

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



PROYECTO PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL
EN METALURGIA EXTRACTIVA

**ANÁLISIS Y PROPUESTA DE
MODIFICACIÓN DE CAPACIDADES DE
FLOTACIÓN, PLANTA CONVENCIONAL Y
PLANTA DE TRATAMIENTO DE RELAVES**

Mauricio Miranda Valenzuela

Profesores Guía

Amelia Dondero Carrillo

José Torres Titus

2012

PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATÓLICA DE VALPARAISO
FACULTAD DE INGENIERIA
ESCUELA DE INGENIERIA QUIMICA

PROYECTO PARA OPTAR AL TITULO DE INGENIERO
CIVIL EN METALURGIA EXTRACTIVA

**Análisis y propuesta de modificación de
capacidades de flotación, Planta
Convencional y Planta de Tratamiento de
Relaves.**

Mauricio Miranda Valenzuela

Profesor Guía:
Amelia Dondero Carrillo
José Torres Titus

2012

Agradecimientos.

Quiero agradecer a todas las personas que de forma directa o indirecta me dieron fuerzas para poder seguir adelante y lograr un objetivo que en un inicio se veía muy distante, convertirme un profesional de la minería.

Agradecer a toda mi familia, mis padres por el apoyo incondicional, hermanos, primos, amigos de universidad que fueron un pilar fundamental en mi desarrollo académico, cuantos momentos difíciles pasamos en la universidad y muchos más de felicidades y de buenos momentos en Valparaíso.

Recordar a José Miguel Gonzales Díaz (Q.E.P.D.) un amigo y cuñado que ya no se encuentra con nosotros, pero desde el primer año de universidad confió que este momento llegaría y corresponde mencionarlo.

Mención aparte para mi hermano Patricio Miranda, quien fue la persona que me guió al momento de escoger mi carrera profesional, quien me mostro que con solo enseñanza media no era suficiente, muchas gracias por todos tus consejos y por orientarme en los momentos claves.

Agradecer a la División El Teniente por darme la posibilidad de desarrollar este trabajo, en particular a René Collado de la Superintendencia de Gestión Producción, a mis tutores de la Superintendencia de Ingeniería de Procesos, Ladislao Gómez y Boris Figueroa, a los Ingenieros de Procesos Héctor Piña, Paola Toro y Miguel Molina por la ayuda entregada y a todos los trabajadores de Procesos Planta por la ayuda entregada en los muestreos en terreno y la ayuda incondicional de parte de ellos.

Finalmente agradecer a mis profesores guías por su seguimiento y responsabilidad en mi tema de memoria.

Gracias a todos,

Mauricio Miranda Valenzuela.

Resumen.

La finalidad de realizar esta memoria y evaluar las capacidades de la Planta de Flotación Convencional y Planta de Tratamiento de Relaves, nace de la preocupación de Codelco Chile- División El Teniente de validar las capacidades actuales de la flotación Rougher, para esto se diseñó un plan de trabajo el cual consistió en recopilar información de la planta, características de diseño, características de operación etc. En base a esta información se realizó un diagnóstico de las capacidades actuales de la planta en una operación normal y una operación variable ya sea por detenciones operacionales o inconvenientes operativos.

Para respaldar un posible aumento de capacidad se obtuvo datos cinéticos de pruebas de laboratorio y cinéticas de planta a realizar en los bancos de flotación Rougher de ambas plantas y el criterio bajo el cual serían analizados estos resultados, según el criterio de Agar.

Los resultados de las cinéticas de laboratorio y planta arrojaron que en la flotación Rougher de la planta convencional no era necesario un aumento de capacidad, ya que las pruebas arrojan que los tiempos de flotación son los correctos para los bancos #123-124, 31 minutos, bancos #121-122-125, 21 minutos y los bancos #101-102-103, 25 minutos. Las cinéticas realizadas en la planta de tratamiento de relaves arrojan que el tiempo de flotación Rougher no es el suficiente, esto se explica al contrastar la recuperación en planta (18%) y la recuperación máxima determinada en laboratorio (43%), en base a estos resultados se concluye que es necesario realizar un aumento de capacidad en la flotación Rougher de la Planta de Tratamiento de Relaves aumentando su tiempo de residencia.

Se evaluó la posibilidad de agregar un banco de 6 celdas de 4500 pie³ y 2 bancos de 6 celdas de 4500 pie³, para el procesamiento actual de 85000 tpd de relaves, que provienen de la planta de flotación convencional en un 100% y un porcentaje variable de los relaves provenientes de la flotación realizada en la planta SAG.

Los resultados para estos dos escenarios, alimentación de 85.000 TPD (Caso 1) y 100.000 TPD (Caso 2) toneladas de relave, luego de un análisis metalúrgico en base a simulaciones bajo el modelo cinético de Klimpel entregaron resultados positivos. Para los escenarios estudiados, la flotación Rougher aumenta su recuperación en 4,8 unidades porcentuales para el Caso 1 y 8,4 unidades porcentuales para el Caso 2 en la flotación Rougher, la recuperación en la Planta de Tratamiento de Relaves aumenta en 3,3 unidades porcentuales para el Caso 1 y 5,8 unidades porcentuales para el Caso 2 respectivamente y referente a Gerencia de Plantas aumenta en 0,3 unidades porcentuales para el Caso 1 y 0,5 unidades porcentuales para el Caso 2.

La evaluación económica arroja un VAN de kUS\$19.995 y un TIR de 146% para el Caso 1 y un VAN de kUS\$19.281 y un TIR de 141% para el Caso 2, esto es comprensible por el alto precio del cobre (4,4 US\$/lb).

En base a los resultados entregados en esta memoria se recomendó un aumento de capacidad para la planta de tratamiento de relaves de Codelco Chile- División El Teniente.

Índice.

1.- Introducción.....	1
1.1.- Tema Memoria.....	1
1.2.- Objetivo General.....	1
1.2.1.- Objetivos Específicos.....	1
1.3.- Tareas a Desarrollar.....	2
2.- Antecedentes Generales División El Teniente.....	4
2.1.- Historia de la División.....	4
2.2.- Ubicación Geográfica.....	5
2.3.- Sectores Productivos Mina El Teniente.....	5
2.4.- Plantas.....	6
2.5.- Proceso Productivo División El Teniente.....	7
3.- Diagnostico sobre capacidades de flotación de la Planta Convencional.....	11
3.1.- Búsqueda de información de la Planta Convencional.....	11
3.2.- Balance de masa, ajuste y simulación de la flotación Planta Convencional.....	23
3.3.- Recopilación y análisis de datos históricos de Planta Convencional, incluyendo la Planta de tratamiento de Relaves (PTR).....	26
3.4.- Determinación de parámetros metalúrgicos tales como recuperación, calidad del concentrado y tiempos de residencia por etapas.....	35
4.- Análisis del déficit de capacidades que se generan, frente a detenciones por mantención en diferentes casos típicos.....	37
4.1.- Establecer los tipos de detenciones más frecuentes en la Planta Convencional.....	37
4.2.- Balance de masa, ajuste y simulación de la flotación Planta Convencional para los tipos más frecuentes de detención.....	38
4.3.- Determinación de parámetros metalúrgicos para las detenciones más frecuentes.....	39
5.- Análisis de alternativas de mejoramiento.....	41
5.1.- Determinación de criterios que justifiquen instalar maquinas de flotación adicionales, en las etapas de flotación que resulten deficitarias.....	41

5.2.- Desarrollo de Pruebas Metalúrgicas.	42
5.3.- Análisis de las pruebas metalúrgicas e identificar donde se realizara la propuesta para aumentar las capacidades en la Planta Convencional o Planta de Tratamiento de Relaves.	64
6.- Evaluación económica respecto a la alternativa propuestas para mejorar las capacidades de la Planta Convencional.....	71
6.1.- Determinar costos de la modificación a realizar en la Planta de Tratamiento de Relaves.	71
6.2.- Determinar beneficio económico de la alternativa propuesta.	73
7.- Conclusiones.....	81
8.- Recomendaciones.	82
9.- Bibliografía.	83
10.- Anexos	84
10.1.- Marco Teórico.	84
10.2.- Balance de Masa.	87
10.3.- Cinética de Flotación.	90
10.4.- Criterio de Agar.....	99
10.5.- Dispersión de aire en flotación.....	99
10.6.- Velocidad superficial de gas.	100
10.7 Procedimiento Cinética de Flotación Planta.....	105
10.8.- BALANCE MATERIALES PLANTA TRATAMIENTO DE RELAVES (PTR) N° SIP-122-2009	108
10.9.- Simulación de la flotación Planta Convencional.....	112
10.10.- Medición de flujo PTR.....	122
10.11.- Determinación de parámetros metalúrgicos.....	123

Figuras.

Figura N°1: Esquema Operación Actual División El Teniente.

Figura N° 2: Ubicación Geográfica División El Teniente.

Figura N° 3: Sectores Productivos División El Teniente.

Figura N°4: Planta de Molienda Unitaria.

Figura N°5: Molino Unitario N°13.

Figura N°6: Planta de Molienda Sewell.

Figura N°7: Flowsheet Flotación Primaria y 1° Limpieza.

Figura N°8: Flowsheet Retratamiento y remolienda.

Figura N°9: Flowsheet PTR hasta alimentación a clasificación.

Figura N°10: Flowsheet PTR desde alimentación clasificación hasta columnas.

Figura N°11: Diagrama esquemático planta de Retratamiento y 2°limpieza.

Figura N°12: Costos de Mantención celdas de flotación.

Figura N°13: Liberación del mineral.

Figura N°14: Métodos de separación de minerales.

Figura N°15: Esquema mineral, burbuja y ganga.

Figura N°16: Zona de colección y espuma.

Figura N°17: Parámetros de Solver.

Figura N°18: Gráfico recuperación vs tiempo.

Figura N°19: Gráfico $\ln(Co/C)$ vs tiempo.

Figura N°20: Diagrama prueba de flotación Batch.

Figura N°21: Gráfico recuperación vs tiempo.

Figura N°22: Esquema flotación continua.

Figura N°23: Gráfico recuperación vs numero de celdas.

Figura N°24: Gráfico recuperación vs numero de celdas.

Figura N°25: Criterio de Agar.

Figura N°26: Figura esquemática velocidad superficial de gas.

Figura N°27: Zoom imagen burbujas y distribución de diámetros de burbuja.

Figura N°28: Distribución de tamaño a diferentes flujos de aire.

Figura N°29: Esquema contenido de aire.

Figura N°30: Esquema banco de flotación.

Figura N°31: Diagrama de flujo Planta Tratamiento Relaves.

Tablas.

Tabla N ° 1: Operaciones Unitarias Colón y Sewell.

Tabla N°2: Distribución de carga de molinos.

Tabla N°3: Etapas de flotación Planta Convencional.

Tabla N°4: Distribución de Molinos por banco de flotación.

Tabla N°5: Etapas de flotación Planta Tratamiento de Relaves.

Tabla N°6: Resumen de tiempos flotación primaria Colon y Sewell.

Tabla N°7: Resumen de tiempos flotación 1° limpieza Colon y Sewell.

Tabla N°8: Resumen Parámetros Metalúrgicos.

Tabla N°9: Resumen Parámetros Metalúrgicos.

Tabla N°10: Resumen disminución Parámetros Metalúrgicos.

Tabla N°11: Ley Alimentación Banco #102.

Tabla N°12: Resumen Leyes Cu, Mo, Fe Cinética de Laboratorio Banco #102.

Tabla N°13: Resumen Rec. Cu, Mo, Fe Cinética de Laboratorio Banco #102.

Tabla N°14: Resumen Parámetros Cinéticos Banco #102.

Tabla N°15: Ley Alimentación Banco #102.

Tabla N°16: Resumen Leyes Cu, Mo, Fe Cinética de Laboratorio Banco #122.

Tabla N°17: Resumen Rec. Cu, Mo, Fe Cinética de Laboratorio Banco #122.

Tabla N°18: Resumen Parámetros Cinéticos Banco #122.

Tabla N°19: Ley Alimentación Banco #705.

Tabla N°20: Resumen Leyes Cu, Mo, Fe Cinética de Laboratorio Banco #705.

Tabla N°21: Resumen Rec. Cu, Mo, Fe Cinética de Laboratorio Banco #705.

Tabla N°22: Resumen Parámetros Cinéticos Banco #705.

Tabla N°23: Ley Alimentación y Productos Banco #102.

Tabla N°24: Datos experimentales Banco #102.

Tabla N°25: Datos ajustados Banco #102.

Tabla N°26: Ley Alimentación y Productos Banco #102.

Tabla N°27: Datos experimentales Banco #102.

Tabla N°28: Datos ajustados Banco #102.

Tabla N°29: Ley Alimentación y Productos Banco #122.

Tabla N°30: Datos experimentales Banco #122.

Tabla N°31: Datos ajustados Banco #122.

Tabla N°32: Ley Alimentación y Productos Banco #122.

Tabla N°33: Datos experimentales Banco #122.

Tabla N°34: Datos ajustados Banco #122.

Tabla N°35: Ley Alimentación y Productos Banco #705.

Tabla N°36: Datos experimentales Banco #705.

Tabla N°37: Datos ajustados Banco #705.

Tabla N°38: Ley Alimentación y Productos Banco #705.

Tabla N°39: Datos experimentales Banco #705.

Tabla N°40: Datos ajustados Banco #705.

Tabla N°41: Costos Instalación 6 celdas de flotación.

Tabla N°42: Costos Instalación 12 celdas de flotación.

Tabla N°43: Parámetros en base a PND 2011.

Tabla N°44 Costos anuales bancos de flotación.

Tabla N°45: Costos de energía eléctrica bancos de flotación.

Tabla N°46: Gastos totales para celdas de flotación.

Tabla N°47: Tabla resumen prueba de flotación.

Tabla N°48: Parámetros Modelo Gorain.

Tabla N° 49: Resumen rango parámetros operacionales.

Tabla N° 50: Recuperaciones por etapa y circuito.

Tabla N°51: Capacidad instalada y tiempos de residencia.

Tabla N°52: Detalle flujos determinados en el balance.

Tabla N°53: Detalle flujos determinados en el balance.

Gráficos.

Gráfico N°1: Ley Concentrado 1° Limpieza Agosto-Diciembre, real y simulada.

Gráfico N°2: Tiempo de residencia Bancos 123-124.

Gráfico N°3: Tiempo de residencia Bancos 101-102-103.

Gráfico N°4: Tiempo de residencia Bancos 121-122-125.

Gráfico N°5: Tiempo de residencia Bancos 106-107.

Gráfico N°6 Resumen grafico de tiempos flotación primaria Colon y Sewell.

Gráfico N°7: Tiempo de Residencia Banco 105.

Gráfico N°8: Tiempo de Residencia Banco 108.

Gráfico N°9: Tiempo de Residencia Columnas.

Gráfico N°10: Tiempo de Residencia Bancos 501-502-503.

Gráfico N°11: Tiempo de Residencia Banco 104.

Gráfico N°12: Tiempo de residencia Bancos 701-702-703-704-705.

Gráfico N°13: Cinética de laboratorio Banco #102.

Gráfico N°14: Cinética de laboratorio Banco #122.

Gráfico N°15: Cinética de laboratorio PTR.

Gráfico N°16: Perfil de leyes datos experimentales vs ajustados Banco #102.

Gráfico N°17: Perfil de leyes datos experimentales vs ajustados Banco #102.

Gráfico N°18: Perfil de leyes datos experimentales vs ajustados Banco #122.

Gráfico N°19: Perfil de leyes datos experimentales vs ajustados Banco #122.

Gráfico N°20: Perfil de leyes datos experimentales vs ajustados Banco #705.

Gráfico N°21: Perfil de leyes datos experimentales vs ajustados Banco #705.

Gráfico N°22: Gráfico Recuperación vs tiempo, flotación Rougher PTR.

1.- Introducción.

1.1.- Tema Memoria.

Análisis de capacidades de flotación Planta Convencional y Planta de Tratamiento de Relaves, posible ampliación y justificación ampliación.

1.2.- Objetivo General.

Confeccionar un registro de los tiempos de residencia en la flotación de la Planta Convencional considerando una operación normal y frente a posibles detenciones operacionales. Respaldar un eventual aumento de capacidad en la Planta Convencional en la etapa Rougher o de la Planta de Tratamiento de Relaves si resulta recomendable.

1.2.1.- Objetivos Específicos.

- Realizar un diagnostico sobre las capacidades de flotación de la Planta Convencional, incluyendo la Planta de Tratamiento de Relaves (etapa Rougher).
- Realizar un diagnostico de las capacidades frente a modificaciones o detenciones en el circuito de flotación por mantención o inconvenientes operativos. Se complementara con un análisis de los impactos en recuperación metalúrgica y en calidad de concentrado.
- Analizar alternativas de mejoramiento en base a un aumento de capacidad, donde se estime conveniente con una estimación en los beneficios metalúrgicos.
- Evaluación económica de las alternativas propuestas para proponer la modificación más conveniente en la Planta Convencional o Planta de Tratamiento de Relaves (a nivel de ingeniería preliminar).

1.3.- Tareas a Desarrollar.

1. Realizar un diagnostico sobre las capacidades de flotación de la Planta Convencional, incluyendo la Planta de Tratamiento de Relaves (etapa Rougher).
 - Búsqueda de información de la Planta Convencional: flowsheet, arreglo de bancos de celdas de flotación, características de las celdas, circuito de remolienda (hidrociclones, molinos), columnas.
 - Balance de masa, ajuste y simulación de la flotación Planta Convencional.
 - Recopilación y análisis de datos históricos de Planta Convencional, incluyendo la PTR (globalmente).
 - Determinación de parámetros metalúrgicos tales como recuperación, calidad del concentrado y tiempos de residencia por etapas.

2. Realizar un diagnostico de las capacidades frente a modificaciones o detenciones en el circuito de flotación por mantención o inconvenientes operativos. Se complementara con un análisis de los impactos en recuperación metalúrgica y en calidad de concentrado.
 - Establecer los tipos de detenciones más frecuentes en la Planta Convencional.
 - Balance de masa, ajuste y simulación de la flotación Planta Convencional para los tipos más frecuentes de detención.
 - Determinación de parámetros metalúrgicos para las detenciones más frecuentes.

3. Analizar alternativas de mejoramiento en base a un aumento de capacidad donde se estime conveniente con una estimación de los beneficios metalúrgicos.

- Determinación de criterios que justifiquen instalar máquinas de flotación adicionales, en las etapas de flotación que resulten deficitarias.
- Desarrollo de pruebas metalúrgicas.
- Análisis de las pruebas metalúrgicas e identificar donde se realizará la propuesta para aumentar las capacidades en la Planta Convencional o Planta de Tratamiento de Relaves.
- Determinación y análisis de parámetros metalúrgicos para cada una de las propuestas.

4. Evaluación económica de las alternativas propuestas para proponer la modificación más conveniente en la Planta Convencional o Planta de Tratamiento de Relaves (a nivel de ingeniería preliminar).

- Determinar costos de la modificación a realizar en la Planta de Tratamiento de Relaves.
- Determinar beneficio económico de la alternativa propuesta.

2.- Antecedentes Generales División El Teniente.

2.1.- Historia de la División.

División El Teniente, es uno de los complejos minero metalúrgicos de la Corporación Nacional del Cobre de Chile (CODELCO) y considera entre sus activos principales la mina subterránea El Teniente y demás instalaciones productivas y de infraestructura necesarias para la concentración y fundición de minerales de cobre y molibdeno que comercializa.

Actualmente se extraen y benefician 137.000 ton/día de mineral para producir aproximadamente 381.000 ton/año cobre y 4.500 ton/año de molibdeno. Embarca su producción de cobre por el puerto de San Antonio, en la V región.

La mina El Teniente es la mina de cobre subterránea más grande del mundo, su método de explotación es por hundimiento de bloques, en el cual la fuerza de gravedad apoya sustancialmente la extracción minera. En sus orígenes fue explotada por la Braden Copper Company y más tarde por la Kennecott Corporation [6].

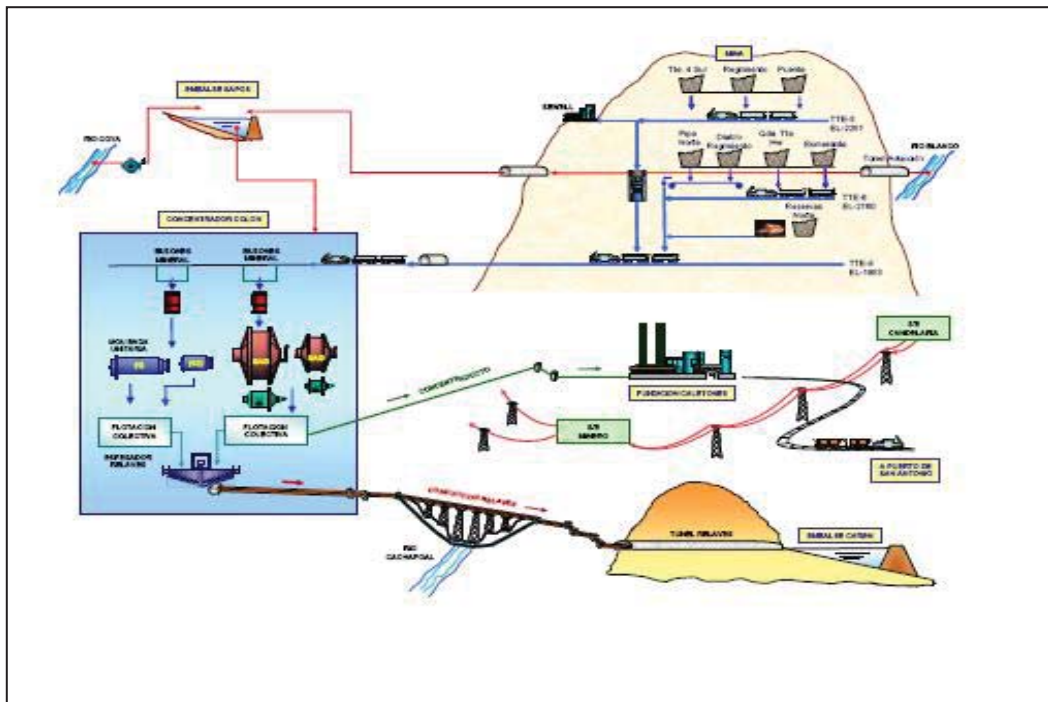


Figura N°1: Esquema Operación Actual División El Teniente.

2.2.- Ubicación Geográfica.

El emplazamiento de las instalaciones principales de la División en la Sexta Región de Chile, a 80 Km. al sudeste de la ciudad de Santiago y a 44 Km. al este de la ciudad de Rancagua. La mina El Teniente se ubica a 2.100 m.s.n.m.[6]

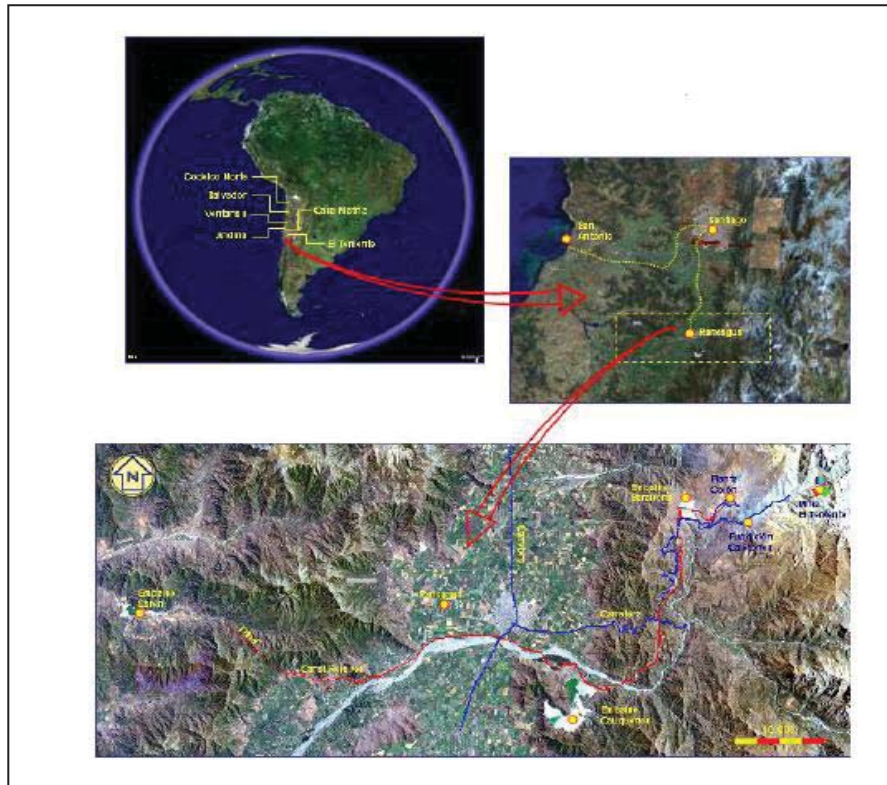


Figura N° 2: Ubicación Geográfica División El Teniente.

2.3.- Sectores Productivos Mina El Teniente.

Las actuales operaciones de la mina están conformadas por un conjunto de sectores que mediante la explotación por métodos de hundimiento, operaciones mecanizadas con LHD's, el traspaso gravitacional y el transporte mediante

ferrocarriles alimentan las plantas de chancado-molienda en Sewell, y chancado-molienda-flotación en Colón. [6]

A partir del año 2003, la producción se ha incrementado desde 97.000 ton/día hasta las 137.000 ton/día en la actualidad.

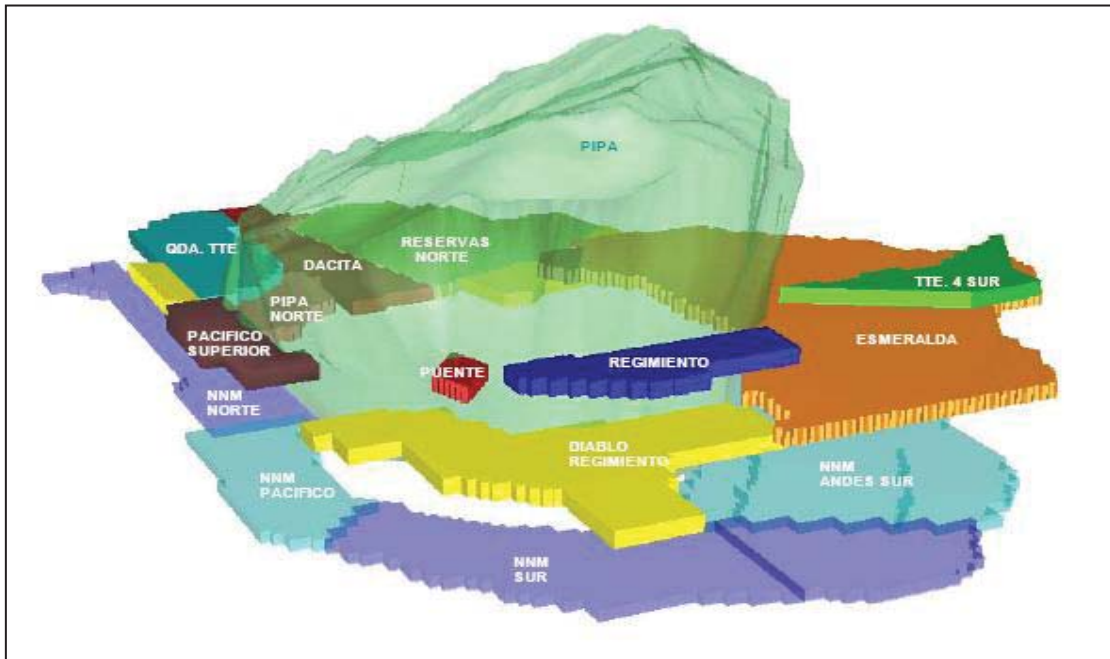


Figura N° 3: Sectores Productivos División El Teniente.

2.4.- Plantas.

El proceso de tratamiento de minerales extraídos de los diferentes sectores mineros es alimentado a dos sectores bien definidos; el primero corresponde al complejo Sewell, el cual es alimentado por los sectores ubicados sobre la cota 2.300 m.s.n.m. Esta planta en la actualidad procesa del orden de 15.000 ton/día, contemplando las etapas de chancado y molienda que envía por canaleta su pulpa de mineral para ser flotada en el área de Colón.

El segundo sector corresponde al área de Colón, la cual quedó habilitada para alcanzar una capacidad de procesamiento de 131.000 ton/día a partir del año 2007.

La Planta de Colón considera dos sistemas de procesamiento, el primero corresponde a un proceso basado en molienda SAG, mientras que el segundo se basa en un proceso tradicional de chancado secundario-terciario seguido por una etapa de molienda unitaria de bolas.[6]

2.5.- Proceso Productivo División El Teniente.

El beneficio de mineral se realiza en los Concentradores Colón y Sewell cada uno constituido por las siguientes operaciones unitarias:

Concentrador Colón	Concentrador Sewell
<ul style="list-style-type: none"> • Línea de procesos SAG 	<ul style="list-style-type: none"> • Chancado Primario
-Molienda SAG 1	<ul style="list-style-type: none"> • Chancado Secundario y terciario
-Molienda SAG 2	<ul style="list-style-type: none"> • Molienda
-Chancado de Pebbles Centralizado	
-Flotación Colectiva	
<ul style="list-style-type: none"> • Línea de Procesos Unitaria 	
-Chancado Secundario y Terciario	
-Molienda Unitaria	
-Flotación Colectiva	
<ul style="list-style-type: none"> • Operaciones Comunes 	
-Flotación Selectiva	
-Espesaje de Relaves y Recirculación de Aguas	
-Manejo y Filtrado de Concentrado de Cu	
-Plantas de Reactivos y cal	

Tabla N ° 1: Operaciones Unitarias Colón y Sewell.

El producto de la molienda de Sewell es conducido, mediante canaleta de transporte, hasta la etapa de flotación colectiva de la línea de procesos unitaria.

- Proceso SAG:

El proceso SAG con una capacidad de procesamiento de 65.000 ton/día, para un tamaño P80 de 150 μm , contempla las siguientes etapas:

- Dos líneas de Chancado Primario en Colón con chancadores giratorios, uno de 60 x 89 pulgadas y un segundo de 54 x 74 pulgadas.
- Dos líneas de molienda SAG, consistente la primera en un molino SAG de 15.000 Hp con dos molinos de bolas de 6.000 Hp cada uno y una segunda línea consistente en un molino SAG de 26.000 Hp y dos molinos de bolas de 15.000 Hp.
- Los Pebbles de ambas plantas SAG se envían a una Planta Centralizada de Pebbles compuesta por 4 chancadores de cono de 800 Hp cada uno.
- El producto de ambas plantas SAG se envían a planta de flotación colectiva, la que opera en circuito simplificado y está compuesta por 42 celdas de flotación de 4.500 pies³, 4 celdas de flotación columnar de 20 m² y 3 molinos verticales de 1.250 Hp cada uno.

- Proceso Convencional:

El proceso Convencional con una capacidad de procesamiento de 66.000 ton/día, para un tamaño P80 de 160 μm , contempla las siguientes etapas:

- Una planta de Chancado Secundario-Terciario que es alimentada por una parte del material chancado al interior de la mina y por otra parte con producto del chancado primario de Colón. Esta planta está compuesta por 3 chancadores de cono de 800 Hp en etapa secundaria, seis chancadores de cono de 800 Hp en etapa terciaria y una etapa de harneado centralizada.

- Una Planta de Molienda Convencional compuesta por 7 molinos de 2.500 Hp, un molino de 3.000 Hp y 4 molinos de 3.800 Hp, todos operando en forma unitaria. Adicionalmente se tiene un molino de 15.000 Hp para molienda unitaria, con su respectivo acopio de mineral, ubicado en las cercanías de la Planta de Chancado secundario y terciario.
- El producto de todos los molinos se envía a una Planta de Flotación Colectiva, operando en circuito Teniente y está compuesta por 8 celdas de 4.500 pies³, 75 celdas de 1.500 pies³, 18 celdas de 1.000 pies³, 4 celdas de flotación columnar de 16 m² y 2 molinos de bolas de 700 Hp cada uno.

Los productos de ambos procesos continúan etapas conjuntas las cuales básicamente son:

- Planta de flotación selectiva, donde son enviados los concentrados de flotación colectiva y cuyos productos finales son un concentrado de molibdeno, el cual es filtrado y envasado, y un concentrado de cobre que es enviado a la Planta de Filtrado de Caletones.
- La planta de Filtros de Caletones recibe el concentrado de cobre y lo procesa logrando entregar un producto con una humedad del orden de 9%, el que finalmente es derivado a la Fundición o a un Sistema de transporte para su comercialización.

Por otra parte, los relaves de ambas Plantas de Flotación Colectiva son procesados en una batería de 7 espesadores de 325 pies, logrando recuperar una parte importante del agua, la que es retornada al proceso. El relave descargado por los espesadores es conducido por medio de una canaleta de hormigón hasta su depositación final en el Embalse de Relaves Carén.[6]

- Fundición.

El proceso de la fundición Caletones consiste en tratar el concentrado de cobre proveniente de la planta concentradora Colon, Inicialmente se toma el 40% del

concentrado proveniente de las celdas de flotación y se alimenta al horno reverbero el cual llega a temperaturas sobre los 1.200 ° C. Así el concentrado pasa a una forma líquida, separándose los compuestos y formándose principalmente dos capas, de la cual se obtiene el eje o mata, compuestos de sulfuros con un 55% de cobre aproximadamente, siendo la otra capa la escoria enviada a botadero con menos de 1% de cobre. El eje pasa al Convertidor Teniente donde vuelve a purificarse, el nombre es debido a que la tecnología fue desarrollada por la División El Teniente. El 60% restante del concentrado de flotación pasa por unos secadores de lecho fluidizado para lograr así una humedad de solo 0.3%, pasando directamente a los convertidores Teniente con flujos de aire con oxígeno en exceso estimulando así la reacción de oxidación.

De esta etapa se forma una capa de óxidos de fierro y principalmente impurezas y se envían nuevamente al horno reverbero, para su posterior paso por un Horno de Limpieza de Escorias y recuperar el contenido de Cobre en ellas.

Como producto principal del convertidor Teniente está el llamado metal blanco de 75% cobre, que se envía a los convertidores convencionales Pierce-Smith, donde soplando aire comprimido, la mayor parte de los sulfuros y fierros se oxidan, obteniendo un cobre blíster, de 99% pureza de cobre.

Finalmente se procesa el cobre blíster en hornos basculantes con agentes purificadores llamados fluidificantes para una nueva oxidación y así eliminar toda la impureza resultando un cobre con un alto nivel de pureza de 99.9%. Luego se vierte el líquido en un molde se solidifica en forma de lingotes RAF y Ánodos de cobre.

Respecto a la escoria de botadero está actualmente siendo recirculada a molienda y una posterior flotación convencional de cobre para recuperar los restos de cobre de alrededor de un 0.9% y enviados a la fundición de Caletones dentro del concentrado de cobre.[6]

3.- Diagnostico sobre capacidades de flotación de la Planta Convencional.

3.1.- Búsqueda de información de la Planta Convencional.

Se realizó una búsqueda de información en la cual se detalla la alimentación a flotación, tipo de reactivos usados, las características y capacidades de los bancos de flotación, distribución por arreglos en cada banco, características del circuito de remolienda y se procedió a actualizar el flowsheet de dicha planta.

La planta de flotación convencional trabaja con mineral procesado de distintas características.

El mineral procesado en Sewell en molienda convencional (mediante molinos de barras y bolas) responde a una flotación ácida de pH 3,8 - 4,0 y el tonelaje procesado es aproximadamente de 15.000 ton/día.

El mineral procesado en Colon en molienda unitaria responde a una flotación alcalina y el tonelaje procesado es aproximadamente de 68.400 ton/día.

La alimentación a la Planta Convencional (Sewell más Colon) es aproximadamente de 83.400 ton/día.

La etapa de flotación primaria Colon es alimentada por 13 molinos de bolas, los molinos del 1-8 procesan aprox. 180 ton/hr y cuando procesan escorias aprox. 90 ton/hr, los molinos del 9-12 procesan aprox. 220 ton/hr y el molino 13 procesa aprox. 800 ton/hr.

En la actualidad en la molienda convencional se están procesando escorias de HLE, para esta tarea se encuentran disponibles los molinos 1-4, normalmente solo se operan 3 molinos con escoria.

Los molinos del 1-8 son Hardinge (14'x24' y 2500 HP), los molinos 9-12 Fuller (16'x24,5' y 3800 HP) y el molino 13 Metso (24'x36' y 15.000 HP). El medio de molienda para estos molinos son bolas de 3,5" para generar un P80=150 um.

La Figura N°4 representa la molienda unitaria correspondiente a los 12 molinos.

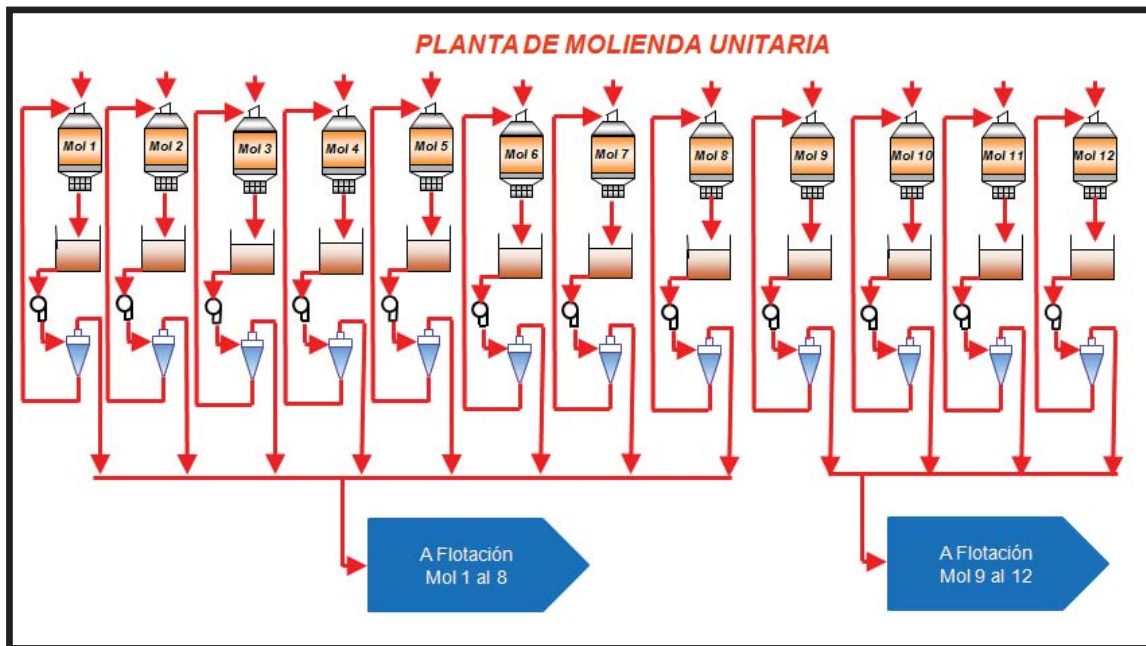


Figura N°4: Planta de Molienda Unitaria.

