



Trabajo Final Ingeniería de Minas

Estudio de la recuperación y cinética de flotación en muestras minerales de Bajo el Durazno



Alumna:
Ulla, María Inés
M.U. 706

Docente Asesor:
Dr. Fernando Torres

Colaborador:
Ing. Marcio Yampa

Noviembre 2015

A mis padres, Inés y Eduardo

AGRADECIMIENTOS

Este trabajo no hubiera sido posible sin muchas personas que, directa o indirectamente, estuvieron presentes durante los años de carrera y en el tiempo de realización de este trabajo, a quienes quiero agradecer muy especialmente en esta ocasión:

En primer lugar a mis padres Inés y Eduardo, por ser mis modelos a seguir y por brindarme siempre todo su apoyo con amor, cariño y paciencia, desde que nací hasta este día tan importante y para siempre. A mis hermanos Gisela, Marcos y Ana, que fueron el mejor ejemplo y me brindaron siempre palabras de aliento en todos estos años de carrera. A mis sobrinos Marino, Juan, Sebastián, Francisco y Catalina, por siempre alegrar mis días y darme tanto cariño. A mi tía Elsa por siempre incentivarme, y a mi nona Zulema que físicamente no está presente pero sé que me está cuidando.

A Luis Daniel, mi compañero incondicional, siempre ayudándome en cada paso, a quien amo con el corazón y con quien comparto toda mi vida y lo que soy.

A mis grandes amigos de la facultad, con quienes recorrí gran parte del camino, Javier, Laura, Karen y Ianina. Todas las horas de estudio, interminables trabajos prácticos y noches de preparación de exámenes quedan en mi corazón para siempre. A mis amigos de siempre, Pablo y Dani B., porque a pesar del tiempo y la distancia nuestra amistad se mantiene intacta. A toda la comunidad de Kuntur Crossfit, en especial a Dani G. y Virginia. Mujeres luchadoras, triunfadoras y fuertes con las que comparto una gran pasión.

A mi asesor de Trabajo Final, Dr. Fernando Torres, por todo su tiempo y dedicación, no sólo para guiarme con este trabajo sino también como Docente y Director del Departamento.

A la empresa Minera Alumbreira Ltd., por darme la oportunidad de haber hecho posible este trabajo, llevándome una increíble experiencia. Y a quienes me guiaron con este trabajo en la empresa, Ing. Marcio Yampa y Luis Alvarez. A Eduardo Díaz Tolaba y Pablo Gómez Rojo, por su colaboración con las pruebas en el Laboratorio Metalúrgico, como así también a Gabriel Aybar, Diego Maldonado, Enrique Moreno y Carlos Romero.

Al Ing. Rodolfo Micone, por haber sido aparte de un buen jefe, un amigo. Y a mis compañeros en la Secretaría de Minería: Daniel Arévalo Boggio, Ana Laura Arévalo Boggio, Virginia Navarro y Laura Petek, por todas las horas compartidas como un gran equipo.

Al Ing. Carlos Espeche y la Lic. Carolina Mohamed de la Catedra Química Analítica, por su confianza y apoyo durante el transcurso de mi carrera.

Finalmente, a toda la familia de la carrera Ingeniería de Minas, docentes y compañeros, por su empeño en hacer de esta carrera un ejemplo de excelencia académica. Y en especial al Ing. Pedro Carreño, quien fue y sigue siendo un mentor para muchos de nosotros.

ÍNDICE

Resumen.....	7
Capítulo 1: Introducción.....	9
1.1 Generalidades.....	9
1.2 Planteamiento del problema.....	10
1.3 Objetivo general	10
1.4 Objetivos específicos	10
1.5 Metodología	11
1.6 Alcances y Limitaciones	11
1.7 Geología y mineralización	12
1.8 Descripción del procesamiento del mineral.....	21
Capítulo 2: Marco teórico	23
2.1 Introducción al proceso de Flotación	23
2.2 Principios de la flotación	23
2.3 Reactivos de Flotación.....	24
2.4 La flotación de sulfuros	30
2.5 Variables de flotación	32
2.6 Circuitos y Etapas de la Flotación	35
2.7 Pruebas batch de flotación.....	36
2.8 Pruebas de ciclo cerrado (Locked-Cycle Tests)	37
2.9 Predicción de los resultados de pruebas de ciclo cerrado de flotación a partir de datos batch.....	38
2.10 Cinética de la flotación	41
Capítulo 3: Materiales y Métodos.....	47
3.1 Origen de las muestras	47

3.2	Distribución granulométrica.....	48
3.3	Preparación de muestras	48
3.4	Tiempo óptimo de molienda y remolienda.....	51
3.5	Análisis químicos	53
3.6	Ensayos de flotación	54
3.7	Reactivos utilizados	58
3.8	Aplicación de Modelos Cinéticos con Software MATLAB™	59
3.9	Determinación del tiempo óptimo de flotación.....	62
3.10	Ensayos de Limpieza (Cleaner) Preliminares	63
3.11	Prueba de ciclo abierto	64
3.12	Simulación de prueba de ciclo cerrado con el método Split Factor.....	65
3.13	Análisis de datos de campañas de BED en planta previas a este trabajo	67
Capítulo 4: Resultados y discusión		68
4.1	Ensayos químicos.....	68
4.2	Distribución Granulométrica	68
4.3	Tiempo óptimo de molienda	69
4.4	Pruebas Estándar de Recuperación Rougher	70
4.5	Pruebas de Cinética de flotación Rougher	71
4.6	Aplicación de Modelos Cinéticos.....	76
4.7	Tiempo Óptimo de Flotación.....	85
4.8	Tiempo Óptimo de Remolienda	87
4.9	Test de Limpieza (Cleaner) Preliminares	87
4.10	Test de Ciclo Abierto.....	88
4.11	Simulación de Prueba de Ciclo Cerrado (Split Factors)	89

4.12	Análisis de datos de campañas de BED en planta	94
Capítulo 5: Conclusiones y Recomendaciones.....		100
5.1	Conclusiones.....	100
5.2	Recomendaciones	102
Capítulo 6: Bibliografía.....		103
Capítulo 7: Apéndices.....		106
7.1	Apéndice I: Hojas de datos y ensayos	106
7.2	Apéndice II: Modelos Cinéticos MATLAB.....	106

RESUMEN

Se realizó un estudio de la recuperación y cinética de flotación en laboratorio de seis diferentes compósitos de distintos dominios geológicos de la fase 3 del yacimiento de Bajo el Durazno. Las leyes de cabeza promedio entre los compósitos estudiados fue de 0,17% Cu, 0,44 g/t Au, 0,63 g/t Ag y 53,5 g/t Mo.

En principio se realizaron ensayos estándar de recuperación Rougher (6 minutos) obteniendo recuperaciones promedio de 75,02% para cobre, 74,82% para oro, 27,24% para plata y 63,58% para molibdeno, con una ley promedio de concentrado primario (Rougher) de cobre de 1,2% Cu.

Ensayos de cinética de flotación Rougher (0,5; 1; 2; 4; 8 y 12 min), dieron recuperaciones promedio de 82,04% para cobre, 79,35% para oro, 58,78% para plata y 63,58% para molibdeno. En todos los casos las recuperaciones son con leyes de cabeza recalculadas.

Con MATLAB se aplicaron diferentes modelos cinéticos de primer orden (García-Zúñiga, Klimpel, Kelsall, Kelsall modificado y Gamma) obteniendo los valores de constantes y parámetros cinéticos para su comparación. En todos los casos las curvas experimentales obtenidas se ajustan perfectamente a las ecuaciones de orden uno, con coeficientes de correlación muy cercanos a 1. Teniendo en cuenta el modelo clásico (García-Zúñiga) para el cobre, las mayores constantes cinéticas le corresponden al compósito BED 6 ($k=0,95$; Brecha Bx3), al BED 5 ($k=0,63$; Brecha Bx2) y al BED 2 ($k=0,47$; Pórfido P1).

Se determinó el tiempo óptimo de flotación de cada muestra, utilizando como criterio el tiempo en el que la ley de concentrado iguala la ley de alimentación. El tiempo promedio obtenido fue de 11 min 30s. Considerando un factor de Agar de 1,7; el tiempo industrial de flotación sería de unos 19 min 35 s. El tiempo de residencia existente en las líneas Rougher del concentrador es de aproximadamente 20 min, por lo que los bancos de celdas existentes en la planta serían suficientes.

Con una mezcla (Blending) de los compósitos pertenecientes a los dominios geológicos predominantes en el yacimiento se realizaron pruebas de ciclo abierto hasta la etapa de segunda limpieza y con los datos obtenidos de esta prueba batch de laboratorio, se simuló una prueba de ciclo cerrado (Locked-Cycle Test) con el método del Split Factor de Agar y Kipkie, dando como resultado una recuperación de 77,1% con una ley de concentrado final (segunda limpieza- Cleaner 2) de 25,17% Cu.

A partir de los datos de muestreo (controles) de planta históricos provenientes de las campañas anteriores de alimentación de Bajo el Durazno se encontró una relación entre la recuperación y el porcentaje de cobre soluble en la alimentación, la cual se describe mediante la ecuación $\ln R = -0,235 \ln \%C_{sol} + 0,0322$ ($R^2 = 0,7441$). Este cobre soluble no se encuentra en forma de sulfuro –calcopirita- por lo que no es flotable.

Los resultados de laboratorio, junto con la evaluación de la respuesta en planta, indican que:

En caso de alimentarse mineral fresco (es decir, con menos del 5% de cobre soluble en la alimentación) no existirían mayores inconvenientes para la obtención del producto comercializable (concentrado de Cu > 25%) con una recuperación de alrededor del 77% durante las campañas de BED futuras.

En caso de contar con una mayor proporción de alimentación no flotable (entre 5% y 30%) es posible obtener la ley de concentrado final comercializable (25% Cu) en detrimento de la recuperación que deberá evaluarse con la relación antes mencionada según el porcentaje de cobre soluble en la alimentación).

Finalmente con porcentajes de cobre soluble en la alimentación mayores a 30% la estadística indica que no es posible obtener la ley de concentrado deseada, con recuperaciones muy bajas (del orden del 25-30%). De todas maneras en el futuro constituye una situación poco probable debido a que el material con este grado de oxidación ya se encuentra agotado y no estará presente en los envíos futuros a planta.

CAPÍTULO 1: INTRODUCCIÓN

1.1 GENERALIDADES

El depósito Bajo El Durazno se localiza en el complejo volcánico Farallón Negro ubicado en el noroeste de Argentina, en la provincia de Catamarca. Se sitúa aproximadamente 6 Km al norte de la mina Bajo de la Alumbraera, y 400 Km al noroeste de San Fernando del Valle de Catamarca (Figura 1-1).

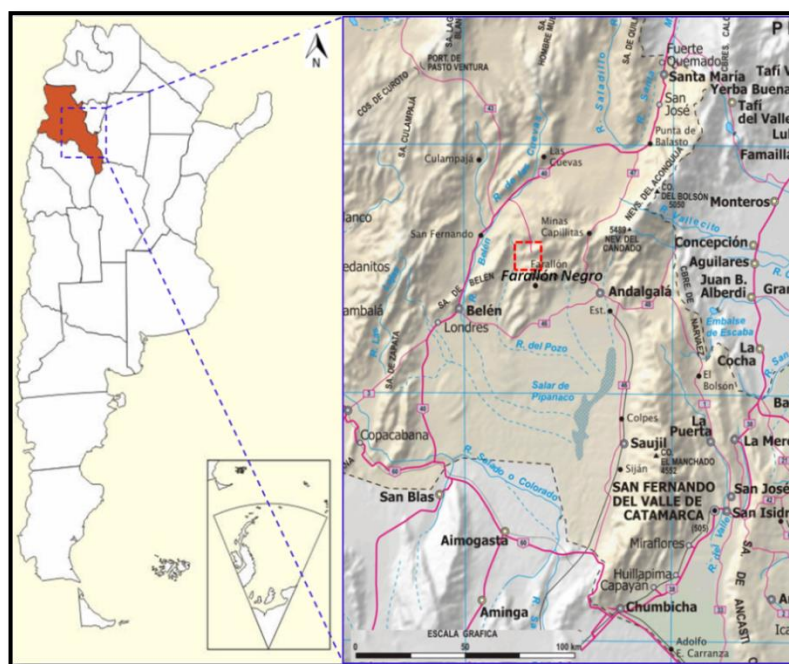


Figura 1-1: Mapa de ubicación geográfica y vías de acceso desde Catamarca- Capital hacia El Distrito Farallón Negro

La propiedad minera pertenece a Yacimientos Mineros Agua de Dionisio (YMAD), una sociedad integrada por el Gobierno de la Provincia de Catamarca y la Universidad Nacional de Tucumán.

En 2009, por licitación pública internacional, Minera Alumbraera Ltd.¹ inició una campaña de exploración de aproximadamente 21,400 metros para evaluar si Bajo el Durazno podría extender la vida de la mina de Bajo de la Alumbraera, aprovechando la

¹ Participación accionaria: Glencore 50%, Goldcorp 37.5%, Yamana Gold 12.5%

infraestructura ya existente en dicho proyecto. Una vez finalizado el estudio de factibilidad, en 2015 se puso en marcha la extracción y procesamiento de mineral proveniente de Bajo el Durazno en el concentrador de Alumbreira.

Para la explotación del yacimiento se conformó una Unión Transitoria de Empresas (UTE) entre YMAD y Minera Alumbreira Ltd. YMAD percibe el 30% de las utilidades, a diferencia del 20% de participación que tiene en Bajo de la Alumbreira. La operación del proyecto está a cargo de Glencore.

1.2 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

Existen diferencias en las respuestas metalúrgicas del mineral proveniente del Bajo el Durazno (BED) respecto del de Bajo de la Alumbreira (BLA). Estas diferencias son debidas a la variabilidad en la mineralogía, ley de cabeza, litología, %Cu Soluble, moliendabilidad, entre otras.

En la actualidad la alimentación al concentrador se organiza por campañas o periodos de alimentación provenientes de BED o BLA. No es posible realizar “blending” entre el mineral proveniente de BED Y BLA por las diferencias existentes entre los contratos de UTE con la dueña de la propiedad minera YMAD, (20% de participación en BLA y 30% en BED).

1.3 OBJETIVO GENERAL

Estudiar la recuperación y cinética de flotación de en laboratorio de muestras provenientes de distintos dominios geológicos del BED, así como la ley de cobre en concentrado final obtenible para conocer si la respuesta en planta será favorable en las fases futuras de explotación del yacimiento. Además, evaluar la respuesta metalúrgica de mineral de BED en campañas ya procesadas.

1.4 OBJETIVOS ESPECÍFICOS

Verificar si las instalaciones actuales en planta de flotación Rougher son suficientes para cumplir con el tiempo óptimo de flotación industrial promedio de los compósitos estudiados.

Determinar si son necesarias modificaciones al procedimiento estándar de flotación en laboratorio actual.

Aplicar distintos modelos cinéticos de primer orden a los datos experimentales y estudiar y comparar su adecuación.

Encontrar una relación entre la recuperación de cobre y el porcentaje de cobre soluble presente en la alimentación.

Comparar la recuperación de oro en planta de BED vs. MAA.

1.5 METODOLOGÍA

Los métodos a utilizar para el cumplimiento de los objetivos de este trabajo consisten en:

Estudiar y clasificar la alimentación al concentrador según el dominio geológico y sus características. Calcular el tiempo óptimo de molienda a 150 micrones de cada compósito.

Realizar ensayos estándar de recuperación Rougher en muestras de cada compósito, calcular la recuperación de cobre, oro, plata y molibdeno.

Efectuar ensayos de cinética de flotación Rougher en laboratorio. Calcular la recuperación y graficar las curvas de cinética obtenidas. A partir de estas, calcular la constante cinética de flotación k y el tiempo óptimo de flotación.

Aplicar diferentes modelos cinéticos de primer orden con el software para MATLAB: "Flotation kinetics- equation fitting". Comparar los coeficientes de determinación de cada modelo y sus parámetros.

Realizar pruebas batch de todas las etapas de flotación (Rougher, Cleaner 1, Scavenger, Cleaner 2) y utilizar un modelo matemático para simular su recirculación en un flujo continuo (Split Factors), sobre muestra del dominio litológico predominante en las fases futuras del BED.

Analizar los datos de planta de campañas anteriores de Bajo el Durazno y buscar una correlación entre el porcentaje de cobre soluble en la alimentación y la recuperación de cobre en planta. Comparar la respuesta metalúrgica de oro de BED vs. MAA.

1.6 ALCANCES Y LIMITACIONES

En el presente trabajo se estudiaron un total de seis compósitos, cada uno correspondiente a un dominio geológico estudiado.

Los valores de las variables utilizados para los ensayos corresponden a los estándares ya determinados para el concentrador de Bajo de la Alumbrera; debido a que Bajo el

Durazno es un proyecto de expansión que no otorga mucha flexibilidad en la operación de la planta.

Los resultados referidos a Oro se encuentran limitados a una baja representatividad debido a la cantidad de muestra disponible para los ensayos.

1.7 GEOLOGÍA Y MINERALIZACIÓN

El proyecto se encuentra ubicado morfo-estructuralmente dentro de la caldera del estrato volcán de Farallón Negro, encontrándose erosionado, deformado por fallas y mineralizado, dando como resultado, a las “unidades geomorfológicas deprimidas”, con alteración hidrotermal conocidas como “bajos” [1].

El área presenta un amplio sistema estructural con dos familias principales de fracturas asociadas a lineamientos regionales, una en sentido NW-SE y su conjugada de sentido NE-SW, también existen estructuras menores de orientación E-W y N-S (Figura 1-2).

Bajo El Durazno se caracteriza por tener mayor concentración de oro que de cobre, por lo que se puede denominar como un pórfido auro-cuprífero.

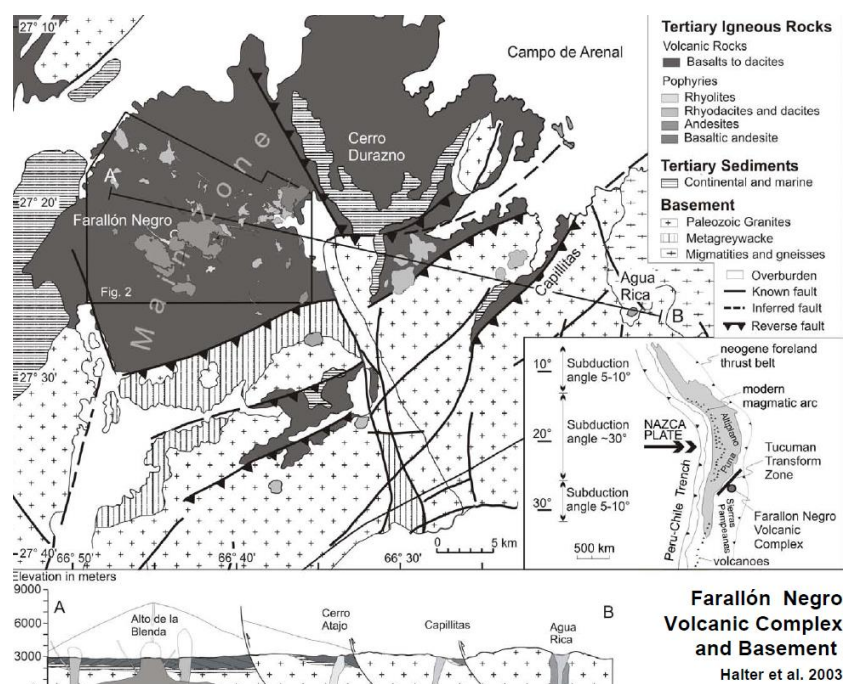
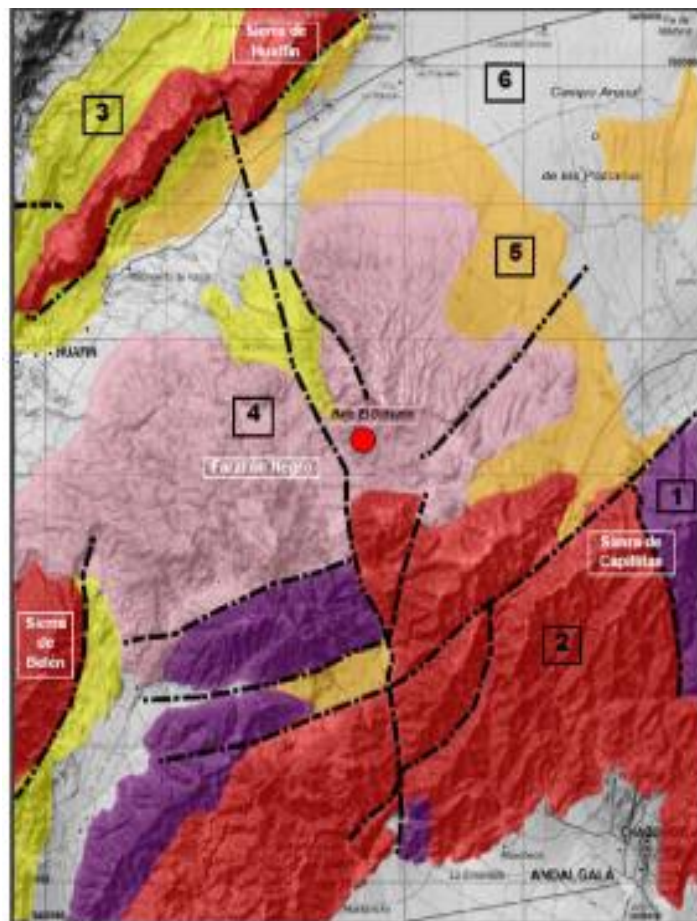


Figura 1-2: Mapa del Complejo Volcánico Farallón Negro. Halter et al., 2003. Tomado de Heinrich et al., 2004.

1.5.1 MARCO GEOLÓGICO REGIONAL

El área de estudio se encuentra dentro de la Provincia Geológica de Sierras Pampeanas, más precisamente en el sector noroccidental según Caminos (1979) [1]. Las rocas más antiguas (Figura 1-3) están constituidas por rocas metamórficas cámbricas (Formación El Suncho) y granitos ordovícicos (Granito Capillitas) las cuales conforman el Basamento cristalino de la región y constituye el bloque de la Sierra de la Ovejería y el Cerro Bola de Atajo. Sobre el denudado basamento cristalino se depositaron areniscas de origen continental de coloraciones rojizas, cuya edad se atribuye al Terciario Medio Superior. Afloran en el ángulo NE, en la zona de las Escaleras y están plegadas en amplios anticlinales.



- Referencias:**
1 = Basamento Metamórfico (Cámbrico - Precámbrico)
2 = Rocas Graníticas (Silúrico - Devónico)
3 = Sedimentitas Indiferenciadas (Terciario)
4 = Complejo Farallón Negro (Terciario)
5 = Depósitos Pedemontanos (Cuartario)
6 = Depósitos Aluviales (Cuartario)
----- = Fallas principales

Figura 1-3: Marco geológico - estructural a escala regional. Tomado de SMGA, 2009.

En discordancia angular sobre los depósitos terciarios e intruyéndolo, se encuentra el Complejo Volcánico Farallón Negro de edad Miocena, el cual comprende una gran variedad de rocas ígneas cuya composición varía desde basalto hasta riolita y está constituido por tobas, brechas, diques, filones capas, domos endógenos y stocks. Dentro de este complejo (Figura 1-4) existen varias áreas con alteración hidrotermal relacionadas con mineralización de cobre y oro, asimismo existen depósitos vetiformes portadores de manganeso con oro y plata (Montenegro et. al, 2004) [1]. Este complejo volcánico es la expresión más oriental del magmatismo asociado con la subducción terciaria de la Placa de Nazca bajo la Placa Sudamericana (Alderete, 1999).

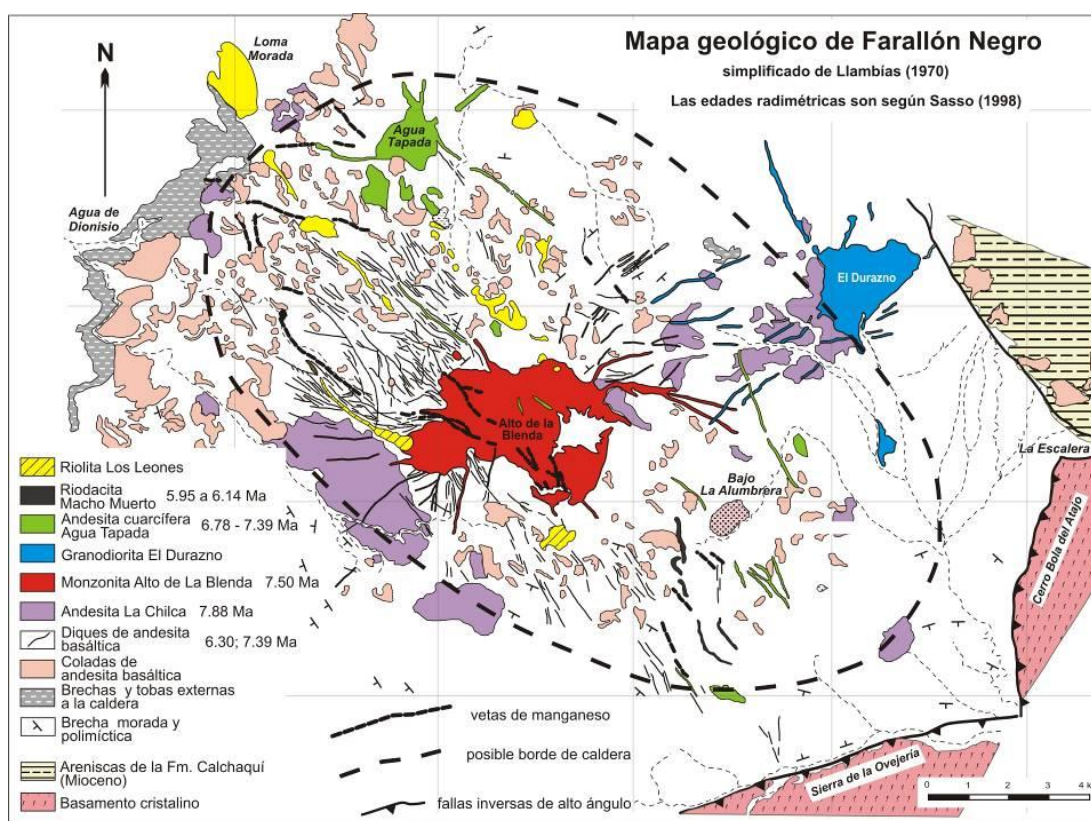


Figura 1-4: Mapa geológico del Complejo Volcánico Farallón Negro- Llambías 1970. Tomado de Llambías 2011.

La actividad magmática asociada a la mineralización empezó hace unos 10 millones de años y cesó hace 5 millones de años, desarrollando estratovolcanes en cuya base se intruyeron cuerpos porfíricos, con asociaciones minerales de cobre, oro y molibdeno. Sobre estos se distinguen dos tipos de mineralización. Por un lado, diseminada del tipo cobre porfírico, la cual presenta zonas de alteración hidrotermal ampliamente desarrolladas y asociaciones tempranas con vetas ricas en magnetita (Bajos de La Alumbraera, El Durazno, Las Pampitas, San Lucas, etc). La mineralización vetiforme, consiste en filones de cuarzo y carbonatos que contienen minerales de oro,

plata, y manganeso mayoritariamente (Farallón Negro, Alto de la Blenda, Agua Tapada, La Josefa y Morro Bola entre otros (Montenegro et. al., 2004)) [1]

1.5.2 MARCO GEOLÓGICO LOCAL

Litología

Existen cuatro intrusivos porfídicos. El pórfido diorítico P0 que compone la roca de caja de los sucesivos intrusivos porfídicos. Debido a su mayor tamaño relativo e inclusión como xenolitos dentro de los otros pórfidos, se asume como el intrusivo más antiguo de la secuencia. Seguidamente se intruyen los pórfidos dioríticos P1 y P2, en donde P1 presenta el mayor desarrollo areal, mientras que P2 tiene una tendencia a yacer en forma de dique. Como fase de intrusión final, se produce el emplazamiento de delgados diques dioríticos denominados P4 y considerados post-mineralización tipo pórfido, ya que carecen de metales de interés económico. Ver Figura 1-5.

El dominio litológico P0, es una roca de grano fino de composición diorítica, con fenocristales de plagioclasa, biotita y hornblenda en una matriz de color gris oscuro. Ambas se distinguen principalmente por diferencias texturales, relaciones de contacto, presencia de xenolitos de And en P0 y por el mayor grado de fracturamiento y vetilleo (>>Vn de Gy) presente en las andesitas, probablemente asociado a las sucesivas fases de intrusión porfídica.

El pórfido P1 posee composición diorítica y textura de grano medio a grueso dado por fenocristales de plagioclasa, biotita y hornblenda, es común encontrar xenolitos de caja andesíticos y diorita P0. El pórfido P2 es de composición diorítica-cuarzosa, posee una matriz fina casi afanítica de color gris oscuro y fenocristales principalmente de cuarzo y en menor medida de plagioclasa.

Se distinguen entre sí por variaciones composicionales, texturales, presencia de xenolitos de P1 en P2, relaciones de contacto y de yacencia ya que P2 se presenta frecuentemente como diques o intrusivos globosos de extensión acotada

Posteriormente a la secuencia de intrusivos, se emplazan brechas magmático-hidrotermales denominadas Bx1, Bx2 y Bx3. Se trata de brechas heterolíticas con fragmentos de todas las litologías descritas anteriormente, lo que constituye la evidencia geológica de que son posteriores a todas esas unidades. Estas brechas tienen escasos afloramientos en campo, que no superan los 2 a 4 metros de extensión areal.

La denominación numérica de las brechas se debe a su posición espacial, y no a un orden de intrusión. En superficie, se puede decir que Bx2 y Bx3 poseen afloramientos

muy próximos, aunque en sondajes suelen aparecer distantes entre sí, en varios sectores. [1]

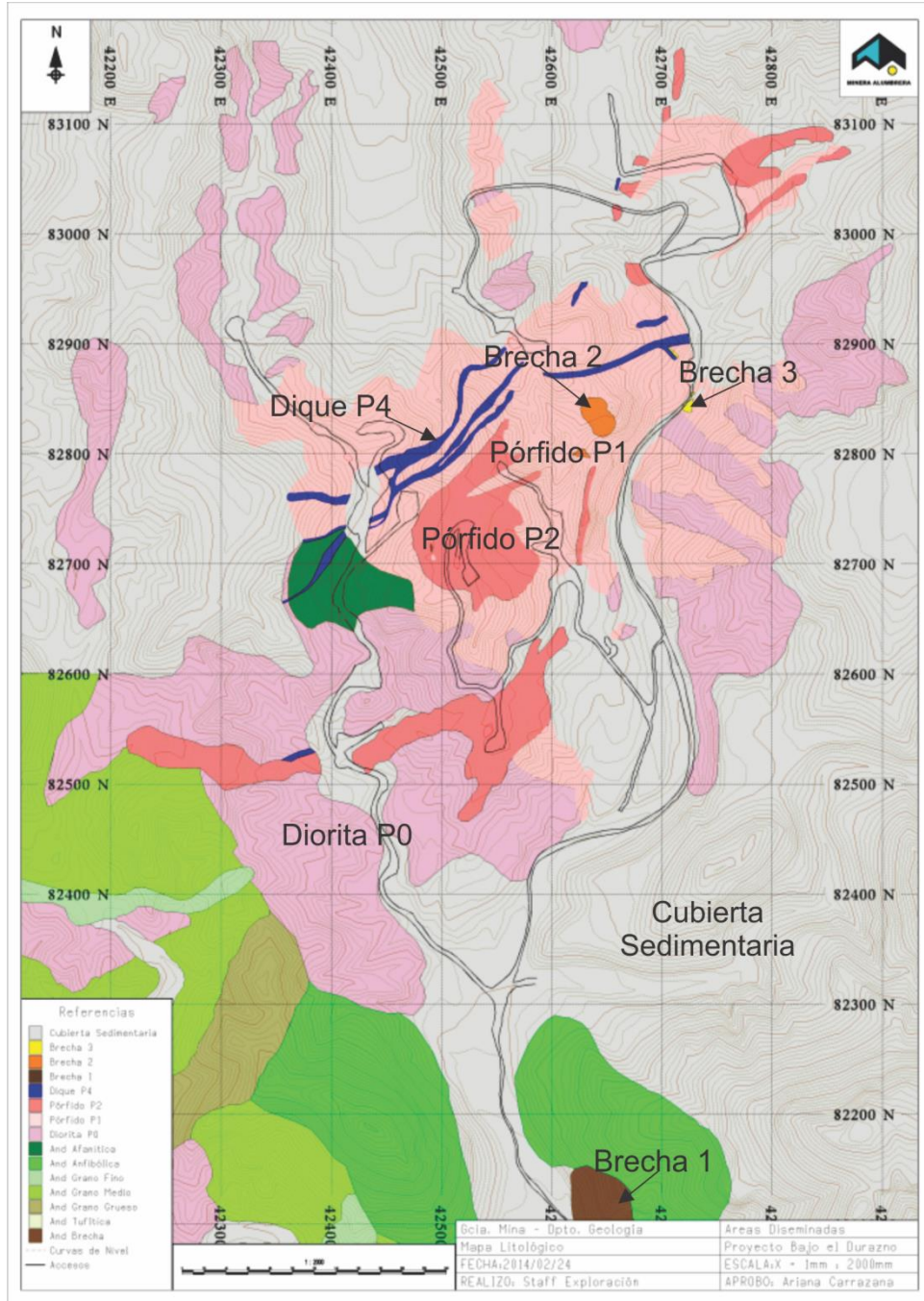


Figura 1-5- Mapa litológico de BED. Dpto de Exploración, Minera Alumbraera Ltd.

Alteración

La alteración hipógena en Bajo El Durazno, se caracteriza por tres zonas principales sutilmente concéntricas. En el sector central se desarrolla la alteración potásica, la cual

se encuentra bordeada por alteración destructiva de feldespatos (FDA) y hacia la periferia se disponen sectores con alteración epidoto-clorita, adicionalmente se observan restos de la parte superior del sistema representada por sectores con intensa alteración argílica intermedia.

En las distintas alteraciones presentes en Bajo El Durazno, se pueden distinguir asociaciones minerales diagnósticas y estrechamente relacionadas entre sí, que a su vez permiten identificar variaciones en las intensidades de la alteración.

La alteración potásica se desarrolla en presencia de soluciones casi neutras y a altas temperaturas (400-600°C). Esta alteración en superficie y hasta 200 m de profundidad, posee una intensidad débil a moderada y se caracteriza por la presencia de escaso feldespato potásico (Fk) reemplazando parcialmente a la plagioclasa (Pl), biotita (Bi) secundaria fina en matriz, escasa magnetita (Mt) sobre mafitos y en menor medida como venillas capilares. Cuando esta alteración se manifiesta con intensidad moderada a fuerte, se observa una mayor proporción y abundancia de Fk se lo encuentra reemplazando a la Pl o parte de la matriz y como halos en diferentes tipos de venillas, Bi secundaria fina y Mt diseminadas en la matriz y sobre los mafitos, como así también, abundantes venillas de cuarzo (Qz) más Mt y venillas capilares de Mt. La alteración potásica de tipo cuarzo-magnetita se presenta exigüamente y se caracteriza por asociaciones de minerales Qz-Mt (<msv) en venas con débil textura relíctica, Fk parcial sobre Pl y en matriz, el porcentaje de venas de Qz y Mt se encuentra entre 5% y 30%.

La alteración destructiva de feldespatos engloba la alteración fílica y términos menos intensos de la argílica intermedia. La alteración fílica o cuarzo-sericítica, resulta de una hidrólisis moderada a fuerte, en un rango de temperatura de 300°-400°C; esta alteración está caracterizada por el desarrollo de cuarzo y sericita (Ser) de manera parcial en la matriz, Ser sobre las Pl y como halos en venillas tipo D, clorita (Cl) sobre mafitos y pirita (Py). La alteración argílica intermedia de baja a moderada intensidad presenta arcillas (Cy) sobre las Pl y en sectores aislados de la matriz, mientras que en intensidades mayores la argilización oblitera la textura original de la roca.

La alteración propilítica, o epidoto-clorita (término que utiliza Proffett (1997) en Bajo de la Alumbrera, por los minerales que representa esta alteración), se genera por soluciones casi neutras en un rango variable de temperaturas. Se caracteriza por la presencia de la siguiente asociación mineralógica $Ep+Cl\pm Cb\pm(Py\pm Mt)$. [1]. Ver Figura 1-6.

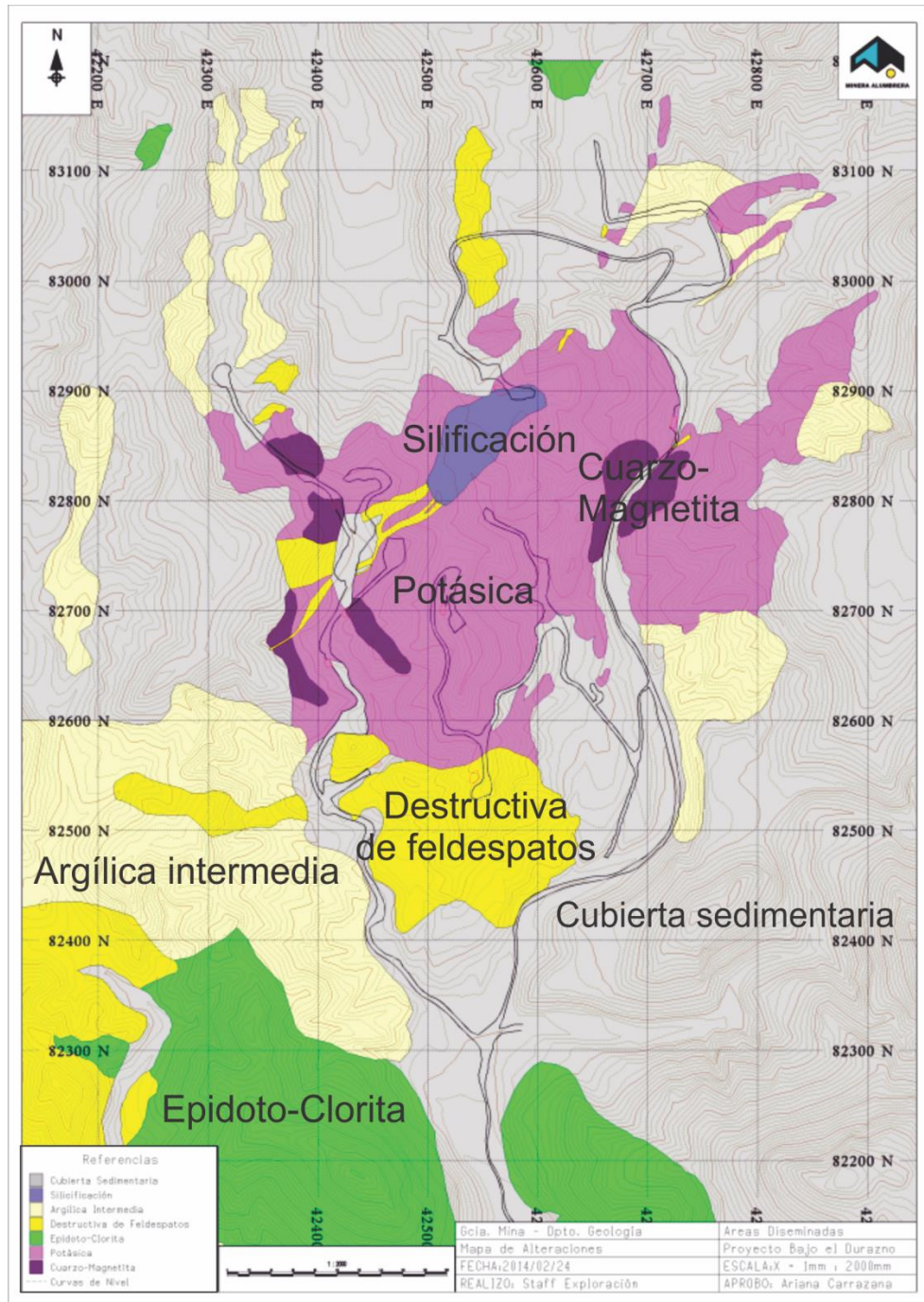


Figura 1-6- Mapa de alteraciones de Bajo el Durazno. (Dpto. de Geología MAA)

Oxidación

La zona de oxidación producto del intemperismo ocasionado por la percolación de agua meteórica, en general tiene una profundidad promedio de 25-30 m, no obstante se observa un incremento de la profundidad hacia el sur, alcanzando profundidades que oscilan entre los 85 m y 100 m. Hay una tendencia de la disminución areal y de la profundidad de esta zona de oxidación hacia el norte del yacimiento.

El principal mineral de oxidación es la limonita (Lm), que contiene cantidades variables de goethita (Gt), hematita (Hm) y jarosita (Jar). Se presentan como pátinas sobre fracturas o diaclasas, en venillas capilares y de manera pervasiva de variada intensidad en la matriz de la roca, también se observa Lm-Gt/sulfuros y Hm/Mt. En general la intensidad de oxidación es débil a moderada. En el mapeo de superficie se observa que existe un aumento de la intensidad de oxidación en la zona de contacto entre los pórfidos P1 y P2 y que los diques tardíos P4 se encuentran en general frescos.

Se observan dos zonas principales en donde se concentran y desarrollan minerales secundarios de cobre como malaquita (Mq), crisocola (Ccl), azurita (Az) y posible brochantita (Bct). Principalmente se alojan en las paredes de las diaclasas como pátinas y ocasionalmente desarrollan crecimiento botroidal cuando son abundantes, siempre se encuentran asociados a óxidos de Fe (principalmente Lm+Hm). [1]. Ver Figura 1-7.

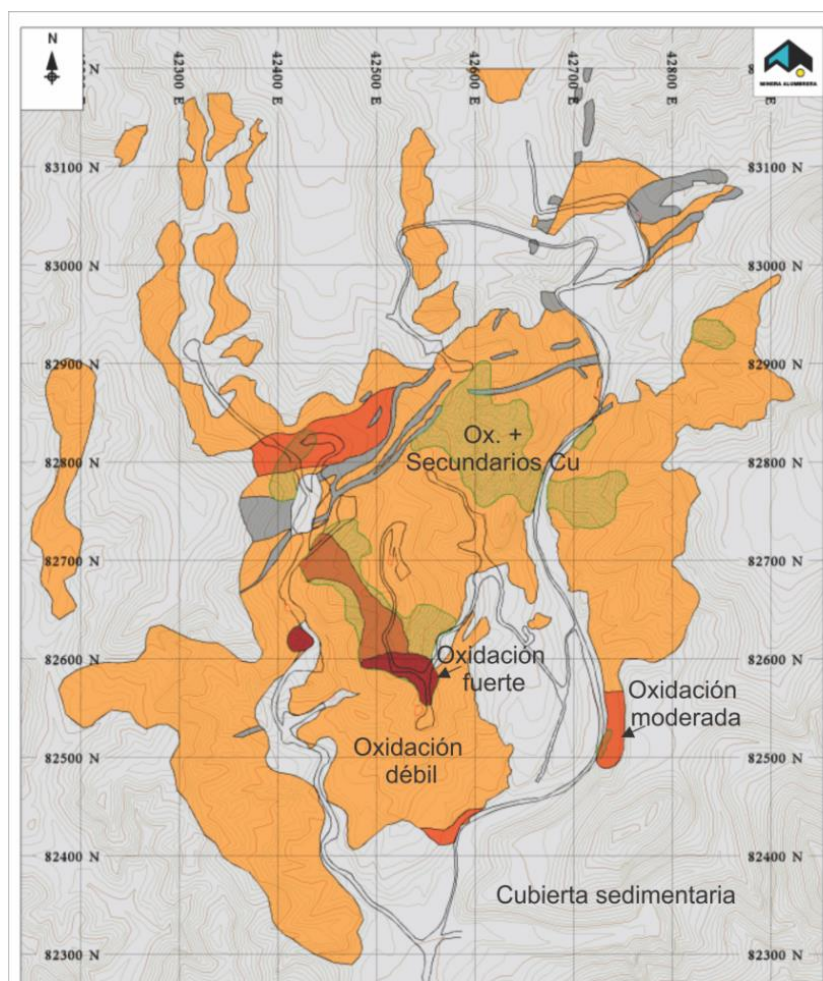


Figura 1-7- Mapa de oxidación de BED- Minera Alumbreira Ltd.

Mineralización

En el proyecto Bajo El Durazno se interpretaron dos tipos de mineralizaciones, una asociada a un sistema de tipo pórfido y otra asociada al posterior emplazamiento de brechas magmático-hidrotermales.

La mineralización del sistema pórfido se encuentra relacionada al emplazamiento del magma y su posterior actividad hidrotermal, lo que generó mineralización diseminada fina en matriz o como *parches*/Mt+Bi sec+trCl y *stockworks* de diferentes tipos de venillas, este tipo de mineralización se desarrollada principalmente la roca andesítica, en los intrusivos P1, P2 y en menor medida P0. Las venillas relacionadas con el estadio principal de mineralización contienen combinaciones de Qz+trCb+Mt+Cp+trPy, abundantes venillas capilares de Cp y en menor cantidad venas de Gy-trAnh-trCb+trPy+Mt+trMb+Bn/Cp+trHm/Mt. En sectores, sulfuros secundarios reemplazan a los primarios o hipógenos (Bn/Cp, trCc-Cv/Cp y Bn como pátinas/Py).

El segundo tipo de mineralización se encuentra asociada a los cuerpos de brechas magmático-hidrotermales, donde la generación de las mismas se atribuye preferentemente a la liberación violenta de fluidos desde los *stocks* en enfriamiento, produciendo múltiples eventos de brechamiento y fracturamiento hidráulico. Se observa que los cuerpos de brechas se encuentran asociados a zonas de debilidad y/o estructuras y que la mineralización que las acompaña afecta gradacionalmente a la roca de caja ya que en las zonas próximas al contacto la mineralización es más intensa, mientras que lejos del mismo la mineralización disminuye, el área de influencia es aproximadamente 2-10 m. La paragénesis mineral es venillas de Qz+Mt+Gy-Anh+Cp, Mt+Py+Cp, venillas capilares de Cp+Qz+Mt+Py y Cp+Mt diseminada fina diseminada en matriz.

A nivel macroscópico se observaron dos tipos principales de matriz en las brechas, que permitirían separarlas en dos subtipos: brechas hidrotermales y brechas ígneas, aunque ambas con un origen magmático común [1].

1.8 DESCRIPCIÓN DEL PROCESAMIENTO DEL MINERAL

Arranque: A cielo abierto, se realiza por perforación y voladura, con bancos de 15 m de altura. El carguío se efectúa con pala mecánica (a cable) y el transporte en camiones de gran tonelaje (CAT 793C y 793F). El mineral con valor económico es llevado a la etapa de trituración primaria mientras el estéril es depositado en un botadero.

Trituración primaria (chancado): Esta operación se desarrolla en un triturador giratorio de gran capacidad. El mineral triturado es transportado mediante una cinta transportadora a una pila de acopio (stockpile) para su alimentación al concentrador.

Molienda- Clasificación: existen tres líneas de molienda (L1, L2 y L3). L1 y L2 procesan aproximadamente 45.000 t/día mientras que L3 unas 15.000 t/día. Cada línea cuenta con un molino SAG, cuya descarga entra en una cuba desde donde es bombeada a las baterías de hidrociclones. El rebalse (overflow) es llevado al proceso de flotación mientras que la descarga (underflow) ingresa a los molinos de bolas que descargan nuevamente en la cuba. Un porcentaje del flujo de cada batería se desvía a un par de concentradores gravitacionales que producen un concentrado de oro que es enviado a la sala de oro mediante cañerías.

Flotación: La fracción fina de las baterías de ciclones primarios alimenta el circuito de flotación. En la molienda y en distintos puntos del circuito se adicionan reactivos: colectores, espumantes y modificadores (cal) para acondicionar la pulpa y hacer posible la flotación. La pulpa proveniente de cada uno de los circuitos de molienda alimenta a una línea de flotación primaria (Rougher). El concentrado proveniente de cada una de las líneas de flotación fluye hacia la cuba del circuito de remolienda. Cada uno de los dos circuitos de remolienda usa un molino de bolas. Cada molino tiene una batería de ciclones. El rebalse proveniente de la batería de ciclones de remolienda fluye hacia una de las tres líneas de limpieza (Cleaner) y agotamiento (Scavenger). El flujo inferior de las baterías de ciclones fluye hasta su respectivo molino de bolas. Una porción del flujo de descarga de cada batería de remolienda se desvía hasta una zaranda de alimentación de concentradores Knelson de 30 pulgadas, en donde se recupera un concentrado de oro que también es enviado a la sala de oro para su procesamiento. La planta cuenta con dos circuitos paralelos de limpieza de flotación que utilizan celdas de flotación Jameson. Las colas de los circuitos de limpieza fluyen hasta el cajón de colas Scavenger para regresar a la flotación Rougher. El producto de estas columnas es enviado al cajón de concentrado final. El concentrado proveniente de los circuitos de limpieza constituye el producto valioso comerciable (Concentrado Final). En la Figura 1-8 se muestra el diagrama de flujo del concentrador de Alumbraera.

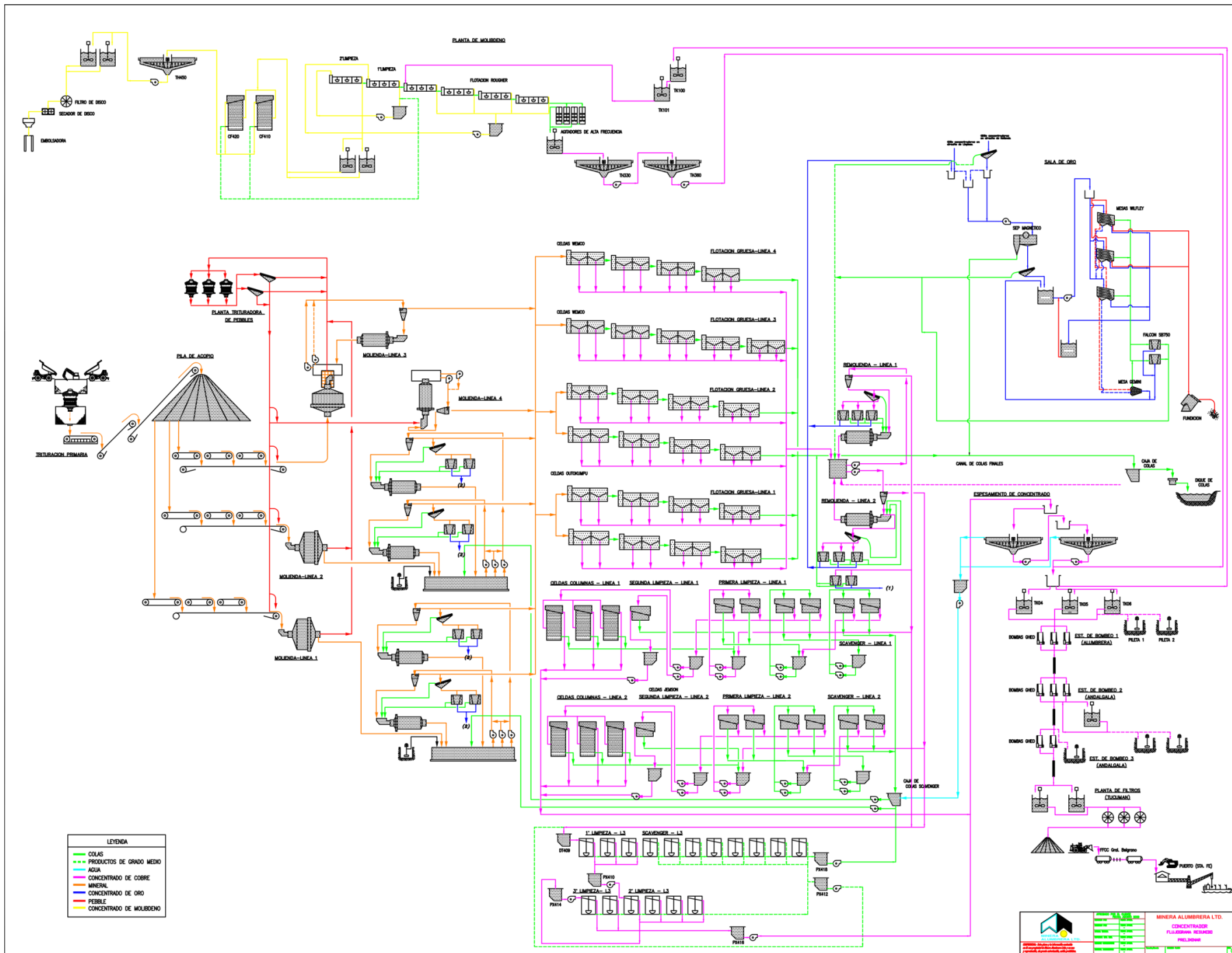


Figura 1-8- Diagrama de flujo de concentrador- Minera Alumbarrera, 2010.

CAPÍTULO 2: MARCO TEÓRICO

2.1 INTRODUCCIÓN AL PROCESO DE FLOTACIÓN

La flotación es sin duda la técnica de procesamiento más importante y versátil, y sus usos y aplicaciones se expanden continuamente para tratar mayores tonelajes y cubrir nuevas áreas. Patentada originalmente en 1906, la flotación ha permitido el minado de menas complejas y de baja ley que de otra manera hubiesen sido consideradas como estéril [2]. Con el pasar de los años, las leyes tratadas en las plantas industriales son cada vez más bajas, por lo que es correcto afirmar que “las colas de ayer son las menas de hoy” [3]. Por ejemplo, la ley de cabeza promedio actual que se trata del mineral del Bajo el Durazno en el concentrador de Alumbreira, es de alrededor de 0,16% Cu y 0,32 g/t Au. En las antiguas escombreras de Minas Capillitas, en Andalgalá, Catamarca, encontramos leyes superiores a los 2 g/t Au y hasta 1% Cu. [4]

2.2 PRINCIPIOS DE LA FLOTACIÓN

La flotación es un proceso de separación físico-química que aprovecha la diferencia en las propiedades superficiales de los minerales valiosos y de la ganga. La teoría de la flotación por espuma es compleja porque intervienen tres fases (sólido, agua y espuma) y consiste en varios subprocesos e interacciones que todavía no han sido del todo comprendidos [2].

La propiedad que permite la separación en un proceso de flotación es la naturaleza hidrofóbica (o aerofílica) de las especies mineralógicas que componen la mena, cuyas características hacen que las superficies presenten afinidad por el aire o por el agua. Se basa en la adhesión de algunos sólidos a burbujas generadas en la pulpa por algún medio externo, en una celda de flotación. Las burbujas de aire transportan los sólidos a la superficie donde son recolectados y recuperados como concentrado. La fracción que no se adhiere a las burbujas permanece en la pulpa y constituye la cola o relave. Al contrario de otros métodos de concentración, en la flotación es posible variar la diferencia entre las propiedades de los minerales útiles y la ganga, modificando el ambiente químico y electroquímico del sistema mediante la adición selectiva de distintos tipos de reactivos: colectores, espumantes, activadores, depresores o modificadores de pH. [5]. En la Figura 2-1 se resume esquemáticamente el proceso de flotación por espuma.

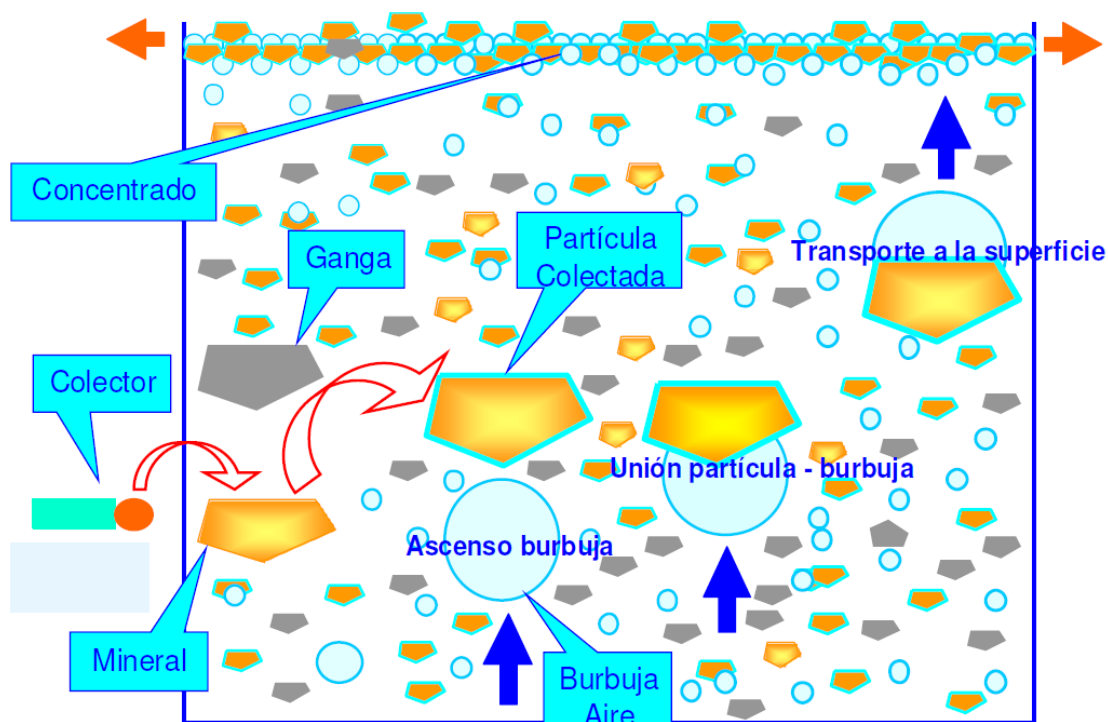


Figura 2-1-Representación esquemática del proceso de flotación por espuma. Tomado de Cytex, 2012.

2.3 REACTIVOS DE FLOTACIÓN

Existen distintos tipos de reactivos químicos utilizados en flotación y cada uno tiene funciones específicas. La clasificación, estructuras, utilización y descripción de los reactivos de flotación son descritas en detalle por Bulatovic, 2007 [6]

Según la función específica que desempeñan, en un sistema de flotación los reactivos se dividen en: colectores, espumantes y modificadores.

Los colectores y espumantes son sustancias orgánicas empleadas generalmente en dosificaciones comprendidas entre 1 a 1000 g/t en la alimentación. Químicamente, son clasificados como surfactantes, es decir, son moléculas de carácter doble, que consisten de un grupo polar y un grupo no-polar. El grupo polar posee un momento de dipolo permanente y representa la parte hidrofílica de la molécula. El grupo no-polar no posee un dipolo permanente y representa la parte hidrofóbica de la molécula.

Los surfactantes cumplen dos papeles fundamentales en la flotación. Primero, se adsorben en la interfase sólido/líquido y actúan como colectores tornando hidrofóbica la superficie de ciertos minerales. Segundo, influyen en la cinética de la adhesión burbuja/mineral, actuando como espumantes. De esta forma el espumante actúa

principalmente en la interfase líquido/aire, promoviendo la formación de la espuma a través de la disminución de la tensión superficial.

Los modificadores son sustancias inorgánicas u orgánicas empleadas en cantidades que generalmente varían entre 20 a 1000 g/t [6]

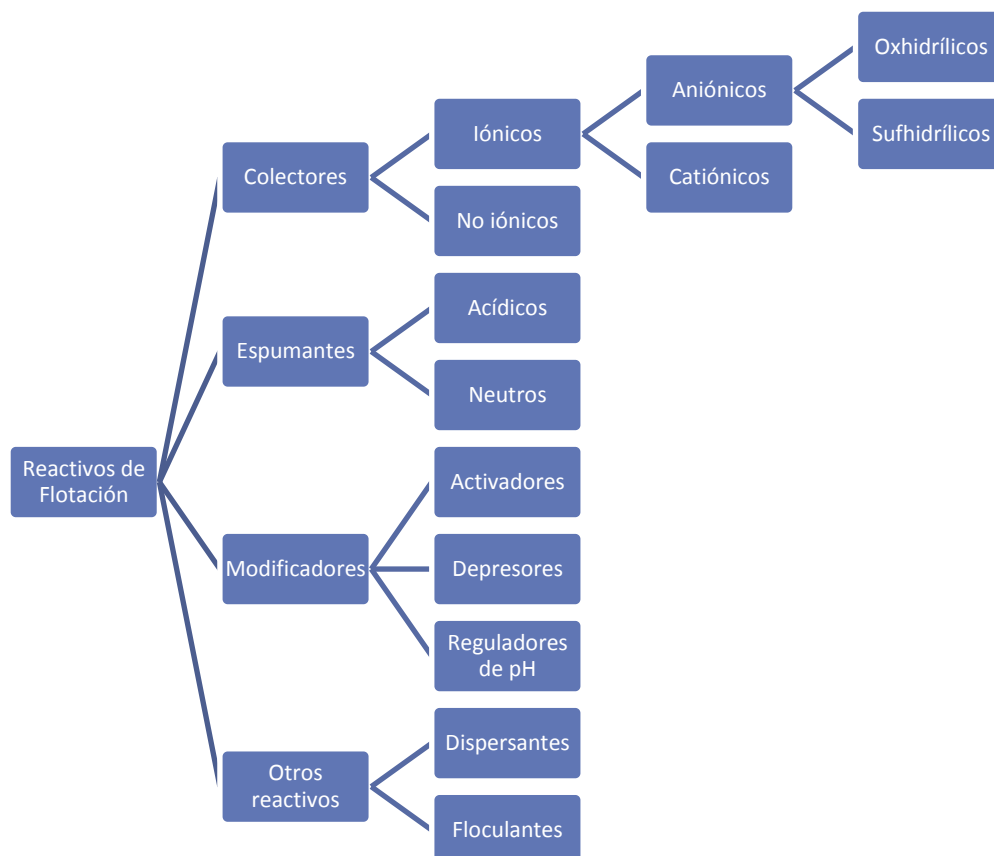


Figura 2-2- Clasificación de los reactivos de flotación según Bulatovic, 2007 [6]

2.3.1 COLECTORES

Como se dijo anteriormente, los colectores son sustancias orgánicas cuyo anión o catión tiene una estructura integrada por una parte polar y otra apolar (Figura 2-4). La parte polar del ion se adsorbe en la superficie del mineral. Por otra parte, la parte apolar, constituida por una cadena de hidrocarburos, queda orientada hacia la fase acuosa, dando el carácter hidrófobo al mineral (Figura 2-5).

El largo de la cadena de hidrocarburos está asociado a la mayor o menor repelencia al agua. La parte que se adhiere al mineral dará la fuerza y selectividad. Lo anterior explica la diferencia de comportamiento de los diferentes colectores. Por lo tanto, la colección estará íntimamente condicionada por la naturaleza de la superficie del mineral y de la estructura química del colector. La unión química entre el colector y el

mineral deberá ser más fuerte que la que pueda existir entre el mineral y el agua. Los niveles de molienda o de liberación de partículas nunca serán perfectos para suplir las posibles contaminaciones de las superficies mineralógicas que impiden una adecuada unión, de ahí la necesidad de buscar el colector más eficiente [7].

Los mecanismos de adsorción de colectores fueron explicados por Fuerstenau, 1982 [8].

