



UNIVERSIDAD DE CHILE
FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA QUÍMICA Y BIOTECNOLOGÍA

ANÁLISIS, MODELACIÓN Y SIMULACIÓN DEL PROCESO DE FLOTACIÓN EN UNA CELDA DE CONTACTO

TESIS PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL QUÍMICO

AUTOR:
JAVIER ANDRES FONSECA MORA

PROFESOR GUÍA:
WILLY KRACHT GAJARDO

PROFESOR CO-GUÍA:
J. TOMÁS VARGAS VALERO

MIEMBRO DE LA COMISIÓN:
A. LEANDRO HERRERA ZEPPELIN

Este trabajo ha sido parcialmente financiado por Aminpro Chile SPA

SANTIAGO DE CHILE

ABRIL DE 2012

RESUMEN

El presente trabajo tuvo como objetivo general el estudio y la caracterización del proceso de flotación de una celda de contacto. Este trabajo se centró específicamente en modelar y caracterizar distintos fenómenos presentes durante la operación de una celda de contacto, tales como la recuperación por flotación y arrastre. Adicionalmente se llevó a cabo pruebas para el estudio de recuperación de iones presentes en el agua cuando el equipo es operado con agua de mar.

Se realizaron pruebas preliminares en un sistema bifásico, con el objetivo de conocer la operación de este equipo y definir los reactivos a utilizar en los ensayos posteriores. Se realizaron pruebas para obtener curvas de J_g versus ϵ_g para distintos espumantes, luego se llevó a cabo una prueba de distribución de tiempos de residencia, se hicieron ensayos de recuperación por arrastre, utilizando para ello cuarzo como mineral, comparando además el grado de arrastre con y sin agua de lavado. Luego, se hicieron pruebas de recuperación de iones, donde el agua de proceso utilizada fue a agua de mar (rica en iones), mientras que el agua de lavado era agua fresca, para así poder determinar el grado de arrastre de iones en el concentrado en función de la razón entre agua de lavado y agua en el concentrado, repitiéndose estas pruebas con y sin mineral. Se llevó a cabo también pruebas de flotación análogas entre la celda mecánica y de contacto, con muestras provenientes de El Abra, realizando una prueba cinética con el objetivo de, por un lado establecer un modelo de recuperación, y también para comparar el desempeño de ambos equipos.

A partir de las pruebas de recuperación de iones se obtuvo una recuperación de aproximadamente un 17%, corroborando así un efectivo desplazamiento de los iones en el concentrado al usar agua fresca de lavado. Por otra parte, se definió un modelo para el factor de arrastre en función de la velocidad superficial de gas y del flujo de agua de lavado por unidad de área en la celda.

Al comparar el desempeño de la celda de contacto con el de una celda convencional se observó que la cinética de recuperación en la primera fue más lenta que la de la segunda para las pruebas realizadas, por lo que el rendimiento de la celda de contacto resultó ser inferior al de la celda mecánica convencional.

En memoria de Víctor Fonseca Burgos, cuya vida y legado han sido una inspiración para el autor de este trabajo.

AGRADECIMIENTOS

En primer lugar me gustaría agradecer a la empresa Aminpro Chile SPA, quienes me dieron la oportunidad de poder realizar este trabajo de título. Gracias a todo el equipo de trabajadores de Aminpro, quienes cooperaron con mis pruebas cuando necesité ayuda. Quisiera hacer una mención especial a Don Luis Montes, quien me enseñó a operar la celda de contacto durante mis primeras semanas en esta empresa, a Rosa Ramiro y Patricio Zárate por su ayuda y por los momentos agradables, a Alejandro Cancino por sus enriquecedoras conversaciones y la ayuda brindada y a David Barriga por su buena onda.

Quisiera también agradecer a mi profesor guía Willy Kracht por su ayuda y asesoría brindada durante la realización de este trabajo de título.

Agradezco a todos mis amigos, quienes me han acompañado desde mi primer día de clases en la universidad y otros que he conocido en el camino. Muchas Gracias Jannik, Leo, Diego, Víctor, Seba, Ale y a algunos otros que dejé en el tintero.

Quisiera dar las gracias también a Fabiola Muñoz, cuya compañía durante este año y medio han sido un tremendo soporte en todos los aspectos de mi vida. Su amor y amistad incomparables han estado día tras día en el horizonte de este servidor.

Por último quiero agradecer a mi familia, quienes han sido mi base y soporte por todos estos 24 años de vida. Gracias a mi mamá por su amor, su preocupación constante y por aguantarme aunque a veces hubiese estado muy ocupado para pescarla. Gracias a mi papá por su amor, sus consejos y por formar mi carácter hasta llegar a ser la persona que soy el día de hoy. Gracias a mi hermanita Francisca por acompañarme durante mi vida y a mi lindo sobrino Vicente, quien nació durante la realización de este trabajo.

ÍNDICE DE CAPÍTULOS

1.	INTRODUCCIÓN.....	1
2.	ANTECEDENTES.....	1
2.1.	Objetivo de la flotación.....	1
2.2.	Grado de liberación.....	2
2.3.	Hidrofobicidad.....	3
2.4.	Reactivos de flotación.....	4
2.5.	Mecanismo de flotación.....	7
2.6.	Modelos cinéticos de flotación Batch.....	8
2.7.	Equipos de flotación.....	9
2.8.	Equipos de flotación neumáticos no convencionales.....	11
2.9.	Variables del proceso de flotación.....	15
2.10.	Recuperación por arrastre.....	17
2.11.	Distribución de tiempos de residencia.....	20
3.	OBJETIVOS.....	24
3.1.	Objetivos generales.....	24
3.2.	Objetivos específicos.....	24
4.	METODOLOGÍA DE TRABAJO.....	24
4.1.	Preparación de muestras.....	24
4.2.	Flotación Rougher en una celda mecánica.....	30
4.3.	Flotación Rougher en una celda de contacto.....	31
4.4.	Curvas $J_g - \epsilon_g$	34
4.5.	Distribución de tiempos de residencia.....	35
4.6.	Pruebas de recuperación por arrastre en la celda de contacto.....	36
4.7.	Pruebas de recuperación de agua de mar con agua de lavado.....	37

4.8.	Pruebas cinéticas de flotación	39
5.	RESULTADOS.....	41
5.1.	Curvas de J_g - ε_g	41
5.2.	Distribución de tiempos de residencia	43
5.3.	Recuperación por arrastre	45
5.4.	Recuperación de iones de agua mar	50
5.5.	Comparación del desempeño de la celda de contacto con el de una celda mecánica de laboratorio.....	51
6.	DISCUSIÓN DE RESULTADOS.....	55
6.1.	Curvas de J_g - ε_g	55
6.2.	Distribución de tiempos de residencia	55
6.3.	Recuperación por arrastre	56
6.4.	Recuperación de iones de agua mar	56
6.5.	Comparación del desempeño de la celda de contacto con el de una celda mecánica de laboratorio.....	58
7.	CONCLUSIONES	59
8.	RECOMENDACIONES.....	60
9.	REFERENCIAS	62
10.	ANEXOS	i
	Anexo 1. Dimensiones de la celda de contacto	i
	Anexo 2. Diagramas de flujos.....	ii
	Anexo 3. Preparación de muestras.....	iv
	Anexo 4. Resultados de ICP de muestras de agua	v
	Anexo 5. Calibración de instrumentos	vii
	Anexo 6. Resumen de datos de pruebas.....	xi
	Anexo 7. Pruebas cinéticas de flotación	xvii

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 5.1.	Tiempo de residencia medio para cada componente de proceso.....	44
Tabla 5.2.	Factor de arrastre de iones reportados en el concentrado de ensayos en sistema bifásico.	50
Tabla 5.3.	Recuperación de iones presentes en el concentrado de ensayos de separación Cu-Mo.....	51
Tabla 5.4.	Comparación de concentraciones de iones en el concentrado obtenidos experimentalmente y los que se hubiesen obtenido en caso de dilución de agua de lavado.	51
Tabla 10.1.	Distribución granulométrica del cuarzo utilizado en pruebas de recuperación por arrastre.....	iv
Tabla 10.2.	Análisis químico de muestras de agua de pruebas en un sistema bifásico en ciclo abierto.....	v
Tabla 10.3.	Análisis químico de muestras de agua de pruebas de separación Cu-Mo.....	vi
Tabla 10.4.	Calibración del rotámetro de gas instalado en la celda de contacto.	vii
Tabla 10.5.	Calibración del variador de frecuencia de la bomba de alimentación de la celda de contacto.	viii
Tabla 10.6.	Calibración del variador de frecuencia de la bomba de relave de la celda de contacto.....	ix
Tabla 10.7.	Calibración del rotámetro de gas instalado en la celda de contacto.	x
Tabla 10.8.	Resumen de datos de curvas de $J_g-\epsilon_g$	xi
Tabla 10.9.	Resumen de resultados de pruebas de recuperación por arrastre	xii
Tabla 10.10.	Resumen de datos de la prueba de distribución de tiempos de residencia en el acondicionador de la celda de contacto.....	xiii
Tabla 10.11.	Resumen de datos de la prueba de distribución de tiempos de residencia en la celda de contacto.....	xiv
Tabla 10.12.	Recuperación de iones de agua de mar en un sistema bifásico para una prueba en ciclo abierto.....	xv
Tabla 10.13.	Balance de masa de pruebas de recuperación de iones de agua de mar en separación Cu-Mo.	xvi

Tabla 10.14. Datos de SKT de flotación en la celda de contacto.....	xvii
Tabla 10.15. Datos de una SKT de flotación en la celda mecánica de laboratorio.	xviii

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 2.1.	Efecto de la reducción de tamaño sobre el grado de liberación de las especies.....	2
Figura 2.2.	Curva Recuperación v/s Ley	3
Figura 2.3.	Doble capa de Stern y potencial zeta	4
Figura 2.4.	Potencial zeta v/s pH	4
Figura 2.5.	Estructura molecular típica de un colector iónico.....	5
Figura 2.6.	Xantato Amílico de Potasio (PAX).	6
Figura 2.7.	Metil Isobutil Carbinol (MIBC).	6
Figura 2.8.	Éter Poliglicólico (Dowfroth 250).	6
Figura 2.9.	Mecanismo de mineralización de una burbuja.....	8
Figura 2.10.	Circuito clásico de flotación industrial	10
Figura 2.11.	Esquema de una celda mecánica. A la izquierda una celda de aire forzado y a la derecha una celda auto aspirante	10
Figura 2.12.	Esquema de una celda columnar.....	11
Figura 2.13.	Esquema comparativo entre columna convencional y celda Jameson	13
Figura 2.14.	Comparación de rendimiento de celda Jameson y tecnologías convencionales	13
Figura 2.15.	Esquema celda Concorde.....	14
Figura 2.16.	Curvas de Recuperación vs. Tiempo de residencia para una celda Concorde y un banco de celdas mecánicas	14
Figura 2.17.	Esquema celda de contacto.....	15
Figura 2.18.	Efecto del agua de lavado en recuperación de agua.....	20
Figura 2.19.	Singularidades que pueden presentarse en reactores.....	20
Figura 2.20.	Metodología de adición y medición de un trazador.....	21
Figura 2.21.	Curvas de distribución de tiempos de residencia para cada tipo de reactor.....	22

Figura 2.22.	Relación del factor de dispersión con el comportamiento de un fluido en un reactor.....	23
Figura 4.1.	Roca con Bornita.	25
Figura 4.2.	Chancador de mandíbula de laboratorio.....	26
Figura 4.3.	Chancador de cono de laboratorio.....	26
Figura 4.4.	Harnero de laboratorio.	27
Figura 4.5.	Cuartheador tipo <i>riffle</i>	27
Figura 4.6.	Molino de 2,3 Kilogramos de capacidad.	28
Figura 4.7.	Molino de 20 Kilogramos siendo descargado.	28
Figura 4.8.	Descarga de Molino de 2,3 Kilogramos de capacidad.	29
Figura 4.9.	Mallas de tamizado.	30
Figura 4.10.	Flotación en celda mecánica.....	31
Figura 4.11.	Circuito de la celda de contacto.	33
Figura 4.12.	Rotámetro de aire comprimido y manómetro.....	34
Figura 5.1.	Curva $J_g-\epsilon_g$ con Dowfroth 250 como espumante (40 ppm).	42
Figura 5.2.	Curva $J_g-\epsilon_g$ con MIBC como espumante (40 ppm).....	42
Figura 5.3.	Curva $J_g-\epsilon_g$ con X-133 como espumante (40 ppm).....	43
Figura 5.4.	Distribución de tiempos de residencia del acondicionador junto con la celda de contacto.....	44
Figura 5.5.	Arrastre de ganga en función de la velocidad superficial de gas para distintos flujos de agua de lavado.	45
Figura 5.6.	Arrastre de ganga en función de la altura del colchón de espuma para distintos flujos de agua de lavado.	46
Figura 5.7.	Arrastre de ganga en función del flujo de agua de lavado por unidad de área transversal de la celda para distintas velocidades superficiales de gas.	46
Figura 5.8.	Arrastre de ganga en función del BIAS para distintas velocidades superficiales de gas.	47
Figura 5.9.	Arrastre de ganga en función de la velocidad superficial de gas para distintos flujos de agua de lavado.	47

Figura 5.10. Arrastre de ganga en función de la altura del colchón de espuma para distintos flujos de agua de lavado.....	48
Figura 5.11. Arrastre de ganga en función del flujo de agua de lavado por unidad de área transversal de la celda para distintas velocidades superficiales de gas.....	49
Figura 5.12. Arrastre de ganga en función del BIAS para distintas velocidades superficiales de gas.....	49
Figura 5.13. Curvas de recuperación de cobre en las celdas mecánica y de contacto.....	52
Figura 5.14. Curvas de recuperación de fierro en las celdas mecánica y de contacto.....	52
Figura 5.15. Curvas de recuperación de molibdeno en las celdas mecánica y de contacto.....	53
Figura 5.16. Ley de cobre reportado en función de la recuperación en las celdas mecánica y de contacto.....	53
Figura 5.17. Ley de fierro reportado en función de la recuperación en las celdas mecánica y de contacto.....	54
Figura 5.18. Ley de molibdeno reportado en función de la recuperación en las celdas mecánica y de contacto.....	54
Figura 10.1. Dimensiones de la celda de contacto.....	i
Figura 10.2. Diagrama de flujos correspondiente a las pruebas de recuperación por arrastre.....	ii
Figura 10.3. Diagrama de flujos correspondiente a las pruebas de recuperación de iones de agua de mar.....	iii
Figura 10.4. Cinética de molienda del cuarzo utilizado en pruebas de recuperación por arrastre.....	iv
Figura 10.5. Calibración del rotámetro de gas instalado en la celda de contacto.....	vii
Figura 10.6. Calibración del variador de frecuencia de la bomba de alimentación de la celda de contacto.....	viii
Figura 10.7. Calibración del variador de frecuencia de a bomba de relave de la celda de contacto.....	ix

ÍNDICE DE ECUACIONES

Ecuación 2.1.	Probabilidad de flotación	8
Ecuación 2.2.	Modelo de primer orden	8
Ecuación 2.3.	Modelo de Klimpel	9
Ecuación 2.4.	Variación de la concentración de sólidos en el tiempo	12
Ecuación 2.5.	Constante de velocidad de colección	12
Ecuación 2.6.	Tiempo de residencia de la pulpa	16
Ecuación 2.7.	Velocidad superficial de gas	16
Ecuación 2.8.	Hold-up de gas	17
Ecuación 2.9.	Relación entre recuperación de agua y varios parámetros operacionales	18
Ecuación 2.10.	Factor de arrastre	18
Ecuación 2.11.	Definición de BIAS como razón entre flujo de agua de lavado y flujo de agua en el concentrado.	19
Ecuación 2.12.	Función distribución de tiempos de residencia	21
Ecuación 2.13.	Módulo de dispersión en un fluido no ideal.....	22
Ecuación 2.14.	Varianza de un sistema en función de las varianzas de entrada y salida	24
Ecuación 5.1.	Factor de arrastre de ganga	45
Ecuación 5.2.	Modelo del factor de arrastre en función de la velocidad superficial de gas y del flujo de agua de lavado por unidad de área de la celda.....	50
Ecuación 5.3.	Recuperación de iones.....	50

1. INTRODUCCIÓN

Durante las últimas décadas se ha observado una tendencia en el desarrollo de equipos de flotación, producto de una búsqueda por mayor eficiencia en las tecnologías, en términos de energía, tiempos de operación y ahorro de espacio. Esta tendencia a la innovación puede deberse, en parte, a la amplia aceptación que tuvieron las columnas de flotación en la industria tanto por los fabricantes de celdas como por los usuarios, por lo que desde hace ya un tiempo se ha producido un incentivo en la industria para desarrollar nuevas tecnologías. Dentro de las iniciativas que se han desarrollado pueden observarse mejoras en prácticas ya conocidas en la flotación columnar (por Ej., en sistemas *sparger*) o diseño inspirados completamente en nuevos conceptos (por Ej., contacto aire-pula en co-corriente). Dentro de este último grupo pueden mencionarse equipos tales como las celdas Jameson, Concorde, Imhoflot Centrifloat y la celda de contacto [1].

La celda de contacto es, en efecto, una nueva tecnología en el proceso de flotación. Desarrollada por la empresa Aminpro, forma parte de la familia de celdas de flotación de alta intensidad, capaces de producir concentrados de alta ley y se han perfilado como las tecnologías a utilizar en los próximos años. Para este equipo se han encontrado aplicaciones en operaciones tales como recuperación de molibdenita, separación de aceite y agua, flotación de gruesos y separación de aceites y arenas [2].

La motivación de este trabajo surge como la necesidad de poder caracterizar la operación de la celda de contacto, siendo esta la primera iniciativa por realizar un estudio sobre esta incipiente tecnología.

2. ANTECEDENTES

2.1. Objetivo de la flotación

La flotación es un proceso de separación y recuperación de especies de distinto origen, a partir de una pulpa o suspensión y por medio de las propiedades hidrofóbicas de cada compuesto. El sistema presente aquí es trifásico, es decir, con presencia de especies sólidas, líquidas y gaseosas y de distribución de tamaño caracterizada.

En términos generales, la flotación consiste en la adhesión de partículas sólidas a burbujas debido a propiedades hidrofóbicas en los minerales. Las partículas se encuentran en suspensión en una pulpa y una vez adheridas a las burbujas, éstas se mueven hasta una nueva fase, compuesta de espuma debido a las burbujas que la forman. Esta espuma es recuperada junto con las partículas hidrofóbicas, generando así el concentrado, producto final de este proceso. Por otra parte, la pulpa con las partículas que no se recuperaron durante la flotación pasa a llamarse cola o relave.

Cuando las especies de interés representan una fracción pequeña del mineral y las especies estériles son de mayor volumen, las separaciones por flotación adquieren el aspecto de un proceso de concentración. Un ejemplo emblemático es la separación de minerales no ferrosos de sus gangas respectivas.

Este proceso es aplicable a especies de distintos orígenes, sean orgánicos o inorgánicos. En los primeros se incluyen aceites y resinas, por lo que la flotación es aplicable en la industria de hidrocarburos, en la papelera (destintado), y en procesos ambientales. Por otro lado, entre las especies inorgánicas se encuentran las de origen mineral, sean metálicas o no metálicas, por lo que la flotación es aplicada ampliamente en la concentración de metales sulfurados, así como también en la industria de las sales [3] [4].

2.2. Grado de liberación

El grado de liberación se define como la fracción o porcentaje que constituye una especie valiosa en una partícula sólida. Normalmente el mineral extraído de un yacimiento tiene un bajo grado de liberación, y para lograr aumentarlo es necesaria una etapa de reducción de tamaño de las partículas a procesar, hasta obtener un nivel óptimo de liberación. El rango típico de tamaño de liberación en especies minerales en la industria del cobre por ejemplo es entre los 45 y 75 μm .

En la figura 2.1 puede observarse cuatro tipos de partículas según su grado de liberación. Las primeras son las partículas liberadas (más del 80% del valioso), las que se encuentran prácticamente libres de ganga, y hay presencia casi exclusiva del mineral de interés. Las parcialmente liberadas (más del 15% del valioso) son partículas donde se observa la presencia tanto del valioso como de los inertes en la superficie de la partícula. La ganga liberada cuenta casi solamente con inertes (menos del 15% del valioso), no sólo en la superficie, si no que también dentro de sólido. Finalmente, las partículas ocluidas son aquellas que cuentan con la presencia tanto de inertes como de mineral de interés, pero este último se encuentra contenido en el interior de la partícula, completamente cubierto de ganga [5] [6].

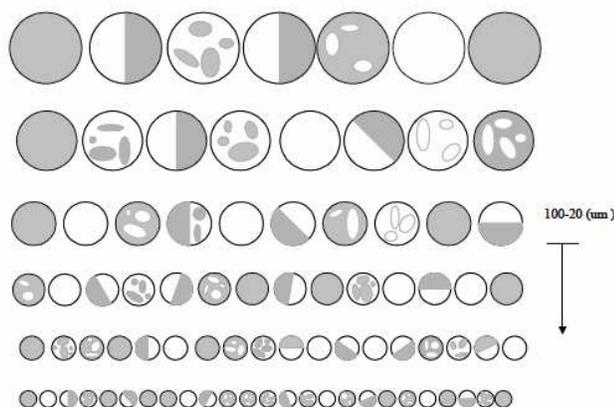


Figura 2.1. Efecto de la reducción de tamaño sobre el grado de liberación de las especies [3].

Es a partir de este último fenómeno que surge una relación empírica entre la recuperación y la ley (o pureza) del concentrado, la que se observa en la figura 2.2. Esta relación expone que al maximizar la recuperación del mineral de interés, la ley de éste se minimiza y viceversa, por lo que se puede concluir que es necesario encontrar un punto óptimo técnico-económico que se adecue a las metas u objetivos de la respectiva operación [5].

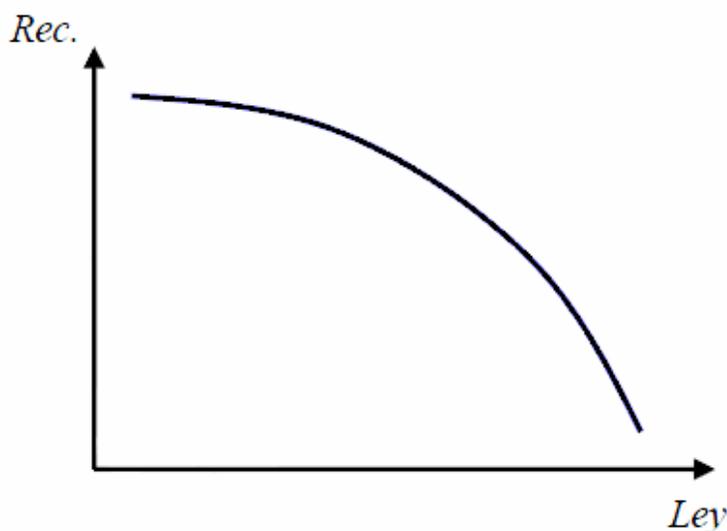


Figura 2.2. Curva Recuperación v/s Ley [5].

2.3. Hidrofobicidad

El oxígeno presente en la molécula de agua es un buen captador de electrones debido a su electronegatividad, generando un dipolo y por lo tanto, haciendo del agua un solvente polar. Por otro lado, los minerales pueden presentar diferentes características respecto a su afinidad con el agua, clasificándose éstos como hidrofílicos o hidrofóbicos. Las especies que no interactúan con los dipolos del agua son aquellos minerales apolares, quienes poseen propiedades hidrofóbicas. Algunos ejemplos de esta clase de minerales son el azufre nativo, grafito y los minerales sulfurados en general. En contraparte, las especies que efectivamente interactúan con los dipolos del agua son los minerales polares, con propiedades hidrofílicas. Los más dignos representantes de esta familia son los óxidos.

Los minerales se polarizan producto del proceso de conminución y al entrar en contacto con un medio polar como el agua las cargas superficiales se desplazan y reordenan de forma de alcanzar el equilibrio eléctrico, modificando el potencial electroquímico en la superficie. En las vecindades de la superficie del sólido se forma una capa conocida como la capa de Stern, la cual es la que efectivamente interactúa con las cargas presentes en el seno del líquido. A causa de esto, se define el potencial zeta, que considera el efecto de esta capa.