La Figura N°5 representa la molienda unitaria correspondiente al molino 13.

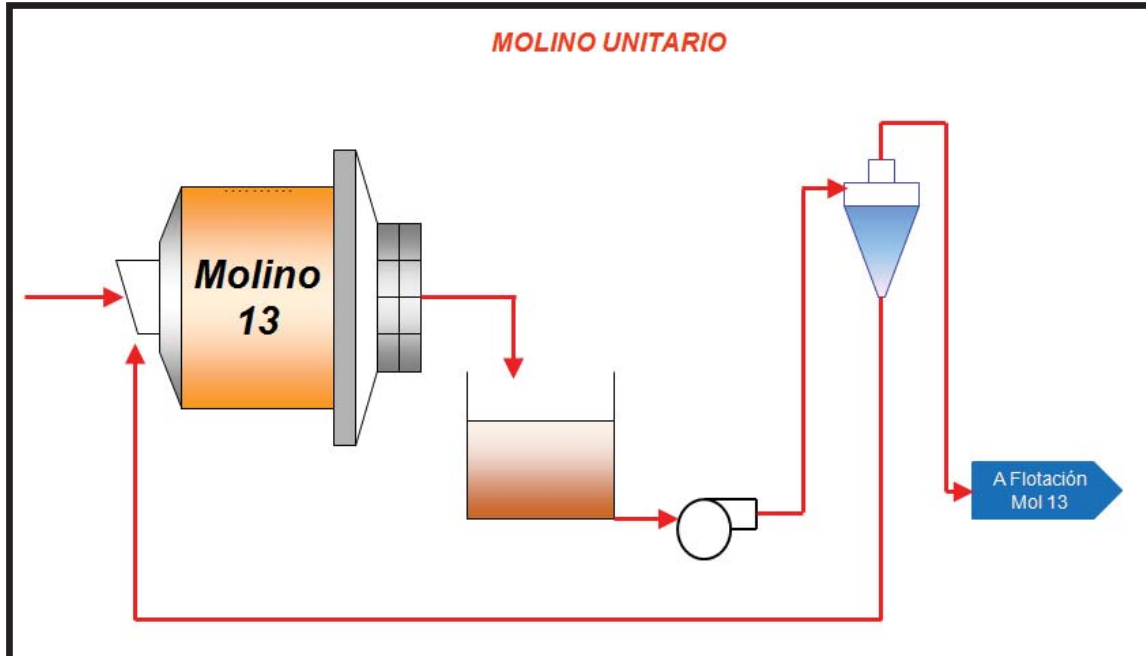


Figura N°5: Molino Unitario N°13.

La etapa de flotación primaria Colon puede tener distintas distribuciones de molinos hacia cada banco, una operación normal de la planta corresponde cuando el banco 123-124 es alimentado por el molino 13, el banco 101-102-103 es alimentado por los molinos del 1-8 y el banco 121-122-125 es alimentado por los molinos del 9-12.

La Tabla N°2 muestra hacia donde pueden ser dirigidas las cargas de cada molino y hacia qué banco de flotación primaria.

Molinos.	Bancos.
1-2-3	101-102-103 106-107
4-5-6-7	101-102-103
8	101-102-103 121-122-125
9-10-11-12	121-122-125 101-102-103 123-124
13	123-124 121-122-125

Tabla N°2: Distribución de carga de molinos

La planta de molienda Sewell consta de 2 secciones, molienda de barras y molienda de bolas. La molienda de barras consta de 22 molinos de Marcy y el medio de molienda son barras de 3,5"x3,35m. La molienda de bolas está constituida por 28 molinos de bolas Marcy y el medio de molienda es una mezcla de un 80% bola de 2,5" y 20% bola de 2".

La Planta de flotación Convencional para procesar este mineral, el cual debe cumplir determinada granulometría de P80=150 um, consta de una etapa de flotación primaria (Rougher) que trata el mineral proveniente de Colon y Sewell en 10 líneas de flotación, esta flotación primaria se divide en flotación primaria Sewell (flotación acida) y flotación primaria Colon (flotación alcalina), una etapa de primera limpieza en 2 líneas que trata los concentrados de la flotación primaria de Colon, una etapa de remolienda con 2 molinos Fuller (medio de molienda bolas de 1”) cada uno con una batería de hidrociclones Krebs, una etapa de segunda limpieza en columnas en 4 líneas y una etapa de barrido (Scavenger más Re-Scavenger) en 4 líneas.

La Tabla N°3 representa un resumen de las características de las líneas de flotación de cada etapa.

Circuito	Tipo	Marca/Volumen	Líneas/Columnas	ID	Volumen (pie ³)	Celdas por Línea	Arreglo
Primario	Celda	FLSmidth 4500 ft ³	1	123	18.000	4	2-2
	Celda	OutoKumpu 4500 ft ³	1	124	18.000	4	2-2
	Celda	Wemco 1500 ft ³	3	101-102-103	15.000	10	2-2-3-3
	Celda	Wemco 1500 ft ³	3	121-122-125	10.500	7	2-2-3
	Celda	Wemco 1500 ft ³	2	106-107	12.000	8	2-3-3
1° Limpieza	Celda	Wemco 1500 ft ³	1	105	12.000	8	2-3-3
	Celda	Wemco 1000 ft ³	1	108	9.000	9	2-3-4
Barrido	Celda	Wemco 500 ft ³	3	501-502-503	4.000	8	2-3-3
	Celda	Wemco 1000 ft ³	1	104	9.000	9	2-3-4
2° Limpieza	Columna	(2x8x13) m ³	4	-	-	-	-

Tabla N°3: Etapas de flotación Planta Convencional.

La Planta de flotación convencional se divide en 2 flotaciones primarias, la flotación primaria Colon se realiza en los bancos 123-124, 101-102-103 y 121-122-125 y la flotación primaria Sewell se realiza en los bancos 106-107.

La Tabla N°4 representa la distribución de molinos para cada banco de flotación primaria.

Bancos	Molinos
123-124	13
121-122-125	9-12
101-102-103	1-8
106-107	Sewell

Tabla N°4: Distribución de Molinos por banco de flotación.

Los bancos de flotación 101-102-103 flotan tanto mineral como escoria, los concentrados generados en la flotación primaria Colon son procesados en una etapa de 1° Limpieza en los bancos 105-108.

Los concentrados generados en 1° Limpieza y en la flotación primaria Sewell son descargados en un cajón repartidor llamado “Cajón Atómico” para posteriormente alimentar el proceso de retratamiento, donde se efectúa la etapa de remolienda, flotación columnar y la etapa de barrido.

Las colas de la flotación primaria Colon, 1° Limpieza son transportadas a la Planta de Tratamiento de Relaves (PTR) y las colas de la flotación primaria Sewell directamente a la canal de relave.

La Figura N°7 representa el flowsheet en la actualidad del proceso de flotación primaria y 1° Limpieza.

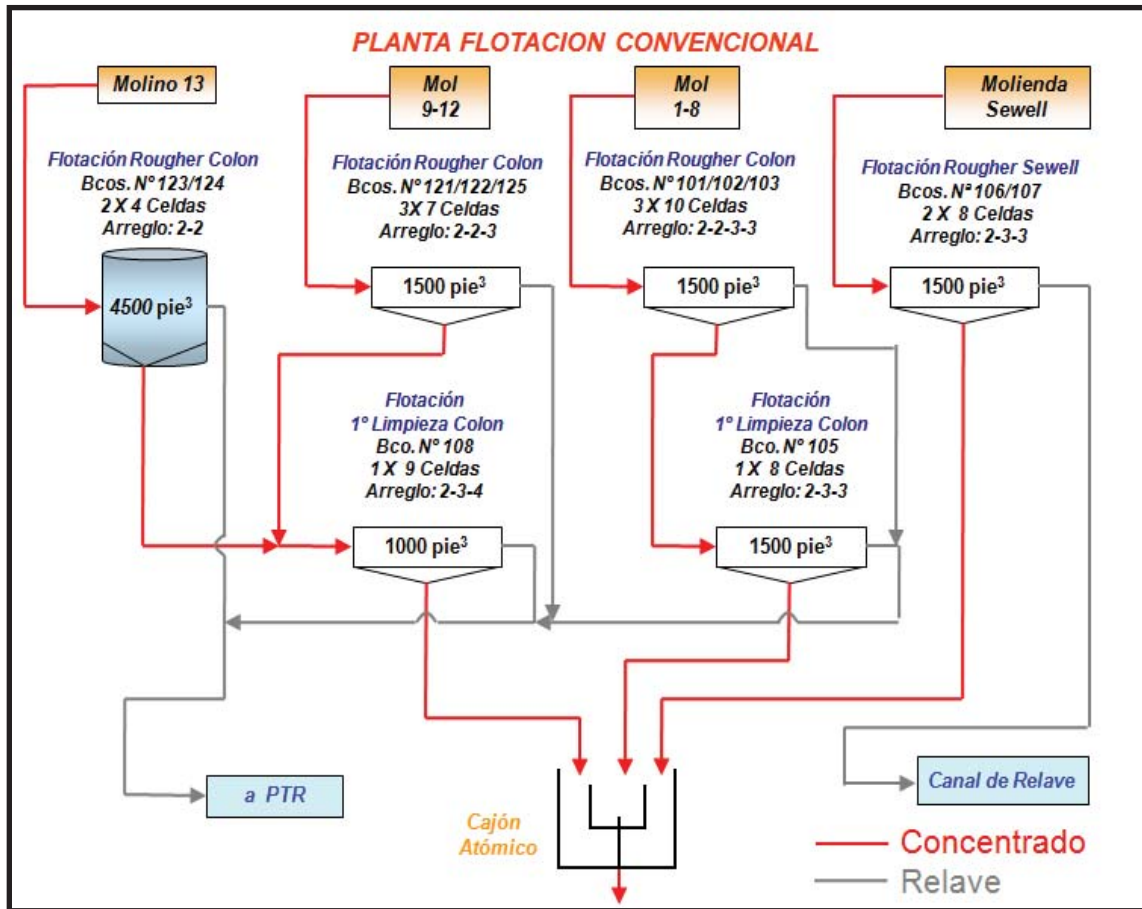


Figura N°7: Flowsheet Flotación Primaria y 1° Limpieza.

El proceso de retratamiento procesa los concentrados generados en el circuito de 1° Limpieza y flotación primaria Sewell más una recirculación que corresponde al concentrado del circuito Scavenger.

Este concentrado es alimentado a dos baterías de hidrociclones Krebs, el fino clasificado es alimentado a la 2° limpieza (Columnas) y el grueso pasa a un sistema de remolienda en 2 molinos Fuller.

El producto de la remolienda, mas los finos clasificados por los hidrociclones son alimentados a la 2° Limpieza correspondiente a 4 Columnas de flotación. El concentrado generado de estas columnas, concentrado final, es trasladado a un espesador y este alimenta la flotación selectiva de Moly.

Las colas de las columnas son alimentadas al proceso de barrido (Scavenger más Re-Scavenger) y en primera instancia son procesadas en los Bancos 501-502-503, el concentrado generado del circuito Scavenger es recirculado a la alimentación de Retratamiento (Cajón Atómico), las colas del circuito Scavenger son procesadas en el Banco 104 (Re-Scavenger). El concentrado generado del circuito Re-Scavenger es recirculado a la alimentación del circuito Scavenger y las colas son alimentadas a la planta de tratamiento de relaves (PTR).

La Figura N°8 representa el flowsheet en la actualidad del proceso de Retratamiento.

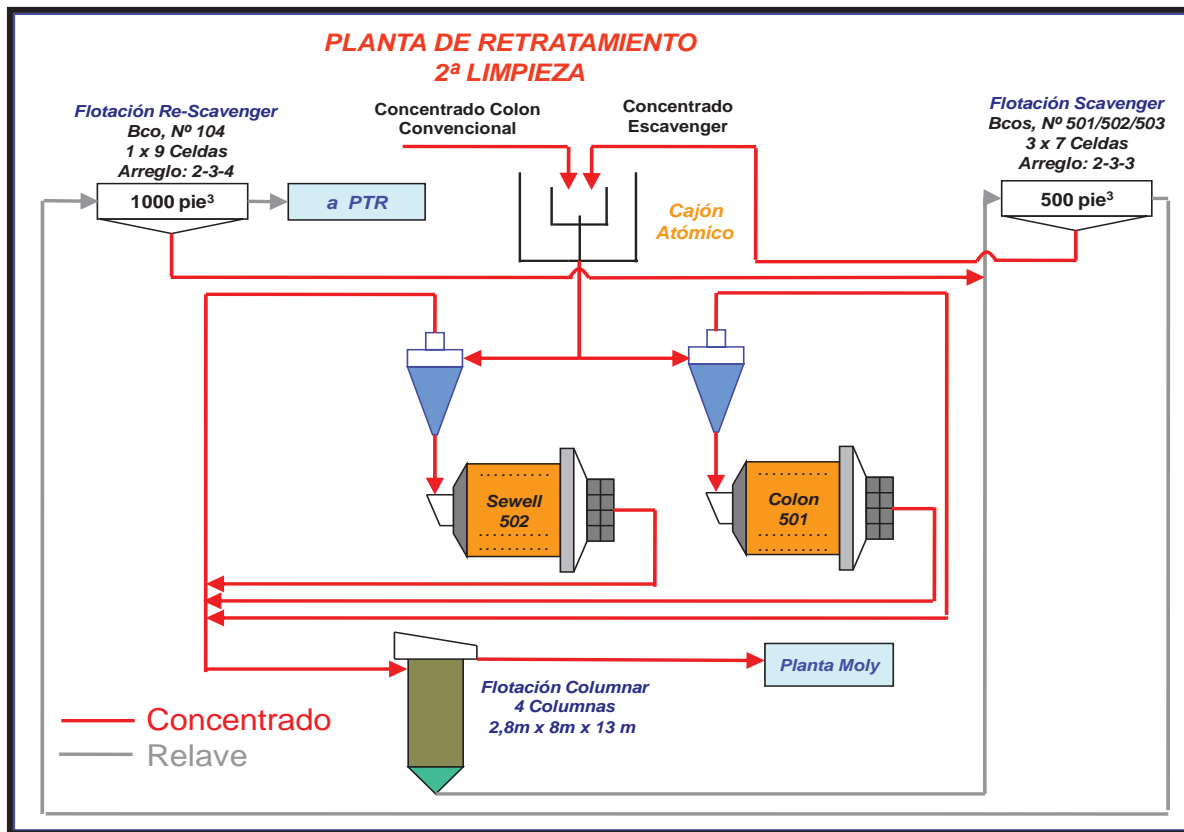


Figura N°8: Flowsheet Retratamiento y remolienda.

La adición de reactivos en la planta convencional Colon se realiza en distintos lugares de la planta, la adición del colector principal que es una mezcla de NP 107 (Tionocarbamato) + D 101 (Ditiocarbamato) se realiza en el rebalse de la batería de ciclones y la dosificación es de 38 g/ton, la adición del diesel (Hidrocarburo) se realiza en la descarga de batería de ciclones (entrada de molino) y la dosificación es de 15 g/ton, se adiciona una lechada de cal para regular el pH a 9,8 en la descarga de batería de ciclones, la adición del colector auxiliar AX 343 (xantato) se realiza en la canal de alimentación a la flotación primaria y la dosificación es de 13 g/ton, la adición del espumante que es una mezcla de FLOMIN 810 (Alcohol) + DF 1012 (éter) se realiza en la canal de alimentación a la flotación primaria y la dosificación es de 10g/ton.

La adición de los reactivos en la molienda Sewell, el colector principal AP3758 (xantoformiato) es agregado en la canal de alimentación a la flotación primaria y la dosificación es de 34 g/ton, la adición del colector auxiliar AP6697 (monotiofosfato) es agregado en la canal de alimentación a la flotación primaria y la dosificación es de 17 g/ton, la adición del espumante que es una mezcla de FLOMIN 810 (Alcohol) + DF1012 (éter) se realiza en la canal de alimentación a la flotación primaria y la dosificación es de 12 g/ton.

Al comienzo de la canal de Sewell (9,5 Km, 55 min aprox de acondicionamiento, velocidad de pulpa de 10 Km/hr) se le agrega diesel y la dosificación es de 10 g/ton, se agrega acido sulfúrico (H_2SO_4) para regular el pH entre 3,8 - 4.

En el proceso de flotación Convencional se pueden recuperar datos históricos mediante muestras tomadas por UCC (Unidad de Control de Calidad) y datos almacenados en PI System, solo se mencionaran los datos necesarios para desarrollar este trabajo.

Datos por UCC:

- Cabeza Molienda Unitaria (Mol 13), %CuT.
- Cabeza Molienda Unitaria (Mol 1-12), %CuT.
- Cabeza Molienda Sewell, %CuT.
- Concentrado Bancos 105-108 (1°Limpieza), %CuT.

- Concentrado 1° Limpieza Colon, %CuT.
- Cola Circuito Escavenger y Re-Escavenger (Barrido), %CuT.
- Concentrado Retratamiento, %CuT.

Datos por PI System:

- Procesamiento por Molinos, ton/día.
- Alimentación Flotación Convencional y Retratamiento, TMS y %CuT.
- Concentrado Generado Colon Convencional, Sewell y Retratamiento, TMS y %CuT.
- Recuperación Colon Convencional, Sewell y Retratamiento, %.

El sistema de UCC y PI System procesan mayor cantidad de datos y variables, pero para el desarrollo de esta memoria solo se tomaron en cuenta los ya mencionados.

La alimentación a la PTR es el 100% de las colas de la flotación realizada en la planta convencional más un % de las colas de la flotación realizada en la planta SAG, este % es aproximadamente un 70% y es variable dependiendo de la operación en la flotación realizada en la planta SAG y según muestreos históricos la alimentación a la PTR es aprox. de 80.000-85.000 ton/día.

La Tabla N°5 representa un resumen de las características de las líneas de flotación de cada etapa.

Circuito	Tipo	Marca/Volumen	Líneas/Columnas	ID	Volumen (pie ³)	Celdas por Línea	Arreglo
Primario	Celda	Wemco 1000 ft ³	1	701	9.000	9	4-5
	Celda	Wemco 1000 ft ³	1	702	9.000	9	4-5
	Celda	Wemco 1000 ft ³	1	703	9.000	9	4-5
	Celda	Wemco 3000 ft ³	1	704	9.000	3	1-1-1
	Celda	Wemco 1500 ft ³	1	705	9.000	6	2-2-2
1° Limpieza	Celda	Wemco 1500 ft ³	1	781	3.000	2	1-1
	Celda	Wemco 1500 ft ³	1	782	3.000	2	1-1
Barrido	Celda	Wemco 300 ft ³	1	710	2.700	9	3-3-3
	Celda	Wemco 300 ft ³	1	711	2.700	9	3-3-3
	Celda	Wemco 1000 ft ³	1	791	5.000	5	1-2-2
2° Limpieza	Columna	(1,8x1,8x10,4) m ³	2	-	-	-	-

Tabla N°5: Etapas de flotación Planta Tratamiento de Relaves.

La flotación primaria de la planta de tratamiento de relaves se divide en 5 líneas, los bancos 701-702-703-704-705, los concentrados generados por la flotación primaria son tratados en una 1°limpieza, las colas generadas por la flotación primaria se van directamente a la canal de relaves.

En la etapa de 1°limpieza en los bancos 781-782, los concentrados son alimentados al proceso de clasificación y las colas generadas en este proceso son tratadas en una etapa de barrido bancos 710-711 (Scavenger), el concentrado generado en la etapa de barrido es alimentado a la etapa de clasificación y las colas generadas se van directamente a la canal de relave

La Figura N°9 representa el flowsheet en la actualidad del proceso en la PTR hasta el proceso de alimentación a la clasificación.

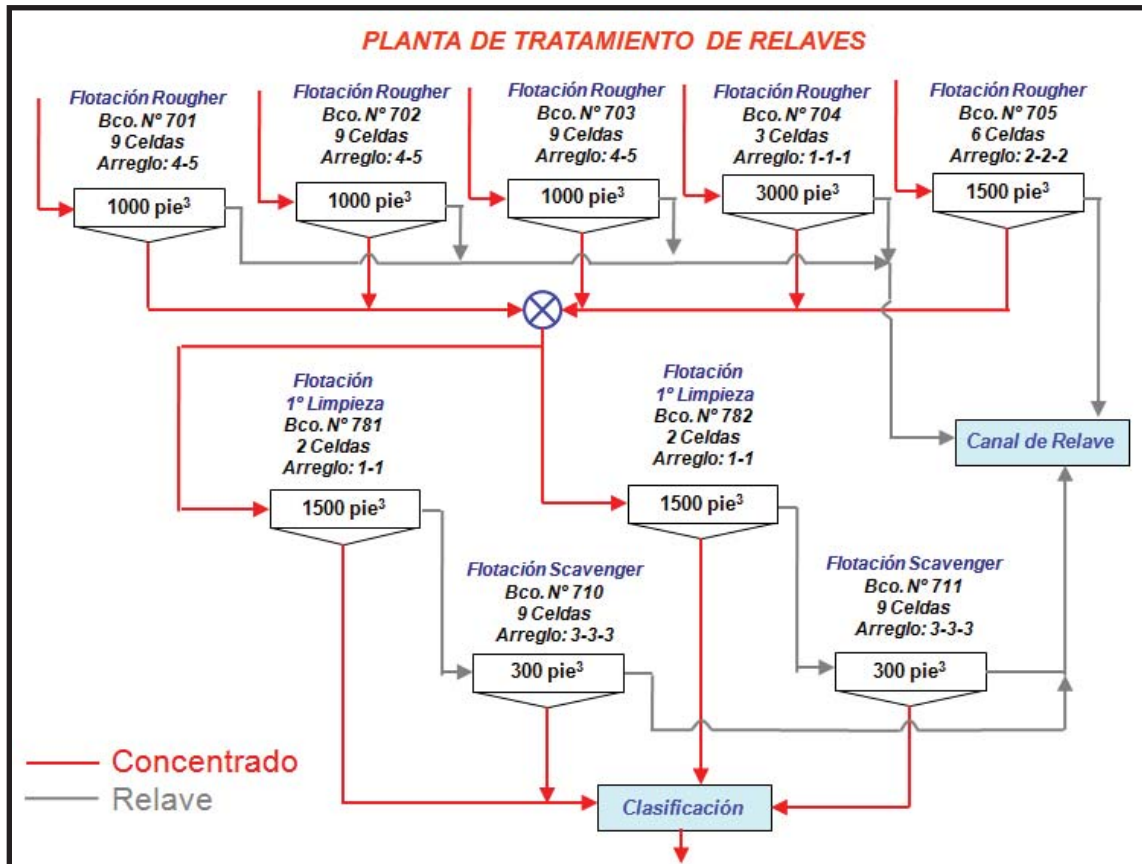


Figura N°9: Flowsheet PTR hasta alimentación a clasificación.

Los concentrados generados en la etapa de 1°limpieza y etapa de barrido son alimentados a una batería de ciclones Krebs, el fino clasificado es alimentado a la 2°limpieza (Columnas) y el grueso pasa a un sistema de remolienda en un molino de torre y la descarga del molino nuevamente se alimenta a la batería de ciclones.

El concentrado generado de estas columnas, concentrado final, es trasladado a un espesador y este alimenta la flotación selectiva de Moly.

Las colas de las columnas son alimentadas a otro proceso de barrido (Escavenger) en el banco 791, el concentrado generado es alimentado a la batería de ciclones y la cola se va directamente a la canal de relave.

La Figura N°10 representa el flowsheet del proceso actual desde la alimentación a la batería de ciclones hasta el término del proceso.

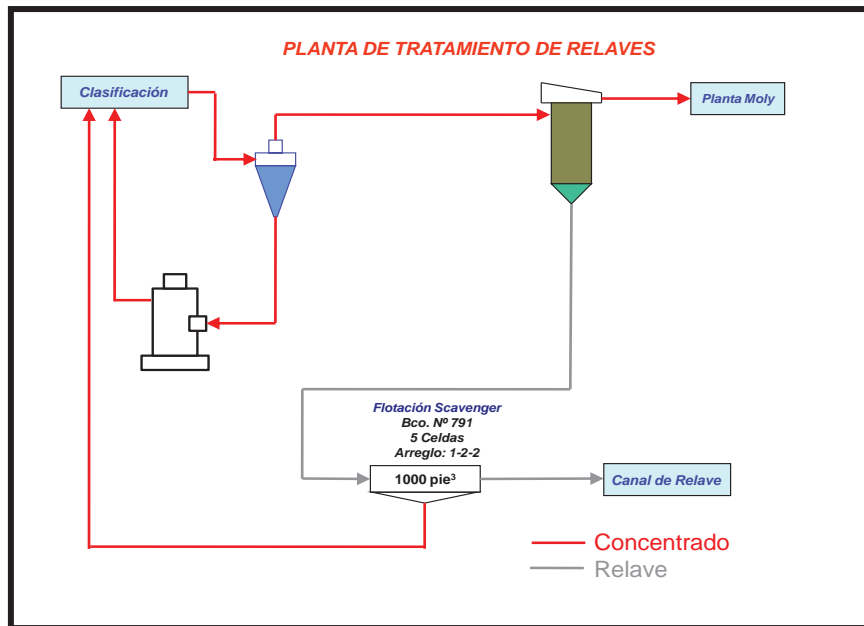


Figura N°10: Flowsheet PTR desde alimentación clasificación hasta columnas.

3.2.- Balance de masa, ajuste y simulación de la flotación Planta Convencional.

Para estimar los flujos de entrada a la 1° limpieza fue necesario simular los bancos de flotación primaria Colon, para así tener una estimación de los concentrados que se generaban en esta etapa de flotación tanto en tonelaje y % de cobre.

Para esto se simuló cada una de estas etapas mediante la “Cinética de “n” celdas en serie de Klimpel” y su ecuación es la siguiente.

$$R = R_{\infty} * \left[1 - \left(\frac{\ln(1 + k * \tau)}{k * \tau} \right)^n \right]$$

R= Recuperación.

R_{∞} = Recuperación máxima del mineral.

k= Constante cinética del mineral.

τ = tiempo de residencia por celda.

n= Numero de celdas.

Mediante esta simulación se obtuvieron los flujos máxicos de concentrado generados en la flotación primaria y una estimación de las leyes de los concentrados.

Para comparar los resultados de la simulación se compararon los datos del concentrado entregado por los bancos de 1° limpieza, estos datos son entregados por la UCC diariamente.

A continuación en el Grafico N°1 se comparan las leyes de concentrado entregado por la 1° limpieza real y el entregado por la simulación, de los meses comprendidos entre Agosto-Diciembre 2010.

El error entregado por esta simulación es de 6,2 % promedio entre los valores del concentrado 1°limpieza real y simulada durante Agosto-Diciembre 2010.

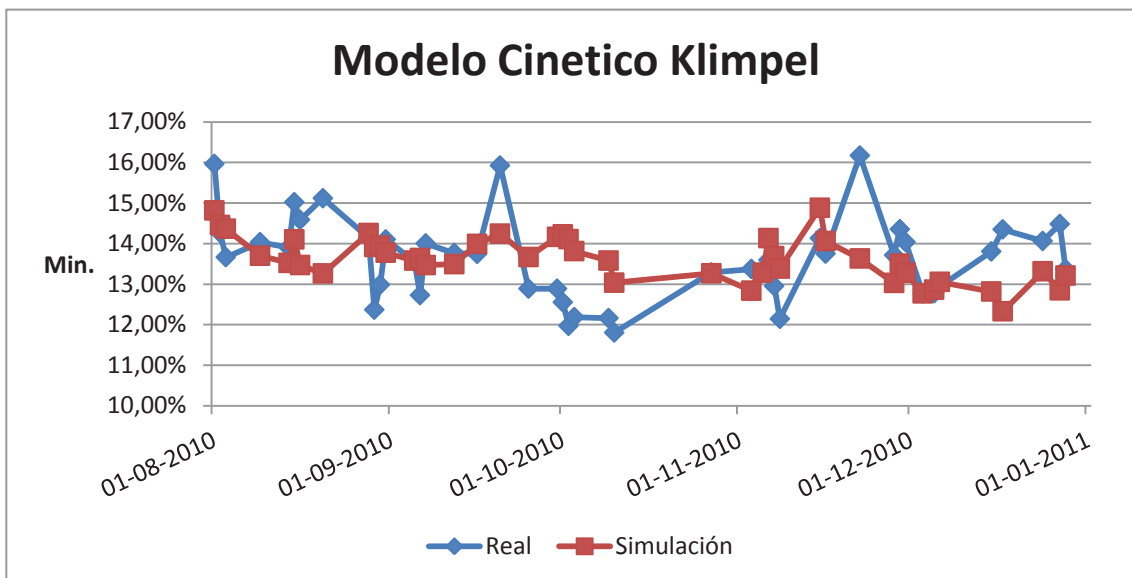


Gráfico N°1: Ley Concentrado 1° Limpieza Agosto-Diciembre, real y simulada.

Los concentrados generados de la 1°limpieza y el concentrado de la flotación primaria Sewell son alimentados a la plata de retratamiento y 2°limpieza (Alimentación Fresca), este circuito consta de 2 recirculaciones al sistema que son el concentrado de la etapa Scavenger alimentado a la entrada de las columnas y el concentrado Re-Scavenger alimentado a la entrada del circuito Scavenger, el flowsheet del procesos de retratamiento se muestra en la Figura N°26.

Para poder tener una estimación de los flujos de alimentación de cada etapa, se realizo un balance y su correspondiente ajuste asumiendo el sistema como una caja negra. Donde se debe cumplir la siguiente ecuación.

$$\text{Entrada} - \text{Salida} = 0$$

$$\text{Alimentacion Fresca} - \text{Concentrado Columna} - \text{Cola ReScavenger} = 0$$

Los datos disponibles en la planta de retratamiento y 2ºlimpieza es el concentrado alimentado (Alimentación Fresca), el concentrado de las columnas, cola Scavenger y cola Re-Scavenger, estos datos son entregados diariamente por la UCC.

Los datos faltantes como la cola columna, concentrado Scavenger y concentrado Re-Scavenger se tomo un promedio de los datos entregados por balances en la Planta de Retratamiento y 2ºlimpieza realizados por la Superintendencia de Ingeniería de Procesos (SIP) el 18 y 23 de marzo.

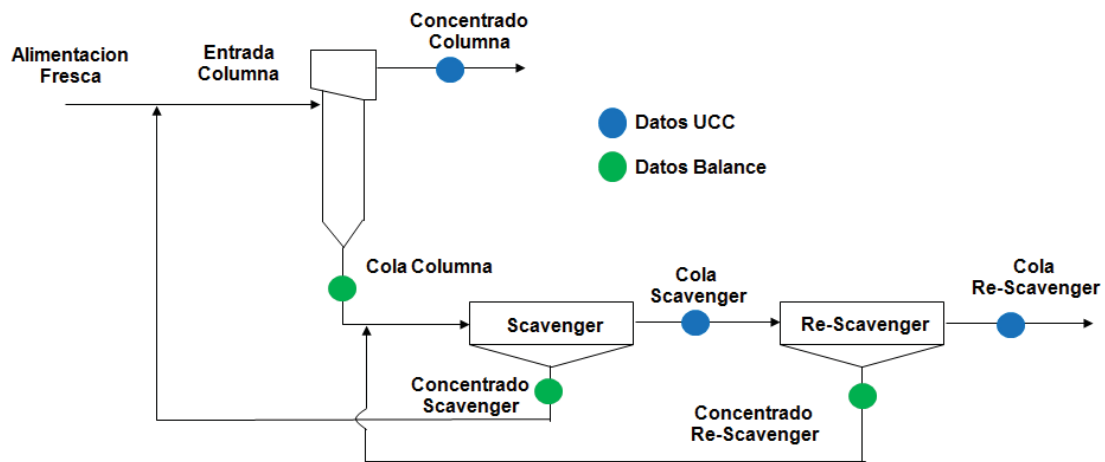


Figura N°11: Diagrama esquemático planta de Retratamiento y 2ºlimpieza.

Con la alimentación fresca ya determinada mediante la simulación de los bancos de 1ºlimpieza y flotación primaria Sewell, se fijaron las leyes que se muestran en la Figura N°11 que fueron un promedio de los datos entregados por la UCC y de los balances realizados por la SIP a retratamiento.

Se construyo una Macro en Visual Basic el cual consiste en realizar iteraciones para determinar los flujos de entrada de cada una de las etapas, el proceso de iteración se detiene cuando se cumple la siguiente ecuación.

$$Alimentacion\ Fresca - Concentrado\ Columna - Cola\ ReScavenger = 0$$

Una vez determinado la estimación de los flujos de alimentación a cada una de las etapas, se pueden determinar las capacidades y una simulación para cada etapa para tener una idea de los flujos de salida tanto en tonelaje como en % de cobre.

3.3.- Recopilación y análisis de datos históricos de Planta Convencional, incluyendo la Planta de tratamiento de Relaves (PTR).

Para poder realizar un análisis en base a datos históricos, se realizó una búsqueda de los datos disponibles y así poder determinar los tiempos de residencia (capacidades) para los bancos de flotación primaria, 1ºlimpieza, 2ºlimpieza y barrido de la Planta Convencional incluyendo los tiempos de residencia de la flotación primaria en la Planta de tratamiento de Relaves.

Para realizar este trabajo, la información disponible en PI System para determinar los tiempos de residencia en la etapa de flotación primaria, son el tonelaje procesado por molinos en la etapa de molienda unitaria (molinos del 1-13) y el tonelaje procesado en Sewell. A esta información se le agrega la entregada en los “Informes Diarios Flotación Convencional” por el jefe de turno en la cual se entrega el % sólido en la alimentación a los bancos de flotación primaria, la gravedad específica del mineral es entregada por el laboratorio de metalurgia, con estos datos más el tonelaje se puede determinar el flujo (m^3/hr) de alimentación a los bancos de flotación.

Para realizar un análisis en base a datos históricos, se definió una operación normal de la planta, debido a la variabilidad de la alimentación. En un día de operación normal la alimentación a los bancos de flotación normalmente es de:

Banco 123-124: 19.200 ton/día. (Molino 13)

Banco 101-102-103: 28.080 ton/día. (Molino 1-8)

Banco 121-122-125: 21.120 ton/día. (Molino 9-12)

Banco 106-107: 15.000 ton/día. (Molino Sewell)

La búsqueda de la información histórica se realizó durante las fechas de Agosto-Diciembre 2010, se buscó el tonelaje procesado diario por molinos (PI System), la distribución de las cargas de los molinos hacia cada banco de flotación, % sólido por turno y observar cómo se operó durante el día.

En el informe diario de flotación convencional se buscaron los días donde la operación fuera lo más cercana a la normal, existiera la operación de todos los bancos de flotación.

En base a la información diaria desde Agosto a Diciembre del 2010, podemos definir un rango de tiempos de residencia para una operación normal en la flotación primaria.

En base a los cálculos para determinar los tiempos de residencia en la flotación primaria que corresponden a los bancos 123-124, 101-102-103, 121-122-125, 106-107 los tiempos se explican a continuación.

El tiempo de residencia de la flotación primaria Colon correspondiente a los bancos 123-124 durante el periodo Agosto-Diciembre 2010, entrega un tiempo de residencia en un rango de 27,5 - 34,8 min durante una operación normal de la planta.

El Grafico N°2 representa gráficamente los tiempos de residencia de los bancos 123-124 de la flotación primaria colon.

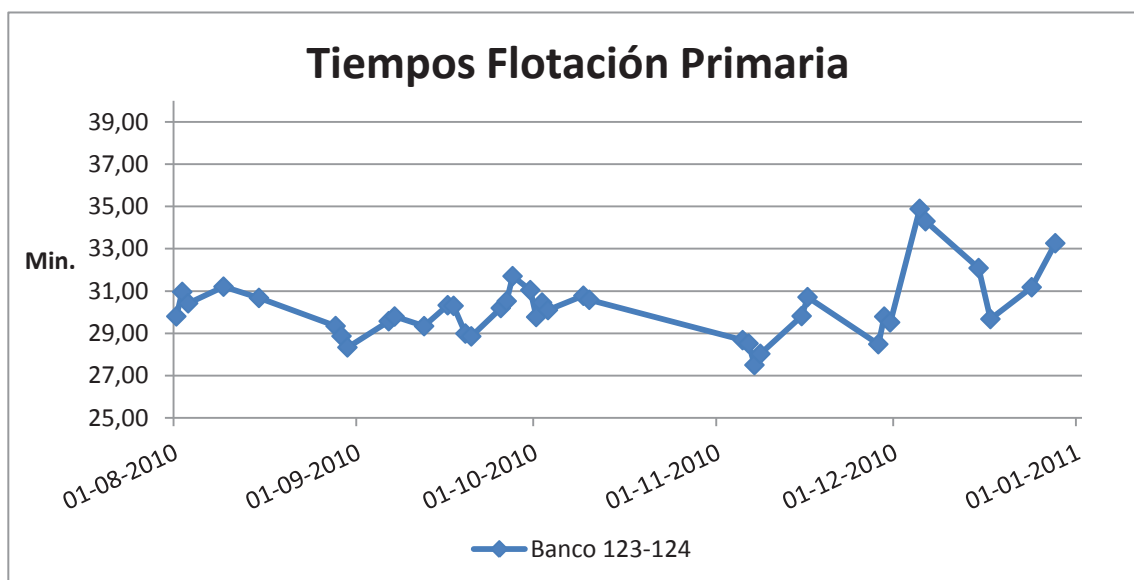


Gráfico N°2: Tiempo de residencia Bancos 123-124.

El tiempo de residencia de la flotación primaria Colon correspondiente a los bancos 101-102-103 durante el periodo Agosto-Diciembre 2010, entrega un

tiempo de residencia en un rango de 22,4 – 26,6 min durante una operación normal de la planta.

El Grafico N°3 representa gráficamente los tiempos de residencia de los bancos 101-102-103 de la flotación primaria colon.

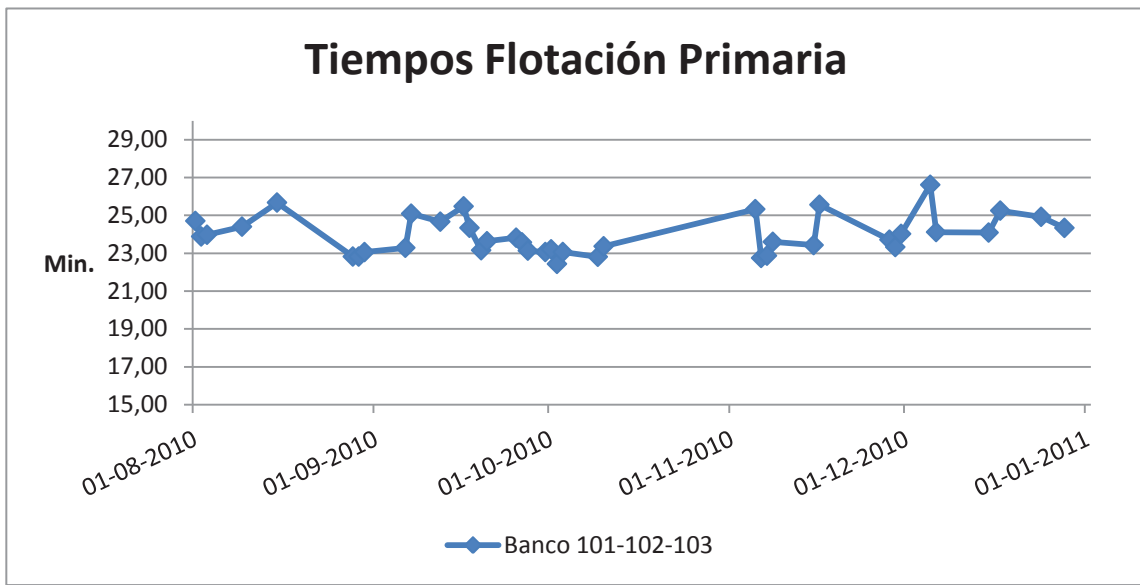


Gráfico N°3: Tiempo de residencia Bancos 101-102-103.