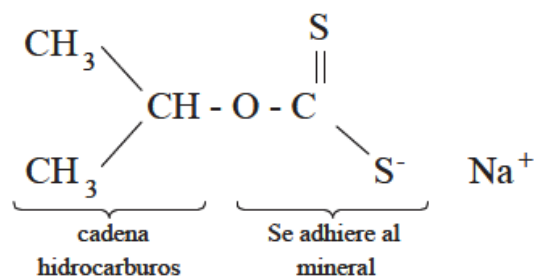


Figura 2-3- Xantato Isopropílico de Sodio

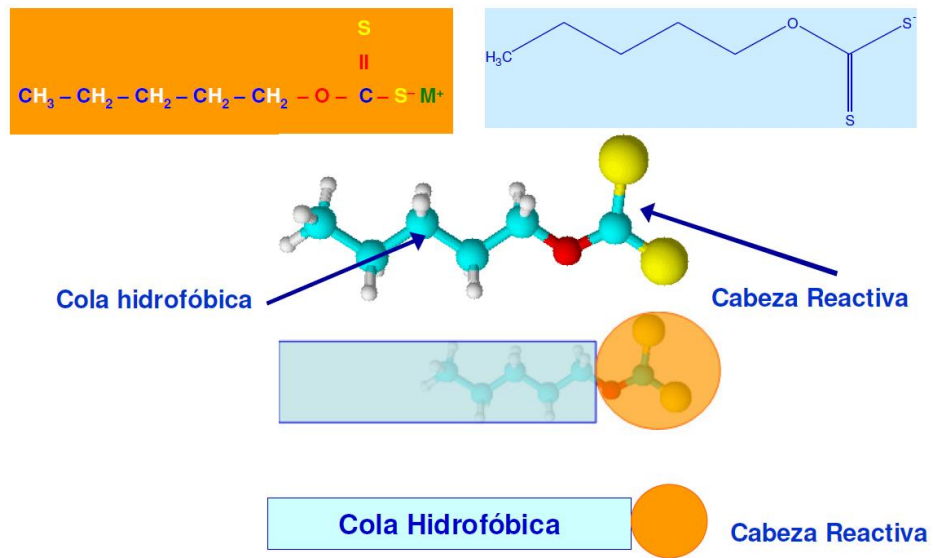


Figura 2-4- Estructura de un colector. Tomado de Cytec, 2015.

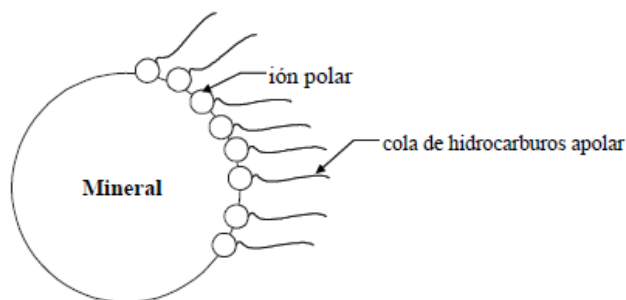


Figura 2-5- Adhesión del colector a la superficie del mineral. Tomado de Yianatos, 2005.

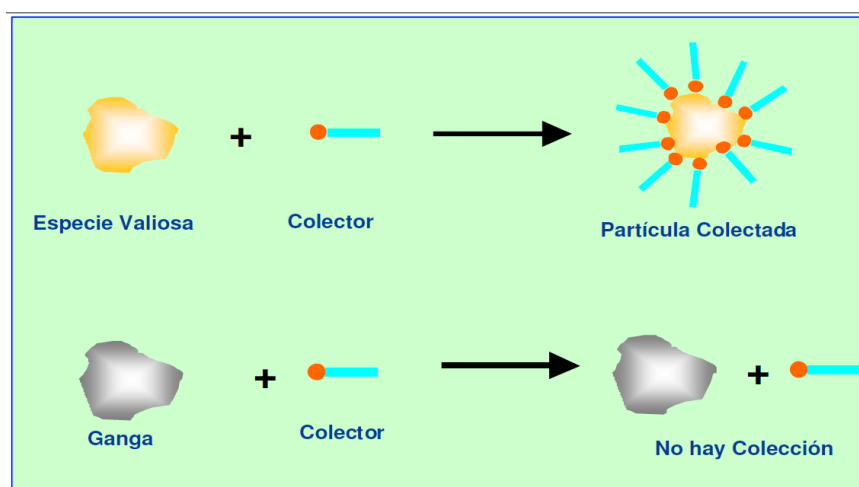


Figura 2-6: Mecanismo de acción del colector. Tomado de Cytec, 2015 [9].

2.3.2 ESPUMANTES

En la flotación es necesario incorporar burbujas de aire las cuales al colisionar con las partículas de mineral manifiestan su avidez por el aire adhiriéndose a las burbujas. La estabilidad de la adherencia a la burbuja dependerá de la eficiencia del espumante. Además, dentro de los equipos se produce en forma espontánea coalescencia de las burbujas y estas crecen. El espumante modifica las propiedades superficiales de la burbuja para reducir la coalescencia. Los líquidos puros (agua, parafina, alcohol etílico) no producen una espuma estable cuando se agitan con aire y las burbujas que se producen coalescen o colapsan muy rápido. Sin embargo, la adición de pequeñas cantidades de sustancias activas como alcoholes superiores, forman una espuma estable con la adición de aire disperso. La resistencia de la espuma dependerá de la intensidad en la interacción del espumante con el agua en la interfase líquido-gas. Los espumantes más comunes son los que contienen grupos hidroxílicos, OH^- , como por ejemplo:

Aceite de pino, $\text{C}_{10}\text{H}_{17}\text{OH}$.

Cresoles, $\text{CH}_3\text{C}_6\text{H}_4\text{OH}$.

Metil Isobutil Carbinol, $\text{C}_6\text{H}_{13}\text{OH}$, más conocido como MIBC (Figura 2-7) [7]

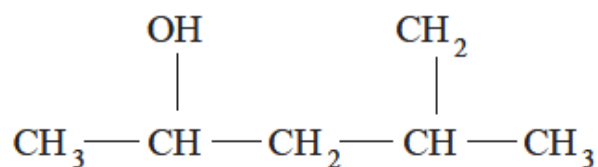


Figura 2-7- Espumante MIBC

Al igual que los colectores, estos están constituidos por una “cabeza” polar que se orienta hacia la fase líquida y una “cola” de hidrocarburos que se orienta a la fase gas, ver Figura 2-8.

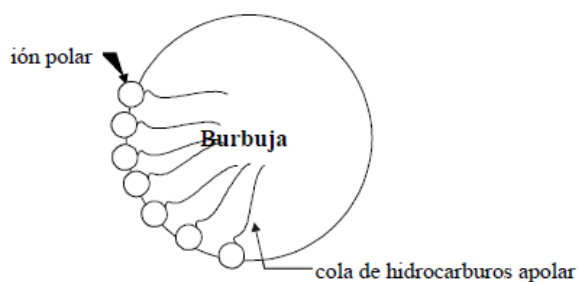


Figura 2-8: Adhesión espumante a la superficie de la burbuja de aire. Tomado de Yianatos, 2005 [7].

Las características más importantes de un espumante son: a) en mínimas concentraciones debe generar espumas de suficiente volumen y estabilidad; b) debe tener bajas condiciones colectoras; c) aunque no sea necesariamente soluble, debe dispersarse en el agua con facilidad; d) una vez que la espuma que retiene al mineral es retirada de la celda de flotación, debe romperse fácilmente; e) debe generar burbujas pequeñas de 1 a 2 mm [7].

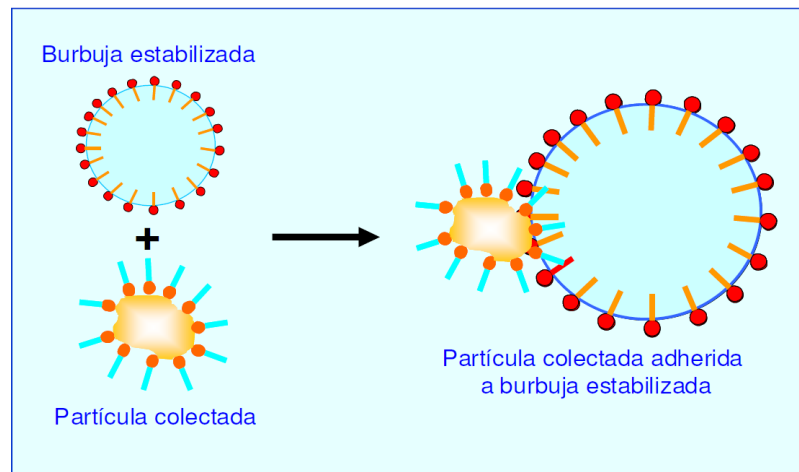


Figura 2-9: Función del espumante. Tomado de Cyttec, 2010

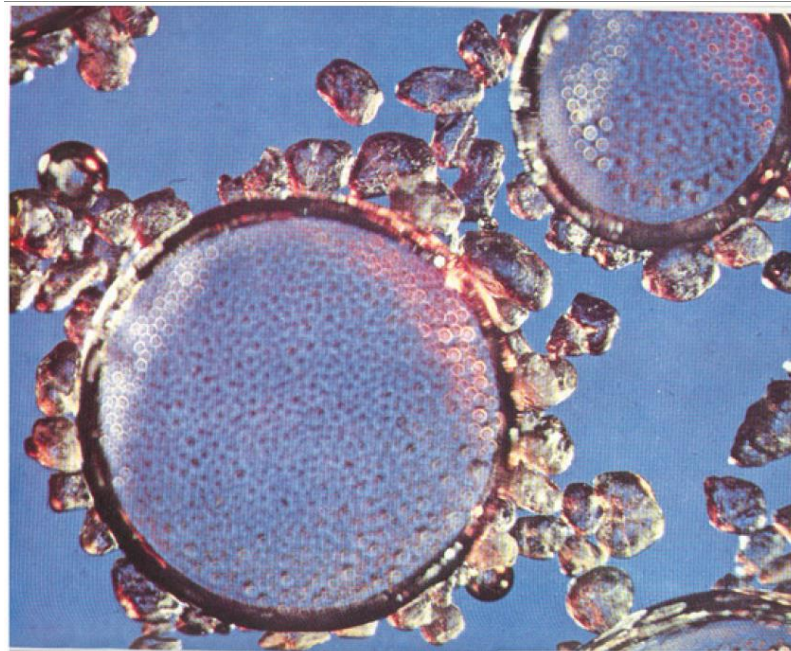


Figura 2-10: Sistema burbuja-mineral. Tomado de Cyttec.

2.3.3 MODIFICADORES

El objetivo principal de estos reactivos –también llamados reguladores- es modificar la acción del colector en la superficie del mineral y como consecuencia influir en la selectividad del proceso de flotación. En presencia de reguladores, el colector se adsorbe solamente en las partículas que desean recuperarse. En algunos casos, el modificador actúa directamente con la superficie del mineral (como por ejemplo el sulfato cúprico con la esfalerita) y provee las condiciones para que este mineral interactúe con el colector. Estos reactivos se conocen como *activadores*. Algunos

modificadores reducen las condiciones para la hidrofobización de un mineral en particular con el colector, o hacer su superficie hidrofílica. Estos reactivos se llaman *depresores*. Tanto los activadores como los depresores pueden ser compuestos orgánicos o inorgánicos.

El tercer grupo de modificadores lo componen los reguladores de pH. El objetivo de éstos es regular la composición iónica de la pulpa cambiando la concentración de iones hidrógeno en la misma. Como consecuencia, mejora la interacción del colector con el mineral de interés y reduce su interacción con los indeseables. Los reguladores de pH pueden también ser depresores (como por ejemplo la cal y algunos ácidos orgánicos).

Esta clasificación de modificadores es bastante arbitraria. Por ejemplo, algunos modificadores bajo ciertas condiciones actúan como activadores y en otras como depresores [6].

2.3.4 OTROS REACTIVOS

Existen otros grupos de reactivos que no pueden incluirse en los modificadores debido a las múltiples funciones que pueden cumplir. Son los dispersantes, que, agregados a una pulpa con lamas o arcilla, actúan como un medio de limpieza y pueden mejorar la cinética de flotación de ciertos minerales y reducir el consumo excesivo de colector [6].

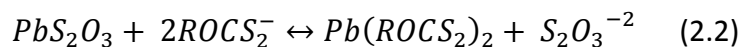
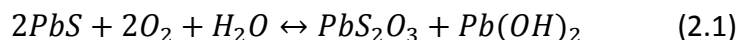
2.4 LA FLOTACIÓN DE SULFUROS

Pávez [5] explica varias hipótesis que fueron presentadas en el pasado tratando de explicar el mecanismo de acción de los xantatos en la coacción de sulfuros. Tres mecanismos han sido aceptados para la explicación de la interacción mineral sulfurado/xantato:

1. Teoría química o de la oxidación superficial.
2. Teoría de los semiconductores.
3. Teoría electroquímica.

Teoría química o de la oxidación superficial: En medio acuoso alcalino, la mayoría de los minerales sulfurados sufren oxidación superficial. Para el caso particular de la galena, existen numerosos estudios que demuestran que la superficie estaría recubierta por especies oxidadas, especialmente tiosulfato básico de plomo.

La reacción con un xantato ocurriría por mediación de esta capa oxidada, operando un mecanismo de intercambio iónico. El mecanismo propuesto puede resumirse en las siguientes reacciones:



De esta forma se explica la formación de un recubrimiento de colector formado por xantato de plomo, el que sería responsable de la hidrofobización de la partícula. Sin embargo, resultados experimentales de varios autores, han mostrado que superficies de plomo recubiertas con este compuesto conservan su hidrofobicidad.

Este mecanismo de oxidación superficial es poco realista para metales como platino y oro, y ha mostrado ser poco importante para cobre y galena, en algunas experiencias en que se ha adicionado xantato a superficies libres de especies oxidadas.

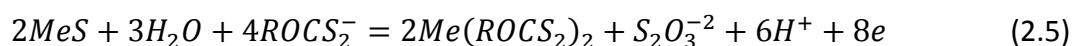
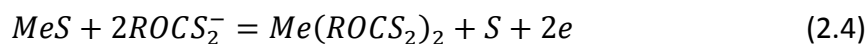
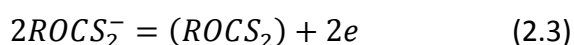
Teoría de semiconductores: Esta teoría presenta una diferencia fundamental con la anterior, puesto que, la hidrofobización se atribuye a la formación de una especie oxidada del colector, un disulfuro orgánico conocido como dixantógeno, el que se formaría directamente sobre la superficie mineral.

El rol del oxígeno, que es un fuerte aceptor de electrones, se interpreta en el sentido que su adsorción tomaría los electrones libres de las capas superficiales del retículo cristalino del sulfuro semiconductor, de tal forma que de semiconductor tipo $-n$ pasaría a semiconductor tipo $-p$.

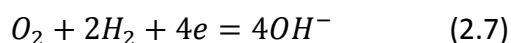
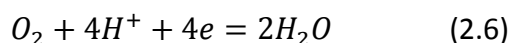
Cuando las bandas de conducción de un sulfuro semiconductor son electrones en exceso, se habla de semiconductores tipo $-n$ (negativos), mientras que, cuando las bandas están representadas por huecos, se tienen semiconductores tipo $-p$ (positivos). Así, la adsorción de especies aniónicas, como xantato, estaría favorecida sobre una especie semiconductor tipo $-p$.

La oxidación de xantato a dixantógeno se produciría por el paso de un electrón a la red cristalina, debido a la presencia de huecos (ausencia de electrones libres). El dixantógeno, por ser una molécula neutra, permanecería co-adsorbido físicamente en la película de colector, confiriéndole a la superficie una fuerte hidrofobización.

Teoría electroquímica: Según la literatura, el mecanismo más común de interacción entre xantato y sulfuros es de naturaleza electroquímica. Iones xantatos son oxidados a dixantógeno o xantato del metal, de acuerdo con una de las siguientes reacciones:



Independientemente de la trayectoria de oxidación del xantato, este proceso anódico precisa ser balanceado por una reacción catódica. Uno de los papeles importantes del oxígeno en sistemas xantato/mineral sulfurado es entregar la reacción catódica. El producto real de la reducción de oxígeno en ambiente acuoso puede ser o, de acuerdo con una de las reacciones:



La primera de estas reacciones (2.6) es más apropiada para describir el proceso en medio ácido (bajo acción catalítica de la superficie mineral). La segunda reacción es más realista en medio alcalino (2.7).

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

2.5 VARIABLES DE FLOTACIÓN

Pávez (2009) [5] describe las variables que más afectan la flotación de los minerales:

- Granulometría de la Mena.

Existe un tamaño de partícula que presenta una mayor recuperación metalúrgica, observándose, en general, una disminución de ésta para tamaños más gruesos y más finos de la mena. La recuperación disminuye para tamaños pequeños, lo cual se relaciona con la dificultad de adhesión partícula/burbuja, dado a que éstas no adquieren la energía cinética suficiente para producir un agregado partícula/burbuja estable. Por otra parte, las partículas pequeñas son arrastradas más fácilmente a la espuma, ya que el drenaje a la pulpa se favorece con el incremento de la velocidad de sedimentación.

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

De esta manera, el tamaño de partícula es la variable sobre la cual debe ponerse más énfasis en su control, debido a su efecto en la recuperación metalúrgica y en la

selectividad del concentrado final, así como, por la alta incidencia que tiene en los costos de operación del proceso global de concentración.

- Tipo y Dosificación de los Reactivos de Flotación.

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

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

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

- Densidad de Pulpa o Porcentaje de Sólidos

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

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

- Tiempo de Residencia

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

- pH

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

- Aireación y Acondicionamiento de la Pulpa

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

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

- Calidad del Agua

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

2.6 CIRCUITOS Y ETAPAS DE LA FLOTACIÓN

Los circuitos de flotación se alimentan generalmente con el rebalse (overflow) de los hidrociclones en un circuito cerrado de molienda. Se lleva a cabo en diferentes etapas para lograr la mejor recuperación con la mejor selectividad.

La primera etapa, denominada Rougher, de desbaste o primaria, tiene como objetivo lograr una alta recuperación y eliminar gran parte de la ganga. La alimentación a esta etapa tiene la mayor granulometría posible, luego el concentrado Rougher se compone en gran parte por productos intermedios, medianías o “middlings”, por lo que tiene una baja ley. Esta etapa se alimenta, además de con la alimentación al proceso, con concentrados de etapas Scavenger o colas de etapas Cleaner. Las colas Rougher pueden ser colas finales o alimentar a una etapa Scavenger.

La etapa Scavenger, o de barrido, tiene como objetivo aumentar la recuperación de especies útiles desde las colas Rougher. La cola Scavenger puede ser cola final o unirse a la alimentación al proceso.

Los circuitos Cleaner o de limpieza, y los Recleaner, tienen como objetivo aumentar la ley de los concentrados Rougher, a fin de alcanzar un producto comercial que cumpla con los requisitos del mercado o del proceso subsiguiente. Para que sea selectivo, normalmente el concentrado Rougher es sometido a una remolienda para asegurar la mayor liberación posible de las especies de interés antes de ingresar al circuito de limpieza.

En las plantas concentradoras de cobre se utilizan circuitos Cleaner-Scavenger, los cuales se alimentan con las colas de la etapa Cleaner. En general, el concentrado de la etapa Cleaner-Scavenger se junta a los concentrados Rougher y alimentan la etapa Cleaner. Las colas de los circuitos Cleaner-Scavenger, dependiendo de la ley que posea se juntan a las colas finales [5].

2.7 PRUEBAS BATCH DE FLOTACIÓN

Wills & Napier-Munn (2006) [2] describen las características de las pruebas de flotación en laboratorio, las cuales se realizan en celdas de flotación batch (Figura 2-11), con muestras de 500 g, 1 kg o 2 kg. Las celdas se agitan mecánicamente con la rotación de un impulsor o rotor, cuya velocidad es variable, simulando las celdas de escala industrial disponibles comercialmente. El aire ingresa a la celda a través de un tubo hueco que rodea el eje del rotor. Su accionamiento permite que el aire ingrese (abriendo una válvula externa) a través del tubo y sea dividido en pequeñas burbujas, que ascienden a través de la pulpa hacia la superficie, donde las partículas colectadas son removidas como parte de una espuma mineralizada.

En el proceso de flotación se desconoce en sí el proceso batch propiamente dicho ya que el concentrado se remueve siempre en forma continua. La prueba batch convencional es en realidad una operación semi-batch o de estado no estable [10]. Para los propósitos del presente trabajo es indistinto.

Las pruebas batch son bastante sencillas en la práctica, a continuación destacamos algunos puntos experimentales:

La agitación de la pulpa debe ser la suficiente para mantener todos los sólidos en suspensión, pero sin romper la espuma. La misma debe ser acondicionada con reactivos previamente, agitándola por unos minutos sin entrada de aire, para permitir la adhesión de los reactivos a la superficie del mineral.

La separación por flotación, por cuestiones económicas, se llevan a cabo en una pulpa lo más densa posible para una buena selectividad y condiciones operativas óptimas. Cuanto más densa es la pulpa, menor es el volumen de celda en las plantas industriales, y es necesario utilizar menos reactivo, dado que la efectividad de los reactivos es función de su concentración en solución. La óptima densidad de pulpa es de gran importancia, ya que en general, cuanto más diluida, es más limpia la separación. La mayoría de los concentrados comerciales están en pulpas de 25-40% sólidos en peso. Debe tenerse en cuenta que en las pruebas batch la densidad de pulpa varía continuamente desde el inicio hasta el final, ya que los sólidos son removidos con la espuma y se agrega agua para mantener el nivel de celda. Esta variación continua modifica la concentración de los reactivos y las características de la espuma.

Los químicos contenidos en el agua a utilizar influyen en el proceso de flotación, por lo que en las pruebas batch debe utilizarse agua del suministro que proveerá al proceso industrial, y no agua destilada.

Normalmente para las flotaciones batch se requieren cantidades muy pequeñas de reactivos que se diluyen para poder controlar la precisión en la adición. Los reactivos solubles en agua pueden agregarse como solución acuosa con pipetas, los líquidos insolubles con un gotero graduado o microjeringa. Los sólidos pueden ser emulsionados o disueltos en solventes orgánicos, siempre y cuando éstos no afecten el proceso de flotación.

La recuperación de espuma depende de la técnica del operador. [2]



Figura 2-11- Celda de flotación batch de laboratorio

2.8 PRUEBAS DE CICLO CERRADO (LOCKED-CYCLE TESTS)

Gran parte de las operaciones industriales de flotación incluyen por lo menos una etapa de limpieza, en donde el concentrado es refltado para aumentar su ley, y las colas de esta etapa son recirculadas. Los resultados no son siempre cercanos a los reales en plantas industriales, ya que en las pruebas batch no se recirculan las colas. Si la etapa de limpieza es crítica, se deben realizar pruebas de ciclo cerrado con etapas múltiples, para medir el efecto del material recirculante. Los objetivos principales de las pruebas de ciclo son determinar: (1) el aumento de la recuperación obtenido por la recirculación de las colas de limpieza, (2) la variación en la necesidad de adición de reactivos para compensar la carga circulante de los mismos, (3) el efecto de la acumulación de lamas u otros indeseables que pueden interferir en la flotación, (4) los problemas de manejo de la espuma. [2].

Normalmente se requieren por lo menos 6 ciclos hasta que el circuito llega a su equilibrio. Debe realizarse un balance completo en cada ciclo. Como los reactivos se encuentran en solución, es esencial que los líquidos así como los sólidos recirculen,

luego cualquier líquido utilizado para ajustar la densidad de pulpa debe ser obtenido de las etapas de filtración o decantación. Las pruebas de ciclo son muy laboriosas y generalmente fallan y no llegan a equilibrio. Agar y Kipkie en 1978 desarrollaron un método matemático mediante el cual puede predecirse el comportamiento de una prueba de ciclo a partir de pruebas batch individuales (Split Factor). [2]

Una prueba de ciclo cerrado es una prueba batch repetitiva que se utiliza para simular un circuito continuo. El procedimiento básico es realizar un primer ciclo completo batch y luego continuar con pruebas batch similares donde se agregan productos "intermedios" del ciclo anterior en el flujo apropiado en el ciclo presente. Estas pruebas, o ciclos, continúan iterativamente por un número arbitrario de ciclos. Los productos finales de cada ciclo, por ejemplo, los concentrados y colas finales, se filtran y son removidos del proceso. Al final de la prueba, todos los productos, finales e intermedios, son secados, pesados y analizados químicamente. Se realiza un balance y una proyección metalúrgica [11]

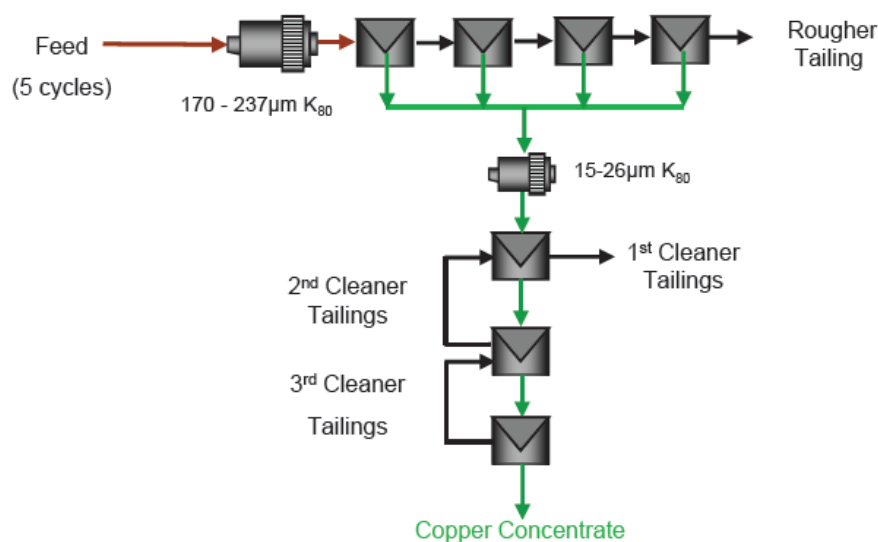


Figura 2-12- Ejemplo de flowsheet para prueba de ciclo cerrado (Locked-Cycle Test). Tomado de ALS Metallurgy.

2.9 PREDICCIÓN DE LOS RESULTADOS DE PRUEBAS DE CICLO CERRADO DE FLOTACIÓN A PARTIR DE DATOS BATCH.

G.E. Agar y W.B. Kipkie en 1978, desarrollaron un método para predecir los resultados de pruebas de ciclo cerrado de flotación a partir de datos de pruebas batch. Advirtieron que los tests de ciclo cerrado requieren de gran cantidad de muestra que a veces no se encuentra disponible; sin garantía de que la prueba se estabilice y se logren resultados confiables. El método consiste en atribuir "Split Factors" para cada

componente en cada “separador”. Se definen como la fracción de la alimentación que reporta a las colas (relaves) de cada separador.

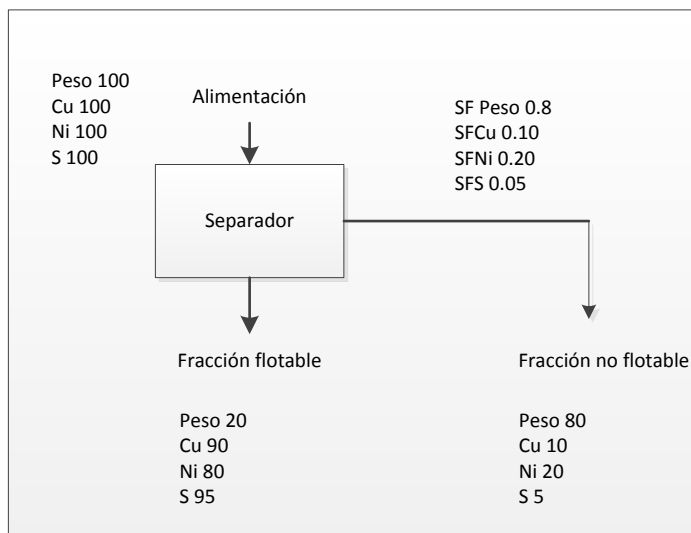


Figura 2-13-Concepto de Split Factor

Por ejemplo en la Figura 2-13 se ilustran los Split Factors para un único separador en donde se realiza una separación por flotación. El balance de masa muestra que, del flujo de la alimentación, las siguientes fracciones reportan a la porción no flotable: Peso 0.8; Cu 0.10; Ni 0.20; S 0.05. Estos son, por definición, los Split Factors (SF).

Inicialmente se asume que estos SF dependen principalmente del tiempo y química de la flotación. Es intuitivamente obvio que la recuperación en un tiempo fijo depende de la química. En ausencia de colector, la recuperación sería muy baja por ejemplo, pero otros factores químicos como el pH y la presencia de activadores o depresores, afectarían la recuperación. Por lo que para la aplicación de este método se asume que, fijando los tiempos y la química de la flotación, se fijan los SF.

Luego el objetivo de realizar las pruebas batch es cuantificar estos Split Factor, a partir de los cuales se puede simular matemáticamente la recirculación de los flujos.

Para ello se debe realizar en principio el balance de masas del circuito para cada flujo, iterando el cálculo de ciclo en ciclo hasta que los flujos se estabilizan. Luego se debe realizar el balance de finos iterativamente hasta que las leyes de cada flujo sean estables. Con estos valores se calculan las recuperaciones.

Partiendo de la definición de Split Factor:

$$SF = \frac{T}{F} \quad (2.8)$$

Considerando la ecuación de balance másico;

$$Ff = Cc + Tt \quad (2.9)$$

siendo

F= masa alimentación

f= ley alimentación

C= masa concentrado

c= ley concentrado

T= masa colas

t= ley de colas

teniendo en cuenta que $C = F - T$, reemplazando en (2.9) obtenemos

$$Ff = (F - T)c + Tt$$

distribuyendo y reorganizando;

$$Ff = Fc - Tc + Tt$$

$$Tc - Tt = Fc - Ff$$

aplicando factor común;

$$T(c - t) = F(c - f)$$

$$\frac{T}{F} = \frac{c - f}{c - t}$$

Combinando con la ecuación (2.8) obtenemos la expresión para calcular el Split Factor desde las leyes de alimentación, concentrado y cola.

$$SF = \frac{c-f}{c-t} \quad (2.10)$$

Para poder calcular la ley de concentrado de una etapa conociendo el Split Factor y la Recuperación de la misma se utiliza la ecuación (2.11)

$$c = \frac{fR}{1-SF} \quad (2.11)$$

2.10 CINÉTICA DE LA FLOTACIÓN

La cinética de la flotación es el estudio de la variación de la cantidad espuma que rebalsa en el tiempo, y consiste en la identificación cuantitativa de todas las variables que controlan la velocidad. Cuando estas variables se mantienen constantes, la relación algebraica entre la proporción de mineral flotado y el tiempo, es una ecuación de velocidad. En esta ecuación se encuentran los valores constantes de todas las variables determinantes de velocidad, implícitos en una o más constantes de velocidad que deben ser evaluadas a partir de datos experimentales [10].

2.10.1 ANALOGÍA CON LA CINÉTICA QUÍMICA

Mientras la cinética química describe la interacción entre átomos, moléculas o iones, a la cinética de flotación le concierne la interacción entre burbujas y partículas. Desde este punto de vista, es posible postular una ecuación que represente la cinética del proceso de flotación [10]:

$$\frac{dC}{dt} = -k_i \prod C_i^{n_i} \quad (2.12)$$

Donde:

C_i representa la concentración de un constituyente particular en la celda (por ejemplo, aire, ganga, mineral flotable).

C representa el material flotable

n_i es el orden de la reacción

k_i es la constante de proporcionalidad

La ecuación anterior tal como fue planteada es demasiado compleja, por lo que puede simplificarse incluyendo todas las variables (excepto la concentración del material flotable y la concentración de aire C_a) en la constante de velocidad k' , con cierta pérdida de generalidad. Luego

$$\frac{dC}{dt} = -k' C^n C_a^{n_a} \quad (2.13)$$

k' es ahora una función compleja que incluye, entre otras cosas, la concentración de reactivo, tamaño de partícula y burbujas, tiempos de inducción, diseño de la celda de flotación, velocidad de remoción de la espuma, tratamiento previo, etc. Si en un experimento controlado es posible mantener todas esas variables substancialmente constantes, luego variando C y C_a por turno, los exponentes n y n_a pueden

determinarse. Ya que la entrada de aire es usualmente constante, casi no hay tendencia para un cambio en la concentración de burbujas de aire. Bajo esta circunstancia la ecuación toma su forma más conocida:

$$\frac{dC}{dt} = -k_n C^n \quad (2.14)$$

En donde

k_n es la constante de velocidad de flotación y n es un número que determina el orden del proceso.

Generalmente, expresamos la concentración mediante

$$C = \frac{M}{V}$$

Donde M es la masa y V el volumen. M puede ser todo el sólido o sólo a porción flotable. V puede ser el volumen de pulpa, con aire, sin aire, o el volumen de agua. Para simplificar la fórmula, V debería ser constante a través del experimento.

Podemos plantear la ecuación de cinética en términos de la recuperación, definiendo R como

$$R = \frac{M_0 - M}{M_0}$$

O también como

$$R = \frac{C_0 - C}{C_0}$$

El sufijo 0 se refiere al valor inicial de la variable. Si el sufijo ∞ se refiere al valor de la variable luego de una flotación prolongada

$$R_\infty = \frac{M_0 - M_\infty}{M_0} = \frac{C_0 - C_\infty}{C_0}$$

Si M es únicamente material flotable, luego $M_\infty = 0$, $C_\infty = 0$ y $R_\infty = 1$. Las dimensiones de k_n son

$$[k_n] = [M]^{1-n} [L]^{3n-3} [T]^{-1}$$

2.10.2 ECUACIÓN Y MODELOS CINÉTICOS DE PRIMER ORDEN

Con $n=1$, y para las condiciones $C_i=C_0$ cuando $t=0$, y $C_i=C$ cuando $t=t$, la integración de la ecuación de cinética lleva a [10]

$$C = C_0 e^{-k_1 t} \quad (2.15)$$

Para una mejor representación gráfica, puede escribirse como

$$\ln \frac{C_0}{C} = k_1 t \quad (2.16)$$

Si la ecuación de primer orden aplica al caso, el gráfico de $\ln \frac{C_0}{C}$ vs t dará una línea recta con pendiente k_1 . A partir de datos semi-batch para los que fue ajustada la ecuación de primer orden, varios autores coinciden que la cinética del proceso de flotación es de orden 1: García Zúniga (1935), Klimpel (1980), Kelsall (1961), Loveday (1966), Imaizumi & Inoue (1968), Jowett (1974). Aunque la flotación sea prolongada, algo del material aparentemente flotable queda en la pulpa. Por lo que sería preferible que el valor elegido para C_0 se refiera sólo a la porción de la alimentación que flotará en un tiempo prolongado. Esto puede determinarse por el método semi-batch donde la prueba se realiza hasta que casi no flota material en el último intervalo. La concentración de material remanente en las colas C_∞ , restado al material de la alimentación C_0 , resulta en un valor corregido, $C_0 - C_\infty$, que reemplaza a C_0 en la ecuación de cinética, y C es reemplazado por $C - C_\infty$, que surge desde

$$\frac{dC}{dt} = -k_n [C - C_\infty]^n$$

Integrado entre los límites apropiados. Si se escribe esta ecuación en términos de Recuperación definidos anteriormente,

$$\frac{dR}{dt} = k_n C_0^{n-1} (R_\infty - R)^n$$

Cuando $n=1$, el término C_0 desaparece e integrando cuando $t=0$ y $R=0$

$$R = R_\infty (1 - e^{-k_1 t}) \quad (2.17)$$

Esta ecuación fue sugerida por García Zúniga, 1935.

Muchos autores presentaron sus ecuaciones para describir la cinética de flotación con varios minerales. Estas ecuaciones están presentes en varios programas informáticos de simulación, como MODSIMTM, USIMTM, PAC, JKSimFloat, entre otros. [12]

A continuación se presentan seis modelos:

1- Modelo clásico [13]

Este modelo, ya descrito anteriormente, utiliza dos parámetros para describir la cinética de flotación

$$R = R_{\infty}(1 - e^{-k\tau}) \quad (2.18)$$

Donde

R: Recuperación del mineral (variable dependiente)

R_{∞} : Recuperación infinita (en el equilibrio)- recuperación máxima posible del mineral (parámetro 1)

k: constante de velocidad de flotación (parámetro 2)

τ = tiempo de flotación (variable independiente)

2- Modelo de Klimpel [14]

Klimpel utiliza dos parámetros para describir la cinética de flotación

$$R = R_{\infty} \left(1 - \frac{1}{k\tau} (1 - e^{-k\tau}) \right) \quad (2.19)$$

Donde

R: Recuperación del mineral (variable dependiente)

R_{∞} : Recuperación infinita (en el equilibrio)- recuperación máxima posible del mineral (parámetro 1)

k: constante de velocidad de flotación modificada (parámetro 2)

τ = tiempo de flotación (variable independiente)

3- Modelo de Kelsall [15]

Este modelo usa tres parámetros para describir la cinética de flotación

$$R = (1 - \phi)(1 - e^{-k_f\tau}) + \phi(1 - e^{-k_s\tau}) \quad (2.20)$$

Donde

R= Recuperación del mineral (variable dependiente)

ϕ = Fracción de flotación con constante cinética de flotación lenta (parámetro 1)

k_f = Constante de cinética de flotación rápida (parámetro 2)

k_s = Constante de cinética de flotación lenta (parámetro 3)

τ = tiempo de flotación (variable independiente)

4- Modelo de Kelsall Modificado [16]

Esta modificación le agrega influencia a la recuperación infinita quedando cuatro parámetros:

$$R = R_{\infty}[(1 - \phi)(1 - e^{k_f\tau}) + \phi(1 - e^{k_s\tau})] \quad (2.21)$$

Donde

R= Recuperación del mineral (variable dependiente)

R_{∞} : Recuperación infinita (en el equilibrio)- recuperación máxima posible del mineral (parámetro 1)

ϕ = Fracción de flotación con constante cinética de flotación lenta (parámetro 2)

k_f = Constante de cinética de flotación rápida (parámetro 3)

k_s = Constante de cinética de flotación lenta (parámetro 4)

τ = tiempo de flotación (variable independiente)

5- Modelo Gamma (Loveday, 1966; Imaizumi & Inoue, 1968)

Este modelo tiene tres parámetros

$$R = R_{\infty} \left[1 - \left(\frac{\lambda}{\lambda + \tau} \right)^P \right] \quad (2.22)$$

Donde

R= Recuperación del mineral (variable dependiente)

R_{∞} : Recuperación infinita (en el equilibrio)- recuperación máxima posible del mineral (parámetro 1)

λ = Constante cinética de flotación (parámetro 2)

τ = tiempo de flotación (variable independiente)

6- Modelo “Fully mixed” [17]

Este modelo es similar al Gamma y utiliza dos parámetros para describir la cinética de flotación:

$$R = R_{\infty} \left[1 - \left(\frac{1}{1 + \frac{\tau}{k}} \right) \right] \quad (2.23)$$

Donde

R= Recuperación del mineral (variable dependiente)

R_{∞} : Recuperación infinita (en el equilibrio)- recuperación máxima posible del mineral (parámetro 1)

k= Constante cinética de flotación (parámetro 2)

τ = tiempo de flotación (variable independiente)

CAPÍTULO 3: MATERIALES Y MÉTODOS

3.1 ORIGEN DE LAS MUESTRAS

Las muestras pertenecen a la fase 3 de la mina Bajo el Durazno. Los compósitos fueron preparados por Geología de Mina y recibidos en el Laboratorio Metalúrgico. En la Tabla 3-1 se describe el origen y cantidad de muestra recibida de cada tipo de unidad litológica.

Compósito	Sondaje	Desde (m)	Hasta (m)	Metros	Masa total (kg)	Unidad	Alteración	Oxidado-Fresco
1	43.0-51.2A	64	78	14	69,96	P0	Potásica	Fresco
	43.4-49.0	102	114	12				
2	45.4-51.2B	196	202	8	72,615	P1	Potásica	Fresco
		204	206					
	48.0-49.2	204	214	10				
	43.0-51.2B	118	124	6				
3	50.1-55.1	144	148	4	71,59	P2	Potásica	Fresco
	52.0-55.2A	210	218	8				
	45.4-51.2A	190	200	10				
4	51.0-48.1A	184	200	16	71,195	Bx1	Potásica	Fresco
	48.4-53.4A	382	386	4				
	49.0-48.2B	292	296	4				
5	50.0-55.1	176	180	4	74,74	Bx2	Potásica	Fresco
		190	198	8				
	51.0-48.1C	256	268	12				
6	43.0-51.2A	50	56	6	71,595	Bx3	Potásica	Fresco
	43.4-49.0	138	148	10				
	44.0-45.1	292	298	6				

Tabla 3-1: Compósitos para pruebas metalúrgicas

3.2 DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA

Las muestras provienen de rechazo grueso de muestras de geología del laboratorio químico (aprox. 2 mm). El objetivo del análisis granulométrico es conocer la distribución de tamaño de las partículas para diseñar el proceso de preparación de muestras. La serie de tamices ASTM escogida para el análisis se describe en la Tabla 3-2. El procedimiento para su realización es el estándar.

Tamiz #	Abertura (μm)
4	4757
6	3364
8	2378
10	2000
12	1682
16	1190
20	841
30	595
40	420
50	297
70	210
100	149
140	105
200	74

Tabla 3-2- Serie de tamices para análisis granulométrico de muestras de Geología

3.3 PREPARACIÓN DE MUESTRAS

El proceso de preparación de muestras tiene dos objetivos principales:

- 1) La reducción de tamaño en seco, mediante la operación de trituración, para que sea apto para la siguiente etapa (molienda). El requerimiento estándar es que la muestra se encuentre 100% bajo malla 10 (abertura 2 mm).
- 2) La reducción de volumen mediante la operación de cuarteo y la subdivisión en muestras iguales de 1005 g.

El procedimiento de preparación de muestras se resume en el diagrama de la Figura 3-1. El seguimiento estricto del mismo asegura la representatividad de las muestras.

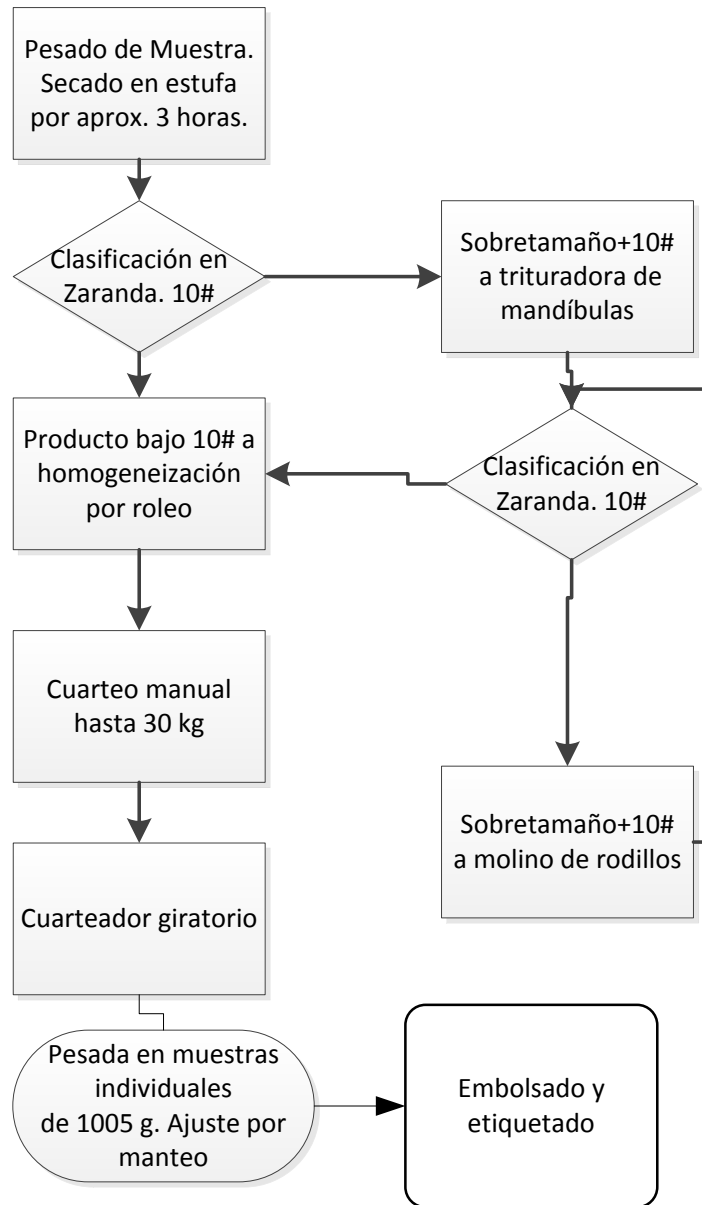


Figura 3-1- Diagrama de flujo del proceso de preparación de muestras



Figura 3-2- Pesada inicial de muestra



Figura 3-6- Cuarteo manual



Figura 3-3- Secado de muestra



Figura 3-7- Cuarteador giratorio



Figura 3-4- Trituradora de mandíbulas



Figura 3-8- Pesado y embolsado

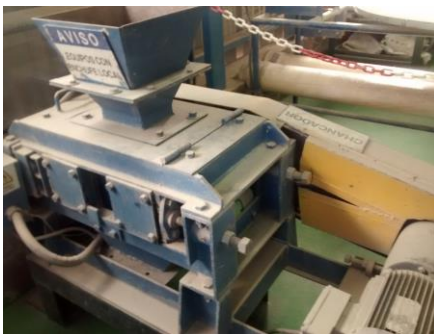


Figura 3-5- Triturador de rodillos



Figura 3-9- Etiquetado y guarda

3.4 TIEMPO ÓPTIMO DE MOLIENDA Y REMOLIENDA

Tiempo óptimo de molienda

La determinación del tiempo óptimo de molienda de cada compuesto tiene como objetivo calcular el tiempo necesario que debe permanecer un mineral en el molino a un determinado porcentaje de sólidos en peso para lograr una granulometría deseada. En el presente trabajo se requiere un p80 de 150 μm (100#) para alimentar el proceso de flotación.

El procedimiento para la determinación del tiempo óptimo de molienda consiste en moler muestras iguales a distintos tiempos y determinar luego el retenido en el tamiz deseado. Se resume en el diagrama de flujo de la Figura 3-10 y Figura 3-11.

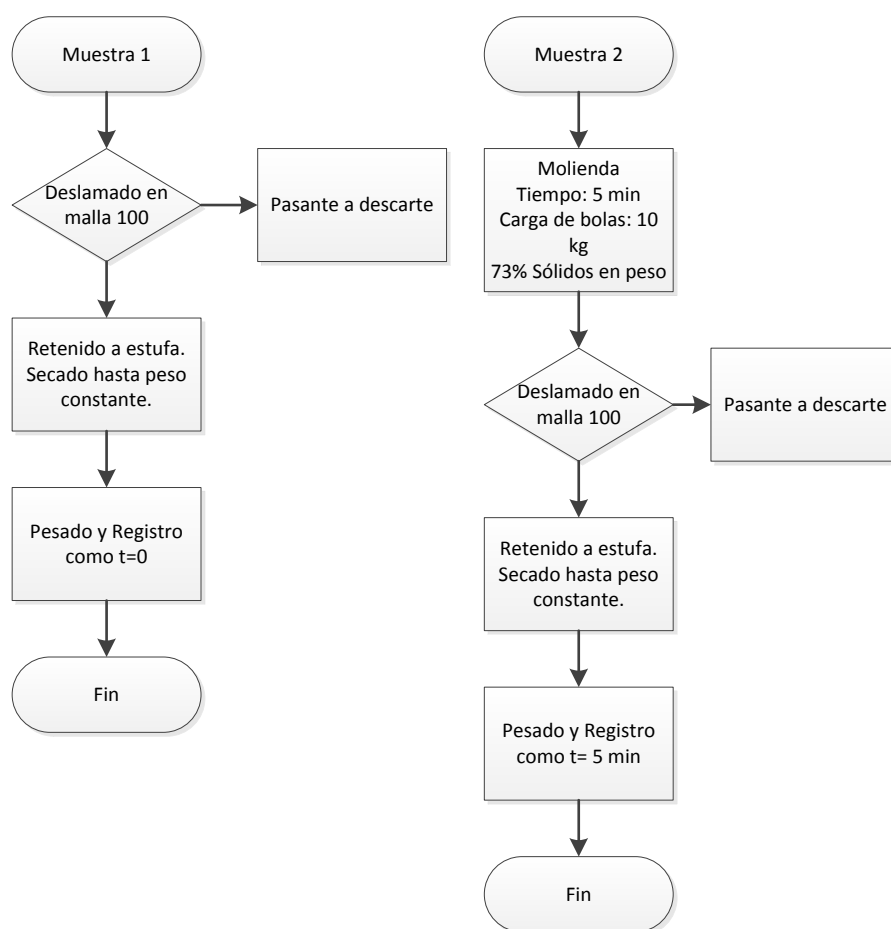


Figura 3-10- Tiempo óptimo de molienda- proceso de las muestras 1 y 2

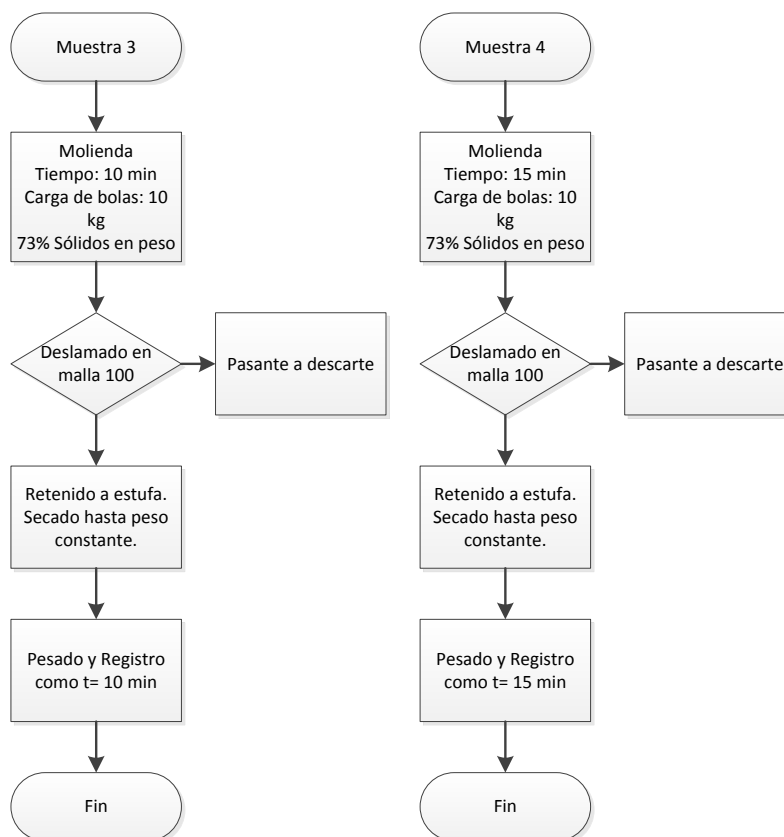


Figura 3-11- Tiempo óptimo de molienda - proceso de las muestras 3 y 4

Una vez terminado el proceso descrito anteriormente, los datos se registran en una planilla de cálculo como la de la Figura 3-12. Esta planilla calcula el porcentaje retenido en la malla 100 para cada tiempo. Un gráfico del logaritmo natural de este porcentaje vs. tiempo da una recta. En base a esto, la planilla calcula una recta de regresión lineal (pendiente, ordenada al origen y coeficiente de correlación). Con la ecuación obtenida y considerando un valor de $y=20$ (retenido 20% es equivalente a pasante 80%) se calcula el tiempo óptimo de molienda del mineral en minutos y segundos.

Sólidos al molino	73%	Responsable	MIU		
MUESTRA	Comp. 6	Fecha muestra	30/04/2014		
Peso Inic	1005	Fecha procesado	18/06/2015		
ln(% +100#)	Tiempo(min)	Peso +100#	% + 100 #		
4,13	0	626	62,29	Pendiente	-14,13
3,89	5	490	48,76	Ord al origen	59,41
3,59	10	365	36,32	Correlación	0,97
3,09	15	220	21,89		
Tiempo óptimo de molienda					
MUESTRA	MINUTO	SEGUNDOS			
Comp. 6	17	5			

Figura 3-12- Planilla de cálculo para determinación del tiempo óptimo de molienda

Tiempo óptimo de remolienda

La determinación del tiempo óptimo de remolienda tiene como objetivo calcular el tiempo necesario que debe permanecer en el molino, un concentrado primario (Rougher) para llegar a la granulometría necesaria para la siguiente etapa de limpieza (Cleaner). En el presente trabajo se requiere un p80 de 37 μm (400#) para alimentar el proceso de flotación Cleaner.

El procedimiento para su realización es similar al del tiempo óptimo de molienda, con la diferencia que no se muele mineral, sino concentrado primario, y la malla de corte es la 400 (37 micrones) y no la 100 (150 micrones). Debido a la gran cantidad de muestra requerida para este cálculo (más de 4 kg), y a la cantidad limitada de muestra disponible de cada compósito, el procedimiento se realiza con muestra del Concentrado Primario del concentrador, tomada el 14/07/15 cuando la alimentación al concentrador provenía del BED. Además, se utiliza una masa de 600 g por muestra, masa que será utilizada para alimentar etapas de limpieza.

3.5 ANÁLISIS QUÍMICOS

El contenido de los metales de interés en cada compósito se determina según las técnicas descriptas en la Tabla 3-3.

Metal	Técnica
Oro	Para baja ley: ensayo a fuego con disolución del botón de oro en agua regia y lectura por espectrometría de absorción atómica. Para concentrado: ensayo a fuego con pesada del botón de oro.
Cobre	Para baja ley: digestión ácida total y lectura por espectrometría de absorción atómica. Para concentrado: volumetría con tiosulfato de sodio como solución valorante.
Cobre soluble	Digestión en ácido sulfúrico solamente y lectura por espectrometría de absorción atómica.
Plata	Digestión ácida total y lectura por espectrometría de absorción atómica.
Molibdeno	Digestión ácida total y lectura por espectrometría de emisión atómica con plasma acoplado inductivamente (ICP).
Hierro	Digestión ácida total y lectura por espectrometría de absorción atómica. Se realiza en conjunto con la de cobre.

Tabla 3-3- Técnicas analíticas de determinación de metales. Laboratorio Químico MAA.

3.6 ENSAYOS DE FLOTACIÓN

Para el propósito del presente trabajo se realizaron distintos tipos de ensayos de flotación:

3.6.1 ENSAYOS ESTÁNDAR DE FLOTACIÓN ROUGHER

En una flotación semi-batch con un tiempo de flotación de 6 minutos para cada compuesto. Los valores estándar de las variables para estos ensayos se describen en la Tabla 3-4 y son los adoptados por el Laboratorio de Metalurgia. Finalizado el ensayo y conociendo las leyes de alimentación, concentrado y cola a partir de los resultados obtenidos del Laboratorio Químico, se calcula la recuperación de cada metal y la razón de concentración. Estas pruebas sirven para tener una idea preliminar acerca del comportamiento de las diferentes muestras: tipo de espuma, color, consumo de cal, razón de concentración, recuperación, etc.

Ensayos de flotación Rougher	pH	9.5
	Granulometría	p80=150µm
	Volumen celda	2400 ml
	% sólidos en peso	32.82%
	Tiempo de flotación	6 min
	Tiempo de acondicionamiento	3 min
	Colector	Cytec MX5160 14 g/t en molienda 3 g/t al 1.5 min de flotación.
	Espumante	Mezcla 70% 76A+DOW 1012 5 g/t en acondicionamiento. X-133 3 g/t en acondicionamiento.
	Modificador de pH	Lechada de cal al 15%.
	Agitación	1200 RPM
	Paletéo	1 cada segundo.

Tabla 3-4- Variables para ensayos de flotación Rougher

3.6.2 ENSAYOS DE CINÉTICA DE FLOTACIÓN ROUGHER

Los ensayos de cinética de flotación se realizan hasta los 12 minutos, tomando muestra de concentrado cada intervalos determinados de tiempo (como se especifica en la Tabla 3-5). Debe prestarse especial atención a cumplir con la masa mínima requerido por el Laboratorio Químico para la determinación de los metales deseados. Para cobre, oro, plata, molibdeno y hierro se requiere una masa mínima aproximada de 50 g.

De cada ensayo se obtiene un total de seis muestras de concentrado (correspondientes a los diferentes intervalos de tiempo) y una muestra de relave. Estos se llevan a un filtro de presión y luego a estufa. Una vez secos, se pesan, se registran en una planilla y se envía al Laboratorio Químico para su ensayo (Figura 3-13 a Figura 3-28).

Los pesos y los datos de los análisis químicos se vuelcan en una planilla donde se realiza un balance de masas y se calcula, para cada intervalo de tiempo, el fino de cobre, la recuperación y, por último, la recuperación acumulada. Para la realización del balance se utiliza la ley de cabeza recalculada, y con él podemos obtener distintos gráficos:

- Recuperación acumulada del metal (%) vs. tiempo de flotación (min): es la curva de cinética de flotación.
- Recuperación acumulada del metal (%) vs. ley acumulada (%): es la curva recuperación-ley.
- Recuperación acumulada Cu (%) vs. Recuperación acumulada Fe (%): es la curva de selectividad.
- Recuperación acumulada del metal (%) vs. Recuperación en peso acumulada (%).
- Ley de metal acumulada (%) vs. Recuperación en peso acumulada (%)
- Ley de concentrado (%) vs. tiempo (min)

Ensayos de cinética de flotación Rougher	pH	10.5
	Granulometría	p80=150µm
	Volumen celda	4900 ml
	% sólidos en peso	32.29%
	Tiempo de flotación	12 min (muestreo a 30s, 1 min, 2 min, 4 min, 8 min, 12 min.)
	Tiempo de acondicionamiento	3 min
	Colector	Cytec MX5160 14 g/t en molienda 3 g/t al 1.5 min de flotación.
	Espumante	Mezcla 70% 76A+DOW 1012 5 g/t en acondicionamiento. X-133 3 g/t en acondicionamiento.
	Modificador de pH	Lechada de cal al 15%.
	Agitación	1200 RPM
Paleteteo	1 cada segundo.	

Tabla 3-5- Variables para ensayos de cinética Rougher



Figura 3-13- Dosificación de reactivos en molienda



Figura 3-17- Medición y ajuste del pH



Figura 3-14- Molienda (73% sp)



Figura 3-18- Adición de lechada de cal y reactivos



Figura 3-15- Limpieza del molino



Figura 3-19- Acondicionamiento de pulpa



Figura 3-16- Preparación del área de flotación



Figura 3-20- Formación del colchón de espuma



Figura 3-21- Ensayo de flotación



Figura 3-25- Torta de concentrado



Figura 3-22- Bandejas de concentrado



Figura 3-26- Torta de relave (cola)



Figura 3-23- Filtros de presión Hebro



Figura 3-27- Secado de concentrados y relaves



Figura 3-24- Filtración de concentrado



Figura 3-28- Muestras pesadas y embolsadas para análisis químicos

3.7 REACTIVOS UTILIZADOS

A continuación, en la Tabla 3-6, se describen los reactivos utilizados para la realización de los ensayos.

<u>Tipo</u>	<u>Reactivo</u>
Colector	<p><u>CYTEC AERO MX-5160 Promoter</u> Componentes: Sulfuros inorgánicos 5-9% Monotiofosfato 5-10% Tionocarbamato modificado (#1)3-7% Dialquilditiocarbamato 2-4% Ditiiofosfatos 15-40% Hidróxido de sodio 0,5-1,0% Soluble en agua</p>
Espumantes	<p><u>DOWFROTH 1012 Flotation Frother</u> The Dow Chemical Company Componentes: Polipropilenglicol metil éter 100% Parcialmente soluble en agua</p> <p><u>CYTEC AEROFROTH 76E Frother</u> Componentes: Mezcla del complejo oxigenato/hidrocarburos 40-70% Mezcla de alcohol alifático 40-70% Alcohol 10-30% Butanol 71-63-3 3-5% Ligeramente soluble en agua.</p> <p><u>CYTEC OREPREP X-133 Frother</u> Componentes: 2-metil-1-pentanol 3-7% Hidrocarburo 3-7% Mezcla de alcoholes, aldehídos, éteres 60-95% Mezcla alcohol alifático 60-95% Butanol 71-36-3 3-7% Mezcla del completo oxigenato/hidrocarburo 60-95% Ligeramente soluble en agua.</p>
Modificador de pH	Lechada de cal al 15%

Tabla 3-6- Descripción de los reactivos utilizados

3.8 APLICACIÓN DE MODELOS CINÉTICOS CON SOFTWARE MATLAB™

Para la interpretación de los datos obtenidos de los ensayos de cinética de flotación, se utiliza un programa llamado “Flotation kinetics- equation fitting”, creado en lenguaje MATLAB por Ivan Brezani², que consiste de una interfaz gráfica de usuario (GUI) para ajustar los datos experimentales de cinética de flotación a seis distintos modelos cinéticos de primer orden. Los modelos a utilizar para el presente trabajo son cinco: Clásico o tradicional, Klimpel, Kelsall, Kelsall modificado y Gamma. El modelo “Fully Mixed” no se ajusta apropiadamente a los datos por lo que no es aplicado.

Una vez abierto MATLAB, se busca en el panel de navegación situada a la izquierda de la pantalla la carpeta “fit_flot_14_09_2010” y se abre su contenido. Se observa una pantalla como la de la Figura 3-29. Luego en el espacio de trabajo escribimos el comando “model” y Enter.

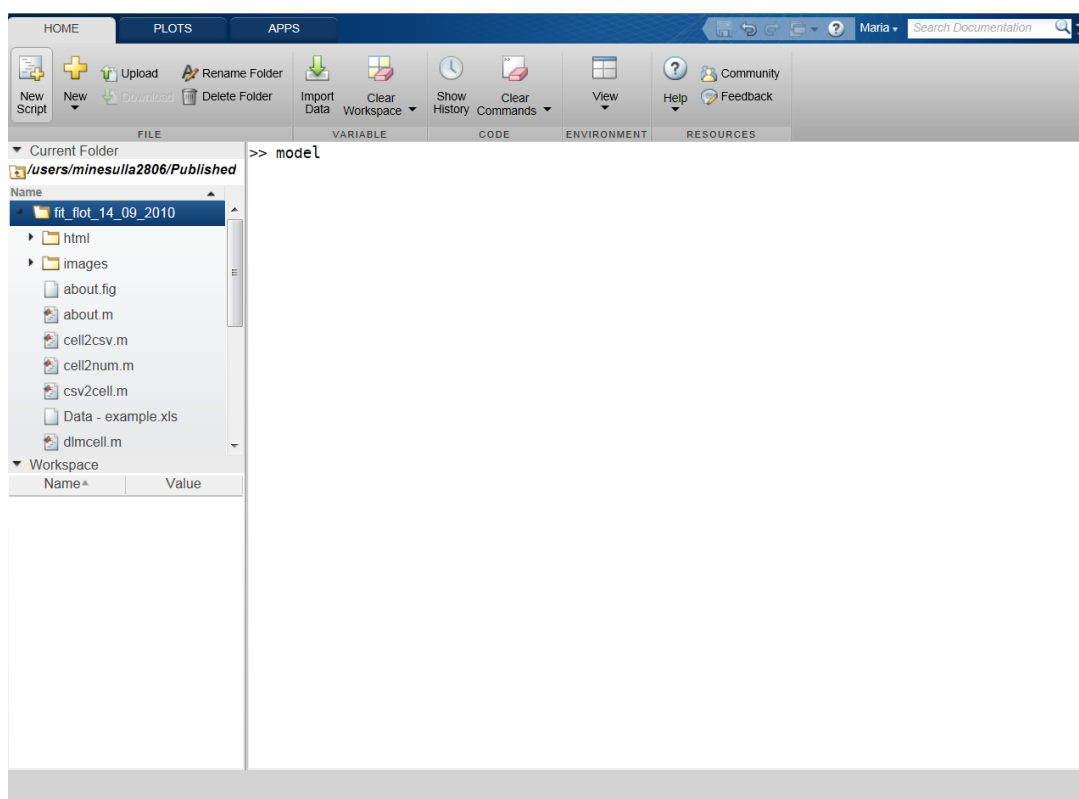


Figura 3-29- Espacio de trabajo de MATLAB

² Universidad Técnica de Kosice, Facultad BERG, Instituto de Ciencias de la Tierra y Protección Ambiental- Eslovaquia, 2010.

A continuación se abre la interfaz gráfica de usuario (GUI) correspondiente al programa Flotation Kinetics- equation fitting. Como se observa en la Figura 3-30, esta interfaz consta de una tabla para el ingreso de datos experimentales en su parte izquierda, un espacio para gráfico en la parte derecha y un espacio inferior donde es posible seleccionar los modelos deseados y donde están detallados los parámetros de cada modelo.

Como se mencionó anteriormente, en este trabajo se usan cinco de los seis modelos disponibles. Los modelos Clásico y de Klimpel tienen dos parámetros. En cambio los modelos de Kelsall y Gamma usan tres parámetros, mientras que el modelo de Kelsall Modificado utiliza cuatro parámetros. Además de estos parámetros, se muestra un valor de R que se refiere al coeficiente de correlación del modelo, esto es, qué grado de acierto tiene el modelo respecto de los datos experimentales. Es un valor entre cero y uno, y cuanto más cercano sea al uno, mejor es la correlación del modelo. Ver Figura 3-31.