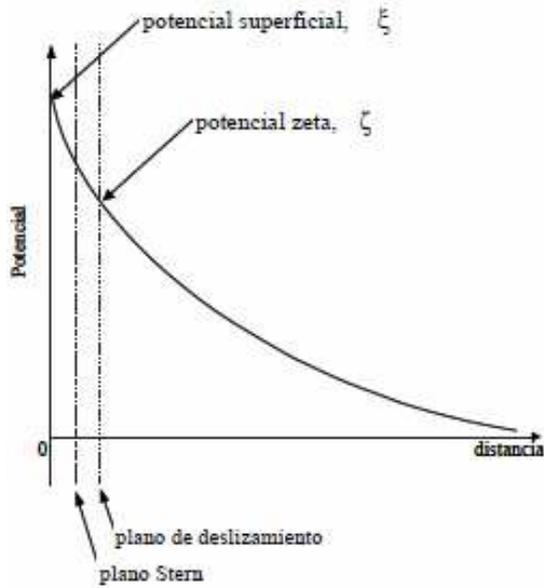


Figura 2.3. Doble capa de Stern y potencial zeta [3].

La selectividad de la separación depende muy estrechamente tanto del tipo y la cantidad de reactivos utilizados como del pH del sistema, de modo que al modificar este último parámetro cambia también el potencial zeta. El punto en donde este potencial es igual a cero es llamado punto isoeléctrico, y por otro lado, el punto donde el potencial superficial es igual a cero es llamado punto de cero carga. Para el caso de flotación de óxidos y silicatos, ambos puntos son iguales, siendo éste la condición óptima para el proceso [3] [5].

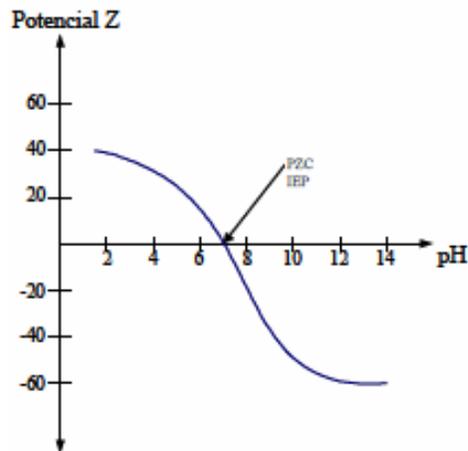


Figura 2.4. Potencial zeta v/s pH [3].

2.4. Reactivos de flotación

Los reactivos de flotación son uno de los insumos más importantes en este proceso, puesto que la cantidad de especies con alta flotabilidad natural es tan reducida que podría decirse que sin reactivos la flotación a nivel industrial no es viable.

Los reactivos de flotación se dividen esencialmente en 3 grupos que se mencionan a continuación:

Colectores: Su función es proporcionar propiedades hidrofóbicas a las superficies de los minerales

Espumantes: Permiten generar espumas estables y con tamaño de burbuja apropiado.

Modificadores: Actúan sobre la superficie de los minerales, modificando sus propiedades hidrofóbicas. Aumentan la selectividad del proceso.

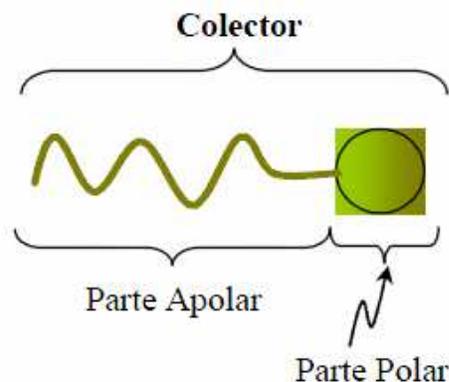


Figura 2.5. Estructura molecular típica de un colector iónico [5].

Los colectores son sustancias orgánicas que pueden subdividirse en iónicos y no iónicos (para efectos de este trabajo sólo se hará mención de los colectores iónicos). Los primeros tienen una estructura heteropolar, es decir, un extremo polar y el otro apolar, tal como se muestra en la figura 2.5. El extremo polar se adhiere a la superficie hidrofílica del mineral, mientras que el apolar queda libre, orientándose hacia la fase líquida sin interactuar con esta última y transformando la superficie del sólido en hidrofóbica.

Dentro de la familia de colectores iónicos vuelve a haber una subdivisión entre colectores aniónicos y catiónicos, dependiendo de la carga que estos adquieran una vez disueltos en fase acuosa. Por ejemplo, el xantato isopropílico de sodio al solubilizarse se disocia en un catión de sodio y un anión con el resto de la cadena de hidrocarburos, por lo que es un colector aniónico.

Una vez dicho esto, es importante recalcar que la hidrofobicidad en términos operacionales no es una propiedad inherente del mineral, sino más bien del tipo de colector utilizado. A mayor largo de la cadena de hidrocarburos mayor es la repelencia al agua, por lo que un colector con cadena más larga produce una mayor hidrofobicidad del mineral. Por otro lado se ha comprobado en la experiencia que los hidrocarburos

ordenados según la geometría “iso” generan una mayor hidrofobicidad que las cadenas lineales [3].

El colector empleado durante las pruebas realizadas en este trabajo fue el xantato amílico de potasio (Figura 2.6), conocido comercialmente como PAX. Los xantatos en general suelen ser colectores de bajo costo y fuertes propiedades colectoras, además de poseer buena selectividad. Se encuentra en estado sólido, por lo que es necesaria su previa disolución para su uso. Estos reactivos suelen descomponerse a pH menor a 6.

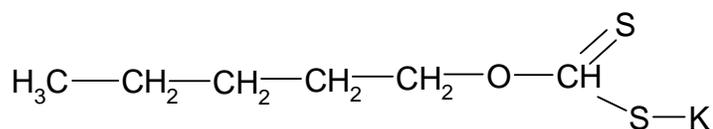


Figura 2.6. Xantato Amílico de Potasio (PAX).

Los espumantes son compuestos orgánicos de carácter heteropolar, cuyo extremo polar posee una gran afinidad con el agua. El efecto que produce la adición de espumante es la disminución de la tensión superficial en la interfase líquido-gas, una menor coalescencia de burbujas, espumas más estables y burbujas de tamaño más apropiado.

Los espumantes más comunes son los alcoholes, las aminas y algunos ácidos, los que se caracterizan por poseer un grupo hidroxilo (-OH) en su estructura molecular. Entre los espumantes más utilizados pueden mencionarse el metil isobutil carbinol y el éter poliglicólico (Figuras 2.7 y 2.8 respectivamente). El primero es más conocido por sus nombres comerciales MIBC o Aerofroth 70 (CYTEC), ampliamente utilizado en la industria a pesar de ser un espumante débil, además de que su bajo peso molecular lo hace muy volátil. Por otra parte, el éter poliglicólico o Dowfroth 250 es un espumante fuerte y debido a su mayor peso molecular presenta poca volatilidad. Una espuma más estable se debe a burbujas cuyo film líquido tienen un mayor espesor, lo que las hace más resistentes a la ruptura, pero a su vez generan un mayor arrastre de agua.

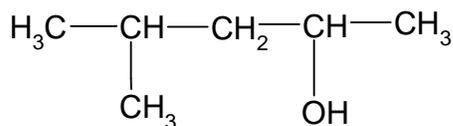


Figura 2.7. Metil Isobutil Carbinol (MIBC).

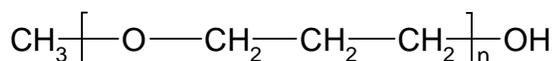


Figura 2.8. Éter Poliglicólico (Dowfroth 250).

Los modificadores son reactivos empleados para cambiar condiciones de potencial y de pH, con el objetivo de mejorar el rendimiento de la flotación, ya sea, aumentando la capacidad de colección, cambiando el pH del sistema o de mejorar la selectividad de la concentración. Esta rama de reactivos se subdivide en tres grupos; activadores, depresantes y modificadores de pH.

Los depresantes son reactivos cuya tarea es inhibir la colección de ciertos minerales, haciendo su superficie más hidrofílica o impidiendo que los colectores actúen sobre la superficie de éstos, obligando al ión del colector a competir con el ión del depresante, por lo que si por ejemplo, se tiene un colector aniónico entonces el ión del depresor también debe serlo. Estas especies son muy utilizadas en la industria para llevar a cabo concentraciones más selectivas como es el caso de la separación de sulfuros de molibdeno y sulfuros de cobre.

Para este último proceso se utiliza como depresante el sulfhidrato de sodio (NaSH), cuyo efecto apreciable se observa en la disminución del potencial REDOX del sistema, logrando la depresión de los sulfuros de cobre y la recuperación de la molibdenita.

Por último, los modificadores de pH por lo general suelen ser bases o ácidos, dependiendo si se desea aumentar o disminuir la acidez. Cabe mencionar que esta clase de procesos suelen llevarse a cabo a pH básicos (8 a 10), utilizando generalmente cal como regulador [3] [4] [5] [7].

2.5. Mecanismo de flotación

El proceso de flotación puede dividirse en dos etapas esenciales: Una etapa de colección y otra de separación. La primera consiste en la formación de agregados burbuja-partícula, fenómeno también conocido como mineralización de la burbuja. Éste consiste en tres sub-etapas, llamadas colisión, adhesión y estabilización.

La colisión consiste simplemente en el instante en que una partícula entra en contacto físico directo con una burbuja. En este evento influye principalmente el tamaño de la partícula, ya que si ésta es muy pequeña es probable que su trayectoria se vea muy afectada por la turbulencia del fluido debido a su baja inercia, no así como en el caso de un sólido de mayor tamaño, quien al verse menos afectado, tiene una mayor probabilidad de colisión con la burbuja. Otro factor importante a considerar es la distribución espacial de las burbujas, en otras palabras, una distribución espacial más homogénea de las burbujas en el área transversal de una celda o columna de flotación aumenta la probabilidad de colisión partícula-burbuja.

La adhesión consiste en que una vez que la partícula entra en contacto con la burbuja, ésta debe penetrar la capa de líquido de la interfase gas-líquido para que pueda llevarse a cabo la adsorción. Existe un tiempo de contacto de ambas superficies puesto que una vez ocurrida la colisión, la partícula tiende a deslizarse a lo largo del film de la burbuja. Por otro lado, el tiempo necesario para que la adhesión se haga efectiva es el llamado tiempo de inducción y debe ser menor al tiempo de contacto, de lo contrario el sólido se desprenderá de la superficie de la burbuja.

Luego de esto ocurre la etapa de estabilización, donde la partícula debe mantenerse adherida a la superficie de la burbuja el tiempo suficiente hasta llegar a la fase de espuma. Para que esto se cumpla, el agregado formado por la partícula debe ser lo suficientemente fuerte para no disociarse y además la burbuja debe tener la capacidad de poder levantar la partícula hasta llegar a la espuma. Para que lo último sea posible, la densidad del agregado partícula-burbuja debe ser menor a la densidad del agua. El mecanismo de mineralización se puede apreciar en la Figura 2.9.

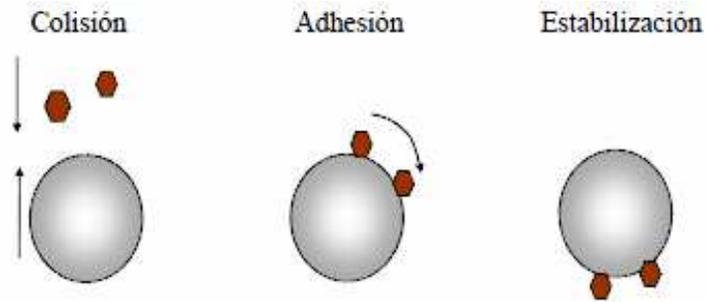


Figura 2.9. Mecanismo de mineralización de una burbuja [5].

Combinando las tres etapas se define entonces la probabilidad de flotación, la cual se presenta en la ecuación 2.1, donde P_F es la probabilidad de flotación, P_C la probabilidad de colisión, P_A la probabilidad de adhesión y P_E la probabilidad de estabilización [5].

$$P_F = P_C \cdot P_A \cdot P_E$$

Ecuación 2.1. Probabilidad de flotación [5].

Otro aspecto importante dentro del proceso de flotación es justamente la etapa de separación, donde lo que básicamente ocurre es la formación de una interfase pulpa-espuma. La nitidez con que se forme esta interfase está relacionada en primer lugar con el tamaño de las burbujas y también con la velocidad superficial de las mismas, factores que entre otras cosas afectan en la turbulencia de la zona de separación de una celda de flotación [3].

2.6. Modelos cinéticos de flotación Batch

La cinética de flotación puede ser representada de modo análogo a las ecuaciones de cinética química. A continuación se mostrarán dos modelos que caracterizan la recuperación de mineral en un proceso de flotación.

Modelo de primer orden (García-Zúñiga): La expresión que determina la recuperación en la flotación es análoga a la ecuación correspondiente a la conversión de una reacción de primer orden en un reactor BATCH, suponiendo que la especie flotable puede ser caracterizada por una única constante cinética:

$$R = R_{\infty}(1 - \exp(-k t))$$

Ecuación 2.2. Modelo de primer orden [4].

En la ecuación anterior se tiene que R es la recuperación durante el proceso, k es la constante cinética de flotación, t el tiempo de flotación y R_{∞} es la recuperación a tiempo infinito determinado empíricamente.

Modelo de Klimpel: Es un modelo más sofisticado que el anterior. Supone infinitas fracciones flotables a distintas velocidades con una densidad de probabilidad uniforme de éstas.

$$R = R_{\infty} \left(1 - \frac{1}{k t} (1 - \exp(-k t))\right)$$

Ecuación 2.3. Modelo de Klimpel [4].

En la ecuación anterior se tiene que R es la recuperación del proceso, k es la constante cinética de flotación, t el tiempo de flotación y R_{∞} es la recuperación a tiempo infinito determinado empíricamente [4].

2.7. Equipos de flotación

Desde hace ya más de un siglo que se ha venido desarrollando el procesamiento de minerales por medio de ésta práctica, y la aplicación de nuevas tecnologías en el proceso se ha dado desde entonces. Hasta más o menos mediados de la década de los 70 las celdas agitadas mecánicamente dominaron la industria. Fue a partir de los años 80 que se comenzó a innovar en variaciones a los diseños de celda convencional, cambios en capacidades de tratamiento o incluso en diseños completamente nuevos para la época.

Una celda de flotación es básicamente un reactor y un separador simultáneos. Este equipo debe tener la capacidad de mantener la suspensión de una pulpa de mineral, pudiendo incorporársele gas. Debe disponer tanto de una zona turbulenta como de una menos agitada y permitir la variación y control de ciertos parámetros operacionales. Las celdas se dividen en dos grupos esencialmente; celdas mecánicas y celdas neumáticas [3] [5].

Antes de profundizar más en este tema, es importante tener claro qué etapas existen en un circuito de flotación, puesto que no todas las operaciones de flotación funcionan de la misma manera, ni tampoco buscan obtener un mismo producto, ya que la relación inversa observada entre la recuperación y ley de concentrado en la figura 2.1 requieren de operaciones con distintos objetivos. Las diferentes etapas de flotación son [5]:

Flotación primaria (Rougher): Es la primera etapa de concentración a la que es sometida el mineral, su objetivo es maximizar la recuperación del mineral valioso y generar un relave con muy bajos niveles de las especies de interés.

Flotación de limpieza (Cleaner): Diseñada para incrementar o maximizar la ley del concentrado. Lo que se obtiene en esta etapa es el producto final de la planta concentradora.

Flotación de barrido (Scavenger): Al igual que la flotación primaria, busca maximizar la recuperación en el concentrado. Es muy utilizada luego de una de las etapas

anteriormente mencionadas, con el objetivo de evitar pérdidas de las especies valiosas por los relaves.

La configuración convencional actual de un circuito de flotación industrial se observa en la figura 2.10. En este diagrama se aprecia a su vez una etapa intermedia de remolienda, cuyo objetivo es aumentar el grado de liberación de las partículas.

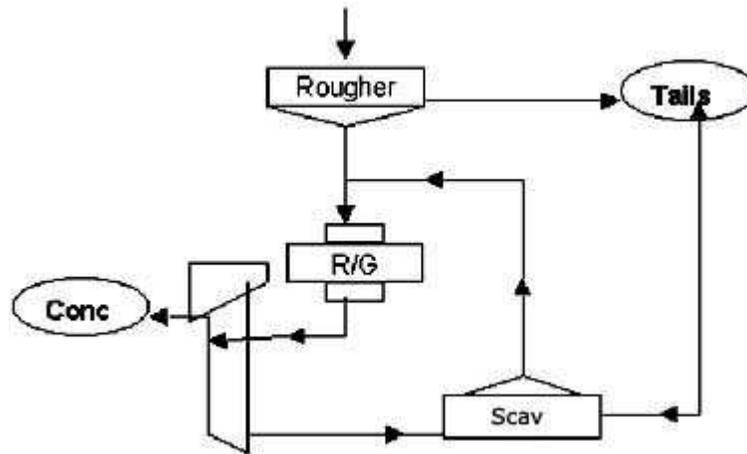


Figura 2.10. Circuito clásico de flotación industrial [8].

Las celdas mecánicas o convencionales son las más ampliamente utilizadas en la industria. Se diferencia del resto esencialmente por la incorporación de un agitador mecánico o impeler. Alrededor del eje del rotor se ubica un tubo concéntrico hueco por donde el gas hace ingreso a la celda. Justo en el sector próximo al ingreso de aire, junto al agitador, se mantiene una gran turbulencia (debido a la agitación) con el objetivo de favorecer el contacto de la pulpa con las burbujas. A partir de un nivel mayor en la celda se tiene una zona menos turbulenta, donde la burbuja cargada con mineral asciende para lograr la separación selectiva de especies hasta llegar a la espuma, en el extremo superior del equipo. En la actualidad estas celdas tienen capacidades que pueden llegar hasta 300 [m³], con una altura de entre 5 y 6 [m]. Dependiendo del diseño, la alimentación del aire a la celda puede ser a través de soplores o a través de un sistema autoaspirante, en donde la diferencia está en que en el primer diseño es posible tener control sobre el flujo de aire, mientras que en la celda autoaspirante no lo es [3] [5].

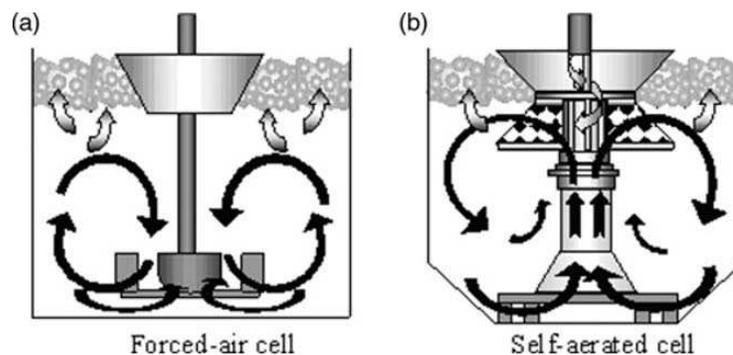


Figura 2.11. Esquema de una celda mecánica. A la izquierda una celda de aire forzado y a la derecha una celda auto aspirante [9].

Las celdas neumáticas abarcan principalmente a las llamadas celdas columnares o columnas, que son los equipos más utilizados en este grupo, especialmente en la etapa de limpieza. Estos equipos más recientes que la primera familia de celdas, se caracterizan por producir concentrados de mayor ley, a pesar de aspirar a una recuperación menor. Este equipo se caracteriza esencialmente por un contacto pulpa-burbuja en contra-corriente, es decir, que el gas es alimentado por la base de la columna, mientras que la pulpa se alimenta justo por debajo de la interfase pulpa-espuma, tal como se aprecia en la figura 2.12. Esta nueva configuración presupone un mayor rendimiento en la celda en términos de pureza del concentrado (alta ley), con la incorporación adicional de una ducha para lavado de espuma, de la cual se hablará con mayor detalle más adelante [10]. Las columnas se diferencian de las celdas convencionales por la ausencia de un mecanismo de agitación y por una mayor altura respecto a la sección transversal. A nivel industrial suelen tener alturas desde los 9 hasta los 15 [m], con áreas transversales cuadradas (hasta 4 [m] de lado) o circulares (hasta 4,5 [m] de diámetro) [3].

Por otra parte, se ha desarrollado a partir de la década de los 80 una nueva subfamilia de celdas neumáticas. La búsqueda de métodos más eficientes y menos costosos para llevar a cabo el proceso de flotación de minerales ha motivado a algunos a desarrollar, por un lado, alternativas o prácticas operacionales adicionales a las ya aplicadas (como puede ser el ejemplo de agregar agua lavado en celdas mecánicas o reducir el área de la columna en la zona de espuma [1]) o incluso celdas de flotación inspiradas en conceptos completamente nuevos para esta industria. Es aquí donde aparecen los nuevos diseños de celdas neumáticas.

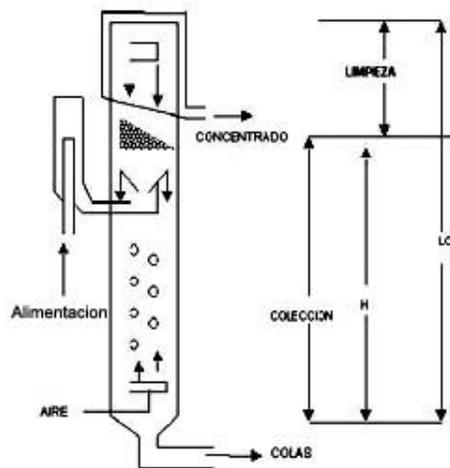


Figura 2.12. Esquema de una celda columnar [8].

2.8. Equipos de flotación neumáticos no convencionales

La tendencia natural en todos los sectores de la industria siempre ha sido buscar métodos o alternativas que logren tanto disminuir los costos operaciones como aumentar el rendimiento de los procesos y los diseños vigentes en la actualidad efectivamente presentan inconvenientes en estos puntos. Para el caso de las celdas mecánicas convencionales puede observarse que el consumo de energía por parte de

este equipo es alto debido a la acción del rotor que brinda turbulencia a la zona de colección, a lo que se suma una baja recuperación y ley de mineral por la acción de una sola celda, debiendo recurrir a un banco completo de estos equipos conectados en serie para completar la etapa de flotación primaria. Si bien las columnas convencionales poseen un consumo de energía bajo y una mayor ley en el concentrado, la poca turbulencia presentada en la zona de colección se traduce en una recuperación baja, necesitando de una etapa de barrido para recuperar el mineral que no pudo flotarse durante la limpieza.

Si la velocidad de colección global de partículas se define como la velocidad de colección de partículas por cada burbuja multiplicada por el número total de burbujas, el proceso se puede representar por la siguiente ecuación:

$$\frac{dc_p}{dt} = \frac{(1.5J_g E_k)}{d_b} c_p$$

Ecuación 2.4. Variación de la concentración de sólidos en el tiempo [2].

En la ecuación 2.4 se tiene que C_p es la concentración de partículas (porcentual por peso), J_g es el flujo de aire por unidad de área en la celda, E_k es la eficiencia de colección y d_b el diámetro promedio de burbuja.

Entonces, si el flujo de aire y el tamaño promedio de las burbujas se mantienen constantes, la expresión de la ecuación 2.5 es también una constante, la cual se define como la constante de velocidad de colección.

$$k_c = \frac{(1.5J_g E_k)}{d_b}$$

Ecuación 2.5. Constante de velocidad de colección [2].

A partir de esta última ecuación se demuestra que la velocidad de colección puede variar según el diseño de los equipos, ya que la eficiencia de colección E_k depende de la probabilidad de colisión aire-partícula y de su probabilidad de adhesión, entonces, si al menos alguna de esas dos variables se pudiese incrementar, aumentaría la eficiencia de colección [2].

Para efectos de este trabajo se enumerarán solamente algunos de los muchos diseños alternativos que han introducido el concepto de contacto pulpa-burbuja en co-corriente. Estos equipos nuevos han sido sometidos a distintas pruebas, cuyos resultados se ven prometedores, caracterizándose por bajos costos operacionales, bajos tiempos de residencia de la pulpa y alta recuperación y ley en una sola etapa. Algunos de los diseños alternativos de celda de flotación son los siguientes:

Celda Jameson: Desarrollada durante los años 80, consiste en una columna más corta que lo convencional, que correspondería únicamente a la zona de separación de la

celda. La pulpa y el aire son alimentados en co-corriente a través de un conducto largo y angosto, llamado *downcomer*, que forma un jet de alta presión en la pulpa, seguido de una expansión brusca, generando cavitación y alta turbulencia en el fluido, maximizando el contacto entre pulpa y aire [1][11][12][13]. Este equipo es el más consolidado de esta nueva familia, al ser uno de los más antiguos y estudiados. En la figura 2.13 se observa un esquema donde se puede comparar físicamente una columna de limpieza con una celda Jameson, mientras que en la figura 2.14 se tiene una comparación en el rendimiento de esta tecnología alternativa con respecto a las celdas convencionales.