El tiempo de residencia de la flotación primaria Colon correspondiente a los bancos 121-122-125 durante el periodo Agosto-Diciembre 2010, entrega un tiempo de residencia en un rango de 18,1 – 23,8 min durante una operación normal de la planta.

El Grafico N°4 representa gráficamente los tiempos de residencia de los bancos 121-122-125 de la flotación primaria colon.

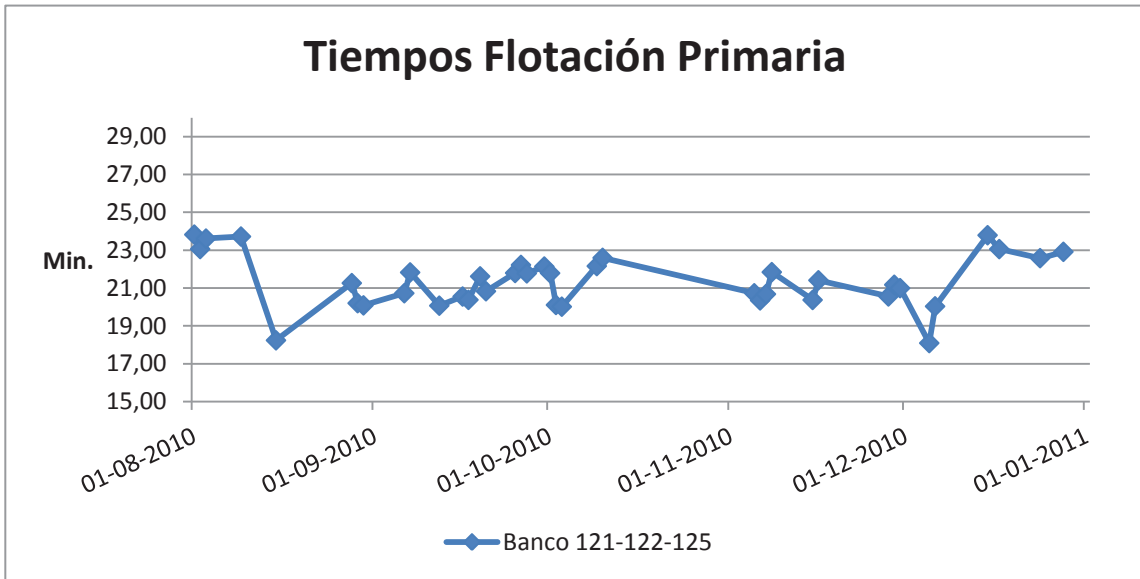


Gráfico N°4: Tiempo de residencia Bancos 121-122-125.

El tiempo de residencia de la flotación primaria Sewell correspondiente a los bancos 106-107 durante el periodo Agosto-Diciembre 2010, entrega un tiempo de residencia en un rango de 17,7 – 24,6 min durante una operación normal de la planta.

El Grafico N°5 representa gráficamente los tiempos de residencia de los bancos 106-107 de la flotación primaria Sewell.

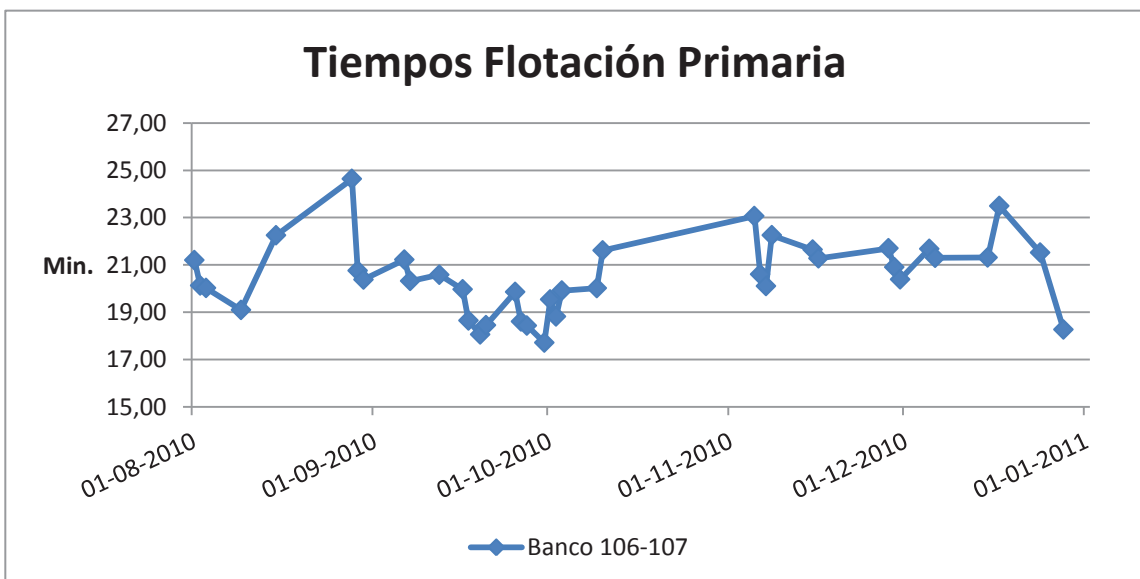


Gráfico N°5: Tiempo de residencia Bancos 106-107.

Los tiempos de residencia de la flotación primaria Colon y Sewell son representados mediante la Tabla N°9 donde se muestran los tiempos mínimos y máximos durante el periodo de Agosto-Diciembre 2010 y gráficamente en el Grafico N°6.

Bancos	Tiempo (min)	\bar{X} Ponderado (min)
123-124	27,5 - 34,8	31,15
101-102-103	22,4 - 26,6	24,5
121-122-125	18,1 - 23,8	20,95
106-107	17,7 - 24,6	21,15

Tabla N°6: Resumen de tiempos flotación primaria Colon y Sewell.

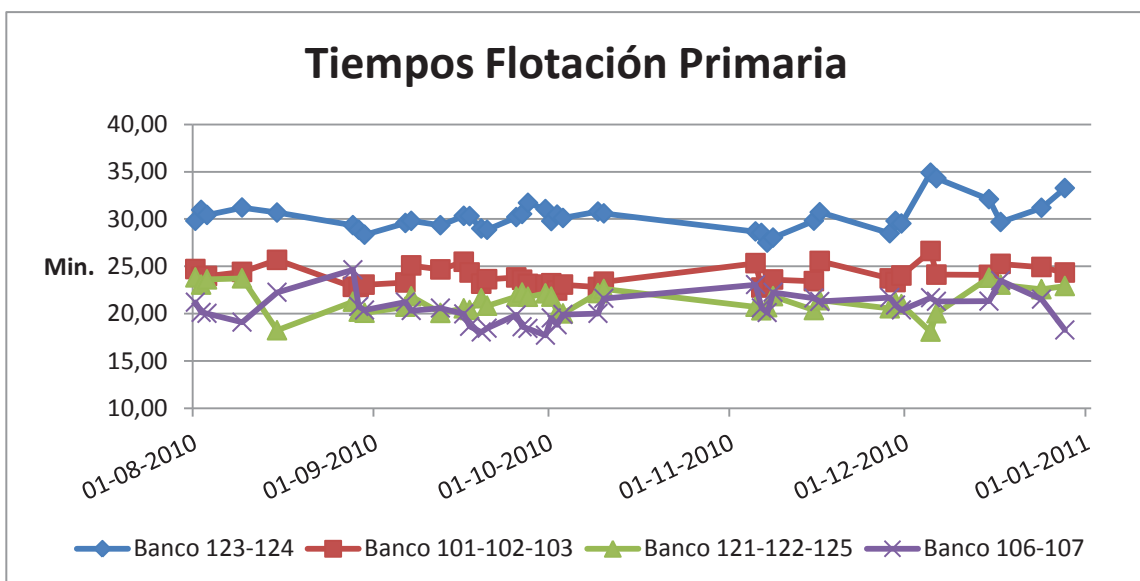


Gráfico N°6 Resumen grafico de tiempos flotación primaria Colon y Sewell.

El tiempo de residencia en la 1°limpieza correspondiente al banco 105 durante el periodo Agosto-Diciembre 2010, entrega un tiempo de residencia en un rango de 32,7 – 37,6 min durante una operación normal de la planta.

El Grafico N°7 representa gráficamente los tiempos de residencia del banco 105 de la 1°limpieza.

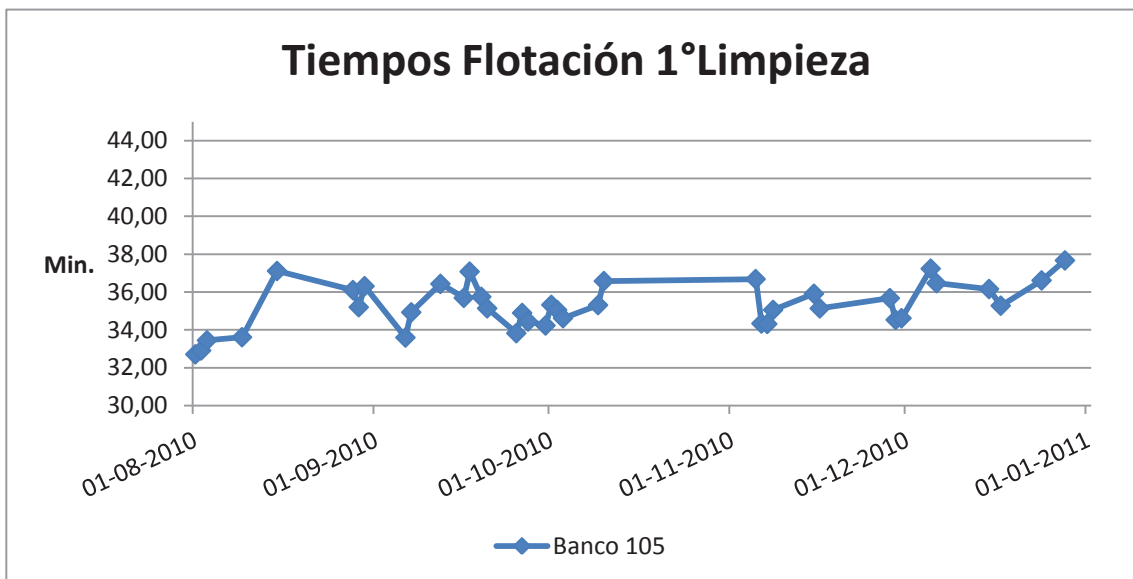


Gráfico N°7: Tiempo de Residencia Banco 105.

El tiempo de residencia en la 1°limpieza correspondiente al banco 108 durante el periodo Agosto-Diciembre 2010, entrega un tiempo de residencia en un rango de 16,9 – 20,2 min durante una operación normal de la planta.

El Grafico N°8 representa gráficamente los tiempos de residencia del banco 105 de la 1°limpieza.

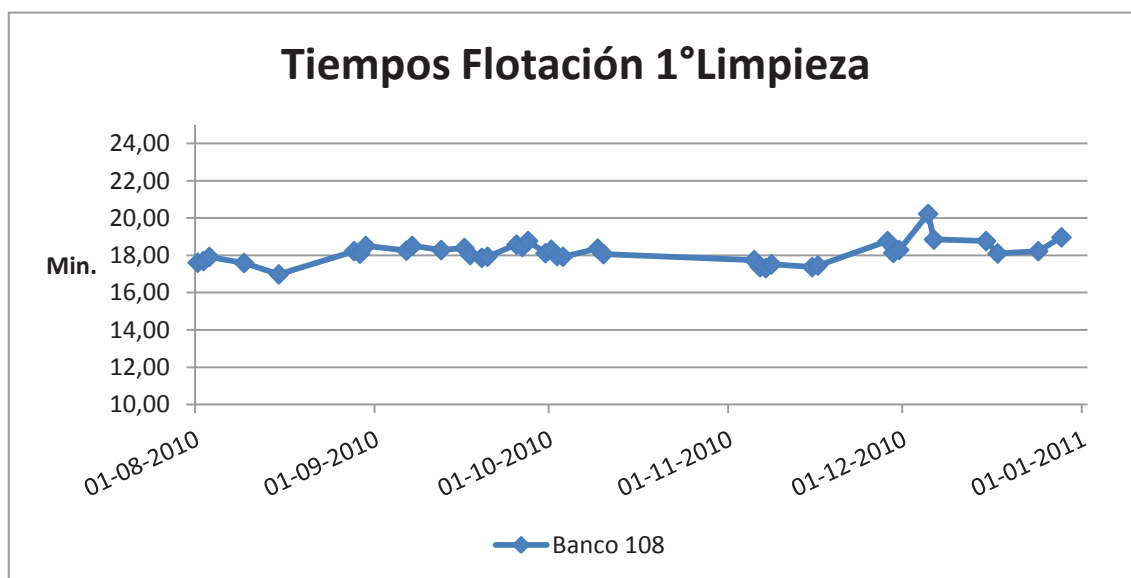


Gráfico N°8: Tiempo de Residencia Banco 108.

El tiempo de residencia en la 2ª limpieza correspondiente a las columnas durante el periodo Agosto-Diciembre 2010, entrega un tiempo de residencia en un rango de 33,6 – 38,3 min durante una operación normal de la planta.

El Grafico N°9 representa gráficamente los tiempos de residencia de las columnas de flotación, 2ª limpieza.

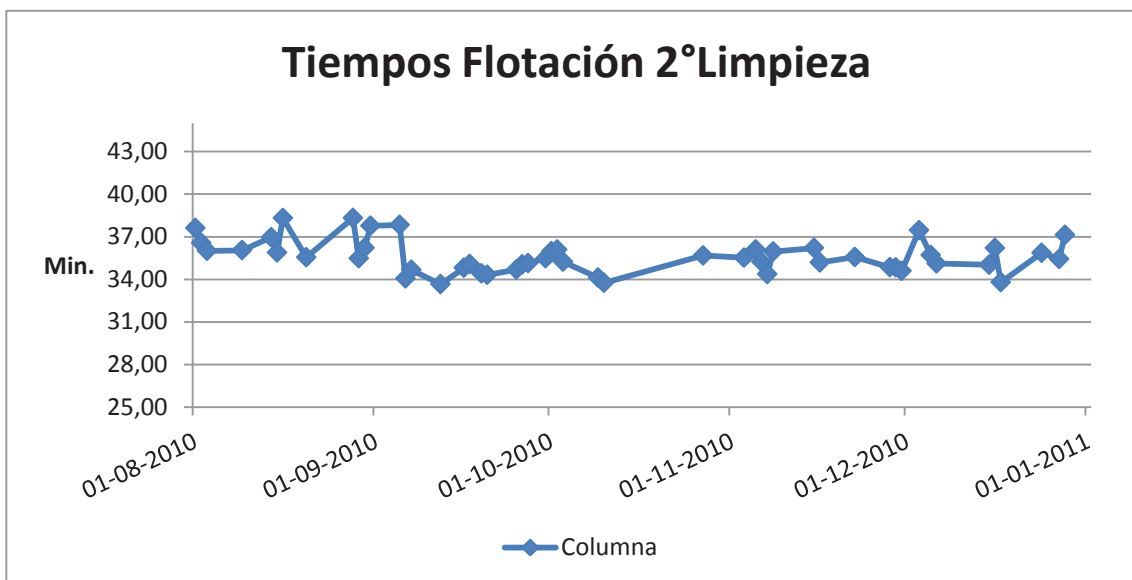


Gráfico N°9: Tiempo de Residencia Columnas.

El tiempo de residencia correspondiente a los bancos 501-502-503 durante el periodo Agosto-Diciembre 2010, entrega un tiempo de residencia en un rango de 13,0 – 16,9 min durante una operación normal de la planta.

El Grafico N°10 representa gráficamente los tiempos de residencia de los bancos 501-502-503 de la etapa Scavenger.

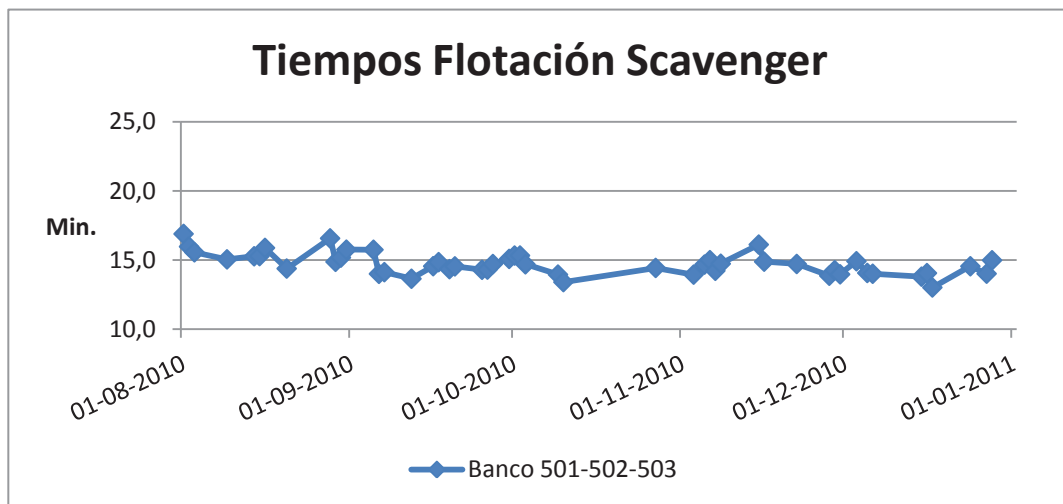


Gráfico N°10: Tiempo de Residencia Bancos 501-502-503.

El tiempo de residencia correspondiente al banco 104 durante el periodo Agosto-Diciembre 2010, entrega un tiempo de residencia en un rango de 22,8 – 29,6 min durante una operación normal de la planta.

El Grafico N°11 representa gráficamente los tiempos de residencia del banco 104 de la etapa Re-Scavenger.

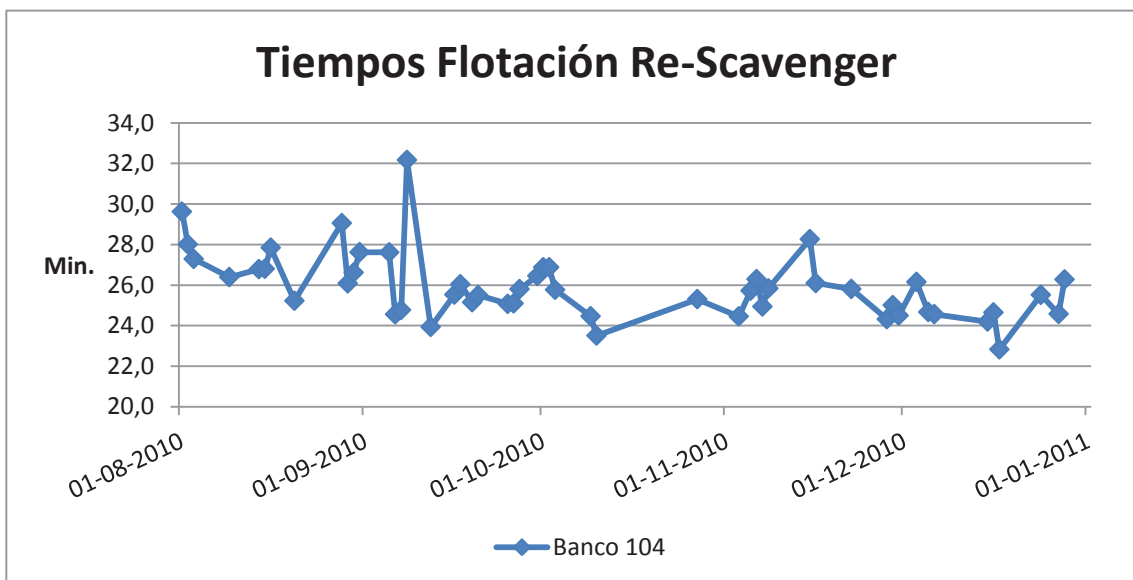


Gráfico N°11: Tiempo de Residencia Banco 104.

El tiempo de residencia correspondiente a la flotación primaria PTR durante el periodo Agosto-Diciembre 2010, entrega un tiempo de residencia en un rango de 5,1 – 6,4 min durante una operación normal de la planta.

El Grafico N°12 representa gráficamente los tiempos de residencia de los bancos 701-702-703-704-705 de la flotación primaria PTR.

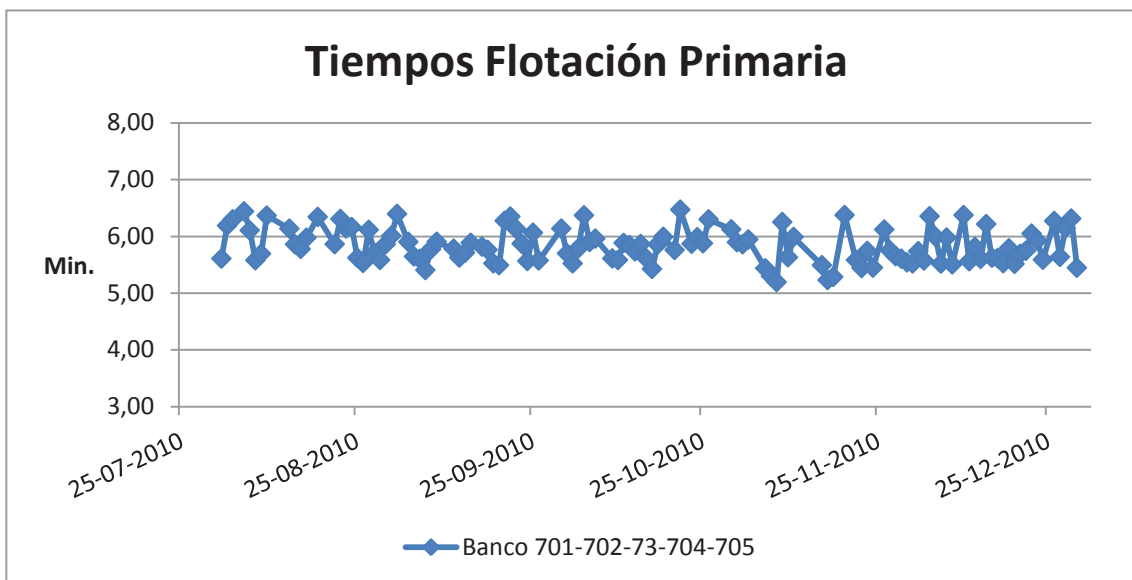


Gráfico N°12: Tiempo de residencia Bancos 701-702-703-704-705.

Los tiempos de residencia de la flotación en 1°limpieza, 2°limpeza, Scavenger, Re-Scavenger y flotación primaria PTR son representados mediante la Tabla N°10 donde se muestran los tiempos mínimos y máximos durante el periodo de Agosto-Diciembre 2010.

Bancos	Tiempo (min)	Ā Ponderado (min)
105	32,7 - 37,6	35,15
108	16,9 - 20,2	18,55
Columnas	33,6 - 38,3	35,95
501-502-503	13,0 - 16,9	14,95
104	22,8 - 29,6	26,2
701-702-703-704-705	5,1 - 6,4	5,75

Tabla N°7: Resumen de tiempos flotación 1°limpieza Colon y Sewell.

3.4.- Determinación de parámetros metalúrgicos tales como recuperación, calidad del concentrado y tiempos de residencia por etapas.

Para la determinación de los parámetros metalúrgicos en flotación, como el tiempo de residencia por banco, calidad de concentrado por etapa, concentrado final y recuperación por etapas se tomó el mes de agosto de 2010, ya que este mes fue el que procesó más mineral de los meses analizados (Agosto-Diciembre 2010).

Se determinaron los días del mes que la planta operó normalmente, se simuló la flotación primaria Colon y Sewell para obtener una estimación de los concentrados generados por estas etapas tanto en tonelaje y % de cobre. Una vez determinado los concentrados se obtuvieron los flujos de alimentación a 1ºlimpieza y su posterior simulación para obtener el concentrado resultante entregado por la 1ºlimpieza tanto en tonelaje y %cobre.

Con los resultados de la simulación de la flotación primaria Sewell y 1ºlimpieza se obtiene la alimentación a la planta de retratamiento, mediante la Macro desarrollada se obtiene una aproximación de los flujos de entrada a cada una de las etapas de Retratamiento.

Con los flujos de entrada a las columnas, Scavenger y ReScavenger se simulo cada una de estas etapas para obtener una estimación del concentrado final (concentrado columnas), concentrados generados por las etapas de barrido.

A continuación se presentará el resumen de los tiempos de residencia del mes de Agosto, calidad del concentrado por etapa y recuperación por etapas.

La Tabla N°8 muestra los tiempos de residencia, recuperación por etapas y calidad de concentrado por etapas.

		Tiempo	Rec.	Ley.
Etapa	Banco	min	%	%
Rougher	121-122-125	22,06	91,99%	6,69%
	101-102-103	23,91	90,00%	5,72%
	123-124	30,16	91,96%	5,93%
	106-107	20,80	90,00%	5,05%
1ra Limpieza	105	33,23	98,50%	13,98%
	108	18,20	98,50%	17,19%
Columnas		35,84	71,73%	24,27%
Scavenger.	501-502-503	16,68	94,81%	6,72%
ReScavenger	104	25,51	96,78%	1,53%

Tabla N°8: Resumen Parámetros Metalúrgicos

La Tabla N°8 muestra los resultados del mes de agosto durante una operación normal de la planta convencional, la recuperación global en base a los resultados obtenidos de las simulaciones es de 87,88% en la Planta Convencional y el resultado real es de 87,69%.

4.- Análisis del déficit de capacidades que se generan, frente a detenciones por mantención en diferentes casos típicos.

4.1.- Establecer los tipos de detenciones más frecuentes en la Planta Convencional.

Los tipos de detenciones más comunes que ocurren en la planta convencional, directamente relacionados con la flotación son explicados a continuación.

- Falta de Mineral Mina (F/M): debido a la falta de mineral es necesario detener molinos en la molienda convencional, la alimentación a los bancos de flotación es menor a la necesaria y es necesario detener algún banco y operar de manera que los tiempos de residencia sean los óptimos para cada banco.
- Condición Operacional: las detenciones relacionadas a operación pueden ser variadas, que sea necesario nivelar los buzones finos (almacenamiento de mineral) esto implica detener molinos y detener bancos de flotación por no ser necesarios, imprevistos mecánicos o eléctricos en algún molino lo que implica la detención del equipo, imprevisto mecánico directamente relacionado con algún banco de flotación (rotura de cañerías o celda, canal de concentrado).
- Atollo Banco de Flotación: mala clasificación de los hidrociclones, debido a esto se deposita mineral en las celdas alterando el funcionamiento normal del banco de flotación.
- Atollo Molino o Hidrociclones: mala operación del molino (falta o exceso de agua en la alimentación del molino, exceso de tonelaje en la alimentación, mala granulometría desde chancado, falla en bomba alimentación hidrociclones).

4.2.- Balance de masa, ajuste y simulación de la flotación Planta Convencional para los tipos más frecuentes de detención.

Para realizar el balance de masa, la única modificación realizada a los cálculos, es la detención de una línea en cada banco de flotación primaria. Con esto se busca determinar el impacto en el producto final al disminuir los tiempos de residencia en la flotación primaria.

Se trabajaron los días del mes de Agosto 2010 donde la operación de la planta fuera normal, estos días se calcularon los parámetros metalúrgicos con un banco de flotación primaria menos.

En base a estos resultados de una operación variable se calcularon los tiempos de residencia de cada una de las etapas de flotación, recuperación y calidad de concentrado. Estos resultados son una estimación de lo que ocurre en la planta cuando los tiempos de residencia son muy bajos en la flotación primaria.

4.3.- Determinación de parámetros metalúrgicos para las detenciones más frecuentes.

El resultado de la simulación realizada en la flotación primaria, 1ºlimpieza, barrido y columnas nos entregó datos interesantes en cuanto a los resultados de cada una de las etapas, los datos fueron calculados asumiendo que en la flotación primaria se realizara una operación anormal, esto implica que para el cálculo de los tiempos de residencia se calcularon solo con 2 líneas de flotación en cada banco para la misma alimentación.

La disminución de los tiempos de flotación primaria afecta los flujos de alimentación a la 1ºlimpieza, el concentrado entregado por los bancos de la 1º limpieza son de una menor ley y mayor tonelaje esto repercute en el concentrado final de las columnas.

A continuación se presentará el resumen de los tiempos de residencia del mes de Agosto, calidad del concentrado por etapa y recuperación por etapa.

La Tabla N°9 muestra los tiempos de residencia, recuperación por etapas y calidad de concentrado por etapas en una operación anormal.

Etapa	Banco	Tiempo	Rec.	Ley.
		min	%	%
Rougher	121-122-125	14,71	88,47%	5,53%
	101-102-103	15,94	88,00%	4,73%
	123-124	15,08	88,28%	5,48%
	106-107	10,40	86,77%	4,53%
1ra Limpieza	105	28,19	97,45%	11,89%
	108	16,55	97,45%	15,53%
Columnas		26,57	70,87%	20,14%
Scavenger.	501-502-503	11,93	92,11%	5,83%
ReScavenger	104	26,42	96,82%	1,11%

Tabla N°9: Resumen Parámetros Metalúrgicos

La Tabla N°10 compara los resultados entregados por una operación normal versus una operación anormal, se entregan los minutos que se ve disminuidos los tiempos de residencia por etapas, las unidades porcentuales tanto en recuperación y ley de concentrado al trabajar la flotación primaria con una línea menos en cada uno de los bancos.

		Tiempo	Rec.	Ley.
Etapas	Banco	min	%	%
Rougher	121-122-125	7,35	3,53%	1,15%
	101-102-103	7,97	2,00%	0,99%
	123-124	15,08	3,68%	0,45%
	106-107	10,40	3,23%	0,52%
1ra Limpieza	105	5,04	1,05%	2,09%
	108	1,64	1,05%	1,66%
Columnas		9,27	0,86%	4,13%
Scavenger.	501-502-503	4,75	2,70%	0,88%
ReScavenger	104	-0,91	-0,03%	0,42%

Tabla N°10: Resumen disminución Parámetros Metalúrgicos

5.- Análisis de alternativas de mejoramiento.

5.1.- Determinación de criterios que justifiquen instalar maquinas de flotación adicionales, en las etapas de flotación que resulten deficitarias.

Los criterios que se utilizarán para evaluar los tiempos de residencia y posteriormente poder determinar si es necesario o no realizar una ampliación en los equipos de flotación, se detallan a continuación:

1. Cinéticas de Laboratorio: en estas pruebas se busca determinar los parámetros cinéticos en base al modelo de Klimpel Batch, esto es determinar recuperación máxima (R_{∞}) y constante cinética del Cu (K).
2. Cinéticas en Planta: en esta pruebas se busca determinar un perfil de leyes del banco muestreado y verificar si este cumple con el criterio de Agar, poder determinar la recuperación real del banco y contrastarla con la recuperación máxima determinada en laboratorio.

En base a estos 2 métodos podremos determinar si los tiempos de residencia son los óptimos de acuerdo al criterio de Agar, si la recuperación obtenida es cercana a la recuperación máxima del mineral. En base a esto podremos justificar una determinada ampliación en alguna etapa de flotación de la Planta Convencional o en la Planta de Tratamiento de Relaves.

5.2.- Desarrollo de Pruebas Metalúrgicas.

Planta Convencional y Planta de Tratamiento de Relaves.

- Cinética de Laboratorio Banco #102, Planta Convencional.

Fecha muestreo: Turno A, 7 de Septiembre del 2011.

Alimentación: 4626 ton/día Escoria + 23350 ton/día Mineral.

Relación Mineral/Escoria: 83,5/16,5 % en peso.

Condición Experimental: pH de flotación 9,4, sólido de flotación 31,6%, reactivos adicionados en Planta, Máquina Wemco 1440 rpm

Reactivos en Planta: Colector Principal 38 g/t (D-101/NP-107), Colector Secundario 13 g/t (AX 343), Espumante 10 g/t (F-810/DF-1012), Diesel Oil 15 g/t.

Cabeza Analizada.

	Cu	Mo	Fe
Mineral + Escoria (%)	0,92	0,057	12,41

Tabla N°11: Ley Alimentación Banco #102.

Tabla Leyes Cinética Laboratorio:

Flujo	Peso (g)		Ley Cu (%)		Ley Mo (%)		Ley Fe (%)	
	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.
Alimentación	1.979,2	1.979,2	0,92	0,92	0,057	0,057	12,41	12,4
Concent. 1,5 min	88,4	88,4	14,14	14,14	0,255	0,255	29,8	29,8
Concent. 3 min	28,7	117,1	5,63	12,06	0,200	0,242	21,8	27,8
Concent. 6 min	42,1	159,2	1,57	9,28	0,120	0,210	19,5	25,6
Concent. 9 min	40,2	199,4	0,63	7,54	0,079	0,183	16,3	23,7
Concent. 12 min	40,0	239,4	0,41	6,35	0,062	0,163	13,8	22,1
Concent. 15 min	36,0	275,4	0,35	5,56	0,057	0,149	12,6	20,8
Relave	1.703,8	1.703,8	0,17	0,17	0,042	0,042	11,0	11,0

Tabla N°12: Resumen Leyes Cu, Mo, Fe Cinética de Laboratorio Banco #102.

Tabla Recuperación Cinética Laboratorio:

Tpo. Flot.	Rec. Experimental (%)				Rec. Modelo (%)			
	Peso	Cu	Mo	Fe	Peso	Cu	Mo	Fe
0 min	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
1,5 min	4,47	68,60	20,03	10,71	4,47	68,73	18,62	8,87
3 min	5,92	77,46	25,14	13,26	5,92	77,07	25,99	13,72
6 min	8,04	81,10	29,63	16,60	8,04	81,30	31,31	18,27
9 min	10,07	82,47	32,43	19,27	10,07	82,71	33,22	20,21
12 min	12,10	83,37	34,65	21,51	12,10	83,42	34,18	21,22
15 min	13,91	84,06	36,46	23,36	13,91	83,84	34,76	21,83
Relave	86,09	15,94	63,54	76,64	86,09	16,16	65,24	78,17

Tabla N°13: Resumen Rec. Cu, Mo, Fe Cinética de Laboratorio Banco #102.

Parámetros Cinéticos modelo de Klimpel Batch.

	R _{MAX}	K
Cu	85,53	3,372
Mo	37,07	1,071
Fe	24,28	0,660

Tabla N°14: Resumen Parámetros Cinéticos Banco #102.

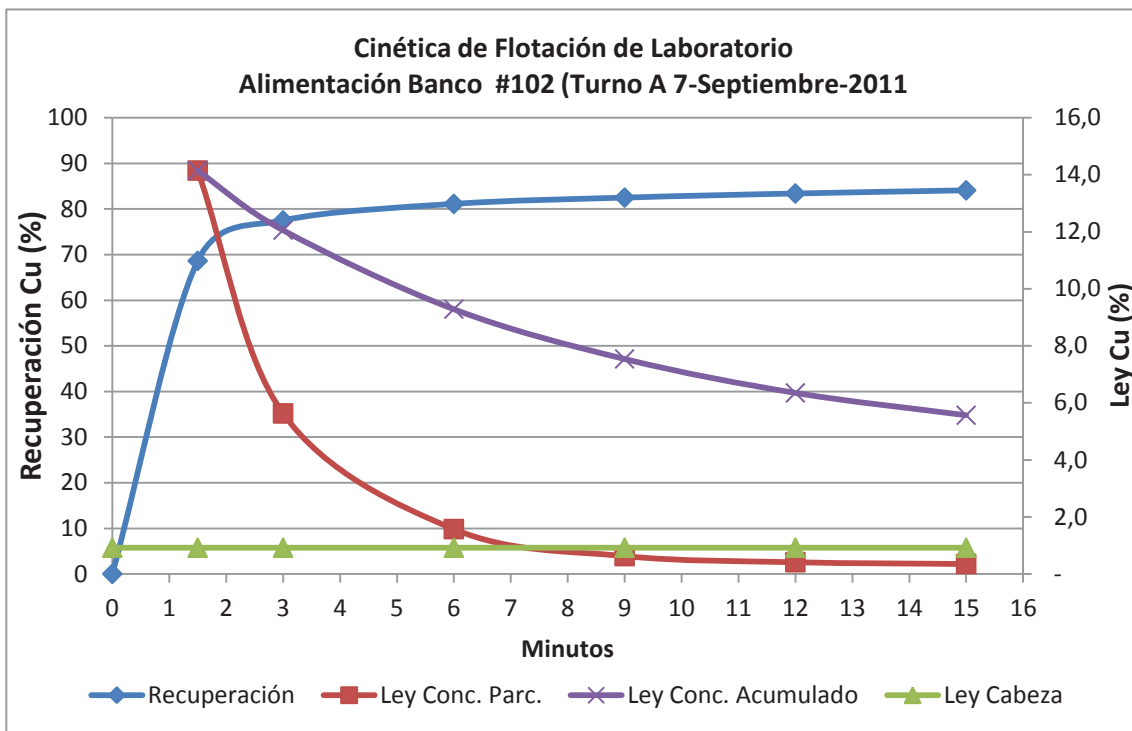


Gráfico N°13: Cinética de laboratorio Banco #102.

- Cinética de Laboratorio Banco #122, Planta Convencional.

Fecha muestreo: Turno A, 7 de Septiembre del 2011.

Alimentación: 20100 ton/día Mineral.

Condición Experimental: pH de flotación 9,4, sólido de flotación 31,6%, reactivos adicionados en Planta, Máquina Wemco 1440 rpm

Reactivos en Planta: Colector Principal 38 g/t (D-101/NP-107), Colector Secundario 13 g/t (AX 343), Espumante 10 g/t (F-810/DF-1012), Diesel Oil 15 g/t.

Cabeza Analizada.

	Cu	Mo	Fe
Mineral (%)	0,88	0,022	4,0

Tabla N°15: Ley Alimentación Banco #102.