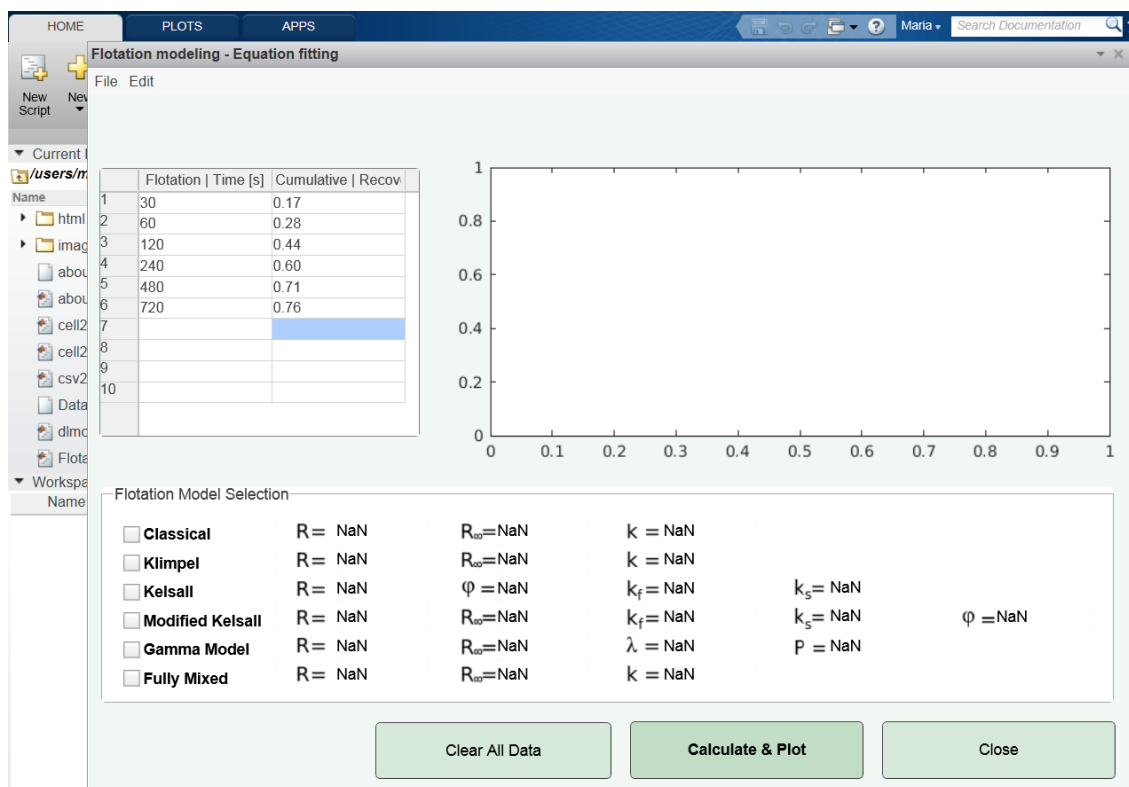


Figura 3-30- Interfaz gráfica de usuario (GUI) e ingreso de datos experimentales

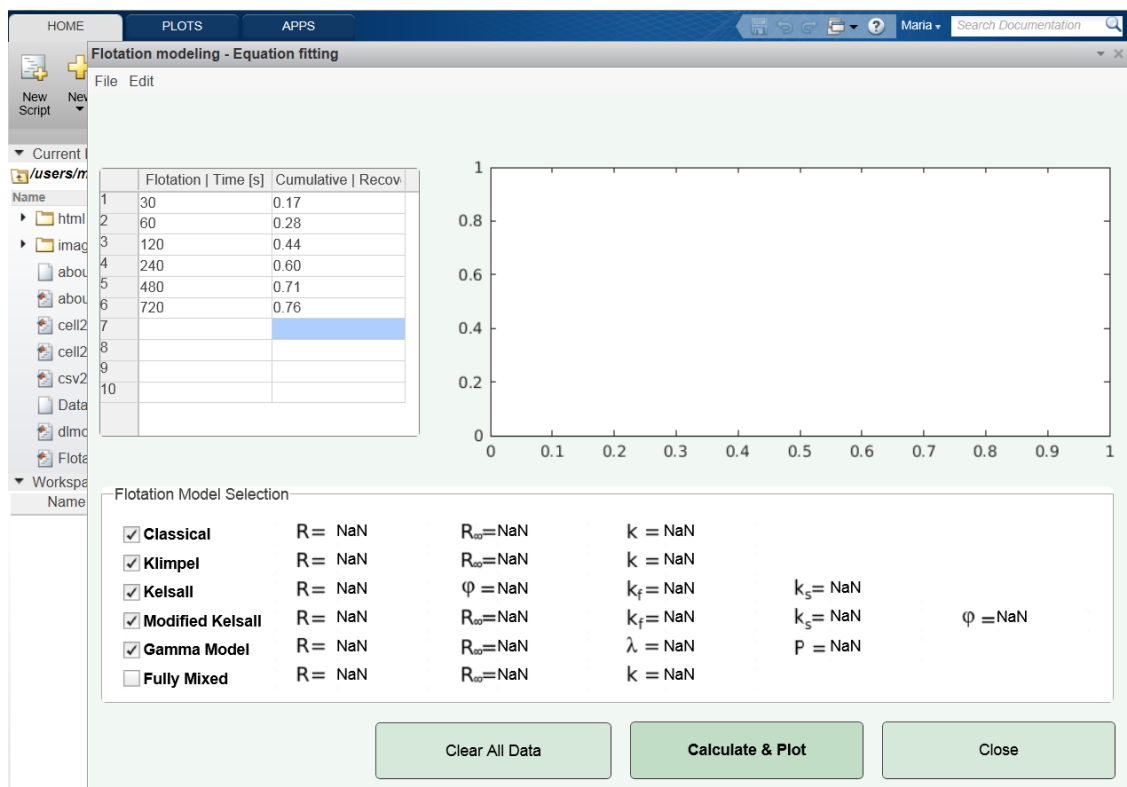


Figura 3-31- Selección de modelos a utilizar

Luego de seleccionar los modelos deseados activando las casillas de verificación correspondientes a cada uno de ellos, hacemos correr el programa haciendo click en el botón "Calculate and Plot" y veremos en la pantalla el gráfico de cada modelo, los datos experimentales y los valores de los parámetros de cada modelo (Figura 3-32).

El programa optimiza la curva mediante dos algoritmos posibles: el primero, optimización con restricciones (por ejemplo en el modelo clásico toma como límite R_{∞} al último valor de recuperación de la tabla) o sin restricciones (usando el algoritmo de mínimos cuadrados no lineales de Levenberg-Marquardt). Esta opción puede habilitarse en el menú Edit→Use unconstrained optimization (LMA). Para el presente trabajo se escogió trabajar con la optimización con restricciones debido a que los coeficientes de correlación R son superiores con este algoritmo.

Luego de aplicar los modelos a todos los compósitos (BED 1 al 6) y a todos los metales (Cu, Au, Ag, Mo) es posible comparar los parámetros obtenidos y determinar qué modelo se adapta mejor al caso.

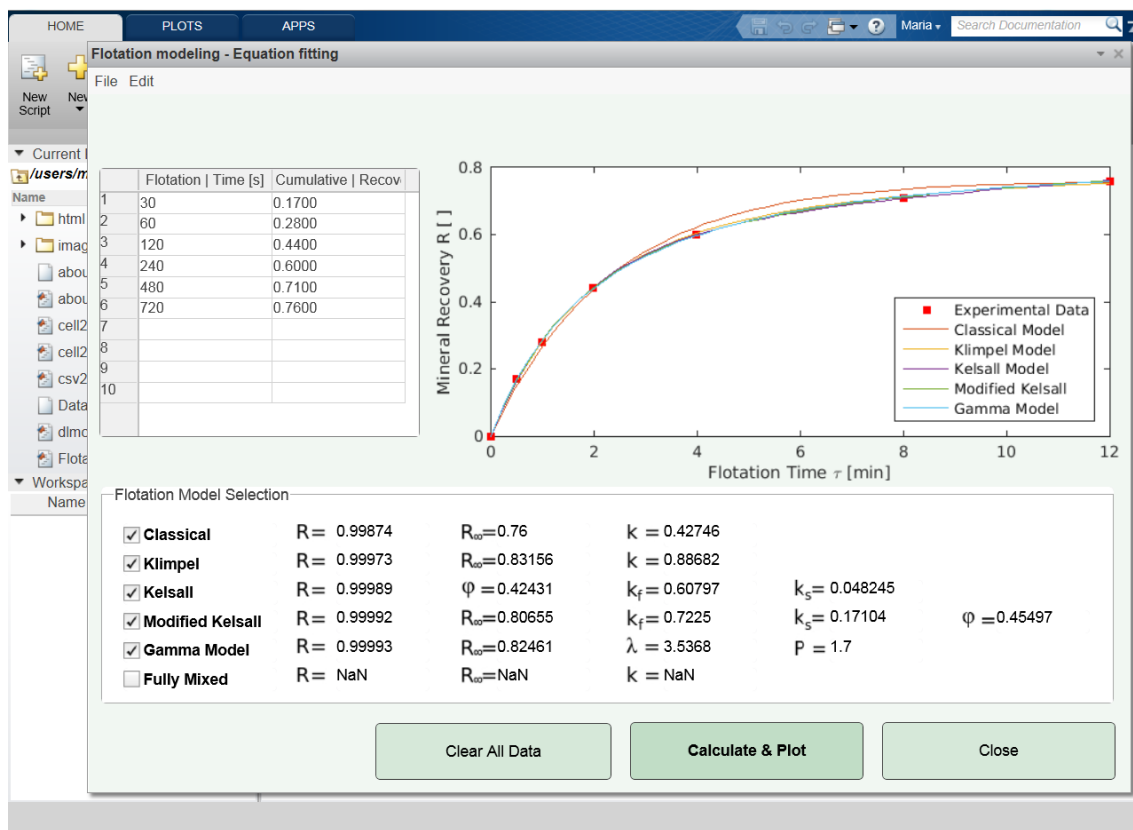


Figura 3-32- Resultado de la aplicación de los modelos escogidos. Curvas y parámetros.

3.9 DETERMINACIÓN DEL TIEMPO ÓPTIMO DE FLOTACIÓN

Los resultados y gráficos obtenidos de las pruebas cinéticas de flotación sirven para determinar el tiempo óptimo de flotación.

Para determinarlo se grafica la Ley de Concentrado Vs. Tiempo, y se aplica el siguiente criterio: el tiempo óptimo de flotación es cuando la ley de concentrado iguala la ley de la alimentación.

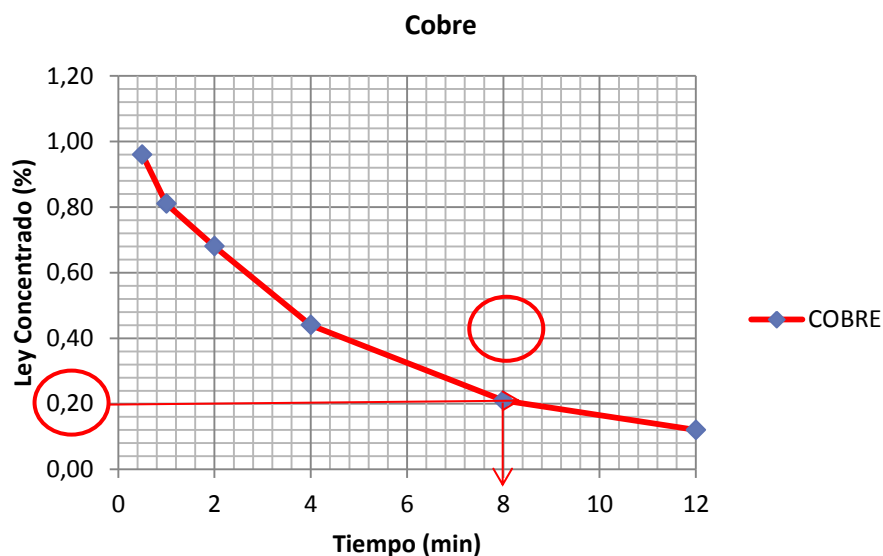
Por ejemplo, en el Gráfico 3-1, se observa la variación de la ley de concentrado de cobre con el tiempo de flotación. Entonces, considerando que la ley de alimentación era de 0,20% Cu, del gráfico directamente es posible determinar que el tiempo óptimo de flotación de laboratorio es de aproximadamente ocho minutos.

Para realizar un escalamiento a nivel industrial, se multiplica el tiempo de laboratorio por un Factor de Agar, que es un número adimensional que varía de 1,6 a 2.

$$Tiempo\ industrial = Tiempo\ laboratorio * Factor\ de\ Agar$$

Para el ejemplo, tomando un Factor de Agar de 1,7; el tiempo de flotación industrial es de $t_i = 8 \text{ min} * 1,7 = 13,6 \text{ min}$.

Gráfico 3-1: Ejemplo de determinación de tiempo óptimo de flotación



3.10 ENSAYOS DE LIMPIEZA (CLEANER) PRELIMINARES

Los ensayos Cleaner preliminares tienen como objetivo observar el comportamiento del concentrado Rougher en el ensayo de flotación. Debido a la poca cantidad de muestra disponible, estas pruebas se realizan flotando concentrado primario (Rougher) obtenido de la planta concentradora el día 14/07/15, cuando se estaba alimentando mineral de BED. Debido a que la muestra fue filtrada y secada para su preservación, se trabaja con la dosis de reactivo completa. Con los resultados se obtiene la recuperación y la ley de Concentrado de Limpieza (ver Figura 3-33)

Ensayos flotación Cleaner	pH	11,5
	Granulometría	p80=37 μ m
	Volumen celda	2400 ml
	% sólidos en peso	21,38%
	Tiempo de flotación	6 min
	Tiempo de acond.	2 min
	Colector	Cytec MX5160 14 g/t
	Espumante	Mezcla 70% 76A+DOW 1012 5 g/t en acondicionamiento. X-133 3 g/t en acondicionamiento.
	Modificador de pH	Lechada de cal al 15%.
	Agitación	1200 RPM
Paleteo	1 cada segundo.	



Figura 3-33- Concentrados de limpieza

3.11 PRUEBA DE CICLO ABIERTO

El objetivo de esta prueba es conocer cuál será la ley de concentrado final que podemos obtener de una determinada muestra. La alimentación consiste en una mezcla (“blending”) entre los dos compósitos que representan los dominios geológicos predominantes que alimentarán al concentrador en las fases 2 y 3.

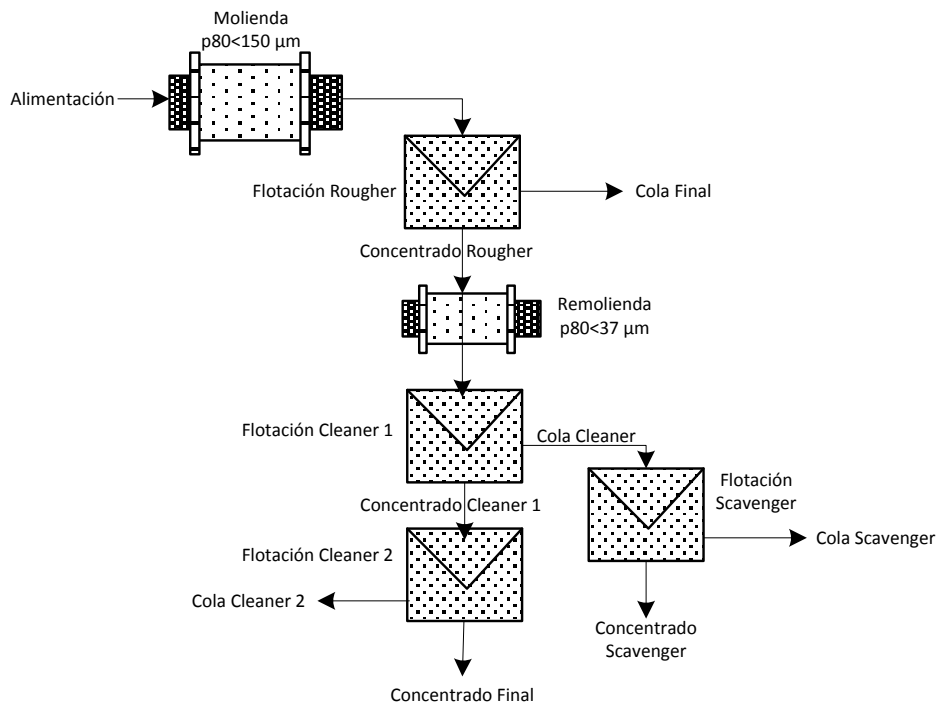


Figura 3-34- Diagrama de flujo de test de ciclo abierto

Los productos obtenidos se filtran, secan y pesan. Una vez registrados los pesos, son enviados al Laboratorio Químico para el análisis de los contenidos en cada fracción. Con los datos obtenidos se realiza un balance de masas.

3.12 SIMULACIÓN DE PRUEBA DE CICLO CERRADO CON EL MÉTODO SPLIT FACTOR.

Con los datos obtenidos de la prueba de ciclo abierto, es posible simular un circuito cerrado con recirculación utilizando el método de Split Factors, propuesto por Agar y Kipkie en 1978.

Para aplicar el método, en primer lugar se debe definir el circuito que se quiere simular. El diagrama de flujo a aplicar para los fines de este trabajo se muestra en la Figura 3-35.

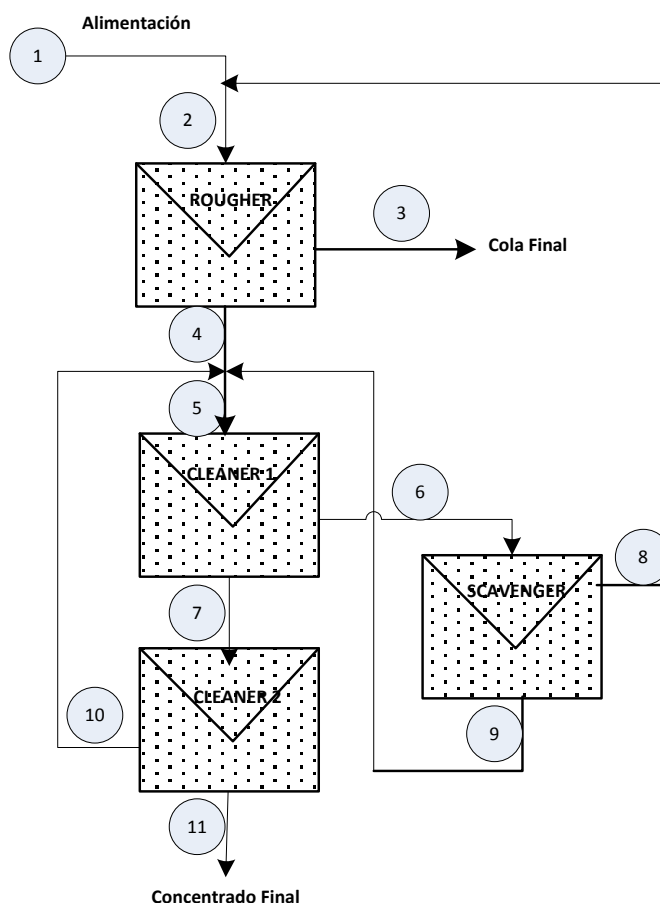


Figura 3-35- Diagrama de flujo para la simulación de un circuito cerrado

La descripción de los flujos y nomenclatura utilizada se muestran en la Tabla 3-7.

Flujo	Producto	Ley	Flujo	Producto	Ley
1	Alimentación (f)	f	7	Concentrado Cleaner 1	c_{Cl1}
2	Alimentación Rougher	f_R	8	Cola Scavenger	t_{Sc}
3	Cola Rougher	t_R	9	Concentrado Scavenger	c_{Sc}
4	Concentrado Rougher	c_R	10	Cola Cleaner 2	t_{Cl2}
5	Alimentación Cleaner 1	f_{Cl1}	11	Concentrado Cleaner 2	c_{Cl2}
6	Cola Cleaner 1	t_{Cl1}			

Tabla 3-7- Descripción de flujos y nomenclatura

Una vez definido el circuito se calcula la Recuperación y el Split Factor de cada etapa a partir de los datos experimentales, como se muestra en la Tabla 3-8.

Etapa	Recuperación	Split Factor
Rougher	$R_R = \frac{c_R}{f_R} \left(\frac{f_R - t_R}{c_R - t_R} \right)$	$SF_R = \frac{c_R - f_R}{c_R - t_R}$
Cleaner 1	$R_{Cl1} = \frac{c_{Cl1}}{f_{Cl1}} \left(\frac{f_{Cl1} - t_{Cl1}}{c_{Cl1} - t_{Cl1}} \right)$	$SF_{Cl1} = \frac{c_{Cl1} - f_{Cl1}}{c_{Cl1} - t_{Cl1}}$
Scavenger	$R_{Sc} = \frac{c_{Sc}}{f_{Sc}} \left(\frac{f_{Sc} - t_{Sc}}{c_{Sc} - t_{Sc}} \right)$	$SF_{Sc} = \frac{c_{Sc} - f_{Sc}}{c_{Sc} - t_{Sc}}$
Cleaner 2	$R_{Cl2} = \frac{c_{Cl2}}{f_{Cl2}} \left(\frac{f_{Cl2} - t_{Cl2}}{c_{Cl2} - t_{Cl2}} \right)$	$SF_{Cl2} = \frac{c_{Cl2} - f_{Cl2}}{c_{Cl2} - t_{Cl2}}$

Tabla 3-8- Cálculo de Split Factors y Recuperación para cada etapa

El método es una simulación matemática, que considera que si la química y el tiempo de flotación se mantienen constantes, el Split Factor es constante. Consiste en simular “ciclos” de recirculación calculando mediante balances metalúrgicos la masa y los finos en cada flujo y etapa. En cada nuevo ciclo los cálculos se iteran con los datos del ciclo anterior y así sucesivamente. Las iteraciones se realizan hasta que el circuito alcanza una cierta estabilidad, es decir cuando las diferencias entre los valores obtenidos entre uno y otro ciclo es menor a 10^{-3} . Los cálculos correspondientes al Balance de Masas del circuito planteado se muestran en la Tabla 3-9 y los del Balance de Finos en la Tabla 3-10.

La iteración puede realizarse de una forma muy simple en una planilla de cálculo (Microsoft® Excel™) utilizando fórmulas matemáticas y lógicas.

Una vez cumplida la condición de estabilidad descrita anteriormente, se calcula la recuperación del circuito (masa y finos) con los datos del ciclo correspondiente. Así pueden simularse los resultados de un test de ciclo cerrado: Recuperación y ley de concentrado final.

Flujo	Balance	Flujo	Balance
1	1= F	7	7= 5 - 6
2	2= 1 + 8	8	8= 6* SF _{Sc}
3	3= 2 * SF _R	9	9=6 - 8
4	4= 2 - 3	10	10= 7* SF _{Cl2}
5	5= 4 + 9 + 10	11	11= 7 - 10
6	6= 5* SF _{Cl1}		

Tabla 3-9- Balance de Masas

Etapa	Flujo	Balance
Rougher	Alimentación	$f_R = \frac{1 * f + 8 * t_{Sc}}{2}$
	Concentrado	$c_R = \frac{f_R * R_R}{1 - SF_R}$
	Cola	$t_R = \frac{2 * f_R - 4 * c_R}{3}$
Cleaner 1	Alimentación	$f_{Cl1} = \frac{4 * c_R + 9 * c_{Sc} + 10 * t_{Cl2}}{5}$
	Concentrado	$c_{Cl1} = \frac{f_{Cl1} * R_{Cl1}}{1 - SF_{Cl1}}$
	Cola	$t_{Cl1} = \frac{5 * f_{Cl1} - 7 * c_{Cl1}}{6}$
Scavenger	Alimentación	$f_{Sc} = t_{Cl1}$
	Concentrado	$c_{Sc} = \frac{f_{Sc} * R_{Sc}}{1 - SF_{Sc}}$
	Cola	$t_{Cl1} = \frac{6 * f_{Sc} - 9 * c_{Sc}}{8}$
Cleaner 2	Alimentación	$f_{Cl2} = c_{Cl1}$
	Concentrado	$c_{Cl2} = \frac{f_{Cl2} * R_{Cl2}}{1 - SF_{Cl2}}$
	Cola	$t_{Cl2} = \frac{7 * f_{Cl2} - 11 * c_{Cl2}}{10}$

Tabla 3-10- Balance de Finos

3.13 ANÁLISIS DE DATOS DE CAMPAÑAS DE BED EN PLANTA PREVIAS A ESTE TRABAJO

Se analizaron los datos provenientes del muestreo de planta durante las campañas de alimentación de BED al concentrador desde febrero a septiembre de 2015, obteniéndose nubes de puntos que permiten encontrar la existencia de una correlación entre diferentes variables, en este caso, entre la recuperación y el porcentaje de cobre soluble en la alimentación. Esta correlación permite obtener una ecuación que describe la Recuperación en función del porcentaje de cobre soluble en la alimentación, la cual será presentada en el Resultados y discusión. Además se realiza una comparación entre la respuesta en planta de flotación de oro de BED vs. MAA.

CAPÍTULO 4: RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 ENSAYOS QUÍMICOS

La ley de alimentación promedio de cobre para los seis compósitos analizados fue de 0,17% Cu, con un máximo de 0,22% (BED Compósito 6) y un mínimo de 0,13% (BED Compósito 5).

Para el oro, el promedio fue de 0,44 g/t con un máximo de 0,56 g/t (BED Compósito 6) y un mínimo de 0,30 g/t (BED Compósito 4).

Para el molibdeno, se observa un promedio de 53,5 g/t, con un máximo de 79 g/t (BED Compósito 4) y un mínimo de 22 g/t (BED Compósito 5).

Para la plata, la ley promedio de alimentación fue de 0,63 g/t, con un máximo de 0,65 g/t (BED Compósito 6) y un mínimo de 0,59 g/t (BED Compósitos 2 y 5).

El contenido de hierro total promedio fue de 3,81%; y en todos los casos el cobre soluble en ácido (cobre oxidado) fue menor al límite de detección del equipo de detección analítica (0,01%); resultado que era previsible, debido a que los compósitos están catalogados como Frescos.

En la Tabla 4-1 se encuentran detalladas las leyes obtenidas para cada compósito.

Muestra	Cu (%)	Cu oxi (%H ₂ SO ₄)	Au (g/t)	Mo (g/t)	Ag (g/t)	Fe (%)
BED Compósito 1	0,15	<0.01	0,40	74	0,64	3,41
BED Compósito 2	0,16	<0.01	0,56	40	0,59	2,95
BED Compósito 3	0,15	<0.01	0,54	30	0,64	3,59
BED Compósito 4	0,19	<0.01	0,30	79	0,66	4,00
BED Compósito 5	0,13	<0.01	0,35	22	0,59	3,20
BED Compósito 6	0,22	<0.01	0,46	76	0,65	5,72

Tabla 4-1- Resultados de análisis químicos de cabeza de los distintos compósitos

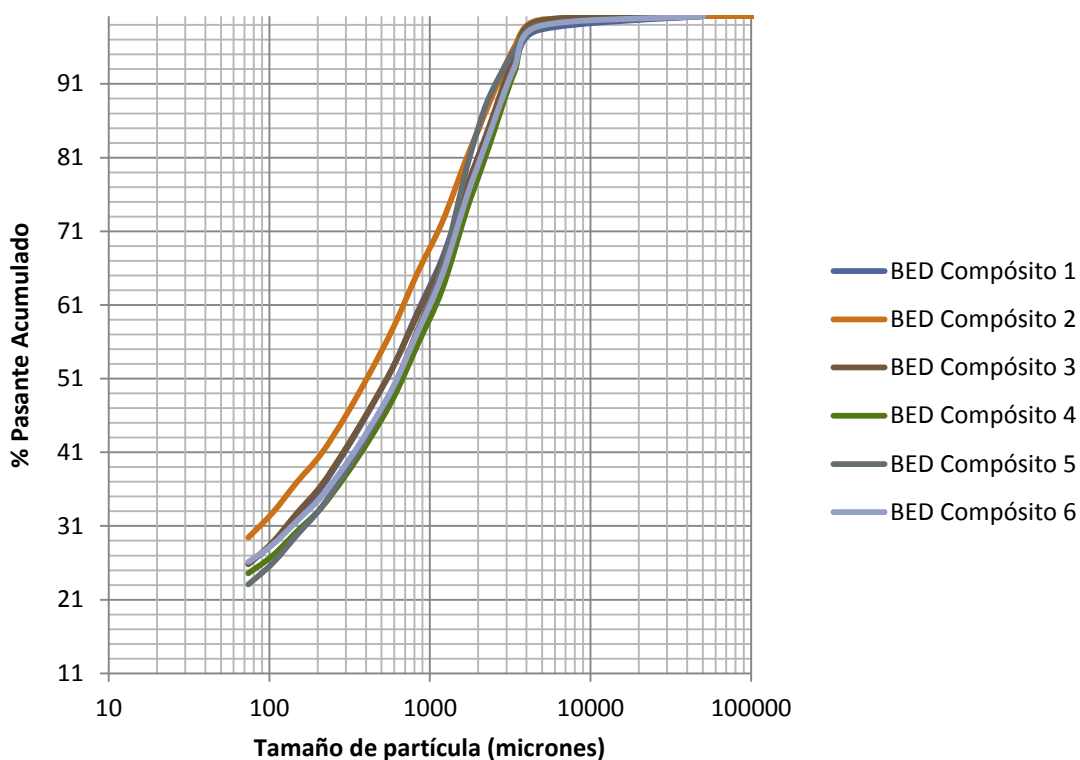
4.2 DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA

Se determinó el p80 y la distribución granulométrica de las muestras recibidas. El p80 promedio de las muestras de alimentación fue de 1898 µm, con un máximo de 2145 µm (BED Compósito 4) y un mínimo de 1644 µm (BED Compósito. 2). En la Tabla 4-2 se encuentran los valores de p80 de cada uno de los compósitos recibidos. La distribución granulométrica de los compósitos se describe en el Gráfico 4-1.

Muestra	p80 (μm)
BED Compósito 1	1930
BED Compósito 2	1644
BED Compósito 3	1929
BED Compósito 4	2145
BED Compósito 5	1729
BED Compósito 6	2011

Tabla 4-2- p80 de las muestras recibidas de Geología de Exploración

Gráfico 4-1- Distribución granulométrica de los compósitos



4.3 TIEMPO ÓPTIMO DE MOLIENDA

Se determinó el tiempo que debe ser molida la muestra para obtener un p80 de 150 μm, que es la granulometría escogida para realizar los ensayos de flotación. En la Tabla 4-3 se observa que los BED Compósitos 4 y 5 requieren un tiempo considerablemente mayor a los demás.

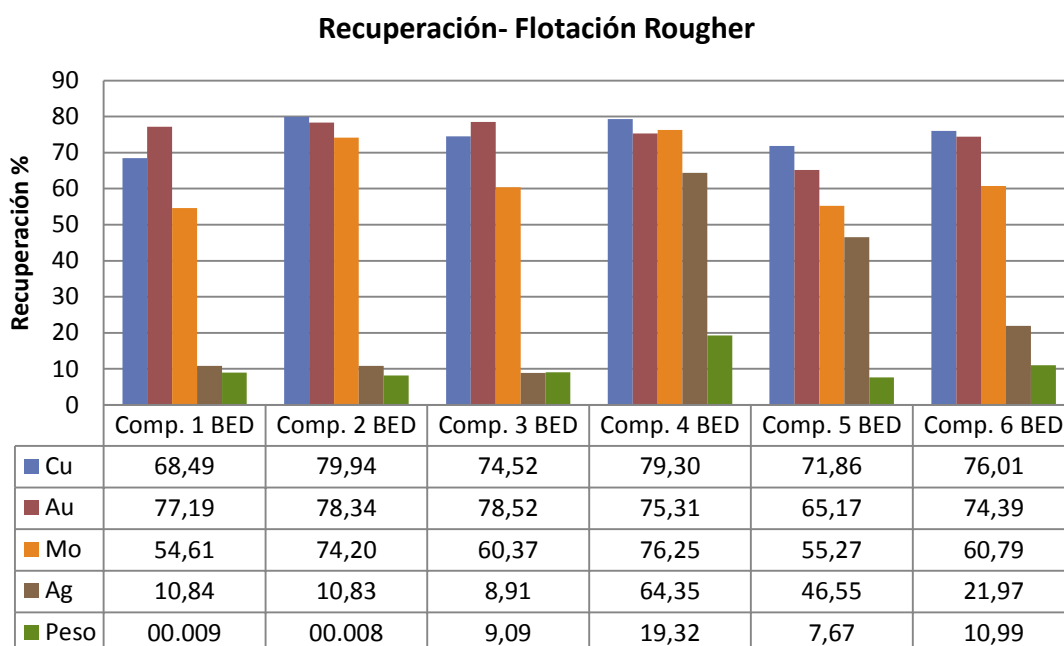
Muestra	Tiempo óptimo de molienda 150 micrones (min)
BED Compósito 1	17'42"
BED Compósito 2	15'18"
BED Compósito 3	21'57"
BED Compósito 4	23'17"
BED Compósito 5	26'54"
BED Compósito 6	16'11"

Tabla 4-3- Tiempos óptimos de molienda de los diferentes compósitos

4.4 PRUEBAS ESTÁNDAR DE RECUPERACIÓN ROUGHER

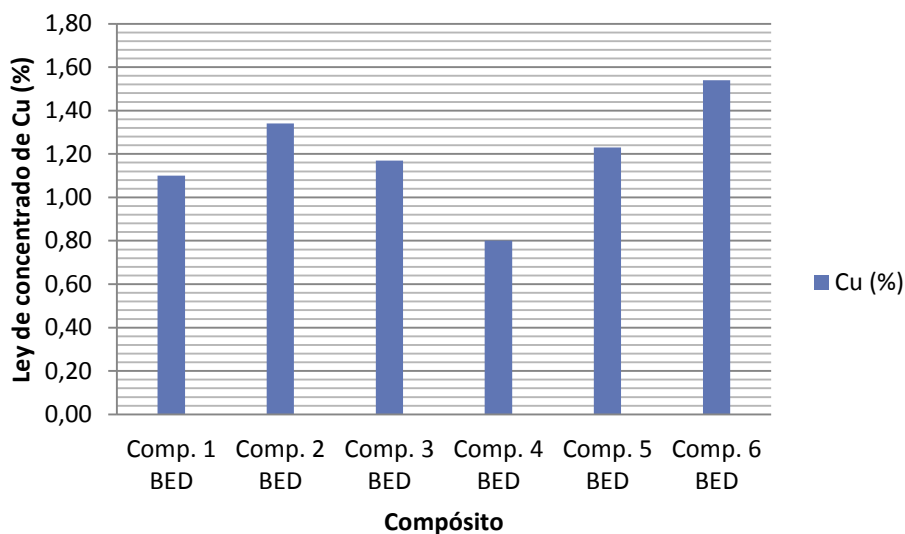
Los test estándar de flotación Rougher dieron como resultado las siguientes recuperaciones promedio: 75,02% para cobre, 74,82% para oro, 27,24% para plata y 63,58% para molibdeno. Aquellas con mejor recuperación de cobre fueron los compósitos BED 2 (79,94%) y BED 4 (79,30%). Ver Gráfico 4-2.

Gráfico 4-2- Recuperación Rougher estándar



La ley de cobre en concentrado primario (Rougher) promedio fue de 1,2%. La máxima ley (1,54%) fue para el BED Compósito 6. La importancia de observar la ley de cobre es debido a que el producto de la planta (Concentrado Final) debe tener una ley adecuada (25%) para poder ser comercializado. En esta etapa, como se observa en el Gráfico 4-3, el objetivo no es lograr una buena ley, sino una buena recuperación. La ley es mejorada durante las etapas de limpieza (Cleaner).

Gráfico 4-3- Leyes de Cu en concentrado obtenido de pruebas Rougher estándar



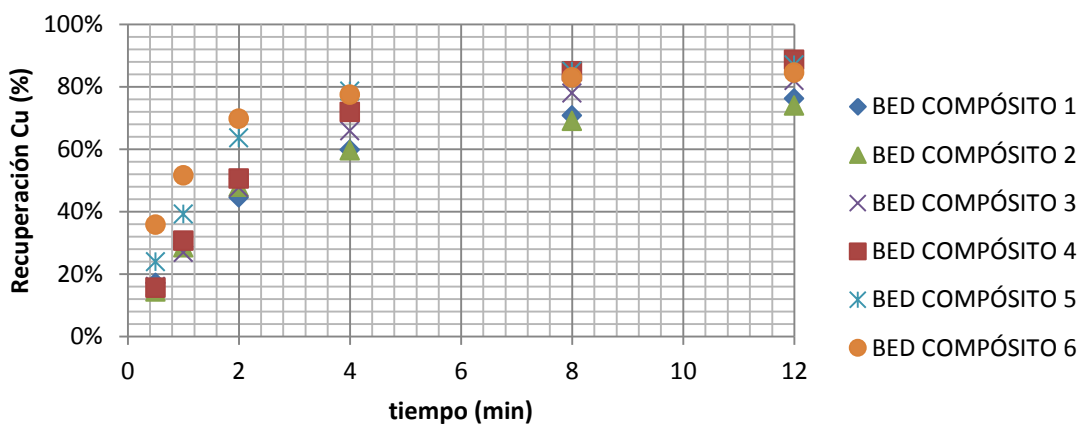
4.5 PRUEBAS DE CINÉTICA DE FLOTACIÓN ROUGHER

Cobre

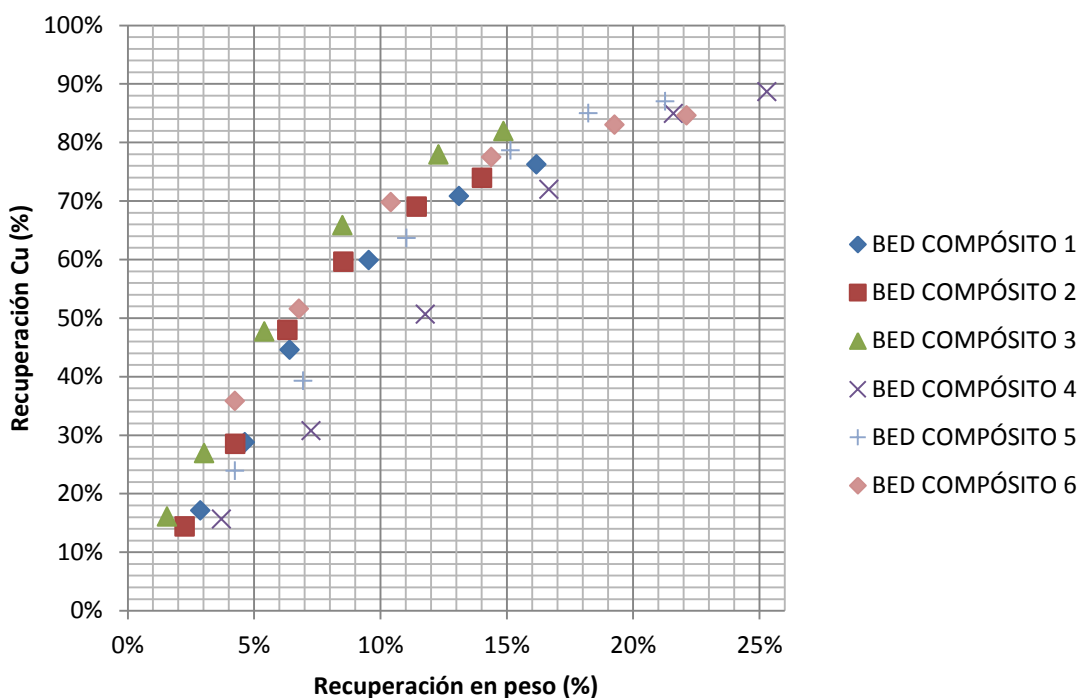
La recuperación promedio de cobre en las pruebas de cinética Rougher 12 minutos fue de 82,04%. Los compósitos con mayor recuperación de cobre fueron BED 4 y BED 5 con 88,65% y 86,98% respectivamente. En el Gráfico 4-4 a), se expone la recuperación acumulada de cobre (%) vs. el tiempo de flotación (min) para cada compósito; donde podemos observar que aquellos con mayor ley de cabeza tuvieron recuperaciones considerablemente altas (BED 4 y 6). El compósito BED 5, con una ley de cabeza baja (0,13%), también tuvo una alta recuperación debido a una ley de cola considerablemente baja (0,02% Cu).

Gráfico 4-4- Datos experimentales cinéticos de flotación de cobre. a) Recuperación acumulada (%) vs. tiempo (min); b) Recuperación acumulada (%) vs. Recuperación en peso (%).

a)



b)

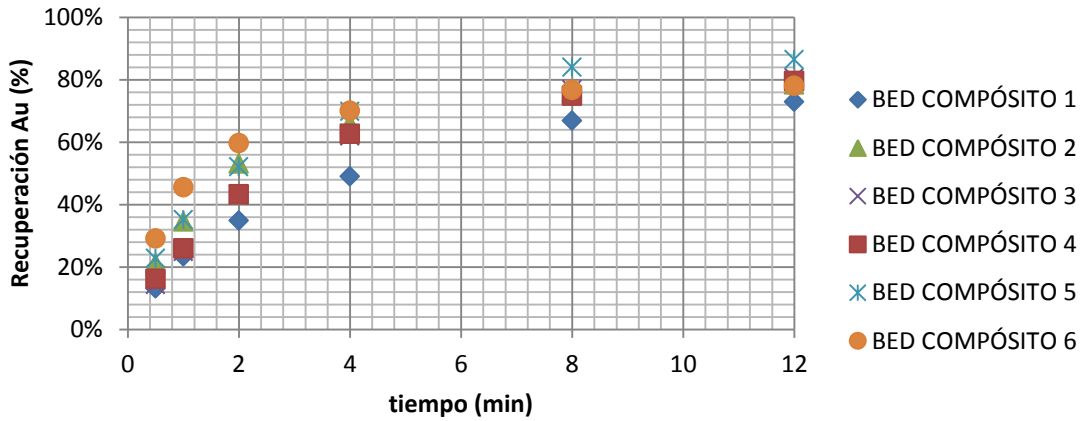


Oro

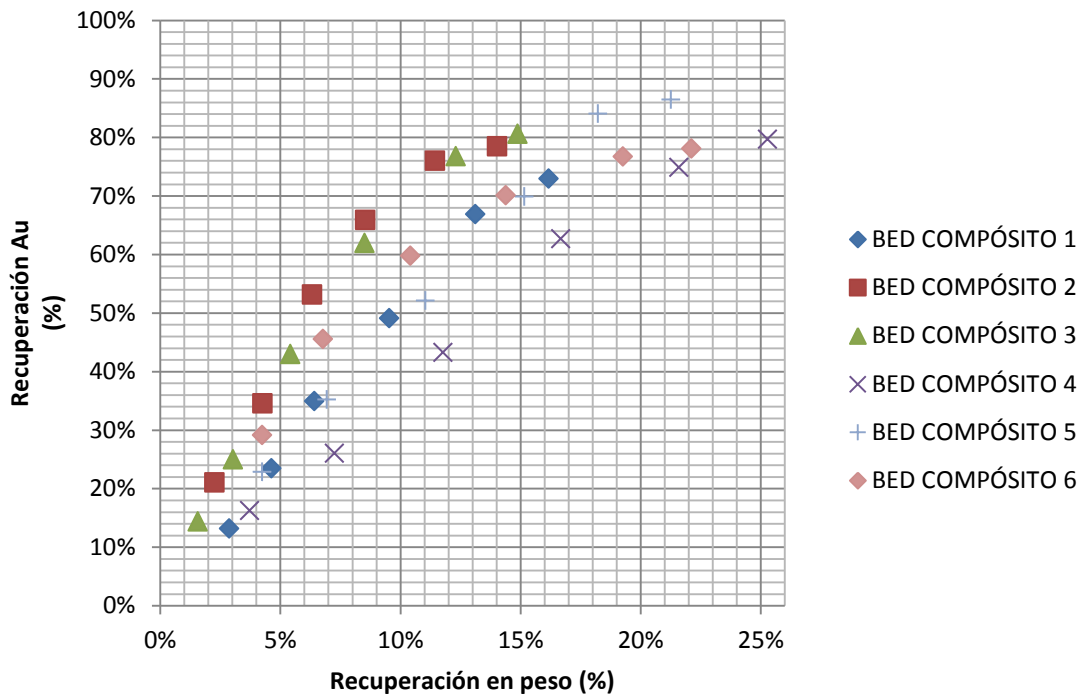
La recuperación promedio de oro en las pruebas de cinética Rougher 12 minutos fue de 79,35%. Los compósitos con mayor recuperación de oro fueron BED 5 y BED 3 con 86,43% y 80,58% respectivamente. La menor recuperación fue para el compósito BED 1 con 72,91%. Los datos cinéticos experimentales de oro se muestran en el Gráfico 4-5.

Gráfico 4-5- Datos experimentales cinéticos de flotación de oro. a) Recuperación acumulada (%) vs. tiempo (min);
 b) Recuperación acumulada (%) vs. Recuperación en peso (%).

a)



b)

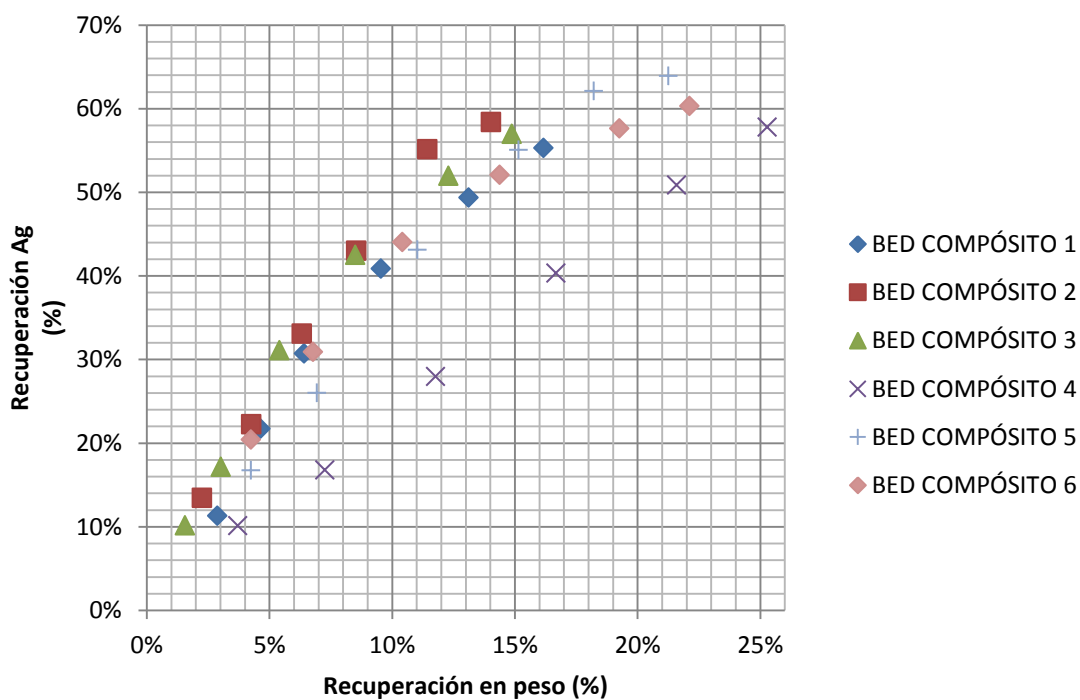
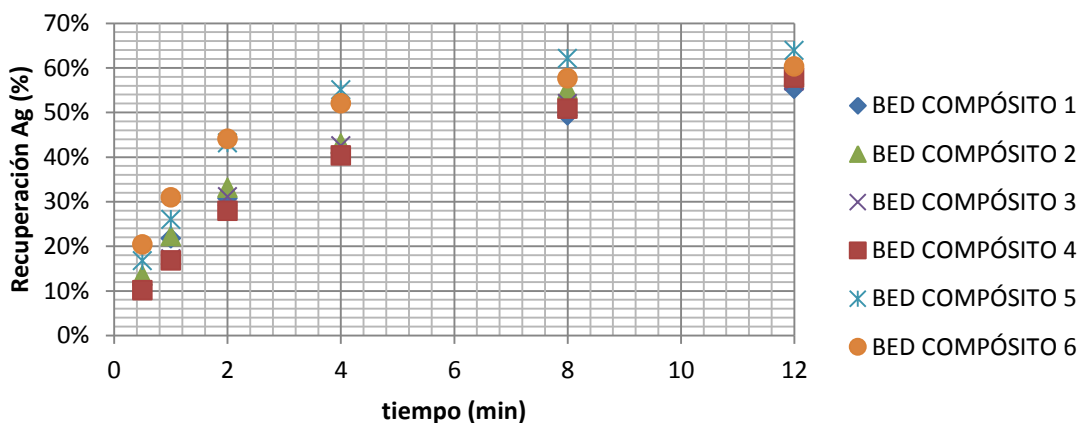


Plata

La recuperación promedio de plata en las pruebas de cinética Rougher 12 minutos fue de 58,78%. Los compósitos con mayor recuperación de plata fueron BED 5 y BED 6 con 63,90% y 60,32% respectivamente. La menor recuperación fue para el compósito BED 1 con 55,28%. Los datos cinéticos experimentales de plata se muestran en el Gráfico 4-6.

Gráfico 4-6- Datos experimentales cinéticos de flotación de plata. a) Recuperación acumulada (%) vs. tiempo (min); b) Recuperación acumulada (%) vs. Recuperación en peso (%).

a)

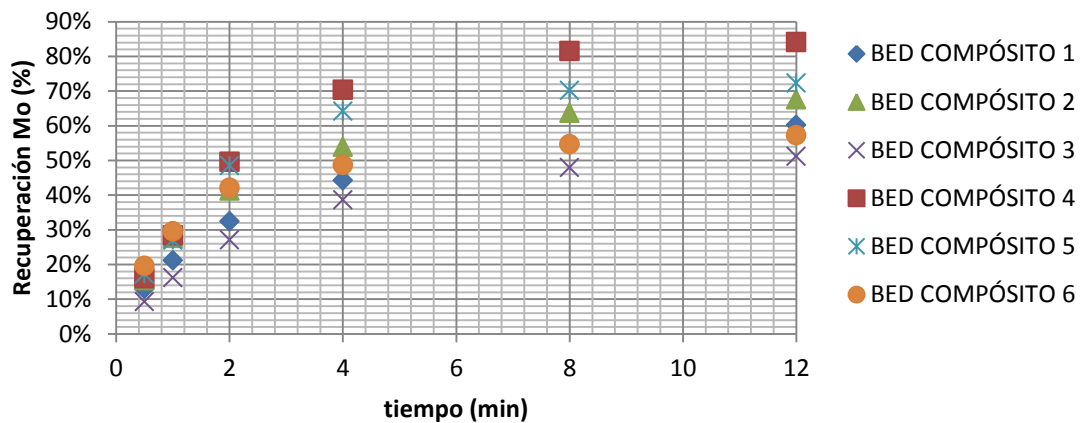


Molibdeno

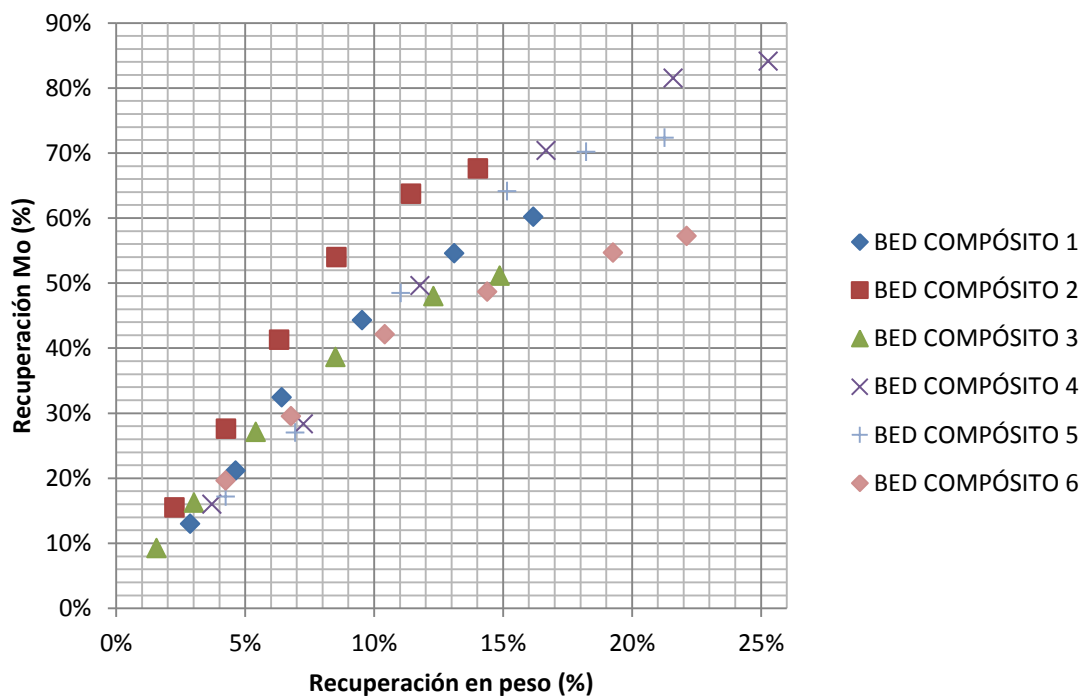
La recuperación promedio de molibdeno en las pruebas de cinética Rougher 12 minutos fue de 51,14%. Los compósitos con mayor recuperación de molibdeno fueron BED 4 y BED 2 con 84,10% y 67,61% respectivamente. La menor recuperación fue para el compósito BED 3 con 51,14%. Los datos cinéticos experimentales de molibdeno se muestran en el Gráfico 4-7.

Gráfico 4-7- Datos experimentales cinéticos de flotación de molibdeno. a) Recuperación acumulada (%) vs. tiempo (min); b) Recuperación acumulada (%) vs. Recuperación en peso (%).

a)



b)



Los balances metalúrgicos y gráficos cinéticos para cada compósito y mineral pueden encontrarse en el **Apéndice I: Hojas de datos y ensayos**.

4.5.1 COMPARACIÓN ENTRE LEYES DE CABEZA ANALIZADAS Y CALCULADAS

La comparación entre los valores de leyes de cabeza analizadas y calculadas en los balances de los datos de cinética de flotación Rougher se muestra en la Tabla 4-4:

	f Cu		f Au		f Mo		f Ag		f Fe	
	analiz.	calc.	analiz.	calc.	analiz.	calc.	analiz.	calc.	analiz.	calc.
BED 1	0,15	0,14	0,40	1,83	74	72	0,64	0,67	3,41	3,06
BED 2	0,16	0,13	0,56	0,96	40	37	0,59	0,54	2,95	2,52
BED 3	0,15	0,14	0,54	0,75	30	31	0,64	0,51	3,59	2,74
BED 4	0,19	0,20	0,30	0,48	79	80	0,66	0,66	4,00	3,10
BED 5	0,13	0,12	0,35	0,99	22	28	0,59	0,55	3,20	2,91
BED 6	0,22	0,20	0,46	0,60	76	107	0,65	0,49	5,72	5,44

Tabla 4-4 - Comparación entre leyes de cabeza analizadas y calculadas

4.6 APLICACIÓN DE MODELOS CINÉTICOS

Mediante la utilización del programa informático “Flotation kinetics- equation fitting”, creado en lenguaje MATLAB, descrito en el Materiales y Métodos, se aplicaron los siguientes modelos cinéticos de primer orden: Clásico o tradicional, Klimpel, Kelsall, Kelsall modificado y Gamma. A continuación se muestran los resultados de Cobre para cada compósito y modelo aplicado (para el resto de los metales referirse al **Apéndice I: Hojas de datos y ensayos**.)

Modelo Clásico (García-Zúñiga)

Con el ingreso de los datos experimentales en el programa se obtuvieron los parámetros correspondientes al modelo clásico o tradicional de García Zúñiga.

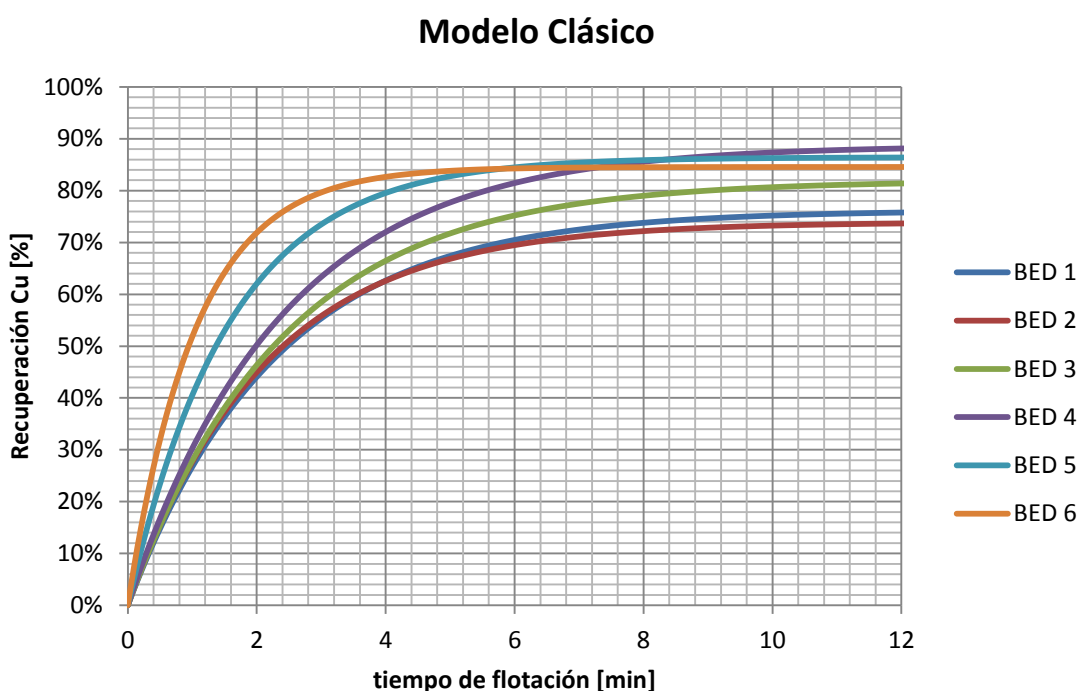
	R_{∞}	k	R
BED 1	0,762	0,43168	0,99825
BED 2	0,7393	0,46861	0,99735
BED 3	0,8193	0,41677	0,99959
BED 4	0,88722	0,41723	0,99985
BED 5	0,8643	0,63244	0,99944
BED 6	0,8456	0,94829	0,99731

Tabla 4-5- Parámetros del modelo clásico para cada compósito- Cobre

Utilizando los parámetros de la Tabla 4-5, y aplicando la fórmula del modelo $R = R_{\infty}(1 - e^{-k\tau})$ se obtienen las curvas para cada Compósito (Gráfico 4-8).

A simple vista puede observarse que los compósitos con mayor cinética de cobre son los BED 6 y 5, mientras que los BED 1 y 2 son los de cinética más lenta.

Gráfico 4-8- Curvas del modelo clásico para cada compósito- Cobre



Modelo de Klimpel

Con el ingreso de los datos experimentales en el programa se obtuvieron los parámetros correspondientes al modelo de Klimpel.

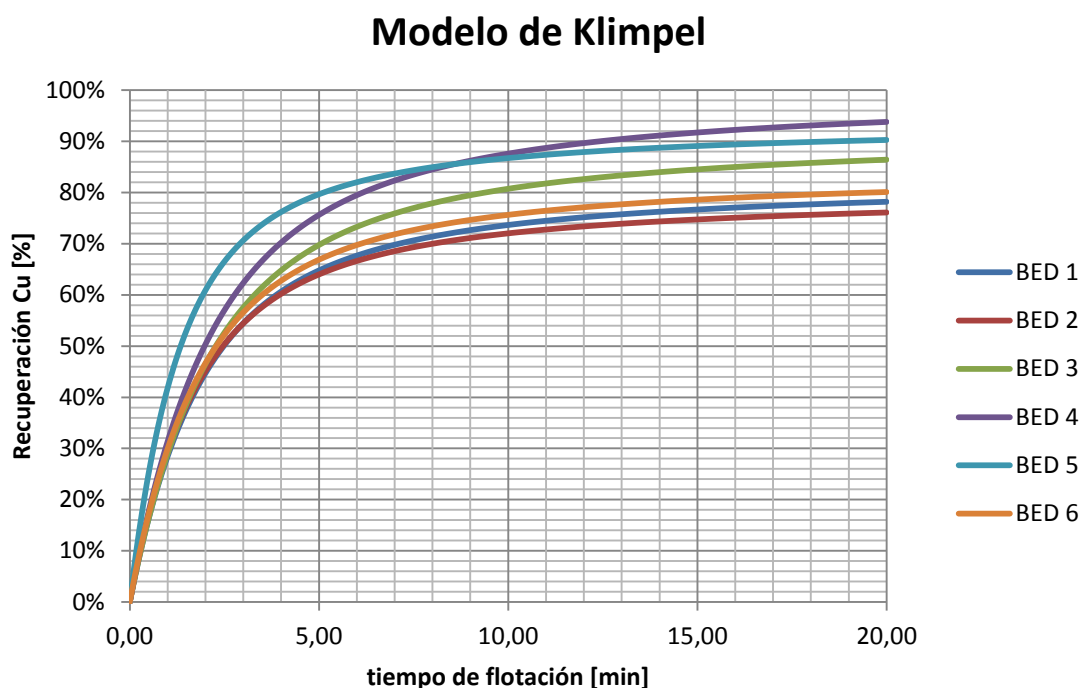
	R_{∞}	k	R
BED 1	0,83	0,91	0,9995
BED 2	0,80	0,98	0,9974
BED 3	0,92	0,81	0,9991
BED 4	1,00	0,81	0,9993
BED 5	0,94	1,32	0,9966
BED 6	0,85	0,95	0,9973

Tabla 4-6- Parámetros del modelo de Klimpel para cobre

Utilizando los parámetros de la Tabla 4-6, y aplicando la fórmula del modelo $R = R_{\infty} \left(1 - \frac{1}{k\tau} (1 - e^{-k\tau})\right)$ se obtienen las curvas para cada Compósito (Gráfico 4-9).

Puede corroborarse que los compósitos con mayor cinética de cobre según este modelo son los BED 4 y 5, mientras que los BED 1 y 2 son los que tienen una cinética más lenta; tal como en el modelo clásico.

Gráfico 4-9- Curvas del modelo de Klimpel para cada compósito.Cobre.



Modelo de Kelsall

Con el ingreso de los datos experimentales en el programa se obtuvieron los parámetros correspondientes al modelo de Kelsall.

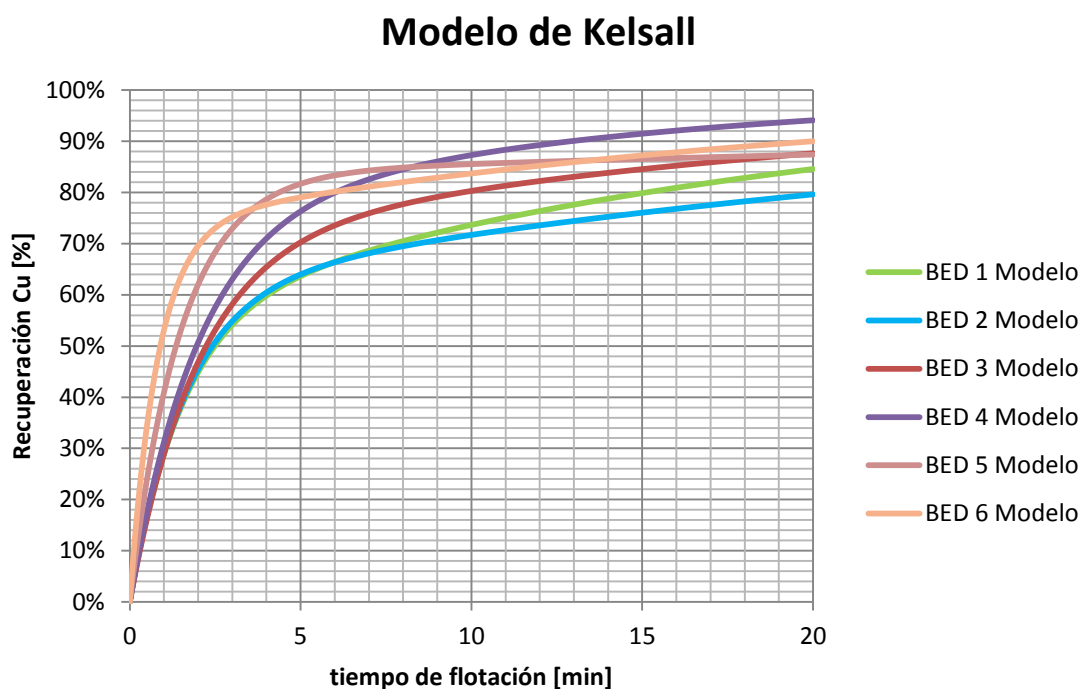
	φ	k_f	k_s	R
BED 1	0,45	0,65	0,05	0,99994
BED 2	0,39	0,61	0,03	0,99874
BED 3	0,30	0,50	0,04	0,99963
BED 4	0,25	0,50	0,07	0,99944
BED 5	0,16	0,67	0,01	0,99953
BED 6	0,27	1,22	0,05	0,99947

Tabla 4-7- Parámetros del modelo de Kelsall para cada compósito- Cobre.