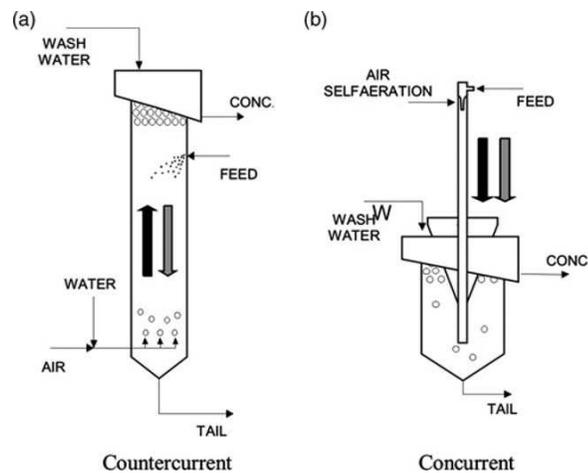


Figura 2.13. Esquema comparativo entre columna convencional y celda Jameson [9].

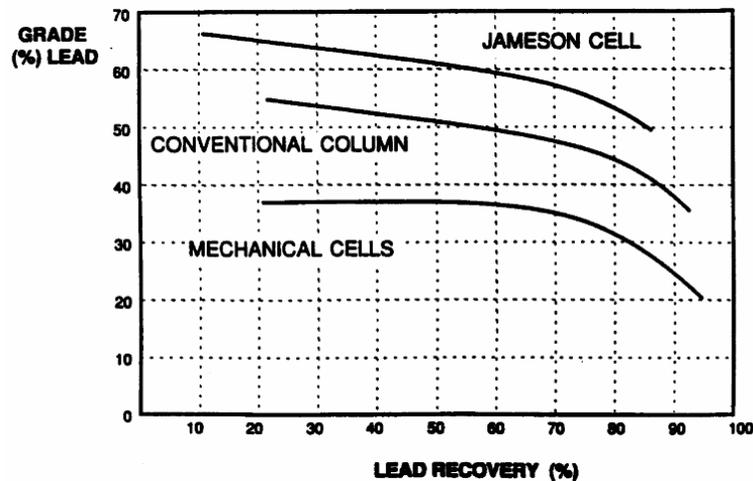


Figura 2.14. Comparación de rendimiento de celda Jameson y tecnologías convencionales [12].

Celda Imhoflot G-Cell: La pulpa y el gas son puestos en contacto en una etapa previa a la separación tal como en los otros equipos. Lo que caracteriza el diseño de la G-Cell es la incorporación de fuerza centrífuga en la zona de separación, con el objetivo de lograr una separación de fases más rápida y reducir tiempos de residencia de la pulpa. El sistema de colección vuelve a ser en co-corriente, con la singularidad que la

alimentación al separador se hace de manera tangencial, muy inspirada en la operación de los ciclones [14].

Celda Concorde: Similar a la celda Jameson, con la diferencia que luego de la formación del jet de la emulsión y antes de ingresar a la zona de separación de la celda, la mezcla se somete a una nueva compresión brusca que forma una onda de choque. Luego de eso, este fluido choca con una suerte de tazón o *impingement bowl* que genera vórtices, disminuyendo en parte la turbulencia [15]. En las figuras 2.15 y 2.16 se pueden observar tanto un esquema de este equipo como una comparación de curvas de recuperación entre la celda Concorde y un banco de celdas mecánicas.

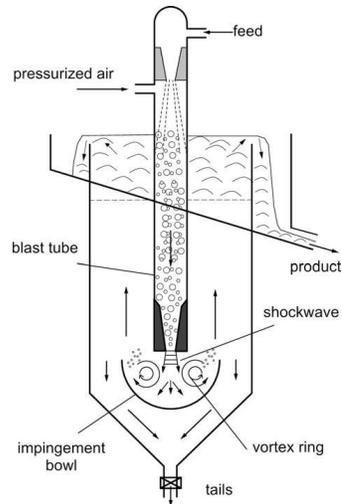


Figura 2.15. Esquema celda Concorde [15].

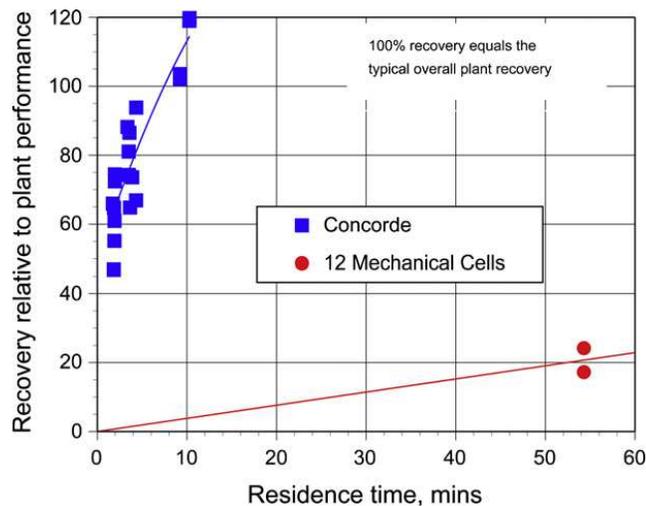


Figura 2.16. Curvas de Recuperación vs. Tiempo de residencia para una celda Concorde y un banco de celdas mecánicas [15].

Celda de Contacto: En la figura 2.17 se puede observar un esquema de la celda de contacto, tecnología desarrollada por la empresa Aminpro. La pulpa y el aire son inyectados a través de una contracción, produciendo un efecto similar al de las celdas Jameson y Concorde, es decir, someter al fluido a una alta turbulencia a través de un

conducto llamado contactador. Este contactador es operado a presiones normalmente entre 10 a 20 [psi], formando una emulsión trifásica, produciéndose la colección de las especies de interés en las burbujas. Luego del contactador, la pulpa es alimentada a la columna de separación, la cual es una zona de baja turbulencia donde las fases de pulpa y espuma son separadas. Dentro de las similitudes que posee la celda de contacto con las celdas Jameson y Concorde pueden mencionarse que todas coinciden en el contacto pulpa-burbuja por medio de un flujo descendente de pulpa aireada por corto tiempo (unos pocos segundos), alta velocidad de colección con respecto a las columnas convencionales y un alto contenido de gas en el sistema (50% en el contactador aproximadamente) comparado con tecnologías convencionales (10-20%), lo que se traduce en una corta distancia entre partículas y burbujas para su interacción, incrementando notoriamente la velocidad de colección. Otra característica notoria es su menor tamaño, asemejándose a una columna convencional, pero más corta, lo que se traduce en un tiempo de residencia menor [1].

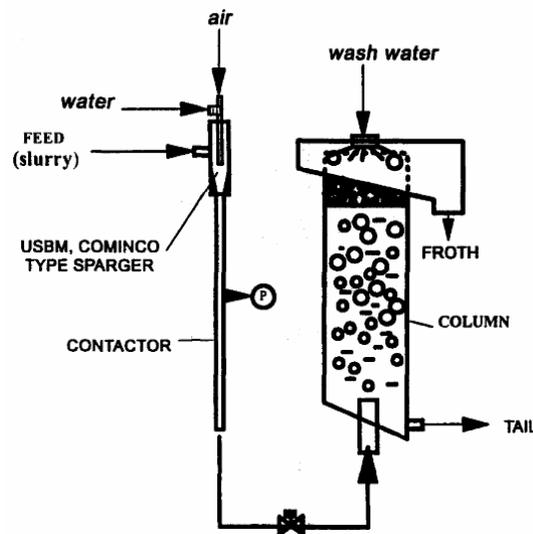


Figura 2.17. Esquema celda de contacto [1].

Pruebas preliminares indican que la celda de contacto puede lograr velocidades de colección desde 1,5 hasta 5 veces mayores a las celdas mecánicas [2]. Más adelante se describirá con mayor detalle las características, la instalación y la instrumentación del equipo.

2.9. Variables del proceso de flotación

Como se mencionó anteriormente, la flotación es un proceso que depende de múltiples variables, lo que hace que este proceso no sea simple de modelar, obteniendo hasta ahora más bien una heurística en base a la experiencia en la industria. A continuación se mencionarán las principales variables que influyen directamente en el proceso de flotación.

Para este proceso, es importante la naturaleza del mineral y de las especies que le acompañan. La composición química del componente valioso es lo que determina las

condiciones de operación y los reactivos a utilizar. También un factor de peso por parte del mineral es su granulometría. El mineral debe ser conminuído hasta un punto en que se maximice el grado de liberación de cada especie, además que el tamaño debe ser suficientemente pequeño para que las burbujas sean capaces de levantar las partículas hasta ser recuperadas. Sin embargo, un tamaño de partícula muy pequeño hace cambiar reológicamente el sistema, haciendo que se formen espumas inestables y disminuyendo la probabilidad de colección de las partículas [4].

El tiempo de residencia es otro factor de importancia que afectan tanto a la ley como a la recuperación del mineral de interés. Este parámetro se puede variar generalmente por variación de los flujos, aunque también puede realizarse mediante el ajuste de la altura de espuma y del agua de lavado, de la cual se hablará más adelante. El tiempo de residencia de la fase líquida en la columna puede estimarse a través de la relación entre el volumen ocupado por la pulpa en la celda y el flujo volumétrico del relave, la cual se observa en la ecuación 2.6.

$$\tau = \frac{A_c \cdot H_c \cdot (1 - \varepsilon_g)}{Q_t}$$

Ecuación 2.6. Tiempo de residencia de la pulpa [3].

En esta expresión se tiene que T es el tiempo de residencia medio de la pulpa, A_c es el área de la sección transversal de la celda, H_c es la altura de la pulpa en el equipo, ε_g el gas hold-up y Q_t el flujo volumétrico del relave. En el caso de una columna, el tiempo de residencia también está condicionado por la velocidad de sedimentación de las partículas, ya que de caso contrario se corre el riesgo de embancamiento [3] [4].

Otra variable importante que destacar es el flujo de aire que se inyecta a la pulpa. Dentro de rangos estables de la celda, un aumento en el flujo de aire implica mayor recuperación, ya que este incremento significa un aumento del área superficial de burbujas por la sección transversal de la celda. Sin embargo, un aumento excesivo de aire afecta en la eficiencia del proceso, debido a un incremento en la turbulencia en la zona de separación, lo que conlleva a un mayor arrastre y la pérdida de una interfase pulpa-espuma. Debido a que existen distintos diseños de celda, que a su vez tienen distintos tamaños y dimensiones, para lograr comparar los flujos de aire empleados se suele normalizar este parámetro, dividiendo el flujo por el área transversal del equipo y llamando esta relación como velocidad superficial de gas [3] [4].

$$J_g = \frac{Q_g}{A_c}$$

Ecuación 2.7. Velocidad superficial de gas [3].

En la ecuación 2.7 se aprecia lo anteriormente explicado, donde J_g representa la velocidad superficial de gas, Q_g el flujo de gas y A_c el área transversal de la celda.

Otro asunto que le concierne al gas respecto a la operación de la celda ya fue mencionado anteriormente y es el gas hold-up o fracción volumétrica del aire en la

pulpa. Este factor se expresa como un porcentaje, siendo el cociente entre el volumen ocupado por gas, y el volumen total de la mezcla, tal y como se muestra en la ecuación 2.8.

$$\epsilon_g = \frac{\text{Volumen aire}}{\text{Volumen pulpa} + \text{Volumen aire}}$$

Ecuación 2.8. Hold-up de gas [5].

Por último, la altura de la fase de espuma es una variable importante para la selectividad del proceso. Una mayor altura de espuma logra un mayor drenaje de agua a través de ésta, ya que como las burbujas son formadas a partir de una película de agua, la que a su vez al estar formando parte de una pulpa, arrastra consigo partículas que no necesariamente son las que se desean recuperar, a lo que se le suma el efecto de la turbulencia de la pulpa en la zona de la interfase pulpa-espuma lo que propicia el arrastre hidráulico de ganga hacia la espuma. Un mayor drenaje del agua implica una recuperación con menos impurezas y por lo tanto un concentrado de mayor ley, por lo que para flotaciones donde se busque obtener mayor selectividad (etapas de limpieza) se recomienda operar con alturas de espuma mayores que en casos de etapas Rougher convencionales. Por otra parte, una mayor altura de espuma se traduce en un mayor tiempo de residencia del mineral de interés adherido en las burbujas, aumentando el riesgo de que la partícula se desprenda y vuelva a la pulpa, por lo que se concluye que el control de esta variable tiene asociado un *trade-off* entre la recuperación y la pureza del concentrado, en donde los procesos que busquen maximizar la ley del producto verán disminuida su recuperación y viceversa [3].

El fenómeno de arrastre hidráulico del cual ya se ha hecho mención en un par de ocasiones, se explicará con mayor detalle a continuación.

2.10. Recuperación por arrastre

En esta clase de operaciones se pueden distinguir dos tipos de flotación. La primera puede ser llamada flotación verdadera, que es el proceso que ya se conoce, y que se caracteriza por una interacción fisicoquímica entre partículas y burbujas permitiendo una separación selectiva. La segunda es la flotación por arrastre, en donde efectivamente las partículas son arrastradas hasta la fase espuma por vías en donde no está presente ninguna interacción fisicoquímica entre las superficies anteriormente señaladas. Este mecanismo no es para nada selectivo, por lo que es muy probable que impurezas sean arrastradas, disminuyendo la ley de concentrado.

El arrastre puede presentarse por dos vías; mecánica o hidráulica. La primera ocurre debido a la turbulencia producida en las zonas cercanas a la interfase pulpa-espuma, en donde es fácil que a momentos se mezcle parte de la espuma con pulpa, sobretodo cuando la turbulencia es tan alta que no puede distinguirse una interfase con claridad. El segundo tipo va asociado al agua que integran las burbujas. El film líquido del cual está hecha una burbuja puede contener una o varias partículas de ganga, transportándolas junto con los agregados mineral-burbuja hasta la espuma. Por otra

parte la trayectoria ascendente de una burbuja arrastra agua (y a su vez partículas) a través de una estela que va dejando a su paso. Además de esto, una vez cerca de la interfase pulpa-espuma, las burbujas pueden empujar algo de agua y éstas al juntarse para formar la fase de espuma pueden dejar atrapadas entremedio algunas partículas sólidas [5].

Se ha demostrado que la cantidad de agua recuperada en el concentrado está muy relacionada a la recuperación por arrastre. A mayor recuperación de agua hay un mayor arrastre de sólidos [16]. De esto último también podría inferirse que un mayor flujo de aire (mayor número de burbujas) también implicarían un mayor arrastre. Esta relación se aprecia en la ecuación 2.9, con R_w como la recuperación de agua, J_g como la velocidad superficial de gas, A como el área de la celda, δ como el espesor del film líquido de la burbuja, d_b como el diámetro promedio de las burbujas y Q_l como el flujo de agua alimentado a la celda.

$$R_w \propto \frac{6 J_g A \delta}{d_b Q_l}$$

Ecuación 2.9. Relación entre recuperación de agua y varios parámetros operacionales [5].

Adicionalmente se define el coeficiente o factor de arrastre como la relación entre la recuperación de sólido y la recuperación de agua, el que sirve como índice para cuantificar cuánto es el grado de arrastre en una prueba de flotación. Esta relación se observa en la ecuación 2.10.

$$R_i = ENT_i R_w$$

Ecuación 2.10. Factor de arrastre [5].

En la ecuación anterior se distingue R_i como la recuperación de la especie i , ENT_i como el factor de arrastre de la especie i y R_w como la recuperación de agua.

En la práctica se ha encontrado métodos para mitigar el efecto del arrastre. Una alternativa va en la selección del espumante a utilizar. Por ejemplo, al preferir un espumante débil como el MIBC, las burbujas que se forman tienen un espesor de film más bien pequeño, por lo que se recupera menos agua en el concentrado, y por lo tanto se arrastra menos sólidos. Por otro lado, el Dowfroth 250 es un espumante fuerte, por lo que las burbujas generadas poseen un film de líquido más grueso, recuperando más agua y por consecuencia, arrastrando más sólidos.

También resulta efectivo aumentar la altura de la espuma, ya que como se dijo antes, se genera un concentrado más selectivo en desmedro de la recuperación de mineral, puesto que no se estarían flotando minerales menos ricos pero que aún así poseen algún interés económico. Resultados similares se obtendrían disminuyendo el flujo volumétrico de gas [5].

De todas las prácticas utilizadas probablemente la más efectiva es la adición de agua de lavado a modo de ducha sobre la espuma, pero antes de referirse en mayor detalle acerca de este método es importante definir el concepto de BIAS.

El BIAS se define como el flujo neto de agua que circula a través de la espuma y es el principal responsable de la acción de limpieza. Se considera el BIAS positivo (o mayor que 1) cuando el flujo neto de agua en la fase de espuma tiene dirección hacia “abajo”, es decir, cuando vuelve hacia la pulpa. Esto último sucede cuando el flujo de agua de lavado es mayor al flujo de agua que asciende por la espuma. Este parámetro puede determinarse de dos formas; como la diferencia entre los flujos de agua de lavado y agua recuperada en el concentrado, o bien como el cociente de estos dos flujos ya mencionados. Para efectos de este trabajo, se hará mención al BIAS según el cociente entre ambos flujos, tal como se aprecia en la ecuación 2.11 [3].

$$B = \frac{Q_w}{Q_c}$$

Ecuación 2.11. Definición de BIAS como razón entre flujo de agua de lavado y flujo de agua en el concentrado.

De la ecuación anterior se tiene que B es el BIAS, Q_w el flujo de agua de lavado y Q_c el flujo agua en el concentrado.

Volviendo al tema principal, el agua de lavado es empleada para mitigar la recuperación por arrastre y así mejorar la ley del concentrado. El efecto que produce agregar agua sobre la espuma es justamente lavar o desplazar el líquido arrastrado por las burbujas, haciéndolo regresar a la pulpa junto con las partículas no colectadas. Como el objetivo es “limpiar” el objetivo es limpiar el concentrado, es importante tener presente que el agua de lavado debe ser siempre agua sin partículas (agua fresca o recuperada).

Teóricamente, si el BIAS fuese igual o menor a 1 entonces la recuperación de agua de proceso tendería a cero, tal como se muestra en la figura 2.18. Este supuesto se presta para diferentes postulados nuevos, como la idea de flotar en la celda de contacto con agua de mar como agua de proceso, utilizando agua fresca como agua de lavado, lo que puede resultar en la obtención de un concentrado libre de iones presentes en el agua de mar y así poder operar el resto del circuito de flotación con agua dulce como agua de proceso [17].

Una de las formas en que se puede agregar el agua de lavado es mediante un arreglo de tubos perforados que recubren toda el área transversal en el tope de la columna, o también puede hacerse por medio de una especie de sombrero perforado en el fondo, en donde el agua se suministra hacia él y ésta es distribuida a través de los agujeros del fondo [5].

Existen, sin embargo, ciertas limitaciones con el agua de lavado. Por ejemplo, si el flujo de agua es muy alto, aumenta la turbulencia en la zona de espuma, lo que produce un incremento en la coalescencia de burbujas, y también la formación de canales entre la espuma (cortocircuito) disminuyendo la ley del concentrado. Flujos de agua de lavado

muy altos también significan mayor consumo de agua en el proceso, además de la dilución de los concentrados. Finalmente, disminuye el tiempo de residencia en la zona de colección, provocando una reducción en la probabilidad de colección y causando menores recuperaciones [3].

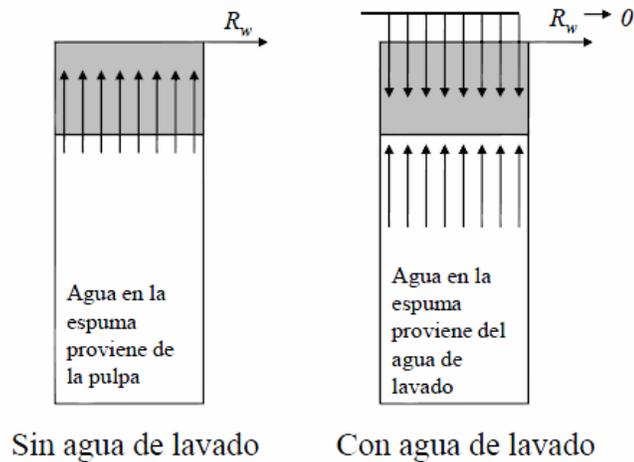


Figura 2.18. Efecto del agua de lavado en recuperación de agua [5].

2.11. Distribución de tiempos de residencia

Usualmente se reconocen dos tipos de flujo ideales en reactores; en pistón y en mezcla perfecta o completa. Aunque el comportamiento real de los reactores nunca se ha ajustado perfectamente a este tipo de condiciones, en muchos casos este comportamiento se aproxima mucho a lo que estipula la teoría. Por otra parte, existen casos en donde este comportamiento no parece tener ninguna relación con las condiciones ideales, producto de anomalías presentes en el sistema, de las cuales pueden mencionarse canalizaciones del flujo, recirculación del fluido o formación de zonas o volúmenes estancados en el reactor. En todos los elementos de un equipo o de un proceso, tales como intercambiadores de calor, columnas de relleno y reactores deben evitarse esta clase de situaciones, ya que siempre originan una disminución en la eficiencia del proceso. En la figura 2.19 se aprecian algunas singularidades producto del diseño mecánico de un equipo o de ciertas condiciones de operación.

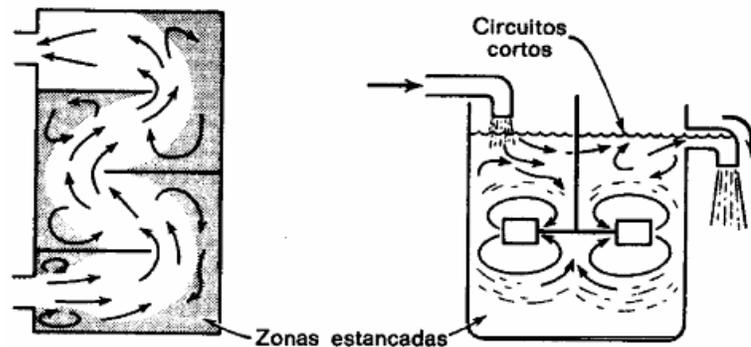


Figura 2.19. Singularidades que pueden presentarse en reactores [18].

Para poder estudiar, entender y predecir esta clase de fenómenos debe conocerse cuánto tiempo efectivamente permanece cada una de las partículas en el reactor. Para esto, se realiza un estudio de la distribución de tiempos de residencia, el cual consiste simplemente en el estudio de la respuesta de un equipo o proceso frente a una perturbación.

Es de esperar que las diferentes partículas residentes en un fluido no mantengan la misma trayectoria, por lo que cada una de ellas demorará distintos tiempos en salir de un reactor. A partir de esto se define la función de distribución de tiempos de residencia, $E(t)$, con unidades adimensionales, tal que el área bajo a curva de esta función sea igual a 1, tal y como se presenta en la ecuación 2.12.

$$\int_0^{\infty} E(t) dt = 1$$

Ecuación 2.12. Función distribución de tiempos de residencia [18].

Como bien se dijo, se estudia la reacción hidrodinámica del sistema frente a un estímulo, el cual experimentalmente se lleva a cabo por medio de la inyección de un trazador al fluido que ingresa al reactor, cuya respuesta característica es medida en la descarga del equipo. Esta perturbación de entrada puede agregarse bien como un escalón, pulso, una señal al azar o un estímulo periódico, donde cada uno entrega un tipo de respuesta diferente. Se hablará en mayor detalle de la perturbación a modo de pulso, ya que fue este el tipo de estímulo utilizado durante este trabajo.

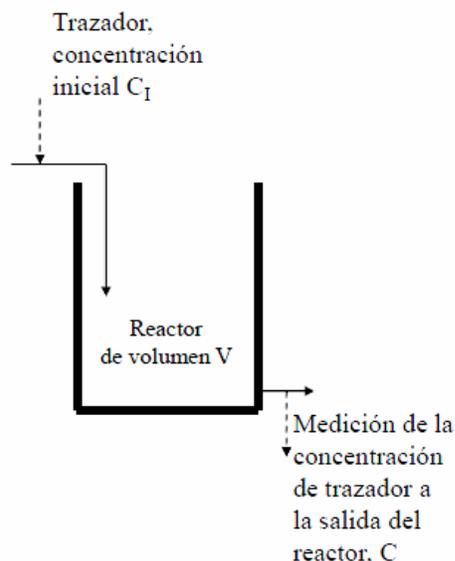


Figura 2.20. Metodología de adición y medición de un trazador [5].