Tabla Leyes Cinética Laboratorio:

Flujo	Peso (g)		Ley Cu (%)		Ley Mo (%)		Ley Fe (%)	
	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.
Alimentación	2.039,0	2.039,0	0,88	0,88	0,022	0,022	4,0	4,0
Concent. 1,5 min	94,8	94,8	14,25	14,25	0,260	0,260	27,3	27,3
Concent. 3 min	32,6	127,4	5,83	12,10	0,181	0,240	9,9	22,8
Concent. 6 min	53,4	180,8	1,28	8,90	0,043	0,182	4,4	17,4
Concent. 9 min	55,9	236,7	0,48	6,91	0,016	0,143	3,1	14,0
Concent. 12 min	48,5	285,2	0,25	5,78	0,010	0,120	3,0	12,1
Concent. 15 min	44,0	329,2	0,24	5,04	0,010	0,105	2,8	10,9
Relave	1.709,8	1.709,8	0,08	0,08	0,006	0,006	2,7	2,7

Tabla N°16: Resumen Leyes Cu, Mo, Fe Cinética de Laboratorio Banco #122.

Tabla Recuperación Cinética Laboratorio:

Tpo. Flot.	Rec. Experimental (%)				Rec. Modelo (%)			
	Peso	Cu	Mo	Fe	Peso	Cu	Mo	Fe
0 min	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
1,5 min	4,65	75,46	53,88	31,53	4,65	75,85	54,37	30,26
3 min	6,25	86,09	66,76	35,47	6,25	85,21	65,74	36,68
6 min	8,87	89,92	71,79	38,35	8,87	89,96	71,93	40,19
9 min	11,61	91,42	73,74	40,46	11,61	91,54	74,00	41,36
12 min	13,99	92,10	74,80	42,21	13,99	92,33	75,03	41,95
15 min	16,15	92,69	75,73	43,71	16,15	92,80	75,65	42,30
Relave	83,85	7,31	24,27	56,29	83,85	7,20	24,35	57,70

Tabla N°17: Resumen Rec. Cu, Mo, Fe Cinética de Laboratorio Banco #122.

Parámetros Cinéticos modelo de Klimpel Batch.

	R _{MAX}	K
Cu	94,70	3,327
Mo	78,14	2,098
Fe	43,71	2,070

Tabla N°18: Resumen Parámetros Cinéticos Banco #122.

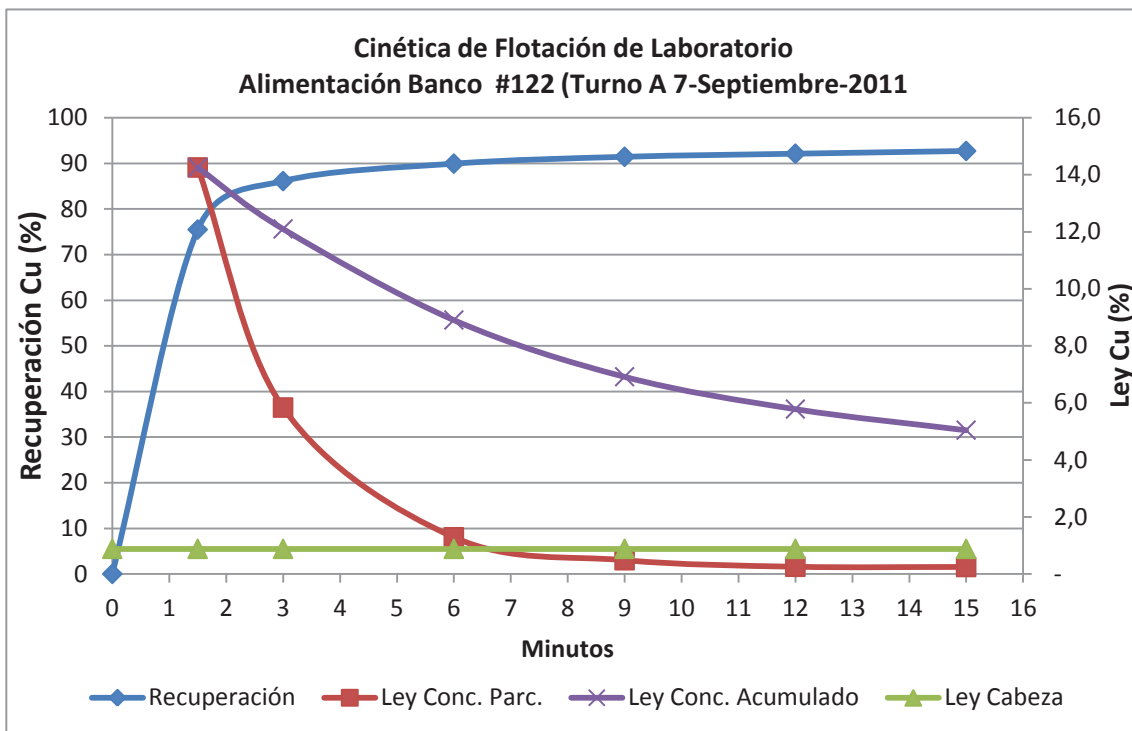


Gráfico N°14: Cinética de laboratorio Banco #122.

- Cinética de Laboratorio Banco #705, Planta de Tratamiento de Relaves.

Fecha muestreo: Turno A, 11 de Agosto del 2011.

Alimentación: 90.000 ton/día Mineral (100% Colon + 40% SAG)

Condición Experimental: 3 g/t XIPS al relave Colón, pH de flotación 11,2 , sólido de flotación 31,3% , + 100 mallas 21,5%

Cabeza Analizada.

	Cu	Mo	Fe
Mineral (%)	0,18	0,021	7,6

Tabla N°19: Ley Alimentación Banco #705.

Tabla Leyes Cinética Laboratorio:

Flujo	Peso (g)		Ley Cu (%)		Ley Mo (%)		Ley Fe (%)	
	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.
Alimentación	1.959,7	1.959,7	0,18	0,18	0,021	0,021	7,6	7,6
Conc. 1 min	20,2	20,2	1,46	1,46	0,057	0,057	13,3	13,3
Conc. 2 min	22,2	42,4	0,95	1,19	0,049	0,053	11,8	12,5
Conc. 4 min	41,7	84,1	0,64	0,92	0,042	0,048	10,8	11,7
Conc. 6 min	44,0	128,1	0,43	0,75	0,035	0,043	9,6	11,0
Conc. 8 min	32,4	160,5	0,32	0,67	0,031	0,041	9,1	10,6
Conc. 10 min	39,3	199,8	0,27	0,59	0,028	0,038	8,7	10,2
Conc. 12 min	32,7	232,5	0,24	0,54	0,027	0,037	8,5	9,9
Relave	1.727,2	1.727,2	0,13	0,13	0,019	0,019	7,3	7,3

Tabla N°20: Resumen Leyes Cu, Mo, Fe Cinética de Laboratorio Banco #705.

Tabla Recuperación Cinética Laboratorio:

Tpo. Flot.	Rec. Experimental (%)				Rec. Modelo (%)			
	Peso	Cu	Mo	Fe	Peso	Cu	Mo	Fe
0 min	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
1 min	1,03	8,33	2,86	1,81	1,03	7,82	2,89	1,83
2 min	2,16	14,26	5,58	3,58	2,16	13,83	5,48	3,54
4 min	4,29	21,84	9,90	6,61	4,29	22,12	9,92	6,61
6 min	6,54	27,11	13,72	9,46	6,54	27,32	13,53	9,30
8 min	8,19	30,08	16,20	11,43	8,19	30,72	16,49	11,65
10 min	10,20	33,07	18,91	13,73	10,20	33,04	18,94	13,72
12 min	11,86	35,28	21,09	15,59	11,86	34,69	20,97	15,53
Relave	88,14	64,72	78,91	84,41	88,14	65,31	79,03	84,47

Tabla N°21: Resumen Rec. Cu, Mo, Fe Cinética de Laboratorio Banco #705.

Parámetros Cinéticos modelo de Klimpel Batch.

	R _{MAX}	K
Cu	43,42	0,411
Mo	37,40	0,163
Fe	35,82	0,106

Tabla N°22: Resumen Parámetros Cinéticos Banco #705.

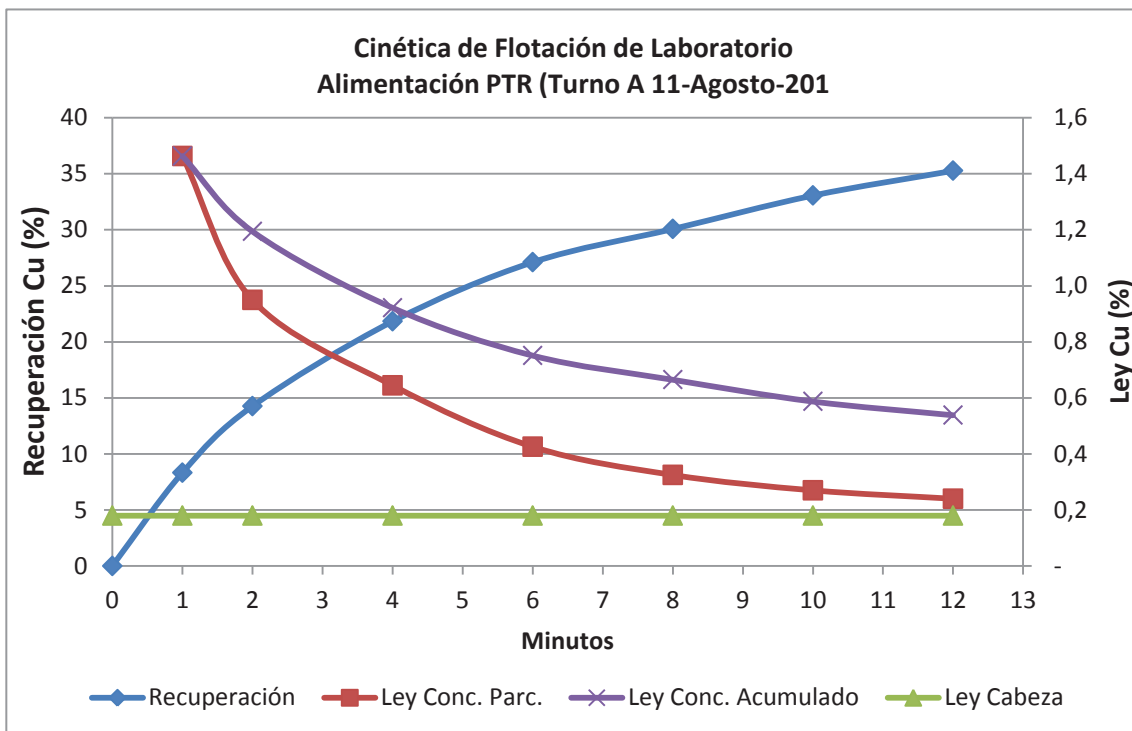


Gráfico N°15: Cinética de laboratorio PTR.

- Cinética de Planta Banco #102, Planta Convencional.

Fecha muestreo: Turno A, 25 de Enero del 2011.

Alimentación: 2160 ton/día Escoria (Mol 1) + 34200 ton/día Mineral (Mol 2-3-4-5-6-7-8-9).

Relación Mineral/Escoria: 94,1/5,9 % en peso.

Reactivos en Planta: Colector Principal 38 g/t (D-101/NP-107), Colector Secundario 13 g/t (AX 343), Espumante 10 g/t (F-810/DF-1012), Diesel Oil 15 g/t.

Cabeza, Concentrado y Cola analizada.

	% Cu.
Alimentación	0,8
Concentrado	9,0
Cola	0,113

Tabla N°23: Ley Alimentación y Productos Banco #102.

	Tiempo	Peso Seco	Conc.Total	Ley Conc.
Celda N°	seg	g	TMSH	% Cu
1	3,60	3723,3	30,479	11,400
2	4,94	3054,3	18,221	3,600
3	16,97	941,5	1,635	12,400
4	14,47	812,1	1,654	4,000
5	20,91	668,5	0,942	3,600
6	13,51	694,3	1,514	2,200
7	22,74	616,0	0,798	1,810
8	189,97	914,2	0,142	3,300
9	46,69	505,3	0,319	1,010
10	32,32	350,7	0,320	1,760

Tabla N°24: Datos experimentales Banco #102.

	Conc.Total	Ley Conc.
Celda N°	TMSH	% Cu
1	19,486	13,866
2	12,619	3,696
3	1,534	12,532
4	1,542	4,013
5	0,902	3,606
6	1,417	2,204
7	0,769	1,811
8	0,141	3,301
9	0,314	1,010
10	0,315	1,761

Tabla N°25: Datos ajustados Banco #102.

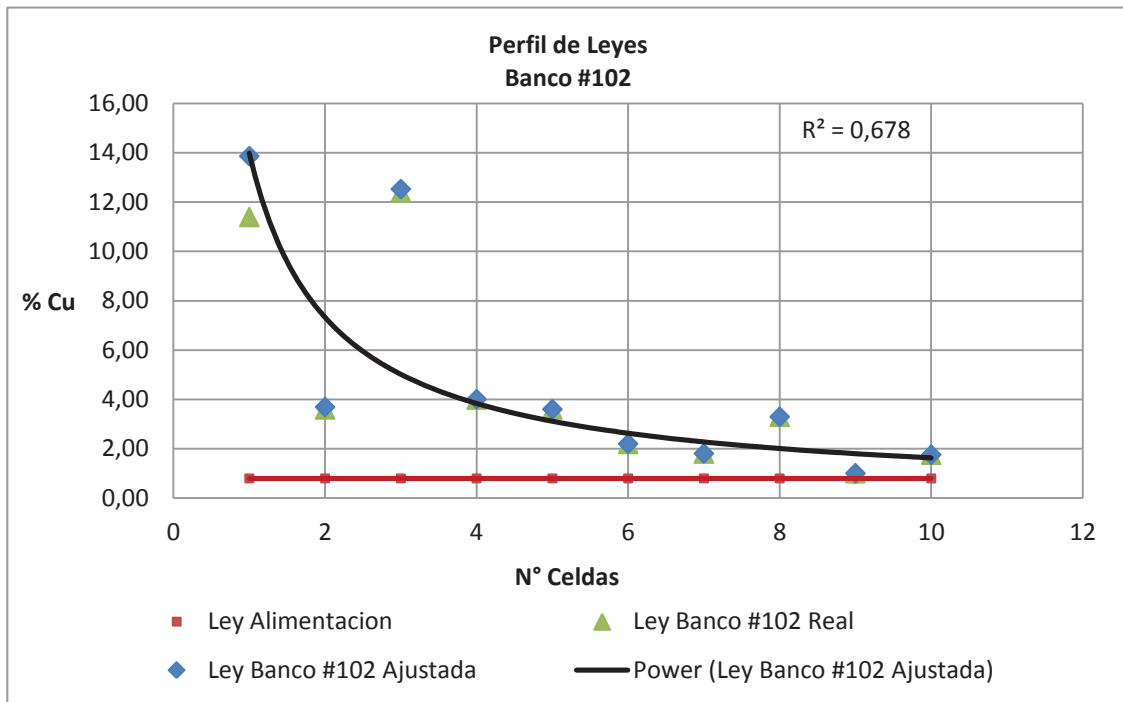


Gráfico N°16: Perfil de leyes datos experimentales vs ajustados Banco #102.

Fecha muestreo: Turno A, 9 de Febrero del 2011.

Alimentación: 3840 ton/día Escoria (Mol 2-3) + 20400 ton/día Mineral (Mol 4-5-6-7-8).

Relación Mineral/Escoria: 84,2/15,8 % en peso.

Reactivos en Planta: Colector Principal 38 g/t (D-101/NP-107), Colector Secundario 13 g/t (AX 343), Espumante 10 g/t (F-810/DF-1012), Diesel Oil 15 g/t.

Cabeza, Concentrado y Cola analizada.

	% Cu.
Alimentación	0,8
Concentrado	9,5
Cola	0,148

Tabla N°26: Ley Alimentación y Productos Banco #102.

	Tiempo	Peso Seco	Conc.Total	Ley Conc.
Celda N°	seg	g	TMSH	% Cu
1	8,12	2869,9	10,416	15,000
2	20,54	1248,0	1,791	10,300
3	10,99	1323,9	3,550	5,400
4	5,19	1078,6	6,124	1,620
5	19,56	686,4	1,034	4,900
6	13,58	781,2	1,695	1,300
7	15,51	519,7	0,987	1,960
8	23,28	400,2	0,507	1,220
9	17,4	486,3	0,824	0,750
10	55,40	527,6	0,281	1,460

Tabla N°27: Datos experimentales Banco #102.

Celda N°	Conc.Total	Ley Conc.
	TMSH	% Cu
1	8,475	19,767
2	1,776	10,800
3	2,958	5,501
4	5,172	1,760
5	0,998	5,246
6	1,598	1,305
7	0,933	2,130
8	0,495	1,209
9	0,793	0,749
10	0,273	1,466

Tabla N°28: Datos ajustados Banco #102.

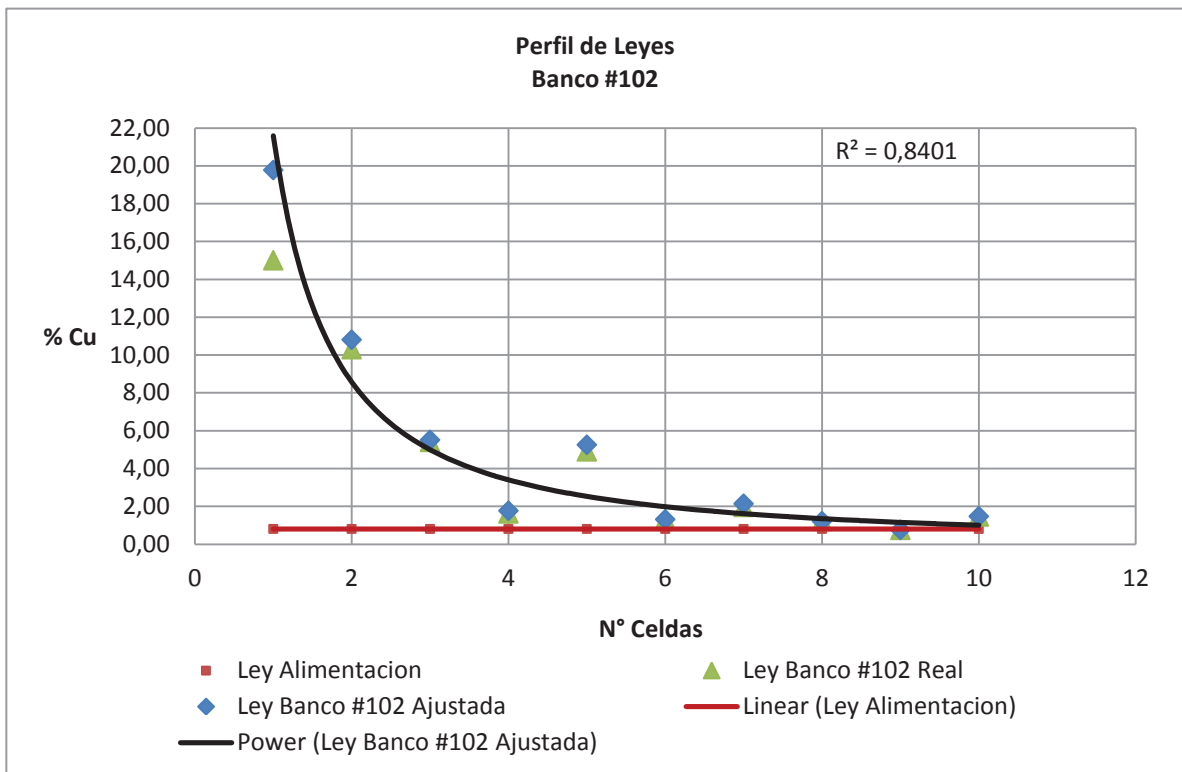


Gráfico N°17: Perfil de leyes datos experimentales vs ajustados Banco #102.

- Cinética de Planta Banco #122, Planta Convencional.

Fecha muestreo: Turno A, 17 de Febrero del 2011.

Alimentación: 20160 ton/día Mineral (Mol 9-10-11-12).

Reactivos en Planta: Colector Principal 38 g/t (D-101/NP-107), Colector Secundario 13 g/t (AX 343), Espumante 10 g/t (F-810/DF-1012), Diesel Oil 15 g/t.

Cabeza, Concentrado y Cola analizada.

	% Cu.
Alimentación	0,94
Concentrado	5,6
Cola	0,104

Tabla N°29: Ley Alimentación y Productos Banco #122.

	Tiempo	Peso Seco	Conc.Total	Ley Conc.
Celda N°	seg	g	TMSH	% Cu
1	9,25	3727,5	11,876	13,300
2	12,75	1756,8	4,061	16,500
3	9,94	4291,3	12,723	0,730
4	29,04	1254,8	1,273	2,940
5	10,65	1989,7	5,506	0,360
6	18,25	1023,0	1,652	0,810
7	96,57	818,7	0,250	3,000

Tabla N°30: Datos experimentales Banco #122.

	Conc.Total	Ley Conc.
Celda N°	TMSH	% Cu
1	12,189	12,534
2	4,100	15,743
3	16,915	0,723
4	1,292	2,918
5	5,897	0,358
6	1,678	0,812
7	0,519	3,272

Tabla N°31: Datos ajustados Banco #122.

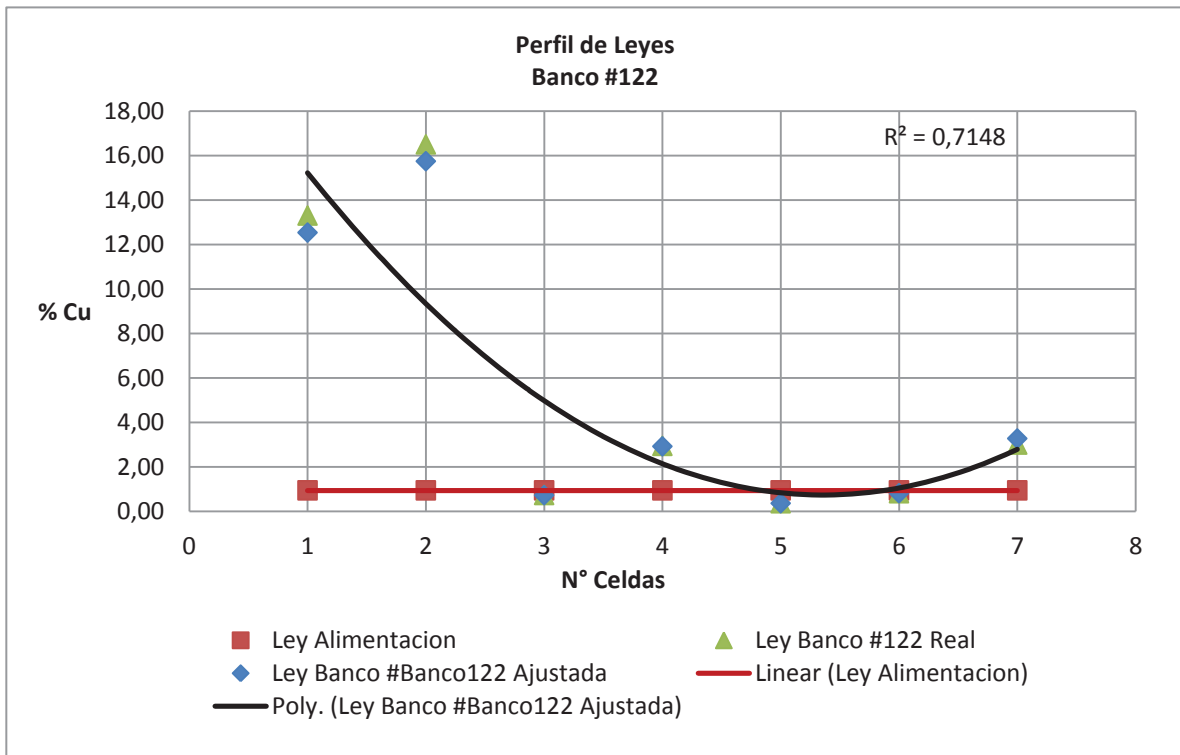


Grafico N°18: Perfil de leyes datos experimentales vs ajustados Banco #122.

Fecha muestreo: Turno A, 17 de Febrero del 2011.

Alimentación: 16680 ton/día Mineral (Mol 9-10-11).

Reactivos en Planta: Colector Principal 38 g/t (D-101/NP-107), Colector Secundario 13 g/t (AX 343), Espumante 10 g/t (F-810/DF-1012), Diesel Oil 15 g/t.

Cabeza, Concentrado y Cola analizada.

	% Cu.
Alimentación	0,99
Concentrado	4,0
Cola	0,18

Tabla N°32: Ley Alimentación y Productos Banco #122.

	Tiempo	Peso Seco	Conc.Total	Ley Conc.
Celda N°	seg	g	TMSH	% Cu
1	2,88	3317,9	33,951	7,0
2	6,78	1100	4,781	11,3
3	12,94	633	1,442	13,3
4	37,87	432,8	0,337	11,3
5	5,17	2598,1	14,810	0,58
6	15,91	505,9	0,937	1,72
7	25,35	363,3	0,422	3,1

Tabla N°33: Datos experimentales Banco #122.

Celda N°	Conc.Total	Ley Conc.
	TMSH	% Cu
1	25,599	4,853
2	4,159	9,618
3	1,348	12,326
4	0,331	11,094
5	16,329	0,555
6	0,936	1,706
7	0,421	3,079

Tabla N°34: Datos ajustados Banco #122.

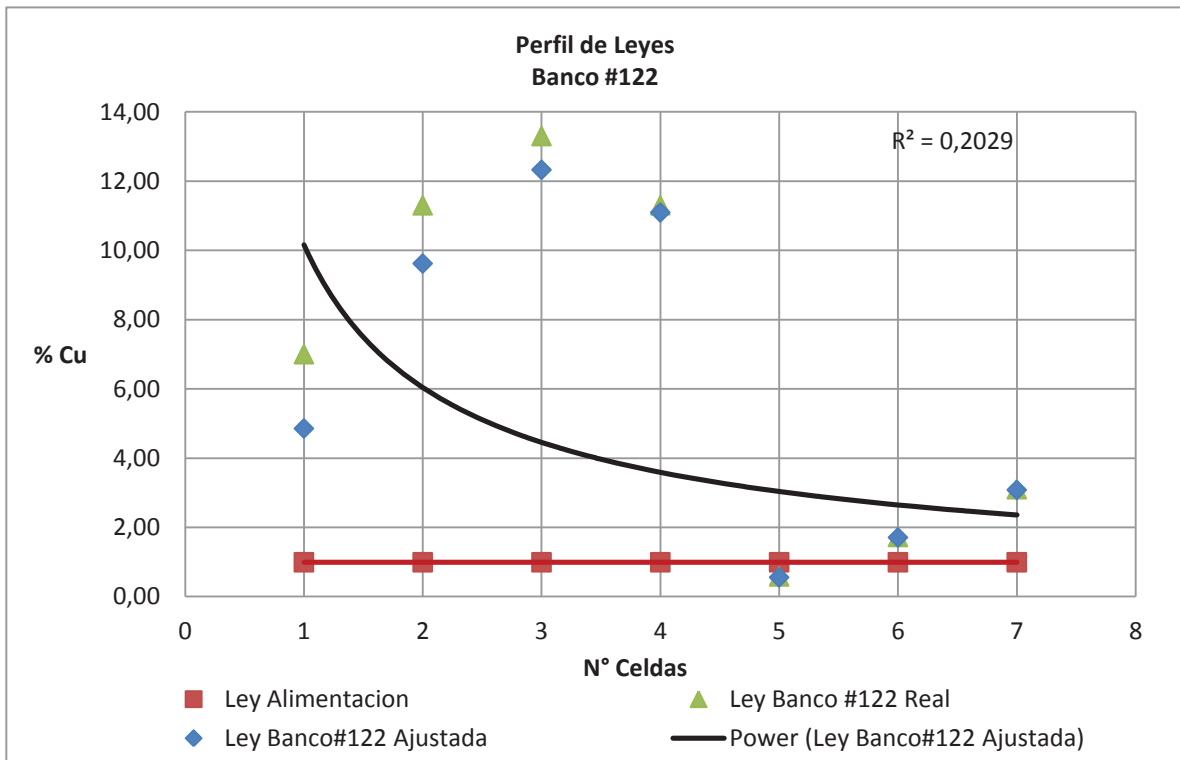


Gráfico N°19: Perfil de leyes datos experimentales vs ajustados Banco #122.

- Cinética de Planta Banco #705, Planta de Tratamiento de Relaves.

Fecha muestreo: Turno A, 10 de Marzo del 2011.

Alimentación: 18000 ton/día (100% Colon + 35% SAG).

Reactivos en Planta: Colector Principal 38 g/t (D-101/NP-107), Colector Secundario 13 g/t (AX 343), Espumante 10 g/t (F-810/DF-1012), Diesel Oil 15 g/t.

Cabeza, Concentrado y Cola analizada.

	% Cu.
Alimentación	0,124
Concentrado	1,45
Cola	0,103

Tabla N°35: Ley Alimentación y Productos Banco #705.

	Tiempo	Peso Seco	Conc.Total	Ley Conc.
Celda N°	seg	g	TMSH	% Cu
1	15,12	2467,2	4,781	2,800
2	60,91	2120,6	1,020	3,700
3	71,41	730,5	0,300	2,800
4	59,73	1002,1	0,492	0,920
5	39,78	1094,1	0,806	2,500
6	38,94	1076,2	0,810	2,700

Tabla N°36: Datos experimentales Banco #705.

Celda N°	Conc.Total	Ley Conc.
	TMSH	% Cu
1	8,143	1,245
2	0,827	2,605
3	0,279	2,413
4	0,538	0,828
5	0,729	1,924
6	0,720	2,057

Tabla N°37: Datos ajustados Banco #705.

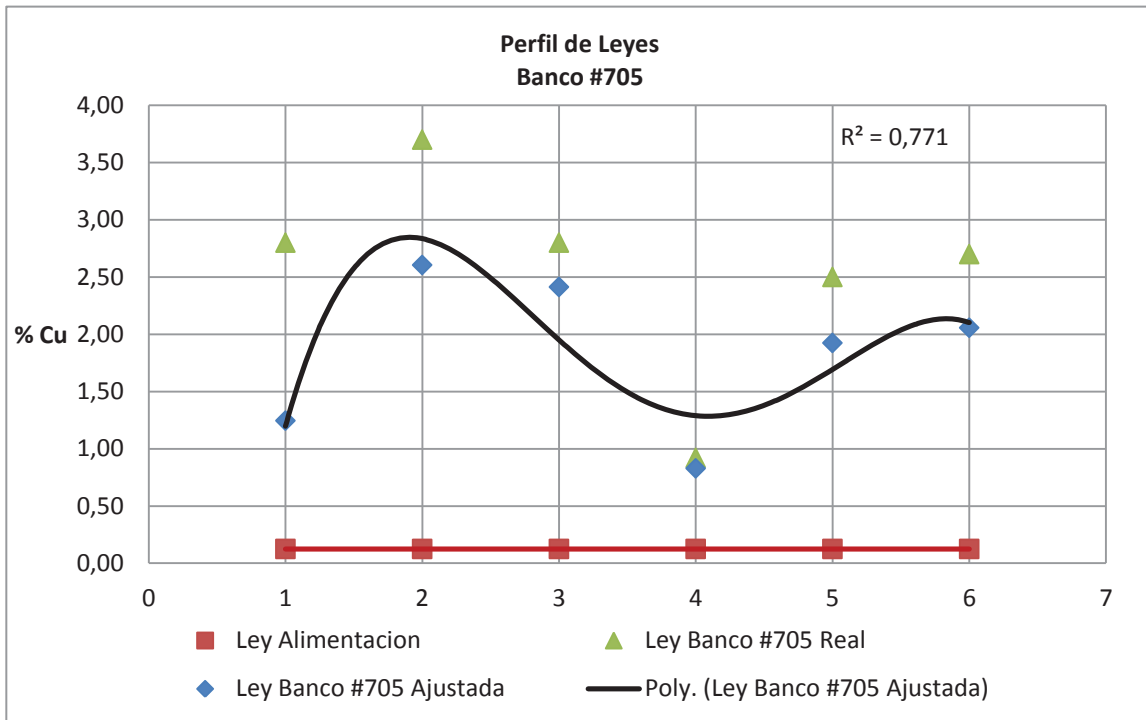


Gráfico N°20: Perfil de leyes datos experimentales vs ajustados Banco #705.

Fecha muestreo: Turno A, 10 de Agosto del 2011.

Alimentación: 18000 ton/día (100% Colon + 35% SAG).

Reactivos en Planta: Colector Principal 38 g/t (D-101/NP-107), Colector Secundario 13 g/t (AX 343), Espumante 10 g/t (F-810/DF-1012), Diesel Oil 15 g/t.

Cabeza, Concentrado y Cola analizada.

	% Cu.
Alimentación	0,14
Concentrado	1,90
Cola	0,117

Tabla N°38: Ley Alimentación y Productos Banco #705.

	Tiempo	Peso Seco	Conc.Total	Ley Conc.
Celda N°	seg	g	TMSH	% Cu
1	16,37	1755,2	3,142	1,920
2	38,6	1455,2	1,105	2,960
3	62,1	1320,1	0,623	2,780
4	52,1	1467,8	0,826	1,460
5	63,2	1380,4	0,640	2,630
6	37,1	1460,0	1,153	2,480

Tabla N°39: Datos experimentales Banco #705.

Celda N°	Conc.Total	Ley Conc.
	TMSH	% Cu
1	4,425	1,542
2	1,101	2,650
3	0,623	2,603
4	0,868	1,389
5	0,642	2,466
6	1,175	2,241

Tabla N°40: Datos ajustados Banco #705.

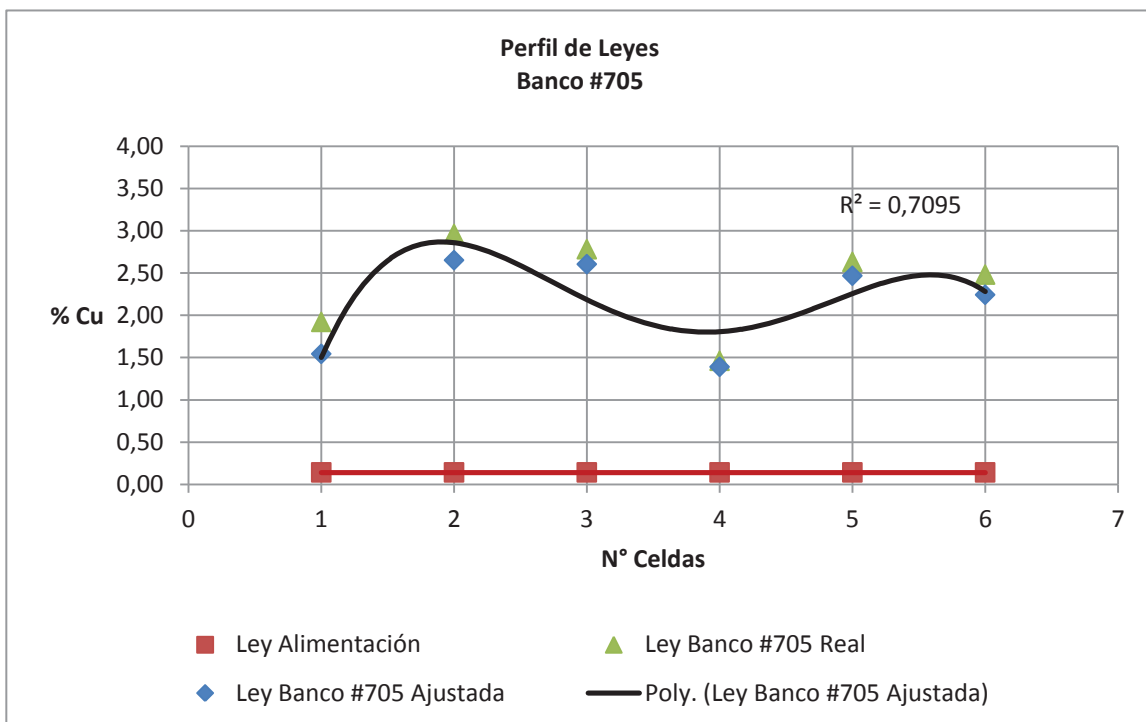


Grafico N°21: Perfil de leyes datos experimentales vs ajustados Banco #705.

5.3.- Análisis de las pruebas metalúrgicas e identificar donde se realizara la propuesta para aumentar las capacidades en la Planta Convencional o Planta de Tratamiento de Relaves.

Al observar los resultados de las cinéticas desarrolladas en el laboratorio y en la planta se analizará cada prueba y en base a ello de realizará la propuesta para aumentar la capacidad de la planta.

Las pruebas realizadas en el banco #102, la cinética de laboratorio nos entregó la recuperación máxima de Cu (85,5%) este resultado es en base a un 83,3% mineral y 16,7% de escoria (% en peso).

La cinética en planta del 25/01/11 entregó una recuperación real planta de 86,9%, este resultado es mayor que la recuperación máxima ya que el día que se desarrollo dicha prueba la alimentación al banco de flotación correspondía a 94,1% de mineral y 5,9% de escoria (% en peso). La recuperación máxima se explica por la menor cantidad de escoria en la alimentación del banco #102.

El perfil de leyes entregado por la cinética de planta cumple en grandes rasgos lo que el criterio de Agar plantea en los bancos de flotación.

La cinética en planta del 9/02/11 entrego una recuperación real planta de 82,8%, este resultado se acerca a la recuperación máxima determinada en laboratorio estando bajo en 2,7 puntos porcentuales.

El perfil de leyes entregado por la cinética de planta nuevamente cumple con lo propuesto en el criterio de Agar.

Las pruebas realizadas en el banco #122, la cinética de laboratorio nos entregó la recuperación máxima de Cu (94,7%) este resultado es en base a solo mineral.

La cinética en planta del 17/02/11 entregó una recuperación real planta de 90,6%, este resultado se acerca a la recuperación máxima determinada en laboratorio estando bajo en 4,1 puntos porcentuales.

El perfil de leyes entregado por la cinética de planta cumple en grandes rasgos lo que el criterio de Agar plantea en los bancos de flotación.

La cinética en planta del 10/05/11 entregó una recuperación real planta de 85,7%, este resultado no se acerca a la recuperación máxima determinada en laboratorio estando bajo en 9 puntos porcentuales. La baja recuperación se

puede explicar por el comportamiento del banco de flotación en el momento que se desarrollo la prueba, las leyes de las celdas intermedias fueron muy altas pudiendo afectar la recuperación global del banco, la ley del concentrado es muy baja de 4%.

El perfil de leyes entregado por la cinética de planta en las últimas celdas cumple con lo propuesto en el criterio de Agar pero en las primeras celdas las leyes son muy altas.

Las pruebas realizadas en el banco #705, la cinética de laboratorio nos entregó la recuperación máxima de Cu (43,4%) este resultado es en base al 100% de las colas de la flotación realizada en Colon Convencional y 40% de las colas de la flotación realizada en el SAG.

La cinética en planta del 10/03/11 entregó una recuperación real planta de 18,2%, este resultado no se acerca a la recuperación máxima determinada en laboratorio estando bajo en 25,2 puntos porcentuales, el tiempo de residencia es de 6,1 minuto afectando directamente la recuperación global del banco de flotación.

El perfil de leyes entregado por la cinética de planta no cumple el criterio de Agar que plantea para los bancos de flotación, la ley de la última celda es mayor en 1,9 unidades porcentuales a la ley de alimentación y las leyes de las celdas son muy variables.