Utilizando los parámetros de la Tabla 4-7, y aplicando la fórmula del modelo $R = (1 - \varphi)(1 - e^{-k_f \tau}) + \varphi(1 - e^{-k_s \tau})$ se obtienen las curvas para cada Compósito (Gráfico 4-10).

Con este modelo los compósitos con mayor cinética de cobre son los BED 6 y 5, mientras que los BED 1 y 2 son de cinética más lenta; tal como en el modelo clásico.

Gráfico 4-10- Curvas del modelo de Kelsall para cada compósito. Cobre.



Modelo de Kelsall Modificado

Con el ingreso de los datos experimentales en el programa se obtuvieron los parámetros correspondientes al modelo de Kelsall Modificado.

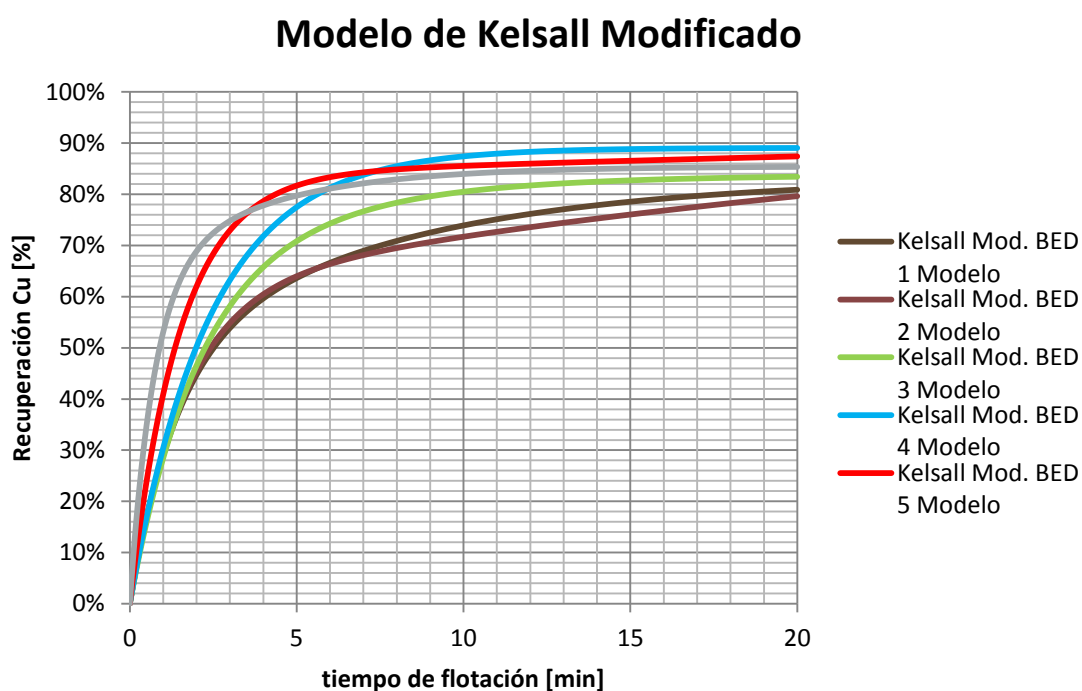
	φ	k_f	k_s	R_∞	R
BED 1	0,44	0,74	0,14	0,83	0,99997
BED 2	0,39	0,61	0,03	1,00	0,99874
BED 3	0,25	0,50	0,20	0,84	0,99968
BED 4	0,55	0,50	0,35	0,89	0,99986
BED 5	0,16	0,67	0,01	1,00	0,99953
BED 6	0,25	1,39	0,27	0,85	0,99963

Tabla 4-8- Parámetros del modelo de Kelsall modificado para cada compósito- Cobre.

Utilizando los parámetros de la Tabla 4-8, y aplicando la fórmula del modelo $R = R_{\infty} [(1 - \varphi)(1 - e^{k_f \tau}) + \varphi(1 - e^{k_s \tau})]$ se obtienen las curvas para cada compósito (Gráfico 4-11).

Puede corroborarse que los compósitos con mayor cinética de flotación para cobre según este modelo son los BED 6 y 5, mientras que los BED 1 y 2 son que tienen la cinética de flotación para cobre más lenta; tal como en el modelo clásico.

Gráfico 4-11- Curvas del modelo de Kelsall modificado para cada compósito. Cobre.



Modelo Gamma

Con el ingreso de los datos experimentales en el programa se obtuvieron los parámetros correspondientes al modelo Gamma.

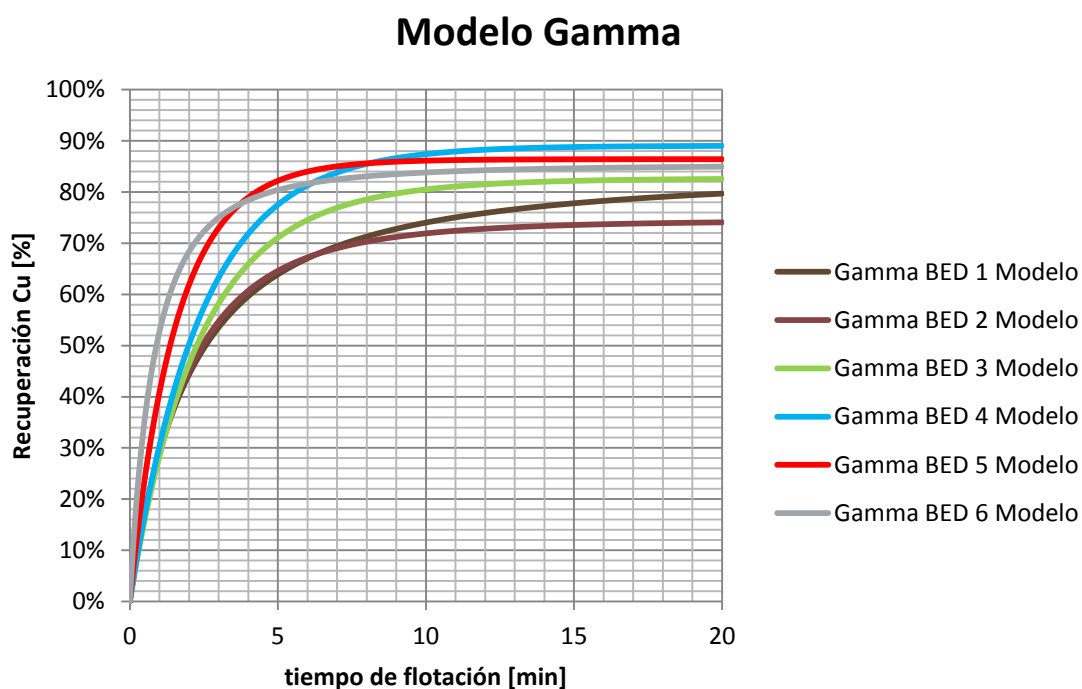
	R_{∞}	λ	P	R
BED 1	0,84	2,80	1,38	0,99994
BED 2	0,74	7,82	4,08	0,99823
BED 3	0,83	27,31	11,67	0,99965
BED 4	0,89	93,63	39,27	0,99986
BED 5	0,86	32,67	21,17	0,99942
BED 6	0,85	1,69	2,06	0,99961

Tabla 4-9- Parámetros del modelo Gamma para cada compósito. Cobre.

Utilizando los parámetros de la Tabla 4-9, y aplicando la fórmula del modelo $R = R_{\infty} \left[1 - \left(\frac{\lambda}{\lambda + \tau} \right)^P \right]$ se obtienen las curvas para cada compósito (Gráfico 4-12).

Puede corroborarse que los compósitos con mayor cinética de flotación cobre según este modelo son los BED 6 y 5, mientras que los BED 1 y 2 son los de cinética más lenta; tal como en el modelo clásico.

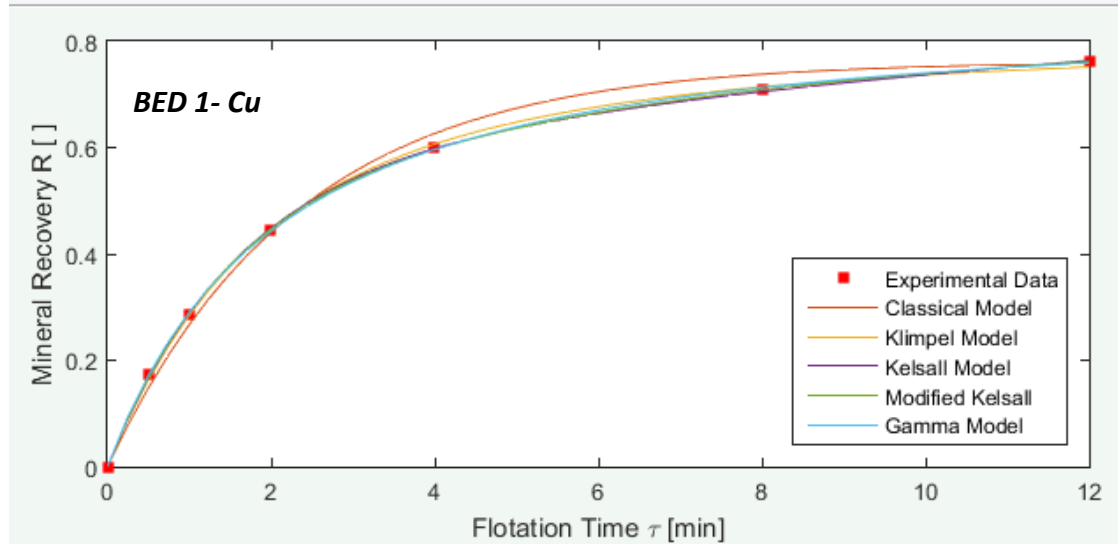
Gráfico 4-12- Curvas del modelo Gamma para cada compósito. Cobre.



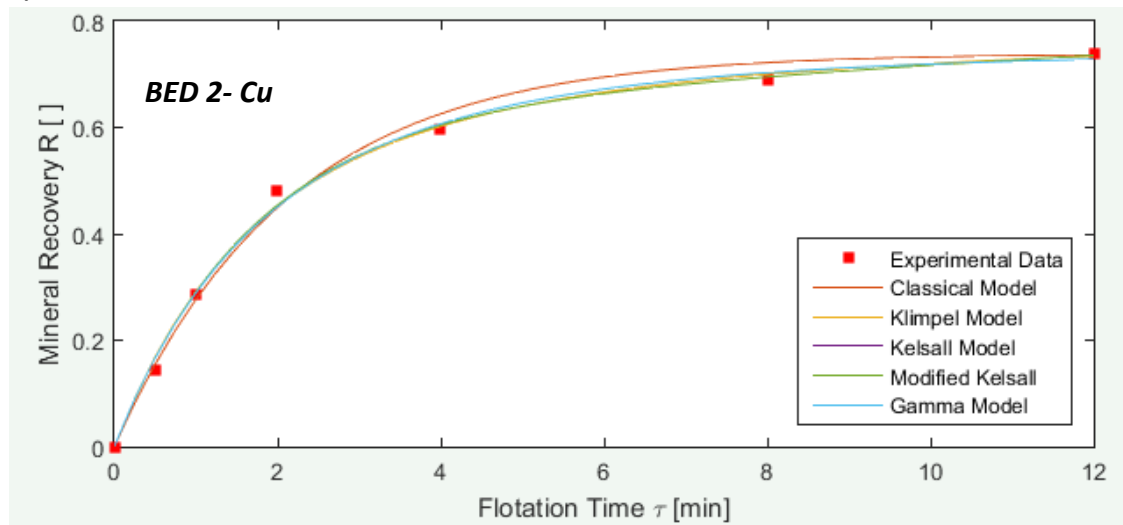
El coeficiente de correlación R (denominado así por el autor del software, diferente a recuperación (R)) que se observa en las tablas de parámetros indica qué tan bien se ajusta el modelo a los datos experimentales. Cuando R es 1 quiere decir que el ajuste es perfecto. En el presente caso los coeficientes son muy cercanos a 1 por lo que podemos considerar que el ajuste es excelente. El Gráfico 4-13 compara el modelo con los datos experimentales.

Gráfico 4-13- Ajuste del modelo a los datos experimentales. a) BED 1- Cu b) BED 2- Cu c) BED 3- Cu d) BED 4- Cu e) BED 5- Cu f) BED 6- Cu

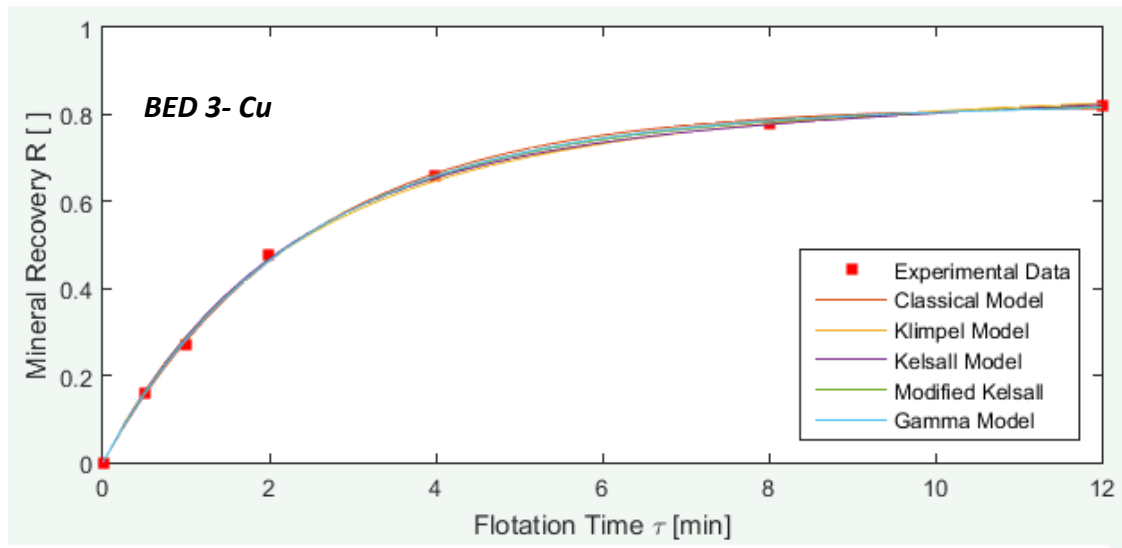
a)



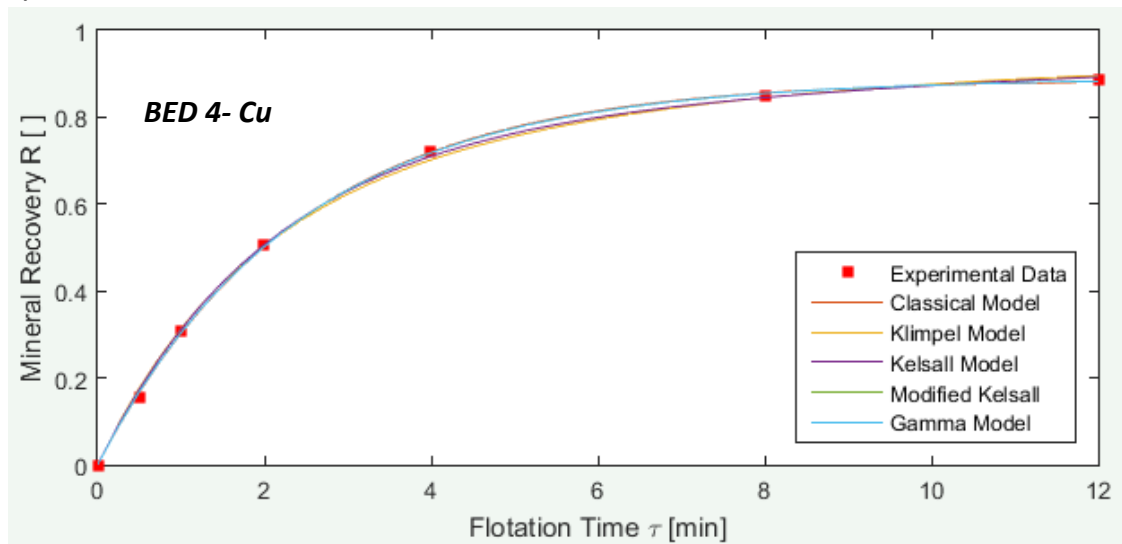
b)



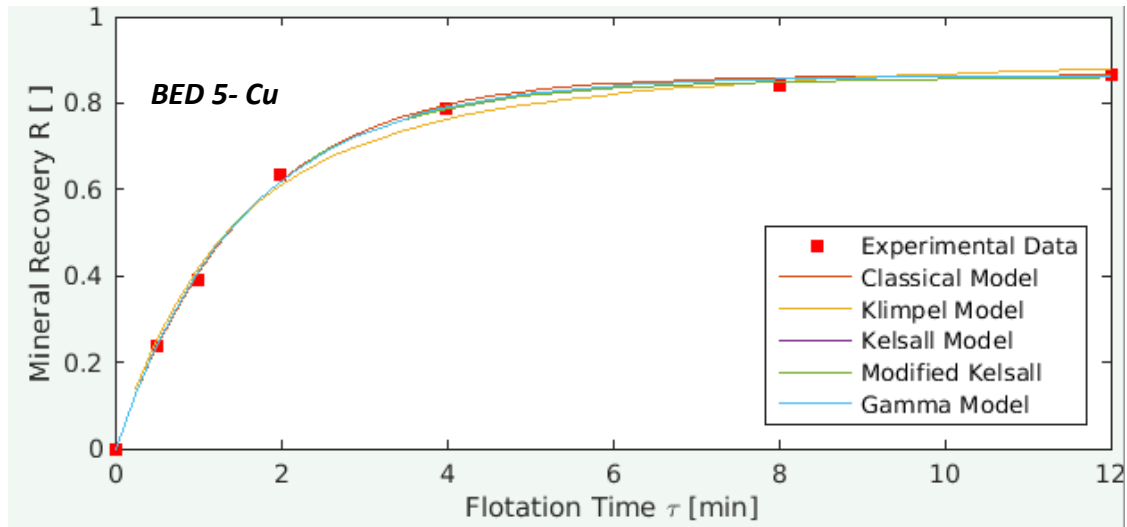
c)



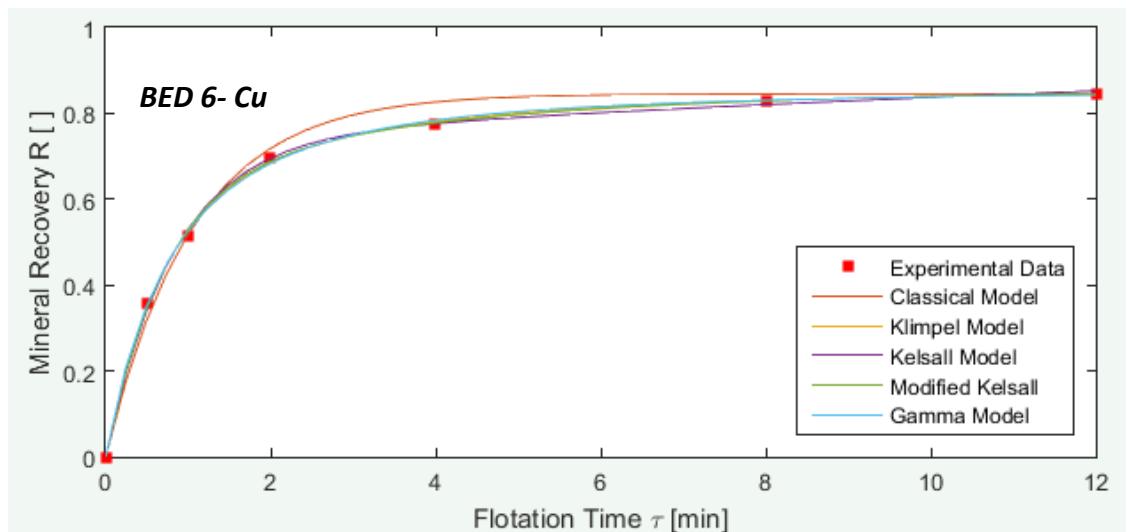
d)



e)



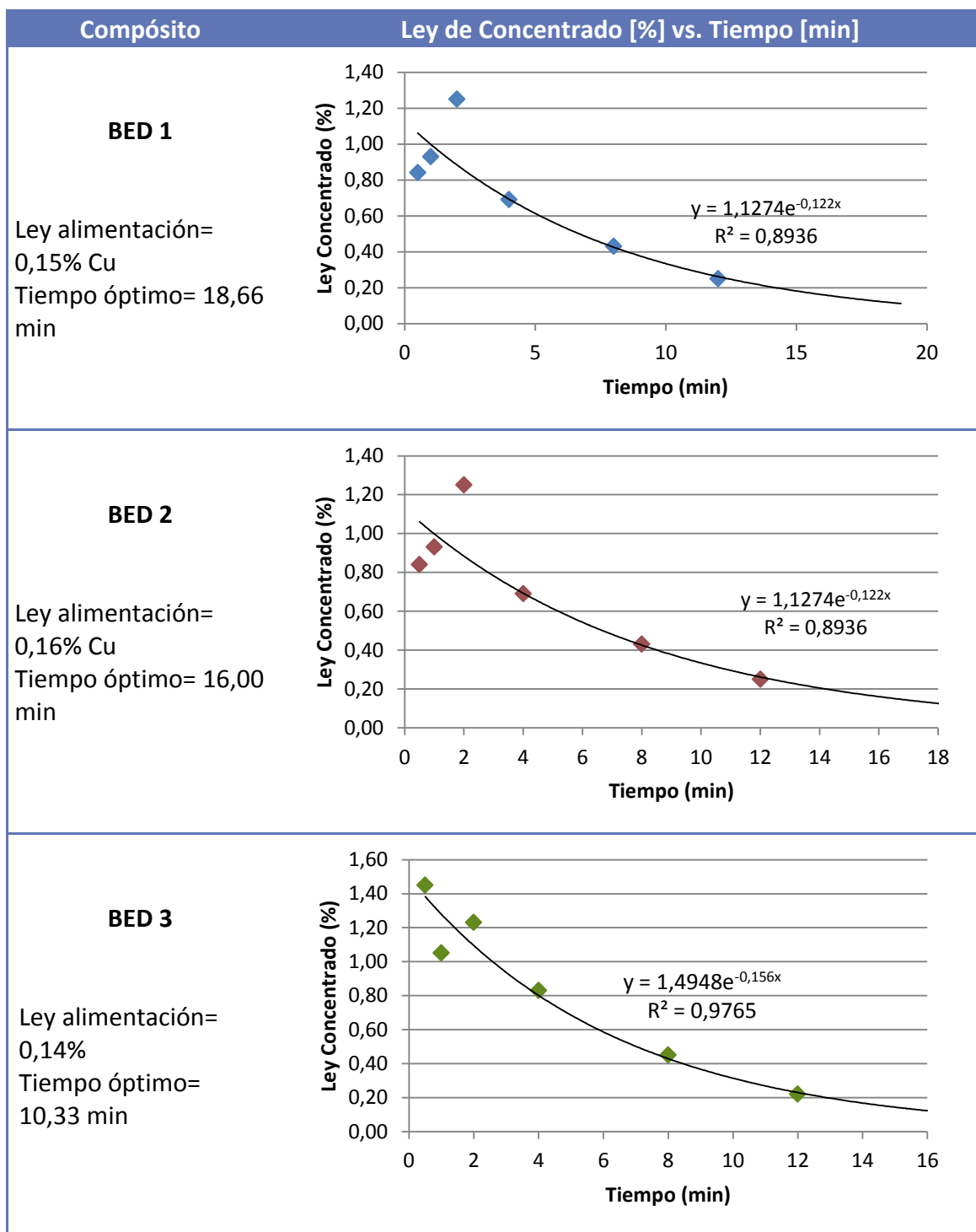
f)



A medida que el modelo cuenta con más parámetros, mejor es el ajuste experimental. Todos los modelos aplicados son de primer orden, por lo que es válido decir que la cinética de flotación de cobre en los compósitos estudiados es de orden 1.

4.7 TIEMPO ÓPTIMO DE FLOTACIÓN

Según la aplicación del criterio de Agar, el tiempo óptimo de flotación promedio fue de 11,51 minutos (11 minutos 30 segundos). La Tabla 4-10, a continuación, describe el cálculo del tiempo de flotación para cada compósito.



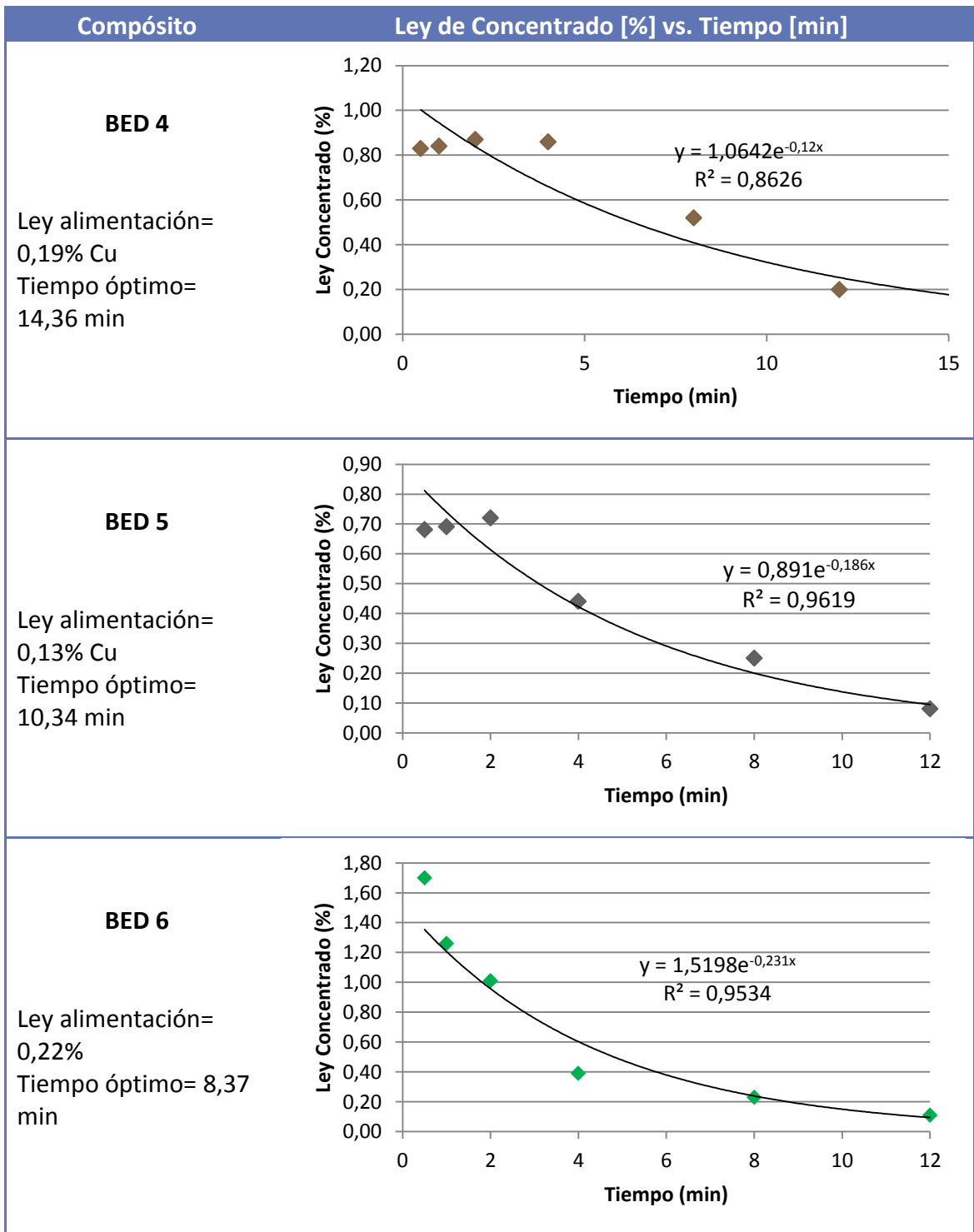


Tabla 4-10- Determinación del tiempo óptimo de flotación de cobre para cada compósito

4.8 TIEMPO ÓPTIMO DE REMOLIENDA

El tiempo óptimo de remolienda determinado para un concentrado primario de planta fue de 18 min 37 s. Ver Tabla 4-11.

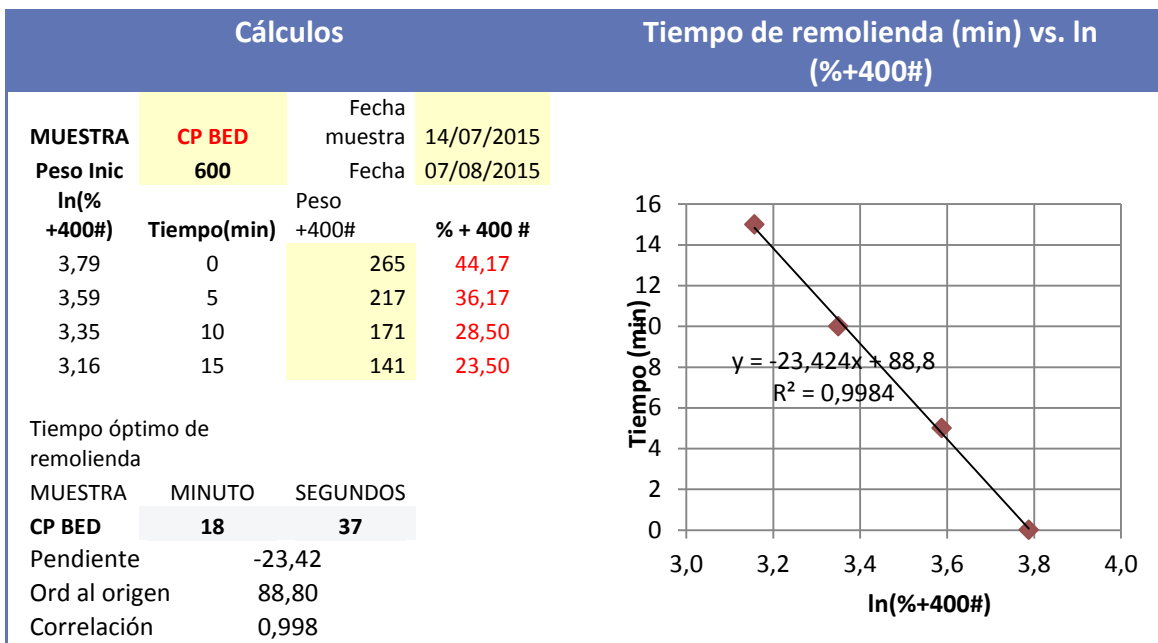


Tabla 4-11- Determinación del tiempo óptimo de remolienda- CP BED

4.9 TEST DE LIMPIEZA (CLEANER) PRELIMINARES

Los resultados de las pruebas Cleaner preliminares sobre Concentrado Primario BED 14/07/15 se muestran en la Tabla 4-12. La recuperación en peso (porcentaje de masa de concentrado obtenido en relación a la alimentación) es muy alta, probablemente debido a la utilización de espumante polipropilenglicol (DOW 1012). Esto se traduce en una falta de selectividad, que se refleja en las altas recuperaciones obtenidas en ambas pruebas.

Prueba	C (g)	T(g)	F(g)	f(%)	c(%)	t(%)	R(%)	Rp(%)
Test Cleaner 1	235,0	357,0	592,0	3,8263	9,32	0,21	0,97	0,40
Test Cleaner 2	288,0	305,0	593,0	3,65024	7,23	0,27	0,96	0,49

Tabla 4-12- Resultados de pruebas Cleaner preliminares

4.10 TEST DE CICLO ABIERTO

Se realizaron dos pruebas de ciclo abierto debido a la poca cantidad de muestra disponible. La primera prueba fue preliminar, con muestra del Compósito BED 1 (dominio P0- fresco-alteración potásica), que tiene una ley de cabeza de 0,15% Cu. Para la segunda prueba se realizó un Blending (mezcla) entre los compósitos BED 2 y BED 3 (dominios P1 y P2-fresco-alteración potásica). Según el Dpto. de Geología estos dominios alimentarán principalmente al concentrador en las siguientes fases.

Prueba preliminar (TCA1): Los resultados de la prueba de ciclo (TCA1) se muestran en la Tabla 4-13. Podemos observar que la recuperación en peso en la primera etapa de limpieza es muy alta, perdiendo selectividad. Por este hecho, para la prueba siguiente se eliminó el espumante polipropilenglicol y sólo se utilizaron espumantes alcohólicos.

	C(g)	T(g)	F(g)	c (%)	t (%)	f(%)	Rec.	Rec. Peso
Rougher	1185	8606	9791	0,86	0,03	0,15	0,828916	12,10%
Cleaner 1	326	771	1097	1,93	0,42	0,86	0,653935	29,72%
Scavenger	252	519	771	1,11	0,08	0,42	0,872399	32,68%
Cleaner 2	16	249	265	3,53	1,81	1,9	0,097215	6,04%

Tabla 4-13- Resultados de prueba de ciclo abierto preliminar (TCA1)

Prueba TCA 2: Los resultados de la prueba de ciclo (TCA2) se muestran en la Tabla 4-14. Se obtuvo mejor selectividad en las flotaciones de limpieza

	C(g)	T(g)	F(g)	c (%)	t (%)	f(%)	Rec.	Rec. Peso
Rougher	980,00	11745,96	12725,96	1,59	0,03	0,15	82%	8%
Cleaner 1	225,75	740,00	965,75	4,00	0,85	1,59	59%	23%
Scavenger	181,50	558,50	740,00	3,10	0,18	0,90	85%	25%
Cleaner 2	32,24	187,00	219,24	9,80	3,00	4,00	36%	15%

Tabla 4-14- Resultados Test de Ciclo Abierto (TCA2) Blending BED 2y3

4.11 SIMULACIÓN DE PRUEBA DE CICLO CERRADO (SPLIT FACTORS)

Se aplicó el método del Split Factor para simular un Test de Ciclo Cerrado a partir de los datos batch obtenidos en los TCA 1 y 2.

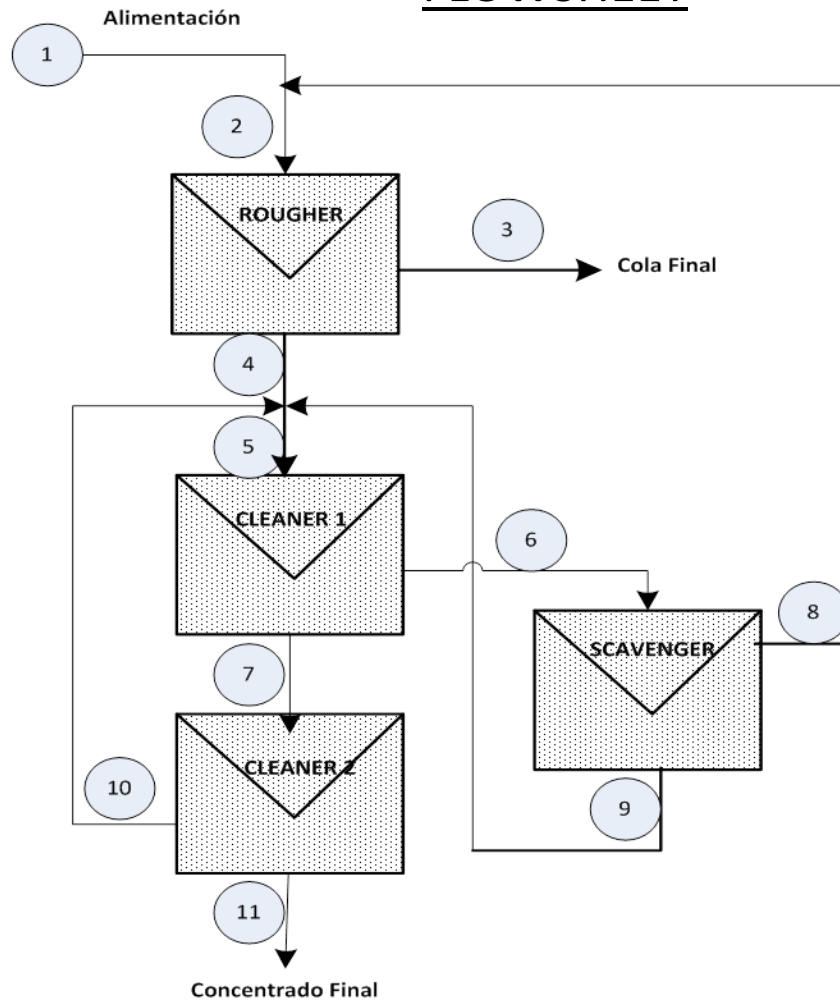
Prueba preliminar (TCA1)

La aplicación del método de simulación dio como resultado una recuperación de 76,4% con una ley de concentrado final de 16,55%. Esta baja ley puede ser debida a la falta de selectividad en las flotaciones de limpieza (alta recuperación en peso). Los datos de entrada y resultados de la simulación se muestran en las páginas siguientes. Los detalles de los balances de masa y finos pueden consultarse en el **Apéndice I: Hojas de datos y ensayos**.

Prueba final (TCA2)

La aplicación del método de simulación dio como resultado una recuperación de 77,1% con una ley de concentrado final de 25,17%. Los datos de entrada y resultados de la simulación se muestran en las páginas siguientes. Los detalles de los balances de masa y finos pueden consultarse en el **Apéndice I: Hojas de datos y ensayos**.

FLWSHEET



DATOS DE ENTRADA TCA1

	Cu (%)
<i>f</i>	0,15
<i>cR</i>	0,86
<i>tR</i>	0,03
<i>cCl1</i>	1,93
<i>tCl1</i>	0,42
<i>cSc</i>	1,11
<i>tSc</i>	0,08
<i>cCl2</i>	3,53
<i>tCl2</i>	1,81

Etapa	Recu	SFCu	f	c	t
Rougher	0,828916	0,855422	0,15	0,86	0,03
Cleaner 1	0,653935	0,708609	0,86	1,93	0,42
Scavenger	0,880952	0,666667	0,42	1,11	0,08
Cleaner 2	0,127606	0,930233	1,93	3,53	1,81
F (t/h)	4375				

RESULTADOS	
COBRE	
Recu masa	76,4%
Recu fino	76,4%
Ley CF	16,55%

RESULTADOS TCA1

Finos	Ciclo	fR	cR	tR	fCl1	cCl1	tCl1	fSc	cSc	tSc	fCl2	cCl2	tCl2
		75	0,001779	0,010201491	0,000356	0,04031	0,09046	0,01969	0,01969	0,05203	0,00352	0,09046	0,1655

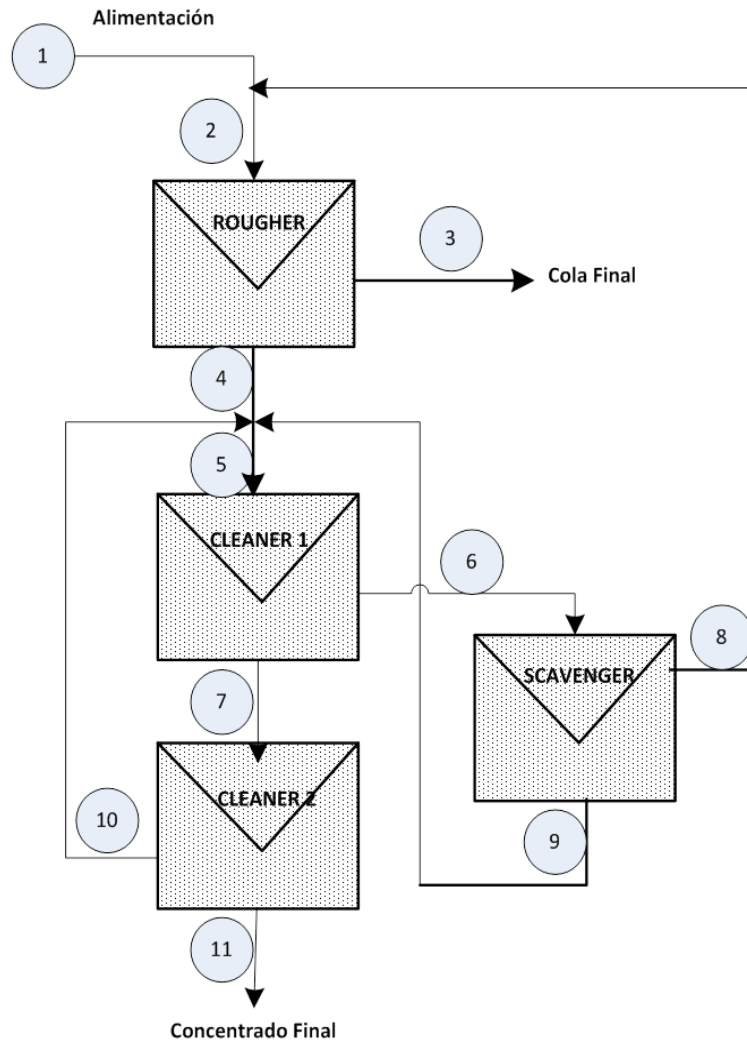
Masa	Ciclo	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
		29	4375	5079,019043	4344,703	734,316	1490,2834	1056,0287	434,2548	704,0191	352,0096	403,9579

Etapa	Ley alimentación	Ley concentrado	Ley cola	Recuperación
Rougher	0,001779	0,010201491	0,000356	0,828916
Cleaner 1	0,04031	0,090462937	0,019686	0,653935
Scavenger	0,019686	0,052027907	0,003515	0,880952
Cleaner 2	0,090463	0,165458118	0,084838	0,127606

Recuperación **76,4%** $R = \frac{c(f-t)}{f(c-t)}$

Recuperación **76,4%** $R = \frac{Cc}{Ff}$

FLOWSHEET



DATOS DE ENTRADA TCA2

	Cu (%)
<i>f</i>	0,15
<i>cR</i>	1,59
<i>tR</i>	0,03
<i>CCI1</i>	4,00
<i>tCl1</i>	0,85
<i>CSc</i>	3,10
<i>tSc</i>	0,18
<i>cCl2</i>	9,80
<i>tCl2</i>	3,00

Etapa	Recu	SFCu	f	c	t
Rougher	0,815385	0,923077	0,15	1,59	0,03
Cleaner 1	0,590995	0,765079	1,59	4,00	0,85
Scavenger	0,836825	0,770548	0,85	3,10	0,18
Cleaner 2	0,360294	0,852941	4,00	9,80	3,00
F (t/h)	4375				

RESULTADOS

COBRE

Recu masa	77,1%
Recu fino	77,1%
Ley CF	25,17%

Finos	fR	cR	tR	fCl1	cCl1	tCl1	fSc	cSc	tSc	fCl2	cCl2	tCl2
	0,001726975	0,018305939	0,000345395	0,040843797	0,102751691	0,021835	0,021835	0,079633	0,004624	0,102752	0,251742	0,077064

Masa	Ciclo	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
	18	4375	4717,819437	4354,910249	362,9091874	581,5129	444,9036	136,6094	342,8195	102,084	116,5198	20,08962

Etapas	Ley alimentación	Ley concentrado	Ley cola	Recuperación
Rougher	0,17%	1,83%	0,03%	82%
Cleaner 1	4,08%	10,28%	2,18%	59%
Scavenger	2,18%	7,96%	0,46%	84%
Cleaner 2	10,28%	25,17%	7,71%	36%

	Alim	6,5625
	Conc	5,057392962
Recuperación		77,1%
Recuperación		77,1%

4.12 ANÁLISIS DE DATOS DE CAMPAÑAS DE BED EN PLANTA

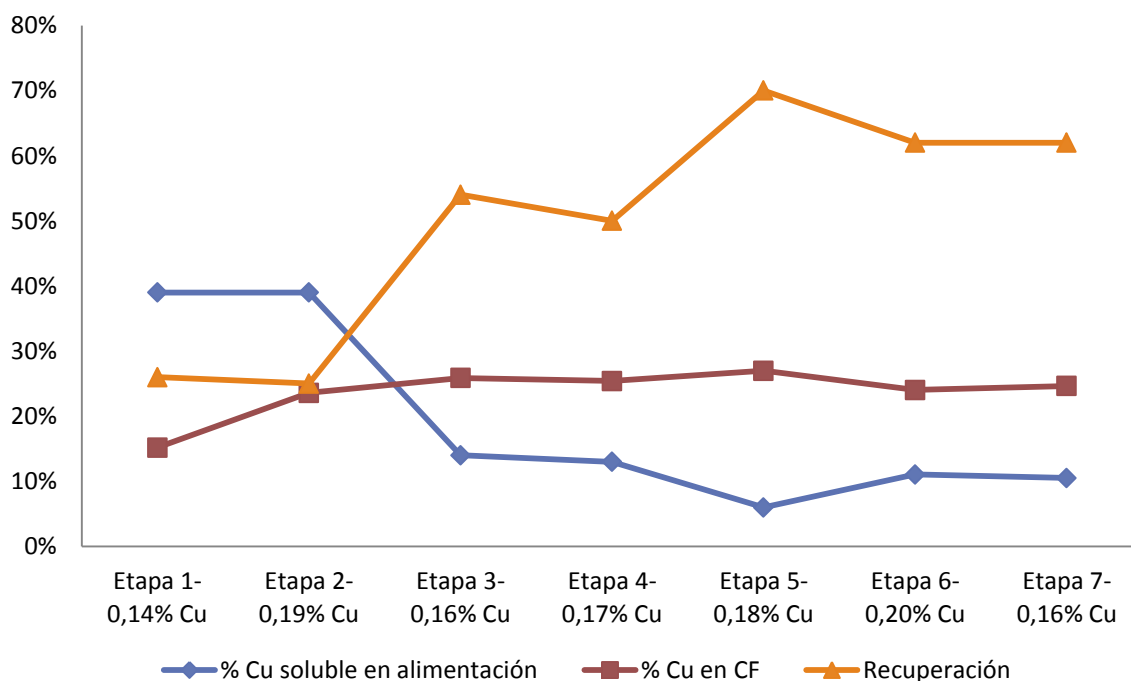
4.12.1 RELACIÓN ENTRE LA RECUPERACIÓN Y EL COBRE SOLUBLE EN LA ALIMENTACIÓN

El envío de mineral de BED a planta se organiza por campañas. Los datos de los controles químicos (muestreos) diarios en la planta muestran en la Tabla 4-15 y el Gráfico 4-14. Como puede verse en el Gráfico 4-14, es evidente la relación inversa existente entre el porcentaje de cobre soluble en alimentación y la recuperación de cobre obtenida.

Etapa	Fecha inicio	Fecha fin	Días	Cant. de controles	% Cu F	% CuOx	% Cu en CF	R
Etapa 1	16/02/2015	21/03/2015	34	272	0,14%	39%	15,17%	26%
Etapa 2	15/04/2015	24/04/2015	10	80	0,19%	39%	23,59%	25%
Etapa 3	04/05/2015	11/05/2015	8	64	0,16%	14%	25,86%	54%
Etapa 4	31/05/2015	09/06/2015	10	80	0,17%	13%	25,41%	50%
Etapa 5	14/07/2015	17/07/2015	4	32	0,18%	6%	26,97%	70%
Etapa 6	02/08/2015	05/08/2015	3	24	0,20%	11%	24,03%	62%
Etapa 7	01/09/2015	09/09/2015	9	72	0,16%	11%	24,65%	62%

Tabla 4-15- Promedio de comportamiento en planta por etapas

Gráfico 4-14- Datos promedio de comportamiento en planta (BED) por etapas



Los muestreos se realizan cada tres horas y son cuatro por turno: en el turno día a las 8:00, 11:00, 14:00 y 17:00 hs. y en el turno noche a las 20:00, 23:00, 02:00, y 05:00 hs.; sumando un total de ocho controles diarios. Los puntos de muestreo son:

- RF (Rougher Feed) Alimentación Rougher
- CF (Concentrado Final)
- KF (Cola Final)

En la Tabla 4-15 se describe la duración de cada campaña BED en planta y los números de controles para cada una, sumando un total de 624 muestras de cada punto de muestreo (1872 en total). Estas son analizadas en el laboratorio químico por %Cu total y %Cu soluble en ácidos (CuOx). A partir de estos datos se calcula:

$$\%Cu \text{ soluble en alimentación} = \frac{CuOx \text{ en alimentación (\%)}}{Cu \text{ total en alimentación (\%)}}$$

$$Recuperación = \frac{c}{f} \left(\frac{f - t}{c - t} \right)$$

Con todos los parámetros en una planilla de cálculo podemos graficar la Recuperación vs. % Cu soluble en la alimentación (Gráfico 4-15) y encontrar la ecuación de regresión que los relaciona (Gráfico 4-16).

Gráfico 4-15- BED respuesta en planta. Recuperación de Cu vs. % Cu soluble en la alimentación. Por etapas.

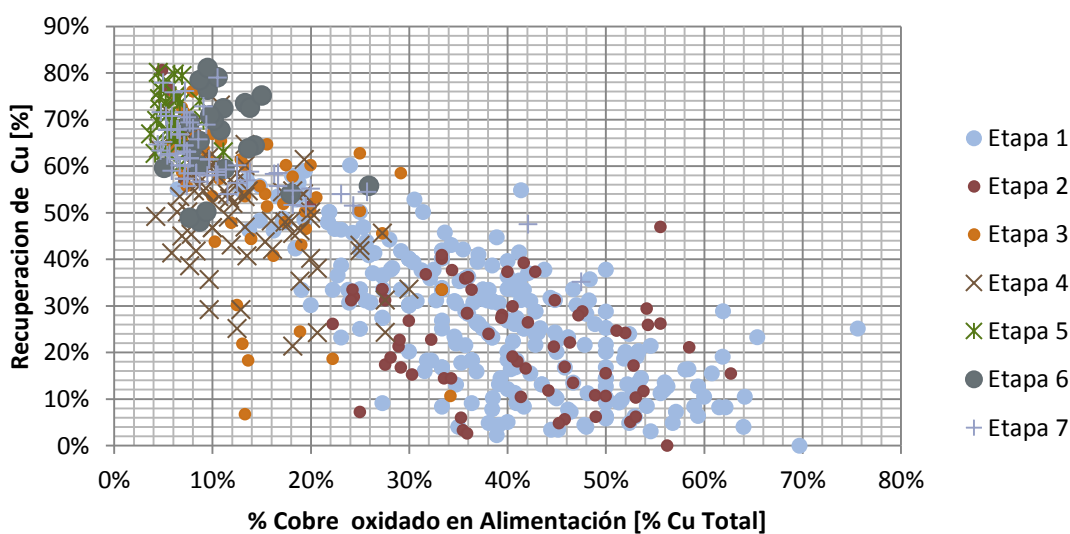
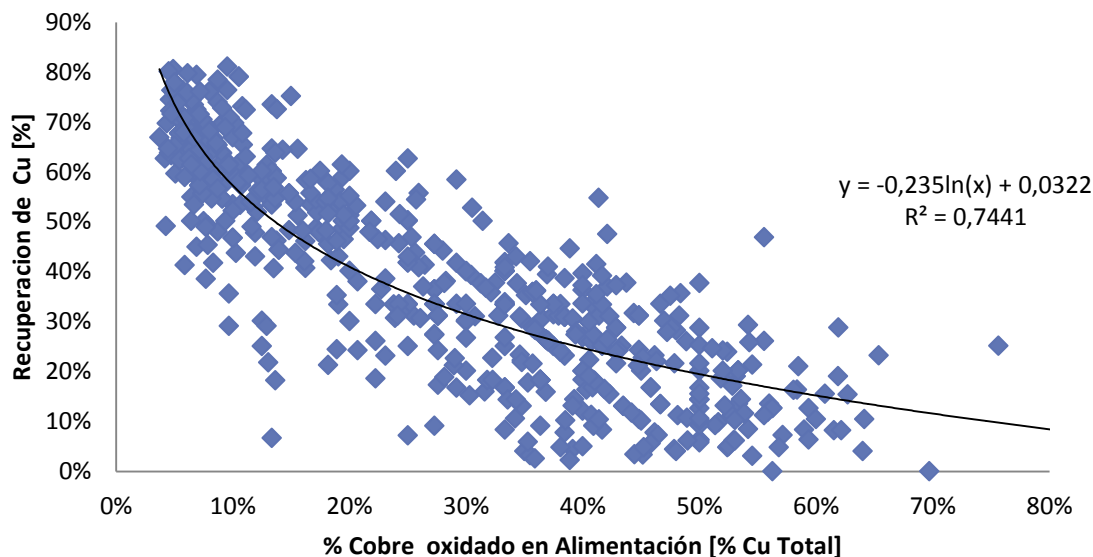


Gráfico 4-16- BED respuesta en planta. Recuperación de Cu vs. % Cu soluble en alimentación. Regresión logarítmica.



Es posible expresar esta relación como:

$$\ln R = -0235 \ln \%Cu_{sol} + 0,0322$$

$$R^2 = 0.7441$$

4.12.2 COMPARACIÓN DE RESPUESTA EN PLANTA EN LA FLOTACIÓN DE ORO-BED VS. MAA

Con el análisis de datos estadísticos de resultados de planta, en el periodo de enero a septiembre de 2015 se observa lo siguiente:

- El mineral molido total fue de 24,6 millones de toneladas, el 68,6% proveniente de MAA y el 31,4% restante de BED (ver Gráfico 4-17).
- La producción total de concentrado para tal periodo fue de 146.915 t, 81,65% correspondiente a MAA y 18,35% de BED (ver Gráfico 4-18).
- Las leyes de Au promedio alimentadas al circuito de flotación fueron 0,22 g/t para MAA vs. 0,31 g/t para BED (ver Gráfico 4-19). La ley de Au de BED fue superior a la de MAA en todo el periodo, excepto el mes de marzo.
- La recuperación de Au por flotación promedio fue de 53,88% para BED vs. el 61,31% para MAA (ver Gráfico 4-20). El mineral de BED tiene mayor ley de alimentación pero peor recuperación (Gráfico 4-21).
- Las leyes de Au en concentrado final promedio fueron: 18,72 g/t para MAA y 47,66 g/t para BED (Gráfico 4-22).

Gráfico 4-17- Toneladas molidas BED vs. MAA- Enero a Septiembre de 2015

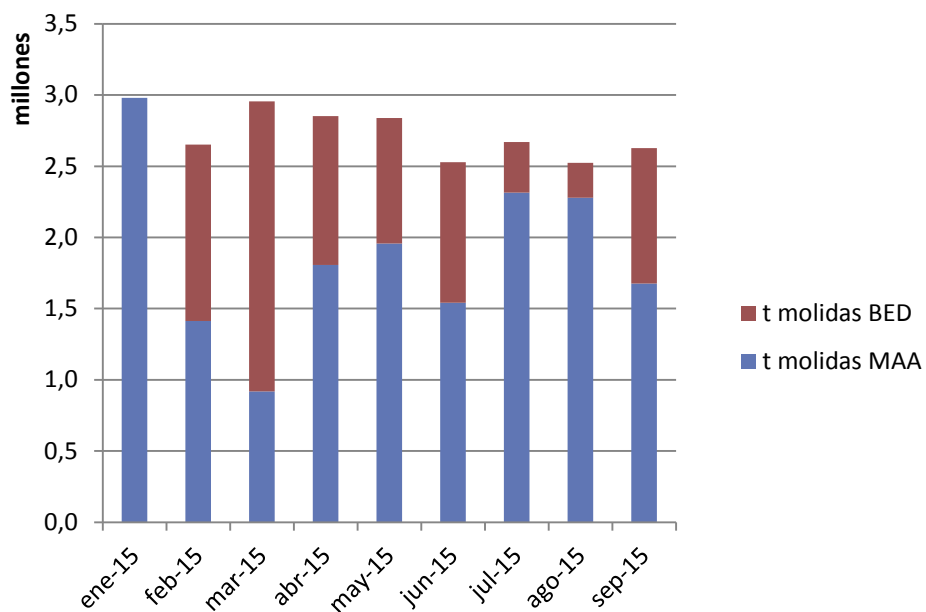


Gráfico 4-18- Concentrado producido BED vs. MAA- Enero a Septiembre de 2015

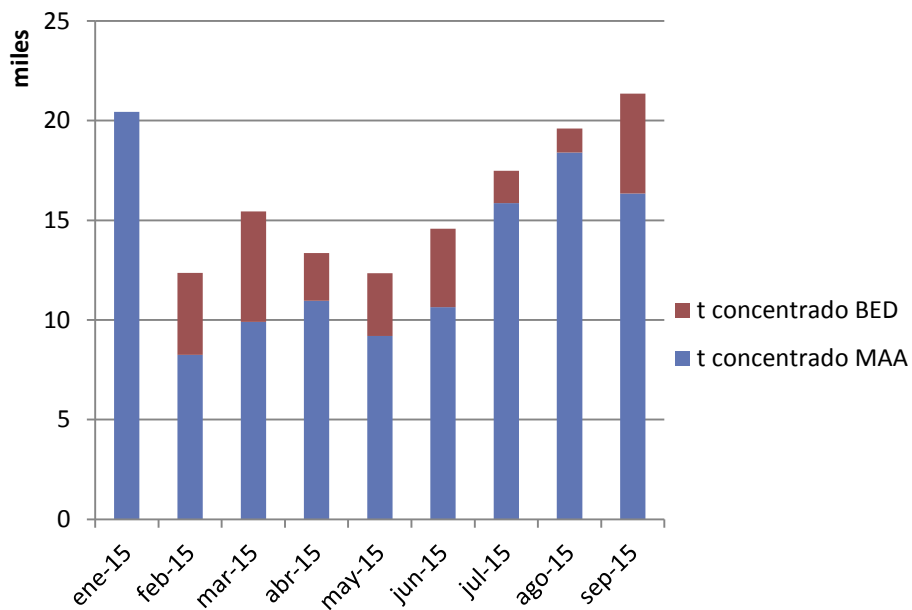


Gráfico 4-19- Leyes de alimentación de oro al circuito de flotación por mes- Comparativo MAA vs. BED 2015

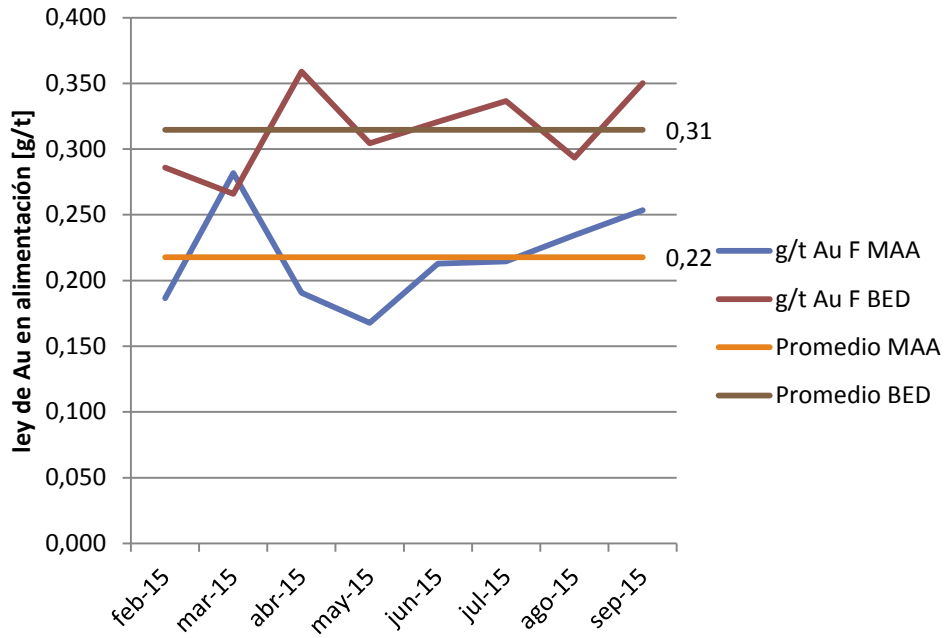


Gráfico 4-20- Recuperación de oro en concentrado por mes- Comparativo MAA vs. BED- 2015

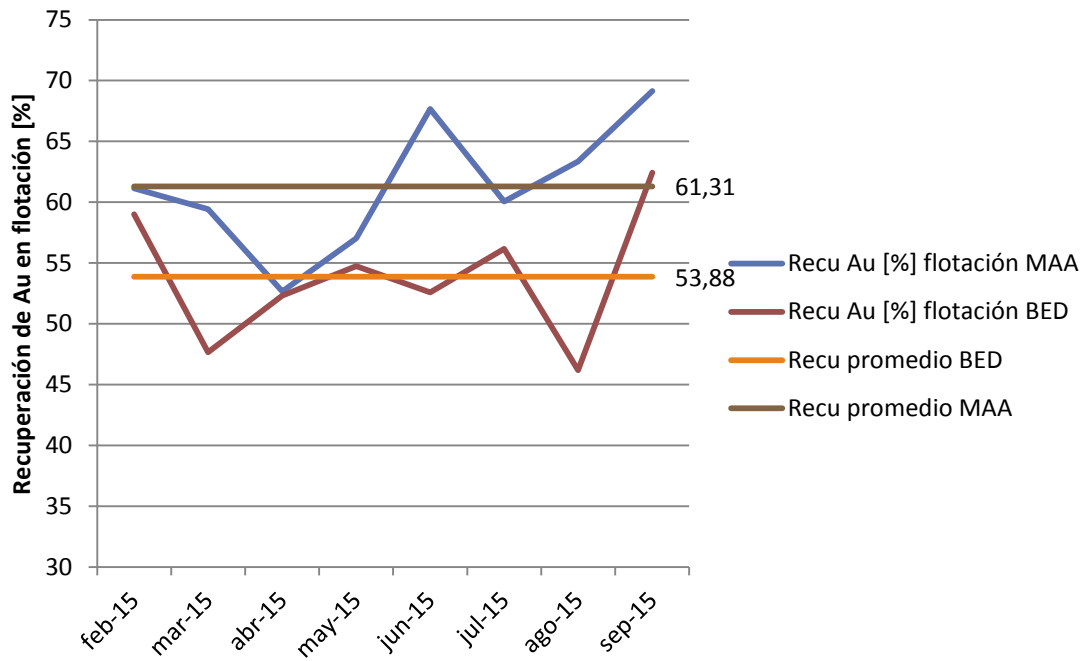


Gráfico 4-21- Recuperación de Au en flotación vs. ley de Au en alimentación- Comparativo MAA-BED. 2015

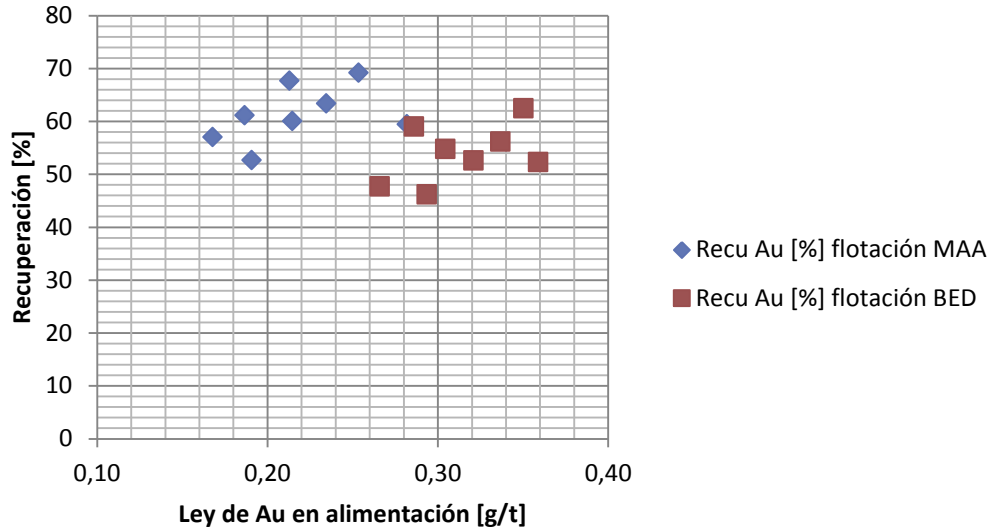
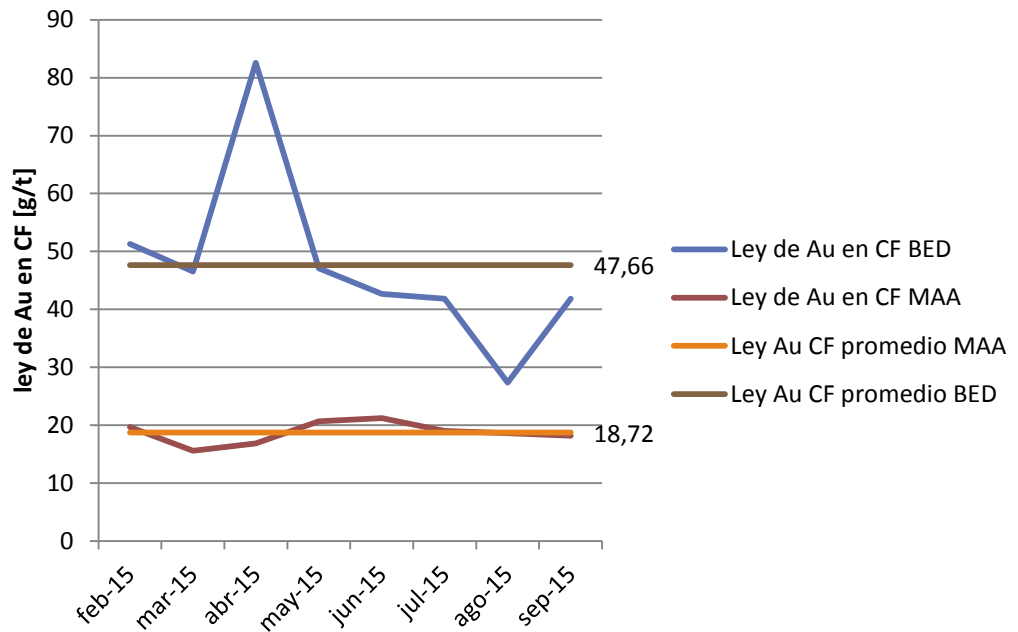


Gráfico 4-22- Ley de Au en concentrado final por mes- Comparativo MAA-BED.2015



CAPÍTULO 5: CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

5.1 CONCLUSIONES

Se realizó un estudio de la recuperación y cinética de flotación en laboratorio de seis diferentes compósitos de distintos dominios geológicos de la fase 3 del yacimiento de Bajo el Durazno, mediante pruebas semi-batch. Las leyes de cabeza promedio entre los compósitos estudiados fue de 0,17% Cu, 0,44 g/t Au, 0,63 g/t Ag y 53,5 g/t Mo.