La inyección de un trazador representa una perturbación de un sistema que generalmente se ha mantenido en estado estacionario. Por lo general, un trazador posee alguna propiedad que lo hace distinguible de alguna manera, la cual tiene una

relación directa con la concentración del trazador en el fluido. Los tipos de trazador más utilizados en reactores son los conductores, los fluorescentes y los radiactivos. Para determinar la concentración de éstos se puede medir la conductividad, la absorbancia y la actividad radiactiva respectivamente, ya que estos parámetros tienen relación con la concentración de la especie estudiada. Durante este trabajo se utilizó cloruro de potasio como trazador, el cual es un trazador conductor [18].

Según la teoría, se sabe que en ausencia de dispersión un fluido en un reactor tubular se mueve tal como si fuese un pistón, por lo que si se inyectara un pulso de trazador en la alimentación de este, se observaría como respuesta un pulso idéntico al inicial. Por otro lado, en caso de un reactor CSTR (reactor perfectamente agitado, es decir que la mezcla en este equipo es homogénea) se tiene que el fluido posee propiedades de mezcla perfecta, por lo que si se le llegara a añadir un pulso de trazador a la alimentación de este equipo, se observaría como respuesta una curva descendente, ya que al existir mezcla perfecta el trazador es descargado paulatinamente, disminuyendo gradualmente su concentración en el equipo. Estas curvas se aprecian en la figura 2.21.

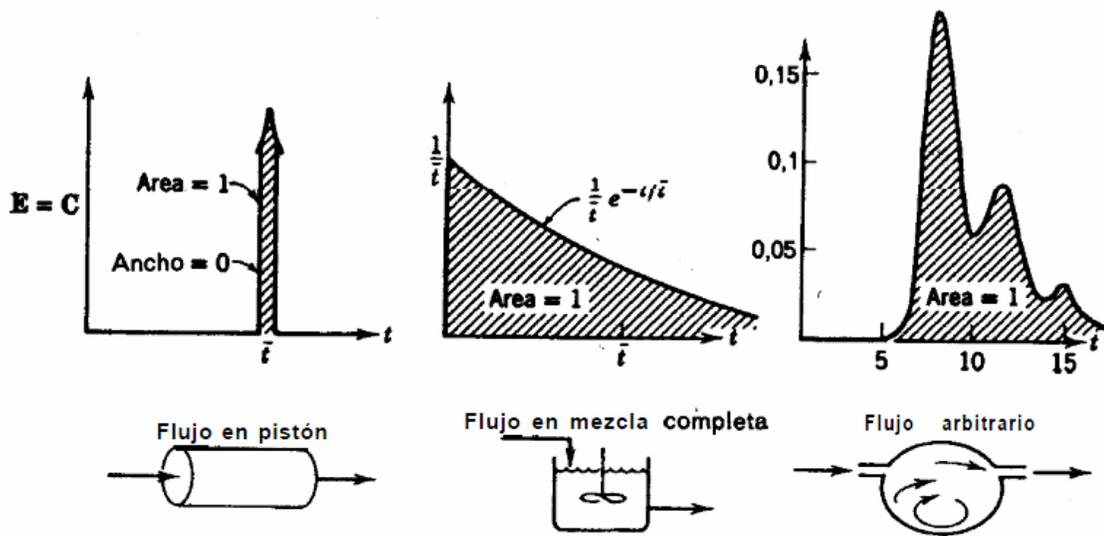


Figura 2.21. Curvas de distribución de tiempos de residencia para cada tipo de reactor [18].

Para el caso de flujos no ideales se define el módulo de dispersión, que se observa en la ecuación 2.13. Esta expresión se deduce a partir de la ley de Fick y se relaciona con la varianza de la distribución obtenida experimentalmente.

$$\frac{\sigma^2}{2\tau^2} = \frac{D}{\mu L}$$

Ecuación 2.13. Módulo de dispersión en un fluido no ideal [18].

En la ecuación anterior se tiene que σ^2 es la varianza de la distribución, τ es el tiempo de residencia promedio de la misma, D el coeficiente de difusión en el fluido, μ la velocidad media de este último y L la longitud del reactor.

Como bien se supone y se observa en la ecuación anterior, una mayor varianza en la distribución representa una mayor dispersión. Si el módulo de dispersión tiende a valores muy altos (infinito) entonces el sistema estudiado se aproxima al flujo en mezcla perfecta, mientras que si el módulo tiende a cero, el sistema se asemeja a un flujo en pistón. Esta tendencia se aprecia gráficamente en la figura 2.22.

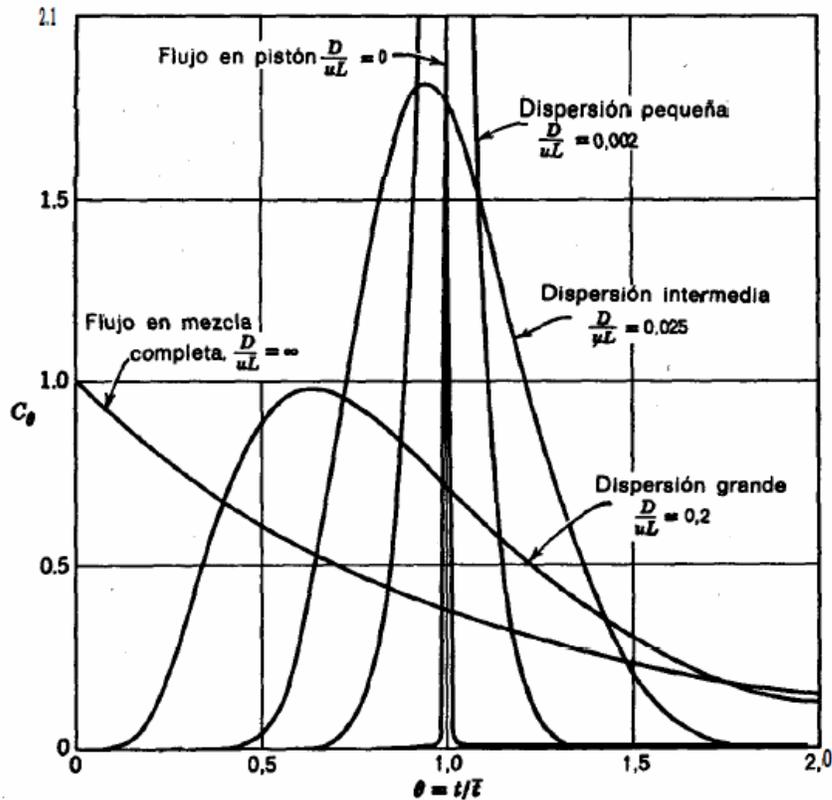


Figura 2.22. Relación del factor de dispersión con el comportamiento de un fluido en un reactor [18].

Es entonces a través de la curva de distribución de tiempos de residencia y del módulo de dispersión que puede estudiarse el comportamiento del fluido en un reactor, pudiendo distinguir singularidades en el diseño del equipo.

En el caso de tener varios módulos en un sistema, los cuales no pueden medirse todos por separado pueden estudiarse de manera indirecta, ya que por las propiedades aditivas de la varianza se tiene lo que se observa en la ecuación 2.14. Si es posible calcular el tiempo de residencia medio de este equipo y si se calcula por medio de esta última ecuación la varianza de la distribución, entonces se puede predecir el comportamiento del fluido en el reactor, independiente del tipo de curva que ingresa o sale del equipo.

$$\Delta\sigma^2 = \sigma_{\text{sal}}^2 - \sigma_{\text{ent}}^2$$

Ecuación 2.14. Varianza de un sistema en función de las varianzas de entrada y salida [18].

3. OBJETIVOS

3.1. Objetivos generales

Como objetivo general se busca estudiar y entender explorativamente el proceso de flotación de una celda de contacto bajo distintas configuraciones de operación y determinar modelos empíricos que logren caracterizar la operación del equipo. Se desea realizar además una comparación en el rendimiento de este equipo con las tecnologías convencionales a escala de laboratorio.

3.2. Objetivos específicos

En específico se desea caracterizar la operación de una celda de contacto a escala piloto, estudiando fenómenos tales como el arrastre de ganga, el efecto del agua de lavado sobre la composición del agua de proceso, desempeño del proceso con diferentes espumantes y la distribución de tiempos de residencia en el equipo.

Por otra parte se desea comparar el rendimiento de este equipo con el de una celda mecánica de laboratorio, por medio de pruebas análogas con las mismas muestras de mineral, haciendo énfasis en parámetros tales como ley versus recuperación y recuperación versus tiempo.

4. METODOLOGÍA DE TRABAJO

4.1. Preparación de muestras

Materiales y equipos utilizados:

- 40 [Kg] de muestra de mineral, bajo 2 [pulg].
- Chancador de mandíbula.
- Chancador de cono.

- Malla de harnero # 10.
- Molino de barras de 2,3 [Kg] de capacidad útil.
- Molino de barras de 20 [Kg] de capacidad útil.
- Set de mallas de tamizado ASTM (mallas # 20, 30, 40, 50, 70, 80, 100, 140, 200, 270, 325, 400, 500 y 635).
- Equipo de tamizado (*Rot-up*).
- *Shaker* para deslamado de muestras.
- Cuarteador tipo riffle para la homogenización de la muestra.
- Horno para secado de muestras.
- Implementos de seguridad personal, tales como zapatos de seguridad, overol, antiparras con filtro UV, audífonos, protector solar, máscara con filtro de polvo y guantes de cabritilla y látex.

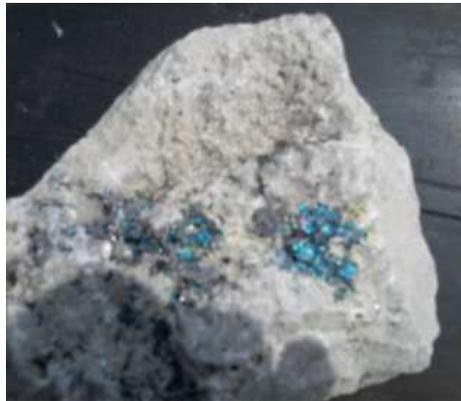


Figura 4.1. Roca con Bornita.

Chancado: Se comienza con un mineral de gran tamaño, con rocas de unas 2 [pulg] de diámetro. Se hace pasar el mineral por el chancador de mandíbula (Figura 4.2) 2 veces hasta una descarga de 1,8 [mm]. Luego de esto, la muestra es ingresada al chancador de cono (Figura 4.3). Este último equipo tiene como característica que su diámetro de entrada puede ser regulado, para obtener a su vez un producto más fino. La descarga de este equipo es pasada por el harnero (Figura 4.4), para separar por medio de la malla # 10. El mineral más grueso se vuelve a pasar por el chancador de cono, aunque ahora con la boquilla de alimentación más reducida, donde obtiene un 100% de la muestra bajo malla # 10.



Figura 4.2. Chancador de mandíbula de laboratorio.



Figura 4.3. Chancador de cono de laboratorio.

Molienda: Una vez que se tiene el tamaño de partícula deseado en la muestra se procede entonces a homogenizarla y cortarla. Para esto se utiliza un cuarteador como el que se observa en la figura 4.5. Se cortan luego muestras según la masa que se desea tener, en otras palabras se empaquetan muestras de 2,3 [Kg] para moler en los molinos pequeños, mientras que se requiere de una muestra de 20 [Kg] en el caso de operar el molino grande.



Figura 4.4. Harnero de laboratorio.



Figura 4.5. Cuarteador tipo *riffle*.

Los molinos más pequeños del laboratorio (Figura 4.6) tienen un diámetro interno de 17 [cm] y un largo de 22,5 [cm]. Poseen 10 barras de $\frac{3}{4}$ de [pulg] y 25 de $\frac{1}{2}$ [pulg] de diámetro, todas de 21,8 [cm] de largo.

Por su parte, el molino de mayor capacidad en el laboratorio (Figura 4.7) tiene un diámetro interno de 54,5 [cm] y un largo de 90 [cm]. Posee 30 barras de 1 [pulg] 54 de $\frac{3}{4}$ de [pulg] de diámetro, todas de 88 [cm] de largo.

En las ocasiones en que el molino se encuentra con sus paredes interiores oxidadas se le debe realizar una limpieza, la cual consiste en cargarlo con cuarzo (400 [g] en un molino pequeño o 1 [mm] en un molino grande) y agregarle “un puñado” de cal y una cantidad suficiente de agua (estos volúmenes no se encuentran estandarizados y suelen definirse a criterio del operador). Se hace funcionar el equipo por unos 5 a 10 minutos para luego descargarlo y enjuagarlo con agua (tanto el tambor como las barras).



Figura 4.6. Molino de 2,3 Kilogramos de capacidad.



Figura 4.7. Molino de 20 Kilogramos siendo descargado.

Para poder determinar una cinética de molienda, en los casos en que no se posee una aún, se comienza por definir 3 ó 4 tiempos de molienda distintos para el mismo mineral. Los puntos elegidos para las cinéticas en los molinos pequeños son 15, 30 y 45 minutos, mientras que los puntos elegidos para el molino grande son 10, 20 y 30 minutos.

Una vez terminada una molienda, el equipo es descargado en un chute junto con sus barras, las cuales son lavadas con agua fresca o de proceso hasta recuperar todo el mineral. Es importante destacar que no puede utilizarse una cantidad excesiva de agua, ya que en el caso de una flotación, la pulpa mineral debe tener una concentración de sólidos definida, por lo que se debe lavar el molino y sus respectivas barras con la menor cantidad de agua posible. Luego de esto, la muestra molida bien podría flotarse o someterse a un análisis granulométrico. Una vez desocupado el molino, debe llenarse con agua y añadirse algo de cal hasta un nivel tal que las barras quedaran completamente sumergidas, y así evitar la corrosión de las componentes del equipo.



Figura 4.8. Descarga de Molino de 2,3 Kilogramos de capacidad.

Análisis granulométrico: El muestreo de la pulpa puede realizarse de dos maneras. La primera consiste en filtrar la descarga del molino y secar la torta de mineral en un horno de secado. Una vez seca la muestra, ésta debe ser disgregada y homogenizada, para poder tomar una muestra aleatoria de unos 200 a 500 [g].

La segunda opción es a partir de la misma pulpa generada en la descarga de la molienda. Se agita la muestra vigorosamente por unos minutos para asegurar que haya una suspensión total y homogénea de las partículas. Por medio de sifoneo o con un pequeño vaso precipitado puede sacarse una muestra de la pulpa hasta obtener unos 200 a 500 [g] de masa seca. Como esta muestra está húmeda, debe calcularse la masa de pulpa a muestrear a través de la concentración de sólidos. Este volumen es llevado al deslamado, donde por medio de una malla muy fina (puede ser # 500 ó # 635) colocada en un *shaker* separa las partículas ultra finas que pueden afectar en el tamizado al formar aglomerados capaces de tapar las mallas. Las lamas son filtradas y secadas por separado, mientras que el sobretamaño es secado por su lado. Experimentalmente se probaron ambos métodos de muestreo, entregando resultados muy similares.

Una vez secas las muestras se pasan por el set de tamices presente en la figura 4.9, para luego pesar el contenido de cada malla y registrar la masa retenida. Una vez determinada la distribución granulométrica de la muestra, ésta es ajustada por el modelo de Swebrec para el cálculo del P_{80} .



Figura 4.9. Mallas de tamizado.

4.2. Flotación Rougher en una celda mecánica

Materiales y equipos utilizados:

- Muestra de mineral.
- Agua fresca y/o de proceso.
- Celda de flotación mecánica de laboratorio.
- Reactivos de flotación (espumantes, colector, cal).
- Paleta de acrílico.
- Red de aire comprimido (Aire, CO₂ y/o N₂).
- Bandejas taradas para recepción de concentrado.
- Cronómetro.
- Balanza electrónica.
- Micropipeta.
- Rotámetro de gas.
- Implementos de seguridad personal, tales como zapatos de seguridad, overol, antiparras y guantes de látex.

Luego de tener el mineral molido y con la concentración de sólidos indicada, éste es colocado a una celda de flotación (generalmente se coloca una celda bajo el chute de descarga del molino) y se le sumerge el agitador mecánico. La velocidad de agitación del impeler suele estar sujeta al volumen de la pulpa, ya que se le está transfiriendo

energía cinética al sistema. Para efectos de las pruebas realizadas se utilizó una velocidad igual a 1000 RPM. Seguido de esto, se le agregan reactivos al sistema, es decir, espumante, colector, cal para regular el pH en la celda. Se deja acondicionar la pulpa por 5 minutos, 4 de ellos sin gas y el último minuto con un flujo determinado de gas. Se espera algunos segundos hasta que se haya formado una altura de espuma adecuada para finalmente comenzar a retirarla por medio de paletado. Este paletado debe ser parejo, constante y a lo largo y ancho de toda la superficie de la espuma. Se recomienda paletear cada 3 segundos, además de controlar temperatura, potencial REDOX y pH por medio de instrumentos de medición inmersos en la pulpa cada 10 minutos (termocupla, sensores de potencial y de pH respectivamente).



Figura 4.10. Flotación en celda mecánica.

Se suele continuar con esta operación mientras haya mineral flotable, reponiendo el nivel de la pulpa utilizando agua de proceso y agregando cal para controlar cambios en el pH del sistema. Por lo general cuando el mineral se agota deja de formarse un colchón de espuma estable observándose en cambio una cama de espuma muy delgada y con burbujas que se rompen fácilmente. Una vez concluida la flotación se pesan el concentrado y relave, además de anotar tanto su potencial y pH finales, como su consumo de cal durante el proceso. Las muestras son filtradas y secadas en el horno para luego enviarlas a análisis químico.

4.3. Flotación Rougher en una celda de contacto

Materiales y equipos utilizados:

- Muestra de mineral.
- Agua fresca y/o de proceso.
- Celda de contacto a escala piloto.
- Bomba peristáltica de alimentación y de relave.

- Cajón acondicionador.
- Reactivos de flotación (Espumantes, colectores, cal, depresantes).
- Red de aire comprimido (Aire, CO₂ y/o N₂).
- Cubetas taradas para recepción de concentrado.
- Cronómetro.
- Balanza electrónica.
- Rotámetro de gas.
- Manómetro con diafragma.
- Diferencial de presión.
- Jeringa (3ml).
- Implementos de seguridad personal, tales como zapatos de seguridad, overol, antiparras, audífonos, máscara con filtro de gases y guantes de látex.

Este proceso se lleva a cabo con cargas de 20 [Kg] secos. El circuito piloto se aprecia en la Figura 4.11 (diagrama de flujos en el anexo B) y consistiendo en un acondicionador o cuba de alimentación, ubicada en el extremo izquierdo. Una bomba de alimentación a la derecha en la figura, la cual puede funcionar con o sin *by-pass* en caso de cargar o vaciar el cajón acondicionador o también para recircular la pulpa a éste sin alimentar la celda. El circuito incluye también una bomba de relave idéntica a la primera. Ambas son bombas peristálticas y reversibles. Por último, se incluye la celda de contacto de acrílico, que cuenta con mangueras de alimentación y relave de ½ de [pulg] de diámetro, y una tubería de descarga de concentrado de 3 [pulg]. En la manguera de alimentación se incluye una contracción (de diámetro variable, una suerte de válvula Pinch) junto al contactador para producir la turbulencia necesaria para que ocurra la colección. Como instrumentación se incluye un variador de frecuencias para el agitador del acondicionador y las bombas de alimentación y relave, un manómetro en el contactor y un rotámetro para la línea de aire comprimido (Figura 4.12). Este equipo incluye un diferencial de presión en el separador; cuyas mangueras se ubican a 53 [cm] y a 87 [cm] del rebalse respectivamente, para poder medir la altura del colchón de la espuma y el gas hold-up en la pulpa. Las dimensiones de la celda se pueden apreciar en el anexo A.

Se comienza por colocar la pulpa en el acondicionador, para lo que se utiliza la bomba de alimentación, ajustada para funcionar con *by-pass*. El agitador debe ponerse en funcionamiento cuando el nivel de la pulpa logra sumergir sus aspás, y debe mantenerse así hasta el final de la prueba para evitar el embancamiento. Una vez ingresada toda la pulpa en el cajón, se debe apagar la bomba de alimentación y ensamblar las mangueras de manera que haya recirculación de la pulpa en el acondicionador.



Figura 4.11. Circuito de la celda de contacto.

Se adicionan los reactivos pertinentes a la prueba; espumante, colector, cal para regular el pH en la celda y depresante en el caso que se requieran, dejando que la pulpa se acondicione durante 30 minutos.

Luego de esto, se deben instalar los medidores de pH y potencial REDOX en el acondicionador, teniendo cuidado en que éstos no se golpeen con las aspas del agitador. En caso de que el nivel de pulpa en el acondicionador esté muy bajo y no se puedan sumergir los instrumentos, se sugiere realizar las mediciones en la descarga de la recirculación de la pulpa o en la descarga del relave.

La celda se procede a llenar con pulpa, sin inyectar aire aún, con un flujo de alimentación igual a 8 [l/min]. Una vez alcanzado un nivel de pulpa de unos 30 [cm] bajo el rebalse (podría ser incluso un nivel más bajo si así se desea), se pone en marcha la bomba de relave a 8 [l/min] (puede también ser un flujo levemente menor al de la alimentación). Para poder mantener el nivel de la pulpa se recomienda ajustar sólo el flujo del relave. Durante este tiempo, siempre se deba retornar el relave al mismo acondicionador que alimenta la celda. Luego se inyecta aire a la alimentación a un flujo entre 3 a 10 [l/min], dependiendo de la prueba que se esté realizando.

Una vez que el nivel esté fijo, se añade agua de lavado si es que se necesita por medio de la ducha ubicada en el extremo superior de la celda. Es probable que se deba volver a regular el flujo de relave para mantener el nivel más o menos estable. Para la operación de este equipo no es necesario el paletado, ya que como es una celda que funciona en continuo la espuma se recupera por rebalse y el volumen desplazado se repone con la alimentación y con el agua de lavado si corresponde al caso.



Figura 4.12. Rotámetro de aire comprimido y manómetro.

Se continúa con esta operación mientras haya material flotable. Por lo general cuando el mineral se agota, deja de formarse un colchón de espuma estable observándose en cambio una cama de espuma muy delgada y con burbujas que se rompen fácilmente, aunque en este caso puede significar también que hace falta espumante. Una vez concluida la flotación se pesa el concentrado y también el relave, además de anotar tanto su temperatura, potencial y pH finales, como su consumo de cal durante el proceso. Las muestras son filtradas y secadas en el horno para luego enviarlas a análisis químico.

Es importante mencionar que en el caso de realizar una separación de cobre y molibdeno el acondicionamiento de la pulpa suele tomar más tiempo, ya que debe inyectarse CO_2 al acondicionador por medio de una lanza para regular el pH hasta llegar a un nivel adecuado. Por otro lado, en lugar de aire en la celda, debe inyectarse N_2 .

4.4. Curvas J_g - ϵ_g

Materiales y equipos utilizados:

- Agua fresca.
- Celda de contacto a escala piloto.
- Bomba peristáltica de alimentación y de relave.
- Cajón acondicionador.
- Espumantes: MIBC, X-133, Dowfroth 250.
- Red de aire comprimido.
- Cubetas taradas para recepción de concentrado.

- Rotámetro de gas.
- Manómetro con diafragma.
- Diferencial de presión.
- Jeringa (3[ml]).
- Huincha de medir.
- Implementos de seguridad personal, tales como zapatos de seguridad, overol, antiparras y guantes de látex.

El equipo se monta para operar en ciclo cerrado. Se llena el cajón acondicionador con agua, hasta alcanzar entre 40 y 60 [lt]. Se añade MIBC de manera de obtener una concentración de espumante igual a 40 ppm y se deja acondicionar durante 10 minutos. Luego de esto, se llena la celda hasta unos 30 [cm] del rebalse, para luego poner en marcha la bomba de relave y agregar las burbujas a una tasa de 3 [l/min], tratando de mantener el nivel del colchón de espuma constante. Una vez alcanzado el estado estacionario, se miden las alturas de las columnas de agua de los manómetros instalados en el separador.

Se realizan las mismas mediciones para flujos de aire iguales a 5, 7 y 10 [l/min]. Una vez concluida la prueba, se repite este procedimiento, utilizando las mismas condiciones de operación, aunque esta vez cambiando el espumante por Dowfroth 250 y luego por X-133.

4.5. Distribución de tiempos de residencia

Materiales y equipos utilizados:

- Agua fresca.
- Celda de contacto a escala piloto.
- Bomba peristáltica de alimentación y de relave.
- Cajón acondicionador.
- Espumantes (Dowfroth 250).
- Red de aire comprimido.
- Cubetas taradas para recepción de concentrado.
- Rotámetro de gas.
- Manómetro con diafragma.