La cinética en planta del 10/08/11 entregó una recuperación real planta de 17,5%, este resultado no se acerca a la recuperación máxima determinada en laboratorio estando bajo en 25,9 puntos porcentuales.

El perfil de leyes entregado por la cinética de planta no cumple el criterio de Agar que plantea para los bancos de flotación, la ley de la última celda es mayor en 2,1 unidades porcentuales a la ley de alimentación y las leyes de las celdas son muy variables.

En base a las pruebas desarrolladas en la planta Convencional en la flotación Rougher banco #102 y banco #122 se puede determinar que no es necesario implementar un aumento de capacidad en dicha planta.

En cambio las pruebas desarrolladas en la Planta de Tratamiento de Relaves se puede observar un déficit en los tiempos de residencia, afectando directamente la recuperación global Rougher.

En base a estos resultados se estudiará un aumento de capacidad en la Planta de Tratamiento de Relaves con el fin de aumentar la recuperación Rougher, se estimaran las mejoras en cuanto a cobre fino recuperado en el concentrado final de la planta.

5.4.- Determinación y análisis de parámetros metalúrgicos para cada una de las propuestas.

Se estudió dos casos diferentes en la alimentación a la Planta de Tratamiento de relaves, asumiendo una operación normal de la planta con 85.000 TPD de las colas generadas de la Planta Convencional y Planta SAG y 100.000 TPD de alimentación. Para estos dos casos se evaluó la implementación de 1 y 2 bancos de flotación, cada uno de 6 celdas de 4.500 pie³. La cantidad de celdas para cada banco se determinó mediante el criterio de Agar.

No se analizó la implementación de más bancos de flotación en la etapa Rougher, debido al aumento de flujo generado como concentrado, este afectaría directamente las etapas posteriores disminuyendo los tiempos de residencia, las capacidades máximas de las bombas impulsoras de concentrado, los cajones de almacenamiento entre etapas de flotación, por ende una reestructuración completa de la planta.

Para las recuperaciones de las etapas posteriores se tomo en cuenta el balance realizado por la SIP [5].

Caso 1 (85.000 TPD)

- 5 bancos Rougher: 3 bancos de 9 celdas + 1 banco con 3 celas + 1banco con 6 celdas + “1 banco con 6 celdas”.
- 5 bancos Rougher: 3 bancos de 9 celdas + 1 banco con 3 celas + 1banco con 6 celdas + “2 banco con 6 celdas”.

Caso 2 (100.000 TPD)

- 5 bancos Rougher: 3 bancos de 9 celdas + 1 banco con 3 celas + 1banco con 6 celdas + “1 banco con 6 celdas”.
- 5 bancos Rougher: 3 bancos de 9 celdas + 1 banco con 3 celas + 1banco con 6 celdas + “2 banco con 6 celdas”.

Caso 1.

Alimentación.

GE	2,8
% Sólido alim PTR	26
Densidad (Ton/m ³)	1,201
Ley Cu cabeza GPTA	0,950%
%Rec GPTA	89%
Ley Cu alim PTR	0,115%
t residencia Actual Planta (min)	5,7

Flotación Rougher.

		1 BANCO	2 BANCO
N° celdas con proyecto	N°	6	12
Volumen Nominal actual	pie ³	45.000	45.000
Volumen Real sin proy.	m ³	1.082	1.082
Volumen nominal con proy	pie ³	72.000	99.000
Volumen Real con proy	pie ³	61.200	84.150
Volumen Real con proy	m ³	1.732	2.381
Tratamiento Sewell	TMSD	15.000	15.000
Tratamiento Conv	TMSD	57.000	57.000
Tratamiento Sag	TMSD	70.000	70.000
Alimentación PTR	TMSD	85.000	85.000
Alimentación PTR	m ³ /día	272.280	272.280
Alimentación PTR	m ³ /min	189	189
t residencia real	min	6,9	8,0
Delta t residencia	min	1,1	2,3
Delta %Rec. Rougher PTR	%	4,8%	8,4%

Planta.

Delta %Rec Planta PTR	%	3,3%	5,8%
Cuf adicional con proyecto	tmf	3,3	5,7
Delta %Rec GPTA	%	0,27%	0,47%

Caso 2.

Alimentación.

GE	2,8
% Sólido alim PTR	26
Densidad (Ton/m ³)	1,201
Ley Cu cabeza GPTA	0,950%
%Rec GPTA	89%
Ley Cu alim PTR	0,115%
t residencia Actual Planta (min)	4,9

Flotación Rougher.

		1 BANCO	2 BANCO
N° celdas con proyecto	N°	6	12
Volumen Nominal actual	pie ³	45.000	45.000
Volumen Real sin proy.	m ³	1.082	1.082
Volumen nominal con proy	pie ³	72.000	99.000
Volumen Real con proy	pie ³	61.200	84.150
Volumen Real con proy	m ³	1.732	2.381
Tratamiento Sewell	TMSD	15.000	15.000
Tratamiento Conv	TMSD	57.000	57.000
Tratamiento Sag	TMSD	70.000	70.000
Alimentación PTR	TMSD	100.000	100.000
Alimentación PTR	m ³ /día	320.330	320.330
Alimentación PTR	m ³ /min	222	222
t residencia real	min	6,9	8,0
Delta t residencia	min	2,0	3,1
Delta %Rec. Rougher PTR	%	4,7%	8,4%

Planta.

Delta %Rec Planta PTR	%	3,2%	5,8%
Cuf adicional con proyecto	tmf	3,7	6,7
Delta %Rec GPTA	%	0,31%	0,56%

El Grafico N°23 representa las modificaciones en función de la Recuperación vs tiempo de residencia para el Caso 1, se puede observar que el tiempo actual está muy por debajo del tiempo necesario para obtener la recuperación máxima, se puede observar que al realizar un aumento de capacidad se ve directamente afectada la recuperación Rougher en la Planta de Tratamiento de Relaves.

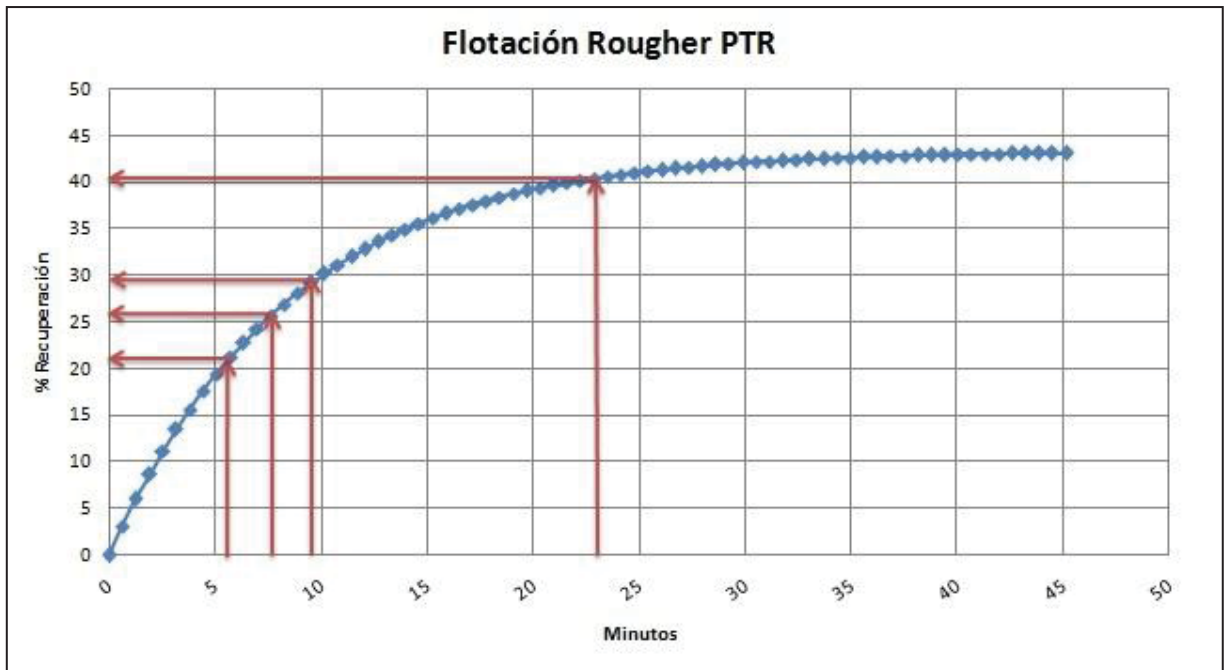


Grafico N°22: Grafico Recuperación vs tiempo, flotación Rougher PTR.

6.- Evaluación económica respecto a la alternativa propuestas para mejorar las capacidades de la Planta Convencional.

6.1.- Determinar costos de la modificación a realizar en la Planta de Tratamiento de Relaves.

Para determinar los costos asociados a la instalación de nuevos bancos de flotación se utilizó una cotización entregada por “FLSmidth Minerals” a Codelco Chile- División El Teniente en esta se detallan los costos directos (Ingeniería de detalles, adquisiciones, construcción y montaje), costos indirectos (inspección técnica de obras y puesta en marcha) y costos del dueño (administración personal, programación y control, administración de la construcción y gestión de contratos) para 4 celdas de flotación.

Para efectos de cálculos se tomó el precio del dólar de septiembre 2011 a 515,14 pesos, se tomó en cuenta un 20% de contingencia en base al subtotal de los costos.

Costo 6 celdas de flotación Wemco 4500 pie³.

Ítem	Actividad/Descripción	Total US\$
1	COSTOS DIRECTOS	2.270.537
1.1	Contrato EPC	2.270.537
1.1.1	Ingeniería de Detalles	237.605
1.1.2	Adquisiciones	1.182.780
1.1.3	Construcción y Montaje	850.151
2	COSTOS INDIRECTOS	105.411
2.1	Inspección Técnica de Obras	60.000
2.2	Puesta en Marcha	45.411
3	COSTOS DEL DUEÑO	164.976
3.1	Administración (personal propio)	65.000
3.2	Programación y Control	15.000
3.3	Administración de la construcción	60.000
3.4	Gestión de Contratos	24.976
	SUBTOTAL	2.540.923
4	CONTINGENCIA (20%)	508.185
	TOTAL US\$	3.049.108

Tabla N°41: Costos Instalación 6 celdas de flotación.

Costo 12 celdas de flotación Wemco 4500 pie³.

Ítem	Actividad/Descripción	Total US\$
1	COSTOS DIRECTOS	4.541.073
1.1	Contrato EPC	4.541.073
1.1.1	Ingeniería de Detalles	475.211
1.1.2	Adquisiciones	2.365.560
1.1.3	Construcción y Montaje	1.700.302
2	COSTOS INDIRECTOS	150.821
2.1	Inspección Técnica de Obras	60.000
2.2	Puesta en Marcha	90.821
3	COSTOS DEL DUEÑO	189.952
3.1	Administración (personal propio)	65.000
3.2	Programación y Control	15.000
3.3	Administración de la construcción	60.000
3.4	Gestión de Contratos	49.952
	SUBTOTAL	4.881.846
4	CONTINGENCIA (20%)	976.369
	TOTAL US\$	5.858.216

Tabla N°42: Costos Instalación 12 celdas de flotación.

6.2.- Determinar beneficio económico de la alternativa propuesta.

Para determinar la factibilidad económica de las propuestas metalúrgicas realizadas en esta memoria fue necesario estimar el cobre fino adicional, recuperaciones con y sin proyecto. De este modo se logró estimar una proyección a futuro del cobre fino extra recuperado en la Gerencia de Planta de la División El Teniente.

Para obtener una proyección de los tonelajes anuales proyectados para la división se utilizó el Plan de Negocio y Desarrollo 2011 (PND 2011). En base al PND 2011 se estimaron los procesamientos para las plantas Sewell, Convencional y SAG, las leyes de alimentación a las plantas, recuperación por planta. Se determinaron algunos parámetros operacionales detallados en la Tabla N°43 con el fin de poder determinar una estimación del flujo de alimentación a la Planta de Tratamiento de Relaves y el cobre fino alimentado.

Concentrado generado	3%
Ley Concentrado Rougher Sewell	9%
Recuperación Retratamiento	98%
Ley Concentrado Rougher Convencional	12%
Ley cola Rougher Convencional	0.12%
Colas rescavenger (retratamiento)	0.35%
Cola SAG	0.107%

Tabla N°43: Parámetros en base a PND 2011.

Caso 1 (85.000 TPD)

Cálculo de Ingresos por Cu Fino

		2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021	2022
Tonelajes de Procesamiento por Planta												
Procesamiento Sewell	Ton	4.412.223	4.500.000	4.500.000	4.980.000	5.415.000	4.950.000	0	0	0	0	0
Ley Cabeza Sewell	%	0,813	0,686	0,703	0,675	0,006	0,006	0	0	0	0	0
Procesamiento Convencional	Ton	19.414.830	20.318.896	21.008.791	21.248.609	20.938.000	21.330.000	23.760.000	23.760.000	23.826.000	23.760.000	23.760.000
Ley Cabeza Convencional	%	0,872	0,915	0,924	0,961	1,000	1,010	1,018	1,052	1,033	1,024	1,035
Procesamiento SAG	Ton	23.463.958	23.421.071	23.451.258	23.451.258	23.465.000	23.400.000	23.400.000	23.400.000	23.465.000	23.400.000	23.400.000
Ley Cabeza SAG	%	1,072	1,115	1,111	1,091	1,045	0,975	0,918	0,884	0,905	0,912	0,952
Procesamiento Colon	Ton	23.827.053	24.818.896	25.508.791	26.228.609	26.353.000	26.280.000	23.760.000	23.760.000	23.826.000	23.760.000	23.760.000
Ley Cabeza Colon	%	0,861	0,874	0,885	0,907	0,796	0,821	1,018	1,052	1,033	1,024	1,035
Procesamiento SAG	Ton	23.463.958	23.421.071	23.451.258	23.451.258	23.465.000	23.400.000	23.400.000	23.400.000	23.465.000	23.400.000	23.400.000
Ley Cabeza SAG	%	1,072	1,115	1,111	1,091	1,045	0,975	0,918	0,884	0,905	0,912	0,952
Concentrado Rougher Sewell	Ton	132.367	135.000	135.000	149.400	162.450	148.500	0	0	0	0	0
Cu fino Concentrado Rougher Sewell	Ton	11.913	12.150	12.150	13.446	14.621	13.365	0	0	0	0	0
Cu fino Colas retratamiento por sewell	Ton	238	243	243	269	292	267	0	0	0	0	0
Concentrado Rougher Convencional	Ton	582.445	609.567	630.264	637.458	628.140	639.900	712.800	712.800	714.780	712.800	712.800
Cu fino Concentrado Rougher Convencional	Ton	69.893	73.148	75.632	76.495	75.377	76.788	85.536	85.536	85.774	85.536	85.536
Cu fino Colas retratamiento por Convencional	Ton	1.398	1.463	1.513	1.530	1.508	1.536	1.711	1.711	1.715	1.711	1.711
Cola Rougher Convencional	Ton	18.832.385	19.709.329	20.378.527	20.611.150	20.309.860	20.690.100	23.047.200	23.047.200	23.111.220	23.047.200	23.047.200
Cu fino Cola Rougher Convencional	Ton	22.599	23.651	24.454	24.733	24.372	24.828	27.657	27.657	27.733	27.657	27.657
Cu fino Colas retratamiento Total Convencional	Ton	1.636	1.706	1.756	1.799	1.800	1.803	1.711	1.711	1.715	1.711	1.711
TMS colas retratamiento	Ton	467.465	487.417	501.609	513.949	514.270	515.160	488.777	488.777	490.135	488.777	488.777
Cu fino Colas SAG	Ton	24.353	24.309	24.340	24.340	24.354	24.287	24.287	24.287	24.354	24.287	24.287
TMS cola SAG	Ton	22.760.040	22.718.439	22.747.721	22.747.721	22.761.050	22.698.000	22.698.000	22.698.000	22.761.050	22.698.000	22.698.000
TMS Relaves que entra a PTR	Ton	19.299.850	20.196.747	20.880.137	21.125.099	20.824.130	21.205.260	23.535.977	23.535.977	23.601.355	23.535.977	23.535.977
CASO 1 (1 BANCO)												
Cu fino total alimentación PTR	Ton	48.588	49.666	50.550	50.872	50.526	50.918	53.654	53.654	53.803	53.654	53.654
Cu fino recuperado sin proy	Ton	10.133	10.357	10.542	10.609	10.537	10.618	11.189	11.189	11.220	11.189	11.189
Cu fino recuperado con proy	Ton	11.759	12.020	12.234	12.312	12.228	12.323	12.985	12.985	13.021	12.985	12.985
Diferencia Cu fino recuperado con proy	Ton	1.627	1.663	1.692	1.703	1.691	1.705	1.796	1.796	1.801	1.796	1.796
CASO 2 (2 BANCO)												
Cu fino total alimentación PTR	Ton	48.588	49.666	50.550	50.872	50.526	50.918	53.654	53.654	53.803	53.654	53.654
Cu fino recuperado sin proy	Ton	10.133	10.357	10.542	10.609	10.537	10.618	11.189	11.189	11.220	11.189	11.189
Cu fino recuperado con proy	Ton	12.967	13.255	13.491	13.577	13.484	13.589	14.319	14.319	14.359	14.319	14.319
Diferencia Cu fino recuperado con proy	Ton	2.835	2.898	2.949	2.968	2.948	2.971	3.130	3.130	3.139	3.130	3.130
Precio de Cu	US\$/Tonf	9.678	8.135	6.790	6.063	5.864	5.732	5.512	5.512	5.512	5.512	5.512
Descuento Total Base FOB	US\$/Tonf	836	871	1.102	1.086	1.052	1.047	1.038	1.038	1.038	1.038	1.038
Valor	US\$/Tonf	8.842	7.264	5.688	4.977	4.813	4.686	4.474	4.474	4.474	4.474	4.474
Caso 1 (1 banco)	KUS\$	14.382	12.077	9.625	8.476	8.140	7.986	8.035	8.035	8.058	8.035	8.035
Caso 2 (2 banco)	KUS\$	25.065	21.048	16.774	14.772	14.186	13.919	14.004	14.004	14.043	14.004	14.004

Caso 2 (100.000 TPD)

Cálculo de Ingresos por Cu Fino

		2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021	2022
Tonelajes de Procesamiento por Planta												
Procesamiento Sewell	Ton	4.412.223	4.500.000	4.500.000	4.980.000	5.415.000	4.950.000	0	0	0	0	0
Ley Cabeza Sewell	%	0,813	0,686	0,703	0,675	0,006	0,006	0	0	0	0	0
Procesamiento Convencional	Ton	19.414.830	20.318.896	21.008.791	21.248.609	20.938.000	21.330.000	23.760.000	23.760.000	23.826.000	23.760.000	23.760.000
Ley Cabeza Convencional	%	0,872	0,915	0,924	0,961	1,000	1,010	1,018	1,052	1,033	1,024	1,035
Procesamiento SAG	Ton	23.463.958	23.421.071	23.451.258	23.451.258	23.465.000	23.400.000	23.400.000	23.400.000	23.465.000	23.400.000	23.400.000
Ley Cabeza SAG	%	1,072	1,115	1,111	1,091	1,045	0,975	0,918	0,884	0,905	0,912	0,952
Procesamiento Colon	Ton	23.827.053	24.818.896	25.508.791	26.228.609	26.353.000	26.280.000	23.760.000	23.760.000	23.826.000	23.760.000	23.760.000
Ley Cabeza Colon	%	0,861	0,874	0,885	0,907	0,796	0,821	1,018	1,052	1,033	1,024	1,035
Procesamiento SAG	Ton	23.463.958	23.421.071	23.451.258	23.451.258	23.465.000	23.400.000	23.400.000	23.400.000	23.465.000	23.400.000	23.400.000
Ley Cabeza SAG	%	1,072	1,115	1,111	1,091	1,045	0,975	0,918	0,884	0,905	0,912	0,952
Concentrado Rougher Sewell	Ton	132.367	135.000	135.000	149.400	162.450	148.500	0	0	0	0	0
Cu fino Concentrado Rougher Sewell	Ton	11.913	12.150	12.150	13.446	14.621	13.365	0	0	0	0	0
Cu fino Colas retratamiento por sewell	Ton	238	243	243	269	292	267	0	0	0	0	0
Concentrado Rougher Convencional	Ton	582.445	609.567	630.264	637.458	628.140	639.900	712.800	712.800	714.780	712.800	712.800
Cu fino Concentrado Rougher Convencional	Ton	69.893	73.148	75.632	76.495	75.377	76.788	85.536	85.536	85.774	85.536	85.536
Cu fino Colas retratamiento por Convencional	Ton	1.398	1.463	1.513	1.530	1.508	1.536	1.711	1.711	1.715	1.711	1.711
Cola Rougher Convencional	Ton	18.832.385	19.709.329	20.378.527	20.611.150	20.309.860	20.690.100	23.047.200	23.047.200	23.111.220	23.047.200	23.047.200
Cu fino Cola Rougher Convencional	Ton	22.599	23.651	24.454	24.733	24.372	24.828	27.657	27.657	27.733	27.657	27.657
Cu fino Colas retratamiento Total Convencional	Ton	1.636	1.706	1.756	1.799	1.800	1.803	1.711	1.711	1.715	1.711	1.711
TMS colas retratamiento	Ton	467.465	487.417	501.609	513.949	514.270	515.160	488.777	488.777	490.135	488.777	488.777
Cu fino Colas SAG	Ton	24.353	24.309	24.340	24.340	24.354	24.287	24.287	24.287	24.354	24.287	24.287
TMS cola SAG	Ton	22.760.040	22.718.439	22.747.721	22.747.721	22.761.050	22.698.000	22.698.000	22.698.000	22.761.050	22.698.000	22.698.000
TMS Relaves que entra a PTR	Ton	19.299.850	20.196.747	20.880.137	21.125.099	20.824.130	21.205.260	23.535.977	23.535.977	23.601.355	23.535.977	23.535.977
CASO 1 (1 BANCO)												
Cu fino total alimentación PTR	Ton	48.588	49.666	50.550	50.872	50.526	50.918	53.654	53.654	53.803	53.654	53.654
Cu fino recuperado sin proy	Ton	9.056	9.257	9.421	9.481	9.417	9.490	10.000	10.000	10.028	10.000	10.000
Cu fino recuperado con proy	Ton	10.633	10.869	11.063	11.133	11.057	11.143	11.742	11.742	11.774	11.742	11.742
Diferencia Cu fino recuperado con proy	Ton	1.577	1.612	1.641	1.652	1.640	1.653	1.742	1.742	1.747	1.742	1.742
CASO 2 (2 BANCO)												
Cu fino total alimentación PTR	Ton	48.588	49.666	50.550	50.872	50.526	50.918	53.654	53.654	53.803	53.654	53.654
Cu fino recuperado sin proy	Ton	9.056	9.257	9.421	9.481	9.417	9.490	10.000	10.000	10.028	10.000	10.000
Cu fino recuperado con proy	Ton	11.879	12.142	12.358	12.437	12.353	12.448	13.117	13.117	13.154	13.117	13.117
Diferencia Cu fino recuperado con proy	Ton	2.823	2.886	2.937	2.956	2.936	2.958	3.117	3.117	3.126	3.117	3.117
Precio de Cu	US\$/Tonf	9.678	8.135	6.790	6.063	5.864	5.732	5.512	5.512	5.512	5.512	5.512
Descuento Total Base FOB	US\$/Tonf	836	871	1.102	1.086	1.052	1.047	1.038	1.038	1.038	1.038	1.038
Valor	US\$/Tonf	8.842	7.264	5.688	4.977	4.813	4.686	4.474	4.474	4.474	4.474	4.474
Caso 1 (1 banco)	KUS\$	13.948	11.712	9.334	8.220	7.894	7.745	7.793	7.793	7.814	7.793	7.793
Caso 2 (2 banco)	KUS\$	24.962	20.960	16.705	14.711	14.127	13.861	13.946	13.946	13.985	13.946	13.946

Determinado los ingresos para las 2 propuestas debemos determinar los gastos asociados a los nuevos bancos de flotación. Para los Costos de Mantenimiento se utilizo los costos asociados a 6 bancos de flotación y cada uno de ellos con 7 celdas de 4500 pie³, se determino la proporción correspondiente para los nuevos bancos de 6 celdas de flotación. La Figura N°12 representa los costos de mantenimiento.

COSTOS DE MANTENCIÓN DE LAS 6 CELDAS DE FLOTACIÓN.				
A	B	C	D	E
Ubicac.técnica	(Todas) ▼			
CeCo	(Todas) ▼			
Orden	(Todas) ▼			
Texto breve	(Todas) ▼			
Cta.mayor	(Todas) ▼			
Suma de Importe ML	Año ▼			
Banco ▼	2009	2010	2011	Total general
TCCN-FLS-BCF-501	8.202	52.984		61.186
TCCN-FLS-BCF-502	35.123	46.114	35.743	116.980
TCCN-FLS-BCF-503	146.812	38.980	230.514	416.306
TCCN-FLS-BCF-504	90.086	81.889	90.466	262.441
TCCN-FLS-BCF-511	35.748	51.316	12.093	99.157
TCCN-FLS-BCF-512	12.953	22.141	11.194	46.288
Total general	328.925	293.425	380.009	1.002.359
	328,925		293,425	380,009
	334,120	para 6 bancos	55,687	para 7 celdas c/u
		Costo de mantención	47,731	6 celdas
		2011 US\$	95,463	12 celdas

Figura N°12: Costos de Mantenimiento celdas de flotación.

Los costos de mantención anuales para las propuestas tendrán un incremento del 3% anual. La Tabla N°44 representa los costos para ambas propuestas.

Año	1 Banco de 6 celdas	2 Banco de 6 celdas
	Costos de Mantención US\$	Costos de Mantención US\$
2012	47,731	95,463
2013	49,163	98,327
2014	50,638	101,276
2015	52,157	104,315
2016	53,722	107,444
2017	55,334	110,668
2018	56,994	113,988
2019	58,704	117,407
2020	60,465	120,929
2021	62,279	124,557
2022	64,147	128,294

Tabla N°44 Costos anuales bancos de flotación.

Para el consumo de energía se consideró una potencia por celda de 200 HP y un 98% de eficiencia expresado en la Tabla N°52.

COSTOS DE CONSUMO ENERGÍA ELECTRICA.						
Año	DIAS	1 Banco de 6 celdas	2 Banco de 6 celdas	PRECIO occ us\$/MWH	1 Banco de 6 celdas	2 Banco de 6 celdas
		GASTO DE EE, KWH	GASTO DE EE, KWH		US\$	US\$
2012	361	7,597,836	15,195,672	111.6	847,918	1,695,837
2013	360	7,576,789	15,153,578	108.5	822,082	1,644,163
2014	360	7,576,789	15,153,578	113.8	862,239	1,724,477
2015	360	7,576,789	15,153,578	90.4	684,942	1,369,883
2016	316	6,650,737	13,301,474	84.6	562,652	1,125,305
2017	360	7,576,789	15,153,578	84.6	640,996	1,281,993
2018	360	7,576,789	15,153,578	84.6	640,996	1,281,993
2019	360	7,576,789	15,153,578	84.6	640,996	1,281,993
2020	361	7,597,836	15,195,672	84.6	642,777	1,285,554
2021	360	7,576,789	15,153,578	84.6	640,996	1,281,993
2022	360	7,576,789	15,153,578	84.6	640,996	1,281,993

Tabla N°52: Costos de energía eléctrica bancos de flotación.

Dando como gastos totales para el flujo de caja en la Tabla N°46, se utilizo depreciación doblemente acelerada para la inversión.

	1 Banco de 6 celdas	2 Banco de 6 celdas
	GASTO TOTAL, KUS\$	GASTO TOTAL, KUS\$
2012	896	1,791
2013	871	1,742
2014	913	1,826
2015	737	1,474
2016	616	1,233
2017	696	1,393
2018	698	1,396
2019	700	1,399
2020	703	1,406
2021	703	1,407
2022	705	1,410

Tabla N°46: Gastos totales para celdas de flotación.

Para la evaluación de ambas propuestas se realizaron 4 flujos de caja, para una operación normal de 85.000 TPD de alimentación, para 1 banco y 2 bancos de flotación, y para una alimentación de 100.000 TPD, para 1 banco y 2 bancos.

Flujos de caja.

Caso 1.

Evaluación Económica para 1 Banco de 6 celdas de 4500 pie³

Tasa de descuento		8%
Tasa de Impuesto		57%

Año	Año	Inversión	Ingresos	Gastos	Deprec.	Utilidad Antes de Impuesto	Impuesto	Utilidad Después de Impuesto	Flujo Antes de Impuesto	Flujo Después de Impuesto
2012	2	3,127				0	0	0	-3,127	-3,127
2013	3		12,077	871	447	11,206	6,133	5,073	11,206	5,073
2014	4		9,625	913	447	8,712	4,711	4,001	8,712	4,001
2015	5		8,476	737	447	7,739	4,156	3,582	7,739	3,582
2016	6		8,140	616	447	7,523	4,034	3,490	7,523	3,490
2017	7		7,986	696	447	7,290	3,901	3,389	7,290	3,389
2018	8		8,035	698	447	7,337	3,928	3,410	7,337	3,410
2019	9		8,035	700	447	7,336	3,927	3,409	7,336	3,409
2020	10		8,035	703		7,332	4,179	3,153	7,332	3,153
2021	11		8,035	703		7,332	4,179	3,153	7,332	3,153
2022	12		8,035	705		7,330	4,178	3,152	7,330	3,152
TOTAL			86,481		3,127	79,138	43,326	35,812	76,011	32,685

vna 2,895

Antes de Impuesto		
VAN kUS\$	kUS\$	47,483
TIR	%	338%
IVAN		16.40

Despues de Impuesto		
VAN kUS\$	kUS\$	19,995
TIR	%	146%
IVAN		6.91

Evaluación Económica para 2 Banco de 6 celdas de 4500 pie³

Tasa de descuento		8%
Tasa de Impuesto		57%

Año	Año	Inversión	Ingresos	Gastos	Deprec.	Utilidad Antes de Impuesto	Impuesto	Utilidad Después de Impuesto	Flujo Antes de Impuesto	Flujo Después de Impuesto
2012	2	6,014				0	0	0	-6,014	-6,014
2013	3		21,048	1,791	447	19,256	10,721	8,535	19,256	8,535
2014	4		16,774	1,742	447	15,032	8,314	6,718	15,032	6,718
2015	5		14,772	1,826	447	12,946	7,125	5,821	12,946	5,821
2016	6		14,186	1,474	447	12,712	6,991	5,721	12,712	5,721
2017	7		13,919	1,233	447	12,686	6,976	5,710	12,686	5,710
2018	8		14,004	1,393	447	12,611	6,934	5,678	12,611	5,678
2019	9		14,004	1,396	447	12,608	6,932	5,676	12,608	5,676
2020	10		14,043	1,399		12,644	7,207	5,437	12,644	5,437
2021	11		14,004	1,406		12,598	7,181	5,417	12,598	5,417
2022	12		14,004	1,407		12,597	7,181	5,417	12,597	5,417
TOTAL			150,757		3,127	135,690	75,561	60,129	129,676	54,115

vna 5,568

Antes de Impuesto		
VAN kUS\$	kUS\$	80,768
TIR	%	300%
IVAN		14.51

Despues de Impuesto		
VAN kUS\$	kUS\$	32,784
TIR	%	125%
IVAN		5.89

Caso 2.

Evaluación Económica para 1 Banco de 6 celdas de 4500 pie³

Tasa de descuento		8%
Tasa de Impuesto		57%

Año	Año	Inversión	Ingresos	Gastos	Deprec.	Utilidad Antes de Impuesto	Impuesto	Utilidad Después de Impuesto	Flujo Antes de Impuesto	Flujo Después de Impuesto
2012	2	3,127				0	0	0	-3,127	-3,127
2013	3		11,712	871	447	10,841	5,925	4,916	10,841	4,916
2014	4		9,334	913	447	8,422	4,546	3,876	8,422	3,876
2015	5		8,220	737	447	7,483	4,011	3,472	7,483	3,472
2016	6		7,894	616	447	7,278	3,894	3,384	7,278	3,384
2017	7		7,745	696	447	7,049	3,763	3,286	7,049	3,286
2018	8		7,793	698	447	7,095	3,789	3,305	7,095	3,305
2019	9		7,793	700	447	7,093	3,788	3,305	7,093	3,305
2020	10		7,793	703		7,090	4,041	3,049	7,090	3,049
2021	11		7,793	703		7,090	4,041	3,049	7,090	3,049
2022	12		7,793	705		7,088	4,040	3,048	7,088	3,048
TOTAL			83,871		3,127	76,527	41,838	34,689	73,400	31,562

vna 2,895

Antes de Impuesto		
VAN kUS\$	kUS\$	45,822
TIR	%	327%
IVAN		15.83

Despues de Impuesto		
VAN kUS\$	kUS\$	19,281
TIR	%	141%
IVAN		6.66

Evaluación Económica para 2 Banco de 6 celdas de 4500 pie³

Tasa de descuento		8%
Tasa de Impuesto		57%

Año	Año	Inversión	Ingresos	Gastos	Deprec.	Utilidad Antes de Impuesto	Impuesto	Utilidad Después de Impuesto	Flujo Antes de Impuesto	Flujo Después de Impuesto
2012	2	6,014				0	0	0	-6,014	-6,014
2013	3		20,960	1,791	447	19,169	10,672	8,497	19,169	8,497
2014	4		16,705	1,742	447	14,962	8,274	6,688	14,962	6,688
2015	5		14,711	1,826	447	12,885	7,090	5,795	12,885	5,795
2016	6		14,127	1,474	447	12,653	6,958	5,695	12,653	5,695
2017	7		13,861	1,233	447	12,628	6,944	5,685	12,628	5,685
2018	8		13,946	1,393	447	12,553	6,901	5,653	12,553	5,653
2019	9		13,946	1,396	447	12,550	6,899	5,651	12,550	5,651
2020	10		13,985	1,399		12,585	7,174	5,412	12,585	5,412
2021	11		13,946	1,406		12,540	7,148	5,392	12,540	5,392
2022	12		13,946	1,407		12,540	7,148	5,392	12,540	5,392
TOTAL			150,134		3,127	135,066	75,205	59,861	129,052	53,847

vna 5,568

Antes de Impuesto		
VAN kUS\$	kUS\$	80,371
TIR	%	299%
IVAN		14.43

Despues de Impuesto		
VAN kUS\$	kUS\$	32,613
TIR	%	125%
IVAN		5.86

7.- Conclusiones.

Se puede concluir que la etapa Rougher de la Planta Convencional en promedio tiene un tiempo de residencia en los bancos #121-122-125 de 21 minutos, los bancos #101-102-103 de 25 minutos y los bancos #123-124 de 31 minutos. En base a las cinéticas realizadas se concluye que esta etapa no necesita un aumento de capacidad en base al criterio de Agar.

La flotación Rougher Sewell de los bancos #106-107 tiene en promedio un tiempo de residencia de 21 minutos.

La flotación 1°Limpieza en el banco #105 tiene en promedio un tiempo de residencia de 35 minutos, el banco #108 en promedio un tiempo de residencia de 19 minutos.

La etapa Scavenger correspondiente a los bancos #501-502-503 tiene en promedio un tiempo de residencia de 15 minutos.

La etapa Re-Scavenger correspondiente al banco #104 tiene en promedio un tiempo de residencia de 26 minutos.

La etapa Rougher de la Planta de Tratamiento de Relaves en promedio tiene un tiempo de residencia en los bancos #701-702-703-704-705 de 5 minutos y se puede observar en base a las cinéticas desarrolladas tanto en planta como en laboratorio un déficit en sus tiempos de residencia, la posibilidad de aumentar la recuperación de cobre en dicha etapa y un aumento de recuperación como Gerencia de Planta.

Se observa que la operación de la etapa Rougher en la Planta de Tratamiento de Relaves es muy variable, esto lo podemos apreciar en las leyes parciales por celda las cuales no cumplen con el criterio de Agar.

8.- Recomendaciones.

Un aumento de capacidad en la etapa Rougher de la Planta de Tratamiento de Relaves en las 2 propuestas analizadas se observa que se generan mejoras del punto de vista de metalúrgico.

Se recomienda un aumento de capacidad en base a los resultados entregados por el Caso 1, un aumento de 27.000 pie³ y de 54.000 pie³ genera en la etapa Rougher un delta de recuperación de 4,8 y 8,4 unidades porcentuales respectivamente para un banco de 6 celdas y 2 bancos de 6 celdas, como Planta de Tratamiento de Relaves un delta de recuperación de 3,3 y 5,8 unidades porcentuales respectivamente para un banco de 6 celdas y dos bancos de 6 celdas, referente a Gerencia de Planta se genera un delta de recuperación de 0,3 y 0,5 unidades porcentuales para un banco de 6 celdas y dos bancos de 6 celdas.

La evaluación económica arroja un VAN de kUS\$19.995 y un TIR de 146% para un banco de 6 celdas y una VAN de kUS\$19.281 y un TIR de 141% para dos bancos de 6 celdas, esto es comprensible por el alto precio del cobre.

En base a estos resultados es totalmente recomendable un aumento de capacidad en la etapa Rougher de la Planta de Tratamiento de Relaves, se debe comentar que un mayor aumento de capacidad que el recomendado es necesario evaluar las etapas posteriores a la etapa Rougher y los posibles cuellos de botella que se generen.

Es necesario mejorar la operación de las celdas para la Planta Convencional y Planta de Tratamiento de Relaves, mejorando la velocidad de extracción de concentrado por celdas.

9.- Bibliografía.

1. Diplomado Flotación U de Chile, Willy Kracht, Ph.D., Fernando Romero, M.Sc., Oscar Alruiz, M.Sc., Constantino Suazo, M.Sc., Septiembre 2010.
2. Flotación de minerales, Juan Yianatos B., 2005.
3. Flotación: Fundamentos y Aplicaciones, Sergio Castro, Juan Antonio García 2002.
4. Dimensionamiento y Optimización Plantas Concentradoras, Leonel Gutiérrez R., Jaime E. Sepúlveda, Centro de Investigación Minera y Metalurgia 1986.
5. Balance Materiales Planta Tratamiento Relaves (PTR), N° SIP-122-2009.
6. Gerencia de Recursos Mineros y Desarrollo (Noviembre 2008). Informe Final Plan Minero PND 2009 (Plan de Negocios y Desarrollo) División El Teniente.

10.- Anexos

10.1.- Marco Teórico.

El mineral en una operación minera está compuesto por diversas especies, algunas de ellas de valor comercial (generalmente las menos abundantes) y otras de menor valor o sin valor relativo (ganga). El procesamiento de minerales sigue a la explotación minera con el objetivo de: preparar el mineral para la extracción del metal valioso (menas metálicas) o entregar un producto final (minerales industriales y carbón). Tras el procesamiento, el producto adquiere un valor de mercado y puede transarse. Por lo tanto el procesamiento de minerales genera el primer producto comercializable o con precio y mercado de referencia.