Las pruebas de flotación estándar Rougher (6 minutos) dieron recuperaciones promedio de 75,02% para cobre, 74,82% para oro, 27,24% para plata y 63,58% para molibdeno, con una ley promedio de concentrado de cobre de 1,2% Cu.

Las recuperaciones promedio en las pruebas de cinética de flotación Rougher (12 minutos) fueron 82,04% para cobre, 79,35% para oro, 58,78% para plata y 63,58% para molibdeno.

El tiempo óptimo de flotación promedio de laboratorio fue de 11 min 30s. Considerando un factor de Agar de 1,7; el tiempo industrial de flotación sería de unos 19 min 35 s. El tiempo de residencia existente en las líneas Rougher del concentrador es de aproximadamente 20 min, por lo que las instalaciones actuales serían suficientes.

El tiempo de flotación del ensayo de flotación estándar Rougher (6 min) no es el adecuado para las muestras estudiadas, tal como se observa en las curvas de cinética.

La aplicación de modelos cinéticos de primer orden a los datos experimentales demuestra que la cinética de flotación de los compósitos BED 1 al 6 es de primer orden.

Teniendo en cuenta el modelo clásico (García-Zúñiga) para el cobre, las mayores constantes cinéticas le corresponden al compósito BED 6 ($k=0,95$; Brecha Bx3), al BED 5 ($k=0,63$; Brecha Bx2) y al BED 2 ($k=0,47$; Pórfido P1).

Los modelos cinéticos que mejor se ajustan a los datos experimentales según su coeficiente de correlación son el modelo de Kelsall modificado (con 4 parámetros), el modelo Gamma (3 parámetros) y el modelo de García Zúñiga (2 parámetros).

La simulación matemática de una prueba de ciclo cerrado (Locked-Cycle Test) a partir de datos batch de laboratorio, dio como resultado una recuperación de 77,1% con una ley de concentrado final (de segunda limpieza) de 25,17% Cu. La alimentación consistió en una mezcla (blending) entre los dos compósitos pertenecientes a los dominios geológicos predominantes (BED 2 y 3, pórfidos P1 y P2).

A partir de la evaluación de la respuesta metalúrgica del mineral de BED en planta se concluye que la recuperación depende en gran medida del porcentaje de cobre soluble en la alimentación y su relación se describe mediante la ecuación $\ln R = -0,235 \ln \%C_{usol} + 0,0322$ ($R^2 = 0,7441$). Este cobre soluble no se encuentra en forma de sulfuro –calcopirita- por lo que no es flotable.

Los resultados de laboratorio, junto con la evaluación de la respuesta en planta, indican que:

En caso de alimentarse mineral fresco (es decir, con menos del 5% de cobre soluble en la alimentación) no existirían mayores inconvenientes para la obtención del producto comercializable (concentrado de $Cu > 25\%$) con una recuperación de alrededor del 77% durante las campañas de BED futuras.

En caso de contar con una mayor proporción de alimentación no flotable (entre 5% y 30%) es posible obtener la ley de concentrado final comercializable (25% Cu) en detrimento de la recuperación que deberá evaluarse con la relación antes mencionada según el porcentaje de cobre soluble en la alimentación).

Finalmente con porcentajes de cobre soluble en la alimentación mayores a 30% la estadística indica que no es posible obtener la ley de concentrado deseada, con recuperaciones muy bajas (del orden del 25-30%). De todas maneras en el futuro constituye una situación poco probable debido a que el material con este grado de oxidación ya se encuentra agotado y no estará presente en los envíos futuros a planta.

Con respecto a la flotación de oro, la recuperación en planta del mineral BED es inferior a la de MAA, debido a su mayor ley de cabeza de oro. En contraposición, se observan leyes de oro en concentrado superiores a MAA, cuya conveniencia deberá evaluarse económicamente.

5.2 RECOMENDACIONES

Realizar ensayos de cinética de flotación periódicos en laboratorio con alimentación Run of Mine (ROM) en cada campaña BED para comparar su respuesta en planta y adecuar el tiempo de flotación en el procedimiento estándar del laboratorio de metalurgia.

Utilizar la ecuación de recuperación de cobre en función del cobre soluble en la alimentación propuesta en el presente trabajo para la elaboración de presupuestos, estimados y planes de producción; teniendo en cuenta los planes de minado.

Realizar pruebas en laboratorio y planta de nuevos reactivos para mejorar la recuperación de cobre de BED.

Estudiar la moliendabilidad de las fases siguientes del BED, debido a los altos tiempos de molienda observados en los compósitos estudiados en el presente trabajo.

Dar continuidad al análisis estadístico de la respuesta en planta de mineral de BED.

Estudiar alternativas para mejorar la recuperación de oro de BED en planta y evaluar económicamente su aplicación.

CAPÍTULO 6: BIBLIOGRAFÍA

- [1] Minera Alumbreira Ltd., «Resumen de la geología del proyecto Bajo el Durazno Oro-Cobre, Provincia de Catamarca, Argentina,» Dpto. de Exploración- inédito, 2014.
- [2] B. A. Wills y T. J. Napier-Munn, *Will's Mineral Processing Technology. An introduction to the practical aspects of ore treatment and mineral recovery.*, Queensland, Australia: Elsevier Science and Technology Books, 2006, pp. 267-352.
- [3] C. Ek, «Beneficiation of auriferous gravity tailings,» de *1991 SME Annual Meeting*, Denver, Colorado, 1991.
- [4] E. H. Peralta, «Informes parciales del programa de generación de proyectos. Secretaría de Minería de Catamarca,» inédito, Catamarca, 2012.
- [5] O. Pavez, «Apuntes de Concentración de Minerales I,» Facultad de Ingeniería- Dpto. de Metalurgia. Universidad de Atacama, 2009.
- [6] S. M. Bulatovic, *Handbook of flotation reagents*, Elsevier Science and Technology Books, 2007.
- [7] J. B. Yianatos, *Flotación de Minerales*, Universidad Técnica Federico Santa María, 2005.
- [8] M. C. Fuerstenau, J. D. Miller y M. C. Kuhn, *Chemistry of flotation*, New York: Society of Mining Engineers of the American Institute of Mining, Metallurgical and Petroleum Engineers. , 1985.
- [9] CYTEC, «Mining Chemicals Handbook,» Cytec Industries, Inc., USA, 2010.
- [10] N. Arbiter y C. C. Harris, «Flotation Kinetics,» de *Froth Flotation 50th Anniversary Volume* , AIME, 1962, p. 32.

- [11] M. Ounpuu, «Whas that Locked-Cycle Test any good?,» SGS Minerals Services, 2001.
- [12] I. Brezani, «MATLAB Central,» 29 Agosto 2010. [En línea].
- [13] H. García Zúniga, «La recuperación por flotación es una función exponencial del tiempo,» *Boletín Sociedad Nacional de Minería N° 418*, pp. 83-86, 1935.
- [14] R. R. Klimpel, «Selection of chemical reagents for flotation,» de *Mineral Processing Plant Design 2nd Edition*, Littleton, CO, SME, 1980, pp. 907-934.
- [15] D. F. Kelsall, «Application of probability assessment of flotation systems,» de *Transactions, 85*, 1961.
- [16] A. Jowett, «Resolution of flotation recovery curves by a differential plot method,» de *Transactions, 85*, 1974.
- [17] T. Imaizumi y T. Inoue, «Kinetic consideration of froth flotation,» de *6th International Mineral Processing Congress, Cannes, 1965*.
- [18] R. Sloan y P. Mehrfert, «Metallurgical Testing of Samples from the Bajo el Durazno Deposit. KM4134,» Kamloops, 2014.
- [19] A. López Valdivieso y J. L. Reyes Bahena, «Flotación de calcopirita, piritita y molibdenita en minerales de cobre tipo pórfidos,» Universidad Autónoma de San Luis Potosí, México.
- [20] P. Sarquís, V. Ciribeni y M. González, «Depresión selectiva de sulfuros usando extractos naturales,» Instituto de Investigaciones Mineras- UNSJ, San Juan, 2007.
- [21] Minera Alumbreira Ltd., «Presentación de proyecto brownfield- Bajo el Durazno,» inédito, 2014.

- [22] Minera Alumbarrera Ltd., «LOM 2014,» inédito, 2014.
- [23] G. E. Agar y W. B. Kipkie, «Predicting Locked Cycle Flotation Test Results from Batch Data,» J. Roy Gordon Research Laboratory, Missisauga, Ontario, 1978.
- [24] R. P. King, Principles of Flotation, Johannesburg: South African Institute of Mining and Metallurgy, 1982.
- [25] G. Harbort, A. Manfrino y J. Wright, «Development of the Zafranal Geometallurgical Model,» de *The First AUSIMM International Geometallurgy Conference*, Brisbane, 2011.
- [26] M. Chauhan, T. Napier-Munn, L. Keeney y D. J. Bradshaw, «Progress in Developing a Geometallurgy Flotation Indicator,» de *The Second AUSIMM International Geometallurgy Conference*, Brisbane, 2013.
- [27] S. Leichter, J. Hunt, R. Berry, L. Keeney, P. A. Montoya, V. Chamberlain, R. Jahoda y U. Drews, «Development of a Predictive Geometallurgical Recovery Model for the La Colosa Porphyry Gold Deposit, Colombia,» de *The First AUSIMM International Geometallurgy Conference*, Brisbane, 2011.
- [28] R. L. Coleman, «Metallurgical Testing Procedures,» Noranda Mines Limited, Ontario.
- [29] L. Vinnett, M. Alvarez-Silva, A. Jaques, F. Hijonosa y J. Yianatos, «Batch flotation kinetics: fractional calculus approach,» *Minerals Engineering*, pp. 167-171, 2015.
- [30] T. Imaizumi y T. Inoue, «Some aspects of flotation kinetics,» de *8th International Mineral Processing Congress*, Leningrad, 1968.
- [31] B. K. Loveday, «Analysis of froth flotation kinetics,» de *Transactions*, 74, 1966.

CAPÍTULO 7: APÉNDICES

7.1 APÉNDICE I: HOJAS DE DATOS Y ENSAYOS

Páginas 107 a 124

7.2 APÉNDICE II: MODELOS CINÉTICOS MATLAB

Páginas 125 a 130

APENDICE I: HOJAS DE DATOS Y ENSAYOS

BED COMPÓSITO 1
30-04-2015

Test 1		Mineral: comp. 1 BED (30-04-15)		Técnico:	edt-miu-pmg	Fecha:28/06/2015			
Tipo de Test Cinética t0= 0 t1= 30 s t2= 60 s t3= 2 min t4= 4 min t5= 8 min t6= 12 min	Masa Mineral (g)	2010	% Solidos Molienda		73	Tiempo Flotación (min.)	12	Celda 4,9 L	
	Granulometría	80% -150mm	% Solidos Flotación		32,29%	Agitación (RPM)	1200		
	Agua Molienda (mL)	743,4	Volumen Pulpa (ml)		4900	Cal al molino (g)			
	Tiempo Molienda	17' 42"	Paleteo cada (seg.)		1	Aire (Lts/min.)			
		REACTIVOS		Conc.	Dosific. (planta)	Cantidad a agregar	pH	pH	ML
		Nombre		d	%	g/t	µL	Pulpa	Ajustado lechada15%
	Molienda								
		Cytec-MX-5160	1,15	100%	14	24,2	8,01	10,45	14,00
		PAX	1,00	10%	0	0,0			
	3' acondic.	70 % 76A + 30 % DOW1012	0,94	100%	5	10,6	Observaciones: espuma abundante, burbujas pequeñas de color gris oscuro. Refuerzo:ok. Últimos minutos arrastra agua.		
	X-133	0,89	100%	3	6,7				
al 1.5' de flotac.	Cytec-MX-5160	1,15	100%	6	10,4				
al 3' de flotac.									

Test 1B		Mineral: comp. 1 BED (30-04-15)		Técnico:	miu- png	09/07/2015			
Tipo de Test Cinética t0= 0 t1= 30 s t2= 60 s t3= 2 min t4= 4 min t5= 8 min t6= 12 min	Masa Mineral (g)	2010	% Solidos Molienda		73	Tiempo Flotación (min.)	12	Celda 4,9 L	
	Granulometría	80% -150mm	% Solidos Flotación		32,29%	Agitación (RPM)	1200		
	Agua Molienda (mL)	743,4	Volumen Pulpa (ml)		4900	Cal al molino (g)			
	Tiempo Molienda	17' 42"	Paleteo cada (seg.)		1	Aire (Lts/min.)			
		REACTIVOS		Conc.	Dosific. (planta)	Cantidad a agregar	pH	pH	ML
		Nombre		d	%	g/t	µL	Pulpa	Ajustado lechada15%
	Molienda								
		Cytec-MX-5160	1,15	100%	14	24,2	7,97	10,46	6,20
		PAX	1,00	10%	0	0,0			
	3' acondic.	70 % 76A + 30 % DOW1012	0,94	100%	5	10,6	Observaciones: espuma abundante, burbujas pequeñas de color gris oscuro. Refuerzo:ok. Últimos minutos arrastra agua.		
	X-133	0,89	100%	3	6,7				
al 1.5' de flotac.	Cytec-MX-5160	1,15	100%	3	5,2				
al 3' de flotac.									

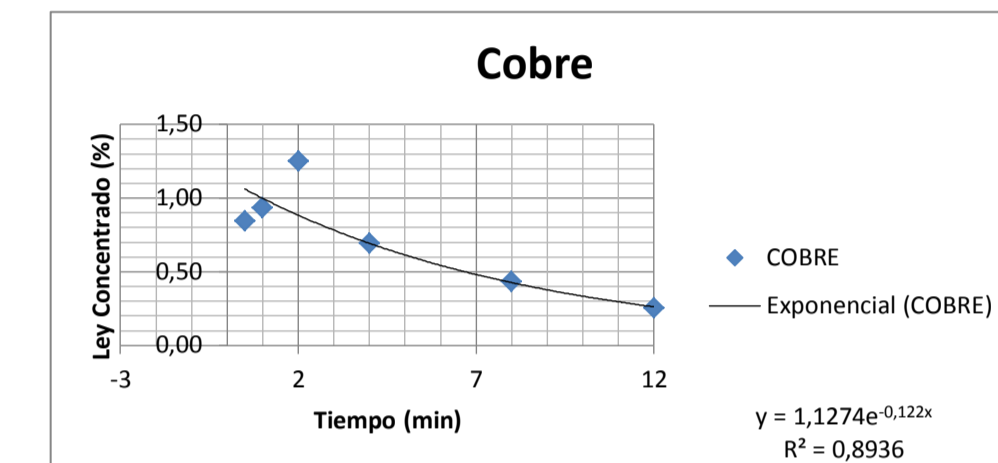
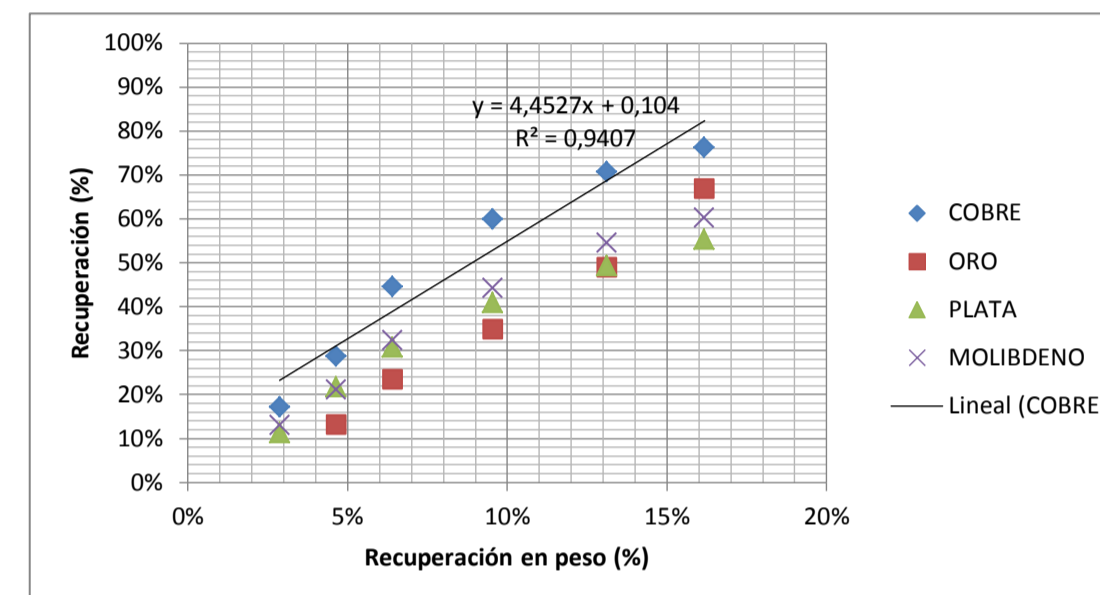
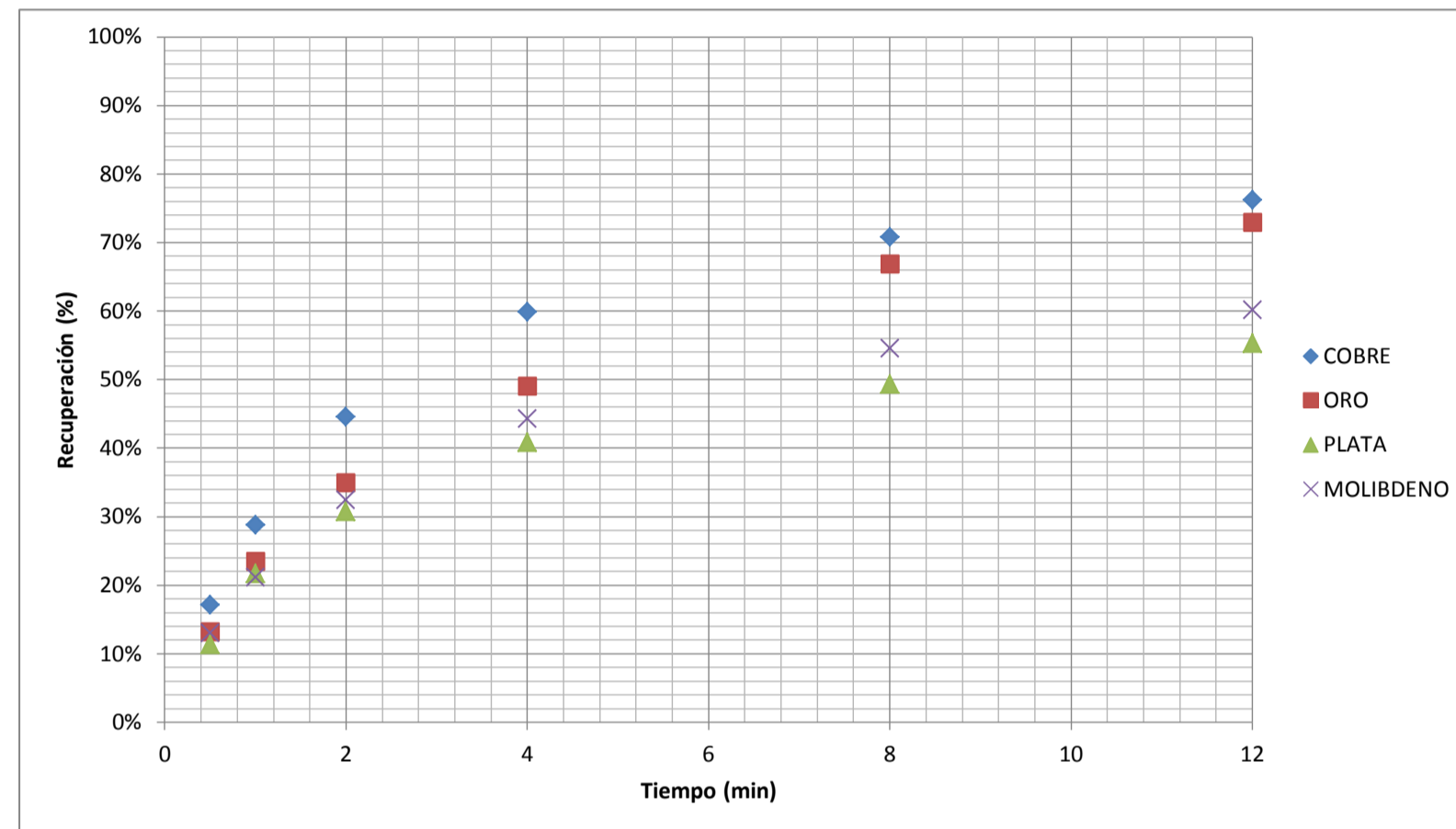
Test 1C		Mineral: comp. 1 BED (30-04-15)		Técnico:					
Tipo de Test Cinética t0= 0 t1= 30 s t2= 60 s t3= 2 min t4= 4 min t5= 8 min t6= 12 min	Masa Mineral (g)	2010	% Solidos Molienda		73	Tiempo Flotación (min.)	12	Celda 4,9 L	
	Granulometría	80% -150mm	% Solidos Flotación		32,29%	Agitación (RPM)	1200		
	Agua Molienda (mL)	743,4	Volumen Pulpa (ml)		4900	Cal al molino (g)			
	Tiempo Molienda	17' 42"	Paleteo cada (seg.)		1	Aire (Lts/min.)			
		REACTIVOS		Conc.	Dosific. (planta)	Cantidad a agregar	pH	pH	ML
		Nombre		d	%	g/t	µL	Pulpa	Ajustado lechada15%
	Molienda								
		Cytec-MX-5160	1,15	100%	14	24,2	7,93	10,44	6,40
		PAX	1,00	10%	0	0,0			
	3' acondic.	70 % 76A + 30 % DOW1012	0,94	100%	5	10,6	Observaciones: espuma abundante, burbujas pequeñas de color gris oscuro. Refuerzo:ok. Últimos minutos arrastra agua.		
	X-133	0,89	100%	3	6,7				
al 1.5' de flotac.	Cytec-MX-5160	1,15	100%	3	5,2				
al 3' de flotac.									

Test 1Dupl		Mineral: comp. 1 BED (30-04-15)		Técnico:	miu	25/07/2015			
Tipo de Test Cinética t0= 0 t1= 30 s t2= 60 s t3= 2 min t4= 4 min t5= 8 min t6= 12 min	Masa Mineral (g)	2010	% Solidos Molienda		73	Tiempo Flotación (min.)	12	Celda 4,9 L	
	Granulometría	80% -150mm	% Solidos Flotación		32,29%	Agitación (RPM)	1200		
	Agua Molienda (mL)	743,4	Volumen Pulpa (ml)		4900	Cal al molino (g)			
	Tiempo Molienda	17' 42"	Paleteo cada (seg.)		1	Aire (Lts/min.)			
		REACTIVOS		Conc.	Dosific. (planta)	Cantidad a agregar	pH	pH	ML
		Nombre		d	%	g/t	µL	Pulpa	Ajustado lechada15%
	Molienda								
		Cytec-MX-5160	1,15	100%	14	24,2	7,92	10,40	8,00
		PAX	1,00	10%	0	0,0			
	3' acondic.	70 % 76A + 30 % DOW1012	0,94	100%	5	10,6	Observaciones: espuma abundante, burbujas pequeñas de color gris oscuro. Refuerzo:ok. Últimos minutos arrastra agua.		
	X-133	0,89	100%	3	6,7				
al 1.5' de flotac.	Cytec-MX-5160	1,15	100%	3	5,2				
al 3' de flotac.									

nota: los test 1B y 1C son repeticiones para lograr llegar al peso mínimo de muestra solicitado por el Lab. Qco.

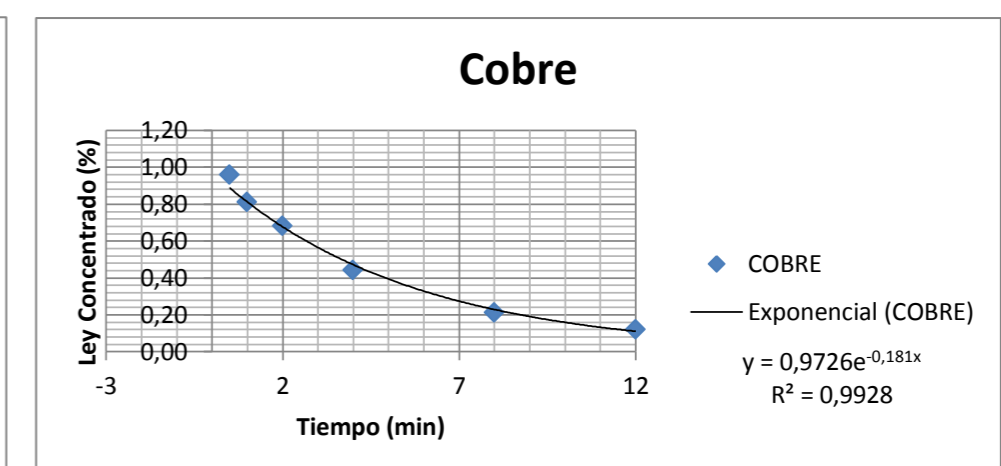
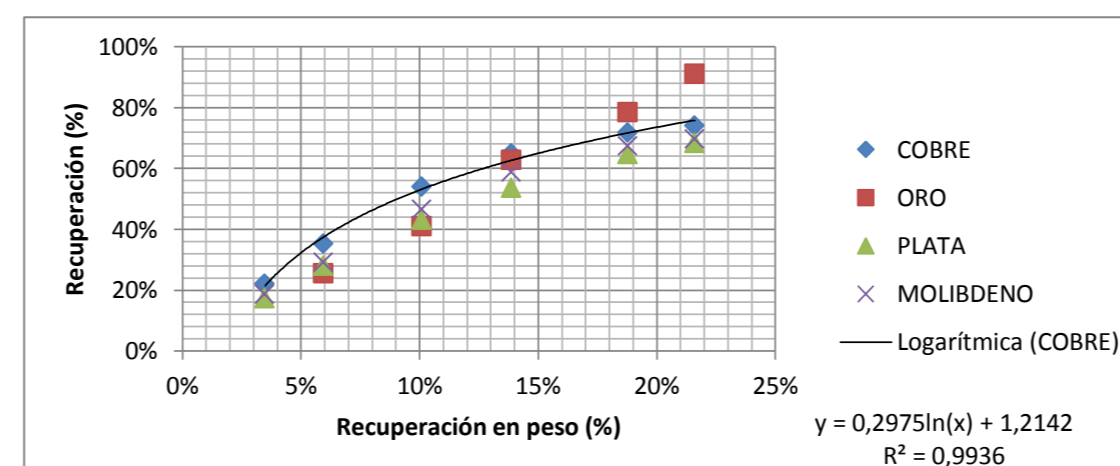
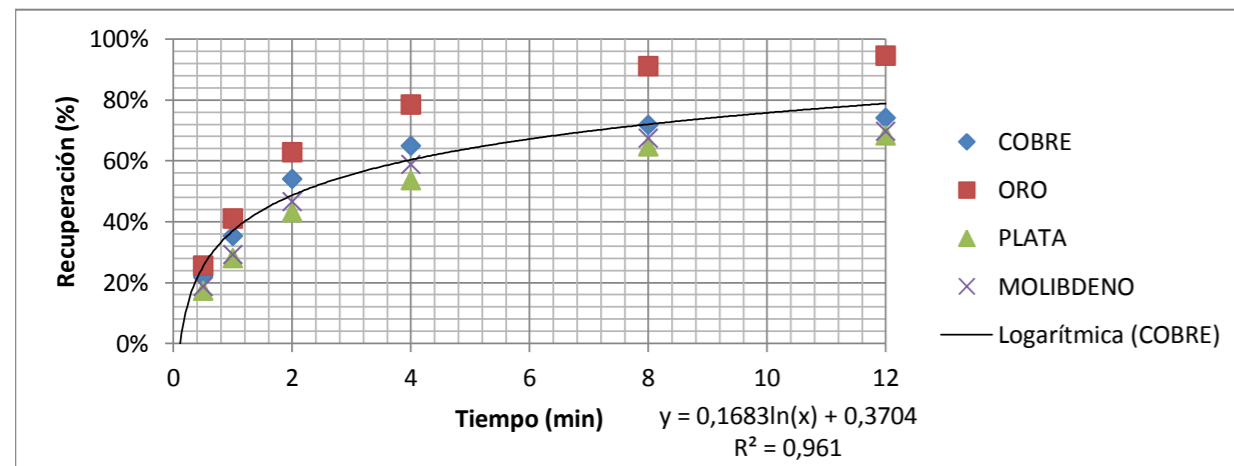
APENDICE I: HOJAS DE DATOS Y ENSAYOS

BED COMPÓSITO 1				COBRE				ORO				PLATA				MOLIBDENO				MOLIBDENO				HIERRO												
LM	Tipo	Tiempo (min)	Tiempo (s)	Peso (g)	Rec masa (%)	Rec masa Ac (%)	Ley Cu (%)	Fino Cu (g)	Rec Cu (%)	Rec Ac Cu (%)	Ley Au (g/t)	Fino Au (µg)	Rec Au (%)	Rec Ac Au (%)	Ley Ag (g/t)	Fino Ag (µg)	Rec Ag (%)	Rec Ac Ag (%)	Ley Mo (g/t)	Fino Mo (µg)	Rec Mo (%)	Rec Ac Mo (%)	Ley Mo (g/t)	Fino Mo (µg)	Rec Mo (%)	Rec Ac Mo (%)	Ley Fe (%)	Fino Fe (g)	Rec Fe (%)	Rec Ac Fe (%)						
	Alimentación	0	0	5955			0,14	8,39			1,83	10873,1			0,67	4019,0			71,60	426398,0			71,60	426398,0			3,06	18226,0								
LM54409	Concentrado	0,5	30	171	2,87%	2,87%	0,84	1,44	17,12%	17,12%	8,38	1433,0	13,18%	13,18%	2,66	454,9	11,32%	11,32%	324,00	55404,0	12,99%	12,99%	324,00	55404,0	12,99%	12,99%	4,12	704,5	3,87%	3,87%						
LM54410	Concentrado	1	60	105	1,76%	4,63%	0,93	0,98	11,64%	28,76%	10,65	1118,3	10,28%	23,46%	3,99	419,0	10,42%	21,74%	332,00	34860,0	8,18%	21,17%	332,00	34860,0	8,18%	21,17%	4,29	450,5	2,47%	6,34%						
LM54411	Concentrado	2	120	106	1,78%	6,41%	1,25	1,33	15,79%	44,56%	11,77	1247,6	11,47%	34,94%	3,41	361,5	8,99%	30,74%	452,00	47912,0	11,24%	32,41%	452,00	47912,0	11,24%	32,41%	4,69	497,1	2,73%	9,06%						
LM54412	Concentrado	4	240	186	3,12%	9,54%	0,69	1,28	15,30%	59,86%	8,26	1536,4	14,13%	49,07%	2,19	407,3	10,14%	40,87%	272,00	50592,0	11,86%	44,27%	272,00	50592,0	11,86%	44,27%	4,33	805,4	4,42%	13,48%						
LM54413	Concentrado	8	480	213	3,58%	13,12%	0,43	0,92	10,92%	70,77%	9,07	1931,9	17,77%	66,84%	1,60	340,8	8,48%	49,35%	206,00	43878,0	10,29%	54,56%	206,00	43878,0	10,29%	54,56%	3,90	830,7	4,56%	18,04%						
LM54414	Concentrado	12	720	182	3,06%	16,17%	0,25	0,46	5,42%	76,20%	3,63	660,7	6,08%	72,91%	1,31	238,4	5,93%	55,28%	132,00	24024,0	5,63%	60,19%	132,00	24024,0	5,63%	60,19%	3,63	660,7	3,62%	21,67%						
LM54415	Relave			4992	83,83%	100,00%	0,04	2,00			0,59	2945,3			0,36	1797,1			34,00	169728,0			34,00	169728,0			2,86	14277,1								
							Masa concentrado (g)				963	Masa concentrado (g)				963	Masa concentrado (g)				963	Masa concentrado (g)				963	Masa concentrado (g)				963					
							Ley conc. (%)				0,66%	Ley conc. (g/t)				8,2324	Ley conc. (g/t)				2,3072	Ley conc. (g/t)				266,5317	Ley conc. (g/t)				266,5317	Ley conc. (g/t)				4,1006
							Cabeza recalculada (%)				0,14%	Cabeza recalculada (g/t)				1,83	Cabeza recalculada (g/t)				0,67	Cabeza recalculada (g/t)				71,60	Cabeza recalculada (g/t)				71,60	Cabeza recalculada (g/t)				3,06



APENDICE I: HOJAS DE DATOS Y ENSAYOS

BED COMPOSITO 1 DUPLICADO							COBRE				ORO				PLATA				MOLIBDENO							
LM	Tipo	Tiempo (min)	Tiempo (s)	Peso (g)	Rec masa (%)	Rec masa Ac (%)	Ley Cu (%)	Fino Cu (g)	Rec Cu (%)	Rec Ac Cu (%)	Ley Au (g/t)	Fino Au (µg)	Rec Au (%)	Rec Ac Au (%)	Ley Ag (g/t)	Fino Ag (µg)	Rec Ag (%)	Rec Ac Ag (%)	Ley Mo (g/t)	Fino Mo (µg)	Rec Mo (%)	Rec Ac Mo (%)				
	Alimentación	0	0	1982			0,15	2,99			1,99	3937,9			0,74	1468,9			69,90	138549,0						
LM54409	Concentrado	0,5	30	69	3,48%	3,48%	0,96	0,66	22,12%	22,12%	14,63	1009,5	25,63%	25,63%	3,67	253,2	17,24%	17,24%	374,00	25806,0	18,63%	18,63%				
LM54410	Concentrado	1	60	49	2,47%	5,95%	0,81	0,40	13,25%	35,37%	12,43	609,1	15,47%	41,10%	3,25	159,3	10,84%	28,08%	300,00	14700,0	10,61%	29,24%				
LM54411	Concentrado	2	120	82	4,14%	10,09%	0,68	0,56	18,62%	53,99%	10,47	858,5	21,80%	62,90%	2,70	221,4	15,07%	43,15%	292,00	23944,0	17,28%	46,52%				
LM54412	Concentrado	4	240	75	3,78%	13,87%	0,44	0,33	11,02%	65,01%	8,22	616,5	15,66%	78,56%	2,05	153,8	10,47%	53,62%	228,00	17100,0	12,34%	58,86%				
LM54413	Concentrado	8	480	97	4,89%	18,77%	0,21	0,20	6,80%	71,81%	5,07	491,8	12,49%	91,05%	1,68	163,0	11,09%	64,72%	121,00	11737,0	8,47%	67,33%				
LM54414	Concentrado	12	720	56	2,83%	21,59%	0,12	0,07	2,24%	74,06%	2,41	135,0	3,43%	94,48%	0,93	52,1	3,55%	68,26%	59,00	3304,0	2,38%	69,72%				
LM54415	Relave			1554	78,41%	100,00%	0,05	0,78			0,14	217,6			0,30	466,2			27,00	41958,0						
							Masa concentrado (g)				428	Masa concentrado (g)				428	Masa concentrado (g)				428	Masa concentrado (g)				428
							Ley conc. (%)				0,52%	Ley conc. (g/t)				8,6924	Ley conc. (g/t)				2,3427	Ley conc. (g/t)				225,6799
							Cabeza recalculada (%)				0,15%	Cabeza recalculada (g/t)				1,99	Cabeza recalculada (g/t)				0,74	Cabeza recalculada (g/t)				69,90



APENDICE I: HOJAS DE DATOS Y ENSAYOS

BED COMPÓSITO 2
30-04-2015

Test 2		Mineral: comp. 2 BED (30-04-15)		Técnico:	edt-miu	Fecha:29/06/2015				
Tipo de Test Cinética t0= 0 t1= 30 s t2= 60 s t3= 2 min t4= 4 min t5= 8 min t6= 12 min	Masa Mineral (g)	2010	% Solidos Molienda		73	Tiempo Flotación (min.)	12	Celda 4,9 L		
	Granulometría	80% -150mm	% Solidos Flotación		32,29%	Agitación (RPM)	1200			
	Agua Molienda (mL)	743,4	Volumen Pulpa (ml)		4900	Cal al molino (g)				
	Tiempo Molienda	15' 18"	Paletado cada (seg.)		1	Aire (Lts/min.)				
			REACTIVOS		Conc.	Dosific. (planta)	Cantidad a agregar	pH	pH	ML
			Nombre	d	%	g/t	µL	Pulpa	Ajustado	lechada15%
	Molienda									
			Cytec-MX-5160	1,15	100%	14	24,2	10,15	10,49	1,20
			PAX	1,00	10%	0	0,0			
	3' acondic.		70 % 76A + 30 % DOW1012	0,94	100%	5	10,6	Observaciones: espuma abundante, bien cargada, de color gris oscuro, burbujas mayores a test 1. Refuerzo: sin cambios. Últimos minutos arrastra agua.		
		X-133	0,89	100%	3	6,7				
al 1.5' de flotac.		Cytec-MX-5160	1,15	100%	3	5,2				
al 3' de flotac.										

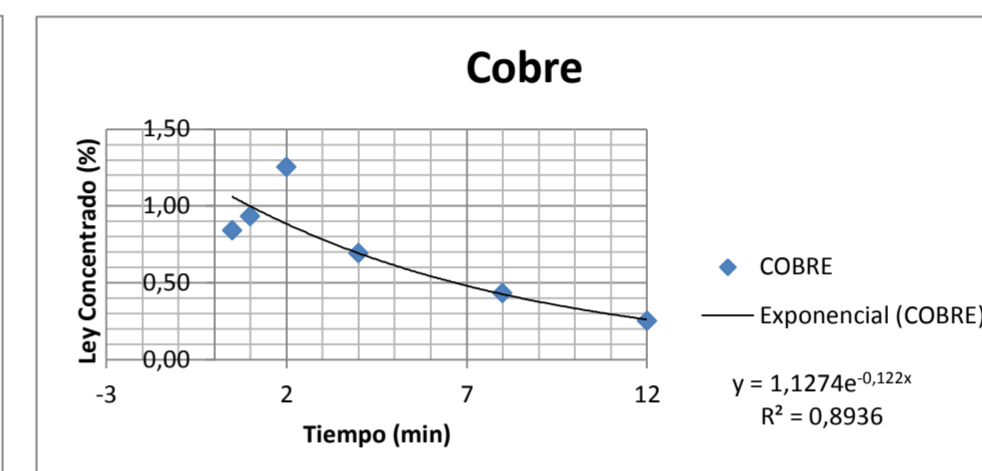
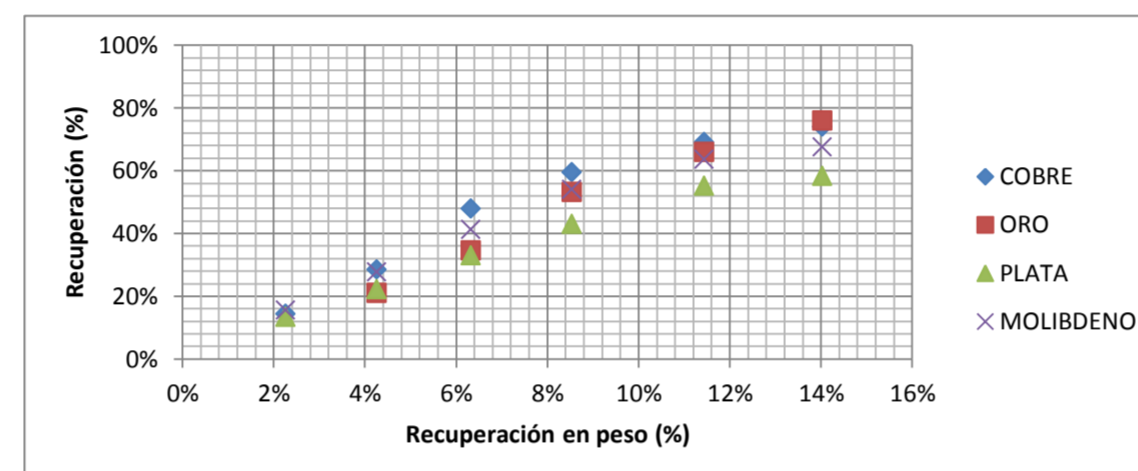
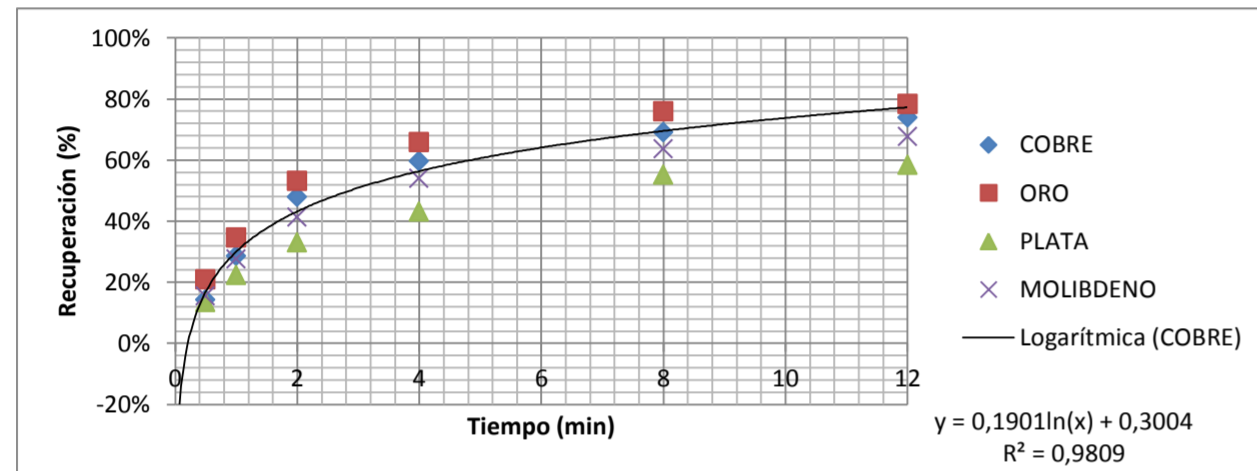
Test 2B		Mineral: comp. 2 BED (30-04-15)		Técnico:	miu	Fecha:08/07/2015				
Tipo de Test Cinética t0= 0 t1= 30 s t2= 60 s t3= 2 min t4= 4 min t5= 8 min t6= 12 min	Masa Mineral (g)	2010	% Solidos Molienda		73	Tiempo Flotación (min.)	12	Celda 4,9 L		
	Granulometría	80% -150mm	% Solidos Flotación		32,29%	Agitación (RPM)	1200			
	Agua Molienda (mL)	743,4	Volumen Pulpa (ml)		4900	Cal al molino (g)				
	Tiempo Molienda	15' 18"	Paletado cada (seg.)		1	Aire (Lts/min.)				
			REACTIVOS		Conc.	Dosific. (planta)	Cantidad a agregar	pH	pH	ML
			Nombre	d	%	g/t	µL	Pulpa	Ajustado	lechada15%
	Molienda									
			Cytec-MX-5160	1,15	100%	14	24,2	8,84	10,47	3,00
			PAX	1,00	10%	0	0,0			
	3' acondic.		70 % 76A + 30 % DOW1012	0,94	100%	5	10,6	Observaciones: espuma abundante, bien cargada, de color gris oscuro, burbujas mayores a test 1. Refuerzo: sin cambios. Últimos minutos arrastra agua.		
		X-133	0,89	100%	3	6,7				
al 1.5' de flotac.		Cytec-MX-5160	1,15	100%	3	5,2				
al 3' de flotac.										

Test 2C		Mineral: comp. 2 BED (30-04-15)		Técnico:	miu	Fecha:08/07/2015				
Tipo de Test Cinética t0= 0 t1= 30 s t2= 60 s t3= 2 min t4= 4 min t5= 8 min t6= 12 min	Masa Mineral (g)	2010	% Solidos Molienda		73	Tiempo Flotación (min.)	12	Celda 4,9 L		
	Granulometría	80% -150mm	% Solidos Flotación		32,29%	Agitación (RPM)	1200			
	Agua Molienda (mL)	743,4	Volumen Pulpa (ml)		4900	Cal al molino (g)				
	Tiempo Molienda	15' 18"	Paletado cada (seg.)		1	Aire (Lts/min.)				
			REACTIVOS		Conc.	Dosific. (planta)	Cantidad a agregar	pH	pH	ML
			Nombre	d	%	g/t	µL	Pulpa	Ajustado	lechada15%
	Molienda									
			Cytec-MX-5160	1,15	100%	14	24,2	7,81	10,45	8,00
			PAX	1,00	10%	0	0,0			
	3' acondic.		70 % 76A + 30 % DOW1012	0,94	100%	5	10,6	Observaciones: espuma abundante, bien cargada, de color gris oscuro, burbujas mayores a test 1. Refuerzo: sin cambios. Últimos minutos arrastra agua.		
		X-133	0,89	100%	3	6,7				
al 1.5' de flotac.		Cytec-MX-5160	1,15	100%	3	5,2				
al 3' de flotac.										

Test 2C		Mineral: comp. 2 BED (30-04-15)		Técnico:	miu	Fecha:25/07/2015				
Tipo de Test Cinética t0= 0 t1= 30 s t2= 60 s t3= 2 min t4= 4 min t5= 8 min t6= 12 min	Masa Mineral (g)	2010	% Solidos Molienda		73	Tiempo Flotación (min.)	12	Celda 4,9 L		
	Granulometría	80% -150mm	% Solidos Flotación		32,29%	Agitación (RPM)	1200			
	Agua Molienda (mL)	743,4	Volumen Pulpa (ml)		4900	Cal al molino (g)				
	Tiempo Molienda	15' 18"	Paletado cada (seg.)		1	Aire (Lts/min.)				
			REACTIVOS		Conc.	Dosific. (planta)	Cantidad a agregar	pH	pH	ML
			Nombre	d	%	g/t	µL	Pulpa	Ajustado	lechada15%
	Molienda									
			Cytec-MX-5160	1,15	100%	14	24,2	7,67	10,30	10,00
			PAX	1,00	10%	0	0,0			
	3' acondic.		70 % 76A + 30 % DOW1012	0,94	100%	5	10,6	Observaciones: espuma abundante, bien cargada, de color gris oscuro, burbujas pequeñas Refuerzo: sin cambios. Últimos minutos arrastra agua.		
		X-133	0,89	100%	3	6,7				
al 1.5' de flotac.		Cytec-MX-5160	1,15	100%	3	5,2				
al 3' de flotac.										

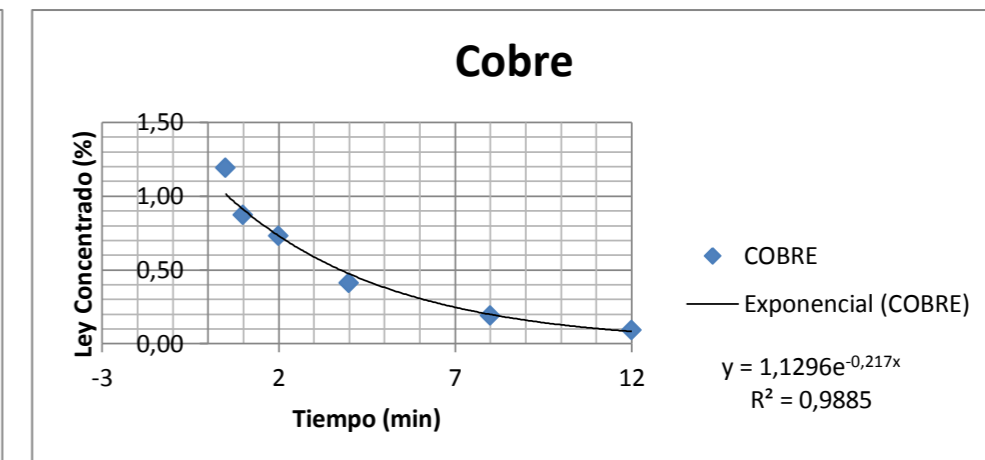
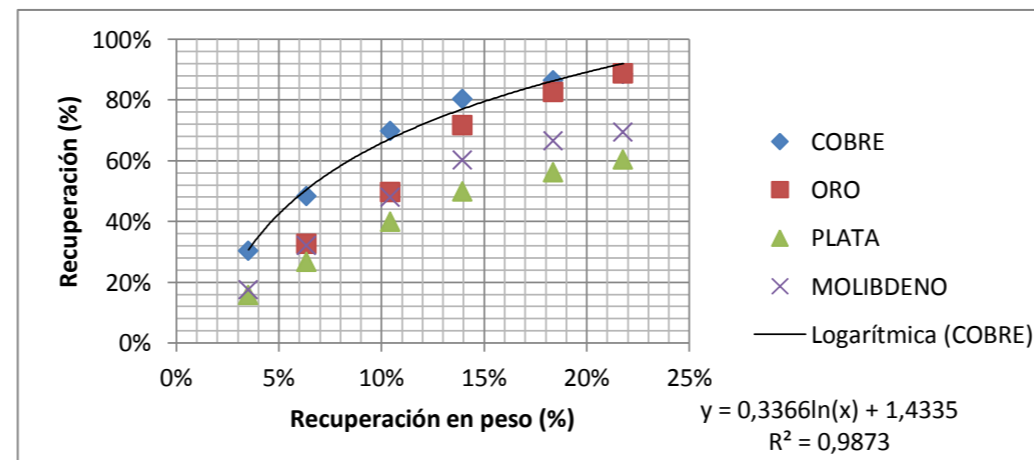
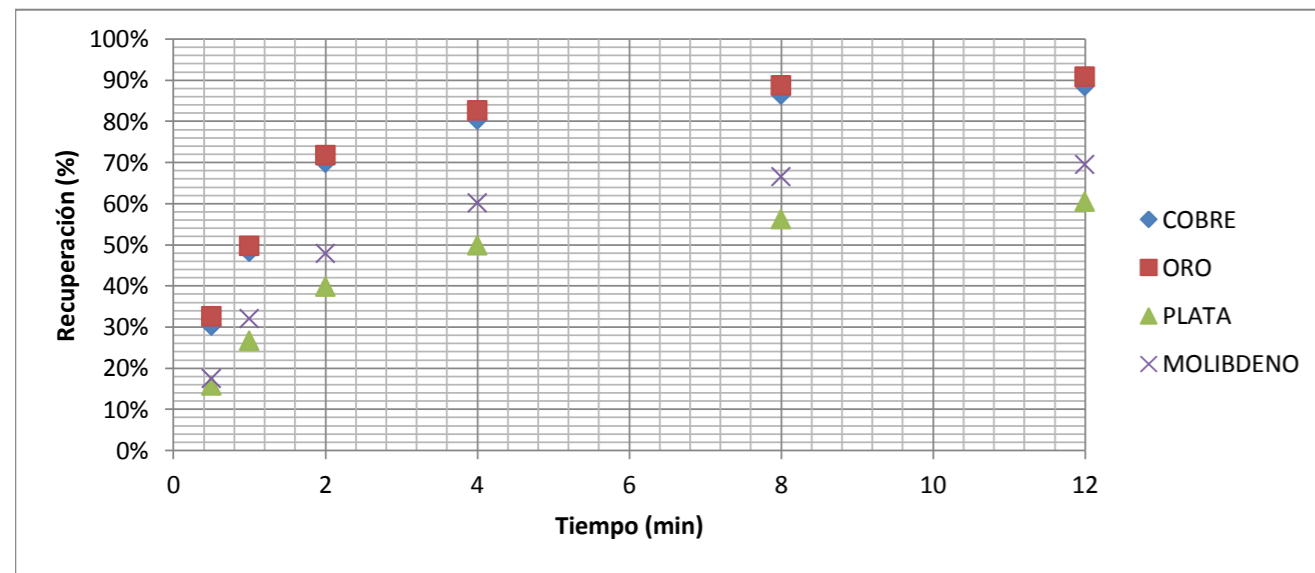
APENDICE I: HOJAS DE DATOS Y ENSAYOS

BED COMPÓSITO 2						COBRE				ORO				PLATA				MOLIBDENO				HIERRO							
LM	Tipo	Tiempo (min)	Tiempo (s)	Peso (g)	Rec masa (%)	Rec masa Ac (%)	Ley Cu (%)	Fino Cu (g)	Rec Cu (%)	Rec Ac Cu (%)	Ley Au (g/t)	Fino Au (μg)	Rec Au (%)	Rec Ac Au (%)	Ley Ag (g/t)	Fino Ag (μg)	Rec Ag (%)	Rec Ac Ag (%)	Ley Mo (g/t)	Fino Mo (μg)	Rec Mo (%)	Rec Ac Mo (%)	Ley Fe (%)	Fino Fe (g)	Rec Fe (%)	Rec Ac Fe (%)			
	Alimentación	0	0	5939			0,13	7,84			0,96	5684,9			0,54	3190,8			37,16	220671,0			2,52	14967,1					
LM54409	Concentrado	0,5	30	134	2,26%	2,26%	0,84	1,13	14,37%	14,37%	8,92	1195,3	21,03%	21,03%	3,21	430,1	13,48%	13,48%	255,00	34170,0	15,48%	15,48%	4,07	545,4	3,64%	3,64%			
LM54410	Concentrado	1	60	119	2,00%	4,26%	0,93	1,11	14,12%	28,49%	6,47	769,9	13,54%	34,57%	2,36	280,8	8,80%	22,28%	225,00	26775,0	12,13%	27,62%	3,92	466,5	3,12%	6,76%			
LM54411	Concentrado	2	120	122	2,05%	6,31%	1,25	1,53	19,46%	47,95%	8,66	1056,5	18,58%	53,15%	2,83	345,3	10,82%	33,10%	247,00	30134,0	13,66%	41,27%	4,11	501,4	3,35%	10,11%			
LM54412	Concentrado	4	240	132	2,22%	8,54%	0,69	0,91	11,62%	59,58%	5,49	724,7	12,75%	65,90%	2,40	316,8	9,93%	43,03%	212,00	27984,0	12,68%	53,95%	4,09	539,9	3,61%	13,72%			
LM54413	Concentrado	8	480	172	2,90%	11,43%	0,43	0,74	9,44%	69,02%	3,34	574,5	10,11%	76,01%	2,25	387,0	12,13%	55,16%	125,00	21500,0	9,74%	63,70%	3,65	627,8	4,19%	17,91%			
LM54414	Concentrado	12	720	154	2,59%	14,03%	0,25	0,39	4,91%	73,93%	0,90	138,6	2,44%	78,44%	0,67	103,2	3,23%	58,39%	56,00	8624,0	3,91%	67,61%	3,19	491,3	3,28%	21,19%			
LM54415	Relave			5106	85,97%	100,00%	0,04	2,04			0,24	1225,4			0,26	1327,6			14,00	71484,0			2,31	11794,9					
											Masa concentrado (g)				Masa concentrado (g)								Masa concentrado (g)						
											833				833								833						
											Ley conc. (%)				Ley conc. (g/t)								Ley conc. (g/t)						
											0,70%				5,3535								179,0960						
											Cabeza recalculada (%)				Cabeza recalculada (g/t)								Cabeza recalculada (g/t)						
											0,13%				0,96								37,16						



APENDICE I: HOJAS DE DATOS Y ENSAYOS

BED COMPOSITO 2 DUPLICADO							COBRE				ORO				PLATA				MOLIBDENO							
LM	Tipo	Tiempo (min)	Tiempo (s)	Peso (g)	Rec masa (%)	Rec masa Ac (%)	Ley Cu (%)	Fino Cu (g)	Rec Cu (%)	Rec Ac Cu (%)	Ley Au (g/t)	Fino Au (µg)	Rec Au (%)	Rec Ac Au (%)	Ley Ag (g/t)	Fino Ag (µg)	Rec Ag (%)	Rec Ac Ag (%)	Ley Mo (g/t)	Fino Mo (µg)	Rec Mo (%)	Rec Ac Mo (%)				
	Alimentación	0	0	1992			0,14	2,75			0,95	1887,0			0,49	986,0			35,92	71547,0						
LM54409	Concentrado	0,5	30	70	3,51%	3,51%	1,19	0,83	30,32%	30,32%	8,79	615,3	32,61%	32,61%	2,22	155,4	15,76%	15,76%	179,00	12530,0	17,51%	17,51%				
LM54410	Concentrado	1	60	57	2,86%	6,38%	0,87	0,50	18,05%	48,37%	5,68	323,8	17,16%	49,77%	1,88	107,2	10,87%	26,63%	183,00	10431,0	14,58%	32,09%				
LM54411	Concentrado	2	120	81	4,07%	10,44%	0,73	0,59	21,52%	69,90%	5,13	415,5	22,02%	71,79%	1,61	130,4	13,23%	39,85%	140,00	11340,0	15,85%	47,94%				
LM54412	Concentrado	4	240	70	3,51%	13,96%	0,41	0,29	10,45%	80,34%	2,94	205,8	10,91%	82,69%	1,41	98,7	10,01%	49,86%	125,00	8750,0	12,23%	60,17%				
LM54413	Concentrado	8	480	88	4,42%	18,37%	0,19	0,17	6,09%	86,43%	1,30	114,4	6,06%	88,76%	0,72	63,4	6,43%	56,29%	52,00	4576,0	6,40%	66,57%				
LM54414	Concentrado	12	720	68	3,41%	21,79%	0,09	0,06	2,23%	88,66%	0,60	40,8	2,16%	90,92%	0,61	41,5	4,21%	60,50%	31,00	2108,0	2,95%	69,51%				
LM54415	Relave			1558	78,21%	100,00%	0,02	0,31			0,11	171,4			0,25	389,5			14,00	21812,0						
							Masa concentrado (g)				434	Masa concentrado (g)				434	Masa concentrado (g)				434	Masa concentrado (g)				434
							Ley conc. (%)				0,56%	Ley conc. (g/t)				3,9530	Ley conc. (g/t)				1,3744	Ley conc. (g/t)				114,5968
							Cabeza recalculada (%)				0,14%	Cabeza recalculada (g/t)				0,95	Cabeza recalculada (g/t)				0,49	Cabeza recalculada (g/t)				35,92



APENDICE I: HOJAS DE DATOS Y ENSAYOS

BED COMPOSITO 3
30-04-2015

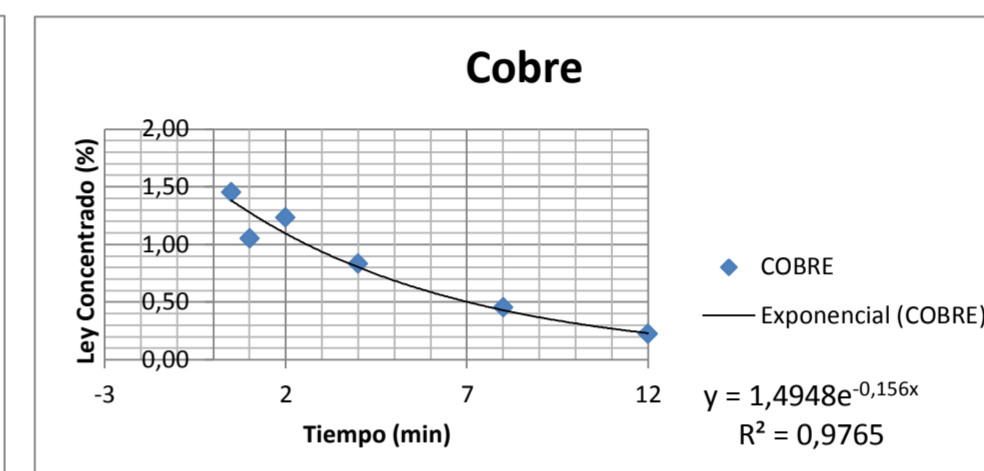
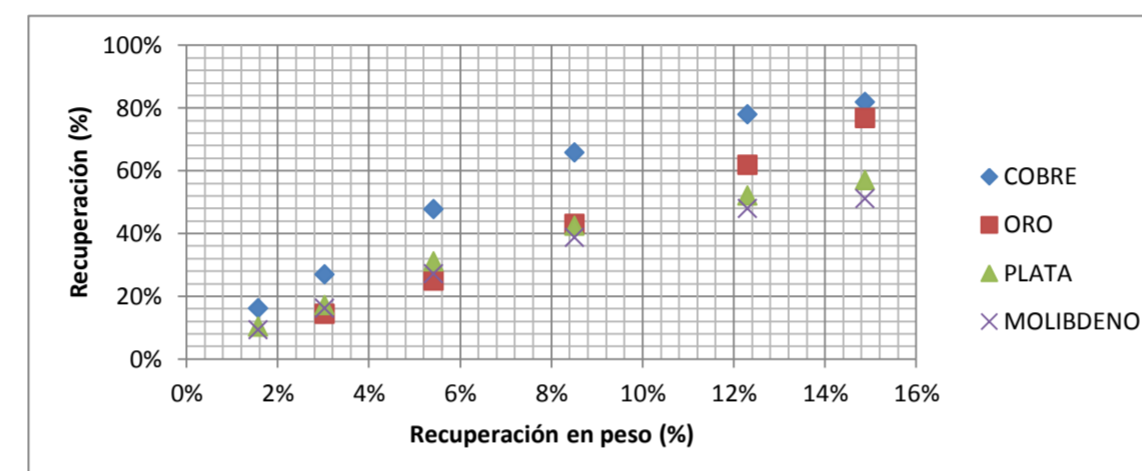
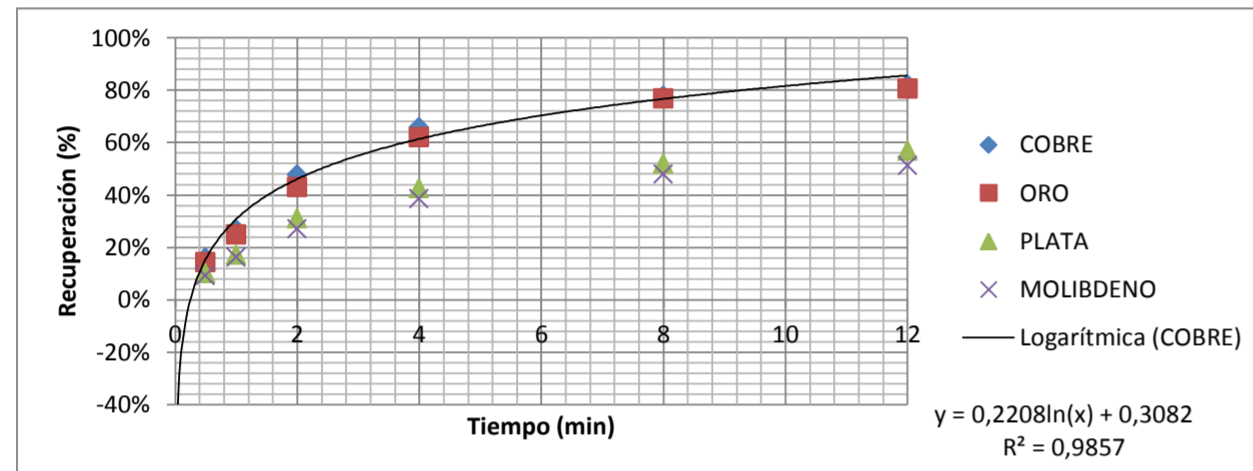
Test 3		Mineral: comp. 3 BED (30-04-15)		Técnico:	edt-miu	Fecha:29/06/2015			
Tipo de Test Cinética t0= 0 t1= 30 s t2= 60 s t3= 2 min t4= 4 min t5= 8 min t6= 12 min	Masa Mineral (g)	2010	% Solidos Molienda		73	Tiempo Flotación (min.)	12	Celda 4,9 L	
	Granulometría	80% -150mm	% Solidos Flotación		32,29%	Agitación (RPM)	1200		
	Agua Molienda (mL)	743,4	Volumen Pulpa (ml)		4900	Cal al molino (g)			
	Tiempo Molienda	21' 57"	Paleteo cada (seg.)		1	Aire (Lts/min.)			
		REACTIVOS		Conc.	Dosific. (planta)	Cantidad a agregar	pH	pH	ML
		Nombre	d	%	g/t	µL	Pulpa	Ajustado	lechada15%
	Molienda						7,97	10,50	7,00
		Cytec-MX-5160	1,15	100%	14	24,2			
		PAX	1,00	10%	0	0,0			
		3' acondic.	70 % 76A + 30 % DOW1012	0,94	100%	5	10,6	Observaciones: espuma abundante color gris, se observa algunas zonas con coloración verdosa, responde al refuerzo oscureciendose aun mas. En los ultimos minutos arrastra agua.	
		X-133	0,89	100%	3	6,7			
	al 1.5' de flotac.	Cytec-MX-5160	1,15	100%	3	5,2			
	al 3' de flotac.								