- Diferencial de presión.
- Jeringa (3[ml]).
- Cloruro de Potasio (KCl ,500 [g], disuelto en agua).
- Sensor de conductividad.
- Implementos de seguridad personal, tales como zapatos de seguridad, overol, antiparras y guantes de látex.

Se llena el cajón acondicionador con agua fresca hasta los 60 [lt] y se añade Dowfroth 250 como espumante de manera de obtener una concentración de espumante igual a 40 [ppm], dejando acondicionar durante 10 minutos. Luego de esto, se llena la celda hasta unos 30 [cm] del rebalse, para luego poner en marcha la bomba de relave y agregar las burbujas a una tasa de 5 [l/min] (20 [psi], 30 [°C]), tratando de mantener el nivel del colchón de espuma constante. Todo esto debe realizarse en ciclo cerrado. Una vez alcanzado el estado estacionario, y de haberse preocupado de que el concentrado se esté recuperando correctamente, se procede a abrir el ciclo. Se ubica el electrodo del sensor de conductividad en la descarga de la manguera de relave. Se agrega el trazador al acondicionador, a modo de pulso disuelto en 1,5 [lt] de agua. Simultáneamente con el pulso, se comienza a medir el tiempo con el cronómetro y se registra la lectura del conductímetro cada 10 segundos. Esta prueba dura alrededor de 20 minutos y durante este tiempo se debe mantener constante la alimentación a la celda, además de mantener el nivel del acondicionador constante, reponiendo el agua alimentada a la celda con agua de proceso almacenada en un estanque auxiliar. Una vez realizado este procedimiento, se repite la prueba, pero solo para el cajón acondicionador.

A pesar de que se recomienda registrar las mediciones obtenidas en esta actividad por medio de un *data logger*, no se pudo contar con la instrumentación necesaria al momento de realizar la prueba, sumando el factor de la disponibilidad de tiempo se optó finalmente por registrar los datos a mano.

4.6. Pruebas de recuperación por arrastre en la celda de contacto

Materiales y equipos utilizados:

- Muestra de Cuarzo (20 [Kg]).
- Agua fresca.
- Celda de contacto a escala piloto.
- Bomba peristáltica de alimentación y de relave.
- Cajón acondicionador.
- Espumantes: MIBC, Dowfroth 250.

- Red de aire comprimido.
- Cubetas taradas para recepción de concentrado.
- Balanza electrónica.
- Rotámetro de gas.
- Manómetro con diafragma.
- Diferencial de presión.
- Jeringa (3[ml]).
- Implementos de seguridad personal, tales como zapatos de seguridad, overol, antiparras, audífonos y guantes de látex.

Se debe preparar un mineral completamente hidrofílico hasta un P_{80} de 90 [μm]. Para esto se elige cuarzo, del cual se chancan 40 [Kg] hasta un tamaño bajo # 10.

Una vez realizada la conminución del mineral, se agrega agua fresca suficiente para alcanzar una concentración de sólidos igual a 30%, para luego ingresar esta pulpa resultante al acondicionador. El único reactivo utilizado es espumante, MIBC en una primera instancia para luego repetir esta experiencia con Dowfroth 250, a una concentración igual a 40 [ppm] en ambos casos.

La celda se pone en marcha tal y como se indica en el punto anterior, realizándose pruebas para distintas condiciones de operación:

- Alturas de espuma de 3, 10 y 30 [cm] respectivamente a un flujo de aire de 5 [l/min].
- Flujos de aire de 3, 5 y 7 [l/min] con una altura de espuma de 10 [cm].
- Con y sin agua de lavado, a 1 y 2 [l/min].

Las bandejas en donde se recupera cada concentrado generado deben ser previamente taradas para poder luego pesar las muestras sin problemas. Luego de pesarse, cada muestra es filtrada y secada en el horno, para después volver a pesar la muestra seca, y así poder determinar la recuperación de agua y por lo tanto el grado de arrastre de ganga.

4.7. Pruebas de recuperación de agua de mar con agua de lavado

Materiales y equipos utilizados:

- Muestra de concentrado colectivo.
- Agua de mar.

- Agua fresca.
- Celda de contacto a escala piloto.
- Bomba peristáltica de alimentación y de relave.
- Cajón acondicionador.
- Reactivos de flotación (Espumantes, colectores, cal, depresantes).
- Red de gas comprimido (Aire, CO₂ y N₂).
- Cubetas taradas para recepción de concentrado.
- Cronómetro.
- Balanza electrónica.
- Rotámetro de gas.
- Manómetro con diafragma.
- Diferencial de presión.
- Jeringa (3 [ml]).
- Matraz de Kitasato
- Implementos de seguridad personal, tales como zapatos de seguridad, overol, antiparras, máscara con filtro de gases y guantes de látex.

Para estas pruebas se llevan a cabo dos procedimientos diferentes, dependiendo del sistema estudiado; sistema bifásico o trifásico.

Sistema bifásico (Agua y aire): Para esto se necesita de 60 [lt] de agua de mar por cada prueba, tomando una muestra de ésta para enviarla a análisis químico. Se opera con Dowfroth 250 a 40 ppm. La celda es alimentada en ciclo abierto (el relave no es recirculado a la alimentación), tal y como se ha explicado en los puntos anteriores, adicionando agua fresca como agua de lavado. Se lleva a cabo cuatro pruebas con BIAS (como razón) igual a 0,5; 1; 1,5 y 2 respectivamente, depositando el concentrado generado en bandejas diferentes. Cada concentrado debe ser muestreado para luego ser enviado a análisis químico. En un principio se intentó regular el flujo de agua de lavado, sin embargo al aumentar el flujo de ésta aumentó la turbulencia en la espuma, impidiendo la formación de una interfase clara pulpa-espuma. Por otro lado, un mayor flujo de agua de lavado hizo aumentar mucho el flujo de concentrado, haciendo que se recupere toda la fase espuma de una sola vez, comenzando luego a recuperar pulpa. Es por esto que se recomienda por cambiar el BIAS disminuyendo el flujo de concentrado, lo cual es posible reduciendo el flujo de alimentación.

Sistema trifásico (Agua, aire y mineral): En la celda de contacto se lleva a cabo una prueba de separación de Cobre y Molibdeno con una muestra proveniente de Sierra Gorda (Quadra). La prueba consiste de 4 ciclos, en donde cada una se incluyó una etapa *Rougher*, seguida de una flotación *Scavenger*, también en la celda contacto. En los 3 primeros ciclos se agrega agua fresca como agua de lavado en la etapa *Rougher*, mientras que en la cuarta etapa se añade agua de mar como agua de lavado.

La alimentación en cada ciclo es de 15 [Kg] secos más el concentrado *Scavenger* obtenido en la etapa anterior, a un porcentaje de sólidos igual a 32%. El flujo de alimentación es de 8 [l/min], y se ajusta un BIAS igual a 1,2 para cada etapa *Rougher*.

Los concentrados *Rougher* de las 3 primeras etapas son recuperados y mezclados, para luego proceder a tomar una muestra del producto resultante, la cual es filtrada en un matraz de Kitasato y así obtener el agua recuperada. Por otro lado, el relave de la flotación *Rougher* es ingresado a la etapa *Scavenger*, donde el concentrado generado es luego alimentado en la *Rougher* de la etapa siguiente, mientras que la cola resultante pasa a formar parte del relave final.

El diagrama de flujos de la prueba se presenta en la figura 10.3 del anexo B.

4.8. Pruebas cinéticas de flotación

Celda de Contacto:

Materiales y equipos utilizados:

- Muestra de mineral proveniente de El Abra.
- Agua de proceso.
- Celda de contacto a escala piloto.
- Bombas peristálticas de alimentación y de relave.
- Cajón acondicionador.
- Reactivos de flotación (Espumantes, colectores, cal).
- Red de aire comprimido.
- Cubetas taradas para recepción de concentrado.
- Cronómetro.
- Balanza electrónica.
- Rotámetro de gas.
- Manómetro con diafragma.

- Jeringa (3 [ml]).
- Implementos de seguridad personal, tales como zapatos de seguridad, overol, antiparras y guantes de látex.

Se ingresa la pulpa al cajón acondicionador a un porcentaje de sólidos igual a 32% y se toma una muestra de ésta para el análisis granulométrico y químico por medio de sifoneo. Se determina un P_{80} de alimentación de 212 [μm]. Se opera con una concentración de Dowfroth 250 igual a 40 [ppm], PAX a una concentración de 6,33 [g/t] y por medio de la adición de cal se regula el pH igual a 8,5; dejándose acondicionar la pulpa durante 30 minutos. Esta prueba se realiza en un ciclo cerrado. Para el caso de la celda de contacto las pruebas cinéticas se llevan a cabo separando el concentrado a los 5, 10, 20, 40 y 80 minutos respectivamente, obteniéndose 5 muestras de concentrado, las cuales son filtradas, secadas, pesadas y enviadas a análisis químico.

Celda de Mecánica de Laboratorio:

Materiales y equipos utilizados:

- Muestra de mineral.
- Agua fresca y/o de proceso.
- Celda mecánica de laboratorio.
- Paleta de acrílico.
- Reactivos de flotación (Espumantes, colectores, cal).
- Red de aire comprimido.
- Bandejas taradas para recepción de concentrado.
- Cronómetro.
- Balanza electrónica.
- Rotámetro de gas.
- Micropipeta.
- Implementos de seguridad personal, tales como zapatos de seguridad, overol, antiparras y guantes de látex.

La pulpa para la prueba de flotación proviene desde molienda, alrededor de 5 [lt] de pulpa, con un porcentaje de sólidos igual a 32% y un P_{80} de 212 [μm]. Se ingresa el agitador, poniéndose en marcha a 1000 RPM y una vez que se alcanza una suspensión de partículas homogénea, se toma una muestra de ésta por medio de sifoneo para análisis granulométrico y químico. Se opera con una concentración de Dowfroth 250 igual a 40 [ppm], PAX a una concentración de 6,33 [g/t] y por medio de la adición de cal

se regula el pH igual a 8,5. Seguido de esto, se deja acondicionar la pulpa durante 5 minutos. El tiempo de acondicionamiento es menor ya que una celda mecánica de laboratorio tiene mucho menor tamaño que el acondicionador de la celda de contacto.

Una vez acondicionada la pulpa, se registra el volumen ocupado por ésta, se le inyecta aire y se vuelve a registrar su volumen, para luego esperar hasta tener un colchón de espuma aceptable. Al mismo tiempo que se comienza con el paleteo para recuperar la espuma, se comienza a medir el tiempo con el cronómetro. El paleteo es uniforme, de atrás para adelante y de izquierda a derecha en el labio de la celda. Se utilizan 4 bandejas para recepción de concentrado, para 45 segundos, 2, 8 y 30 minutos respectivamente. Durante el tiempo de duración de la prueba, se registra cada 10 minutos el pH, el potencial REDOX y la temperatura en la celda. Además, para reponer eventualmente el agua retirada con el concentrado, se debe agregar agua de proceso (agua con espumante) a la celda.

Luego de cumplidos los 30 minutos de flotación, se detiene el paleteo y se mide el volumen ocupado por la pulpa en la celda con y sin aire, para poder estimar el gas hold-up. Se pesan y filtran todas las bandejas con concentrado, así como también la celda con el relave, para enviar las muestras al horno de secado. Una vez secas, se pesan, se toman muestras de cada una y se envían a análisis químico.

5. RESULTADOS

5.1. Curvas de J_g - ϵ_g

Las curvas de J_g - ϵ_g fueron trazadas para pruebas con 3 espumantes diferentes. Los resultados para los ensayos usando Dowfroth 250, MIBC y X-133 se aprecian en las figuras 5.1, 5.2 y 5.3 respectivamente.

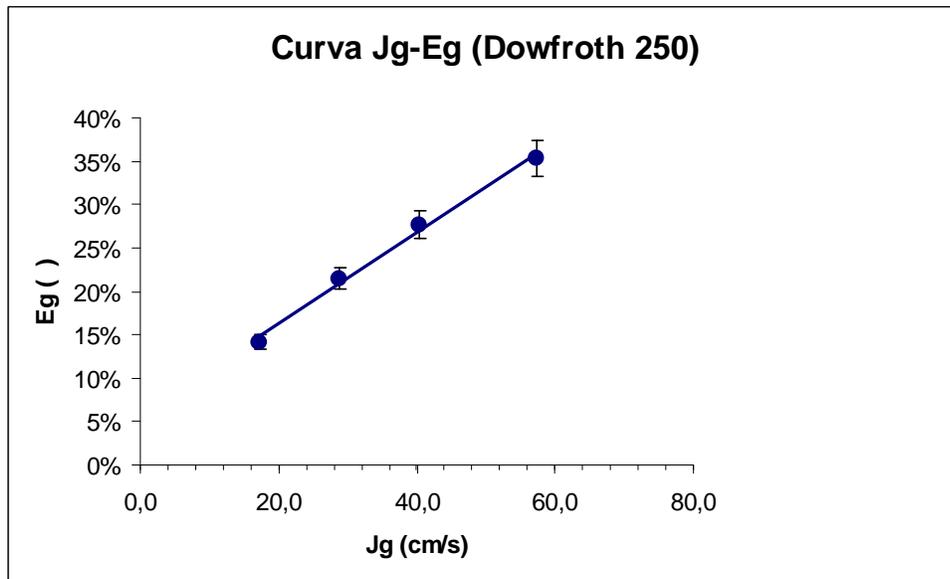


Figura 5.1. Curva J_g-ε_g con Dowfroth 250 como espumante (40 ppm).

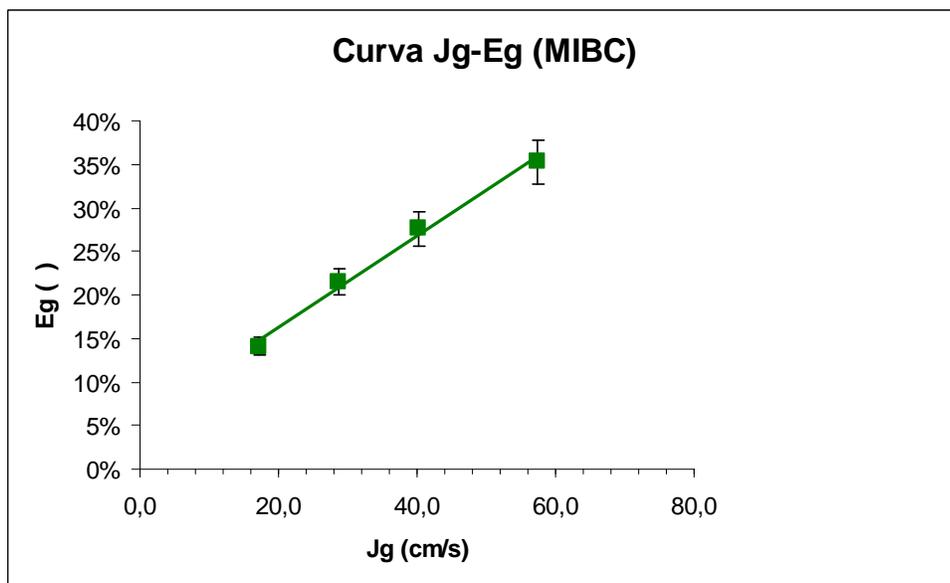


Figura 5.2. Curva J_g-ε_g con MIBC como espumante (40 ppm).

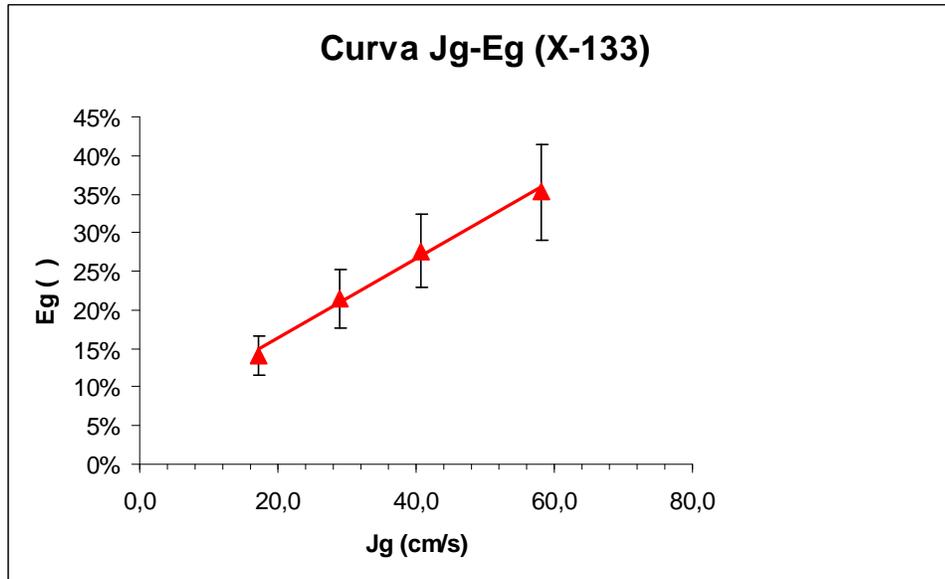


Figura 5.3. Curva J_g - ϵ_g con X-133 como espumante (40 ppm).

Los ajustes lineales de las curvas obtenidas en los dos primeros casos mostraron un coeficiente de correlación alto, de 0,912 en el primero y de 0,8824 en el segundo caso. Por otro lado, el ajuste resultante de la curva generada utilizando X-133 como espumante resultó presentar un coeficiente de correlación más bajo. Esto puede interpretarse como que la celda no responde muy bien a la operación con X-133, obteniendo mejores resultados con otros espumantes, como son los casos del MIBC y del Dowfroth 250. Esto resulta bastante raro, ya que el X-133 es un espumante más fuerte que el MIBC.

5.2. Distribución de tiempos de residencia

Los resultados se aprecian en la figura 5.4, donde se observa la distribución de tiempos de residencia del acondicionador junto con la celda de contacto.

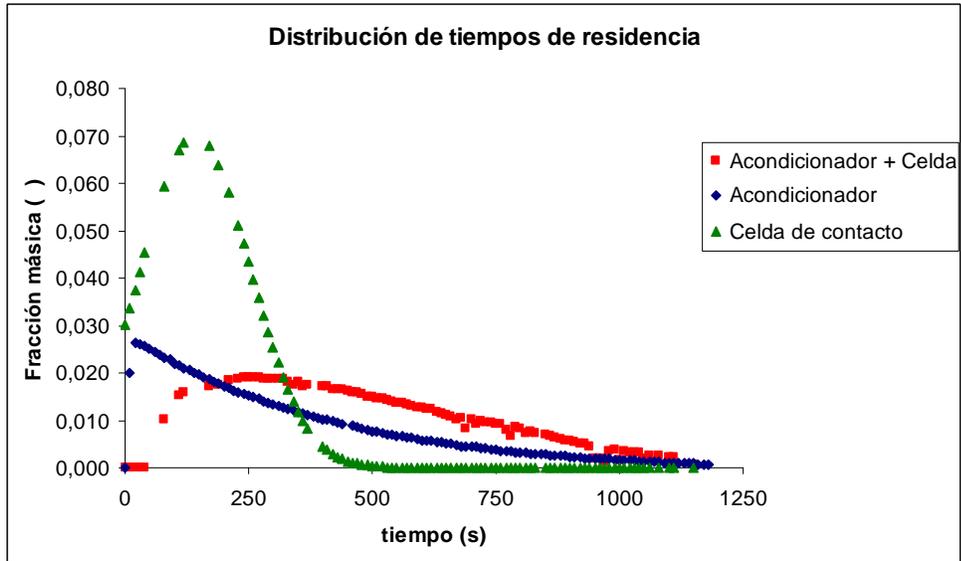


Figura 5.4. Distribución de tiempos de residencia del acondicionador junto con la celda de contacto.

A partir de las distribuciones generadas para cada componente del circuito, se pudo determinar sus respectivos tiempos de residencia medios y módulo de dispersión en el caso de poder aplicarse. Estos resultados se observan en la tabla 5.1.

	Unid.	Acondicionador	Celda de Contacto	Acondicionador + Celda de Contacto
Tiempo de residencia teórico	min	6,80	2,54	9,34
Tiempo de residencia medio	min	5,32	2,38	7,70
Desv. Estándar	min	4,35	1,83	3,95
Dispersión	-	-	0,30	-

Tabla 5.1. Tiempo de residencia medio para cada componente de proceso.

La curva azul en la figura 5.4 representa la distribución para el cajón acondicionador. A simple vista se observa que su comportamiento es idéntico al de un reactor de mezcla perfecta (CSTR), lo cual tiene mucho sentido debido a la geometría de este equipo.

La curva roja en la misma figura representa la distribución de tiempos de residencia en el cajón alimentador más la celda de contacto, acoplados en serie. Esta curva visualmente representa la respuesta de segundo orden de una variable, es decir, la medición de una variable en la descarga de un arreglo de reactores acoplados en serie. Esta curva se caracteriza por poseer una evolución más amortiguada debido a la dispersión ocurrida a través del segundo reactor.

Por último, la curva verde representa la distribución de tiempos de residencia en la celda de contacto. Esta curva no fue determinada experimentalmente, sino que se calculó a través de las dos curvas mencionadas anteriormente. A través de la ecuación 2.19 se logró calcular la varianza de la curva que representaría la distribución en la celda de contacto.

5.3. Recuperación por arrastre

Los resultados pertinentes al arrastre de ganga en la celda de contacto utilizando MIBC como espumante se observan en las figuras 5.5, 5.6, 5.7 y 5.8. Es importante mencionar que el factor de arrastre de la especie i se define como se observa en la ecuación 5.1, donde R_i corresponde a la recuperación de la especie i y R_w a la recuperación de agua.

$$ENT_i = \frac{R_i}{R_w}$$

Ecuación 5.1. Factor de arrastre de ganga [5].

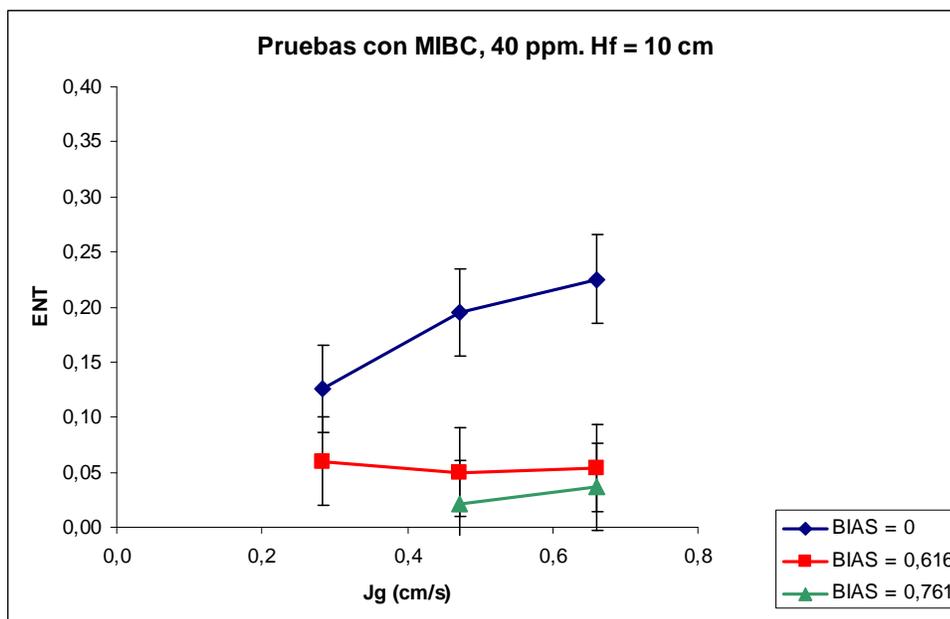


Figura 5.5. Arrastre de ganga en función de la velocidad superficial de gas para distintos flujos de agua de lavado.

La bibliografía indica que un mayor flujo de aire, es decir, a un mayor J_g el factor de arrastre debería aumentar, ya que un mayor flujo de aire significa un mayor número de burbujas, y por ende una mayor recuperación de agua. En esta figura se aprecia claramente esta tendencia, observándose adicionalmente que al aplicar agua de lavado, existe una disminución apreciable en el factor de arrastre.