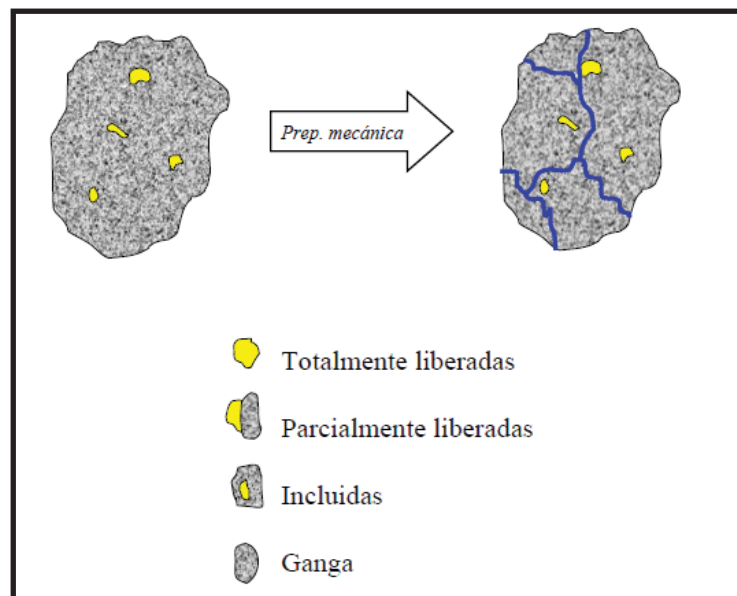


Figura N°13: Liberación del mineral.

Los métodos de concentración de minerales se basan en diferentes propiedades, Figura N°5, para separar el mineral de interés de la ganga:

➤ Color	<i>Concentración por selección (sorting)</i>
➤ Reflectancia	
➤ Nivel de radioactividad	
➤ Densidad	<i>Concentración gravitacional</i>
➤ Susceptibilidad magnética	<i>Concentración magnética</i>
➤ Conductividad	<i>Concentración electrostática</i>
➤ Hidrofobicidad	<i>Concentración por flotación</i>

Figura N°14: Métodos de separación de minerales.

La flotación de minerales corresponde a la separación de especies mineralógicas por diferencia de mojabilidad o hidrofobicidad. Se dice que una partícula es hidrofóbica cuando no tiene afinidad por el agua, a diferencia de partículas hidrofílicas, que sí tienen. Para lograr la separación es necesario contar con un sistema heterogéneo que involucre más de una fase. En este caso se consideran las tres fases: sólido (mineral), líquido (agua) y gas (normalmente aire).

Al introducir aire en forma de burbujas en una pulpa que contiene partículas de carácter hidrofílico e hidrofóbico, éstas últimas tienden a adherirse a las burbujas para así minimizar su contacto con la fase líquida.

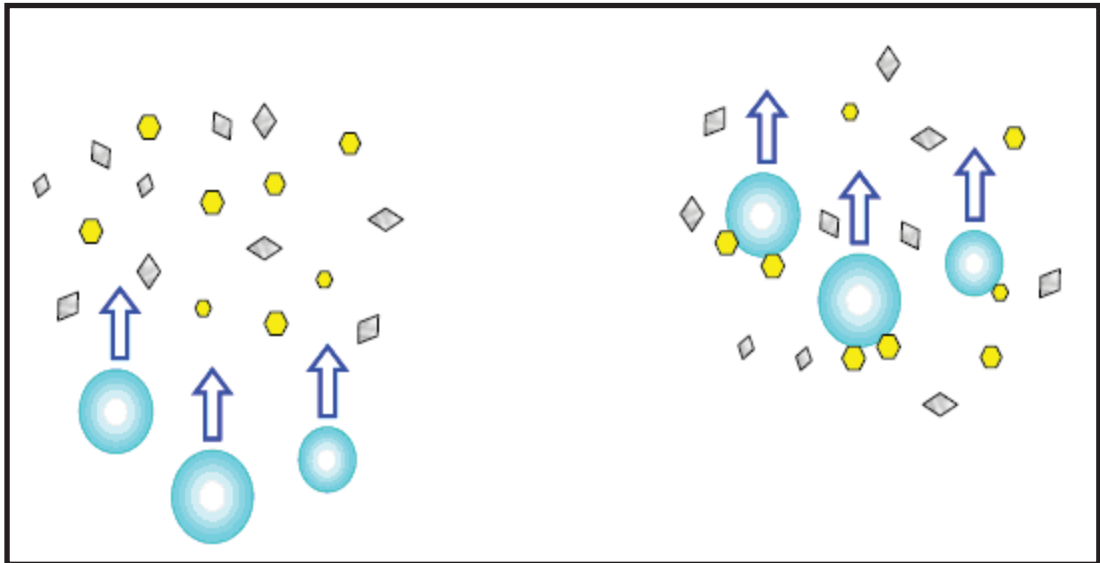


Figura N°15: Esquema mineral, burbuja y ganga.

Para que ocurra la flotación deben coexistir dos zonas: colección y espuma. La pulpa entra en contacto con la fase gaseosa (burbujas) en la zona de colección, lugar donde se produce la unión partícula(s) burbuja. Estos agregados ascienden hasta llegar a una zona de espuma, la cual, producto de la adhesión selectiva en la zona de colección, contiene preferentemente partículas hidrofóbicas [1].

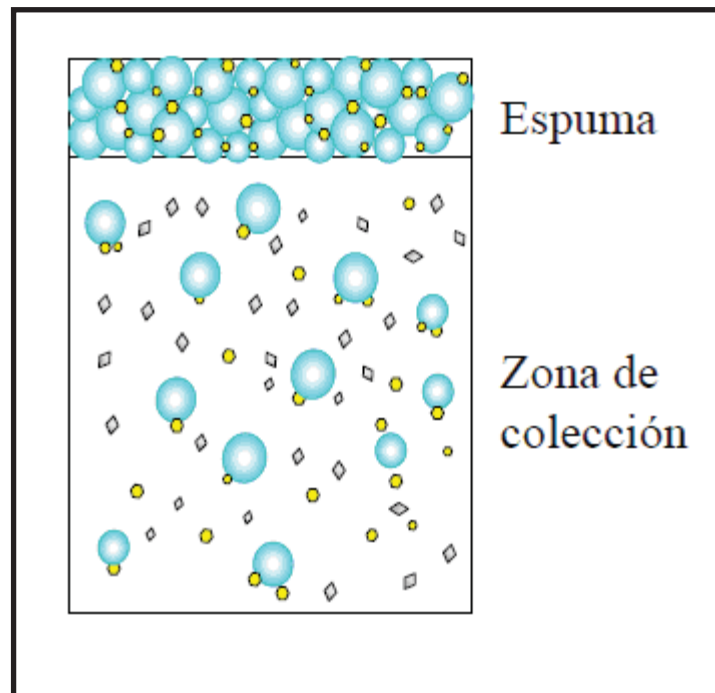


Figura N°16: Zona de colección y espuma.

La cinética del proceso determina la recuperación y selectividad que se puede alcanzar realmente en la aplicación industrial. La cinética del proceso posee las siguientes características:

- a) Representa la velocidad de producción de concentrado.
- b) Permite el cálculo de equipos de flotación y el diseño de arreglos de circuitos.

En general, la cinética no se puede considerar en forma aislada de la química. La adición de reactivos altera también la velocidad para efectuar la separación. Sin embargo, es conveniente mirarlos como problemas separados. En muchos casos bastara un enfoque macroscópico, pero no se podrá extrapolar fuera de las condiciones en que fue determinado [2].

10.2.- Balance de Masa.

Los circuitos de procesamiento de minerales, desde el chancado a flotación, pueden ser bastante complejos e incluyen varios flujos de reciclo.

Frecuentemente no se dispone de estimaciones de los flujos másicos en línea, excepto para el flujo de alimentación. Por lo tanto, estos flujos deben estimarse indirectamente si son requeridos.

Si los datos medidos tienen error se puede esperar que los balances de masa no ajusten. Incluso si se pudiera medir el valor real de cada variable en el proceso, los balances de masa no ajustarían debido a la variabilidad en la operación. Para poder ajustar los balances, la planta tiene que estar operando en estado estacionario (equilibrio), lo cual es difícil de obtener. En el mejor caso la planta oscila en torno a un punto de equilibrio debido a variaciones en la alimentación y a la variabilidad propia de los sistemas de control, lo cual genera “ruido” en las mediciones.

La conciliación de datos corresponde al ajuste de datos experimentales sujeto a que se cumplan las restricciones impuestas por las ecuaciones de balance de masa. Los datos conciliados deben parecerse tanto como sea posible a los datos medidos.

Fuentes de error en los datos medidos (experimentales).

- Error aleatorio asociado a la reproducibilidad.
- Error sistemático que entrega datos sesgados.
- Error accidental.

$$x_{medido} = x_{real} + e_{medición}$$

Error de medición.

$$\bar{x} = \frac{\sum_{i=1}^N x_{i\ medido}}{N} = \frac{\sum_{i=1}^N (x_{real} + e_{i\ medición})}{N} = x_{real} + \bar{e}$$

Desviación estándar y relativa (% error).

$$\sigma_x = \left[\frac{\sum_{i=1}^N (x_i - \bar{x})^2}{N - 1} \right]^{0.5}$$

Pero la desviación estándar de la medición es igual a la desviación estándar del error de medición.

$$\sigma_x = \sigma_e$$

La desviación estándar relativa (% error) se puede escribir como:

$$\sigma_{Rx} = 100 * \frac{\sigma_x}{\bar{x}}$$

Las varianzas (y no las desviaciones estándar) son aditivas.

$$\sigma^2 = \sum_i \sigma_i^2$$

El error de una medición se descompone en error de muestreo y error de análisis (ej. análisis químico).

$$\sigma_{Rmedición} = (\sigma_{Rmuestreo}^2 + \sigma_{Ranálisis}^2)^{0.5}$$

Si se sabe que la ley de plata en la alimentación es igual a 15 ppm y que los errores relativos de muestreo y análisis son 3% y 5% respectivamente. ¿Cuál es la desviación estándar que se le debe asignar a la ley reportada?

$$\sigma_{Rmedición} = (3^2 + 5^2)^{0.5} = 5.83\%$$

$$\sigma_{medición} = 15 * \frac{5.83}{100} = \pm 0.87 \text{ ppm}$$

El Método de conciliación de datos y ajuste de balances, el procedimiento consiste en la minimización de una función objetivo sujeta a que se cumplan las ecuaciones de balance de masa, minimización de función sujeta a restricciones. No todo set de datos se puede conciliar, estos deben ser razonablemente buenos ya que de lo contrario se tiene que datos malos implica un mal ajuste.

La función objetivo se construye a partir de dos sumatorias: la primera considera los cuadrados de las diferencias entre los datos medidos (x_i) y los datos reconciliados (\hat{x}_i), ponderadas por algún factor de peso (k_i); la segunda sumatoria incluye las ecuaciones de balance evaluadas con los datos reconciliados. Las ecuaciones de balance deben ser escritas de modo tal que su resultado sea igual a cero.

$$0 = \sum_i k_i(x_i - \hat{x})^2 + \sum_j Balance(\hat{x}_i)$$

En el caso de utilizar la herramienta “Solver” de Excel, se puede minimizar la función objetivo, incorporando las ecuaciones de balance como restricciones.

$$0 = \sum_i k_i(x_i - \hat{x})^2$$

La solución obtenida al utilizar los distintos métodos depende en gran medida de los factores de peso (k_i) utilizados. Esto se conoce como “modelo de error” y da cuenta de qué tan confiable es cada uno de los datos medidos disponibles. Una buena elección puede ser utilizar el inverso de la varianza (desviación estándar al cuadrado) como factor de peso.

Cada factor de peso k_i se escribe entonces como:

$$k_i = \left(\frac{100}{x_i * \sigma_{Rx,i}} \right)^2 = \frac{1}{\sigma_{x,i}^2}$$

Y la función a minimizar es la siguiente.

$$0 = \sum_i \frac{1}{\sigma_{x,i}^2} (x_i - \hat{x})^2 + \sum_j \text{Balance}(\hat{x}_i)$$

Al ocupar Excel con la función “Solver” debemos ingresar 3 puntos importantes, la Figura N°8. Ejemplifica la ventana donde se ingresan los parámetros a la función “Solve”[1].

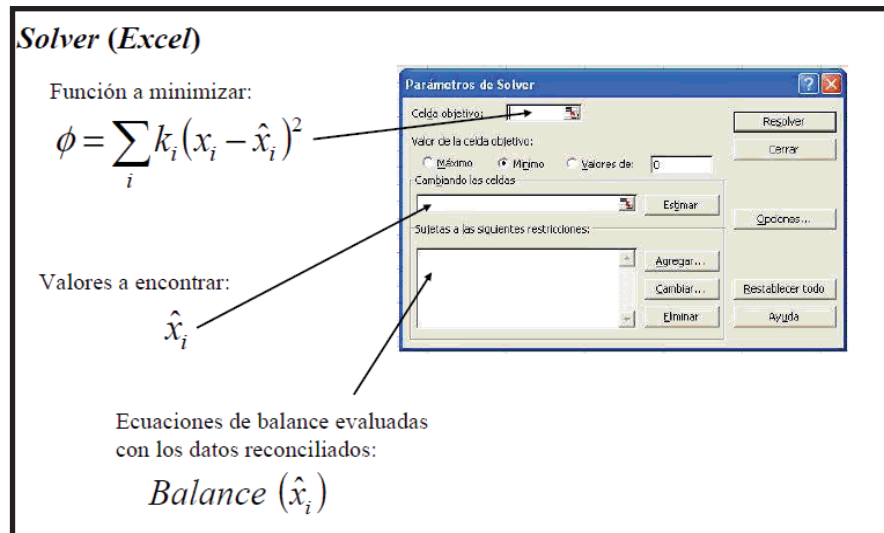


Figura N°17: Parámetros de Solver.

10.3.- Cinética de Flotación.

Entrega una descripción cuantitativa de la velocidad con que flotan las partículas, y por eso es importante el tiempo de flotación (τ). Este es una variable fundamental de diseño y corresponde al tiempo máximo que hay que darle a las partículas más lentas para que puedan ser extraídas de la pulpa.

El tiempo de residencia (τ), está vinculado al flujo de aire, de modo tal que si este último fuese pequeño, τ debería ser alto para coleccionar todas las partículas.

Hay una relación directa entre τ y la probabilidad de flotación, por lo que si ésta es alta y si el flujo de aire es adecuado, la recuperación esperada sería aceptable.

Un experimento típico de laboratorio es una prueba cinética, donde una celda batch es alimentada con una cierta cantidad de mineral y con la posibilidad de

recibir el concentrado en función del tiempo. Se va cambiando la bandeja receptora de concentrado, para fraccionarlo en c_1, c_2, \dots, c_n , para tiempos de flotación de $1', 2', \dots, 8'$, etc.

Luego se confecciona una tabla como la siguiente:

Fracción	Tiempo en Minutos	Finos
c_1	1	f_1
c_2	2	f_2
c_3	3	f_3
c_4	4	f_4

Tabla N°47: Tabla resumen prueba de flotación.

Conociendo leyes y pesos, luego se determina la cantidad de metal fino.

$$Fino\ metalico = peso * \frac{ley}{100}$$

Calculando el f_1, f_2, \dots, f_n y conociendo el fino de la cabeza (alimentación), se puede determinar la recuperación del metal (R_m):

$$\%R_m = \frac{Finos_{c1}}{Finos_{alimentación}} * 100$$

También se calcula: $\%R_m$ acumulativo ($c_1+c_2+\dots+c_n$) y se grafica R versus t.

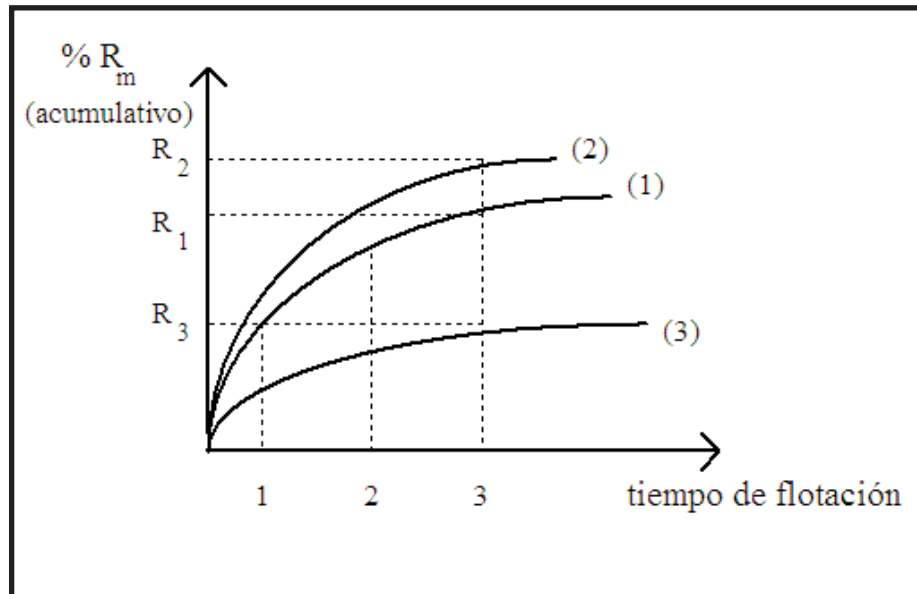


Figura N°18: Grafica recuperación vs tiempo.

R aumenta con el tiempo de flotación y la curva se va haciendo asintótica a un cierto valor máximo (R_{∞}). Al final las espumas también quedan cargadas con parte de ganga.

Esta relación entre %Rec y tiempo, permite definir un concepto de velocidad. Si se tuviese un 2^{do} y 3^{er} mineral, estos tendrían diferentes velocidades. Estas variaciones en velocidad dependen de condiciones operativas (tipo de máquina, flujo de aire, condiciones fisicoquímicas).

Ya que la velocidad depende de la probabilidad de flotación, una cierta combinación de reactivos podría dar una mayor o menor velocidad.

Si se considera que en una planta el tiempo de flotación está vinculado al tiempo de residencia (τ_r), se tiene que:

$$\tau = f(\text{volumen circuito flotación})$$

Por lo tanto, en la práctica industrial, el límite del tiempo de flotación está dado por τ , Si el tiempo $\tau = f(V_c)$, donde V_c es el volumen del circuito, la velocidad de flotación surge como una variable importante del proceso.

Para entregar una caracterización cinética de la flotación de un mineral, se usa el concepto de constante específica de velocidad de flotación.

Sirve para definir si un proceso es más rápido o más lento. Existe una amplia gama de modelos cinéticos, de los cuales se analizarán los más usados en el campo experimental. Para eso se desarrollará el Modelo Análogo (por analogía a la cinética química), donde se considera que partícula y burbuja son reactantes y el agregado de partícula - burbuja es un producto de reacción.³

La Velocidad de flotación se expresa a través de la siguiente ecuación diferencial:

$$-\frac{dC}{dt} = kC^n \quad (1)$$

C = concentración de especies flotables

n = orden de la reacción

k = constante de flotación

Suponiendo una cinética de 1^{er} orden:

$$C = C_o * \exp^{-k*t} \quad (2)$$

Donde

C_o = concentración de material flotable al tiempo cero

C = concentración de material flotable al tiempo t

La ecuación 2 se grafica según:

$$\ln \frac{c_o}{c} = kt \quad (3)$$

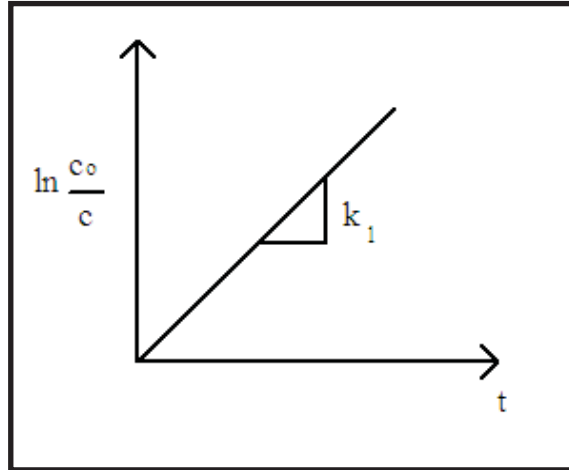


Figura N°19: Grafico Ln(C_o/C) vs tiempo.

Estas concentraciones no son usuales en flotación, donde más bien se usan recuperaciones. Para evaluarlas, se determinan concentrados parciales, que se secan, pesan y analizan para conocer el valor del contenido metálico fino y de ahí la concentración (ya que se conoce el volumen de la celda). Como éste es fijo, se trabaja directamente con concentraciones. En la práctica no es posible llegar a una recuperación del 100%, por lo que se introduce el concepto de recuperación máxima, $R_{\text{máximo}}$, ya que no todo el material es flotable.

El término, $\ln \frac{c_o}{c}$, debe ser corregido, pues C_o es la concentración de todo el material flotable menos la concentración del material que no flotó y quedó, (c_∞):

$$\ln \left(\frac{c_o - c_\infty}{c - c_\infty} \right) = kt \quad (4)$$

Es posible escribir:

$$R_\infty = \frac{c_o - c_\infty}{c_o} \quad (5)$$

$$R_t = \frac{c_o - c}{c_o} \quad (6)$$

Luego la ecuación (1), queda:

$$-\frac{dc}{dt} = -k(c - c_\infty)^n \quad (7)$$

$$\frac{dR}{dt} = kc_o^{n-1}(R_\infty - R)^n \quad (8)$$

Para $n = 1$.

$$R_t = R_\infty(1 - e^{-kt}) \quad (9)$$

R_t = recuperación parcial a cualquier tiempo t .

R_∞ = recuperación máxima posible.⁴

Se tiene entonces la expresión cinética de flotación batch donde k es la constante cinética de flotación de primer orden de la especie o elemento de interés (min^{-1}) y R_∞ es la recuperación a tiempo infinito (máxima recuperación obtenible de la especie o elemento de interés, para las condiciones de flotación dadas).

Esta ecuación se puede utilizar para determinar los parámetros cinéticos de cada especie presente en el mineral.

Para establecer los parámetros cinéticos k y R_∞ , de un mineral, se realizan pruebas de flotación batch en las que se colecta concentrados parciales a diferentes tiempos ($t_1, t_2, t_3 \dots$), los que son pesados y caracterizados por ley del elemento de interés. Con los resultados obtenidos se calcula la recuperación para cada tiempo ($r_1, r_2, r_3 \dots$) y la recuperación acumulada en el tiempo ($R(t)$).

$$R(t) = \sum_{i=1}^t r_i$$

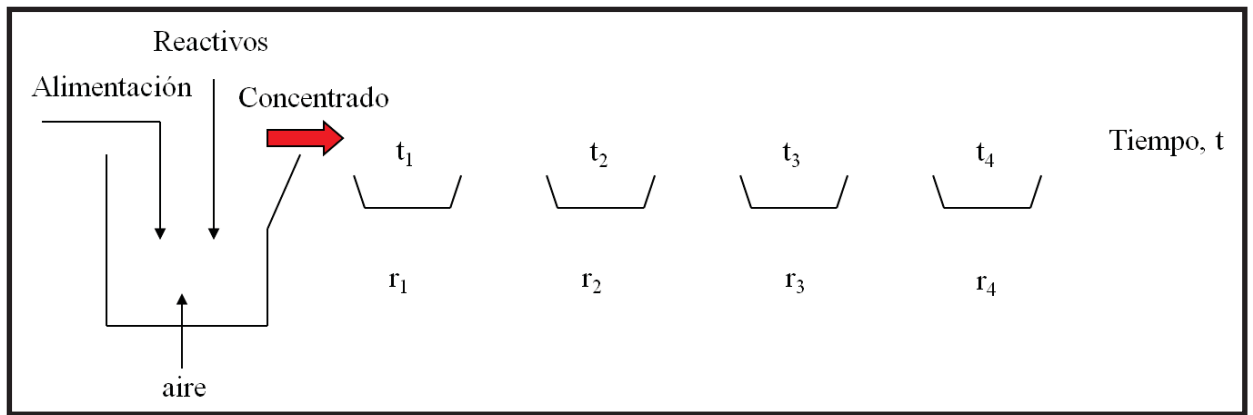


Figura N°20: Diagrama prueba de flotación Batch.

Con estos datos se puede construir el gráfico de recuperación (acumulada) en el tiempo.

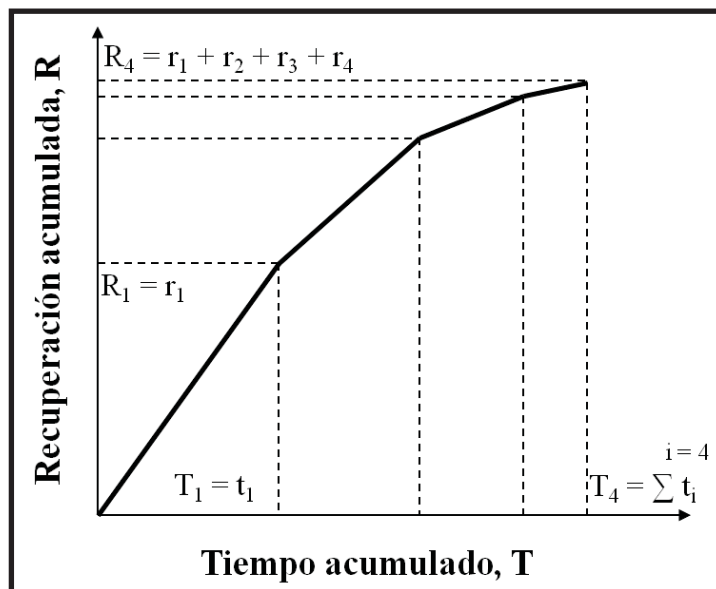


Figura N°21: Grafico recuperación vs tiempo.

Al graficar los valores experimentales en coordenadas semi-logarítmicas, se obtiene una recta de pendiente $-k$.

Ambos parámetros (K y R_∞) pueden ser determinados simultáneamente utilizando planillas de cálculo, utilizando minimización de errores cuadráticos (Solver).

Las pruebas batch de laboratorio representan una herramienta para el estudio de la cinética de flotación, además de servir para probar reactivos y condiciones de operación.

La planta, a diferencia de la prueba batch, opera en continuo, tiene un flujo continuo de alimentación, concentrado y relave. Es necesario entonces extender el análisis cinético al caso continuo.

En planta se tiene celdas conectadas en serie. El relave de una celda alimenta la celda siguiente como se describe en la figura.

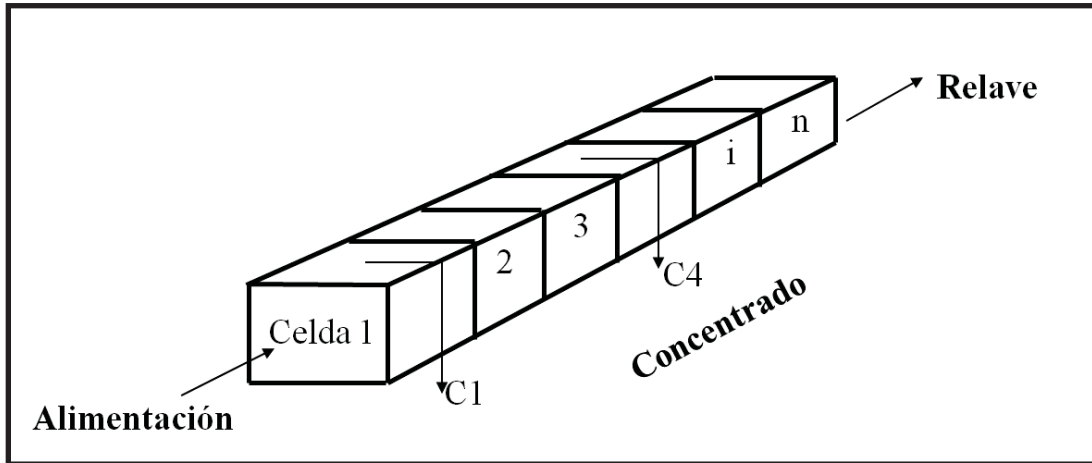


Figura N°22: Esquema flotación continua.

Para el análisis se debe considerar la recuperación acumulada a lo largo del banco. A medida que se avanza en el número de celda, la recuperación acumulada aumenta.

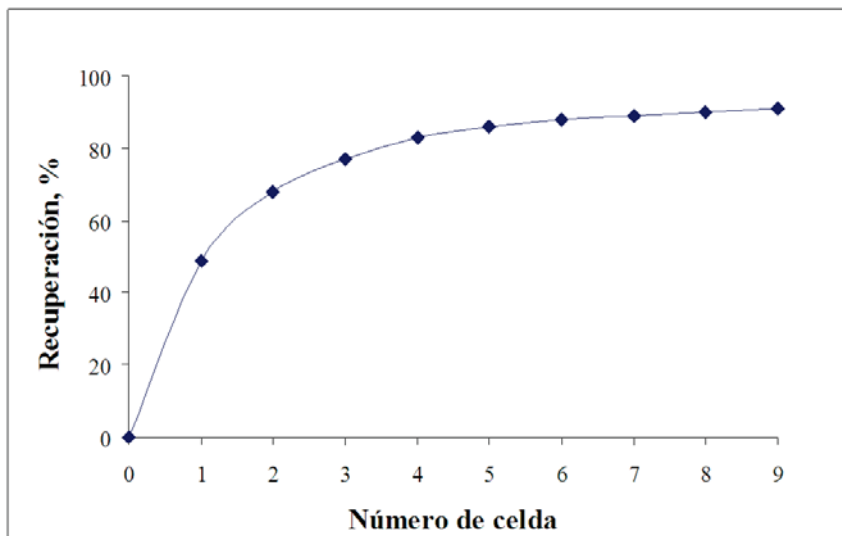


Figura N°23: Grafica recuperación vs numero de celdas.

Notar que al avanzar en el número de celda también se está aumentando el tiempo de flotación. Si la pulpa demora 2 minutos en pasar por cada celda, se puede construir un gráfico cinético análogo al de la cinética batch. El tiempo que demora en pasar la pulpa por cada celda se denomina tiempo medio de residencia (τ).

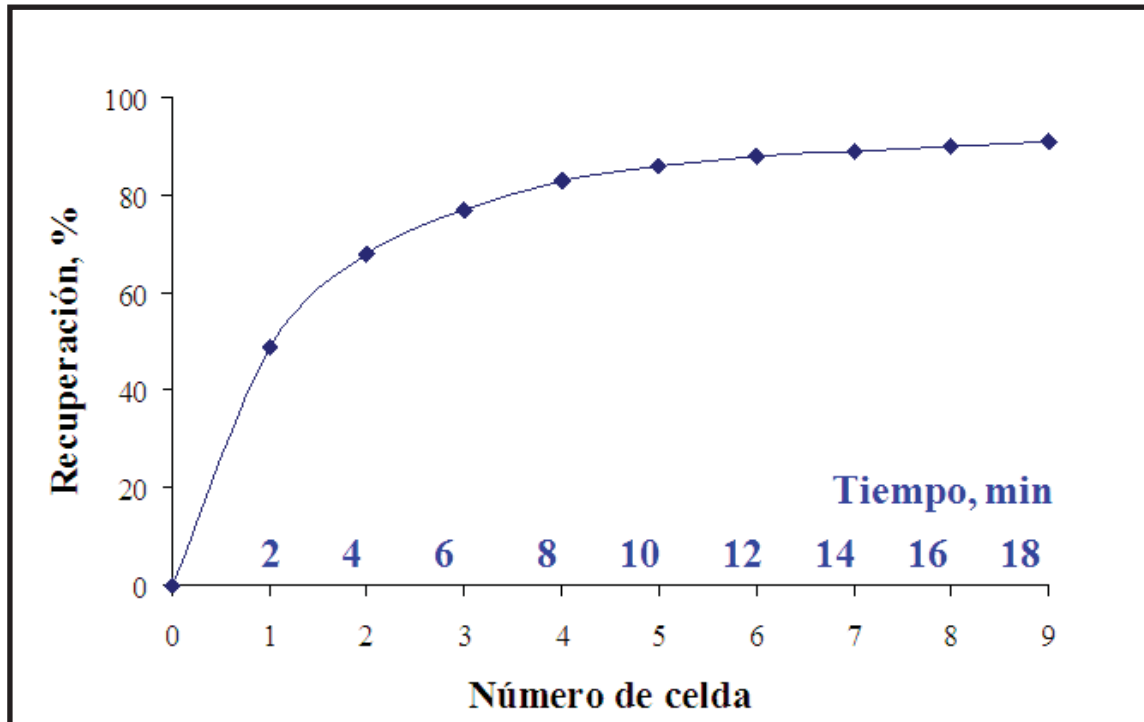


Figura N°24: Grafico recuperación vs numero de celdas.

La recuperación de “n” celdas en serie del modelo cinético de Klimpel continuo es:

$$R = R_{\infty} \left[1 - \left(\frac{\ln(1 + k\tau)}{k\tau} \right)^n \right]$$

10.4.- Criterio de Agar.

En un banco de flotación la ley incremental corresponde a la ley del concentrado de cada celda, en cambio en un proceso batch este corresponde a la ley instantánea.

Lo anterior es conocido como Principio de Agar: "Se debe flotar hasta que la ley incremental del concentrado sea igual a la ley de alimentación."

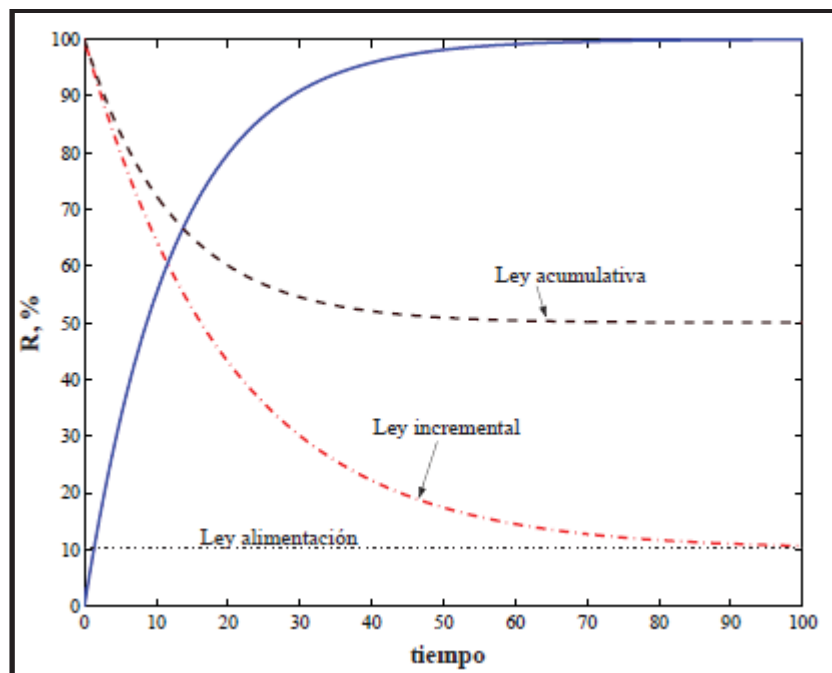


Figura N°25: Criterio de Agar.

10.5.- Dispersión de aire en flotación.

Dispersión vs. Distribución de aire:

- Dispersión de aire → Generación de burbujas a partir de una corriente de aire.
- Distribución de aire → Distribución espacial de burbujas en la celda de flotación.

Nota: el término “Distribución” se usa también para referirse a los tamaños de burbujas (como en distribución granulométrica)

La dispersión de aire en la celda de flotación afecta el desempeño de la operación (Rec-ley), por ejemplo, no es lo mismo inyectar una burbuja de 10 cm^3 (22 cm^2) que 10 burbujas de 1 cm^3 (48 cm^2).

10.6.- Velocidad superficial de gas.

El flujo de aire (Q_g) inyectado a las celdas de flotación es la variable “obvia”, no obstante, no siempre se mide o controla.

Para poder comparar los flujos de aire entre celdas de distinto tamaño, es necesario normalizar dichos flujos por el área (sección transversal) de la celda, definiéndose así la velocidad superficial de gas (J_g).

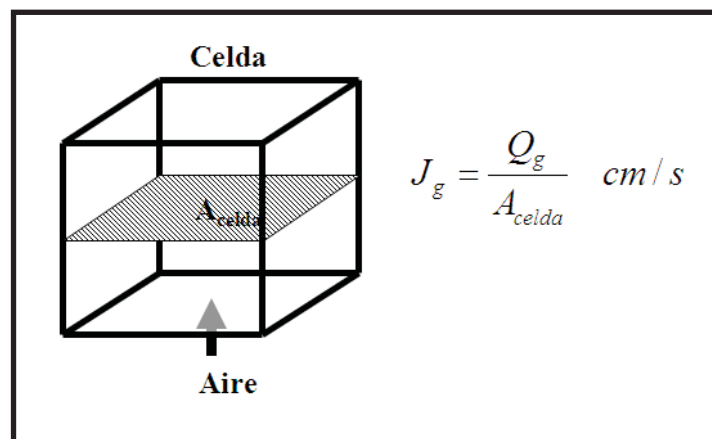


Figura N°26: Figura esquemática velocidad superficial de gas.

Al inyectar aire en una celda se generan burbujas de distintos tamaños.

Esos tamaños se pueden agrupar en distintas clases y así definir la “distribución de tamaños de burbuja”

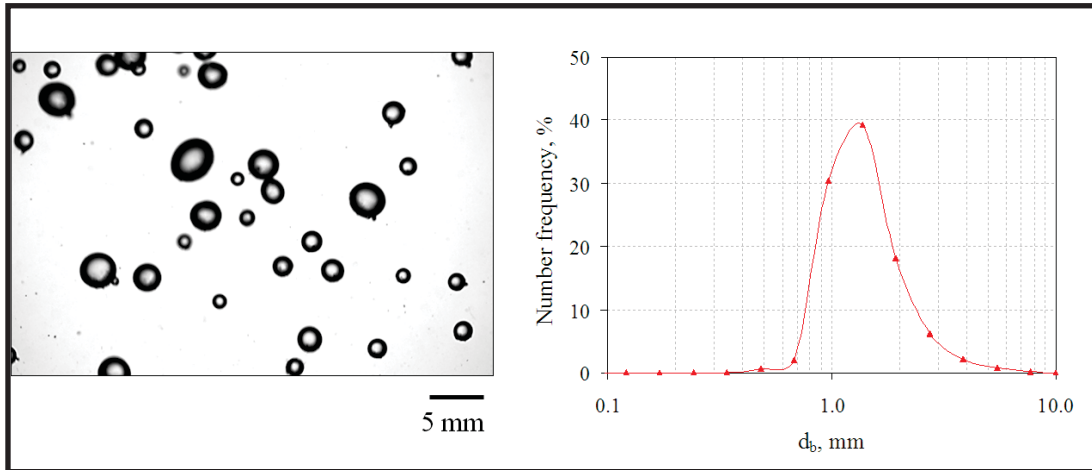


Figura N°27: Zoom imagen burbujas y distribución de diámetros de burbuja.

Las distribuciones de tamaños de burbujas se pueden representar por diámetros característicos, los más usuales son:

$$d_{10} = \frac{\sum_{i=1}^n d_i}{n}$$

$$d_{32} = \frac{\sum_{i=1}^n d_i^3}{\sum_{i=1}^n d_i^2}$$

Los factores físicos que afectan la dispersión del gas en la celda de flotación son, principalmente, la velocidad del impeller, el tipo de impeller y el flujo de gas.