Test 3B		Mineral: comp. 3 BED (30-04-15)		Técnico:	miu- png	Fecha:10-07-2015			
Tipo de Test Cinética t0= 0 t1= 30 s t2= 60 s t3= 2 min t4= 4 min t5= 8 min t6= 12 min	Masa Mineral (g)	2010	% Solidos Molienda		73	Tiempo Flotación (min.)	12	Celda 4,9 L	
	Granulometría	80% -150mm	% Solidos Flotación		32,29%	Agitación (RPM)	1200		
	Agua Molienda (mL)	743,4	Volumen Pulpa (ml)		4900	Cal al molino (g)			
	Tiempo Molienda	21' 57"	Paleteo cada (seg.)		1	Aire (Lts/min.)			
		REACTIVOS		Conc.	Dosific. (planta)	Cantidad a agregar	pH	pH	ML
		Nombre	d	%	g/t	µL	Pulpa	Ajustado	lechada15%
	Molienda						7,93	10,49	4,00
		Cytec-MX-5160	1,15	100%	14	24,2			
		PAX	1,00	10%	0	0,0			
		3' acondic.	70 % 76A + 30 % DOW1012	0,94	100%	5	10,6	Observaciones: espuma abundante color gris, se observa algunas zonas con coloración verdosa, responde al refuerzo oscureciendose aun mas. En los ultimos minutos arrastra agua.	
		X-133	0,89	100%	3	6,7			
	al 1.5' de flotac.	Cytec-MX-5160	1,15	100%	3	5,2			
	al 3' de flotac.								

Test 3B		Mineral: comp. 3 BED (30-04-15)		Técnico:	miu- png	Fecha:10-07-2015			
Tipo de Test Cinética t0= 0 t1= 30 s t2= 60 s t3= 2 min t4= 4 min t5= 8 min t6= 12 min	Masa Mineral (g)	2010	% Solidos Molienda		73	Tiempo Flotación (min.)	12	Celda 4,9 L	
	Granulometría	80% -150mm	% Solidos Flotación		32,29%	Agitación (RPM)	1200		
	Agua Molienda (mL)	743,4	Volumen Pulpa (ml)		4900	Cal al molino (g)			
	Tiempo Molienda	21' 57"	Paleteo cada (seg.)		1	Aire (Lts/min.)			
		REACTIVOS		Conc.	Dosific. (planta)	Cantidad a agregar	pH	pH	ML
		Nombre	d	%	g/t	µL	Pulpa	Ajustado	lechada15%
	Molienda						7,94	10,48	4,00
		Cytec-MX-5160	1,15	100%	14	24,2			
		PAX	1,00	10%	0	0,0			
		3' acondic.	70 % 76A + 30 % DOW1012	0,94	100%	5	10,6	Observaciones: espuma abundante color gris, se observa algunas zonas con coloración verdosa, responde al refuerzo oscureciendose aun mas. En los ultimos minutos arrastra agua.	
		X-133	0,89	100%	3	6,7			
	al 1.5' de flotac.	Cytec-MX-5160	1,15	100%	3	5,2			
	al 3' de flotac.								

APENDICE I: HOJAS DE DATOS Y ENSAYOS

BED COMPÓSITO 3						COBRE				ORO				PLATA				MOLIBDENO				HIERRO							
LM	Tipo	Tiempo (min)	Tiempo (s)	Peso (g)	Rec masa (%)	Rec masa Ac (%)	Ley Cu (%)	Fino Cu (g)	Rec Cu (%)	Rec Ac Cu (%)	Ley Au (g/t)	Fino Au (µg)	Rec Au (%)	Rec Ac Au (%)	Ley Ag (g/t)	Fino Ag (µg)	Rec Ag (%)	Rec Ac Ag (%)	Ley Mo (g/t)	Fino Mo (µg)	Rec Mo (%)	Rec Ac Mo (%)	Ley Fe (%)	Fino Fe (g)	Rec Fe (%)	Rec Ac Fe (%)			
	Alimentación	0	0	5951			0,14	8,41			0,75	4433,8			0,51	3063,0			31,36	186646,0			2,74	16291,3					
LM54409	Concentrado	0,5	30	93	1,56%	1,56%	1,45	1,35	16,04%	16,04%	6,85	637,1	14,37%	14,37%	3,35	311,6	10,17%	10,17%	185,00	17205,0	9,22%	9,22%	4,59	426,9	2,62%	2,62%			
LM54410	Concentrado	1	60	87	1,46%	3,02%	1,05	0,91	10,86%	26,90%	5,41	470,7	10,62%	24,98%	2,47	214,9	7,02%	17,19%	150,00	13050,0	6,99%	16,21%	4,41	383,7	2,36%	4,98%			
LM54411	Concentrado	2	120	142	2,39%	5,41%	1,23	1,75	20,77%	47,67%	5,62	798,0	18,00%	42,98%	3,00	426,0	13,91%	31,09%	143,00	20306,0	10,88%	27,09%	4,63	657,5	4,04%	9,01%			
LM54412	Concentrado	4	240	184	3,09%	8,50%	0,83	1,53	18,16%	65,83%	4,57	840,9	18,97%	61,95%	1,90	349,6	11,41%	42,51%	117,00	21528,0	11,53%	38,62%	4,42	813,3	4,99%	14,00%			
LM54413	Concentrado	8	480	226	3,80%	12,30%	0,45	1,02	12,09%	77,92%	2,91	657,7	14,83%	76,78%	1,28	289,3	9,44%	51,95%	77,00	17402,0	9,32%	47,95%	3,84	867,8	5,33%	19,33%			
LM54414	Concentrado	12	720	153	2,57%	14,87%	0,22	0,34	4,00%	81,93%	1,10	168,3	3,80%	80,58%	1,01	154,5	5,05%	57,00%	39,00	5967,0	3,20%	51,14%	3,45	527,9	3,24%	22,57%			
LM54415	Relave			5066	85,13%	100,00%	0,03	1,52			0,17	861,2			0,26	1317,2			18,00	91188,0			2,49	12614,3					
				Masa concentrado (g)	885	Masa concentrado (g)	885	Masa concentrado (g)	885	Masa concentrado (g)	885	Masa concentrado (g)	885	Masa concentrado (g)	885	Masa concentrado (g)	885	Masa concentrado (g)	885	Masa concentrado (g)	885	Masa concentrado (g)	885	Masa concentrado (g)	885	Masa concentrado (g)	885	Masa concentrado (g)	885
				Ley conc. (%)	0,78%	Ley conc. (g/t)	4,0368	Ley conc. (g/t)	1,9727	Ley conc. (g/t)	1,9727	Ley conc. (g/t)	1,9727	Ley conc. (g/t)	1,9727	Ley conc. (g/t)	1,9727	Ley conc. (g/t)	1,9727	Ley conc. (g/t)	1,9727	Ley conc. (g/t)	1,9727	Ley conc. (g/t)	1,9727	Ley conc. (g/t)	1,9727	Ley conc. (g/t)	1,9727
				Cabeza recalculada (%)	0,14%	Cabeza recalculada (g/t)	0,75	Cabeza recalculada (g/t)	0,75	Cabeza recalculada (g/t)	0,75	Cabeza recalculada (g/t)	0,75	Cabeza recalculada (g/t)	0,75	Cabeza recalculada (g/t)	0,75	Cabeza recalculada (g/t)	0,75	Cabeza recalculada (g/t)	0,75	Cabeza recalculada (g/t)	0,75	Cabeza recalculada (g/t)	0,75	Cabeza recalculada (g/t)	0,75	Cabeza recalculada (g/t)	0,75



APENDICE I: HOJAS DE DATOS Y ENSAYOS

BED COMPOSITO 4
30-04-2015

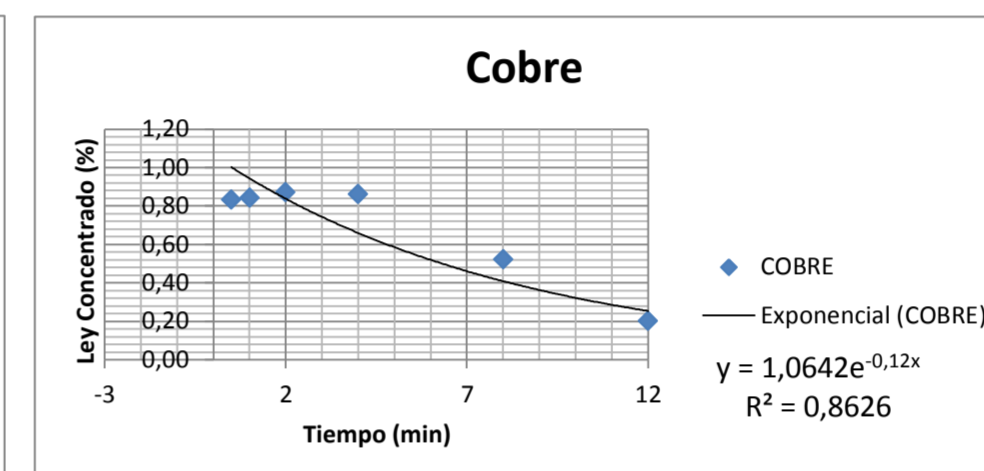
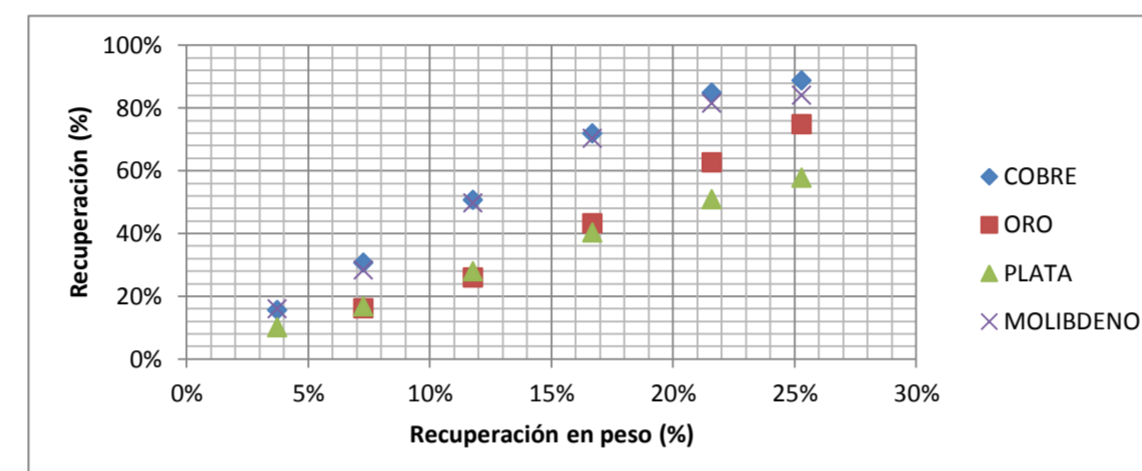
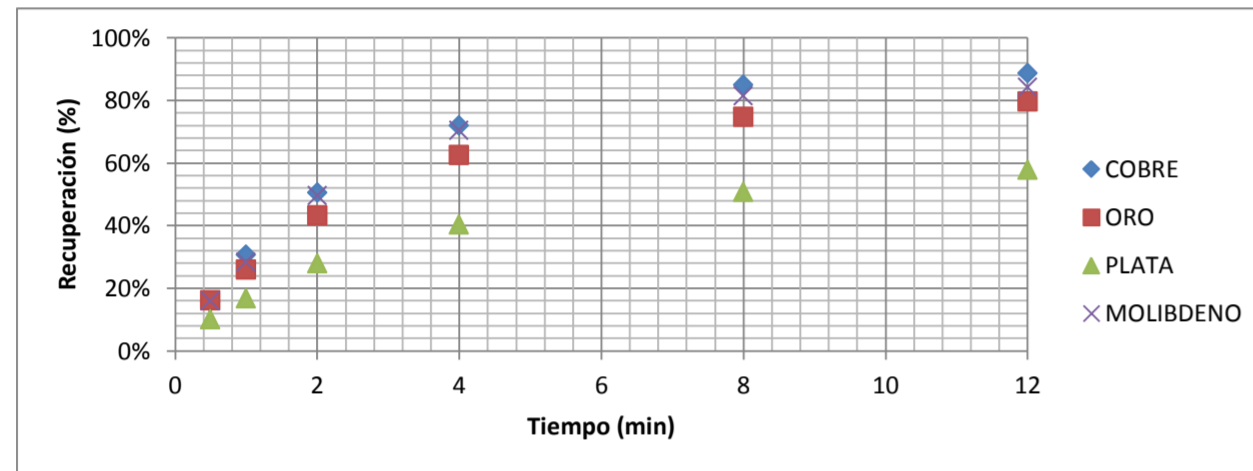
Test 4		Mineral: comp. 4 BED (30-04-15)		Técnico:	miu- png	Fecha:10-07-2015				
Tipo de Test Cinética t0= 0 t1= 30 s t2= 60 s t3= 2 min t4= 4 min t5= 8 min t6= 12 min	Masa Mineral (g)	2010	% Solidos Molienda		73	Tiempo Flotación (min.)	12	Celda 4,9 L		
	Granulometría	80% -150mm	% Solidos Flotación		32,29%	Agitación (RPM)	1200			
	Agua Molienda (mL)	743,4	Volumen Pulpa (ml)		4900	Cal al molino (g)				
	Tiempo Molienda	21' 57"	Paleteo cada (seg.)		1	Aire (Lts/min.)				
	REACTIVOS			Conc.	Dosific. (planta)	Cantidad a agregar	pH	pH	ML	
	Nombre			d	%	g/t	µL	Pulpa	Ajustado	lechada15%
	Molienda							7,91	10,50	4,00
		Cytec-MX-5160	1,15	100%	14	24,2				
		PAX	1,00	10%	0	0,0				
	3' acondic.	70 % 76A + 30 % DOW1012	0,94	100%	5	10,6	Observaciones: se nota gran diferencia en la espuma respecto de las pruebas anteriores, color bien oscuro, bien cargada, flota con menos flujo de aire y rebalsa en un principio, burbujas bien grandes			
	X-133	0,89	100%	3	6,7					
al 1.5' de flotac.	Cytec-MX-5160	1,15	100%	3	5,2					
al 3' de flotac.										

Test 3B		Mineral: comp. 4 BED (30-04-15)		Técnico:	miu- png	Fecha:10-07-2015				
Tipo de Test Cinética t0= 0 t1= 30 s t2= 60 s t3= 2 min t4= 4 min t5= 8 min t6= 12 min	Masa Mineral (g)	2010	% Solidos Molienda		73	Tiempo Flotación (min.)	12	Celda 4,9 L		
	Granulometría	80% -150mm	% Solidos Flotación		32,29%	Agitación (RPM)	1200			
	Agua Molienda (mL)	743,4	Volumen Pulpa (ml)		4900	Cal al molino (g)				
	Tiempo Molienda	21' 57"	Paleteo cada (seg.)		1	Aire (Lts/min.)				
	REACTIVOS			Conc.	Dosific. (planta)	Cantidad a agregar	pH	pH	ML	
	Nombre			d	%	g/t	µL	Pulpa	Ajustado	lechada15%
	Molienda							7,92	10,46	4,60
		Cytec-MX-5160	1,15	100%	14	24,2				
		PAX	1,00	10%	0	0,0				
	3' acondic.	70 % 76A + 30 % DOW1012	0,94	100%	5	10,6	Observaciones: se nota gran diferencia en la espuma respecto de las pruebas anteriores, color bien oscuro, bien cargada, flota con menos flujo de aire y rebalsa en un principio, burbujas bien grandes			
	X-133	0,89	100%	3	6,7					
al 1.5' de flotac.	Cytec-MX-5160	1,15	100%	3	5,2					
al 3' de flotac.										

Test 3B		Mineral: comp. 4 BED (30-04-15)		Técnico:	miu- png	Fecha:10-07-2015				
Tipo de Test Cinética t0= 0 t1= 30 s t2= 60 s t3= 2 min t4= 4 min t5= 8 min t6= 12 min	Masa Mineral (g)	2010	% Solidos Molienda		73	Tiempo Flotación (min.)	12	Celda 4,9 L		
	Granulometría	80% -150mm	% Solidos Flotación		32,29%	Agitación (RPM)	1200			
	Agua Molienda (mL)	743,4	Volumen Pulpa (ml)		4900	Cal al molino (g)				
	Tiempo Molienda	21' 57"	Paleteo cada (seg.)		1	Aire (Lts/min.)				
	REACTIVOS			Conc.	Dosific. (planta)	Cantidad a agregar	pH	pH	ML	
	Nombre			d	%	g/t	µL	Pulpa	Ajustado	lechada15%
	Molienda							7,93	10,47	4,60
		Cytec-MX-5160	1,15	100%	14	24,2				
		PAX	1,00	10%	0	0,0				
	3' acondic.	70 % 76A + 30 % DOW1012	0,94	100%	5	10,6	no			
	X-133	0,89	100%	3	6,7					
al 1.5' de flotac.	Cytec-MX-5160	1,15	100%	3	5,2					
al 3' de flotac.										

APENDICE I: HOJAS DE DATOS Y ENSAYOS

BED COMPÓSITO 4						COBRE				ORO				PLATA				MOLIBDENO				HIERRO						
LM	Tipo	Tiempo (min)	Tiempo (s)	Peso (g)	Rec masa (%)	Rec masa Ac (%)	Ley Cu (%)	Fino Cu (g)	Rec Cu (%)	Rec Ac Cu (%)	Ley Au (g/t)	Fino Au (µg)	Rec Au (%)	Rec Ac Au (%)	Ley Ag (g/t)	Fino Ag (µg)	Rec Ag (%)	Rec Ac Ag (%)	Ley Mo (g/t)	Fino Mo (µg)	Rec Mo (%)	Rec Ac Mo (%)	Ley Fe (%)	Fino Fe (g)	Rec Fe (%)	Rec Ac Fe (%)		
	Alimentación	0	0	3982			0,20	7,86			0,48	1899,3			0,66	2628,1			79,89	318129,0			3,10	12330,5				
LM54409	Concentrado	0,5	30	148	3,72%	3,72%	0,83	1,23	15,63%	15,63%	2,08	307,8	16,21%	16,21%	1,80	266,4	10,14%	10,14%	344,00	50912,0	16,00%	16,00%	3,95	584,6	4,74%	4,74%		
LM54410	Concentrado	1	60	141	3,54%	7,26%	0,84	1,18	15,07%	30,69%	1,32	186,1	9,80%	26,01%	1,24	174,8	6,65%	16,79%	278,00	39198,0	12,32%	28,32%	3,78	533,0	4,32%	9,06%		
LM54411	Concentrado	2	120	180	4,52%	11,78%	0,87	1,57	19,92%	50,61%	1,82	327,6	17,25%	43,26%	1,63	293,4	11,16%	27,95%	376,00	67680,0	21,27%	49,60%	3,86	694,8	5,63%	14,70%		
LM54412	Concentrado	4	240	195	4,90%	16,68%	0,86	1,68	21,33%	71,94%	1,89	368,6	19,40%	62,66%	1,67	325,7	12,39%	40,34%	339,00	66105,0	20,78%	70,38%	4,20	819,0	6,64%	21,34%		
LM54413	Concentrado	8	480	196	4,92%	21,60%	0,52	1,02	12,96%	84,91%	1,18	231,3	12,18%	74,84%	1,41	276,4	10,52%	50,86%	180,00	35280,0	11,09%	81,47%	3,98	780,1	6,33%	27,67%		
LM54414	Concentrado	12	720	147	3,69%	25,29%	0,20	0,29	3,74%	88,65%	0,62	91,1	4,80%	79,64%	1,24	182,3	6,94%	57,80%	57,00	8379,0	2,63%	84,10%	3,40	499,8	4,05%	31,72%		
LM54415	Relave			2975	74,71%	100,00%	0,03	0,89			0,13	386,8			0,37	1109,2			17,00	50575,0			2,83	8419,3				
							Masa concentrado (g)			1007	Masa concentrado (g)			1007	Masa concentrado (g)			1007	Masa concentrado (g)			1007	Masa concentrado (g)				1007	
							Ley conc. (%)			0,69%	Ley conc. (g/t)			1,5020	Ley conc. (g/t)			1,5084	Ley conc. (g/t)			265,6941	Ley conc. (g/t)				3,8841	
							Cabeza recalculada (%)			0,20%	Cabeza recalculada (g/t)			0,48	Cabeza recalculada (g/t)			0,66	Cabeza recalculada (g/t)			79,89	Cabeza recalculada (g/t)				3,10	



APENDICE I: HOJAS DE DATOS Y ENSAYOS

BED COMPOSITO 5

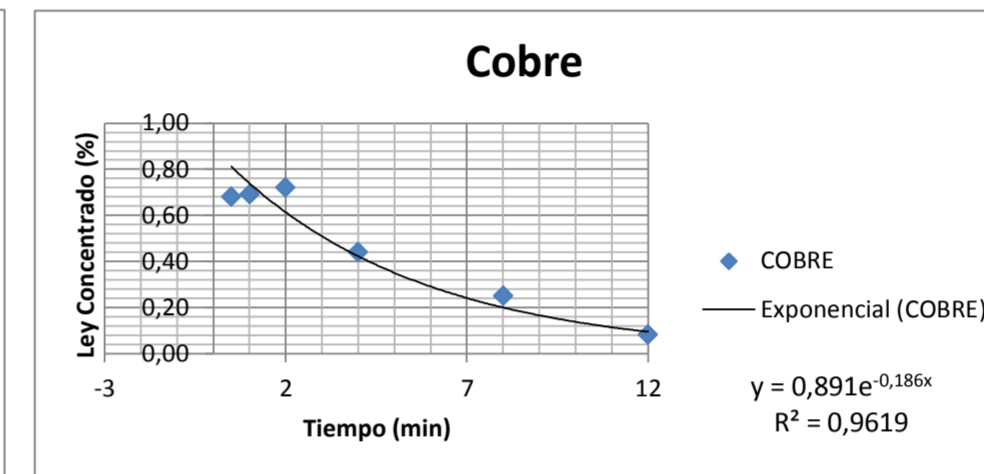
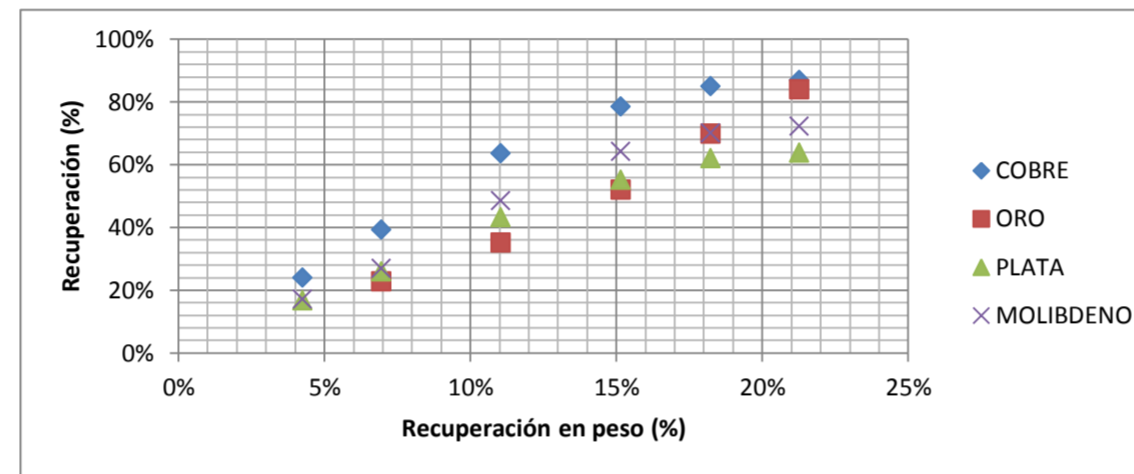
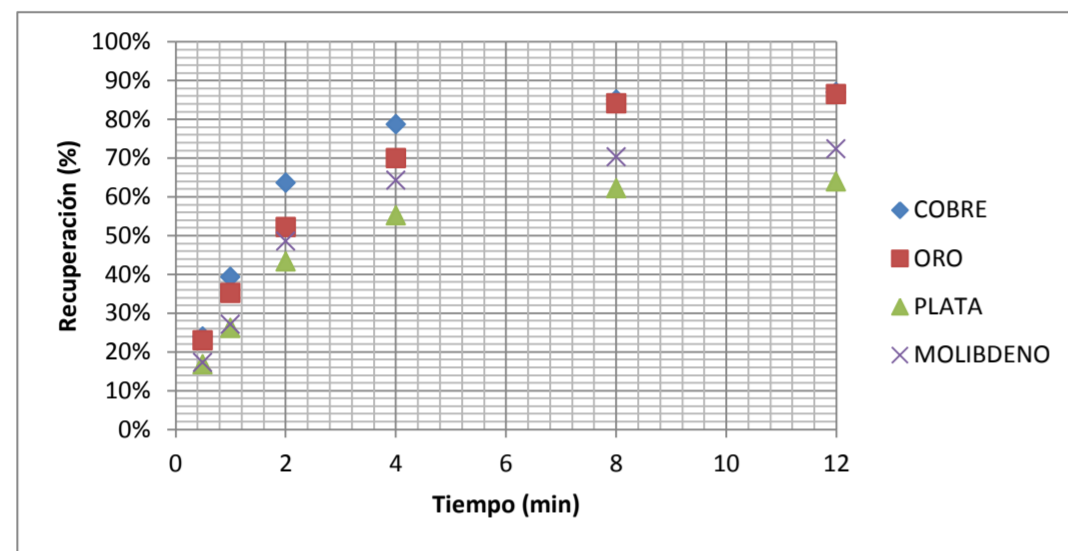
30-04-2015

Test 5A	Mineral: comp. 5 BED (30-04-15)		Técnico:	miu- png	Fecha:12-07-2015				
Tipo de Test Cinética t0= 0 t1= 30 s t2= 60 s t3= 2 min t4= 4 min t5= 8 min t6= 12 min	Masa Mineral (g)	2010	% Solidos Molienda		73	Tiempo Flotación (min.)	12	Celda 4,9 L	
	Granulometría	80% -150mm	% Solidos Flotación		32,29%	Agitación (RPM)	1200		
	Agua Molienda (mL)	743,4	Volumen Pulpa (ml)		4900	Cal al molino (g)			
	Tiempo Molienda	21' 57"	Paletéo cada (seg.)		1	Aire (Lts/min.)			
		REACTIVOS		Conc.	Dosific. (planta)	Cantidad a agregar	pH	pH	ML
		Nombre	d	%	g/t	µL	Pulpa	Ajustado	lechada15%
	Molienda						8,04	10,57	5,00
		Cytec-MX-5160	1,15	100%	14	24,2			
		PAX	1,00	10%	0	0,0			
		3' acondic.	70 % 76A + 30 % DOW1012	0,94	100%	5	10,6	Observaciones: espuma abundante bien cargada estable gris bien oscura. Después del refuerzo se observaron burbujas bien grandes.	
		X-133	0,89	100%	3	6,7			
	al 1.5' de flotac.	Cytec-MX-5160	1,15	100%	3	5,2			
	al 3' de flotac.								

Test 5B	Mineral: comp. 5 BED (30-04-15)		Técnico:	miu- png	Fecha:12-07-2015				
Tipo de Test Cinética t0= 0 t1= 30 s t2= 60 s t3= 2 min t4= 4 min t5= 8 min t6= 12 min	Masa Mineral (g)	2010	% Solidos Molienda		73	Tiempo Flotación (min.)	12	Celda 4,9 L	
	Granulometría	80% -150mm	% Solidos Flotación		32,29%	Agitación (RPM)	1200		
	Agua Molienda (mL)	743,4	Volumen Pulpa (ml)		4900	Cal al molino (g)			
	Tiempo Molienda	21' 57"	Paletéo cada (seg.)		1	Aire (Lts/min.)			
		REACTIVOS		Conc.	Dosific. (planta)	Cantidad a agregar	pH	pH	ML
		Nombre	d	%	g/t	µL	Pulpa	Ajustado	lechada15%
	Molienda						8,09	10,68	5,40
		Cytec-MX-5160	1,15	100%	14	24,2			
		PAX	1,00	10%	0	0,0			
		3' acondic.	70 % 76A + 30 % DOW1012	0,94	100%	5	10,6	Observaciones: espuma abundante bien cargada estable gris bien oscura. Después del refuerzo se observaron burbujas bien grandes.	
		X-133	0,89	100%	3	6,7			
	al 1.5' de flotac.	Cytec-MX-5160	1,15	100%	3	5,2			
	al 3' de flotac.								

APENDICE I: HOJAS DE DATOS Y ENSAYOS

BED COMPÓSITO 5						COBRE				ORO				PLATA				MOLIBDENO				HIERRO							
LM	Tipo	Tiempo (min)	Tiempo (s)	Peso (g)	Rec masa (%)	Rec masa Ac (%)	Ley Cu (%)	Fino Cu (g)	Rec Cu (%)	Rec Ac Cu (%)	Ley Au (g/t)	Fino Au (µg)	Rec Au (%)	Rec Ac Au (%)	Ley Ag (g/t)	Fino Ag (µg)	Rec Ag (%)	Rec Ac Ag (%)	Ley Mo (g/t)	Fino Mo (µg)	Rec Mo (%)	Rec Ac Mo (%)	Ley Fe (%)	Fino Fe (g)	Rec Fe (%)	Rec Ac Fe (%)			
	Alimentación	0	0	3979			0,12	4,81			0,99	3924,6			0,55	2169,7			28,44	113144,0			2,91	11582,1					
LM54409	Concentrado	0,5	30	169	4,25%	4,25%	0,68	1,15	23,89%	23,89%	5,30	895,7	22,82%	22,82%	2,15	363,4	16,75%	16,75%	115,00	19435,0	17,18%	17,18%	3,44	581,4	5,02%	5,02%			
LM54410	Concentrado	1	60	107	2,69%	6,94%	0,69	0,74	15,35%	39,23%	4,53	484,7	12,35%	35,17%	1,88	201,2	9,27%	26,02%	104,00	11128,0	9,84%	27,01%	3,61	386,3	3,34%	8,35%			
LM54411	Concentrado	2	120	163	4,10%	11,03%	0,72	1,17	24,39%	63,63%	4,07	663,4	16,90%	52,08%	2,28	371,6	17,13%	43,15%	149,00	24287,0	21,47%	48,48%	3,67	598,2	5,16%	13,52%			
LM54412	Concentrado	4	240	164	4,12%	15,15%	0,44	0,72	15,00%	78,62%	4,26	698,6	17,80%	69,88%	1,58	259,1	11,94%	55,09%	108,00	17712,0	15,65%	64,13%	3,62	593,7	5,13%	18,65%			
LM54413	Concentrado	8	480	122	3,07%	18,22%	0,25	0,31	6,34%	84,96%	4,55	555,1	14,14%	84,02%	1,25	152,5	7,03%	62,12%	56,00	6832,0	6,04%	70,17%	3,38	412,4	3,56%	22,21%			
LM54414	Concentrado	12	720	121	3,04%	21,26%	0,08	0,10	2,01%	86,98%	0,78	94,4	2,40%	86,43%	0,32	38,7	1,78%	63,90%	20,00	2420,0	2,14%	72,31%	3,26	394,5	3,41%	25,61%			
LM54415	Relave			3133	78,74%	100,00%	0,02	0,63			0,17	532,6			0,25	783,3			10,00	31330,0			2,75	8615,8					
				Masa concentrado (g)	846	Masa concentrado (g)	846	Masa concentrado (g)	846	Masa concentrado (g)	846	Masa concentrado (g)	846	Masa concentrado (g)	846	Masa concentrado (g)	846	Masa concentrado (g)	846	Masa concentrado (g)	846	Masa concentrado (g)	846	Masa concentrado (g)	846	Masa concentrado (g)	846	Masa concentrado (g)	846
				Ley conc. (%)	0,49%	Ley conc. (g/t)	4,0094	Ley conc. (g/t)	1,6389	Ley conc. (g/t)	1,6389	Ley conc. (g/t)	1,6389	Ley conc. (g/t)	1,6389	Ley conc. (g/t)	1,6389	Ley conc. (g/t)	1,6389	Ley conc. (g/t)	1,6389	Ley conc. (g/t)	1,6389	Ley conc. (g/t)	1,6389	Ley conc. (g/t)	1,6389	Ley conc. (g/t)	1,6389
				Cabeza recalculada (%)	0,12%	Cabeza recalculada (g/t)	0,99	Cabeza recalculada (g/t)	0,99	Cabeza recalculada (g/t)	0,99	Cabeza recalculada (g/t)	0,99	Cabeza recalculada (g/t)	0,99	Cabeza recalculada (g/t)	0,99	Cabeza recalculada (g/t)	0,99	Cabeza recalculada (g/t)	0,99	Cabeza recalculada (g/t)	0,99	Cabeza recalculada (g/t)	0,99	Cabeza recalculada (g/t)	0,99	Cabeza recalculada (g/t)	0,99



APENDICE I: HOJAS DE DATOS Y ENSAYOS

BED COMPOSITO 6

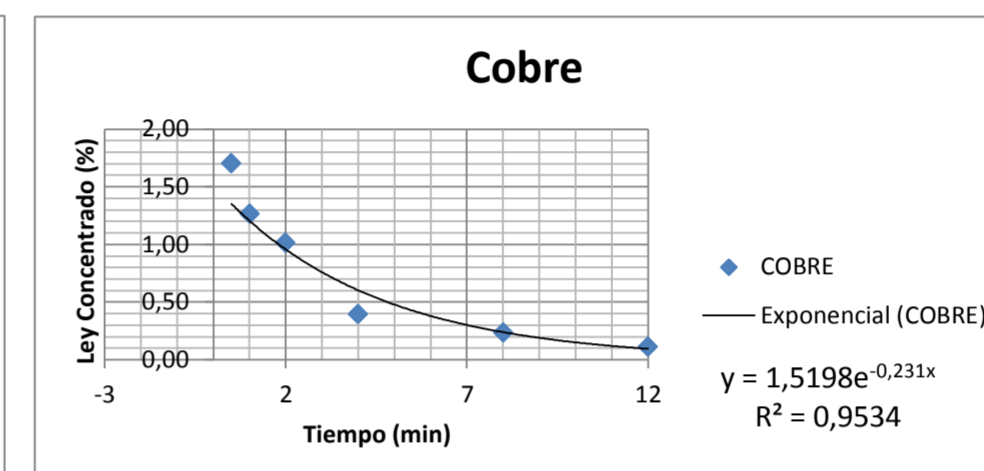
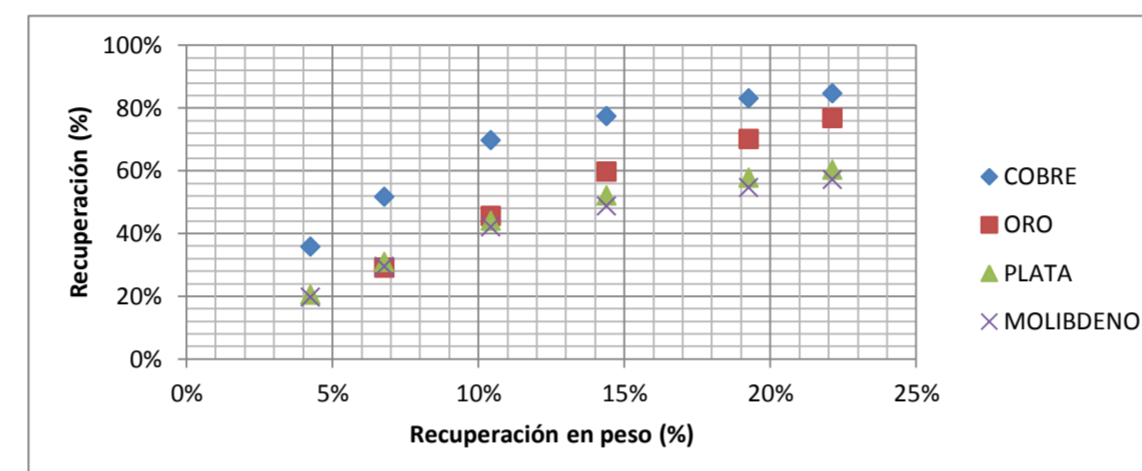
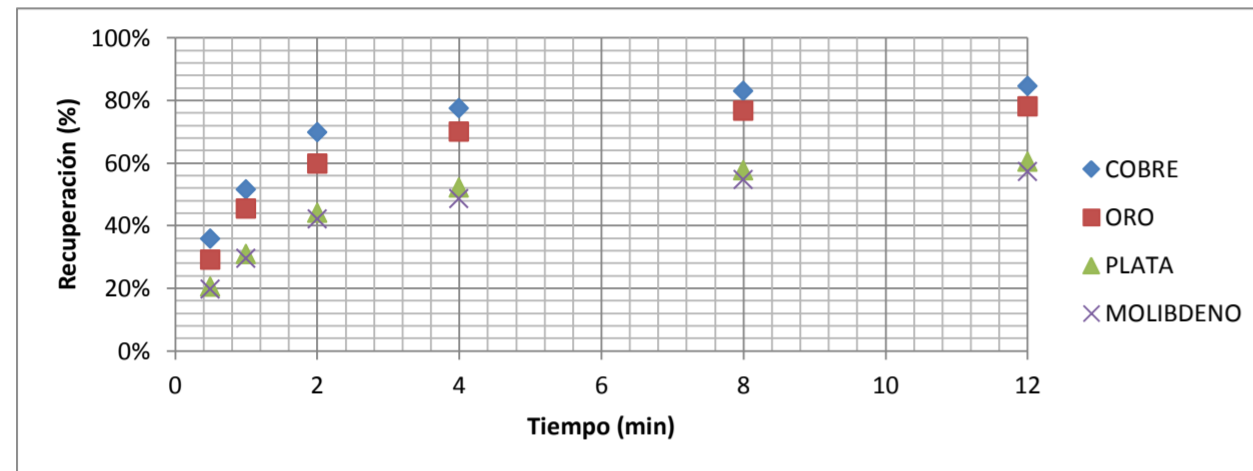
30-04-2015

Test 6A	Mineral: comp. 6 BED (30-04-15)		Técnico:	miu- png		Fecha:11-07-2015			
Tipo de Test Cinética t0= 0 t1= 30 s t2= 60 s t3= 2 min t4= 4 min t5= 8 min t6= 12 min	Masa Mineral (g)	2010	% Solidos Molienda		73	Tiempo Flotación (min.)	12	Celda 4,9 L	
	Granulometría	80% -150mm	% Solidos Flotación		32,29%	Agitación (RPM)	1200		
	Agua Molienda (mL)	743,4	Volumen Pulpa (ml)		4900	Cal al molino (g)			
	Tiempo Molienda	21' 57"	Paletéo cada (seg.)		1	Aire (Lts/min.)			
		REACTIVOS		Conc.	Dosific. (planta)	Cantidad a agregar	pH	pH	ML
		Nombre	d	%	g/t	µL	Pulpa	Ajustado	lechada15%
	Molienda						7,65	10,52	11,00
		Cytec-MX-5160	1,15	100%	14	24,2			
		PAX	1,00	10%	0	0,0			
		3' acondic.	70 % 76A + 30 % DOW1012	0,94	100%	5	10,6	Observaciones: espuma abundante de color metálico burbujas pequeñas y estables. Ganga con partículas negras.	
		X-133	0,89	100%	3	6,7			
	al 1.5' de flotac.	Cytec-MX-5160	1,15	100%	3	5,2			
	al 3' de flotac.								

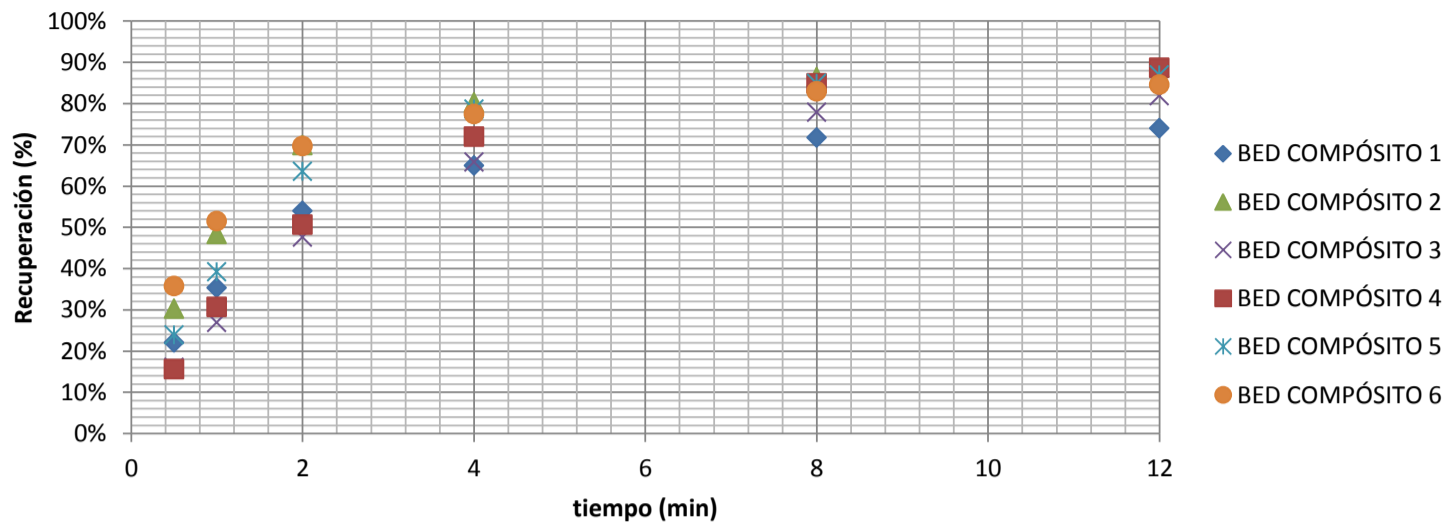
Test 6B	Mineral: comp. 6 BED (30-04-15)		Técnico:	miu- png		Fecha:11-07-2015			
Tipo de Test Cinética t0= 0 t1= 30 s t2= 60 s t3= 2 min t4= 4 min t5= 8 min t6= 12 min	Masa Mineral (g)	2010	% Solidos Molienda		73	Tiempo Flotación (min.)	12	Celda 4,9 L	
	Granulometría	80% -150mm	% Solidos Flotación		32,29%	Agitación (RPM)	1200		
	Agua Molienda (mL)	743,4	Volumen Pulpa (ml)		4900	Cal al molino (g)			
	Tiempo Molienda	21' 57"	Paletéo cada (seg.)		1	Aire (Lts/min.)			
		REACTIVOS		Conc.	Dosific. (planta)	Cantidad a agregar	pH	pH	ML
		Nombre	d	%	g/t	µL	Pulpa	Ajustado	lechada15%
	Molienda						7,79	10,48	7,40
		Cytec-MX-5160	1,15	100%	14	24,2			
		PAX	1,00	10%	0	0,0			
		3' acondic.	70 % 76A + 30 % DOW1012	0,94	100%	5	10,6	Observaciones: espuma abundante de color metálico burbujas pequeñas y estables. Ganga con partículas negras y pesadas.	
		X-133	0,89	100%	3	6,7			
	al 1.5' de flotac.	Cytec-MX-5160	1,15	100%	3	5,2			
	al 3' de flotac.								

APENDICE I: HOJAS DE DATOS Y ENSAYOS

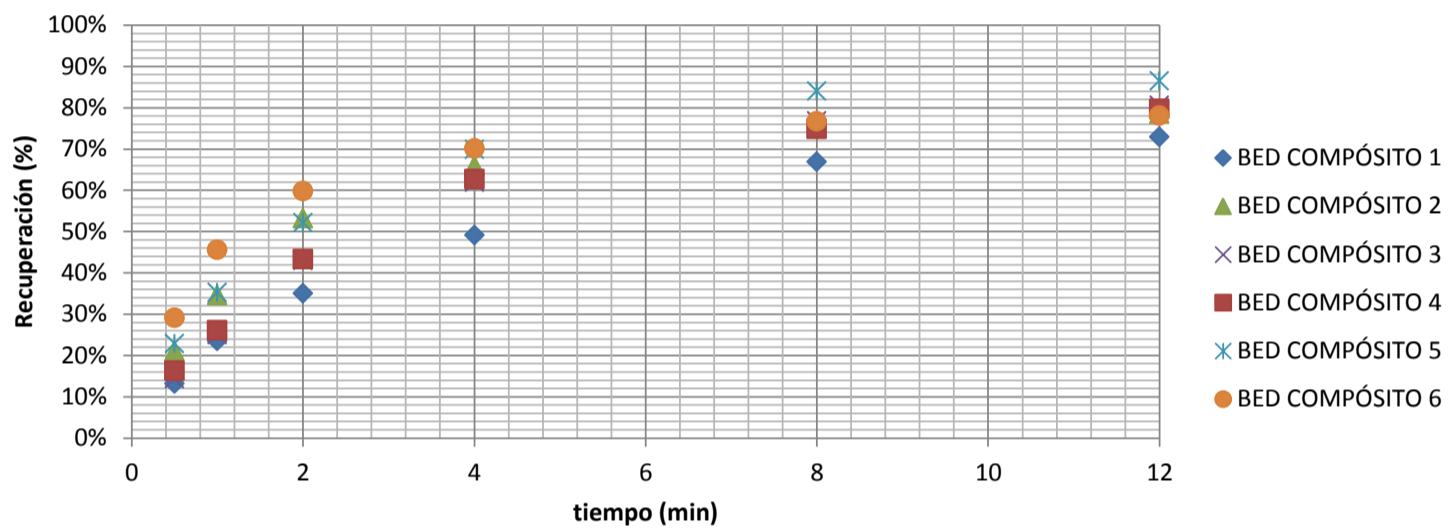
BED COMPÓSITO 6						COBRE				ORO				PLATA				MOLIBDENO				HIERRO						
LM	Tipo	Tiempo (min)	Tiempo (s)	Peso (g)	Rec masa (%)	Rec masa Ac (%)	Ley Cu (%)	Fino Cu (g)	Rec Cu (%)	Rec Ac Cu (%)	Ley Au (g/t)	Fino Au (µg)	Rec Au (%)	Rec Ac Au (%)	Ley Ag (g/t)	Fino Ag (µg)	Rec Ag (%)	Rec Ac Ag (%)	Ley Mo (g/t)	Fino Mo (µg)	Rec Mo (%)	Rec Ac Mo (%)	Ley Fe (%)	Fino Fe (g)	Rec Fe (%)	Rec Ac Fe (%)		
	Alimentación	0	0	3956			0,20	7,98			0,60	2388,7			0,49	1941,1			107,40	424888,0			5,44	21517,8				
LM54409	Concentrado	0,5	30	168	4,25%	4,25%	1,70	2,86	35,77%	35,77%	4,14	695,5	29,12%	29,12%	2,36	396,5	20,43%	20,43%	496,00	83328,0	19,61%	19,61%	7,47	1255,0	5,83%	5,83%		
LM54410	Concentrado	1	60	100	2,53%	6,77%	1,26	1,26	15,78%	51,56%	3,92	392,0	16,41%	45,53%	2,04	204,0	10,51%	30,94%	421,00	42100,0	9,91%	29,52%	7,15	715,0	3,32%	9,16%		
LM54411	Concentrado	2	120	144	3,64%	10,41%	1,01	1,45	18,22%	69,78%	2,36	339,8	14,23%	59,76%	1,77	254,9	13,13%	44,07%	372,00	53568,0	12,61%	42,13%	6,94	999,4	4,64%	13,80%		
LM54412	Concentrado	4	240	157	3,97%	14,38%	0,39	0,61	7,67%	77,45%	1,57	246,5	10,32%	70,08%	0,99	155,4	8,01%	52,07%	177,00	27789,0	6,54%	48,67%	6,63	1040,9	4,84%	18,64%		
LM54413	Concentrado	8	480	193	4,88%	19,26%	0,23	0,44	5,56%	83,01%	0,82	158,3	6,63%	76,70%	0,56	108,1	5,57%	57,64%	132,00	25476,0	6,00%	54,66%	5,78	1115,5	5,18%	23,82%		
LM54414	Concentrado	12	720	113	2,86%	22,12%	0,11	0,12	1,56%	84,56%	0,29	32,8	1,37%	78,07%	0,46	52,0	2,68%	60,32%	96,00	10848,0	2,55%	57,22%	5,19	586,5	2,73%	26,55%		
LM54415	Relave			3081	77,88%	100,00%	0,04	1,23			0,17	523,8			0,25	770,3			59,00	181779,0			5,13	15805,5				
							Masa concentrado (g)			875	Masa concentrado (g)			875	Masa concentrado (g)			875	Masa concentrado (g)			875	Masa concentrado (g)					875
							Ley conc. (%)			0,77%	Ley conc. (g/t)			2,1313	Ley conc. (g/t)			1,3381	Ley conc. (g/t)			277,8389	Ley conc. (g/t)					6,5283
							Cabeza recalculada (%)			0,20%	Cabeza recalculada (g/t)			0,60	Cabeza recalculada (g/t)			0,49	Cabeza recalculada (g/t)			107,40	Cabeza recalculada (g/t)					5,44



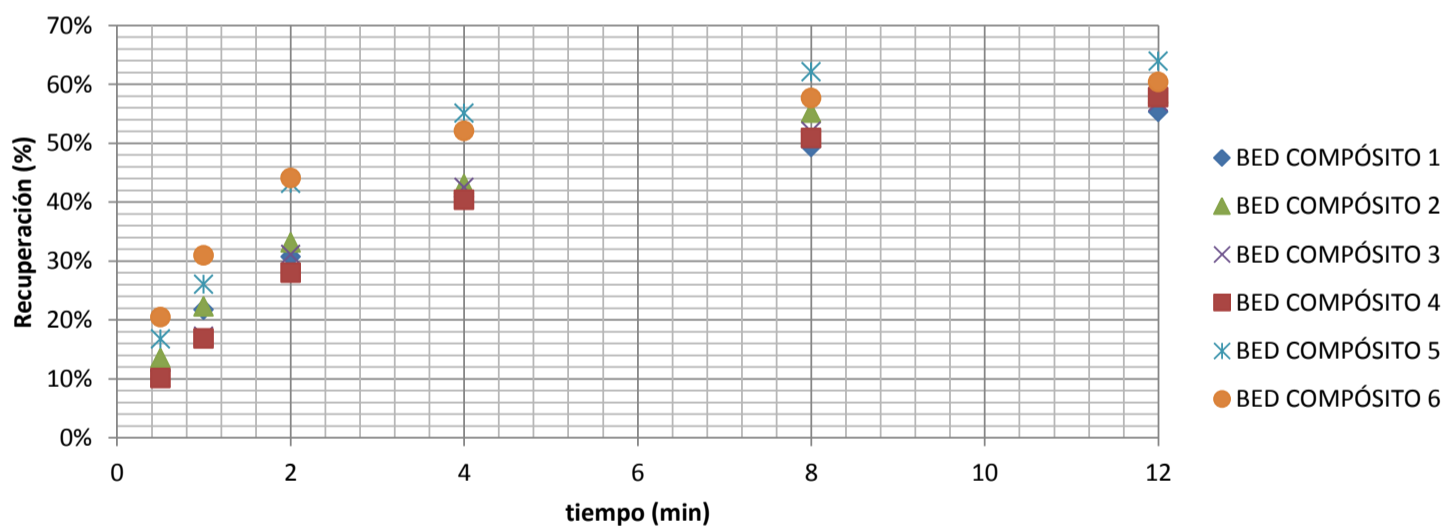
COBRE



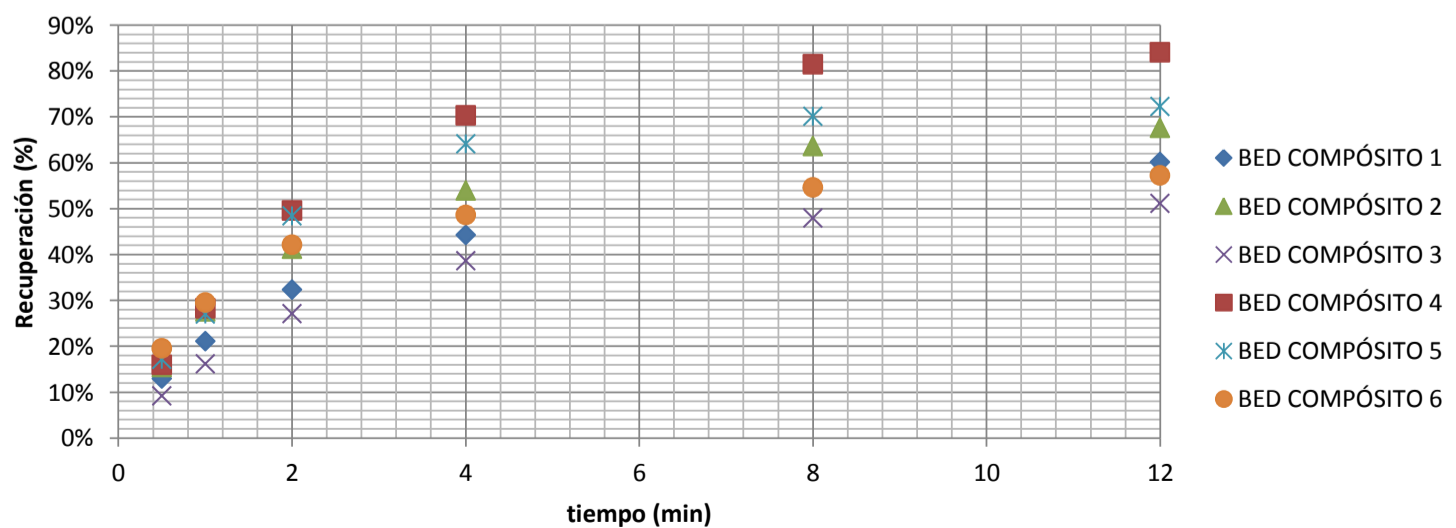
ORO



PLATA

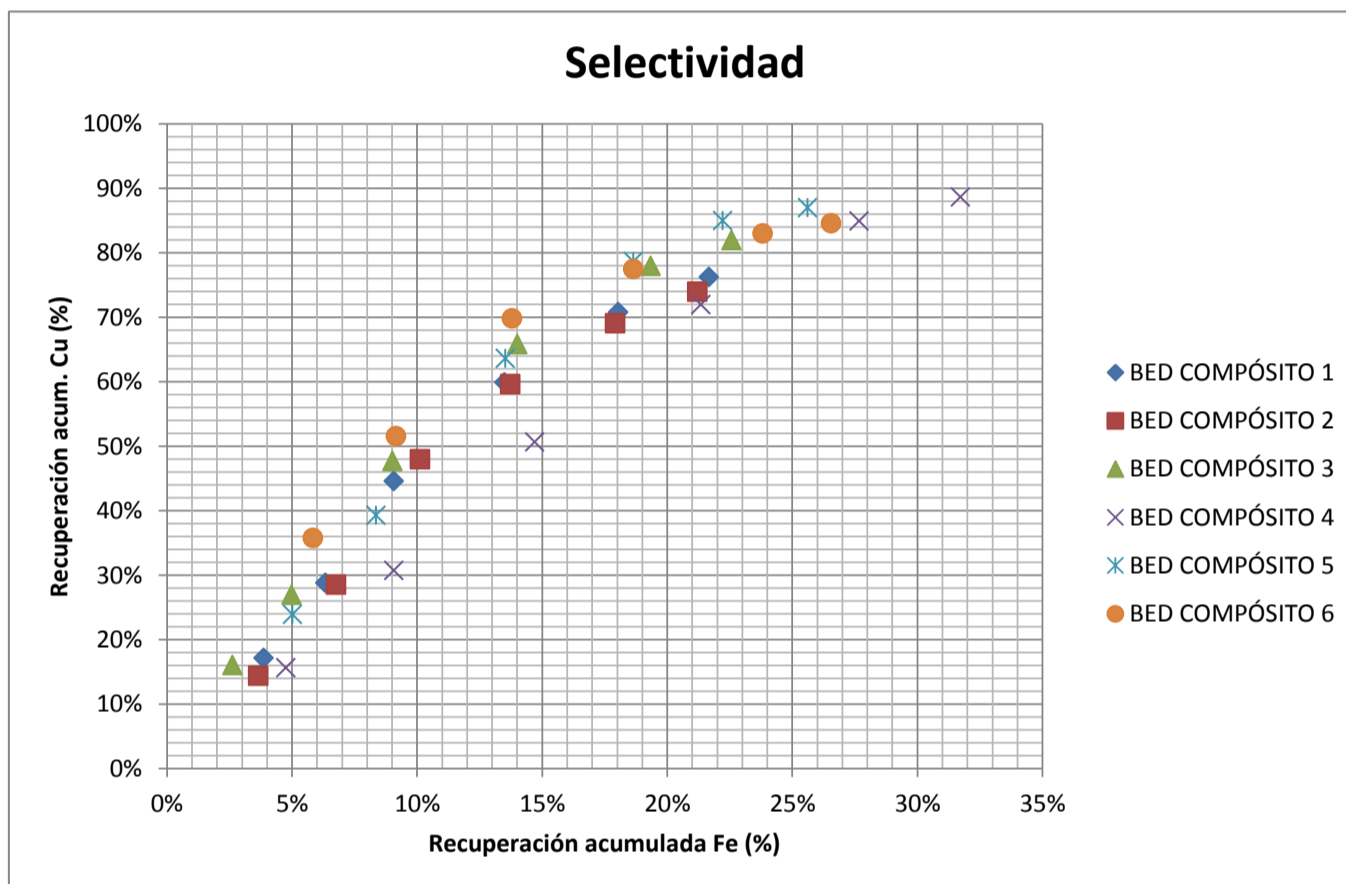


MOLI



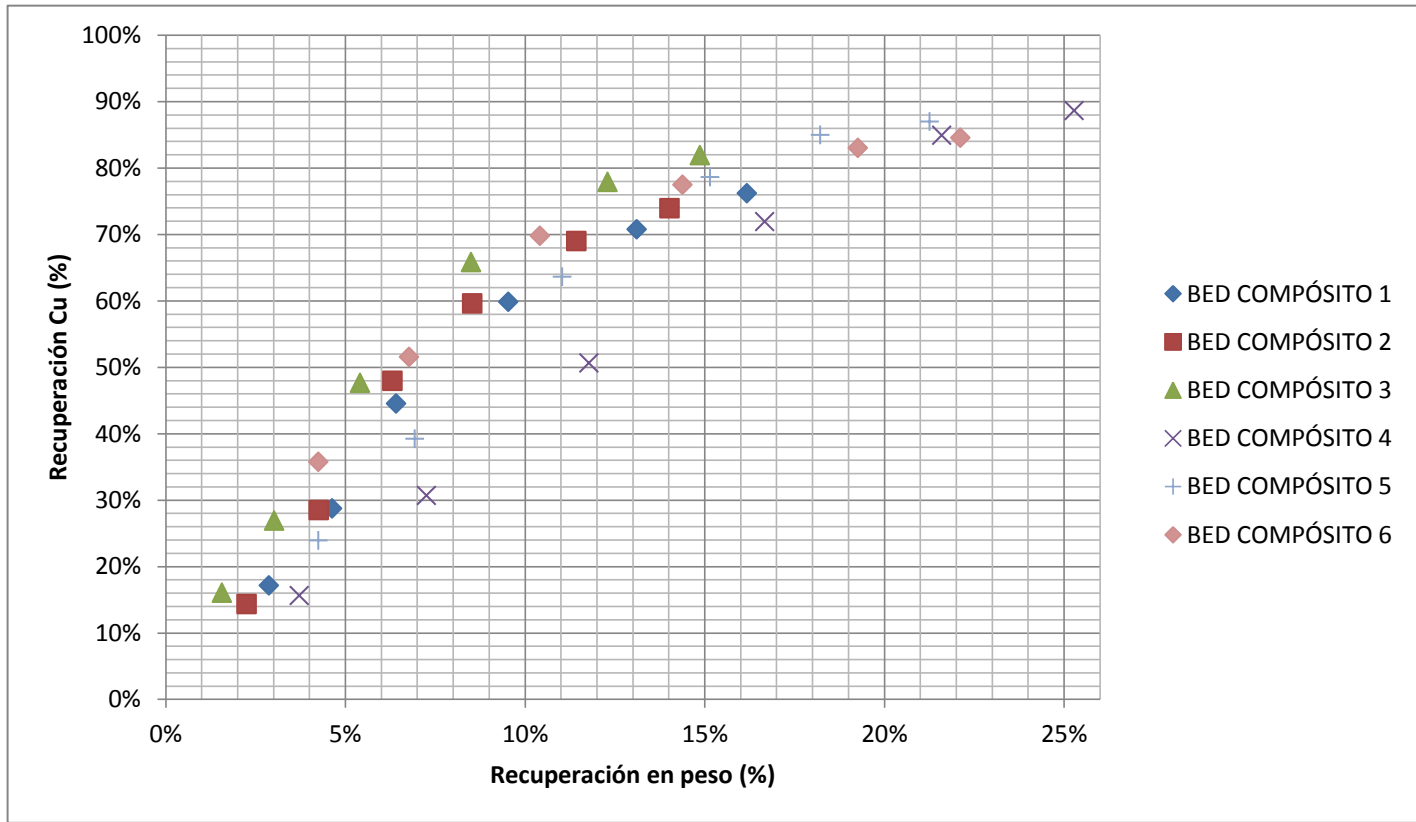
APENDICE I: HOJAS DE DATOS Y ENSAYOS

Compósito	Rec. Cu	Rec. Au	Rec. Ag	Rec. Mo
BED 1	76,20%	72,91%	55,28%	60,19%
BED 2	73,93%	78,44%	58,39%	67,61%
BED 3	81,93%	80,58%	57,00%	51,14%
BED 4	88,65%	79,64%	57,80%	84,10%
BED 5	86,98%	86,43%	63,90%	72,31%
BED 6	84,56%	78,07%	60,32%	57,22%
Promedio	82,04%	79,35%	58,78%	65,43%