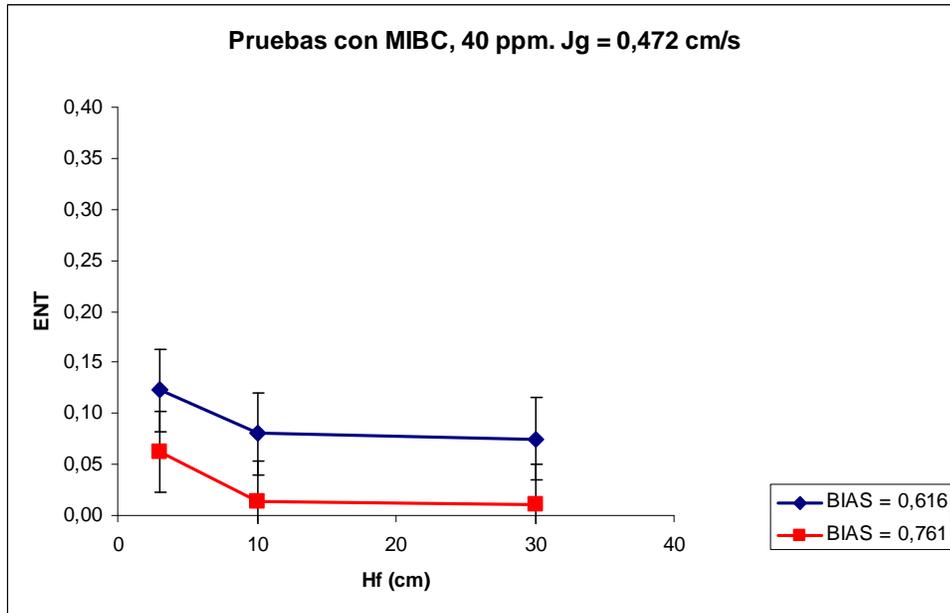


Figura 5.6. Arrastre de ganga en función de la altura del colchón de espuma para distintos flujos de agua de lavado.

En la figura 5.6 se observa como varía el factor de arrastre en función de la altura de espuma, utilizando MIBC como espumante. En este caso se aprecia un comportamiento adecuado del proceso, puesto que la literatura asegura que un mayor nivel del espuma permite que el agua arrastrada hasta ahí tenga más tiempo para poder drenar hasta volver a la pulpa y así mitigar en parte la recuperación por arrastre. Junto con esto, se observa también el efecto de añadir agua de lavado en la espuma, observándose un factor de arrastre aun menor.

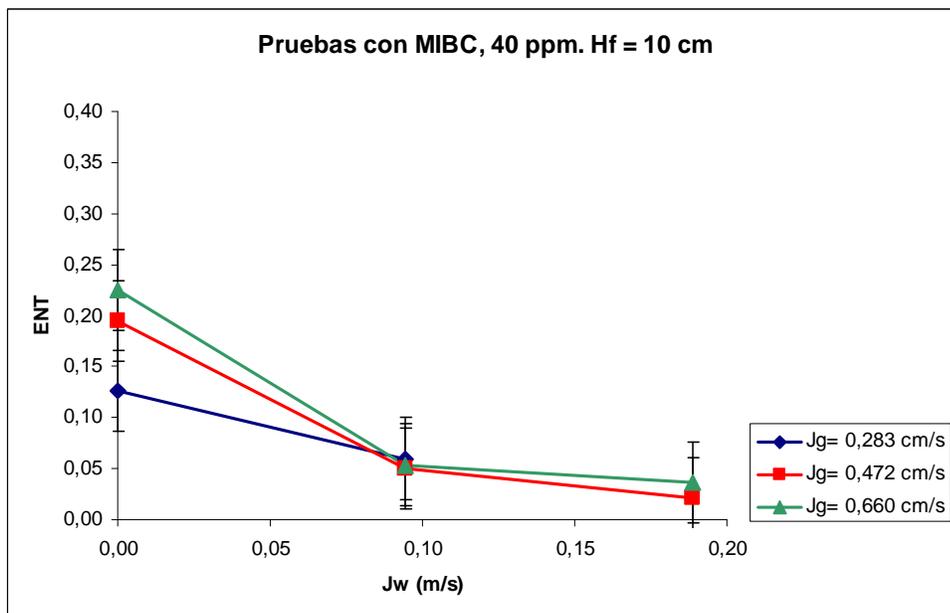


Figura 5.7. Arrastre de ganga en función del flujo de agua de lavado por unidad de área transversal de la celda para distintas velocidades superficiales de gas.

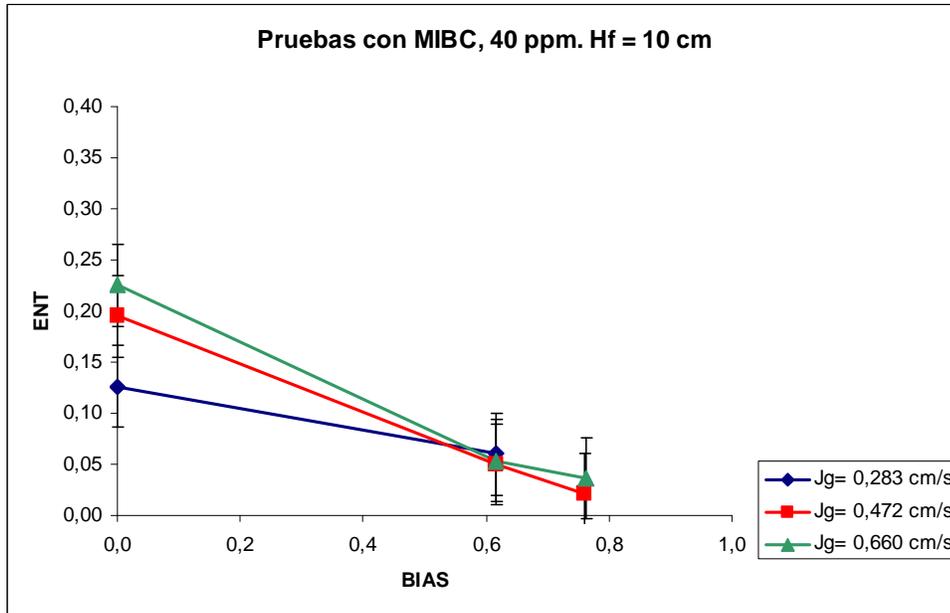


Figura 5.8. Arrastre de ganga en función del BIAS para distintas velocidades superficiales de gas.

Los resultados pertinentes al arrastre de ganga en la celda de contacto utilizando Dowfroth 250 como espumante se observan en las figuras 5.9, 5.10, 5.11 y 5.12.

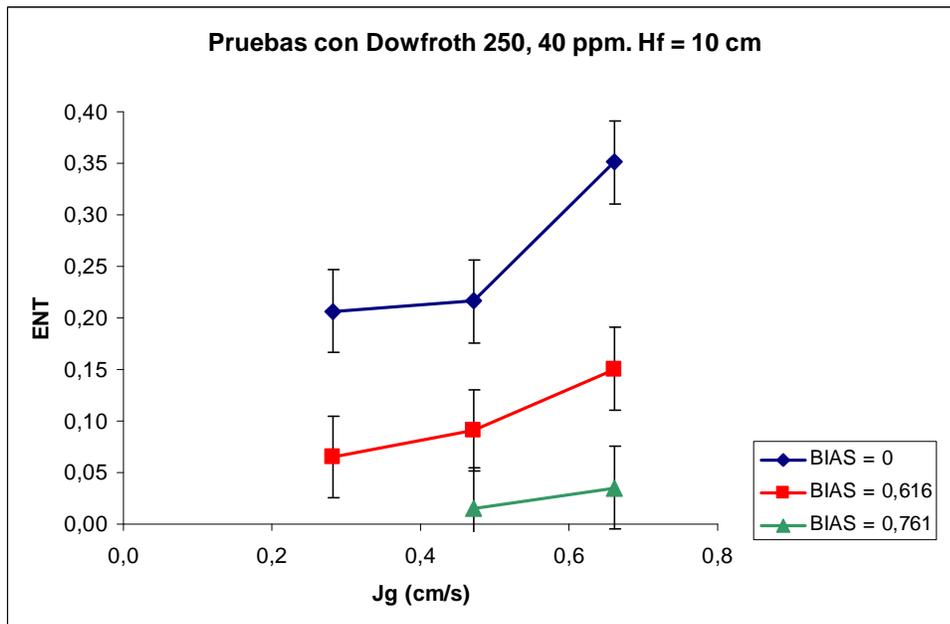


Figura 5.9. Arrastre de ganga en función de la velocidad superficial de gas para distintos flujos de agua de lavado.

Al observar este gráfico se tienen los resultados análogos al caso anterior (figura 5.5), aunque esta vez el espumante utilizado fue Dowfroth 250. Se mantiene la misma tendencia que en el caso anterior; a mayor flujo de aire hay un mayor factor de arrastre, mientras que a un mayor BIAS el arrastre disminuye. Al comparar estos valores con los

de la figura 5.5 se puede ver que en general se obtuvo un mayor factor de arrastre utilizando Dowfroth 250 que empleando MIBC, lo cual es de esperar, ya que al ser el Dowfroth 250 un espumante más fuerte genera burbujas cuyo espesor de film es mayor, y que por lo tanto inciden en un incremento en la recuperación de agua, provocando en consecuencia un mayor arrastre de sólidos.

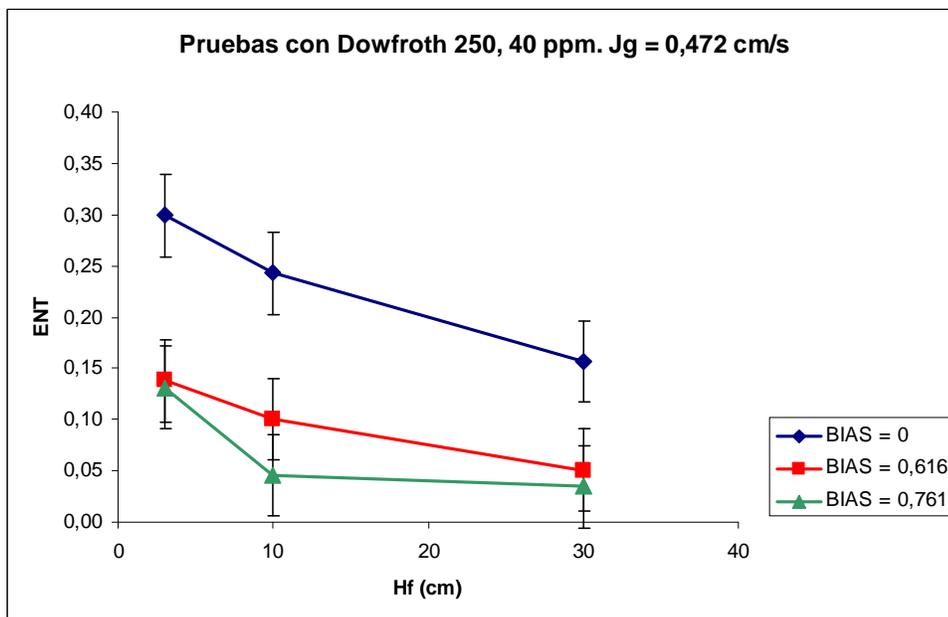


Figura 5.10. Arrastre de ganga en función de la altura del colchón de espuma para distintos flujos de agua de lavado.

En la figura anterior se observa una tendencia muy similar a la vista en la figura 5.6. En ambos gráficos se puede ver que a alturas de espuma mayores a 10 centímetros el factor de arrastre se estabiliza moderadamente. Esto se ve de manera mucho más clara para el caso de las pruebas con MIBC (figura 5.6).

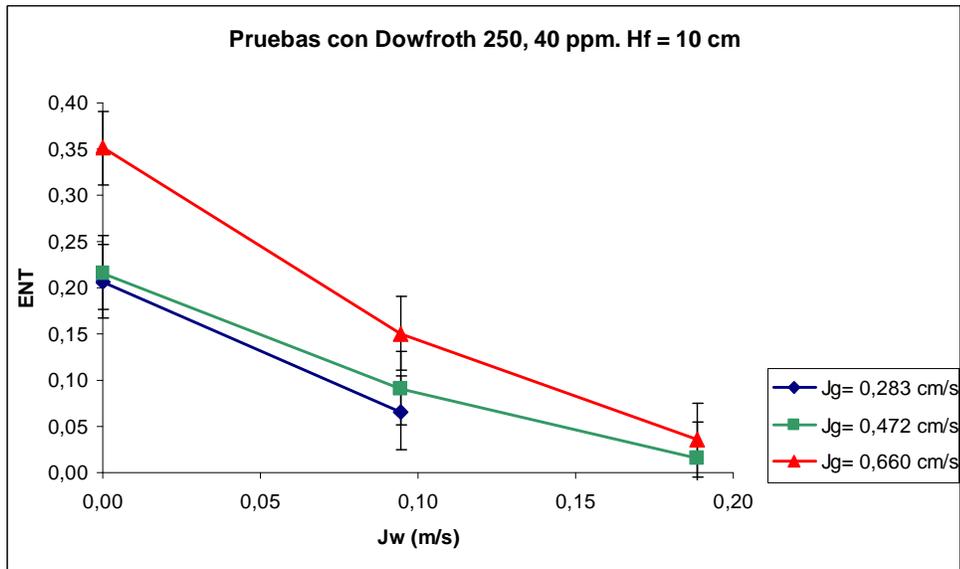


Figura 5.11. Arrastre de ganga en función del flujo de agua de lavado por unidad de área transversal de la celda para distintas velocidades superficiales de gas.

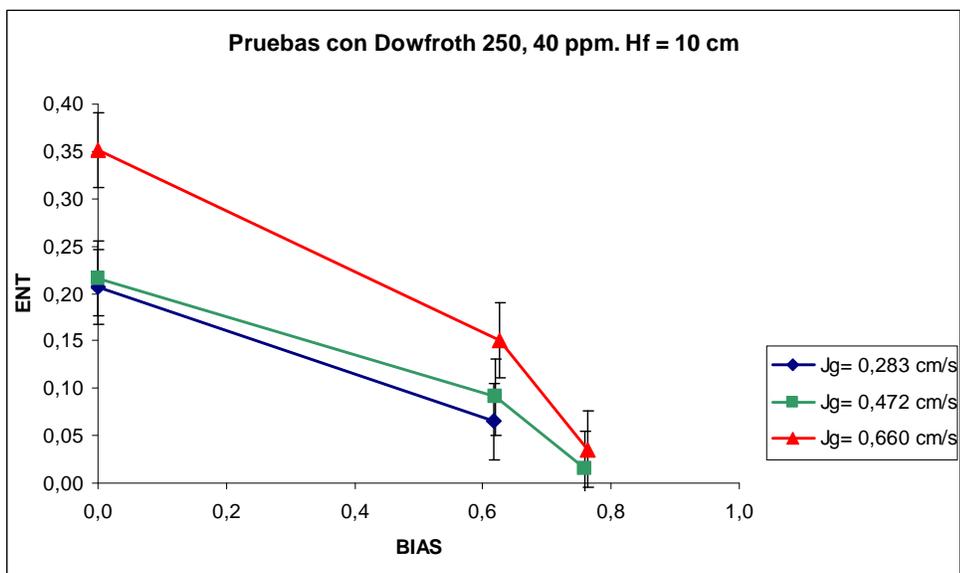


Figura 5.12. Arrastre de ganga en función del BIAS para distintas velocidades superficiales de gas.

El efecto del agua de lavado sobre el factor de arrastre se puede observar de mejor manera en las figuras 5.7 y 5.11, desde donde se comprueba efectivamente lo que se encontró en la literatura [3]. Por otra parte, al comparar estos dos gráficos entre ellos se reporta que la misma tendencia que se tiene en los otros casos, donde se observó que hubo un mayor grado de arrastre en las pruebas en donde se utilizó Dowfroth 250. En las figuras 5.8 y 5.12 se observan los mismo resultado, aunque esta vez en función del BIAS.

Como observación adicional, no se realizaron mediciones de arrastre variando la altura de espuma cuando se tiene un flujo de agua de lavado de 2 l/min utilizando MIBC como

espumante (figura 5.6), ya que al momento de realizar estas pruebas no se logró obtener un colchón de espuma adecuado, por más espumante que se agregara. Lo mismo sucedió para el caso de ambos espumantes en las pruebas donde se fue variando el flujo de gas, específicamente cuando se tuvo un J_g igual a 0,39 cm/s y flujo de agua de lavado igual a 2 l/min. Esto puede explicarse porque probablemente el flujo de gas inyectado fue muy bajo para la formación del colchón de espuma.

A partir de estos resultados, el modelo resultante fue el siguiente.

$$ENT = 0,5891 Jg - 0,38125 Jg^2 - 1,6782 Jw + 4,5149 Jw^2$$

$$r^2 = 0,7490$$

Ecuación 5.2. Modelo del factor de arrastre en función de la velocidad superficial de gas y del flujo de agua de lavado por unidad de área de la celda.

5.4. Recuperación de iones de agua mar

El factor de arrastre de agua de mar en el concentrado, para las pruebas en un sistema bifásico se muestra en la tabla 5.2. Cabe destacar que el factor de arrastre de iones se define según la ecuación 5.3, donde R_{iones} es la recuperación de iones en el concentrado, mientras que R_w es la recuperación de agua.

$$ENT = \frac{R_{iones}}{R_w}$$

Ecuación 5.3. Recuperación de iones [17].

BIAS	Factor arrastre iones
0,40	0,531
0,66	0,819
0,95	0,756
1,40	0,778

Tabla 5.2. Factor de arrastre de iones reportados en el concentrado de ensayos en sistema bifásico.

La recuperación de iones en el concentrado obtenido en la separación de Cu-Mo se aprecia en tabla 5.3.

	Concentración de iones (mg/l)		
	K⁺	Mg⁺²	Cl⁻
Ciclo 1	50,10	130,8	511,0
Ciclo 2			
Ciclo 3			
Ciclo 4	367,0	1147,0	4790,0
Alim.	347,0	1040,0	3690,0

Tabla 5.3. Recuperación de iones presentes en el concentrado de ensayos de separación Cu-Mo.

	Concentración de iones (mg/l)		
	K⁺	Mg⁺²	Cl⁻
Resultados Etapas 1-2-3	50,10	130,8	511,0
En caso de dilución	126,4	377,7	1328,3

Tabla 5.4. Comparación de concentraciones de iones en el concentrado obtenidos experimentalmente y los que se hubiesen obtenido en caso de dilución de agua de lavado.

5.5. Comparación del desempeño de la celda de contacto con el de una celda mecánica de laboratorio

Las curvas de recuperación obtenidas para las celdas mecánicas y de contacto para el cobre, hierro y para el molibdeno se observan en las figuras 5.16, 5.17 y 5.18 respectivamente.

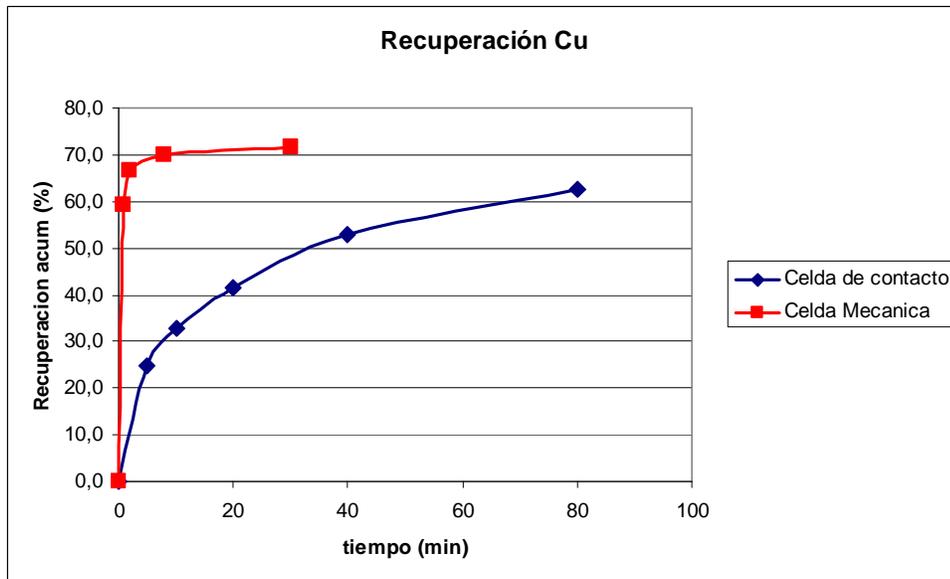


Figura 5.13. Curvas de recuperación de cobre en las celdas mecánica y de contacto.

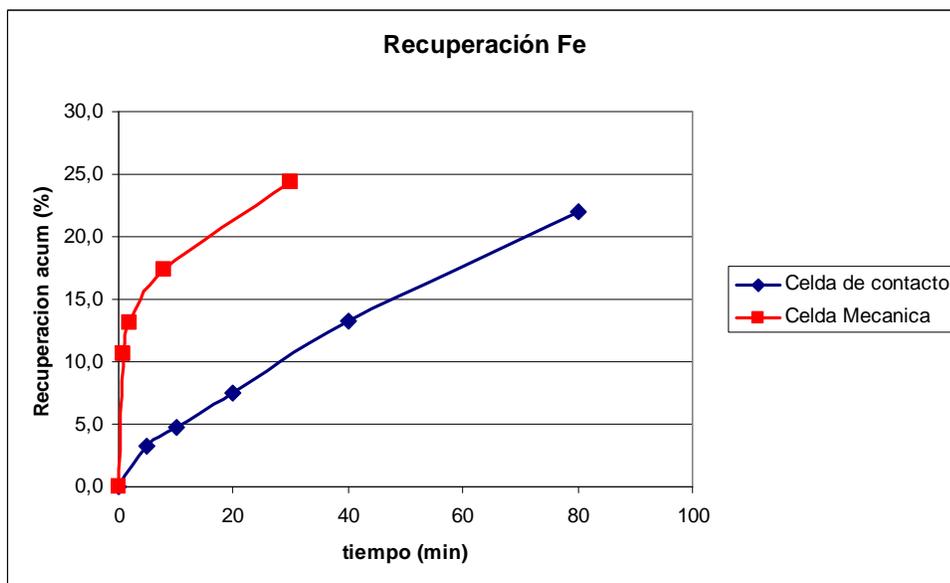


Figura 5.14. Curvas de recuperación de hierro en las celdas mecánica y de contacto.

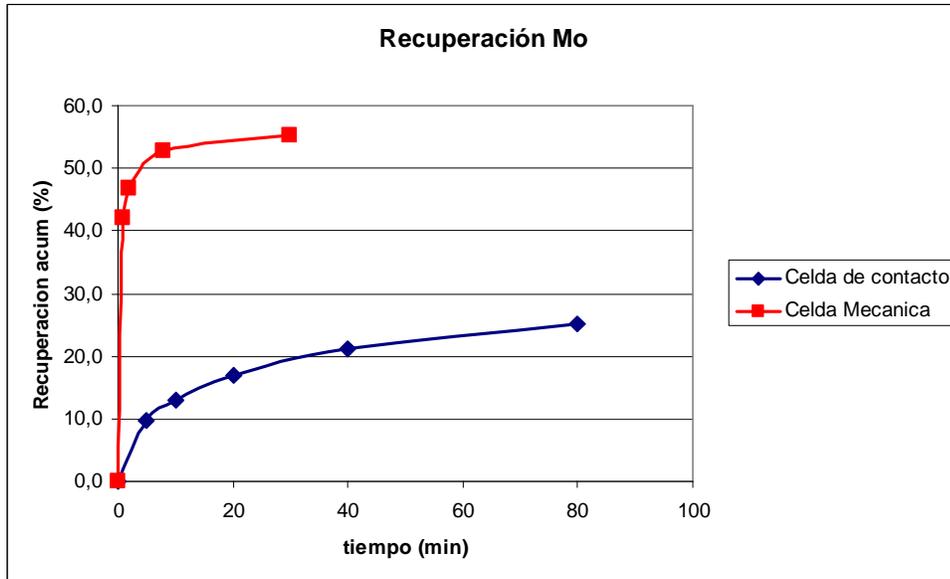


Figura 5.15. Curvas de recuperación de molibdeno en las celdas mecánica y de contacto.

Observando las figuras 5.16, 5.17 y 5.18 se puede decir que claramente las pruebas realizadas en la celda mecánica de laboratorio tienen una cinética más rápida que las llevadas a cabo en la celda de contacto. Se puede observar que para el caso de las celdas mecánicas la mayor parte de los minerales se recuperan en la primera bandeja (45 segundos), atenuando su tasa de recuperación en las etapas siguientes, a excepción de la curva de recuperación del hierro, la cual mantiene un crecimiento más bien sostenido. En las figuras 5.16, 5.17 y 5.18 se puede observar las curvas de ley versus la recuperación para el cobre, el hierro y el molibdeno respectivamente, tanto para el caso de la celda mecánica como para el de la celda de contacto.