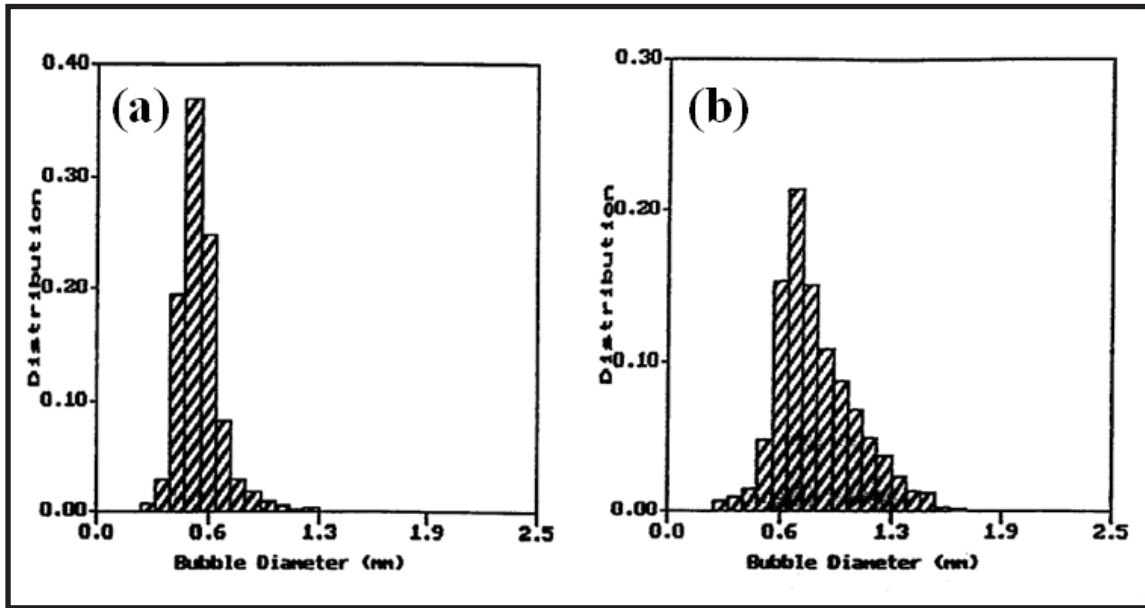


Figura N°28: Distribución de tamaño a diferentes flujos de aire.

Distribución de tamaños de burbuja para (a) flujo bajo de aire (17 l/s) y (b) flujo alto de aire (57 l/s). Impeller Outokumpu, 225 rpm.

El contenido de aire (ϵ_g) (también conocido como holdup de gas) es la fracción volumétrica de la celda que está ocupada por aire y se expresa en %.

El contenido de aire se afecta por el tamaño y velocidad de las burbujas en la celda de flotación: mientras más pequeñas son las burbujas, más lento suben. Esto aumenta su tiempo de residencia en la pulpa.

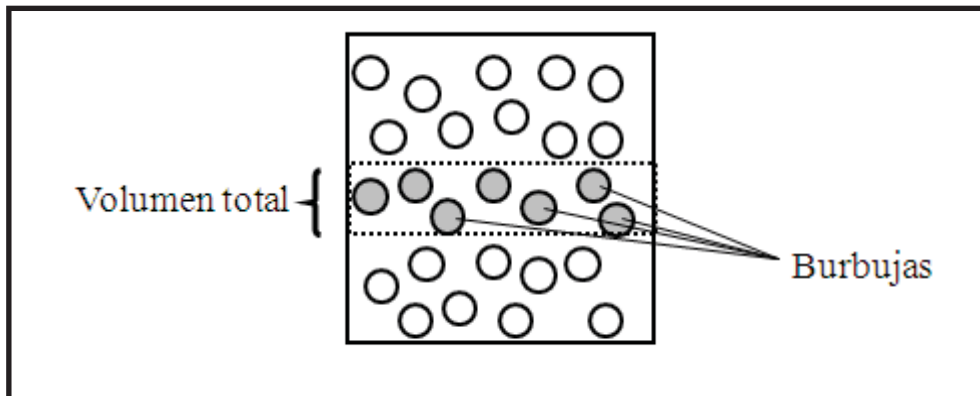


Figura N°29: Esquema contenido de aire.

$$\varepsilon_g = \frac{\text{Volumen de aire}}{\text{Volumen total}} \cdot 100 \quad \%$$

El flujo areal superficial de gas (S_b) se define como la superficie total de burbujas que atraviesan el área transversal de la celda en un instante de tiempo. Sus unidades son 1/s.

El flujo areal superficial de gas se puede calcular a partir de la velocidad superficial y el tamaño d_{32} .

$$S_b = \frac{6J_g}{d_{32}}$$

Ecuación de Gorain para la predicción del S_b

$$S_b = a N_s^b J_g^c A_s^d P_{80}^e$$

N_s : velocidad periférica del impeller.

A_s : relación de aspecto, diámetro sobre altura, del impeller.

P_{80} : tamaño bajo el cual se encuentra el 80% de la alimentación.

Parámetro	Valor
a	123,0
b	0,44
c	0,75
d	-0,10
e	-0,42

Tabla N°48: Parámetros Modelo Gorain.

El flujo areal superficial de gas (S_b) ha sido asociado, por varios autores, a la cinética de flotación del siguiente modo:

$$k = P S_b$$

Donde P es la flotabilidad de la especie de interés

Rangos típicos para las variables relativas al gas.

Variable	RANGO	
	Celdas mecánicas	Celdas columnares
S_b [s^{-1}]	50 – 120	20 – 60
J_g [cm/s]	0,9 – 2,5	0,8 – 1,9
d_{32} [mm]	0,7 – 1,8	1,4 – 3,0
α_g [%]	7-22	10-30

Tabla N° 49: Resumen rango parámetros operacionales.

10.7 Procedimiento Cinética de Flotación Planta.

Objetivos y Alcance.

Este procedimiento tiene como propósito establecer los pasos que permitirán un correcto y seguro desempeño en la ejecución de una Cinética en las diferentes etapas del proceso de flotación.

Responsabilidades.

Para el desarrollo de la actividad, debe contar con un supervisor a cargo para confeccionar el AST en el lugar de trabajo y considerar si las condiciones operacionales son las óptimas para el desarrollo del trabajo.

El supervisor debe gestionar el ingreso a la planta con el jefe de turno del área involucrada.

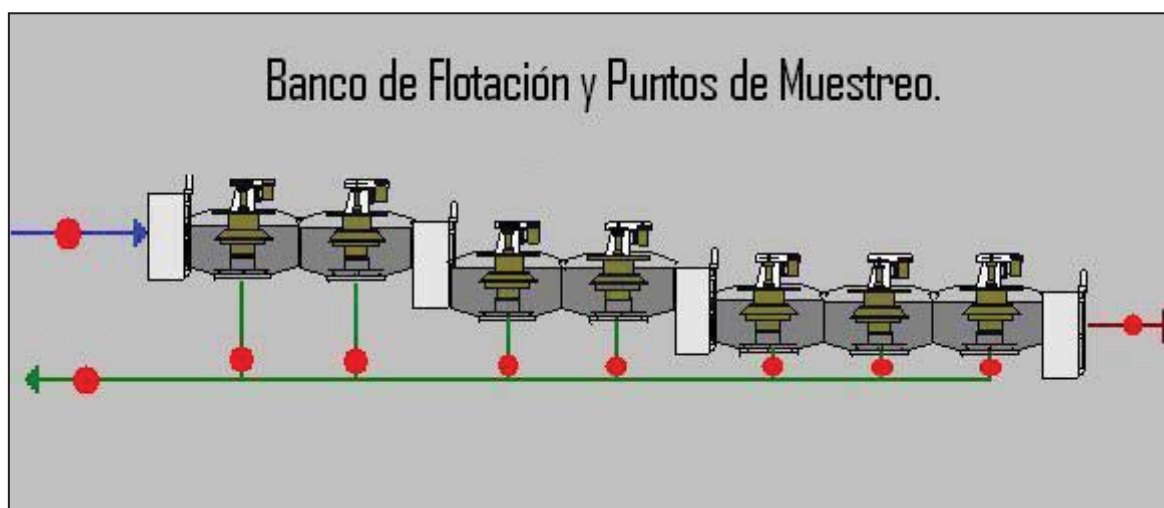


Figura N°30: Esquema banco de flotación.

Descripción del Trabajo.

La actividad en general, consiste en recolectar muestras de alimentación, concentrado por celdas, concentrado final y relave del banco de flotación, tiempo de incrementos por celdas.

Recurso Requerido para el Trabajo.

➤ **Humano.**

Numero requerido para la ejecución del trabajo debe ser determinado por supervisor a cargo de la prueba.

Equipos y Herramientas.

- Baldes receptores de muestra.
- Cortador Cubicado.
- Cortador.
- Radio transmisor.
- Cronometro.

Equipos de Protección Personal.

- Casco de seguridad.
- Lentes de seguridad.
- Tapones auditivos.
- Guantes de cuero.
- Zapatos de seguridad.

Medidas Generales de Seguridad.

- Antes de ingresar a la planta, el personal debe solicitar autorización al jefe de turno del área a trabajar.
- Supervisor a cargo debe confeccionar en terreno AST.
- Personal debe mantener comunicación directa con supervisor a cargo, en el sentido de avisar cuando sale del área de trabajo.
- El personal debe ubicar baldes u otros materiales en lugares que no compliquen el acceso a escaleras o transito por pasillos.

- Conocer medidas de seguridad en el área a trabajar en caso de emergencia y conocer procedimiento para BAF.

Riesgos en la Operación.

- Equipos en movimiento.
- Peligro de caídas en mismo o distinto nivel.
- Atropello en dirección a lugar de trabajo.

Procedimiento.

- Limpiar labios de celdas de flotación.
- Distribuir baldes rotulados para la recepción de las muestras de alimentación, concentrado por celda, concentrado final y relave.
- Inicio de la secuencia de toma de muestras, comenzando por la cabeza, concentrado por celdas, concentrado final y relave.
- Se debe tomar el tiempo por cada incremento, de cada una de las celdas.
- Después de cada muestra se debe lavar el cortador, para no contaminar las muestras.

10.8.- BALANCE MATERIALES PLANTA TRATAMIENTO DE RELAVES (PTR) N° SIP-122-2009

Propósito y Alcance

El propósito de este trabajo es conocer el funcionamiento y desempeño actual de la planta de tratamiento de relaves con el fin de identificar posibles cambios o mejoras en el proceso.

El alcance del trabajo es la planta de tratamiento de relaves y la planta de flotación convencional.

Resultados

A continuación se presentan los resultados obtenidos luego de ajustar el Balance de Materiales de Mo y Cu para cada etapa.

RECUPERACIONES		
CIRCUITO	Cu	Mo
Primaria	22,9	15,4
Repaso	85,8	84,0
Barrido Repaso	29,5	22,8
Columnas	76,9	70,5
Barrido Columna	76,4	75,9
Total	19,6	12,5

RECUPERACIONES		
CIRCUITO	Cu	Mo
Primaria	22,9	15,4
1° Limpieza	90,0	88,2
2° Limpieza	76,9	70,5
Global	19,6	12,5

Tabla N°50: Recuperaciones por etapa y circuito.

Etapa	Bco.	Celdas	ft3/cell	m3/cell	Arreglos	TR (mins)
Primaria	701	9	1000	28,2	4-5	5
	702	9	1000	28,2	4-5	
	703	9	1000	28,2	4-5	
	704	3	3000	84,5	1-1	
	705	6	1500	42,3	2-2-2	
Repaso	781	2	1500	42,3	1	13
	782	2	1500	42,3	1	
Barrido	710	9	300	8,5	3-3-3	17
repaso	711	9	300	8,5	3-3-3	
Barrido columna	791	5	1000	28,2	1-2-2	14
Columnas		2		2,4x2,4x10		22

Tabla N° 51: Capacidad instalada y tiempos de residencia.

ITEM	ALIMENTACIÓN	COLA BARRIDO	ALIMENTACIÓN	CONCENTRADO	COLA	CONCENTRADO	COLA
	FRESCA	COLUMNA	ROUGHER	ROUGHER	ROUGHER	REPASO	REPASO
	1	2	3	4	5	6	7
FLUJO SOLIDOS (TMSD)	84816	505	85321	2736	82585	593	2143
FLUJO PULPA (TMPD)	282814	5636	289518	17836	271661	6939	10407
CAUDAL PULPA (M3/D)	227921,7	5308,1	234297,8	16049,1	218229,1	6542,0	9019,2
DENSIDAD PULPA (g/l)	1,24	1,06	1,24	1,11	1,24	1,06	1,15
G.E SOLIDOS	2,83	2,85	2,83	2,88	2,83	3,02	2,84
% SOLIDOS EN PESO	29,99	8,96	29,47	15,34	30,4	8,55	20,59
LEY Cu (%)	0,114	0,265	0,115	0,822	0,092	3,252	0,15
FINO COBRE (TMFD)	96,69	1,34	98,12	22,49	75,98	19,29	3,21
LEY Mo (%)	0,005	0,01	0,005	0,024	0,004	0,093	0,005
FINO MOLY (TMFD)	4,24	0,05	4,27	0,66	3,30	0,55	0,11

Tabla N°52: Detalle flujos determinados en el balance.

ITEM	CONCENTRADO	COLA	ALIMENTACIÓN	CONCENTRADO	COLA	CONCENTRADO
	BARRIDO REPASO	BARRIDO REPASO	COLUMNAS	COLUMNAS	COLUMNA	BARRIDO COLUMNA
	8	9	10	11	12	13
TONELAJE SECO (TMSE)	50	2093	741	138	603	98
FLUJO PULPA (TMPD)	684	9720	9019	2111	7029	1432
FLUJO PULPA (M3/D)	650,8	8366,0	8521,8	2007,8	6634,8	1364,6
DENSIDAD (g/l)	1,05	1,16	1,06	1,05	1,06	1,05
G.E SOLIDOS	2,96	2,83	3,04	3,89	2,89	3,17
% SOLIDOS EN PESO	7,3	21,53	8,22	6,55	8,58	6,84
LEY Cu (%)	1,902	0,108	3,315	13,68	0,939	4,416
FINO COBRE (TMFD)	0,95	2,26	24,58	18,91	5,66	4,32
LEY Mo (%)	0,049	0,004	0,101	0,382	0,037	0,173
FINO MOLY (TMFD)	0,02	0,08	0,75	0,53	0,22	0,17

Tabla N°53: Detalle flujos determinados en el balance.

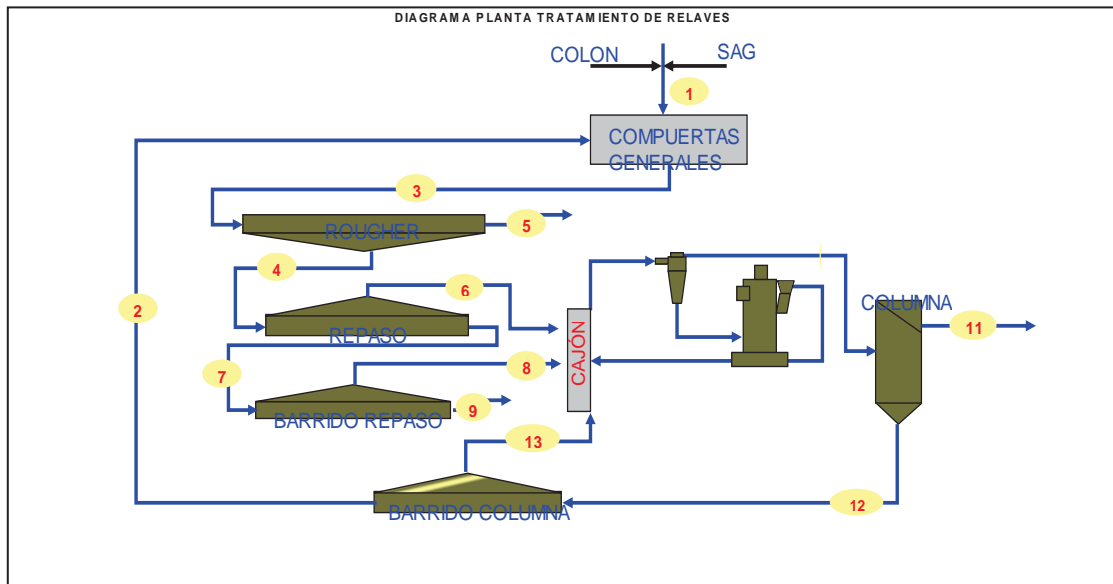


Figura N°31: Diagrama de flujo Planta Tratamiento Relaves.

Comentarios

Para el ajuste de los datos muestreados se utilizó el software FloatBal proporcionado por la empresa Moly-cop SA. Para estimar el flujo de alimentación se consideró que el día del balance la planta SAG operaba sólo con el molino 401 (SAG1), por lo que el aporte de ella a la PTR se estimó en un 80% del relave SAG informado por la UCC. Esto porque las compuertas son incapaces de retener todo el relave SAG y enviarlo a la PTR debido a que presentan un problema de cierre. Por su parte la planta de molienda unitaria operaba con sus 13 molinos.

Actualmente la PTR no procesa los relaves ácidos del circuito Sewell.

Datos operacionales relevante del turno: 60,7% -325#; en operación columnas normal; producción reportado por la planta 174 TMSD concentrado.

Observando las tablas 1 y 2 vemos que las recuperaciones bajas en el circuito primario pueden explicarse por los bajos tiempos de residencia. Por lo que para procesar adecuadamente recuperando el CuF presente en todos los relaves de las planta de flotación Colón se debe aumentar los tiempos de flotación de la

PTR, ya sea aumentando el volumen instalado o disminuir el flujo de cabeza.

Se adjunta como anexo un detalle con los principales equipos de la PTR

Recomendaciones

Enfocándonos en establecer la PTR como una planta recuperadora se puede transformar líneas de limpieza en líneas primarias y mejorar los tiempos de residencia de esta etapa.

10.9.- Simulación de la flotación Planta Convencional.

	Cabeza	Cab Trad S/E	Cab Trad	Cab Trad	Conc Rep	Conc Rep	Conc SW	Conc Cto	Cola Cto	Cola Cto
	M.Unitar	Colón	Colón	Sewell	1 Colón	2 Colón	Sewell	Cobre	Scaveng	Re-Scav
	Cu-T	Cu-T	Cu-T	Cu-T	Cu-T	Cu-T	Cu-T	Cu	Cu-T	Cu-T
fecha	%	%	%	%	%	%	%	%	%	%
01-08-2010	1,03	0,98	1,03	0,800%	15,5	17,1	6,20%	26,5	0,48	0,319
02-08-2010	1,02	0,95	1	0,750%	13,3	16,6	6,70%	24,6	0,4	0,316
03-08-2010	0,98	0,97	1,02	0,760%	13,2	14,8	7,30%	25,3	0,43	0,34
04-08-2010	1,01	1,02	1,07	0,740%	14,8	16,5	7,00%	24,1	0,37	0,254
05-08-2010	0,93	0,91	0,96	0,700%	13,9	16,5	7,77%	24,6	0,5	0,297
06-08-2010	0,91	0,92	0,97	0,710%	14,2	18,7	6,83%	23,8	0,62	0,395
07-08-2010	0,91	0,95	1	0,712%	11,5	15,2	7,40%	23	0,42	0,303
08-08-2010	0,92	0,90	0,95	0,719%	12,6	16,4	6,50%	22,7	0,43	0,29
09-08-2010	0,95	0,88	0,93	0,713%	13,6	15	8,07%	22,7	0,46	0,315
10-08-2010	0,96	0,97	1,02	0,667%	12,6	14,2	7,77%	22,9	0,43	0,279
11-08-2010	0,96	0,92	0,97	0,673%	12,2		6,43%	21,2	0,41	0,297
12-08-2010	0,91	0,89	0,94	0,821%	13,2	16,3	7,60%	25,3	0,52	0,343
13-08-2010	0,89	0,92	0,97	0,790%	11,4	15,4	9,60%	23,3	0,4	0,286
14-08-2010	0,94	0,90	0,95	0,803%	12,7	15,9	8,93%	25,3	0,53	0,292
15-08-2010	0,94	0,93	0,98	0,800%	14,5	16	8,10%	23,7	0,6	0,393
16-08-2010	0,93	0,87	0,92	0,783%	14,3	15,1	6,80%	24,4	0,57	0,339
17-08-2010	0,92	0,86	0,9	0,747%	11,9	15,2	7,30%	23,4	0,49	0,362
18-08-2010	0,93	0,88	0,93	0,747%	14	17,5	5,07%	23,5	0,58	0,445
19-08-2010	0,94	0,89	0,94	0,754%	13,6	16,7	5,63%	23,4	0,82	0,401
20-08-2010	0,94	0,90	0,95	0,742%	14,7	18,3	6,07%	21,4	0,61	0,535
21-08-2010	0,9	0,91	0,96	0,733%	13,1	16,1	5,60%	21,4	0,59	0,407
22-08-2010	0,94	0,90	0,95	0,850%	12,2	15,1	5,77%	26	0,47	0,271
23-08-2010	1,07	0,96	1,01	0,789%	14	16,1	6,60%	23,1	0,6	0,363
24-08-2010	0,94	0,94	0,99	0,753%	14,2	15	7,03%	23,4	0,58	0,448
25-08-2010	0,96	0,89	0,94	0,745%	13,8	15,2	7,00%	22,3	0,71	0,394
26-08-2010	0,98	0,92	0,97	0,763%	11,9	15,7	6,17%	22,3	0,45	0,351
27-08-2010	0,97	0,95	1	0,762%	12,8	16	6,30%	22,1	0,52	0,367
28-08-2010	0,97	0,92	0,97	0,788%	13,6	15,4	6,80%	22,6	0,73	0,361
29-08-2010	0,97	0,94	0,99	0,784%	11	15,5	7,77%	23,3	0,65	0,336
30-08-2010	0,95	0,95	1	0,783%	12,2	14,9	7,57%	23,5	0,46	0,296
31-08-2010	0,95	0,92	0,97	0,776%	13,1	16,3	6,87%	22,8	0,54	0,324
01-09-2010	0,89	0,92	0,97	0,770%	11,2	14,1	6,00%	25,2	0,38	0,234
02-09-2010	0,96	0,92	0,97	0,810%	13,5		5,97%	22,7	0,57	0,418
03-09-2010	0,95	0,92	0,97	0,767%	14,6		6,60%	23,5	0,72	0,357
04-09-2010	0,95	0,91	0,96	0,789%	15,1	16	4,90%	24,7	0,55	0,365
05-09-2010	0,99	0,91	0,96	0,760%	12,5	16,2	7,90%	26,2	0,47	0,296
06-09-2010	0,98	0,95	1	0,775%	11,8	15	8,27%	23,8	0,44	0,279
07-09-2010	0,94	0,91	0,96	0,735%	12,5	16,2	7,27%	23,5	0,51	0,281
08-09-2010	0,94	0,88	0,93	0,720%	10,4	14	8,60%	24,2	0,4	0,238
09-09-2010	0,97	0,94	0,99	0,715%	12,3	16,1	6,50%	24,2	0,53	0,303
10-09-2010	0,92	0,86	0,9	0,755%	17,3	15,1	7,77%	18,7	0,89	0,513
11-09-2010	0,94	0,98	1,03	0,796%	14,1	14,4	7,03%	23,2	0,58	0,356
12-09-2010	0,93	0,95	1	0,727%	13,2	14,9	7,40%	21,3	0,48	0,284
13-09-2010	0,96	0,94	0,99	0,778%	12,5	14,2	9,23%	20,9	0,47	0,271
14-09-2010	0,89	0,91	0,96	0,780%	12,8	14,8	10,60%	23,4	0,44	0,257
15-09-2010	0,95	0,89	0,94	0,716%	11,6	15,6	8,90%	22	0,52	0,302
16-09-2010	0,99	0,88	0,93	0,723%	13,6	14,1	7,17%	24	0,49	0,276
17-09-2010	0,94	0,88	0,93	0,736%	10	14,5	7,17%	24,2	0,64	0,354
18-09-2010	0,91	0,85	0,89	0,710%	11,5	15,9	7,13%	24,2	0,76	0,352
19-09-2010	0,97	0,86	0,9	0,719%	9,5	18,1	6,93%	24,5	0,59	0,357
20-09-2010	0,98	0,89	0,94	0,686%	15,2	18,9	6,47%	24,6	0,76	0,411
21-09-2010	0,92	0,93	0,98	0,700%	14,9	17,4	6,70%	24,4	0,54	0,36
22-09-2010	0,9	0,88	0,93	0,713%	12,8	15,5	5,60%	23,4	0,54	0,383
23-09-2010	0,89	0,86	0,9	0,720%	13,4	16,2	6,60%	23,4	0,84	0,449
24-09-2010	0,94	0,86	0,9	0,703%	11,3	13,2	6,10%	22,2	0,48	0,314
25-09-2010	0,91	0,87	0,92	0,727%	12,9	12,9	6,57%	21,9	0,48	0,307
26-09-2010	0,94	0,93	0,98	0,746%	11,4	11,4	7,53%	23	0,54	0,312
27-09-2010	0,84	0,92	0,97	0,758%	11,9	12,3	6,00%	23,6	0,59	0,388
28-09-2010	0,83	1,00	1,05	0,730%	13,7	15,6	4,80%	25	0,64	0,438
29-09-2010	0,9	0,97	1,02	0,735%	13,3	13,4	5,53%	23,4	0,7	0,431
30-09-2010	0,88	1,01	1,06	0,745%	12,2	13,8	5,83%	23,9	0,52	0,313

01-10-2010	0,84	0,98	1,03	0,771%	11,6	14,9	6,57%	22,7	0,5	0,325
02-10-2010	0,84	0,88	0,93	0,763%	11,2	12,9	6,07%	23,4	0,46	0,308
03-10-2010	0,82	0,94	0,99	0,723%	10,9	15,2	5,83%	24	0,47	0,296
04-10-2010	0,81	0,90	0,95	0,696%	10,7	15,6	4,80%	23,4	0,59	0,302
05-10-2010	0,82	0,95	1	0,715%	12,5	14,8	5,30%	24,6	0,47	0,309
06-10-2010	0,85	0,94	0,99	0,760%	12,5	16	5,50%	24,3	0,43	0,329
07-10-2010	0,81	0,91	0,96	0,738%	10,3	14,4	4,70%	21,3	0,49	0,349
08-10-2010	0,84	0,96	1,01	0,713%	9,5	14,4	4,73%	21,2	0,49	0,382
09-10-2010	0,83	0,87	0,92	0,724%	12,1	12,3	4,37%	23,8	0,53	0,339
10-10-2010	0,82	0,96	1,01	0,724%	11,9	11,6	5,47%	22,7	0,52	0,294
11-10-2010	0,81	0,94	0,99	0,711%	11	14	7,30%	22,6	0,43	0,278
12-10-2010	0,86	0,94	0,99	0,708%	12,3	15,7	5,17%	22,8	0,58	0,368
13-10-2010	0,88	0,93	0,98	0,720%	12,7	15,9	5,60%	24,2	0,38	0,284
14-10-2010	0,86	0,94	0,99	0,731%	11,8	10,9	6,73%	25,1	0,4	0,3
15-10-2010	0,84	0,90	0,95	0,711%	12,2	15,9	3,87%	24	0,47	0,349
16-10-2010	0,85	0,91	0,96	0,743%	11,9	15,3	5,30%	25,6	0,45	0,325
17-10-2010	0,88	0,86	0,91	0,769%	9,5	12,6	5,83%	23,9	0,4	0,345
18-10-2010	0,86	0,88	0,93	0,750%	9,4	13,3	7,80%	24,3	0,38	0,391
19-10-2010	0,96	0,91	0,96	0,719%	11,1	12,9	5,70%	22,3	0,42	0,329
20-10-2010	0,82	0,90	0,95	0,752%	13,9	13	6,70%	23,7	0,33	0,289
21-10-2010	0,86	0,88	0,93	0,705%	13,3	15,7	6,40%	23,8	0,36	0,319
22-10-2010	0,98	0,90	0,95	0,694%	13,5	14,4	7,43%	21,8	0,34	0,268
23-10-2010	0,92	0,91	0,96	0,698%	13,2	14,7	6,27%	22,3	0,34	0,263
24-10-2010	0,84	0,94	0,99	0,717%	11,8	15,7	7,27%	22,4	0,31	0,284
25-10-2010	0,87	0,95	1	0,746%	12,5	13,4	6,17%	22,8	0,37	0,299
26-10-2010	0,83	0,92	0,97	0,730%	12,2	14,8	5,97%	23	0,33	0,248
27-10-2010	0,86	0,99	1,04	0,760%	12,5	15,5	7,53%	25,2	0,39	0,263
28-10-2010	0,97	1,02	1,07	0,770%	12,9	15,2	8,13%	23,4	0,37	0,288
29-10-2010	0,88	0,98	1,03	0,784%	12,7	17,8	9,15%	24,1	0,42	0,441
30-10-2010	0,87	1,02	1,07	0,783%	16,5	17	7,63%	25,3	0,45	0,309
31-10-2010	0,94	1,02	1,07	0,780%	14,9	14,9	7,20%	23,1	0,38	0,258
01-11-2010	0,94	0,93	0,98	0,758%	13,5	13,4	6,23%	23,1	0,38	0,26
02-11-2010	1,02	0,89	0,94	0,750%	12,1	13,1	5,73%	22,8	0,43	0,256
03-11-2010	0,9	0,85	0,89	0,700%	13,6	12,7	7,87%	22,2	0,41	0,267
04-11-2010	0,88	0,88	0,93	0,684%	13,5	14,5	7,57%	21,5	0,4	0,263
05-11-2010	0,89	0,87	0,92	0,739%	12,4	15,3	8,40%	23,3	0,59	0,269
06-11-2010	0,82	0,84	0,88	0,722%	12,6	15,9	7,27%	21,6	0,38	0,29
07-11-2010	0,79	0,83	0,87	0,716%	12	15,2	8,90%	21,8	0,42	0,263
08-11-2010	0,9	0,87	0,92	0,748%	11,4	13,9	7,57%	22,9	0,56	0,302
09-11-2010	0,9	0,93	0,98	0,771%	14	16,1	6,65%	23,6	0,55	0,282
10-11-2010	0,88	0,83	0,87	0,803%	13,2	15,3	8,93%	24,4	0,55	0,296
11-11-2010	0,87	0,90	0,95	0,740%	11	14,3	4,60%	22,2	0,6	0,36
12-11-2010	0,92	0,86	0,9	0,751%	12,3		8,95%	18,7	0,53	0,338
13-11-2010	0,82	0,92	0,97	0,734%	13,4	14,2	7,37%	23	0,46	0,267
14-11-2010	0,88	0,88	0,93	0,717%	13,7	15,7	6,63%	24	0,43	0,256
15-11-2010	0,87	0,86	0,91	0,729%	14	14,4	5,63%	22,5	0,45	0,292
16-11-2010	0,8	0,94	0,99	0,753%	13,4	14,6	5,90%	23,8	0,55	0,329
17-11-2010	0,86	0,89	0,94	0,730%	12,8	12,5	6,10%	25,8	0,53	0,289
18-11-2010	0,84	0,87	0,92	0,777%	13,1	12,5	8,70%	25,3	0,48	0,267
19-11-2010	0,83	0,86	0,9	0,697%	15,4	15,9	6,13%	24,5	0,46	0,298
20-11-2010	0,79	0,90	0,95	0,726%	15,3	18,3	7,40%	24,5	1,54	0,386
21-11-2010	0,8	0,90	0,95	0,815%	14,8	17,4	9,37%	25,3	0,45	0,339
22-11-2010	0,76	0,86	0,91	0,721%	15,2	17,9	7,40%	24,3	0,38	0,3
23-11-2010	0,77	0,86	0,9	0,730%	13,5	16,5	8,17%	24,2	0,59	0,3
24-11-2010	0,82	0,86	0,91	0,849%	12,5	15,3	9,00%	23,6	0,64	0,427
25-11-2010	0,79	0,86	0,91	0,835%	10,9	14,5	6,67%	21,5	0,57	0,327
26-11-2010	0,83	0,89	0,94	0,767%	11,5	15,1	6,33%	23,6	0,5	0,365
27-11-2010	0,81	0,87	0,92	0,792%	12,2	14	7,13%	23,6	0,49	0,365
28-11-2010	0,75	0,90	0,95	0,782%	12,2	17,2	6,97%	24,1	0,49	0,33
29-11-2010	0,71	0,86	0,9	0,786%	13,8	15,7	6,97%	25,3	0,46	0,336
30-11-2010	0,76	0,88	0,93	0,821%	12,1	16,3	8,07%	23,2	0,76	0,371

01-12-2010	0,79	0,89	0,94	0,816%	13,7	15,1	7,60%	23,6	0,5	0,277
02-12-2010	0,81	0,90	0,95	0,746%	14	16,8	5,93%	23,3	0,47	0,308
03-12-2010	0,8	0,89	0,94	0,800%	12,1	14,1	6,35%	25,2	0,44	0,339
04-12-2010	0,76	0,89	0,94	0,811%	11,8	15	8,30%	24,2	0,43	0,3
05-12-2010	0,79	0,85	0,89	0,826%	12,2	14	9,47%	23	0,45	0,297
06-12-2010	0,82	0,90	0,95	0,830%	12,3	14,1	9,23%	23,6	0,45	0,329
07-12-2010	0,8	0,89	0,94	0,810%	10,8	15,4	5,00%	25,3	0,49	0,296
08-12-2010	0,79	0,88	0,93	0,743%	10,3	14,5	7,70%	23,4	0,38	0,248
09-12-2010	0,8	0,89	0,94	0,761%	9	14,7	5,63%	20,9	0,35	0,259
10-12-2010	0,81	0,88	0,93	0,810%	11,1	13,4	5,37%	23,2	0,35	0,261
11-12-2010	0,81	0,88	0,93	0,807%	10,5	15,9	6,73%	22,2	0,37	0,276
12-12-2010	0,84	0,87	0,92	0,786%	11,4	14,2	7,23%	22,7	0,38	0,272
13-12-2010	0,79	0,88	0,93	0,828%	10,8	14,4	10,03%	22,5	0,46	0,339
14-12-2010	0,77	0,86	0,9	0,788%	12	14,1	8,20%	22,4	0,63	0,284
15-12-2010	0,85	0,98	1,03	0,783%	13,4	14,1	8,70%	23	0,4	0,291
16-12-2010	0,96	0,92	0,97	0,740%	12,6	16,7	6,07%	22,3	0,38	0,294
17-12-2010	0,89	0,92	0,97	0,735%	12,5	15,6	6,57%	22,6	0,42	0,303
18-12-2010	0,88	0,86	0,91	0,760%	11,8	15,5	5,33%	22,8	0,39	0,303
19-12-2010	0,88	0,90	0,95	0,798%	13,2	16,1	6,47%	24	0,38	0,3
20-12-2010	0,84	0,87	0,92	0,750%	11,2	13,4	7,85%	22,9	0,37	0,305
21-12-2010	0,92	0,89	0,94	0,773%	12,1	14,4	6,27%	22,9	0,49	0,366
22-12-2010	0,95	0,90	0,95	0,734%	11,5	15,2	6,73%	20,9	0,41	0,303
23-12-2010	0,88	0,90	0,95	0,727%	11,7	15,3	7,77%	21,8	0,64	0,371
24-12-2010	0,81	0,96	1,01	0,741%	10,8	16,2	6,37%	23,2	0,56	0,335
25-12-2010	0,81	0,89	0,94	0,682%	11,5	16,6	6,70%	21,2	0,51	0,352
26-12-2010	0,82	0,92	0,97	0,702%	11,8	17,3	5,77%	22,4	0,69	0,343
27-12-2010	0,77	0,88	0,93	0,774%	13	15,4	6,13%	22,4	0,47	0,306
28-12-2010	0,81	0,88	0,93	0,682%	11,6	14,6	6,43%	22,7	0,54	0,316
29-12-2010	0,81	0,90	0,95	0,721%	12,4	14,7	5,17%	23,3	0,45	0,297
30-12-2010	0,78	0,93	0,98	0,843%	10,8	15,1	8,20%	25,6	0,82	0,325
31-12-2010	0,75	0,95	1	0,785%	11,2	13,8	9,70%	22,7	0,51	0,305

Banco 123-124 (mol 13)							
dias	tpd	%+100#	%sol	dens. Pulp	Vol util (m ³)	Q(m ³ /min)	T. Res.(min)
01-08-2010	19177	28	35,4	1,295	866	29,06	29,8
02-08-2010	18936	27,7	36,1	1,302	866	27,97	31,0
03-08-2010	18993	27,4	35,7	1,298	866	28,47	30,4
04-08-2010	18336	27,7	35,6	1,297	866	27,58	31,4
09-08-2010	18921	28,5	36,3	1,304	866	27,75	31,2
14-08-2010	18598	27,4	35,8	1,299	866	27,77	31,2
15-08-2010	18768	26,9	35,6	1,297	866	28,23	30,7
16-08-2010	18503	26	35,2	1,292	866	28,24	30,7
20-08-2010	18708	26	34,6	1,286	866	29,20	29,7
28-08-2010	18981	25	34,7	1,287	866	29,51	29,3
29-08-2010	19438	26,4	34,9	1,289	866	30,00	28,9
30-08-2010	19150	26,4	34	1,280	866	30,56	28,3
31-08-2010	18816	26,4	34,6	1,286	866	29,36	29,5
5-09-10	18907	25,6	34,6	1,286	866	29,51	29,3
6-09-10	19044	27,1	35,0	1,290	866	29,28	29,6
7-09-10	18416	25,1	34,3	1,283	866	29,06	29,8
8-09-10	18452	26,4	34,8	1,288	866	28,58	30,3
12-09-10	19267	26,1	35,1	1,291	866	29,52	29,3
16-09-10	18706	26,2	35,2	1,292	866	28,55	30,3
17-09-10	19278	24,8	36,0	1,301	866	28,58	30,3
19-09-10	19355	26,6	34,9	1,289	866	29,87	29,0
20-09-10	19445	27,0	34,9	1,289	866	30,01	28,9
21-09-10	19345	25,5	34,4	1,284	866	30,42	28,5
25-09-10	18376	25,6	34,6	1,286	866	28,68	30,2
26-09-10	18451	25,8	35,0	1,290	866	28,37	30,5
27-09-10	17961	25,4	35,3	1,294	866	27,32	31,7
30-09-10	18613	27,7	35,7	1,298	866	27,90	31,0
1-10-10	19337	27,1	35,6	1,297	866	29,09	29,8
2-10-10	19249	27,8	36,1	1,302	866	28,44	30,5
3-10-10	19335	27,9	35,9	1,300	866	28,77	30,1
9-10-10	18298	24,2	35,0	1,290	866	28,14	30,8
10-10-10	18891	24,1	35,7	1,298	866	28,31	30,6
27-10-10	23330	27,6	34,6	1,286	866	36,41	23,8
3-11-10	24356	25	35,4	1,295	866	36,91	23,5
5-11-10	20075	28	35,6	1,297	866	30,20	28,7
6-11-10	20261	28,5	35,7	1,298	866	30,37	28,5
7-11-10	20631	27,5	35,2	1,292	866	31,49	27,5
8-11-10	20020	27,8	34,9	1,289	866	30,90	28,0
15-11-10	20232	27	36,9	1,311	866	29,04	29,8
16-11-10	19504	27,5	36,7	1,309	866	28,20	30,7
22-11-10	8927	29,9	37,2	1,314	866	12,68	68,3
28-11-10	18976	27,9	33,9	1,279	866	30,40	28,5
29-11-10	19114	27,3	35,3	1,294	866	29,07	29,8
30-11-10	19009	26,4	34,9	1,289	866	29,34	29,5
3-12-10	15911	27,1	34,3	1,283	866	25,11	34,5
5-12-10	15787	27,3	34,4	1,284	866	24,82	34,9
6-12-10	15699	25,7	33,8	1,278	866	25,25	34,3
15-12-10	17616	27,4	35,1	1,291	866	26,99	32,1
16-12-10	14980	26,4	33,7	1,277	866	24,18	35,8
17-12-10	18353	27,3	34,1	1,281	866	29,18	29,7
24-12-10	17467	24,9	34,1	1,281	866	27,77	31,2
27-12-10	18244	24,4	34,7	1,287	866	28,37	30,5
28-12-10	16807	24,7	34,8	1,288	866	26,04	33,3