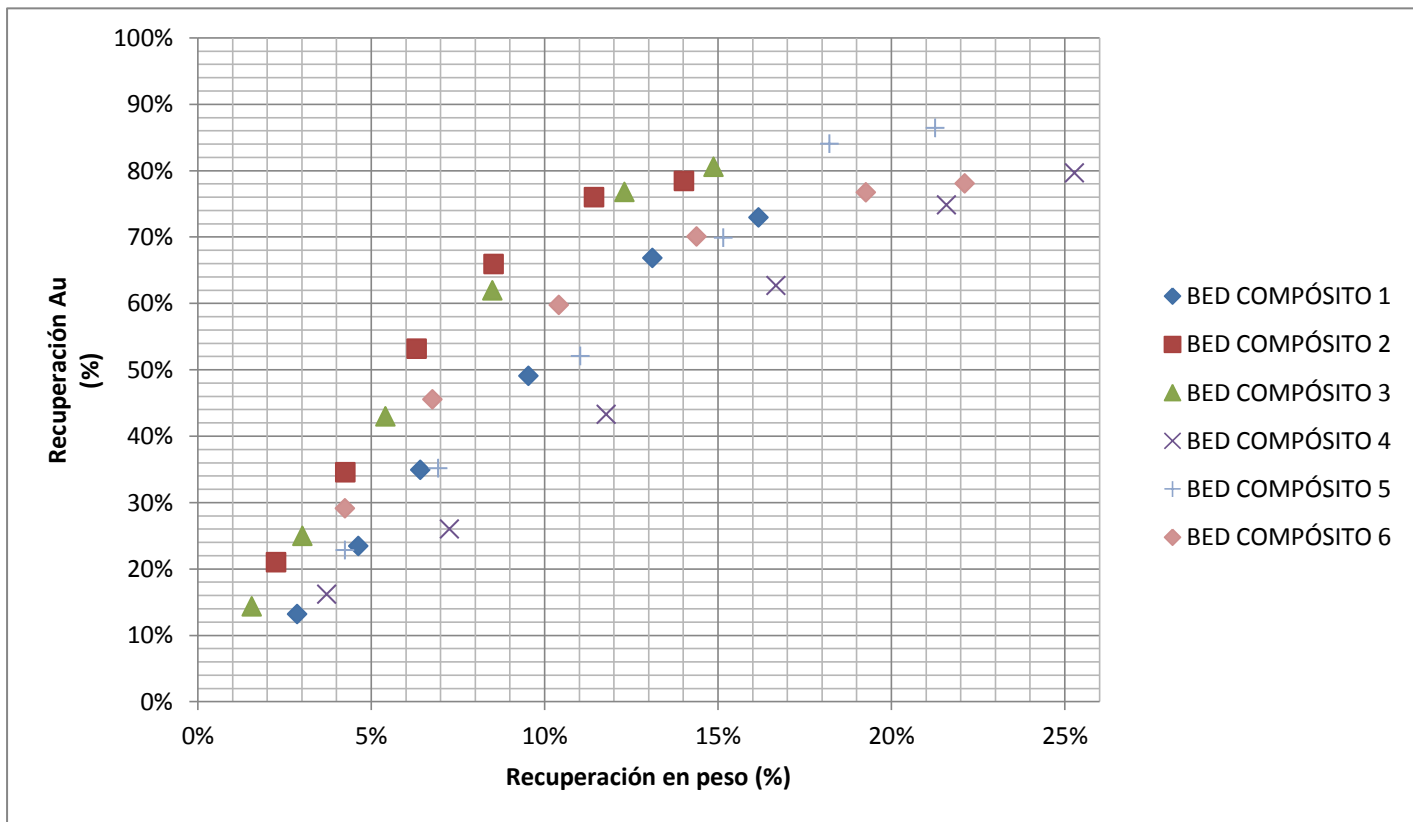


APENDICE I: HOJAS DE DATOS Y ENSAYOS

COBRE

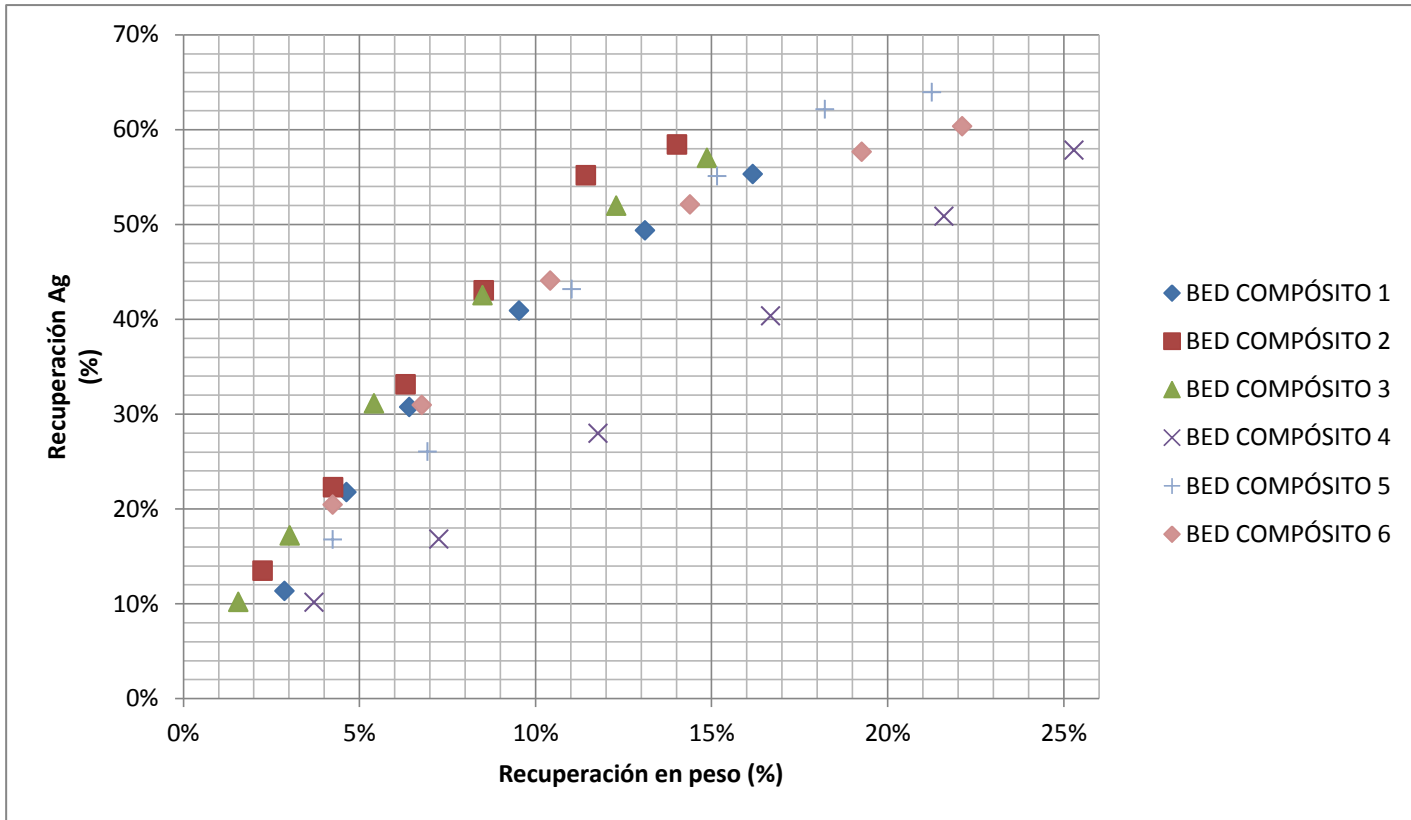


ORO

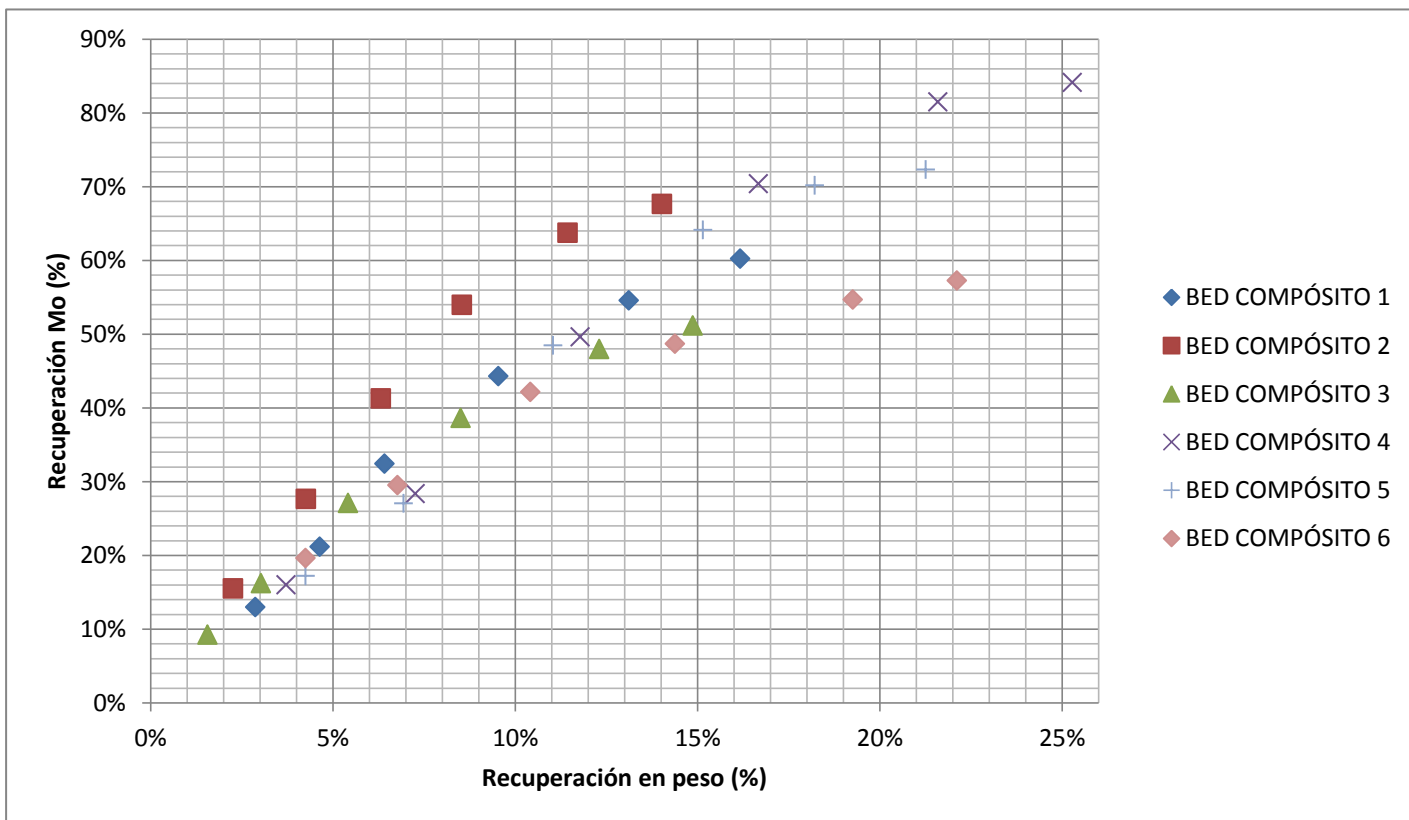


APENDICE I: HOJAS DE DATOS Y ENSAYOS

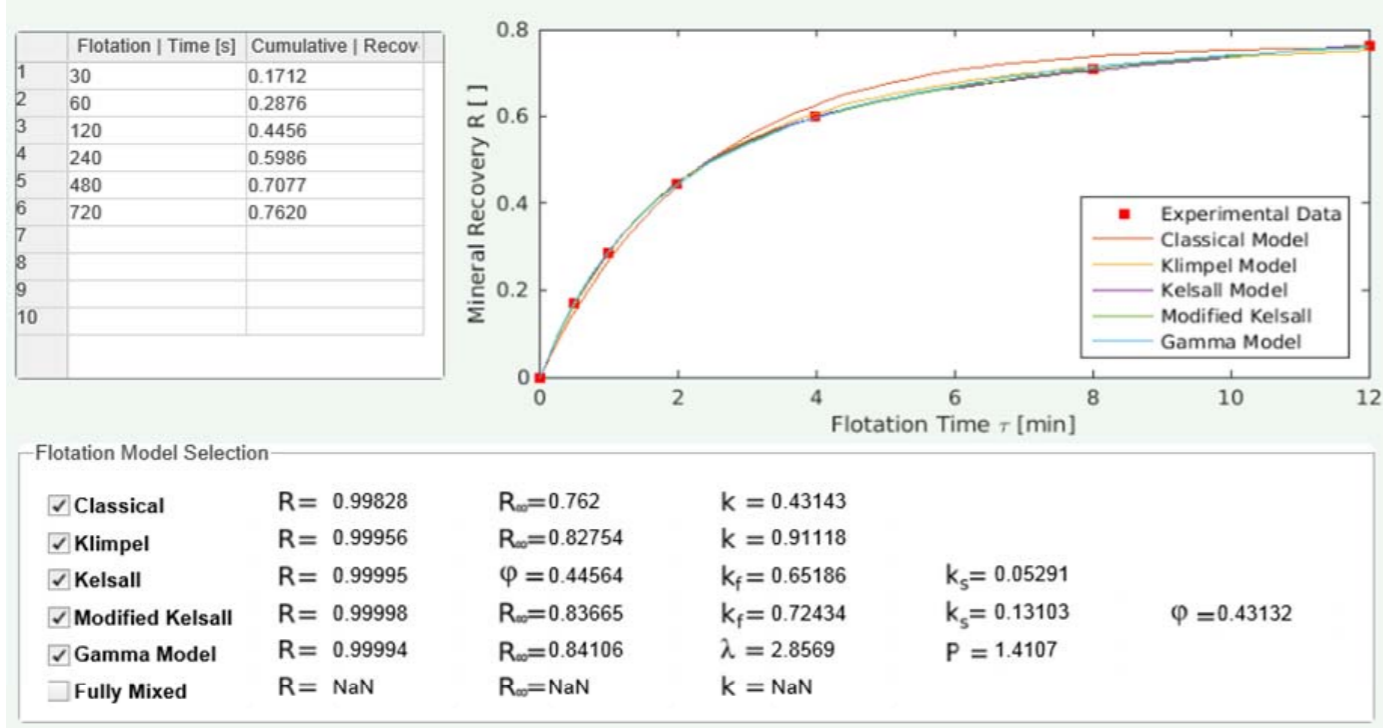
PLATA



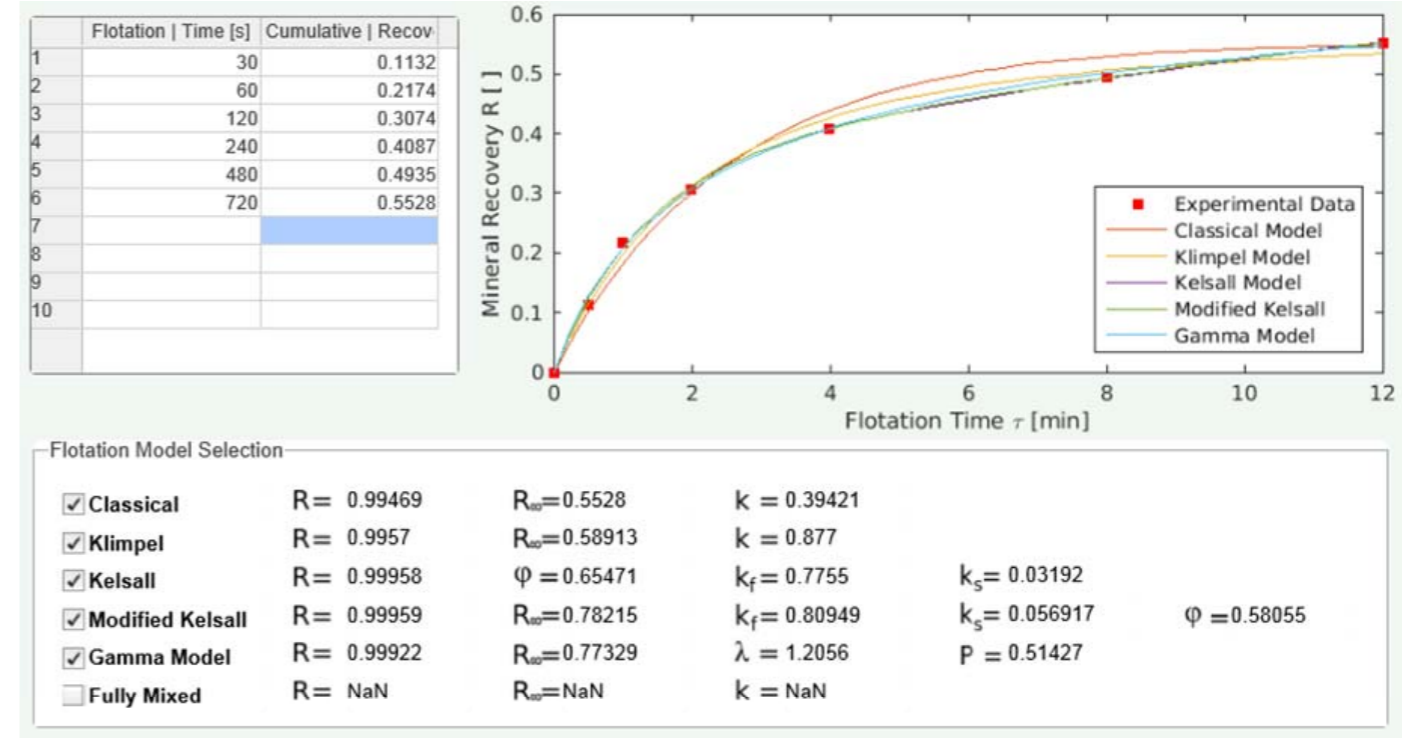
MOLI



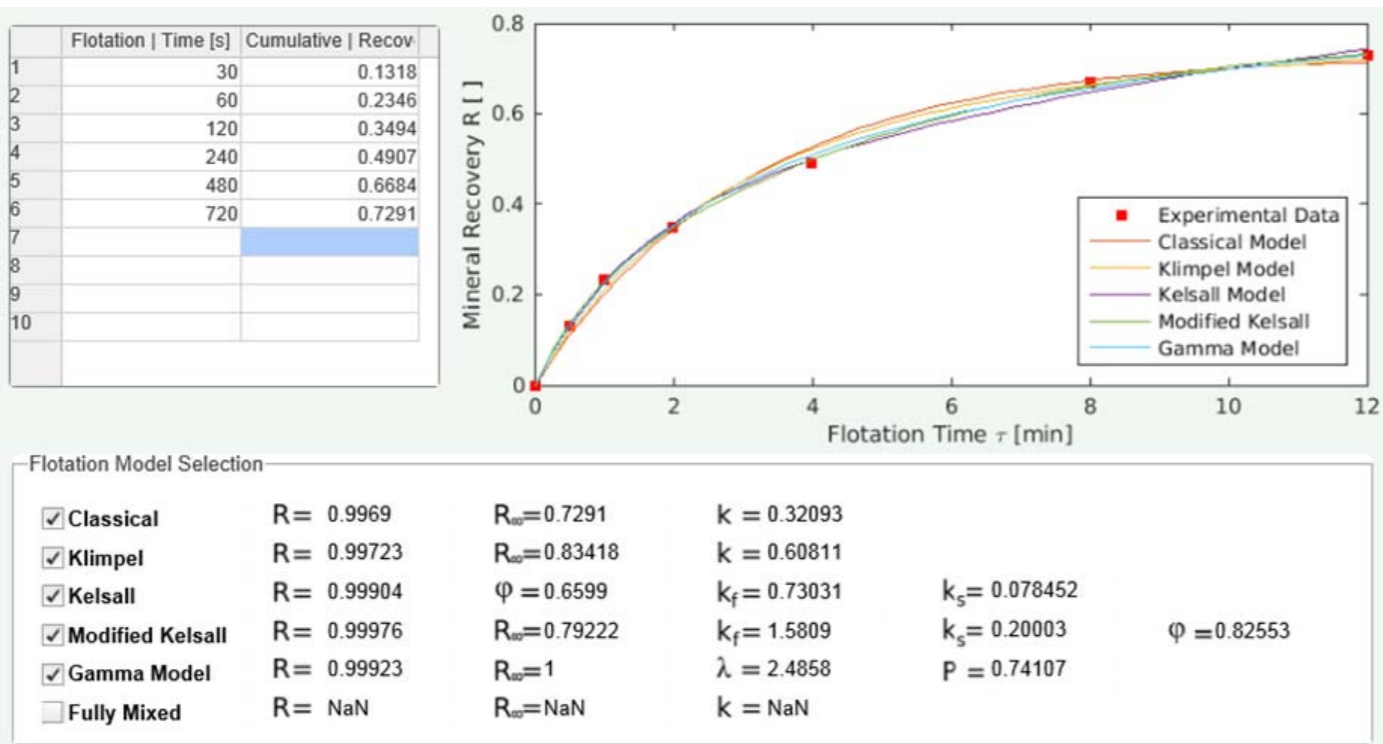
COBRE



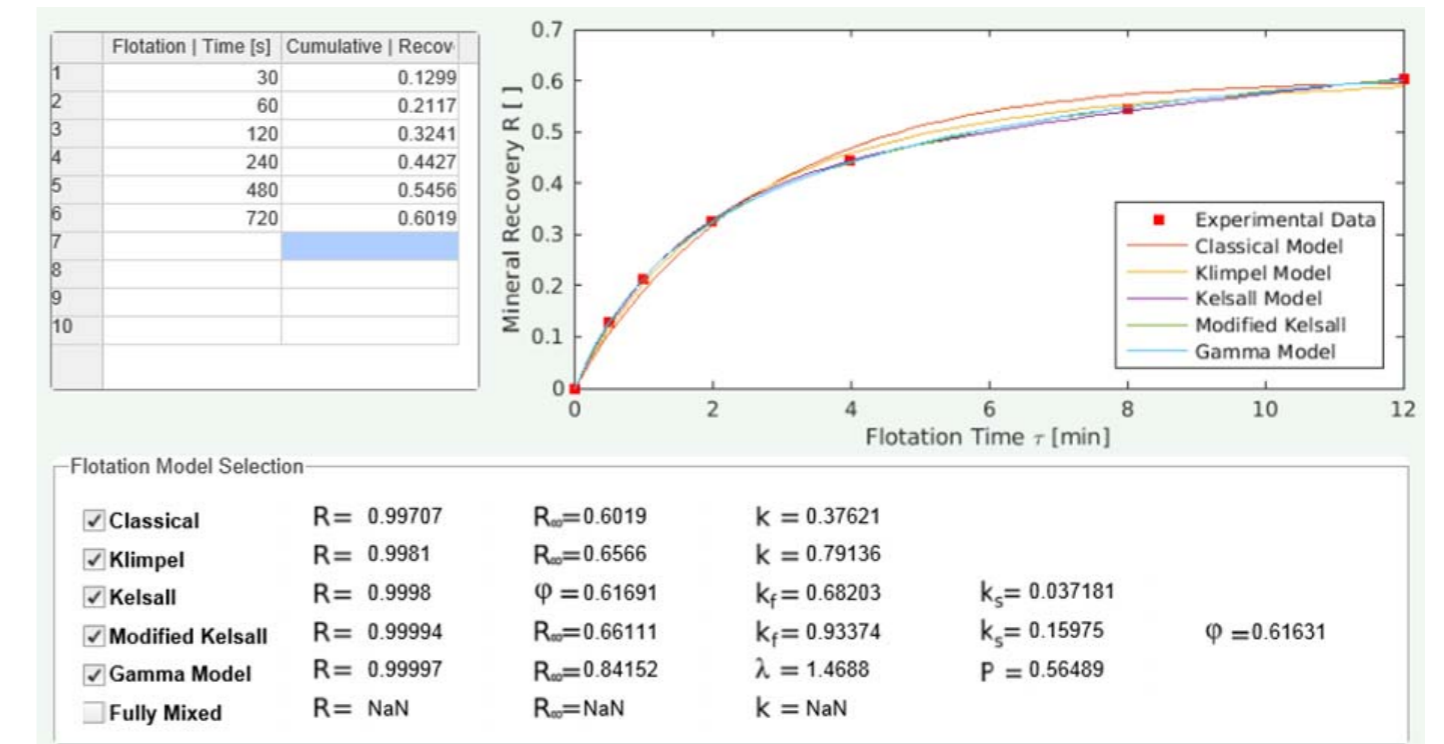
PLATA



ORO

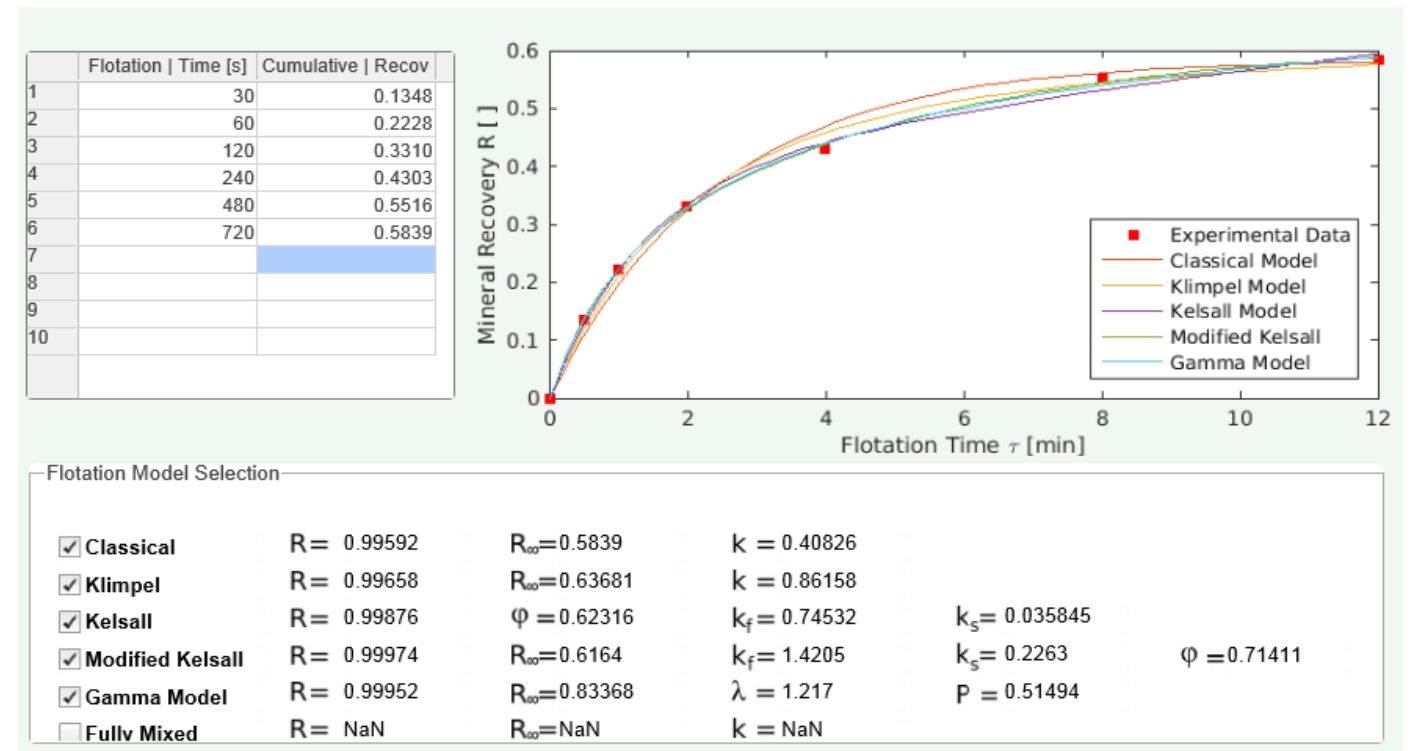
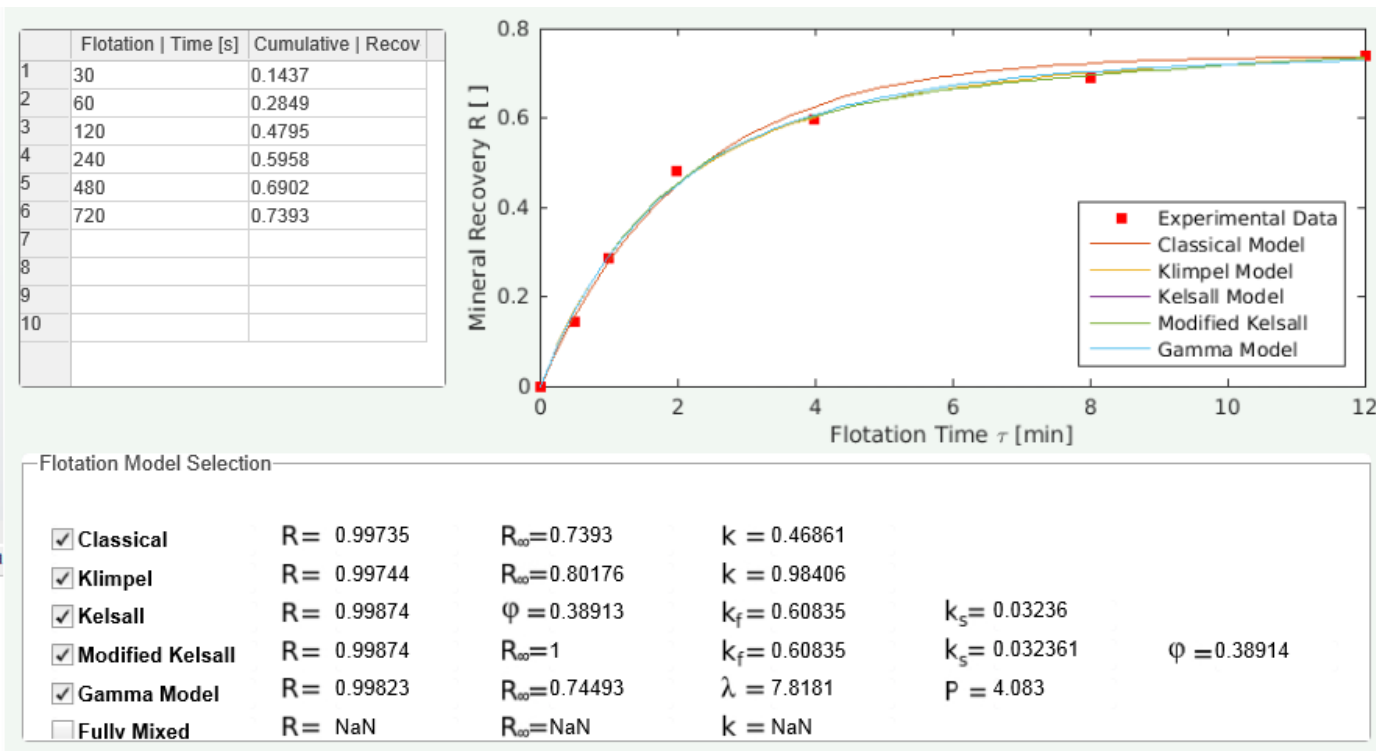


MOLIBDENO



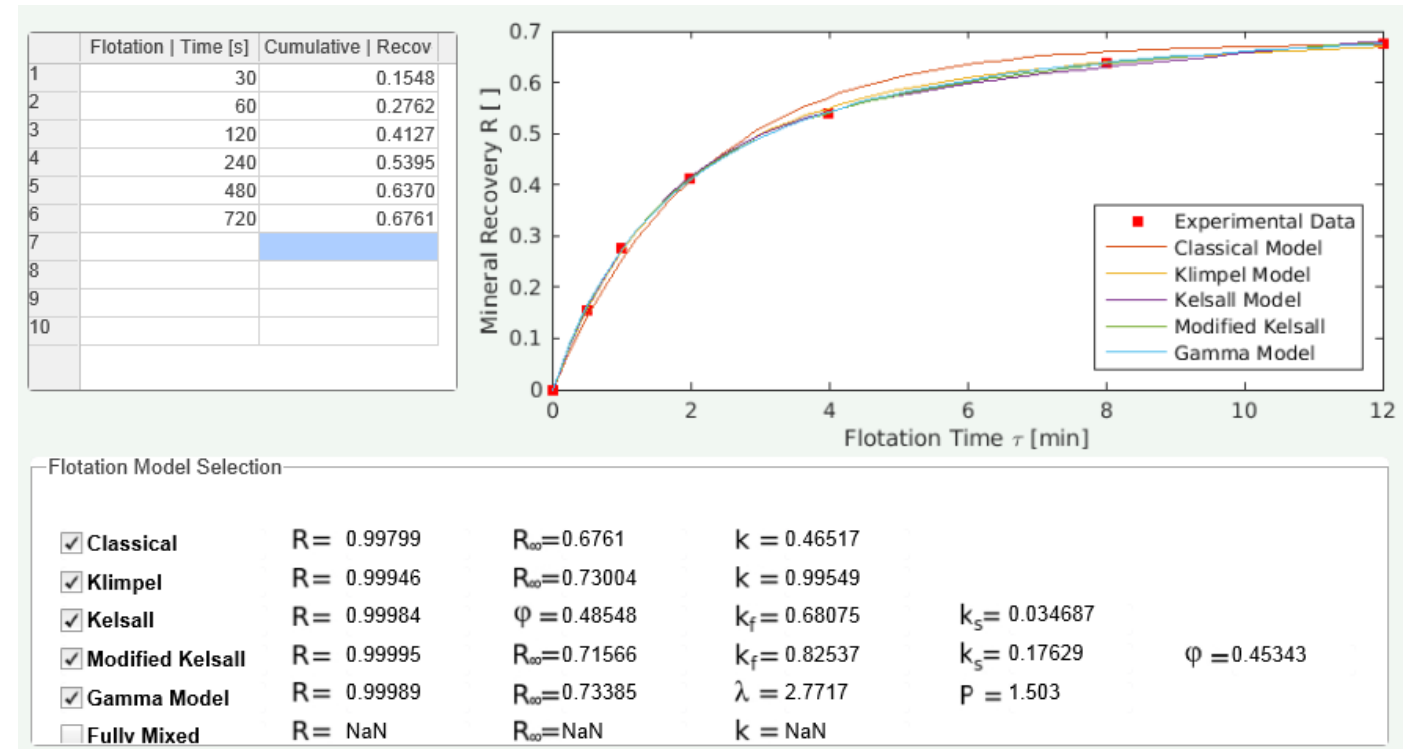
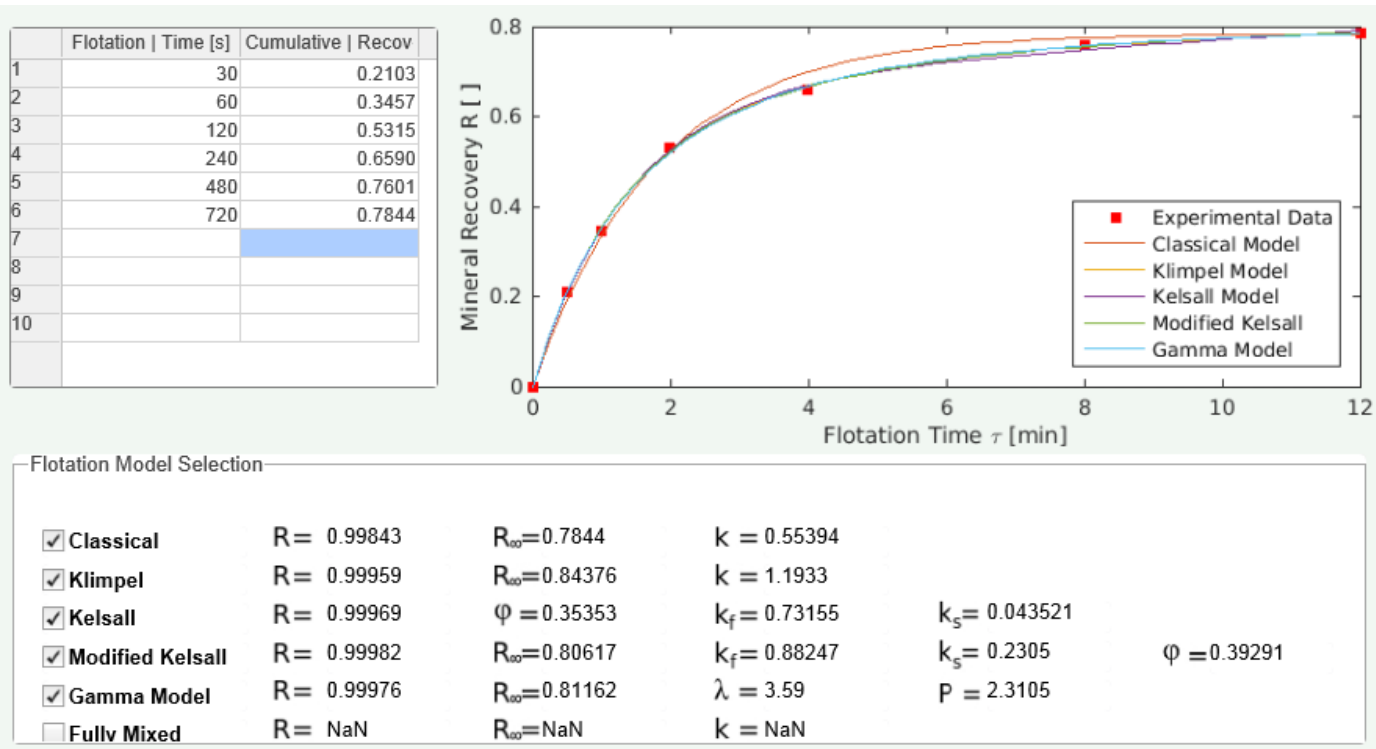
COBRE