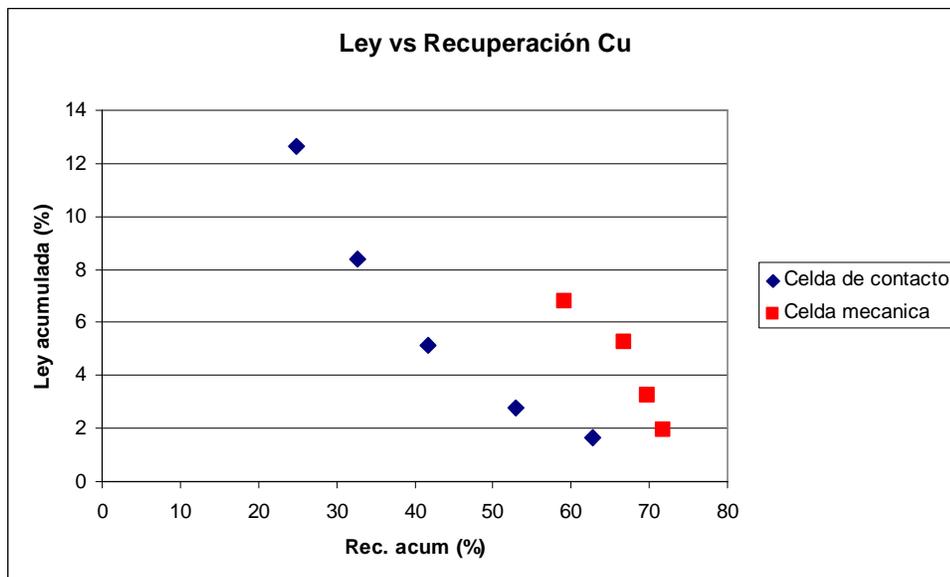


Figura 5.16. Ley de cobre reportado en función de la recuperación en las celdas mecánica y de contacto.

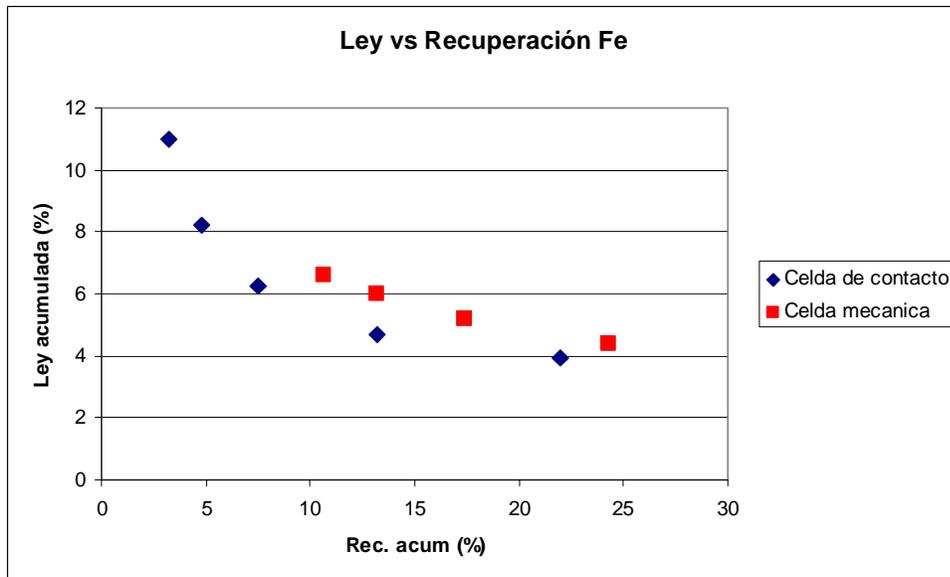


Figura 5.17. Ley de hierro reportado en función de la recuperación en las celdas mecánica y de contacto.

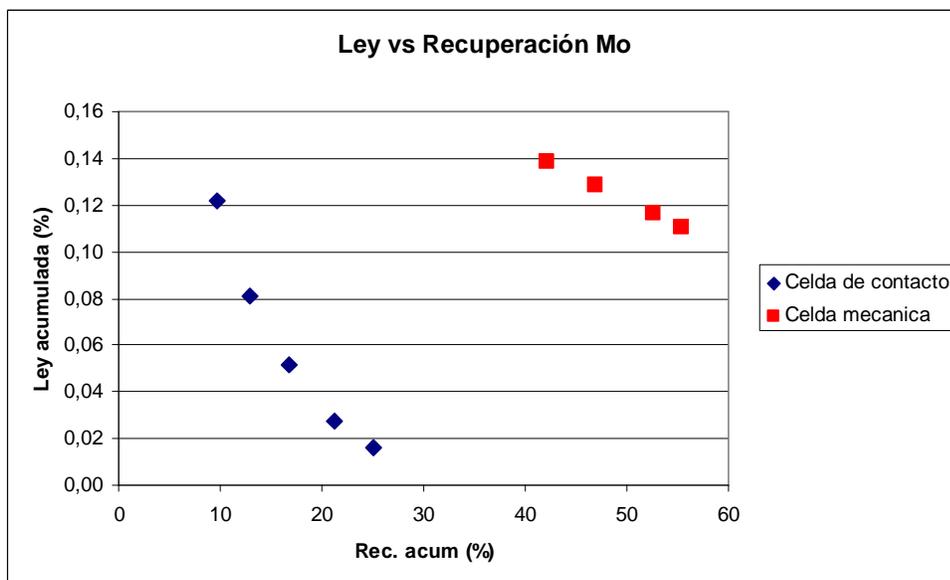


Figura 5.18. Ley de molibdeno reportado en función de la recuperación en las celdas mecánica y de contacto.

6. DISCUSIÓN DE RESULTADOS

6.1. Curvas de J_g - ε_g

Lo que explica la bibliografía es que la concentración de un espumante influye directamente en el comportamiento de la espuma, entre otras cosas, el tamaño de la burbuja y por ende en el gas hold-up de la pulpa [19]. Una teoría acerca de este comportamiento observado es un error al agregar el espumante, sin embargo estas pruebas se llevaron a cabo en duplicado, mostrando resultados similares en ambos casos, por lo que un error en el procedimiento es poco probable.

En la práctica, la empresa Aminpro ha realizado diferentes pruebas de flotación utilizando el espumante X-133, reactivo que según el testimonio de ellos mismos no da buenos resultados. Por otra parte, se sabe que en la celda de contacto la pulpa es sometida a un régimen de turbulencia muy alto al ingresar al contactador, lo cual hace que los espumantes más débiles en general no surtan efecto al impedir la formación de agregados.

Debido a estos resultados es que las pruebas que siguieron a ésta solo se realizaron utilizando MIBC y Dowfroth 250 como espumantes.

6.2. Distribución de tiempos de residencia

Se observa en la figura 5.4 que el tiempo de residencia promedio del acondicionador (curva azul), igual a 5,32 minutos, está por debajo del valor teórico, igual a 5,80 minutos. Esto se puede explicar debido a un pequeño volumen muerto producido en el fondo del estanque. La descarga del equipo se ubica levemente elevado, dejando una pequeña fracción de líquido (o pulpa, dependiendo del caso) prácticamente estancada. A eso se le suma que el fluido no posee mezcla perfecta por lo que no se conoce a ciencia cierta qué tanto del trazador se dispersa homogéneamente en el cajón alimentador. Luego, el volumen en el cual se dispersa el trazador es menor al volumen teórico, por lo que el tiempo de residencia resultante es menor al calculado preliminarmente.

Se observa que el tiempo de residencia medio en todo el sistema (curva roja), igual a 7,7 minutos es bastante menor al tiempo de residencia teórico, igual a 9,34 minutos. Una posible causa de esta desviación es no haber considerado la dispersión ocurrida en las tuberías ni tampoco singularidades en el diseño de cada equipo. Otro factor que pudo haber influido es la variación del volumen de la pulpa, debido a variaciones en la altura de la espuma en la celda.

Por último, la curva correspondiente a la celda de contacto (curva verde) no fue determinada experimentalmente, sino que se calculó a través de las dos curvas mencionadas anteriormente. A través de la ecuación 2.19 se logró calcular la varianza de la curva que representaría la distribución en la celda de contacto. Por otro lado, como se conocían los tiempos de residencia promedio del acondicionador y del sistema

global se pudo determinar el tiempo de residencia promedio en la celda de contacto. Una vez obtenido estos dos parámetros se ajustó el tiempo de residencia a una distribución normal, desde donde se observó que el tiempo de residencia promedio, igual a 2,38 minutos, fue levemente menor al teórico, igual a 2,54 minutos. Esto se debe nuevamente al efecto de la dispersión a través del equipo, y como este último es una suerte de reactor tubular se determinó su módulo de dispersión, igual a 0,296, lo que implica una dispersión alta en el reactor. La zona de colección corresponde a un auténtico reactor tubular, obteniéndose un módulo de dispersión igual a 0,015, por lo que la dispersión aportada por esta sección es muy pequeña comparado con la que debería aportar la zona de separación. Por otro lado, al ubicarse la alimentación del separador casi al lado de la descarga del relave existe una zona de muy alta dispersión en el separador, estaría ubicada en la sección más alejada de la alimentación y el relave, ubicada en el extremo superior de la celda. Todo indica que en esta zona se podría provocar un corto circuito, sin embargo, el estudio de distribución de tiempos de residencia no mostró evidencia de que esto estuviese ocurriendo.

6.3. Recuperación por arrastre

Al observar el modelo generado para el factor de arrastre en la celda de contacto, se puede decir que ambas variables, J_g y J_w aportan de similar manera al efecto del arrastre, mostrando además una relación cuadrática entre estas variables y el factor de arrastre. Se aprecia que el factor que acompaña al J_g tiene un signo positivo, ya que una mayor velocidad superficial de gas se traduce en un mayor arrastre de partículas. A su vez se tiene que el factor que acompaña a J_w es negativo, ya que un mayor flujo de agua de lavado produce un menor arrastre. Por otro lado, las componentes cuadráticas del modelo tienen coeficientes con el signo opuesto a sus análogas de primer orden, las cuales solo están para compensar el valor obtenido de su par de primer orden. Se calculó solamente la contribución de J_g y J_g^2 en el modelo y se encontró que esta suma siempre obtenía un valor positivo, lo cual concuerda con que a mayor J_g , mayor es el arrastre reportado. Se realizó esta misma prueba a J_w y J_w^2 , obteniéndose que su suma es siempre menor que cero.

No se consideró la profundidad de espuma en este modelo ya que en primer lugar se observó que no había suficientes puntos para relacionar esta variable con el arrastre (a pesar de efectivamente observar una tendencia), y en segundo lugar porque se observó que el efecto de la espuma no aporta en la medida que sí lo hacen el flujo de aire o el de agua de lavado, lo que puede apreciarse notoriamente para el caso de las pruebas donde se utilizó MIBC (figura 5.6).

6.4. Recuperación de iones de agua mar

En la tabla 5.2 se puede observar el factor de arrastre de los iones en el concentrado de una prueba donde se estudió un sistema bifásico. Se recuerda que estas pruebas se realizaron en ciclo abierto. Se observó que al aumentar el BIAS en el proceso, el factor de arrastre de iones aumentó abruptamente, para luego disminuir levemente. La interpretación de este resultado se puede basar en un postulado de Dobby y Finch [20], el cual dice que a un alto BIAS existe el riesgo de crear un

cortocircuito en el agua de lavado, pasando directamente a la pulpa y no contribuyendo a la limpieza del concentrado. Esto puede corroborarse ya que estas pruebas fueron realizadas en duplicado, observándose exactamente la misma tendencia en ambas repeticiones.

Por otro lado, en el rango posterior al aumento abrupto del factor de arrastre, para BIAS mayores se observa una leve disminución de arrastre de iones, la que en menor medida demuestra cierto grado de limpieza del concentrado por parte del agua de lavado, a pesar de existir aún un alto factor de arrastre de iones. Sin embargo, al observar las concentraciones de iones reportadas en el análisis químico, las cuales se pueden apreciar en la figura 10.12 (en el anexo F), se tiene que la concentración de estas especies en el concentrado fue siempre menor a la concentración en la alimentación en una fracción apreciable (30-50% menor a la concentración en la alimentación) , por lo que estos resultados son una muestra de que efectivamente existe un grado de limpieza de iones apreciable en el concentrado debido al agua de lavado.

En la tabla 5.3 se aprecia la concentración de iones en el concentrado de una prueba donde al agua de proceso alimentada fue agua de mar, mientras que se agregó como agua de lavado agua fresca y de mar, dependiendo del caso. Se observa que la concentración de iones en el concentrado de los tres primeros ciclos, donde se utilizó agua fresca como agua de lavado, es bastante menor a la reportada en la alimentación y en el cuarto ciclo, donde se empleó agua de mar como agua de lavado. En términos de recuperación de agua, en los primeros tres ciclos se reportó una recuperación igual a 46,96%, mientras que en el cuarto ciclo, en el cual se aplicó agua de mar como agua de lavado, se obtuvo una recuperación de agua de 39,16%.

Al realizar un balance de masa sobre el agua empleada en todo el proceso, puede decirse que en las tres primeras etapas, en las cuales se empleó agua fresca como agua de lavado, solamente el 37% del agua recuperada corresponde a agua de mar, por lo que se determinó que la recuperación efectiva de agua de mar para los tres primeros ciclos en total fue de 17,7%.

Por otro lado, se observa que la concentración de iones en el concentrado de la cuarta etapa es mayor que en la alimentación. Eso se explica porque en las tres primeras etapas, el concentrado generado se encuentra con una menor concentración de iones, lo que permite suponer que una cantidad importante de éstos fueron lavados del concentrado y drenados hasta la pulpa, aumentando entonces la concentración de estas especies en el relave, y por lo tanto en la alimentación de la etapa siguiente, generando una alza general en las concentraciones de las etapas siguientes, tanto para los relaves como para los concentrados. Sin embargo, puede existir la posibilidad de que el agua de lavado no haya tenido un efecto de limpieza, sino más bien un efecto de dilución sobre los iones. Frente a esta nueva hipótesis, se observa en la tabla 5.4 la concentración de iones que debería existir en el caso de solo tratarse de dilución de concentrado y no de desplazamiento de los iones. Acá se aprecia que la concentración de iones es alrededor de 2,5 veces mayor en el caso de dilución, por lo que se observa una efectiva limpieza por parte del agua de lavado, aunque no se descarta algún grado pequeño de dilución en el sistema, de lo que se mencionará en el párrafo siguiente.

Si se compara el efecto del agua de lavado sobre el arrastre de partículas con su efecto sobre el de iones hay una gran diferencia, donde se observa que el factor ENT para el caso de las pruebas con cuarzo se encuentran en el orden de 0,1 a 0,01, mientras que en el caso de arrastre de iones, el factor se observa en un rango desde 0,5 a 0,8; un nivel bastante más alto que el primer caso. La explicación a esta diferencia se puede deber a características físicas y fisicoquímicas de las especies estudiadas. El cuarzo es un sólido arrastrado mecánicamente a la espuma, por lo que de este efecto depende entre otras cosas el tamaño (peso) de la partícula. En este caso la acción realizada por el agua de lavado es simplemente desplazar las partículas de ganga de manera hidráulica. Por otro lado, los iones no son arrastrados a la espuma por medio de interacciones mecánicas, sino que existe un proceso de difusión de los iones a través del agua, lo que hace que estas especies se distribuyan homogéneamente en ella (cuando la temperatura también es homogénea), por lo que el peso no es un factor influyente en este caso. En esta ocasión, el agua de lavado no realiza un desplazamiento de las especies estudiadas, sino más bien tiene una labor de dilución de las sales, fenómeno en donde influye principalmente el tiempo de residencia del agua de lavado en la espuma, la forma en que ésta se aplica y la diferencia de concentración entre el agua de proceso y el agua de lavado, variables que hacen al proceso más vulnerable a cortocircuitos y a factores de arrastre mayores.

Finalmente, puede decirse que el agua fresca aplicada como agua de lavado efectivamente mitiga el arrastre de iones desde el agua de proceso hacia el concentrado, aunque no en el grado que se esperaba inicialmente.

6.5. Comparación del desempeño de la celda de contacto con el de una celda mecánica de laboratorio

Se observa de las figuras 5.16, 5.17 y 5.18 la cinética de flotación para la celda de contacto es en general más lenta, cosa que no concuerda con el resultado esperado, ya que según la literatura esta clase de equipos poseen una cinética más rápida que las tecnologías convencionales, debido principalmente a su alta tasa de colección y bajos tiempos de residencia. La variable que puede entregar alguna referencia del contacto partícula-burbuja es la presión presente en el contactador, la cual en ningún momento entregó alguna lectura extraña (se operó a 20 psi). Por otra parte, se descarta algún corto circuito del mineral en la celda, ya que la colección se llevó a cabo en el contactador y no en el separador, por lo que en caso de existir cortocircuito las burbujas deberían irse por el flujo del relave, cosa que no se observó en ningún momento durante las pruebas. A partir de esto podría decirse que efectivamente el contacto pulpa-burbuja es alto, sin embargo, la probabilidad de colección puede ser baja, debido quizás a la alta turbulencia que se observa en el equipo, que podría provocar el desprendimiento de los agregados. Otro punto importante es la distribución de tiempos de residencia de cada equipo. En ambas celdas hay diferentes DTR y diferentes modos de operación, las cuales pudieron haber influido en las curvas cinéticas obtenidas.

A su vez, al observar las figuras 5.19, 5.20 y 5.21 y los datos presentes en los anexos se tiene que en general las leyes reportadas en los concentrados de la celda de contacto son menores a las medidas en la celda mecánica para una misma recuperación, a excepción del molibdeno. Por otra parte, se observa que se alcanza

leyes mayores en algunos puntos de la curva de la celda de contacto. Este incremento en la ley del concentrado se puede explicar debido a que las partículas en la celda de contacto deben permanecer adheridas a la superficie de las burbujas por mayor tiempo que en el caso de la celda mecánica de laboratorio, por lo que debe existir un mayor grado de desprendimiento de las partículas de las burbujas en el primer caso. Al despegarse una mayor cantidad de partículas, solo van quedando finalmente las más ricas el mineral de interés (mayor ley), aumentando entonces la calidad del concentrado. Cabe destacar además que el argumento recién planteado también explica en parte el por qué se obtiene una curva de recuperación menor en la celda de contacto comparada con la curva en la celda mecánica. Por otra parte, una mayor ley en el concentrado de la celda de contacto puede deberse también al efecto de la recuperación en la espuma. En la celda mecánica convencional, por medio del paleteo se recuperó la espuma casi inmediatamente luego de que esta se formara, por lo que la recuperación reportada para este equipo básicamente es la recuperación en la pulpa, la cual tiene una menor ley. A su vez, el tiempo de residencia de las partículas en la espuma es mayor para el caso de la celda de contacto, mitigando en parte la recuperación por arrastre y aumentando la ley en el concentrado. De este análisis puede decirse finalmente que en general el rendimiento de la celda de contacto es inferior al de una celda de laboratorio en términos de generación de concentrado limpio (alta ley).

No obstante, si bien se reportó una cinética de flotación más lenta que en el caso de un equipo convencional, se sabe que una celda de contacto es capaz de generar una mayor cantidad de concentrado en menos tiempo (mayor masa en menos tiempo), debido principalmente a que esta nueva tecnología es de mayor capacidad, logrando obtener mucho más concentrado en una sola prueba, teniendo que hacer muchas flotaciones más en el caso de la celda mecánica para obtener la misma cantidad de producto. Este equipo es ideal para el caso de querer generar un concentrado que luego será utilizado para pruebas de limpieza columnar por ejemplo, ya sea para levantar la ley del mineral o incluso para limpiar la pulpa de especies tales como iones en caso de operar con agua de mar (etapa *pre-Rougher*).

7. CONCLUSIONES

Respecto al arrastre de ganga puede decirse que el factor de arrastre en la celda de contacto no supera el valor de 0,4. Se demuestra que el arrastre aumenta junto con el flujo de gas, y disminuye al aumentar la profundidad de la espuma y el BIAS. Al hacer una comparación sobre el resultado obtenido en estas pruebas con los resultados en una celda convencional [16] puede verse que la celda de contacto tiene un menor factor de arrastre, lo que la hace muy conveniente para generar un concentrado de mayor ley. Como conclusión, los datos obtenidos por medio de las pruebas de recuperación por arrastre permitieron generar un modelo para el factor de arrastre ENT en función de la velocidad superficial de gas y del flujo de agua de lavado por unidad de área de la celda. Sin embargo, se piensa que para el desarrollo de un mejor modelo debe seleccionarse una mayor cantidad de datos, y a su vez, tratar de incluir la fenomenología de cada variable sobre el arrastre.

Sobre las pruebas de arrastre de iones de agua de mar puede decirse que a pesar de haber observado un cortocircuito por parte del agua de lavado a través de la espuma, se observó un grado de desplazamiento de iones del concentrado. Por otro lado, en las pruebas de recuperación de iones de agua de mar durante una separación de cobre y molibdeno en la celda de contacto se obtuvo que el agua recuperada total en el concentrado de las primeras 3 etapas, corresponde a un 46%, del cual sólo un 37% de esa agua corresponde a agua de mar, infiriéndose una recuperación efectiva de agua de mar de un 17,7%, y se calculó una recuperación de iones apreciablemente mayor (4,3 veces mayor) en la cuarta etapa, donde se utilizó agua de mar como agua de lavado. Gracias a estos resultados obtenidos se puede concluir finalmente que el agua fresca de lavado efectivamente mitiga el arrastre de iones desde el agua de proceso hacia el concentrado.

Respecto al desempeño reportado por parte de este equipo y al compararlo con la tecnología convencional de una celda mecánica, se concluye que esta celda de contacto a escala piloto posee un rendimiento menor al de una celda mecánica. Sin embargo debido a su mayor tamaño, es conveniente de operar para generar rápidamente concentrados *pre-Rougher*, concentrados primarios para pruebas columnares o para desalinizar en parte el agua que forma parte de la pulpa.

Para finalizar, este trabajo permitió realizar una primera caracterización de carácter explorativo de algunos fenómenos en la celda de contacto, tales como recuperación por arrastre, efecto del agua de lavado sobre el concentrado generado, características hidrodinámicas en la celda, y la recuperación de minerales. Por otro lado, se hizo una comparación en el desempeño de una celda de contacto con respecto a una celda de laboratorio agitada mecánicamente, siendo este trabajo, una iniciativa inicial para el estudio y modelamiento de esta nueva tecnología. Se espera que el futuro se continúe estudiando tanto los fenómenos ocurridos durante la operación de este equipo como el desempeño del mismo, ya sea estudiando fenómenos no incluidos en este trabajo o ahondando más en los temas tratados en esta memoria.

8. RECOMENDACIONES

En primer lugar, se recomienda estudiar el comportamiento de la celda de contacto utilizando otros tipos de espumantes, ya que al encontrar mayor versatilidad en la operación de este equipo, sería posible agregar un mayor atractivo comercial a la celda. De todas maneras, ya se deduce que este equipo opera mejor con espumantes más bien fuertes.

Sería interesante también estudiar el tamaño de las burbujas generadas, para poder determinar además el flujo areal superficial de gas.

Respecto a las pruebas de distribución de tiempos de residencia, se sugiere que se intente realizar una prueba donde se mida la descarga de la celda de contacto, inyectando un pulso de trazador en la alimentación del separador de esta misma

(después del contactador), para así lograr tener la curva empírica exacta característica de esta clase de equipos.

Se propone por otro lado, realizar más pruebas de recuperación por arrastre, incluyendo una mayor cantidad de puntos, para hacer del modelo una representación más exacta y fiel de este fenómeno, donde ojalá se logre incluir el efecto de la altura de espuma. Por otra parte, sería interesante estudiar la granulometría de las especies arrastradas.

Se sugiere además, repetir las pruebas realizadas para determinar el grado de arrastre de iones presentes en el agua de mar, esta vez probando con diferentes BIAS, para así tratar de obtener alguna curva de arrastre de iones en función del BIAS.

Respecto a las pruebas cinéticas de flotación, se recomienda estudiar por separado la recuperación en el contactador y en el separador para así determinar la verdadera cinética de colección y estudiar el grado de desprendimiento de las partículas adheridas a la superficie de las burbujas.

A modo de observación, se recomienda hacer una revisión a la ejecución de los procedimientos realizados en la empresa Aminpro. Algunas de las pruebas realizadas durante este trabajo fueron a momentos no simples de reproducir para su análisis, probablemente debido a la inexistencia de un protocolo establecido en ese momento para esas pruebas en específico. Sin embargo, hacia el final de este trabajo se observó ya una iniciativa por parte de la empresa para estandarizar sus procedimientos por lo que se espera dentro de un futuro obtener resultados más reproducibles en pruebas de la celda de contacto.