Banco 101-102-103 (mol 1-8)						
tpd	%+100#	%sol	dens. Pulp	Vol util (m ³)	Q(m ³ /min)	T. Res.(min)
27871	27,2	34,4	1,284	1082	43,82	24,7
28185	26,8	33,8	1,278	1082	45,32	23,9
27654	26,6	33,4	1,273	1082	45,15	24,0
28734	27,4	33,8	1,278	1082	46,21	23,4
27377	26,6	33,6	1,276	1082	44,36	24,4
21721	25,5	31,3	1,252	1082	38,49	28,1
24172	26,2	31,7	1,256	1082	42,16	25,7
22388	25,8	31,9	1,258	1082	38,74	27,9
24744	28,7	32,1	1,260	1082	42,48	25,5
26230	23	30,8	1,247	1082	47,43	22,8
26980	24	31,5	1,254	1082	47,44	22,8
26068	22,9	30,9	1,248	1082	46,95	23,1
23131	25	31,4	1,253	1082	40,83	26,5
27343	24,5	32	1,259	1082	47,13	23,0
28038	26,5	33	1,269	1082	46,49	23,3
26025	26	33	1,269	1082	43,15	25,1
22898	25	32,3	1,262	1082	39,01	27,7
25162	23,8	31,7	1,256	1082	43,89	24,7
25236	24,2	32,6	1,265	1082	42,49	25,5
24795	20,9	31	1,249	1082	44,47	24,3
26379	22,7	31,3	1,252	1082	46,75	23,2
26575	24,3	32	1,259	1082	45,81	23,6
27035	24,7	31,8	1,257	1082	46,97	23,0
27518	25,9	33,1	1,270	1082	45,45	23,8
26852	24,9	32,2	1,261	1082	45,92	23,6
27361	23,8	32,2	1,261	1082	46,79	23,1
27555	25,9	32,3	1,262	1082	46,94	23,1
26641	24,2	31,6	1,255	1082	46,65	23,2
27337	21,2	31,4	1,253	1082	48,25	22,4
27338	20,7	32,1	1,260	1082	46,94	23,1
26886	21,5	31,4	1,253	1082	47,46	22,8
25725	22,8	30,9	1,248	1082	46,33	23,4
23154	21,2	31,9	1,258	1082	40,07	27,0
19789	23,7	31,9	1,258	1082	34,25	31,6
24699	23,9	31,9	1,258	1082	42,74	25,3
27716	24,3	32,1	1,260	1082	47,59	22,7
27680	23,1	32,2	1,261	1082	47,34	22,9
26715	23,8	32,1	1,260	1082	45,87	23,6
25968	23,2	31,2	1,251	1082	46,21	23,4
25543	25,7	33	1,269	1082	42,35	25,6
33694	27,7	33,6	1,276	1082	54,60	19,8
26275	21,6	31,8	1,257	1082	45,65	23,7
27244	21,7	32,3	1,262	1082	46,41	23,3
26870	24,2	32,7	1,266	1082	45,07	24,0
26306	23,4	32,4	1,263	1082	44,64	24,2
23783	23	32,2	1,261	1082	40,68	26,6
25430	21,2	31,4	1,253	1082	44,89	24,1
25662	22,2	31,6	1,255	1082	44,94	24,1
21725	22,5	30,8	1,247	1082	39,28	27,6
25759	22,6	32,9	1,268	1082	42,87	25,2
24903	22,1	31,7	1,256	1082	43,44	24,9
23856	22,4	32,7	1,266	1082	40,01	27,1
24500	22,4	30,7	1,246	1082	44,48	24,3

Banco 121-122-125 (mol 9-12)						
tpd	%+100#	%sol	dens. Pulp	Vol util (m ³)	Q(m ³ /min)	T. Res.(min)
19108	25,7	32,9	1,268	758	31,80	23,8
19211	26,3	32,2	1,261	758	32,86	23,1
18616	25,5	32	1,259	758	32,09	23,6
19402	25,8	31,8	1,257	758	33,71	22,5
19265	26,4	33	1,269	758	31,94	23,7
23363	23,8	31,9	1,258	758	40,43	18,7
23913	24,8	31,8	1,257	758	41,55	18,2
22614	24,5	31,3	1,252	758	40,08	18,9
19645	23,5	31,1	1,250	#REF!	35,10	#REF!
19231	23,5	30,2	1,241	758	35,64	21,3
19744	23,8	29,6	1,235	758	37,51	20,2
19446	21,1	29,1	1,230	758	37,73	20,1
19010	23,4	29,8	1,237	758	35,814	21,2
19294	22,4	29,8	1,237	758	36,349	20,8
19404	22,6	29,8	1,237	758	36,556	20,7
18965	23,2	30,5	1,244	758	34,714	21,8
19095	23,5	30,7	1,246	758	34,670	21,9
19461	21,2	29,1	1,230	758	37,755	20,1
19244	22,8	29,4	1,233	758	36,865	20,6
19574	21,5	29,6	1,235	758	37,184	20,4
19699	24,4	31,2	1,251	758	35,051	21,6
19789	24,4	30,4	1,243	758	36,371	20,8
19700	24,5	30,9	1,248	758	35,479	21,4
18760	23,8	30,2	1,241	758	34,763	21,8
18704	23,7	30,6	1,245	758	34,096	22,2
18392	23,3	29,7	1,236	758	34,794	21,8
19082	23,9	31	1,249	758	34,228	22,1
18384	23	29,7	1,236	758	34,779	21,8
19919	23	29,7	1,236	758	37,683	20,1
20010	22,5	29,7	1,236	758	37,855	20,0
18984	22,2	30,9	1,248	758	34,190	22,2
18920	24,3	31,3	1,252	758	33,531	22,6
18829	20	29,2	1,231	758	36,374	20,8
13669	23,5	31,7	1,256	758	23,843	31,8
19810	23,1	30,3	1,242	758	36,560	20,7
20592	23,1	30,8	1,247	758	37,237	20,3
20673	22,8	31,3	1,252	758	36,638	20,7
20046	25,3	31,9	1,258	758	34,689	21,8
20073	22,4	30,2	1,241	758	37,196	20,4
20048	23,9	31,4	1,253	758	35,389	21,4
24671	24,4	31	1,249	758	44,253	17,1
18919	20	29	1,229	758	36,857	20,6
19390	23,3	30,3	1,242	758	35,784	21,2
19316	20,8	30	1,239	758	36,090	21,0
20190	23,4	31,4	1,253	758	35,639	21,3
19350	24,3	26,6	1,206	758	41,878	18,1
21255	23	31,2	1,251	758	37,821	20,0
18115	23,1	31,5	1,254	758	31,848	23,8
19751	23,1	30,8	1,247	758	35,716	21,2
19667	23,1	32,8	1,267	758	32,859	23,1
20007	24,3	32,7	1,266	758	33,557	22,6
19051	21,7	31,4	1,253	758	33,628	22,5
18658	23,5	31,3	1,252	758	33,066	22,9

Banco 106-107 (mol Sewell)						
tpd	%+100#	%sol	dens. Pulp	Vol util (m ³)	Q(m ³ /min)	T. Res.(min)
12755	20,7	26,9	1,209	577	27,234	21,2
13921	21,1	27,7	1,217	577	28,685	20,1
14738	23,4	28,9	1,228	577	28,835	20,0
6288	0	0	1,000	577	#DIV/0!	#DIV/0!
14290	23,1	27,1	1,211	577	30,239	19,1
12016	24	31,3	1,252	577	21,295	27,1
14234	23,9	30,6	1,245	577	25,949	22,2
10194	23,3	30,5	1,244	577	18,659	30,9
14105	22,5	30,7	1,246	577	25,609	22,5
11725	22,3	28,4	1,223	577	23,436	24,6
15073	23,1	30,3	1,242	577	27,817	20,8
15040	23,2	29,8	1,237	577	28,334	20,4
14291	23,1	27,1	1,211	577	30,241	19,1
10231	23,3	30,5	1,244	577	18,727	30,8
15908	25,9	32,2	1,261	577	27,206	21,2
15905	24	31,1	1,250	577	28,414	20,3
5760	25,2	31,3	1,252	577	10,208	56,6
17248	25,1	33,5	1,274	577	28,055	20,6
16579	22,8	31,7	1,256	577	28,918	20,0
17331	22,3	31,1	1,250	577	30,962	18,6
17754	22,2	30,9	1,248	577	31,974	18,1
17870	23,4	31,6	1,255	577	31,294	18,4
15829	0	0	1,000	577	#DIV/0!	#DIV/0!
16016	23,3	30,7	1,246	577	29,079	19,9
16267	20,6	29,5	1,234	577	31,031	18,6
16766	23,3	30	1,239	577	31,325	18,4
16590	20,9	28,8	1,227	577	32,597	17,7
15556	22,7	29,6	1,235	577	29,551	19,5
15417	24,3	28,5	1,224	577	30,683	18,8
15390	22,1	29,8	1,237	577	28,994	19,9
16800	26,7	32,1	1,260	577	28,845	20,0
16177	27,6	33,1	1,270	577	26,718	21,6
14936	22,2	29,3	1,232	577	28,732	20,1
16222	22,6	30,1	1,240	577	30,184	19,1
13288	23	29,8	1,237	577	25,034	23,1
15061	23,4	30,1	1,240	577	28,024	20,6
15818	22,2	30,7	1,246	577	28,719	20,1
13261	22,6	28,9	1,228	577	25,945	22,3
14751	22,6	30,8	1,247	577	26,674	21,6
15068	23,3	30,9	1,248	577	27,137	21,3
14853	23,4	29,8	1,237	577	27,982	20,6
15072	24,5	31,4	1,253	577	26,605	21,7
15213	24,1	30,7	1,246	577	27,621	20,9
15599	24,5	30,7	1,246	577	28,322	20,4
10075	23,2	31,3	1,252	577	17,855	32,3
15029	23,3	31,3	1,252	577	26,635	21,7
15236	23,2	31,2	1,251	577	27,110	21,3
14983	22,2	30,8	1,247	577	27,093	21,3
14714	22,6	30,7	1,246	577	26,715	21,6
14598	23,8	32,6	1,265	577	24,580	23,5
14360	22,3	30	1,239	577	26,830	21,5
14779	21	29,8	1,237	577	27,842	20,7
14937	16,8	27,1	1,211	577	31,608	18,3

Banco 105					
tpd	% Sol	dens. Pulp	Vol util (m ³)	Q(m ³ /min)	T. Res.(min)
3982,42	26%	1,205	288,7	8,8	32,7
3957,80	26%	1,205	288,7	8,8	32,9
3894,58	26%	1,205	288,7	8,6	33,4
4013,46	26%	1,205	288,7	8,9	32,5
3875,04	26%	1,205	288,7	8,6	33,6
3276,91	26%	1,205	288,7	7,3	39,8
3509,76	26%	1,205	288,7	7,8	37,1
3365,01	26%	1,205	288,7	7,5	38,7
3567,23	26%	1,205	288,7	7,9	36,5
3607,90	26%	1,205	288,7	8,0	36,1
3700,56	26%	1,205	288,7	8,2	35,2
3587,45	26%	1,205	288,7	7,9	36,3
3401,79	26%	1,205	288,7	7,5	38,3
3753,62	26%	1,205	288,7	8,3	34,7
3877,09	26%	1,205	288,7	8,6	33,6
3729,32	26%	1,205	288,7	8,3	34,9
3433,39	26%	1,205	288,7	7,6	37,9
3575,49	26%	1,205	288,7	7,9	36,4
3649,47	26%	1,205	288,7	8,1	35,7
3512,92	26%	1,205	288,7	7,8	37,1
3643,78	26%	1,205	288,7	8,1	35,7
3706,89	26%	1,205	288,7	8,2	35,1
3725,88	26%	1,205	288,7	8,3	35,0
3850,75	26%	1,205	288,7	8,5	33,8
3732,78	26%	1,205	288,7	8,3	34,9
3781,91	26%	1,205	288,7	8,4	34,4
3805,06	26%	1,205	288,7	8,4	34,2
3687,70	26%	1,205	288,7	8,2	35,3
3716,00	26%	1,205	288,7	8,2	35,1
3762,56	26%	1,205	288,7	8,3	34,6
3688,80	26%	1,205	288,7	8,2	35,3
3560,97	26%	1,205	288,7	7,9	36,6
3424,71	26%	1,205	288,7	7,6	38,0
3128,77	26%	1,205	288,7	6,9	41,6
3550,94	26%	1,205	288,7	7,9	36,7
3793,43	26%	1,205	288,7	8,4	34,3
3796,00	26%	1,205	288,7	8,4	34,3
3715,86	26%	1,205	288,7	8,2	35,1
3627,23	26%	1,205	288,7	8,0	35,9
3707,24	26%	1,205	288,7	8,2	35,1
4292,28	26%	1,205	288,7	9,5	30,3
3650,95	26%	1,205	288,7	8,1	35,7
3772,23	26%	1,205	288,7	8,4	34,5
3762,72	26%	1,205	288,7	8,3	34,6
3702,49	26%	1,205	288,7	8,2	35,2
3498,21	26%	1,205	288,7	7,8	37,2
3571,71	26%	1,205	288,7	7,9	36,5
3602,36	26%	1,205	288,7	8,0	36,2
3245,93	26%	1,205	288,7	7,2	40,1
3692,31	26%	1,205	288,7	8,2	35,3
3557,60	26%	1,205	288,7	7,9	36,6
3534,30	26%	1,205	288,7	7,8	36,9
3457,78	26%	1,205	288,7	7,7	37,7

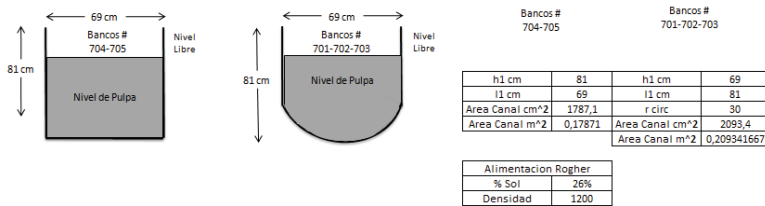
Banco 108					
tpd	% Sol	dens. Pulp	Vol util (m ³)	Q(m ³ /min)	T. Res.(min)
5549,1	26%	1,205	216,5	12,3	17,6
5521,8	26%	1,205	216,5	12,2	17,7
5453,6	26%	1,205	216,5	12,1	17,9
5449,7	26%	1,205	216,5	12,1	17,9
5553,8	26%	1,205	216,5	12,3	17,6
5714,6	26%	1,205	216,5	12,7	17,1
5753,0	26%	1,205	216,5	12,7	17,0
5599,1	26%	1,205	216,5	12,4	17,4
5394,6	26%	1,205	216,5	12,0	18,1
5360,1	26%	1,205	216,5	11,9	18,2
5400,6	26%	1,205	216,5	12,0	18,1
5279,4	26%	1,205	216,5	11,7	18,5
5287,6	26%	1,205	216,5	11,7	18,5
5314,5	26%	1,205	216,5	11,8	18,4
5352,6	26%	1,205	216,5	11,9	18,3
5279,8	26%	1,205	216,5	11,7	18,5
5318,0	26%	1,205	216,5	11,8	18,4
5343,6	26%	1,205	216,5	11,8	18,3
5310,2	26%	1,205	216,5	11,8	18,4
5423,7	26%	1,205	216,5	12,0	18,0
5468,5	26%	1,205	216,5	12,1	17,9
5449,0	26%	1,205	216,5	12,1	17,9
5439,6	26%	1,205	216,5	12,1	18,0
5259,5	26%	1,205	216,5	11,7	18,6
5294,6	26%	1,205	216,5	11,7	18,5
5205,4	26%	1,205	216,5	11,5	18,8
5392,2	26%	1,205	216,5	11,9	18,1
5338,7	26%	1,205	216,5	11,8	18,3
5437,9	26%	1,205	216,5	12,1	18,0
5449,2	26%	1,205	216,5	12,1	17,9
5320,5	26%	1,205	216,5	11,8	18,4
5407,0	26%	1,205	216,5	12,0	18,1
5577,1	26%	1,205	216,5	12,4	17,5
5390,7	26%	1,205	216,5	11,9	18,1
5506,1	26%	1,205	216,5	12,2	17,7
5625,3	26%	1,205	216,5	12,5	17,4
5643,5	26%	1,205	216,5	12,5	17,3
5575,1	26%	1,205	216,5	12,4	17,5
5624,1	26%	1,205	216,5	12,5	17,4
5596,9	26%	1,205	216,5	12,4	17,5
4618,3	26%	1,205	216,5	10,2	21,2
5206,9	26%	1,205	216,5	11,5	18,8
5388,5	26%	1,205	216,5	11,9	18,1
5342,0	26%	1,205	216,5	11,8	18,3
5165,0	26%	1,205	216,5	11,4	18,9
4831,1	26%	1,205	216,5	10,7	20,2
5183,6	26%	1,205	216,5	11,5	18,8
5205,8	26%	1,205	216,5	11,5	18,8
4983,3	26%	1,205	216,5	11,0	19,6
5396,4	26%	1,205	216,5	12,0	18,1
5361,1	26%	1,205	216,5	11,9	18,2
5312,2	26%	1,205	216,5	11,8	18,4
5151,3	26%	1,205	216,5	11,4	19,0

	SALIDA						ENTRADA			
	Bco 123-124		Bco 101-102-103		Bco 121-125-122		Bco 105		Bco 108	
	TPH	ley	TPH	ley	TPH	ley	TPH	ley	TPH	ley
01-08-2010	116,40	6,50%	165,93	6,49%	114,81	6,24%	165,93	6,49%	231,21	6,37%
02-08-2010	116,60	6,35%	164,91	6,41%	113,48	6,16%	164,91	6,41%	230,08	6,26%
03-08-2010	115,91	6,15%	162,27	6,52%	111,32	6,21%	162,27	6,52%	227,23	6,18%
04-08-2010	113,45	6,26%	167,23	6,89%	113,62	6,65%	167,23	6,89%	227,07	6,45%
09-08-2010	116,31	5,80%	161,46	6,10%	115,10	5,85%	161,46	6,10%	231,41	5,82%
14-08-2010	114,17	5,68%	136,54	5,79%	123,94	6,66%	136,54	5,79%	238,11	6,19%
15-08-2010	114,48	5,72%	146,24	6,20%	125,23	6,95%	146,24	6,20%	239,71	6,36%
16-08-2010	112,91	5,78%	140,21	5,69%	120,39	6,50%	140,21	5,69%	233,30	6,15%
20-08-2010	112,85	6,03%	148,63	5,81%	111,92	5,94%	148,63	5,81%	224,78	5,99%
28-08-2010	114,07	6,12%	150,33	6,67%	109,27	6,54%	150,33	6,67%	223,34	6,32%
29-08-2010	116,04	6,16%	154,19	6,36%	108,98	6,40%	154,19	6,36%	225,02	6,28%
30-08-2010	113,14	5,90%	149,48	6,15%	106,83	6,23%	149,48	6,15%	219,98	6,06%
31-08-2010	112,88	5,68%	141,74	5,94%	107,44	6,25%	141,74	5,94%	220,32	5,96%
05-09-2010	113,45	5,94%	156,40	6,10%	107,99	6,05%	156,40	6,10%	221,44	5,99%
06-09-2010	114,68	5,98%	161,55	6,12%	108,35	6,13%	161,55	6,12%	223,03	6,05%
07-09-2010	111,23	5,96%	155,39	5,97%	108,76	6,03%	155,39	5,97%	219,99	6,00%
08-09-2010	111,95	5,68%	143,06	5,76%	109,64	6,09%	143,06	5,76%	221,58	5,88%
12-09-2010	115,78	6,12%	148,98	5,95%	106,87	6,23%	148,98	5,95%	222,65	6,18%
16-09-2010	113,96	6,10%	152,06	6,16%	107,29	6,47%	152,06	6,16%	221,26	6,28%
17-09-2010	117,28	5,98%	146,37	6,35%	108,71	6,56%	146,37	6,35%	225,99	6,26%
19-09-2010	115,31	5,72%	151,82	6,32%	112,55	6,18%	151,82	6,32%	227,85	5,95%
20-09-2010	116,07	6,16%	154,45	6,26%	110,97	6,30%	154,45	6,26%	227,04	6,23%
21-09-2010	114,78	6,13%	155,25	6,33%	111,87	6,22%	155,25	6,33%	226,65	6,18%
25-09-2010	111,58	5,93%	160,45	6,17%	107,56	6,10%	160,45	6,17%	219,15	6,01%
26-09-2010	112,51	5,91%	155,53	6,02%	108,10	5,86%	155,53	6,02%	220,61	5,88%
27-09-2010	111,31	6,00%	157,58	6,45%	105,58	6,28%	157,58	6,45%	216,89	6,14%
30-09-2010	114,18	5,81%	158,54	6,52%	110,50	6,29%	158,54	6,52%	224,68	6,05%
01-10-2010	116,88	6,09%	153,65	6,44%	105,56	6,28%	153,65	6,44%	222,44	6,18%
02-10-2010	116,96	5,61%	154,83	6,36%	109,62	6,35%	154,83	6,36%	226,58	5,97%
03-10-2010	117,32	6,00%	156,77	6,15%	109,73	6,24%	156,77	6,15%	227,05	6,12%
09-10-2010	111,82	5,77%	153,70	6,43%	109,87	6,17%	153,70	6,43%	221,69	5,97%
10-10-2010	115,04	5,66%	148,37	6,05%	110,25	5,81%	148,37	6,05%	225,29	5,74%
27-10-2010	127,09	5,84%	142,70	5,60%	105,29	5,99%	142,70	5,60%	232,38	5,91%
03-11-2010	132,01	6,01%	130,37	5,46%	92,60	5,16%	130,37	5,46%	224,61	5,66%
05-11-2010	118,87	5,56%	147,96	5,82%	110,55	6,07%	147,96	5,82%	229,42	5,81%
06-11-2010	120,36	6,19%	158,06	6,31%	114,03	6,31%	158,06	6,31%	234,39	6,25%
07-11-2010	119,78	5,41%	158,17	6,23%	115,37	6,20%	158,17	6,23%	235,15	5,80%
08-11-2010	117,43	5,62%	154,83	6,02%	114,87	5,91%	154,83	6,02%	232,30	5,76%
15-11-2010	122,43	6,14%	151,13	6,89%	111,90	6,99%	151,13	6,89%	234,34	6,55%
16-11-2010	118,83	5,53%	154,47	6,39%	114,37	6,57%	154,47	6,39%	233,20	6,04%
22-11-2010	68,21	4,41%	178,85	6,57%	124,22	6,73%	178,85	6,57%	192,43	5,91%
28-11-2010	112,18	5,70%	152,12	5,63%	104,78	5,72%	152,12	5,63%	216,95	5,71%
29-11-2010	115,00	5,54%	157,18	6,17%	109,52	6,12%	157,18	6,17%	224,52	5,83%
30-11-2010	114,26	5,86%	156,78	5,78%	108,32	5,84%	156,78	5,78%	222,59	5,85%
03-12-2010	101,20	5,24%	154,27	5,82%	114,01	5,87%	154,27	5,82%	215,21	5,57%
05-12-2010	100,77	5,16%	145,76	5,75%	100,52	6,59%	145,76	5,75%	201,30	5,87%
06-12-2010	99,50	5,08%	148,82	5,90%	116,48	6,11%	148,82	5,90%	215,98	5,64%
15-12-2010	108,76	5,03%	150,10	5,90%	108,15	5,61%	150,10	5,90%	216,91	5,32%
16-12-2010	95,98	4,49%	135,25	5,72%	111,66	6,12%	135,25	5,72%	207,64	5,36%
17-12-2010	109,30	4,57%	153,85	5,65%	115,55	5,58%	153,85	5,65%	224,85	5,09%
24-12-2010	106,71	5,14%	148,23	5,98%	116,67	5,93%	148,23	5,98%	223,38	5,56%
27-12-2010	110,42	5,06%	147,26	5,71%	110,92	5,88%	147,26	5,71%	221,34	5,47%
28-12-2010	105,17	4,96%	144,07	5,93%	109,46	5,77%	144,07	5,93%	214,64	5,37%

10.10.- Medición de flujo PTR

Turno		A									
Fecha		27-05-2011									
		Banco 701		Banco 702		Banco 703		Banco 704		Banco 705	
		Distancia (m)	7	Distancia (m)	15	Distancia (m)	10	Distancia (m)	20	Distancia (m)	18
Muestra		Tiempo (s)	Altura (cm)	Tiempo (s)	Altura (cm)	Tiempo (s)	Altura (cm)	Tiempo (s)	Altura (cm)	Tiempo (s)	Altura (cm)
1		3,03	43,7	4,88	45,8	3,22	34,0	6,40	56,4	5,34	53,8
2		2,90	43,7	5,00	45,8	3,25	34,0	6,37	56,4	5,56	53,8
3		3,03	43,7	4,90	45,8	3,15	34,0	6,44	56,4	5,44	53,8
4		3,03	43,7	4,81	45,8	3,28	34,0	6,19	56,4	5,56	53,8
5		2,70	43,7	5,00	45,8	3,19	34,0	6,16	56,4	5,10	53,8
6		2,91	43,7	5,06	45,8	3,28	34,0	6,12	56,4	5,53	53,8
7		2,93	43,7	5,09	45,8	3,30	34,0	6,19	56,4	5,47	53,8

Medición nivel libre desde borde canal					
Bancos Rogher					
	701	702	703	704	705
Distancia (m)	cm	cm	cm	cm	cm
0	42	46	34	57	52
5	45	49	34	56	59
10	44	44	38	56	53
15		44		56	51
20				57	54
Promedio	43,7	45,8	35,3	56,4	53,8



Muestra	Calculo Velocidad por canal					Calculo Caudal por canal					Calculo Tonelaje por canal					Flujo PTR
	701	702	703	704	705	701	702	703	704	705	701	702	703	704	705	
1	2,310	3,074	3,106	3,125	3,371	41785,4	55595,7	56171,2	48251,7	52046,8	13037,1	17345,8	17525,4	15054,5	16238,6	79201,4
2	2,414	3,000	3,077	3,140	3,237	43658,6	54261,4	55652,7	48478,9	49987,4	13621,5	16929,5	17363,6	15125,4	15596,1	78636,1
3	2,310	3,061	3,175	3,106	3,309	41785,4	55368,7	57419,4	47952,0	51090,0	13037,1	17275,0	17914,9	14961,0	15940,1	79128,1
4	2,310	3,119	3,049	3,231	3,237	41785,4	56404,7	55143,7	49888,7	49987,4	13037,1	17598,3	17204,8	15565,3	15596,1	79001,5
5	2,599	3,000	3,135	3,247	3,529	46892,5	54261,4	56699,4	50131,6	54496,0	14630,5	16929,5	17690,2	15641,1	17002,8	81894,1
6	2,405	2,964	3,049	3,268	3,255	43508,5	53617,9	55143,7	50459,3	50258,6	13574,7	16728,8	17204,8	15743,3	15680,7	78932,3
7	2,389	2,947	3,030	3,231	3,291	43211,5	53301,9	54809,5	49888,7	50809,8	13482,0	16630,2	17100,5	15565,3	15852,7	78630,7

10.11.- Determinación de parámetros metalúrgicos.

Tonelaje Molinos 1-13 TMS																				
Escoria	1-3 o 4																			
Mineral	3 o 4-13																			
Fecha	Escoria				Mineral															
	Planta Escoria	MOL1	MOL2	MOL3	MOL4	Planta Mineral	MOL1	MOL2	MOL3	MOL4	MOL5	MOL6	MOL7	MOL8	MOL9	MOL10	MOL11	MOL12	MOL13	
1-08-10	4039	2019	2020	0	0	42.940			3829,9	3965,6	4072,07	3874,85	4041,42	4047,66	4832,6	4882,88	4898,76	4494,17	19177	
2-08-10	4096	2048	2048	0	0	43.300			3962,11	3975,03	4068,26	3944,05	4066,16	4073,07	5034,35	4889,54	4370,52	18936		
3-08-10	3586	2266	1320	0	0	42.684			4058,58	4037,08	4027,23	3970,59	4072,43	4128,86	4967,56	4931,19	4979,53	4523,95	18336	
4-08-10	4439	2217	2222	0	0	43.697			3336,91	3934,52	3833,04	3794,4	4010,25	4003,93	4822,41	4755,73	5036,41	2638,39	8485	
5-08-10	4150	2074	2076	0	0	40.166			129,37	2863,34	2770,73	3769,66	3009,75	2987,06	4658,65	4767,96	4862,59	4383,9	18576	
6-08-10	4372	2186	2186	0	0	34.203			3799,29	4066,62	3964,61	4094,69	4090,69	4230,18	4963,64	4914,43	4979,48	4668,37	18852	
7-08-10	4284	2139	2145	0	0	43.771			3834,38	4088,42	4038,44	4089,7	4072,7	4205,29	4941,54	4904,87	5005,03	4624,63	19086	
8-08-10	2919	786	2133	0	0	43.806			3392,52	3980	4007,58	3479,5	4094,97	4141,32	4957,27	4922,16	4839,9	4545,77	18921	
9-08-10	4281	2140	2141	0	0	42.361			2639,99	3839,54	3731,72	3987,26	3931,87	3951,85	4803,52	4870,21	4895,22	4337,81	18077	
10-08-10	5018	2144	2143	731	0	40.989				3876,52	3291,83	3949,66	4078,49	3372,29	4896,76	4909,01	5045,93	4750,5	18624	
11-08-10	6053	2012	2012	2029	0	37.273				3860,75	3962,34	3538,05	4017,37	3967,55	4875,09	4840,19	4972,32	4569,34	18490	
12-08-10	5481	1874	1705	1902	0	38.603				3862,79	3907,25	2402,25	3924,64	3826,43	4076,07	4767,31	4100,89	3171,36	18080	
13-08-10	5496	1908	1855	1733	0	34.039				4012,76	4070,24	3940,63	4070,08	4125,14	4498,29	4883,9	5105,35	4750,61	18598	
14-08-10	5627	1902	1908	1817	0	39.457				4046,87	4090,82	4076,06	4090,88	4207,43	4875,98	4917,02	5114	4798,68	18768	
15-08-10	3814	1907	1907	0	0	44.271			4051,25	4040,17	2300,27	4009,77	4059,62	4190,52	4915,58	3669,99	5071,44	4766,18	18503	
16-08-10	4384	2071	2078	235	0	40.618			3594,47	3906,04	3357,53	3866,57	4013,03	2292,68	4777,78	4689,62	4909,64	3202,1	7330	
17-08-10	6346	2140	2140	2066	0	35.015				4006,14	3986,88	3983,16	4059,08	4154,74	4950,57	4920,33	5111,08	4832,02	18369	
18-08-10	6341	2098	2112	2131	0	40.004				4056,99	3529,87	4039,27	4042,25	4169,52	4923,09	3962,51	5008,49	4785,02	12598	
19-08-10	5684	2010	1977	1697	0	38.517				3398,04	3356,18	3923,68	4029,85	4170,85	4933,09	4914,28	5105,67	4692,36	18708	
20-08-10	5865	1983	1879	2003	0	38.524				2575,84	3836,64	3962,14	4052,87	4240,71	4958,59	4910,98	5171,78	4837,44	18214	
21-08-10	5451	1721	1814	1916	0	38.547				2,11	3797,43	3766,77	4072,43	4241,58	4999,5	4975,16	5127,92	4878,09	18051	
22-08-10	5860	1952	1954	1954	0	35.861				3,68	3357,6	3815,74	4084,33	4292,68	5030,63	4986,42	5103,71	5003,2	18630	
23-08-10	6815	1779	2146	2145	745	35.678				105,64	4016,01	4105,65	4033,78	4099,59	5021,24	4931,76	5079,02	4981,33	18604	
24-08-10	6698	449	2112	2144	1993	36.374				3953,15	4001,85	4077,13	4092	4162,64	4890,06	4926,41	5061,15	4920,61	18648	
25-08-10	5554	1330	2112	2112	0	40.085				3982,76	4089,31	3219,35	2737,44	4205,65	5028,89	5030,29	5115,21	4914,1	18491	
26-08-10	6365	2133	2107	2125	0	38.323				3837,37	4047,91	3870,1	4058,52	4075,03	4651,38	4815,78	4943,72	4738,2	18454	
27-08-10	6402	2132	2132	2138	0	39.038				3994,92	3674,53	3995,69	4017,93	4119,5	4853,67	4886,91	5131,8	4810,04	18530	
28-08-10	6427	2145	2137	2145	0	39.485				4080,65	4078,18	4014,82	4078,12	4303,57	5015,55	5009,75	5227,47	5008,89	18920	
29-08-10	6425	2144	2137	2144	0	40.817				3442,46	4066,86	3967,05	4177,19	4299,65	5005,74	4865,71	5210,17	5003,16	18511	
30-08-10	6115	1893	2079	2143	0	40.038				3872,22	3882,47	2902,37	4169,37	4860,83	4741,25	5100,67	4922,35	18201		
31-08-10	4216	1435	1424	1357	0	38.540														

	ENTRADA												
	ley 0,90%			ley 0,94%			ley 0,94%			ley 0,75%			
	Bco 101-102-103	Mol 1-8 tpd	% Sol	Bco 121-125-122	Mol 9-12 tpd	% Sol	Bco 123-124	Mol 13 tpd	% Sol	Bco 106-107	Mol SW tpd	% Sol	dens.
1-08-10	27871	34,4	1,284	19108	32,9	1,268	19177	35,4	1,295	12755	26,9	1,209	
2-08-10	28185	33,8	1,278	19211	32,2	1,261	18936	36,1	1,302	13921	27,7	1,217	
3-08-10	27854	33,4	1,273	18616	32,0	1,259	18993	35,7	1,298	14738	28,9	1,228	
4-08-10	28734	33,8	1,278	19402	31,8	1,257	18336	35,6	1,297	6288	29,0	1,229	
9-08-10	27377	33,6	1,276	19265	33,0	1,269	18921	36,3	1,304	14290	29,3	1,232	
14-08-10	21721	31,3	1,252	23363	31,9	1,258	18598	35,8	1,299	12016	31,3	1,252	
15-08-10	24172	31,7	1,256	23913	31,8	1,257	18768	35,6	1,297	14234	30,6	1,245	
16-08-10	22388	31,9	1,258	22614	31,3	1,252	18503	35,2	1,292	10194	30,5	1,244	
28-08-10	26230	30,8	1,247	19231	30,2	1,241	18981	34,7	1,287	11725	28,4	1,223	
29-08-10	26980	31,5	1,254	19744	29,6	1,235	19438	34,9	1,289	15073	30,3	1,242	
30-08-10	26068	30,9	1,248	19446	29,1	1,230	19150	34,0	1,280	15040	29,8	1,237	
31-08-10	23131	31,4	1,253	19010	29,8	1,237	18816	34,6	1,286	14291	29,1	1,230	

SALIDA						ENTRADA					
Bco 101-102-103		Bco 121-125-122		Bco 123-124		Bco 105		Bco 108			
TPH	ley	TPH	ley	TPH	ley	TPH	ley	TPH	ley	TPH	ley
164,8	5,71%	109,4	6,29%	115,8	5,96%	164,78	5,71%	225,3	6,12%		
164,0	5,80%	108,3	6,39%	116,1	5,87%	164,01	5,80%	224,4	6,12%		
161,2	5,79%	106,2	6,32%	115,7	5,91%	161,21	5,79%	221,8	6,11%		
165,7	5,85%	108,1	6,47%	113,0	5,84%	165,66	5,85%	221,1	6,15%		
160,9	5,74%	110,1	6,30%	116,4	5,86%	160,94	5,74%	226,5	6,07%		
136,1	5,39%	118,6	7,10%	114,3	5,86%	136,06	5,39%	232,9	6,49%		
145,5	5,61%	119,6	7,20%	114,7	5,90%	145,47	5,61%	234,3	6,56%		
139,9	5,40%	115,3	7,07%	113,0	5,90%	139,86	5,40%	228,3	6,49%		
149,3	5,93%	104,2	6,65%	113,9	6,00%	149,32	5,93%	218,2	6,31%		
153,6	5,93%	104,2	6,82%	115,9	6,04%	153,58	5,93%	220,2	6,41%		
149,1	5,90%	102,4	6,84%	113,3	6,09%	149,14	5,90%	215,7	6,45%		
141,2	5,53%	102,8	6,67%	113,2	5,99%	141,23	5,53%	215,9	6,31%		

SALIDA								
Bco 105		Bco 108		Bco 106-107		Entrada Retrat.		
TPH	ley	TPH	ley	TPH	ley	TPH	ley	
65,86	14,07%	80,94	16,78%	68,63	5,23%	215,44	12,27%	13,34%
65,74	14,25%	80,73	16,77%	72,91	5,37%	219,38	12,23%	13,35%
64,74	14,20%	80,02	16,68%	76,98	5,38%	221,74	12,03%	13,21%
66,41	14,38%	79,89	16,76%	46,18	3,83%	192,47	12,84%	13,60%
64,57	14,10%	81,18	16,69%	76,52	5,25%	222,28	12,00%	13,15%
55,10	13,11%	83,49	17,83%	72,70	4,65%	211,29	12,06%	13,22%
58,84	13,66%	83,95	18,04%	78,49	5,10%	221,28	12,28%	13,51%
56,51	13,17%	82,29	17,73%	65,18	4,40%	203,98	12,21%	13,27%
60,70	14,36%	79,34	17,09%	67,92	4,86%	207,96	12,30%	13,41%
62,24	14,41%	80,02	17,37%	80,23	5,28%	222,49	12,19%	13,44%
60,59	14,30%	78,87	17,36%	79,28	5,34%	218,74	12,16%	13,42%
57,18	13,45%	78,74	17,05%	76,19	5,27%	212,12	11,85%	13,06%