PLATA

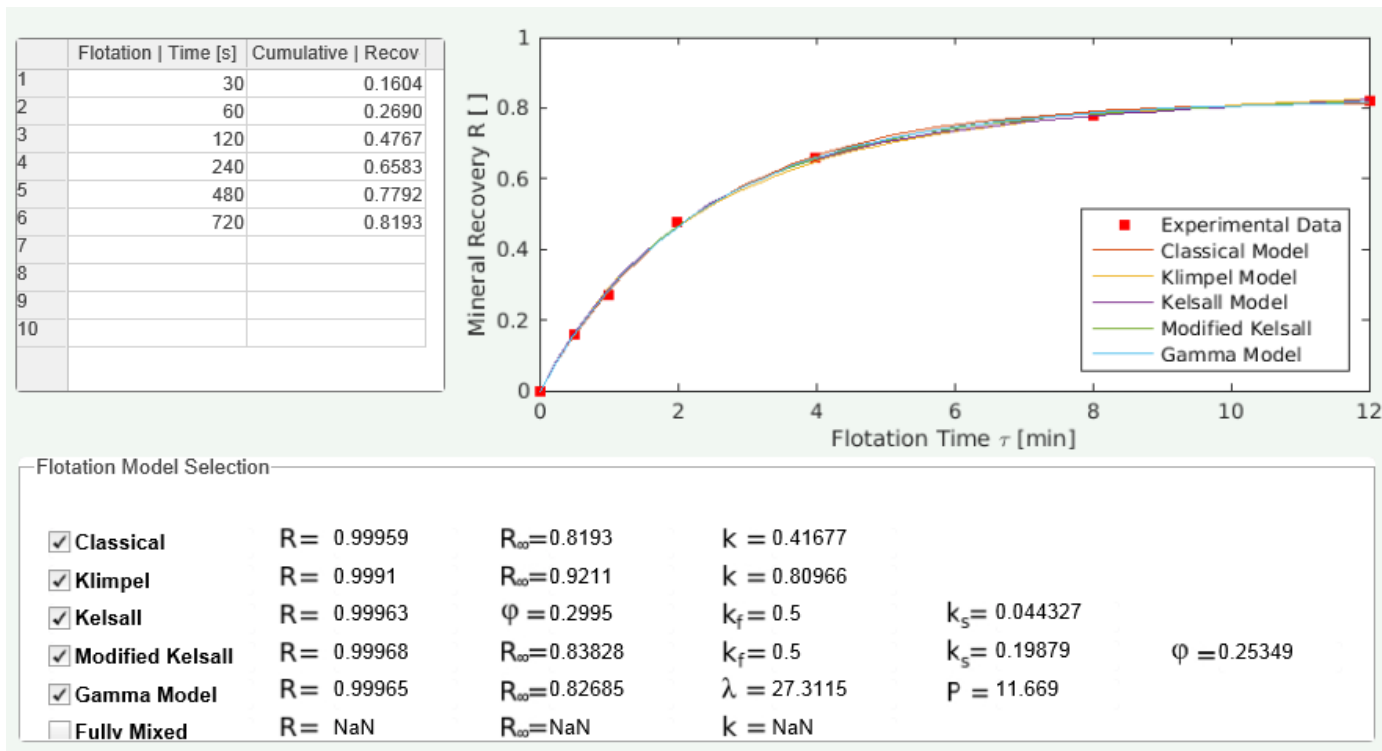


ORO

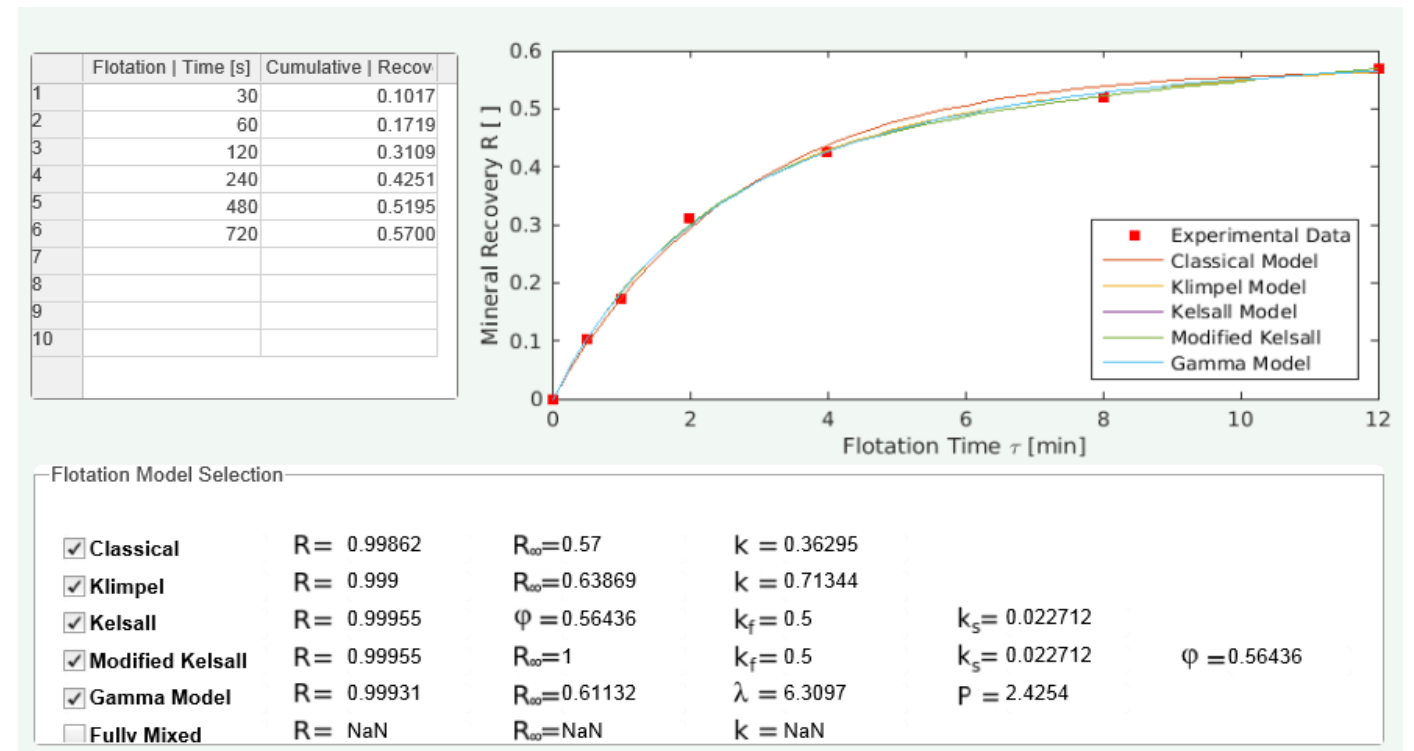
MOLIBDENO



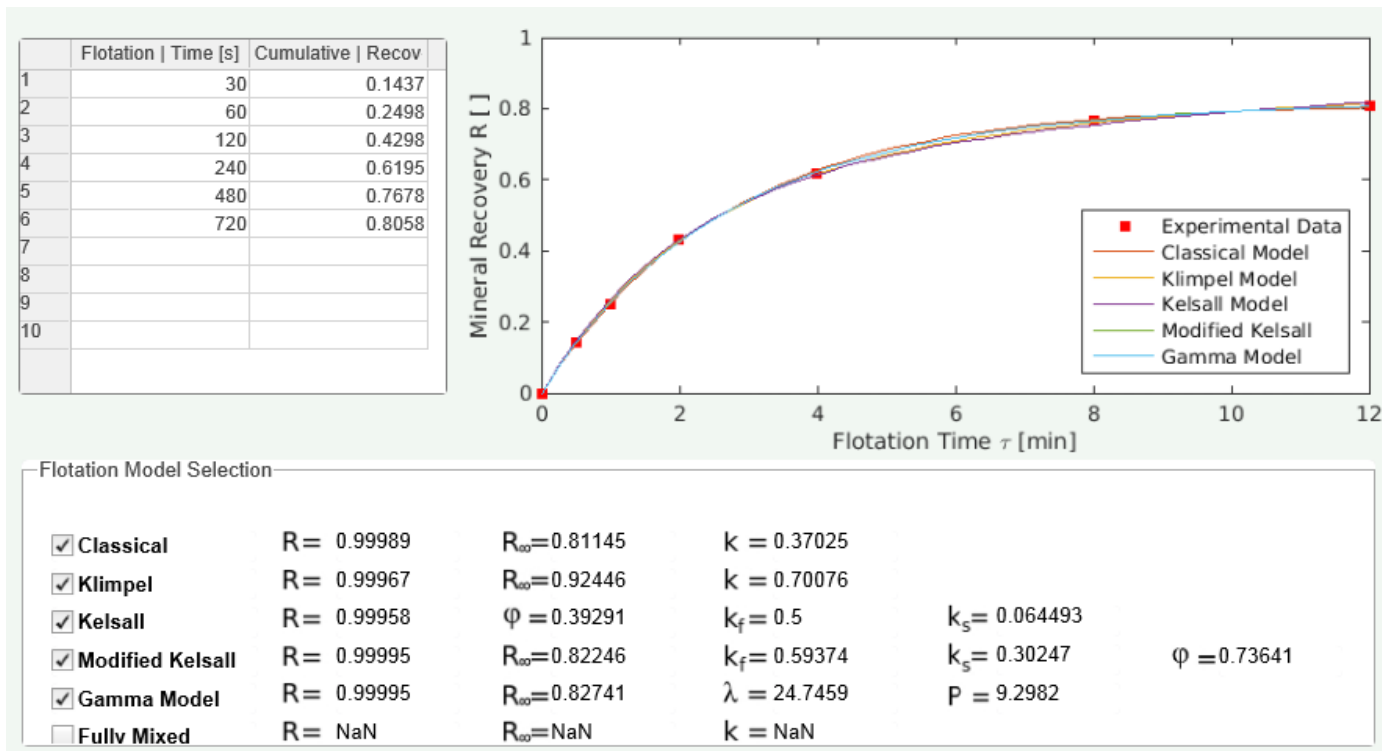
COBRE



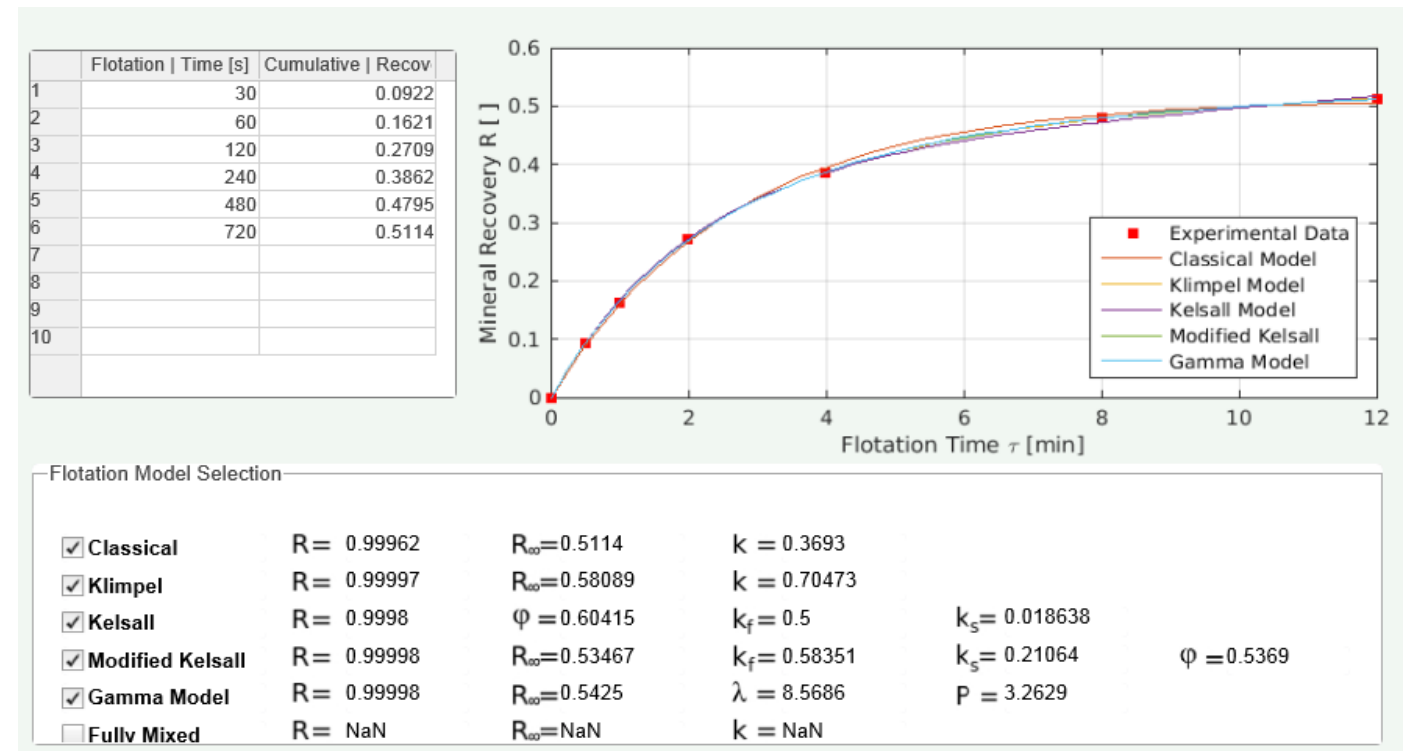
PLATA



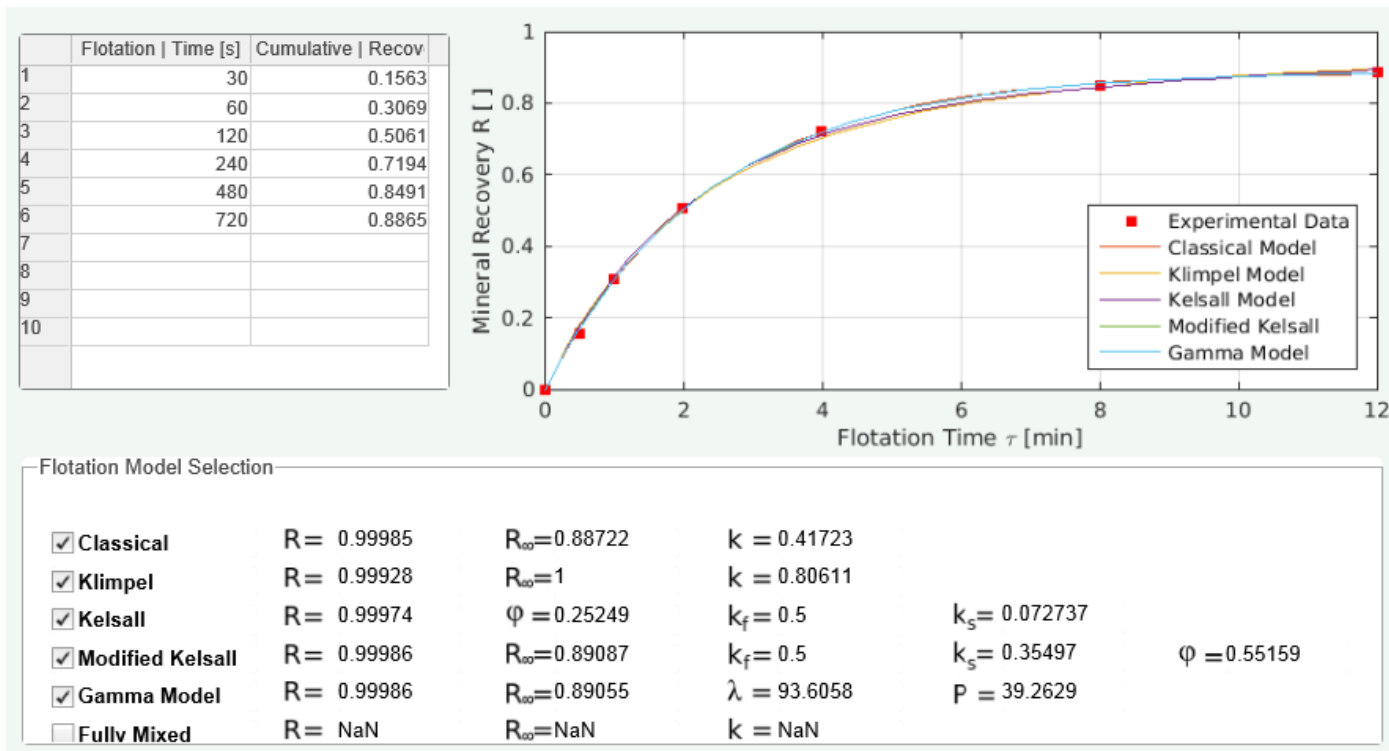
ORO



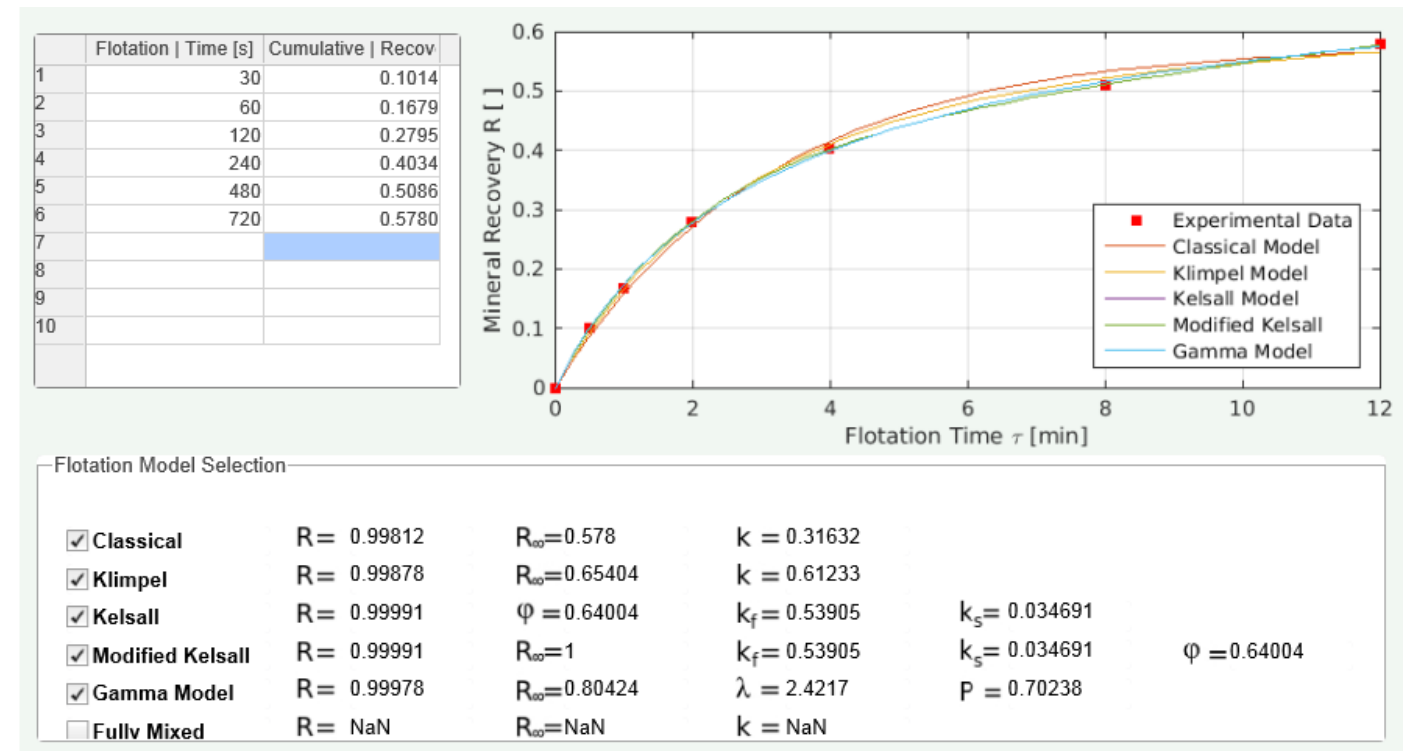
MOLIBDENO



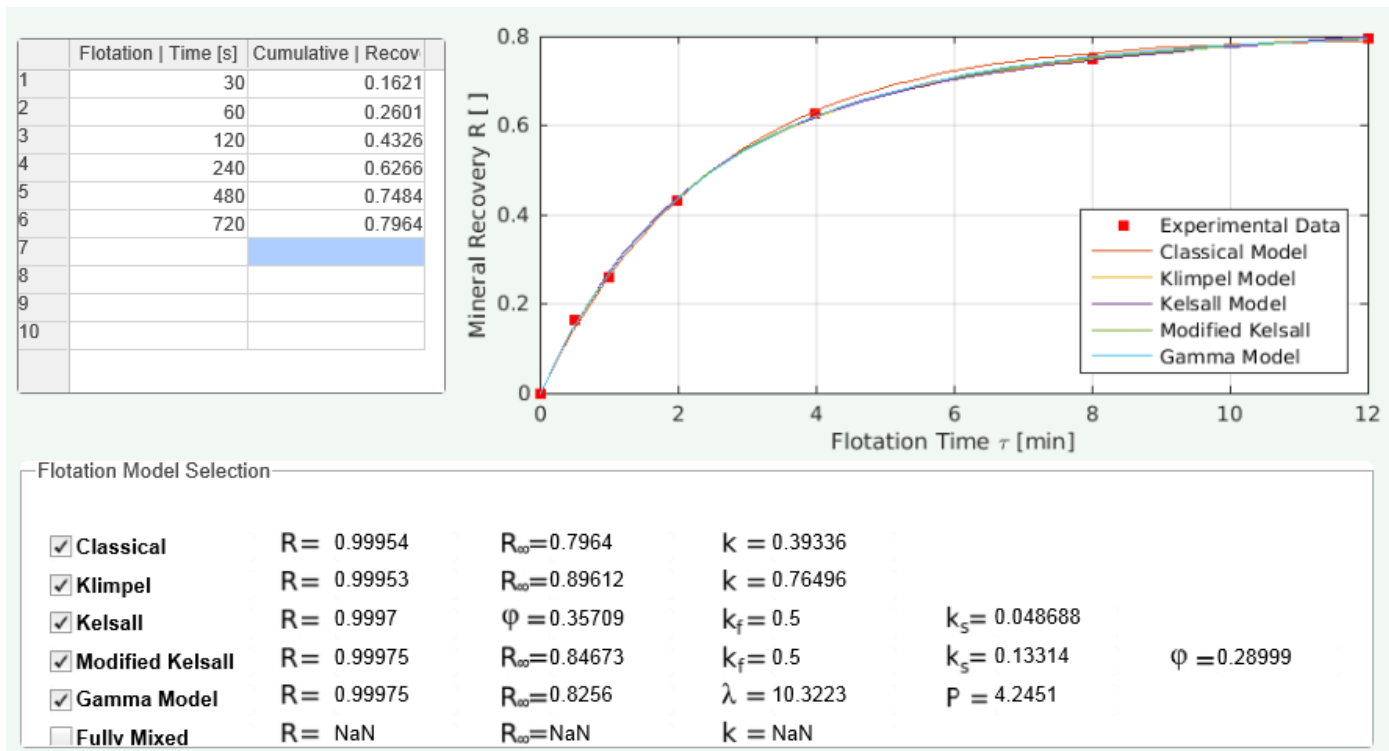
COBRE



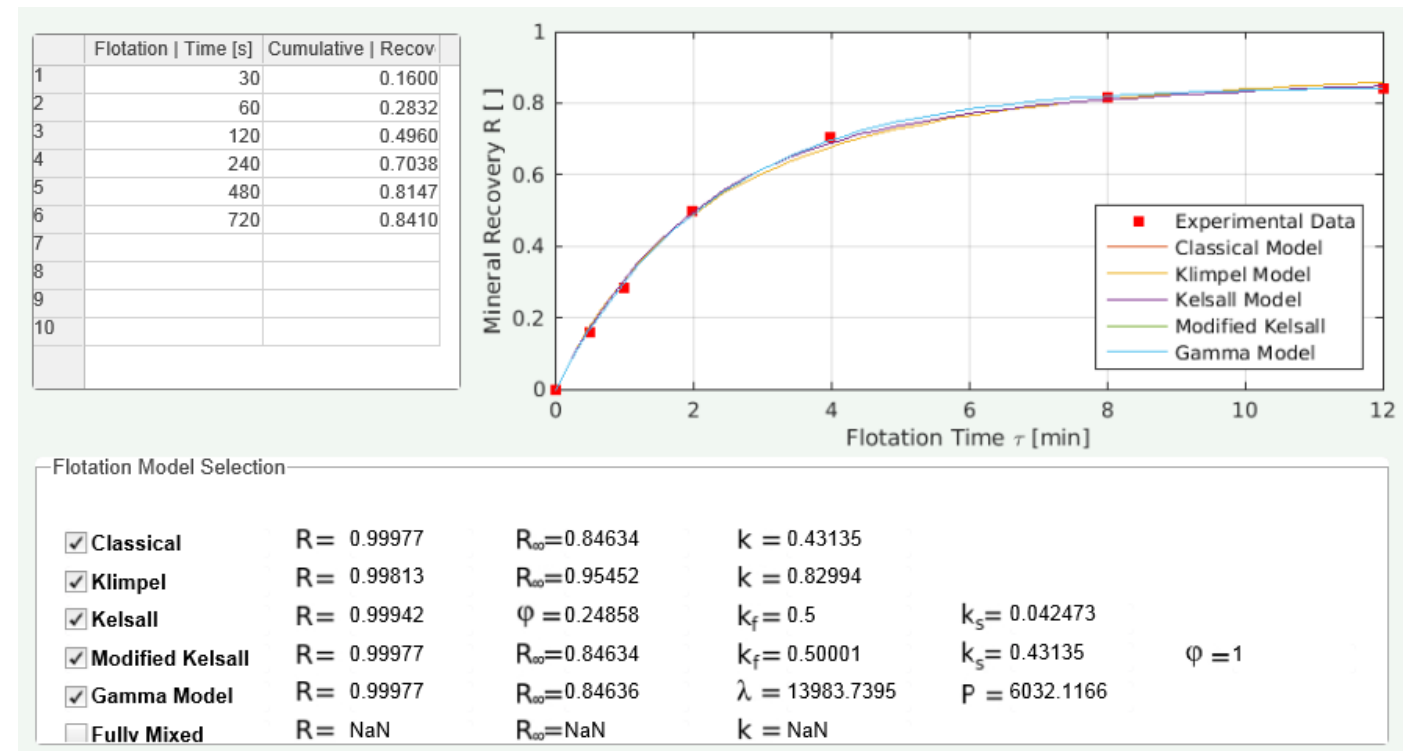
PLATA



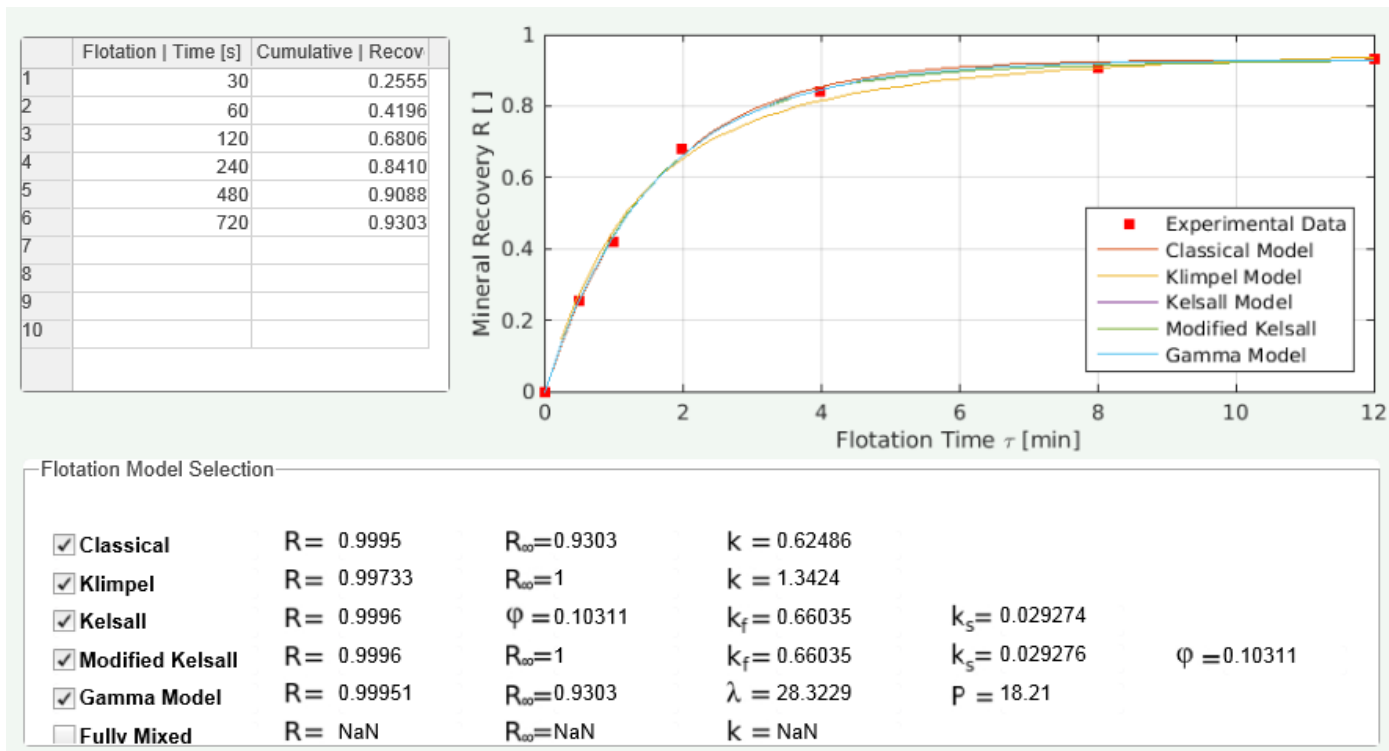
ORO



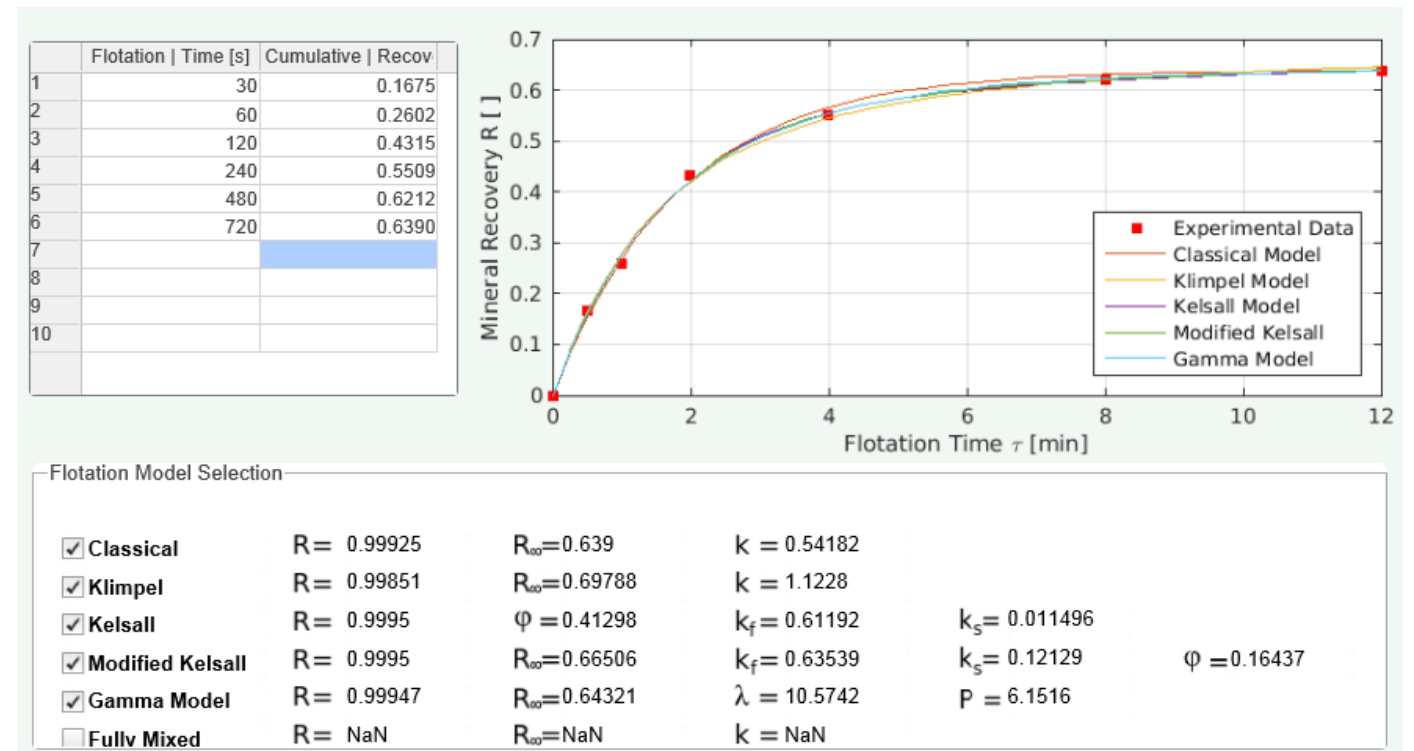
MOLIBDENO



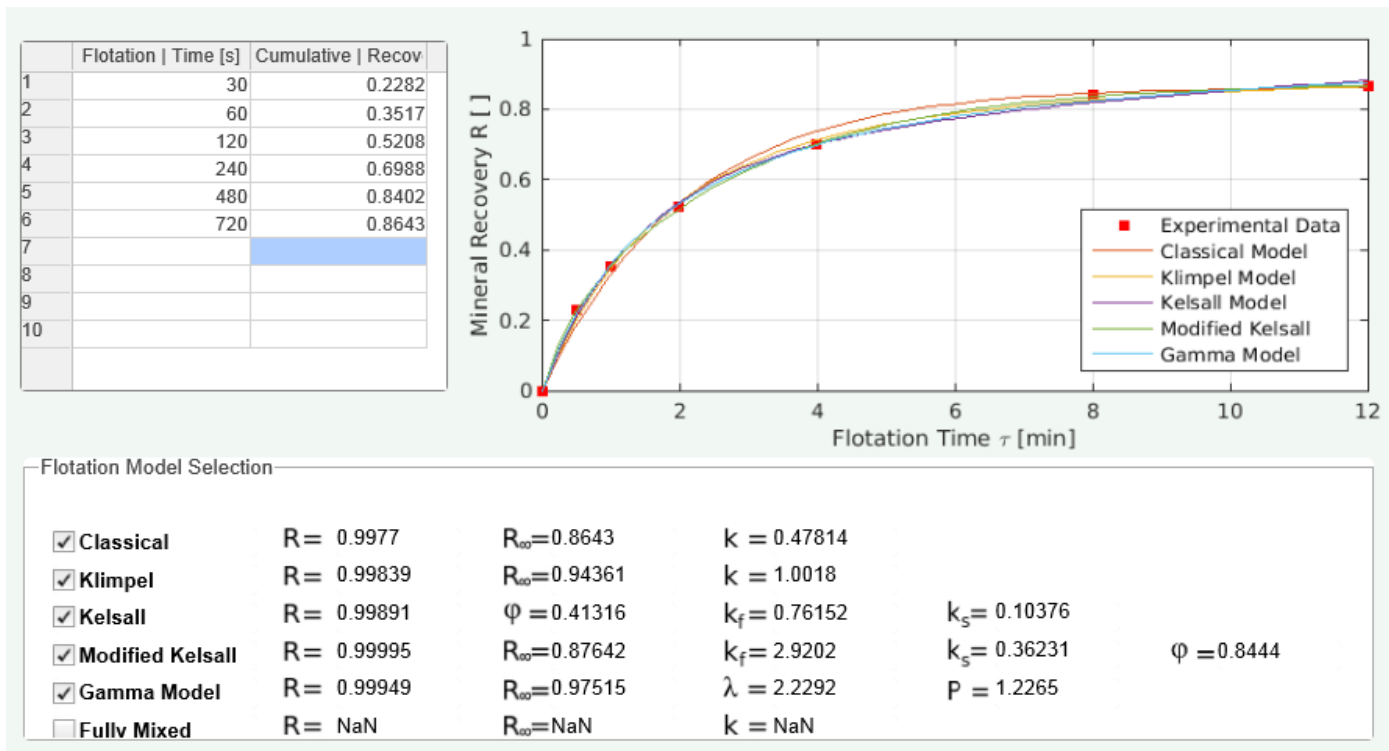
COBRE



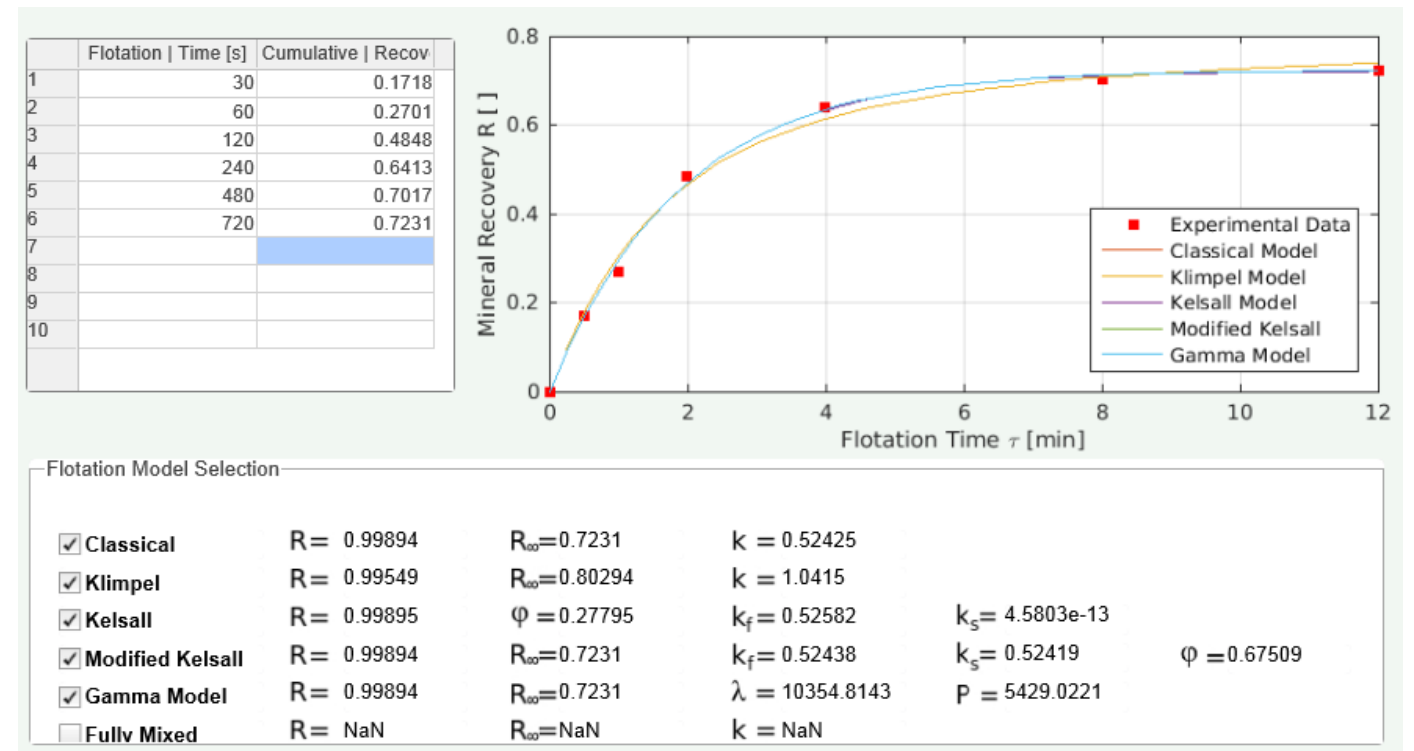
PLATA



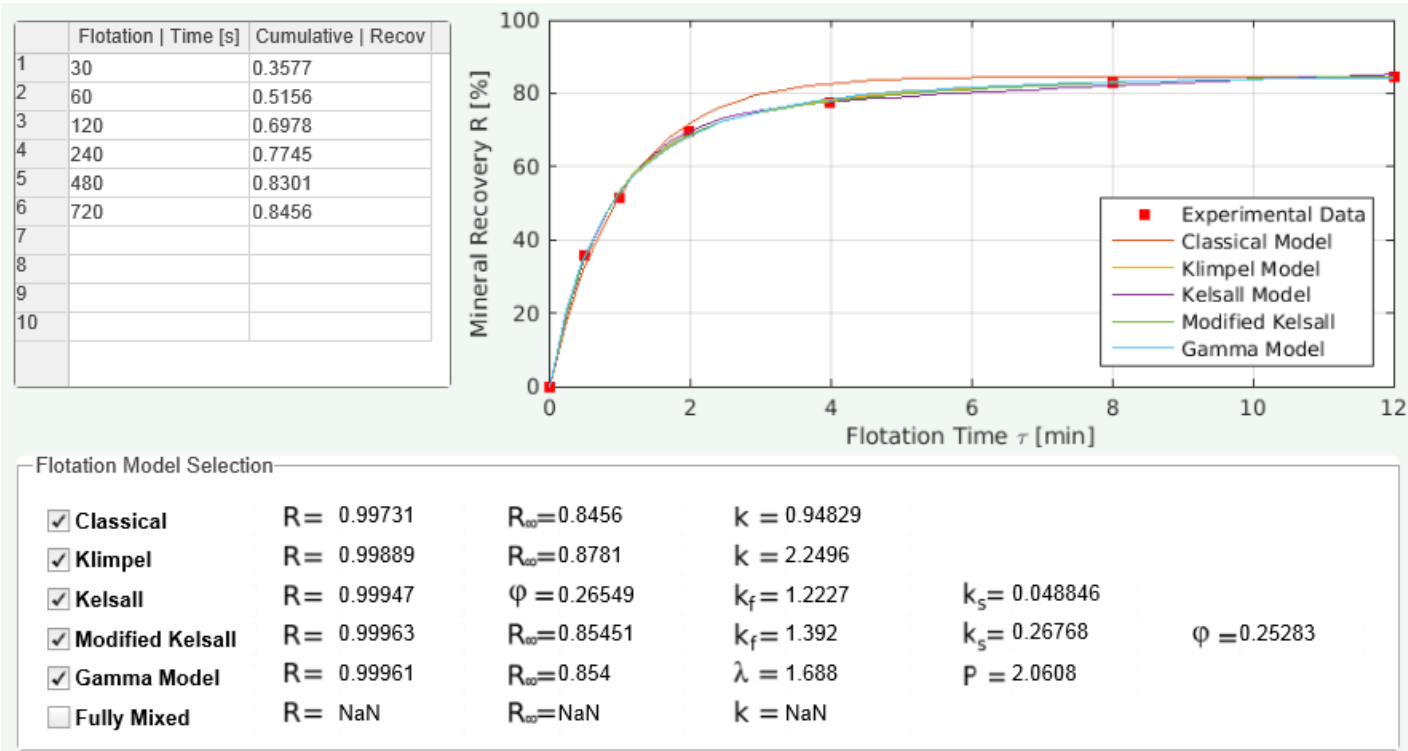
ORO



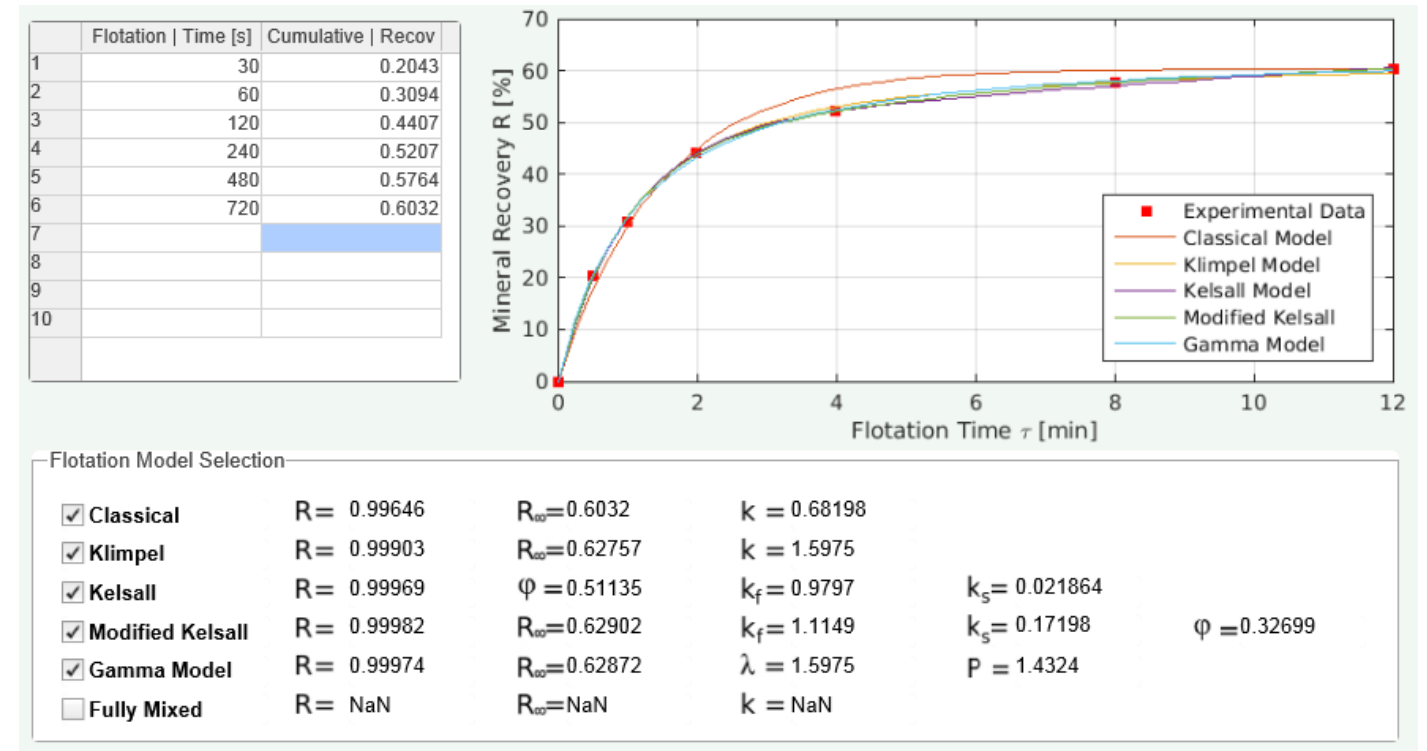
MOLIBDENO



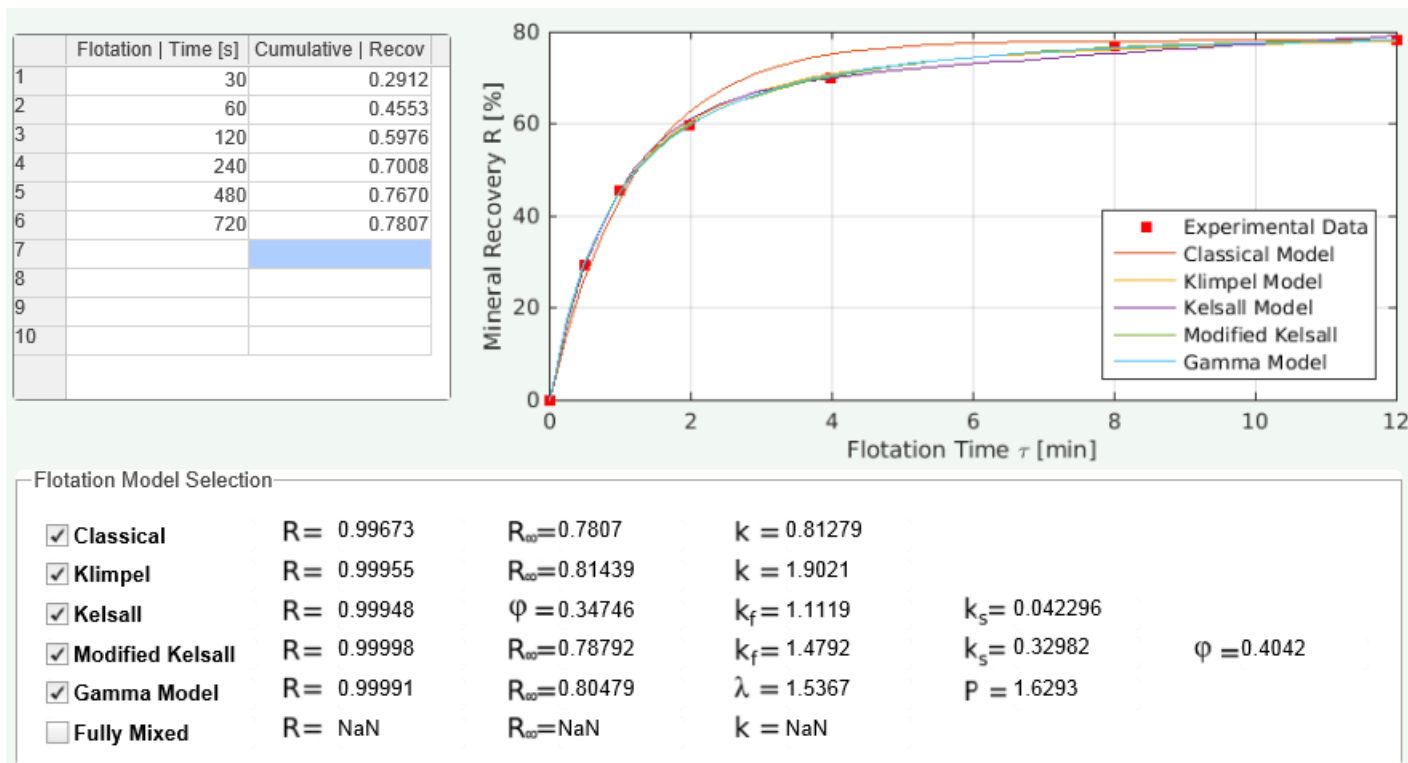
COBRE



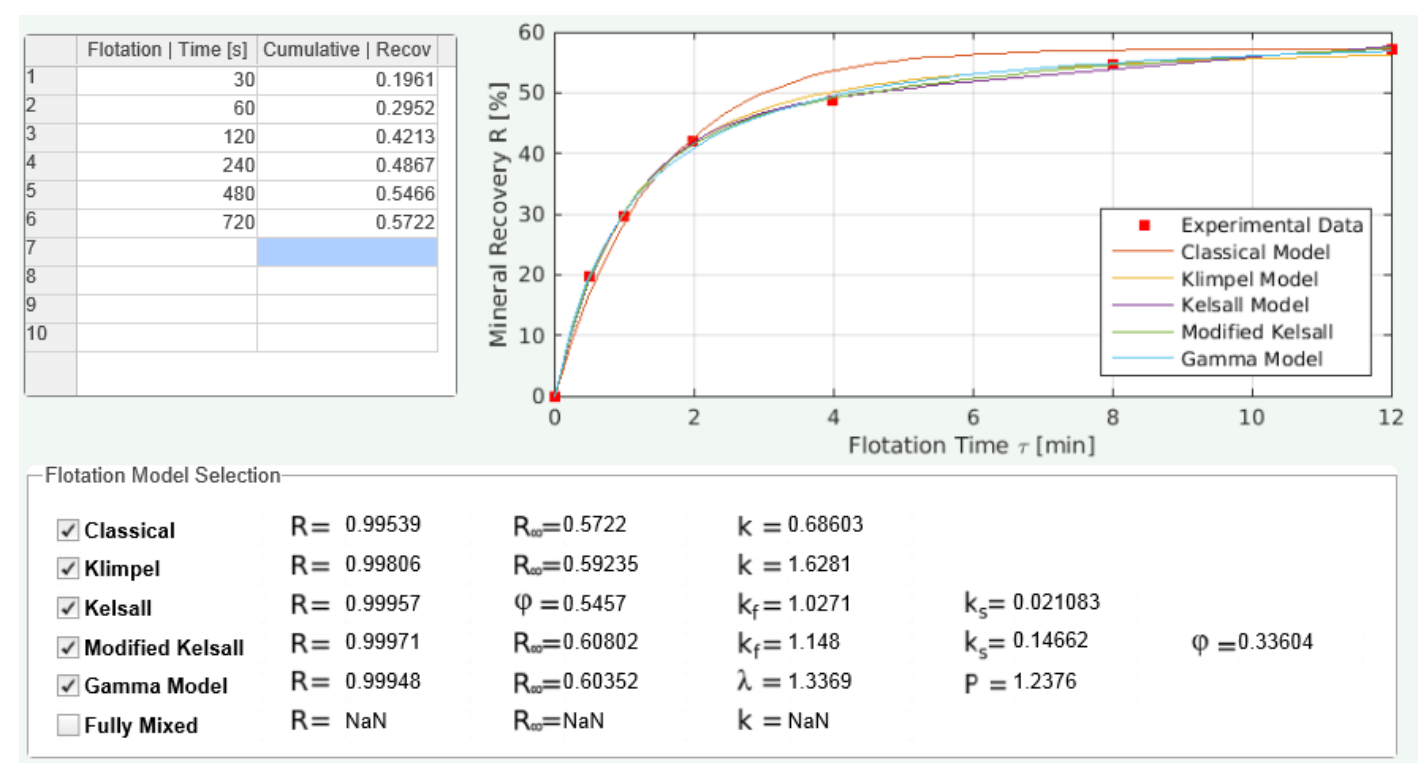
PLATA



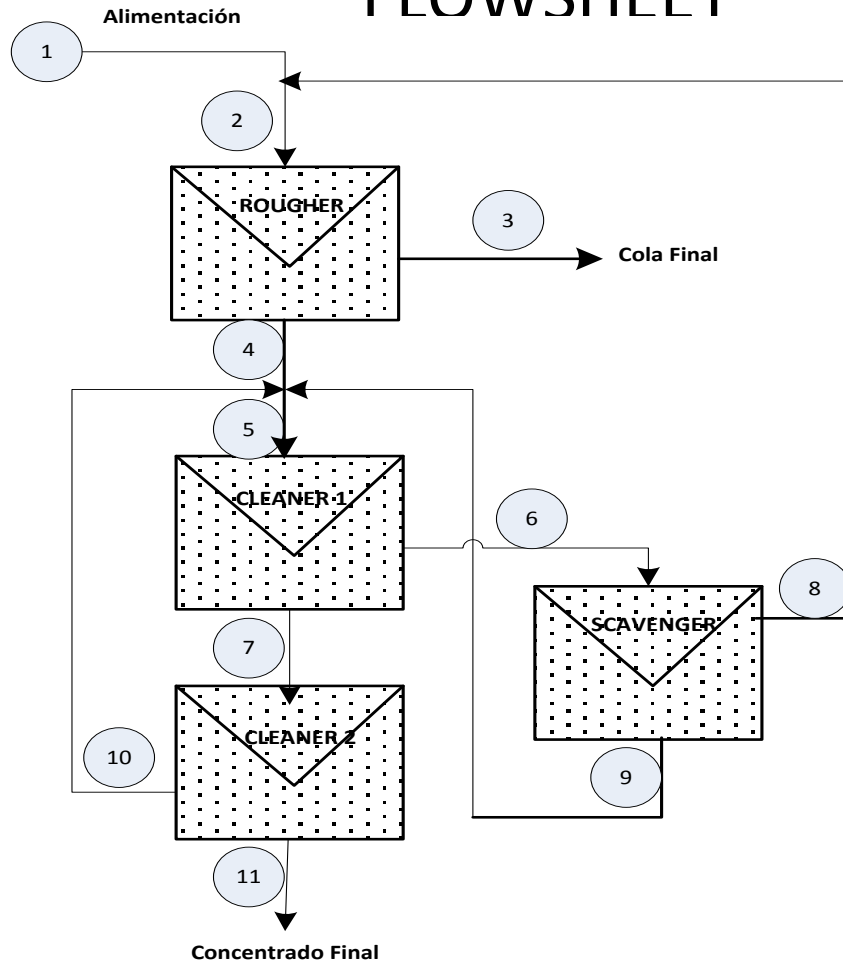
ORO



MOLIBDENO



FLWSHEET



DATOS DE ENTRADA

	Cu (%)
<i>f</i>	0,15
<i>cR</i>	0,86
<i>tR</i>	0,03
<i>cCl1</i>	1,93
<i>tCl1</i>	0,42
<i>cSc</i>	1,11
<i>tSc</i>	0,08
<i>cCl2</i>	3,53
<i>tCl2</i>	1,81

Etapa	Recu	SFCu	f	c	t
Rougher	0,8289157	0,8554217	0,15	0,86	0,03
Cleaner 1	0,653935	0,7086093	0,86	1,93	0,42
Scavenger	0,8809524	0,6666667	0,42	1,11	0,08
Cleaner 2	0,1276057	0,9302326	1,93	3,53	1,81
F (t/h)	4375				

RESULTADOS	
COBRE	
Recu masa	76,4%
Recu fino	76,4%
Ley CF	16,55%

APENDICE I: HOJAS DE DATOS Y ENSAYOS

BALANCE DE MASAS

Ciclo	TF										CF
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
1	4375,00	4375,00	3742,47	632,53	632,53	448,22	184,31	298,81	149,41	171,45	12,86
2	4375,00	4673,81	3998,08	675,73	996,59	706,19	290,40	470,80	235,40	270,14	20,26
3	4375,00	4845,80	4145,20	700,60	1206,13	854,68	351,46	569,78	284,89	326,94	24,52
4	4375,00	4944,78	4229,88	714,91	1326,74	940,14	386,60	626,76	313,38	359,63	26,97
5	4375,00	5001,76	4278,61	723,15	1396,15	989,33	406,83	659,55	329,78	378,44	28,38
6	4375,00	5034,55	4306,66	727,89	1436,10	1017,64	418,47	678,42	339,21	389,27	29,20
7	4375,00	5053,42	4322,81	730,62	1459,10	1033,93	425,17	689,29	344,64	395,51	29,66
8	4375,00	5064,29	4332,10	732,19	1472,34	1043,31	429,02	695,54	347,77	399,09	29,93
9	4375,00	5070,54	4337,45	733,09	1479,95	1048,71	431,24	699,14	349,57	401,16	30,09
10	4375,00	5074,14	4340,53	733,61	1484,34	1051,82	432,52	701,21	350,61	402,35	30,18
11	4375,00	5076,21	4342,30	733,91	1486,86	1053,60	433,26	702,40	351,20	403,03	30,23
12	4375,00	5077,40	4343,32	734,08	1488,31	1054,63	433,68	703,09	351,54	403,42	30,26
13	4375,00	5078,09	4343,91	734,18	1489,15	1055,23	433,92	703,48	351,74	403,65	30,27
14	4375,00	5078,48	4344,25	734,24	1489,63	1055,57	434,06	703,71	351,86	403,78	30,28
15	4375,00	5078,71	4344,44	734,27	1489,91	1055,76	434,15	703,84	351,92	403,86	30,29
16	4375,00	5078,84	4344,55	734,29	1490,07	1055,88	434,19	703,92	351,96	403,90	30,29
17	4375,00	5078,92	4344,62	734,30	1490,16	1055,94	434,22	703,96	351,98	403,92	30,29
18	4375,00	5078,96	4344,65	734,31	1490,21	1055,98	434,23	703,99	351,99	403,94	30,30
19	4375,00	5078,99	4344,67	734,31	1490,24	1056,00	434,24	704,00	352,00	403,95	30,30
20	4375,00	5079,00	4344,69	734,31	1490,26	1056,01	434,25	704,01	352,00	403,95	30,30
21	4375,00	5079,01	4344,69	734,31	1490,27	1056,02	434,25	704,01	352,01	403,95	30,30
22	4375,00	5079,01	4344,70	734,32	1490,28	1056,02	434,25	704,02	352,01	403,96	30,30
23	4375,00	5079,02	4344,70	734,32	1490,28	1056,03	434,25	704,02	352,01	403,96	30,30
24	4375,00	5079,02	4344,70	734,32	1490,28	1056,03	434,25	704,02	352,01	403,96	30,30
25	4375,00	5079,02	4344,70	734,32	1490,28	1056,03	434,25	704,02	352,01	403,96	30,30
26	4375,00	5079,02	4344,70	734,32	1490,28	1056,03	434,25	704,02	352,01	403,96	30,30
27	4375,00	5079,02	4344,70	734,32	1490,28	1056,03	434,25	704,02	352,01	403,96	30,30
28	4375,00	5079,02	4344,70	734,32	1490,28	1056,03	434,25	704,02	352,01	403,96	30,30
29	4375,00	5079,02	4344,70	734,32	1490,28	1056,03	434,25	704,02	352,01	403,96	30,30
30	4375,00	5079,02	4344,70	734,32	1490,28	1056,03	434,25	704,02	352,01	403,96	30,30

Flujo	Balance	Flujo	Balance
1	1= F	7	7= 5 - 6
2	2= 1 + 8	8	8= 6* SFSc
3	3= 2 * SFR	9	9=6 - 8
4	4= 2 - 3	10	10= 7* SFCl2
5	5= 4 + 9 + 10	11	11= 7 - 10
6	6= 5* SFCl1		

APENDICE I: HOJAS DE DATOS Y ENSAYOS

BALANCE DE FINOS

Ciclo	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
29	4375,00	5079,02	4344,70	734,32	1490,28	1056,03	434,25	704,02	352,01	403,96	30,30

Ciclo	fR	cR	tR	fCl1	cCl1	tCl1	fSc	cSc	tSc	fCl2	cCl2	tCl2
1	0,0014	0,0080	0,0003	0,0115	0,0257	0,0056	0,0056	0,0148	0,0010	0,0257	0,0471	0,0241
2	0,0014	0,0082	0,0003	0,0141	0,0316	0,0069	0,0069	0,0182	0,0012	0,0316	0,0578	0,0296
3	0,0015	0,0084	0,0003	0,0165	0,0369	0,0080	0,0080	0,0212	0,0014	0,0369	0,0676	0,0346
4	0,0015	0,0085	0,0003	0,0186	0,0418	0,0091	0,0091	0,0240	0,0016	0,0418	0,0764	0,0392
5	0,0015	0,0087	0,0003	0,0206	0,0462	0,0101	0,0101	0,0266	0,0018	0,0462	0,0845	0,0433
6	0,0015	0,0088	0,0003	0,0224	0,0502	0,0109	0,0109	0,0289	0,0020	0,0502	0,0918	0,0471
7	0,0016	0,0090	0,0003	0,0240	0,0539	0,0117	0,0117	0,0310	0,0021	0,0539	0,0985	0,0505
8	0,0016	0,0091	0,0003	0,0255	0,0572	0,0124	0,0124	0,0329	0,0022	0,0572	0,1046	0,0536
9	0,0016	0,0092	0,0003	0,0268	0,0602	0,0131	0,0131	0,0346	0,0023	0,0602	0,1101	0,0564
10	0,0016	0,0093	0,0003	0,0280	0,0629	0,0137	0,0137	0,0362	0,0024	0,0629	0,1151	0,0590
11	0,0016	0,0094	0,0003	0,0292	0,0654	0,0142	0,0142	0,0376	0,0025	0,0654	0,1197	0,0614
12	0,0016	0,0094	0,0003	0,0302	0,0677	0,0147	0,0147	0,0389	0,0026	0,0677	0,1238	0,0635
13	0,0017	0,0095	0,0003	0,0311	0,0698	0,0152	0,0152	0,0401	0,0027	0,0698	0,1276	0,0654
14	0,0017	0,0096	0,0003	0,0319	0,0716	0,0156	0,0156	0,0412	0,0028	0,0716	0,1310	0,0672
15	0,0017	0,0096	0,0003	0,0327	0,0734	0,0160	0,0160	0,0422	0,0029	0,0734	0,1342	0,0688
16	0,0017	0,0097	0,0003	0,0334	0,0749	0,0163	0,0163	0,0431	0,0029	0,0749	0,1370	0,0703
17	0,0017	0,0097	0,0003	0,0340	0,0763	0,0166	0,0166	0,0439	0,0030	0,0763	0,1396	0,0716
18	0,0017	0,0098	0,0003	0,0346	0,0776	0,0169	0,0169	0,0446	0,0030	0,0776	0,1419	0,0728
19	0,0017	0,0098	0,0003	0,0351	0,0788	0,0171	0,0171	0,0453	0,0031	0,0788	0,1441	0,0739
20	0,0017	0,0098	0,0003	0,0356	0,0798	0,0174	0,0174	0,0459	0,0031	0,0798	0,1460	0,0749
21	0,0017	0,0099	0,0003	0,0360	0,0808	0,0176	0,0176	0,0465	0,0031	0,0808	0,1478	0,0758
22	0,0017	0,0099	0,0003	0,0364	0,0817	0,0178	0,0178	0,0470	0,0032	0,0817	0,1494	0,0766
23	0,0017	0,0099	0,0003	0,0368	0,0825	0,0179	0,0179	0,0474	0,0032	0,0825	0,1509	0,0774
24	0,0017	0,0100	0,0003	0,0371	0,0832	0,0181	0,0181	0,0479	0,0032	0,0832	0,1522	0,0780
25	0,0017	0,0100	0,0003	0,0374	0,0839	0,0183	0,0183	0,0482	0,0033	0,0839	0,1534	0,0787
26	0,0017	0,0100	0,0003	0,0376	0,0845	0,0184	0,0184	0,0486	0,0033	0,0845	0,1545	0,0792
27	0,0017	0,0100	0,0003	0,0379	0,0850	0,0185	0,0185	0,0489	0,0033	0,0850	0,1555	0,0797
28	0,0018	0,0100	0,0004	0,0381	0,0855	0,0186	0,0186	0,0492	0,0033	0,0855	0,1564	0,0802
29	0,0018	0,0100	0,0004	0,0383	0,0860	0,0187	0,0187	0,0494	0,0033	0,0860	0,1572	0,0806
30	0,0018	0,0101	0,0004	0,0385	0,0864	0,0188	0,0188	0,0497	0,0034	0,0864	0,1580	0,0810
31	0,0018	0,0101	0,0004	0,0387	0,0868	0,0189	0,0189	0,0499	0,0034	0,0868	0,1587	0,0814
32	0,0018	0,0101	0,0004	0,0388	0,0871	0,0190	0,0190	0,0501	0,0034	0,0871	0,1593	0,0817
33	0,0018	0,0101	0,0004	0,0389	0,0874	0,0190	0,0190	0,0503	0,0034	0,0874	0,1599	0,0820
34	0,0018	0,0101	0,0004	0,0391	0,0877	0,0191	0,0191	0,0504	0,0034	0,0877	0,1604	0,0822
35	0,0018	0,0101	0,0004	0,0392	0,0879	0,0191	0,0191	0,0506	0,0034	0,0879	0,1609	0,0825
36	0,0018	0,0101	0,0004	0,0393	0,0882	0,0192	0,0192	0,0507	0,0034	0,0882	0,1613	0,0827
37	0,0018	0,0101	0,0004	0,0394	0,0884	0,0192	0,0192	0,0508	0,0034	0,0884	0,1617	0,0829
38	0,0018	0,0101	0,0004	0,0395	0,0886	0,0193	0,0193	0,0509	0,0034	0,0886	0,1620	0,0831
39	0,0018	0,0101	0,0004	0,0396	0,0888	0,0193	0,0193	0,0510	0,0034	0,0888	0,1623	0,0832
40	0,0018	0,0101	0,0004	0,0396	0,0889	0,0194	0,0194	0,0511	0,0035	0,0889	0,1626	0,0834
41	0,0018	0,0102	0,0004	0,0397	0,0891	0,0194	0,0194	0,0512	0,0035	0,0891	0,1629	0,0835
42	0,0018	0,0102	0,0004	0,0397	0,0892	0,0194	0,0194	0,0513	0,0035	0,0892	0,1631	0,0836
43	0,0018	0,0102	0,0004	0,0398	0,0893	0,0194	0,0194	0,0514	0,0035	0,0893	0,1634	0,0838
44	0,0018	0,0102	0,0004	0,0398	0,0894	0,0195	0,0195	0,0514	0,0035	0,0894	0,1636	0,0839
45	0,0018	0,0102	0,0004	0,0399	0,0895	0,0195	0,0195	0,0515	0,0035	0,0895	0,1637	0,0840
46	0,0018	0,0102	0,0004	0,0399	0,0896	0,0195	0,0195	0,0515	0,0035	0,0896	0,1639	0,0840
47	0,0018	0,0102	0,0004	0,0400	0,0897	0,0195	0,0195	0,0516	0,0035	0,0897	0,1641	0,0841
48	0,0018	0,0102	0,0004	0,0400	0,0898	0,0195	0,0195	0,0516	0,0035	0,0898	0,1642	0,0842
49	0,0018	0,0102	0,0004	0,0400	0,0898	0,0196	0,0196	0,0517	0,0035	0,0898	0,1643	0,0843
50	0,0018	0,0102	0,0004	0,0401	0,0899	0,0196	0,0196	0,0517	0,0035	0,0899	0,1644	0,0843

APENDICE I: HOJAS DE DATOS Y ENSAYOS

51	0,0018	0,0102	0,0004	0,0401	0,0900	0,0196	0,0196	0,0517	0,0035	0,0900	0,1645	0,0844
52	0,0018	0,0102	0,0004	0,0401	0,0900	0,0196	0,0196	0,0518	0,0035	0,0900	0,1646	0,0844
53	0,0018	0,0102	0,0004	0,0401	0,0901	0,0196	0,0196	0,0518	0,0035	0,0901	0,1647	0,0845
54	0,0018	0,0102	0,0004	0,0401	0,0901	0,0196	0,0196	0,0518	0,0035	0,0901	0,1648	0,0845
55	0,0018	0,0102	0,0004	0,0402	0,0901	0,0196	0,0196	0,0518	0,0035	0,0901	0,1649	0,0845
56	0,0018	0,0102	0,0004	0,0402	0,0902	0,0196	0,0196	0,0519	0,0035	0,0902	0,1649	0,0846
57	0,0018	0,0102	0,0004	0,0402	0,0902	0,0196	0,0196	0,0519	0,0035	0,0902	0,1650	0,0846
58	0,0018	0,0102	0,0004	0,0402	0,0902	0,0196	0,0196	0,0519	0,0035	0,0902	0,1650	0,0846
59	0,0018	0,0102	0,0004	0,0402	0,0903	0,0196	0,0196	0,0519	0,0035	0,0903	0,1651	0,0846
60	0,0018	0,0102	0,0004	0,0402	0,0903	0,0196	0,0196	0,0519	0,0035	0,0903	0,1651	0,0847
61	0,0018	0,0102	0,0004	0,0402	0,0903	0,0197	0,0197	0,0519	0,0035	0,0903	0,1652	0,0847
62	0,0018	0,0102	0,0004	0,0402	0,0903	0,0197	0,0197	0,0519	0,0035	0,0903	0,1652	0,0847
63	0,0018	0,0102	0,0004	0,0403	0,0903	0,0197	0,0197	0,0520	0,0035	0,0903	0,1652	0,0847
64	0,0018	0,0102	0,0004	0,0403	0,0904	0,0197	0,0197	0,0520	0,0035	0,0904	0,1653	0,0847
65	0,0018	0,0102	0,0004	0,0403	0,0904	0,0197	0,0197	0,0520	0,0035	0,0904	0,1653	0,0848
66	0,0018	0,0102	0,0004	0,0403	0,0904	0,0197	0,0197	0,0520	0,0035	0,0904	0,1653	0,0848
67	0,0018	0,0102	0,0004	0,0403	0,0904	0,0197	0,0197	0,0520	0,0035	0,0904	0,1653	0,0848
68	0,0018	0,0102	0,0004	0,0403	0,0904	0,0197	0,0197	0,0520	0,0035	0,0904	0,1654	0,0848
69	0,0018	0,0102	0,0004	0,0403	0,0904	0,0197	0,0197	0,0520	0,0035	0,0904	0,1654	0,0848
70	0,0018	0,0102	0,0004	0,0403	0,0904	0,0197	0,0197	0,0520	0,0035	0,0904	0,1654	0,0848
71	0,0018	0,0102	0,0004	0,0403	0,0904	0,0197	0,0197	0,0520	0,0035	0,0904	0,1654	0,0848
72	0,0018	0,0102	0,0004	0,0403	0,0904	0,0197	0,0197	0,0520	0,0035	0,0904	0,1654	0,0848
73	0,0018	0,0102	0,0004	0,0403	0,0905	0,0197	0,0197	0,0520	0,0035	0,0905	0,1654	0,0848
74	0,0018	0,0102	0,0004	0,0403	0,0905	0,0197	0,0197	0,0520	0,0035	0,0905	0,1654	0,0848
75	0,0018	0,0102	0,0004	0,0403	0,0905	0,0197	0,0197	0,0520	0,0035	0,0905	0,1655	0,0848
76	0,0018	0,0102	0,0004	0,0403	0,0905	0,0197	0,0197	0,0520	0,0035	0,0905	0,1655	0,0848

RESULTADOS

Finos	Ciclo	fR	cR	tR	fCl1	cCl1	tCl1	fSc	cSc	tSc	fCl2	cCl2	tCl2
	75	0,001779	0,010201491	0,000356	0,04031	0,09046	0,01969	0,01969	0,05203	0,00352	0,09046	0,1655	0,08484

Masa	Ciclo	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
	29	4375	5079,019043	4344,703	734,316	1490,2834	1056,0287	434,2548	704,0191	352,0096	403,9579	30,2968

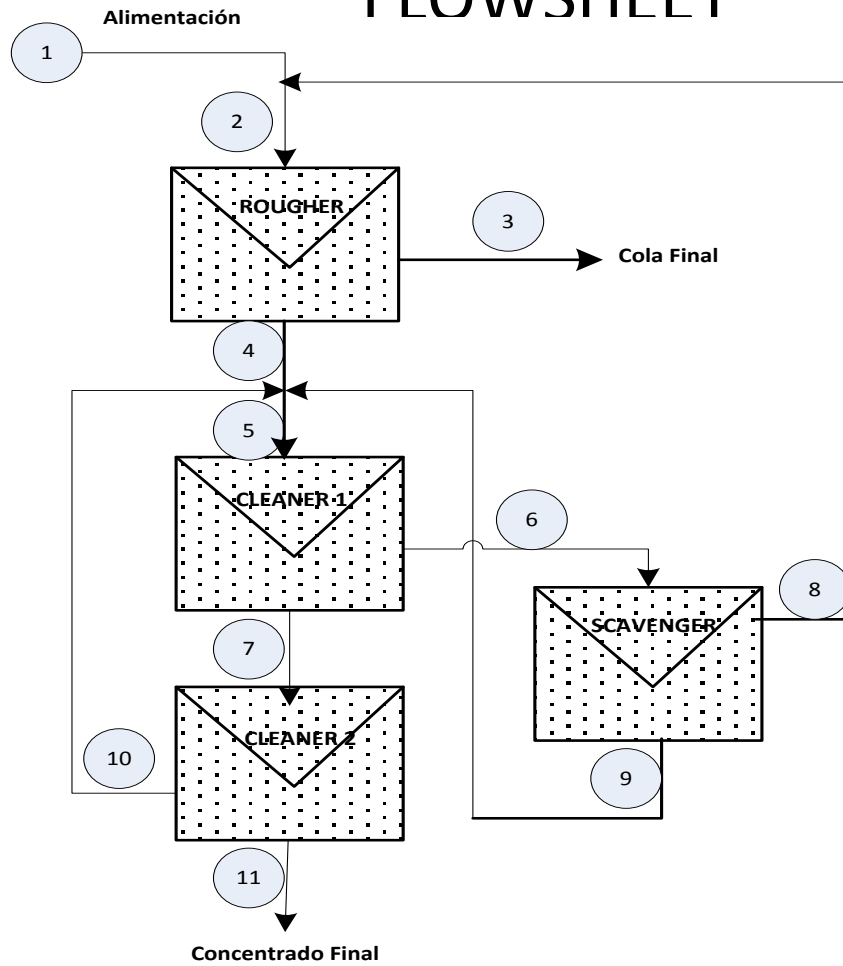
Etapa	Ley alimentaci ón	Ley concentrado	Ley cola	Recuperac ión
Rougher	0,001779	0,010201491	0,000356	0,828916
Cleaner 1	0,04031	0,090462937	0,019686	0,653935
Scavenger	0,019686	0,052027907	0,003515	0,880952
Cleaner 2	0,090463	0,165458118	0,084838	0,127606

Recuperacion	76,4%
Recuperación	76,4%

$$R = \frac{c(f - t)}{f(c - t)}$$

$$R = \frac{Cc}{Ff}$$

FLWSHEET



DATOS DE ENTRADA

	Cu (%)
<i>f</i>	0,15
<i>cR</i>	1,59
<i>tR</i>	0,03
<i>cCl1</i>	4,00
<i>tCl1</i>	0,85
<i>cSc</i>	3,10
<i>tSc</i>	0,18
<i>cCl2</i>	9,80
<i>tCl2</i>	3,00

Etapa	Recu	SFCu	f	c	t
Rougher	0,8153846	0,9230769	0,15	1,59	0,03
Cleaner 1	0,5909953	0,7650794	1,59	4,00	0,85
Scavenger	0,8368251	0,7705479	0,85	3,10	0,18
Cleaner 2	0,3602941	0,8529412	4,00	9,80	3,00
F (t/h)	4375				

RESULTADOS	
COBRE	
Recu masa	77,1%
Recu fino	77,1%
Ley CF	25,17%

APENDICE I: HOJAS DE DATOS Y ENSAYOS

BALANCE DE MASAS

Ciclo	TF										CF
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
1	4375,00	4375,00	4038,46	336,54	336,54	257,48	79,06	198,40	59,08	67,43	11,63
2	4375,00	4573,40	4221,60	351,80	478,31	365,95	112,37	281,98	83,97	95,84	16,52
3	4375,00	4656,98	4298,75	358,23	538,04	411,64	126,40	317,19	94,45	107,81	18,59
4	4375,00	4692,19	4331,25	360,94	563,20	430,89	132,31	332,02	98,87	112,85	19,46
5	4375,00	4707,02	4344,94	362,08	573,80	439,00	134,80	338,27	100,73	114,97	19,82
6	4375,00	4713,27	4350,71	362,56	578,26	442,42	135,85	340,90	101,51	115,87	19,98
7	4375,00	4715,90	4353,14	362,76	580,14	443,86	136,29	342,01	101,84	116,25	20,04
8	4375,00	4717,01	4354,17	362,85	580,94	444,46	136,47	342,48	101,98	116,40	20,07
9	4375,00	4717,48	4354,60	362,88	581,27	444,72	136,55	342,68	102,04	116,47	20,08
10	4375,00	4717,68	4354,78	362,90	581,41	444,83	136,59	342,76	102,07	116,50	20,09
11	4375,00	4717,76	4354,85	362,90	581,47	444,87	136,60	342,79	102,08	116,51	20,09
12	4375,00	4717,79	4354,89	362,91	581,49	444,89	136,61	342,81	102,08	116,52	20,09
13	4375,00	4717,81	4354,90	362,91	581,51	444,90	136,61	342,82	102,08	116,52	20,09
14	4375,00	4717,82	4354,91	362,91	581,51	444,90	136,61	342,82	102,08	116,52	20,09
15	4375,00	4717,82	4354,91	362,91	581,51	444,90	136,61	342,82	102,08	116,52	20,09
16	4375,00	4717,82	4354,91	362,91	581,51	444,90	136,61	342,82	102,08	116,52	20,09
17	4375,00	4717,82	4354,91	362,91	581,51	444,90	136,61	342,82	102,08	116,52	20,09
18	4375,00	4717,82	4354,91	362,91	581,51	444,90	136,61	342,82	102,08	116,52	20,09
19	4375,00	4717,82	4354,91	362,91	581,51	444,90	136,61	342,82	102,08	116,52	20,09
20	4375,00	4717,82	4354,91	362,91	581,51	444,90	136,61	342,82	102,08	116,52	20,09
21	4375,00	4717,82	4354,91	362,91	581,51	444,90	136,61	342,82	102,08	116,52	20,09
22	4375,00	4717,82	4354,91	362,91	581,51	444,90	136,61	342,82	102,08	116,52	20,09
23	4375,00	4717,82	4354,91	362,91	581,51	444,90	136,61	342,82	102,08	116,52	20,09
24	4375,00	4717,82	4354,91	362,91	581,51	444,90	136,61	342,82	102,08	116,52	20,09
25	4375,00	4717,82	4354,91	362,91	581,51	444,90	136,61	342,82	102,08	116,52	20,09
26	4375,00	4717,82	4354,91	362,91	581,51	444,90	136,61	342,82	102,08	116,52	20,09
27	4375,00	4717,82	4354,91	362,91	581,51	444,90	136,61	342,82	102,08	116,52	20,09
28	4375,00	4717,82	4354,91	362,91	581,51	444,90	136,61	342,82	102,08	116,52	20,09
29	4375,00	4717,82	4354,91	362,91	581,51	444,90	136,61	342,82	102,08	116,52	20,09
30	4375,00	4717,82	4354,91	362,91	581,51	444,90	136,61	342,82	102,08	116,52	20,09

Flujo	Balance	Flujo	Balance
1	1= F	7	7= 5 - 6
2	2= 1 + 8	8	8= 6* SFSc
3	3= 2 * SFR	9	9=6 - 8
4	4= 2 - 3	10	10= 7* SFCl2
5	5= 4 + 9 + 10	11	11= 7 - 10
6	6= 5* SFCl1		

APENDICE I: HOJAS DE DATOS Y ENSAYOS

BALANCE DE FINOS

Ciclo	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
18	4375,00	4717,82	4354,91	362,91	581,51	444,90	136,61	342,82	102,08	116,52	20,09

Ciclo	fR	cR	tR	fCl1	cCl1	tCl1	fSc	cSc	tSc	fCl2	cCl2	tCl2
1	0,0015	0,0161	0,0003	0,0215	0,0541	0,0115	0,0115	0,0420	0,0024	0,0541	0,1326	0,0406
2	0,0016	0,0166	0,0003	0,0259	0,0651	0,0138	0,0138	0,0504	0,0029	0,0651	0,1595	0,0488
3	0,0016	0,0170	0,0003	0,0292	0,0736	0,0156	0,0156	0,0570	0,0033	0,0736	0,1803	0,0552
4	0,0016	0,0173	0,0003	0,0319	0,0802	0,0170	0,0170	0,0621	0,0036	0,0802	0,1964	0,0601
5	0,0017	0,0175	0,0003	0,0339	0,0852	0,0181	0,0181	0,0661	0,0038	0,0852	0,2089	0,0639
6	0,0017	0,0177	0,0003	0,0355	0,0892	0,0190	0,0190	0,0691	0,0040	0,0892	0,2185	0,0669
7	0,0017	0,0178	0,0003	0,0367	0,0923	0,0196	0,0196	0,0715	0,0042	0,0923	0,2260	0,0692
8	0,0017	0,0179	0,0003	0,0376	0,0946	0,0201	0,0201	0,0733	0,0043	0,0946	0,2318	0,0710
9	0,0017	0,0180	0,0003	0,0383	0,0965	0,0205	0,0205	0,0748	0,0043	0,0965	0,2363	0,0723
10	0,0017	0,0181	0,0003	0,0389	0,0979	0,0208	0,0208	0,0759	0,0044	0,0979	0,2398	0,0734
11	0,0017	0,0181	0,0003	0,0393	0,0990	0,0210	0,0210	0,0767	0,0045	0,0990	0,2425	0,0742
12	0,0017	0,0182	0,0003	0,0397	0,0998	0,0212	0,0212	0,0774	0,0045	0,0998	0,2446	0,0749
13	0,0017	0,0182	0,0003	0,0399	0,1005	0,0214	0,0214	0,0779	0,0045	0,1005	0,2462	0,0754
14	0,0017	0,0182	0,0003	0,0402	0,1010	0,0215	0,0215	0,0783	0,0045	0,1010	0,2475	0,0758
15	0,0017	0,0182	0,0003	0,0403	0,1014	0,0215	0,0215	0,0786	0,0046	0,1014	0,2484	0,0761
16	0,0017	0,0183	0,0003	0,0404	0,1017	0,0216	0,0216	0,0788	0,0046	0,1017	0,2492	0,0763
17	0,0017	0,0183	0,0003	0,0405	0,1020	0,0217	0,0217	0,0790	0,0046	0,1020	0,2498	0,0765
18	0,0017	0,0183	0,0003	0,0406	0,1021	0,0217	0,0217	0,0792	0,0046	0,1021	0,2502	0,0766
19	0,0017	0,0183	0,0003	0,0407	0,1023	0,0217	0,0217	0,0793	0,0046	0,1023	0,2506	0,0767
20	0,0017	0,0183	0,0003	0,0407	0,1024	0,0218	0,0218	0,0794	0,0046	0,1024	0,2509	0,0768
21	0,0017	0,0183	0,0003	0,0407	0,1025	0,0218	0,0218	0,0794	0,0046	0,1025	0,2511	0,0769
22	0,0017	0,0183	0,0003	0,0408	0,1025	0,0218	0,0218	0,0795	0,0046	0,1025	0,2512	0,0769
23	0,0017	0,0183	0,0003	0,0408	0,1026	0,0218	0,0218	0,0795	0,0046	0,1026	0,2514	0,0769
24	0,0017	0,0183	0,0003	0,0408	0,1026	0,0218	0,0218	0,0795	0,0046	0,1026	0,2514	0,0770
25	0,0017	0,0183	0,0003	0,0408	0,1027	0,0218	0,0218	0,0796	0,0046	0,1027	0,2515	0,0770
26	0,0017	0,0183	0,0003	0,0408	0,1027	0,0218	0,0218	0,0796	0,0046	0,1027	0,2516	0,0770
27	0,0017	0,0183	0,0003	0,0408	0,1027	0,0218	0,0218	0,0796	0,0046	0,1027	0,2516	0,0770
28	0,0017	0,0183	0,0003	0,0408	0,1027	0,0218	0,0218	0,0796	0,0046	0,1027	0,2517	0,0770
29	0,0017	0,0183	0,0003	0,0408	0,1027	0,0218	0,0218	0,0796	0,0046	0,1027	0,2517	0,0770
30	0,0017	0,0183	0,0003	0,0408	0,1027	0,0218	0,0218	0,0796	0,0046	0,1027	0,2517	0,0771
31	0,0017	0,0183	0,0003	0,0408	0,1027	0,0218	0,0218	0,0796	0,0046	0,1027	0,2517	0,0771
32	0,0017	0,0183	0,0003	0,0408	0,1028	0,0218	0,0218	0,0796	0,0046	0,1028	0,2517	0,0771
33	0,0017	0,0183	0,0003	0,0408	0,1028	0,0218	0,0218	0,0796	0,0046	0,1028	0,2518	0,0771
34	0,0017	0,0183	0,0003	0,0408	0,1028	0,0218	0,0218	0,0796	0,0046	0,1028	0,2518	0,0771
35	0,0017	0,0183	0,0003	0,0408	0,1028	0,0218	0,0218	0,0796	0,0046	0,1028	0,2518	0,0771
36	0,0017	0,0183	0,0003	0,0408	0,1028	0,0218	0,0218	0,0796	0,0046	0,1028	0,2518	0,0771
37	0,0017	0,0183	0,0003	0,0408	0,1028	0,0218	0,0218	0,0796	0,0046	0,1028	0,2518	0,0771
38	0,0017	0,0183	0,0003	0,0408	0,1028	0,0218	0,0218	0,0796	0,0046	0,1028	0,2518	0,0771
39	0,0017	0,0183	0,0003	0,0408	0,1028	0,0218	0,0218	0,0796	0,0046	0,1028	0,2518	0,0771
40	0,0017	0,0183	0,0003	0,0408	0,1028	0,0218	0,0218	0,0796	0,0046	0,1028	0,2518	0,0771
41	0,0017	0,0183	0,0003	0,0409	0,1028	0,0218	0,0218	0,0796	0,0046	0,1028	0,2518	0,0771
42	0,0017	0,0183	0,0003	0,0409	0,1028	0,0218	0,0218	0,0796	0,0046	0,1028	0,2518	0,0771
43	0,0017	0,0183	0,0003	0,0409	0,1028	0,0218	0,0218	0,0796	0,0046	0,1028	0,2518	0,0771
44	0,0017	0,0183	0,0003	0,0409	0,1028	0,0218	0,0218	0,0796	0,0046	0,1028	0,2518	0,0771
45	0,0017	0,0183	0,0003	0,0409	0,1028	0,0218	0,0218	0,0796	0,0046	0,1028	0,2518	0,0771
46	0,0017	0,0183	0,0003	0,0409	0,1028	0,0218	0,0218	0,0796	0,0046	0,1028	0,2518	0,0771
47	0,0017	0,0183	0,0003	0,0409	0,1028	0,0218	0,0218	0,0796	0,0046	0,1028	0,2518	0,0771
48	0,0017	0,0183	0,0003	0,0409	0,1028	0,0218	0,0218	0,0796	0,0046	0,1028	0,2518	0,0771
49	0,0017	0,0183	0,0003	0,0409	0,1028	0,0218	0,0218	0,0796	0,0046	0,1028	0,2518	0,0771
50	0,0017	0,0183	0,0003	0,0409	0,1028	0,0218	0,0218	0,0796	0,0046	0,1028	0,2518	0,0771

RESULTADOS

Finos	Ciclo	fR	cR	tR	fCl1	cCl1	tCl1	fSc	cSc	tSc	fCl2	cCl2	tCl2
	32	0,001727	0,018305939	0,000345	0,040844	0,10275	0,02183	0,02183	0,07963	0,00462	0,10275	0,2517	0,07706

Masa	Ciclo	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
	18	4375	4717,819437	4354,91	362,9092	581,5129	444,9036	136,6094	342,8195	102,0840	116,5198	20,0896

Etapa	Ley alimentaci ón	Ley concentrado	Ley cola	Recuperac ión
Rougher	0,001727	0,018305939	0,000345	0,815385
Cleaner 1	0,040844	0,102751691	0,021835	0,590995
Scavenger	0,021835	0,07963256	0,004624	0,836825
Cleaner 2	0,102752	0,251741642	0,077064	0,360294

Recuperacion	77,1%
Recuperación	77,1%

$$R = \frac{c(f - t)}{f(c - t)}$$

$$R = \frac{Cc}{Ff}$$