9. REFERENCIAS

- [1] FINCH, J. A. Column Flotation: A selected review – Part IV: Novel Flotation Devices. Minerals Engineering. 8 (6): 587-602, Dic. 1994.
- [2] AMELUNXEN MINERAL PROCESSING LTD. The contact cell. An Emerging Technology in Mineral Processing.[en línea] <http://www.aminpro.com/pages_english/Contact%20Cell%20Info%20-%20Gen.pdf> [consulta: 27 Junio 2011]
- [3] YIANATOS B., Juan. Flotación de minerales. Universidad técnica Federico Santa María, Departamento de procesos Químicos, Biotecnológicos y Ambientales, 2005. 130p.
- [4] SUTULOV, Alexander. Flotación de minerales. Universidad de Concepción, Instituto de investigaciones tecnológicas, 1963. 329p.
- [5] KRACHT, Willy. Flotación de Minerales. En: Programa de capacitación en innovación tecnológica para la minería. Apunte del módulo de Flotación de minerales. (Julio 2011, Santiago, Chile). Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, Departamento de Ingeniería de Minas. 343p.
- [6] DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA METALÚRGICA, UNIVERSIDAD DE SANTIAGO DE CHILE. Procesamiento de Minerales: Introducción [Diapositivas] 78 diapositivas, presentación en Microsoft PowerPoint. [2009]
- [7] DISTRIBUIDORA DE QUÍMICOS INDUSTRIALES S.A. Ficha Técnica de Xantato Amílico de Potasio [en línea] <<http://67.225.180.73/~dqisaco/pdf/XANTATO%20AMILICO%20DE%20POTASIO.pdf>> [consulta: 15 Noviembre 2011]
- [8] AVANCES en flotación columnar por Ángel Ortiz, Pablo Núñez, Elard León, Marco Morales, July Jara y Jorge Rendón. Revista del Instituto de Investigación. 6 (11): 82-90, 2003.
- [9] YIANATOS B., Juan. Fluid flow and kinetic modeling in flotation related processes. Columns and Mechanically Agitated Cells – A Review. Chemical Engineering Research and Design. 85 (A12): 1591-1603, Dic. 2007.
- [10] GUPTA, A., YAN, D. S., Mineral Processing Design and Operations. An Introduction. 1ª ed. Amsterdam, Elsevier, 2006, 685p.
- [11] GOGATE, PARAG. PANDIT, ANIRUDDHA. A review and assessment of hydrodynamic cavitation as a technology for the future. Ultrasonics Sonochemistry. 12 : 21-27. Mar. 2004.
- [12] YAN, Y. THORPE, R. B. Flow regime transitions due to cavitation in the flow through an orifice. Int. J. Multiphase Flow. 16 (6): 1023-1045. Jun. 1990.

- [13] HARBORT, G. T. JACKSON, B. R. MANLAPIG, E. V. Recent advances in Jameson flotation cell technology. Minerals Engineering. 7: 319-332, Ago. 1993.
- [14] CLAYTON, R. JAMESON, G. J. MANLAPIG, E. V. The development and application of the Jameson cell. Minerals Engineering. 4: 925-933, 1991.
- [15] JAMESON Cell fundamentals – a revised perspective por G. Harbort, S. De Bono, D. Carr y V. Lawson. Minerals Engineering. 16: 1091-1101, Jun. 2003.
- [16] NEETHLING, S. J. CILLIERS, J. J. The entrainment factor in froth flotation: Model for particle size and other operating parameter effects. International Journal of Mineral Processing. 93: 141-148, Jul. 2009.
- [17] AMELUNXEN, Roger, 2011. Información personal.
- [18] LEVENSPIEL, Octave. Ingeniería de las reacciones químicas. 2ª ed. México, Editorial Reverté, 2001. 662 p.
- [19] AMINPRO CHILE SPA. Aminpro Add-in Quick Guide. [en línea] <http://www.aminpro.cl/download/AAI_Functions.pdf> [consulta: 29 Noviembre 2011]
- [20] FINCH, J. A., DOBBY, G. S. Column Flotation. 1era ed. Oxford, Pergamon, 1990. 180p.

10. ANEXOS

Anexo A. Dimensiones de la celda de contacto

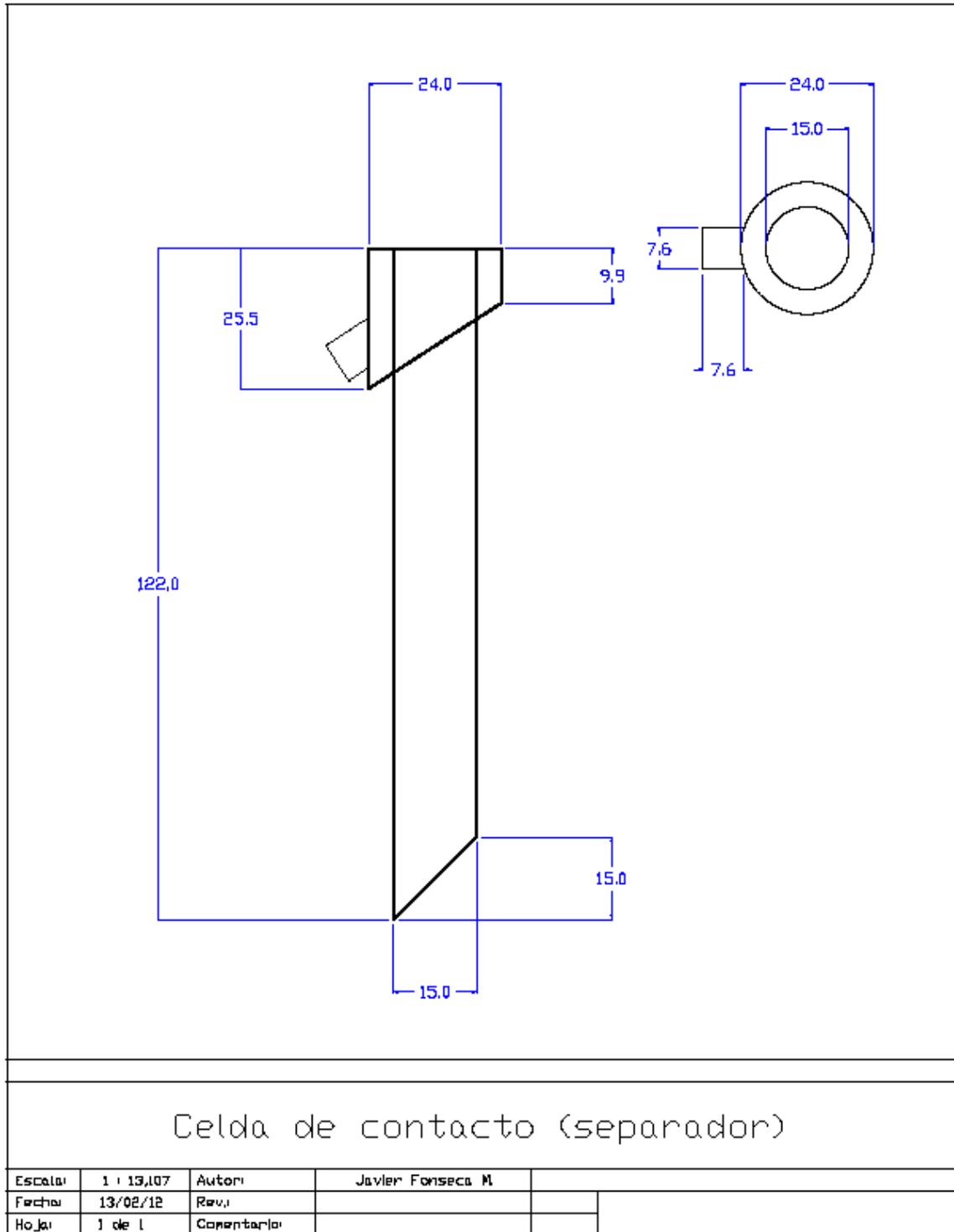


Figura 10.1. Dimensiones de la celda de contacto.

Anexo B. Diagramas de flujos

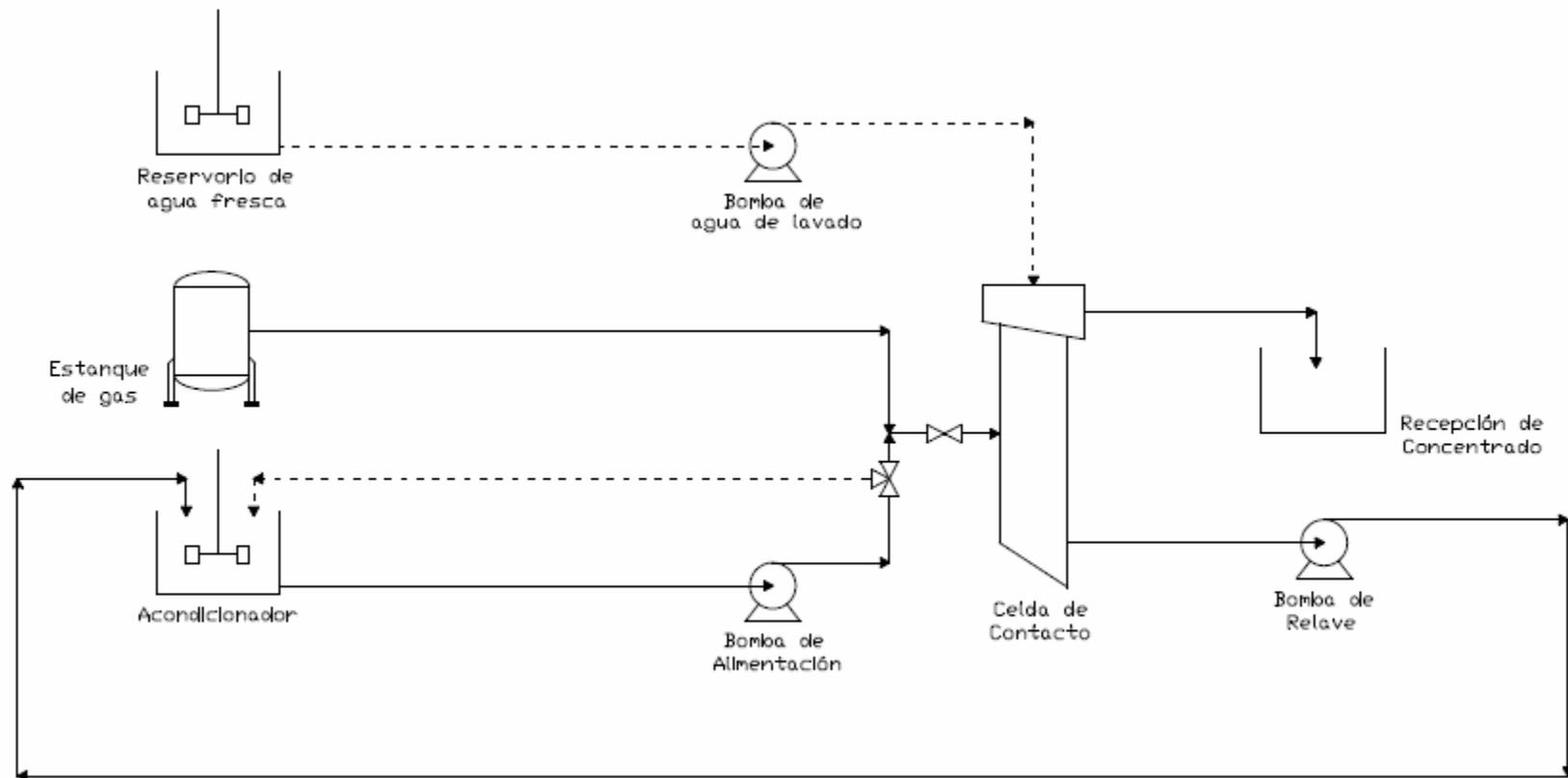


Figura 10.2. Diagrama de flujos correspondiente a las pruebas de recuperación por arrastre.

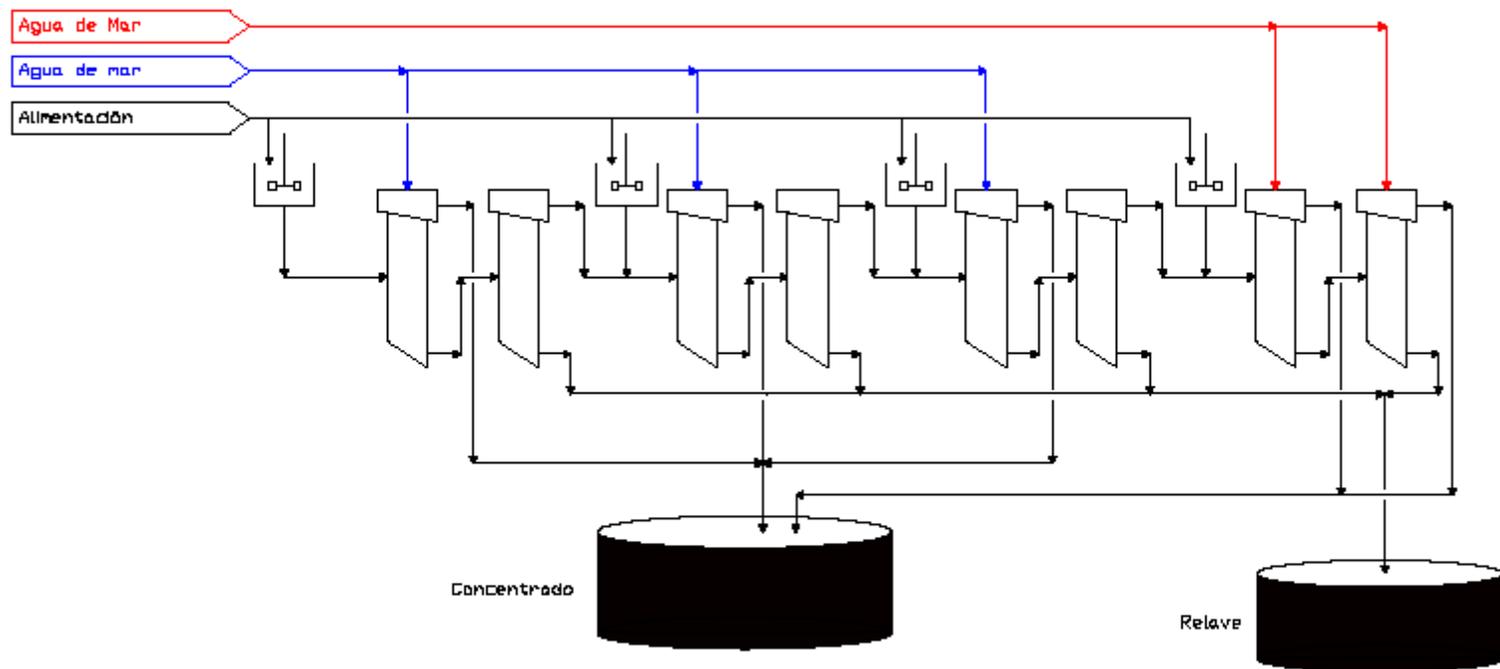


Figura 10.3. Diagrama de flujos correspondiente a las pruebas de recuperación de iones de agua de mar.

Anexo C. Preparación de muestras

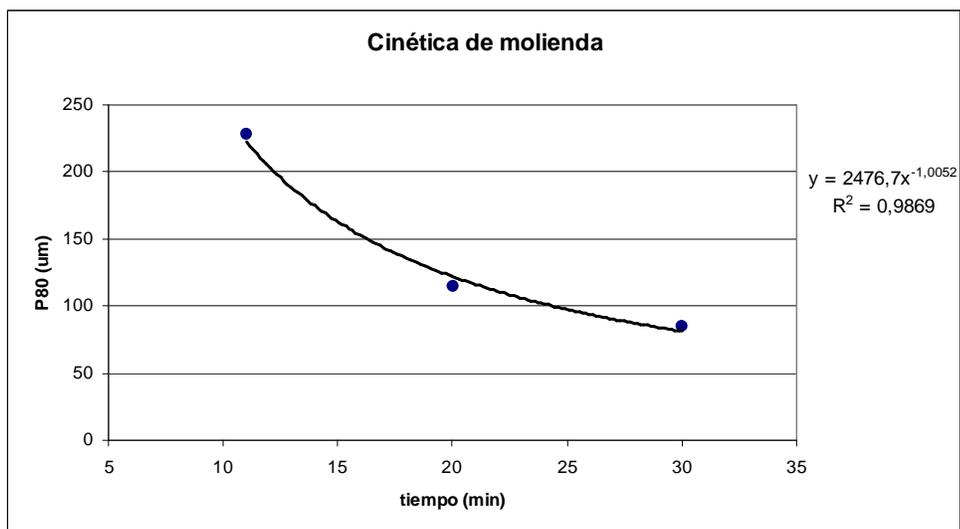


Figura 10.4. Cinética de molienda del cuarzo utilizado en pruebas de recuperación por arrastre.

3ra Molienda Tiempo: 30 min

Malla #	Tamaño um	Peso g	Retención %	Pass %	Pass Swrebec %	Error cuad -
20	850	0,0	0,0	100,0	100,0	0,00
30	600	0,0	0,0	100,0	100,0	0,00
40	425	0,0	0,0	100,0	100,0	0,00
50	300	0,0	0,0	100,0	100,0	0,00
70	212	0,4	0,1	99,9	100,0	0,00
80	180	0,3	0,1	99,9	100,0	0,01
100	150	6,1	1,0	98,8	100,0	1,33
140	106	31,4	5,3	93,5	94,2	0,47
200	75	121,1	20,5	73,0	71,4	2,55
270	53	156,0	26,5	46,5	48,5	3,97
325	45	43,6	7,4	39,1	40,2	1,15
400	38	22,2	3,8	35,4	33,3	4,43
Pan	0	208,6	35,4	3,8	0,0	14,17
Total	-	589,7	100,0	-	-	28,1

P100	134,4
P80	84,4
P50	54,4

Tabla 10.1. Distribución granulométrica del cuarzo utilizado en pruebas de recuperación por arrastre.

Anexo D. Resultados de ICP de muestras de agua

Elemento	BIAS				Alimentación
	0,5 mg/l	1,0 mg/l	1,5 mg/l	2,0 mg/l	
-					
Al	<3.00	<3.00	<3.00	<3.00	<3.00
As	<0.20	<0.20	<0.20	<0.20	<0.20
Ca	245	345	310	314	382
Cd	<0.03	<0.03	<0.03	<0.03	<0.03
Cl-	3008	4878	4358	4328	6688
Co	<0.03	<0.03	<0.03	<0.03	<0.03
Cr	<0.03	<0.03	<0.03	<0.03	<0.03
Cu	<0.03	<0.03	0,07	0,03	<0.03
Fe	<3.00	<3.00	<3.00	<3.00	<3.00
Hg	<0.03	<0.03	<0.03	<0.03	<0.03
K	261	490	456	501	769
Mg	585	919	826	870	1221
Mn	<0.20	<0.20	<0.20	<0.20	<0.20
Mo	<0.05	<0.05	<0.05	<0.05	<0.05
Na	>2500	>2500	>2500	>2500	>2500
Ni	0,04	<0.03	<0.03	<0.03	<0.03
P	<0.30	<0.30	<0.30	<0.30	<0.30
Pb	<0.05	<0.05	<0.05	<0.05	<0.05
S	>100	>100	>100	>100	>100
Sb	<0.20	<0.20	<0.20	<0.20	<0.20
Se	<0.30	<0.30	<0.30	<0.30	<0.30
Si	122	72,4	87,2	81,9	<3.00
Zn	0,04	0,09	0,06	0,11	0,07

Tabla 10.2. Análisis químico de muestras de agua de pruebas en un sistema bifásico en ciclo abierto.

Composición de agua en el concentrado			
Tipo de Agua de Lavado			
Elemento	Agua Fresca	Agua de Mar	Alimentación
-	mg/l	mg/l	mg/l
Al	<3,0	<15	<15
As	0,3	<1	<1
Ca	18	138	1077
Cd	<0,03	<0,15	<0,15
Cl-	510	4790	3690
Co	<0,03	0,15	0,22
Cr	<0,03	<0,15	<0,15
Cu	3,23	1,36	0,81
Fe	<3,0	<15	<15
Hg	<0,03	<0,15	<0,15
K	50	367	347
Mg	131	1147	1040
Mn	<0,2	<1	3
Mo	1,43	2,11	0,59
Na	1469	10081	7287
Ni	<0,03	<0,15	<0,15
P	<0,3	<2	<2
Pb	<0,05	<0,5	<0,5
S	>100	1118	1460
Sb	<0,2	<1	<1
Se	<0,3	<2	<2
Si	65,2	<15	<15
Zn	0,62	<0,15	0,20

Tabla 10.3. Análisis químico de muestras de agua de pruebas de separación Cu-Mo.

Anexo E. Calibración de instrumentos

Flujo nominal 2LPM	Vi	Vf	V	t	t	Q
	ml	ml	ml	s	min	/min
	120	310	190	10,13	0,1688	1,125
	310	550	240	10,00	0,1667	1,440
100	300	200	9,88	0,1647	1,215	

Flujo nominal 5 LPM	Vi	Vf	V	t	t	Q
	ml	ml	ml	s	min	/min
	130	710	580	5,09	0,0848	6,837
	140	760	620	5,22	0,0870	7,126
140	790	650	5,13	0,0855	7,602	

Flujo nominal 7 LPM	Vi	Vf	V	t	t	Q
	ml	ml	ml	s	min	/min
	170	890	720	4,15	0,0692	10,410
	120	850	730	4,22	0,0703	10,379
120	860	740	4,25	0,0708	10,447	

Flujo nominal l/min	Flujo real l/min	Ajuste l/min
0	0,000	-0,756
2	1,260	2,370
5	7,189	7,060
7	10,412	10,187

Tabla 10.4. Calibración del rotámetro de gas instalado en la celda de contacto.

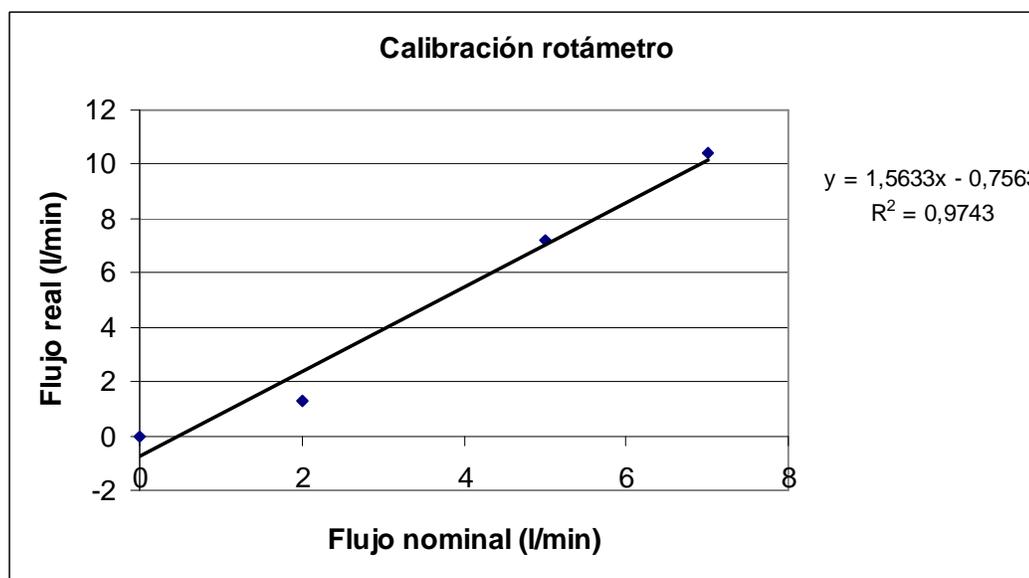


Figura 10.5. Calibración del rotámetro de gas instalado en la celda de contacto.

Frecuencia Hz	Mi Kg	Mf Kg	Mf-Mi Kg	V lt	t seg	t min	Flujo l/min
10,00	0,927	3,189	2,262	2,269	19,97	0,333	6,817
11,10	0,927	3,401	2,474	2,481	20,00	0,333	7,444
12,27	0,927	3,863	2,936	2,945	20,19	0,337	8,751
13,29	0,927	3,934	3,007	3,016	20,19	0,337	8,963
14,38	0,927	4,184	3,257	3,267	20,12	0,335	9,742
15,32	0,927	4,439	3,512	3,523	20,18	0,336	10,473

Frecuencia Hz	Flujo real l/min	Flujo ajuste l/min
10,00	6,817	6,885
11,10	7,444	7,635
12,27	8,751	8,434
13,29	8,963	9,131
14,38	9,742	9,875
15,32	10,473	10,516

Tabla 10.5. Calibración del variador de frecuencia de la bomba de alimentación de la celda de contacto.

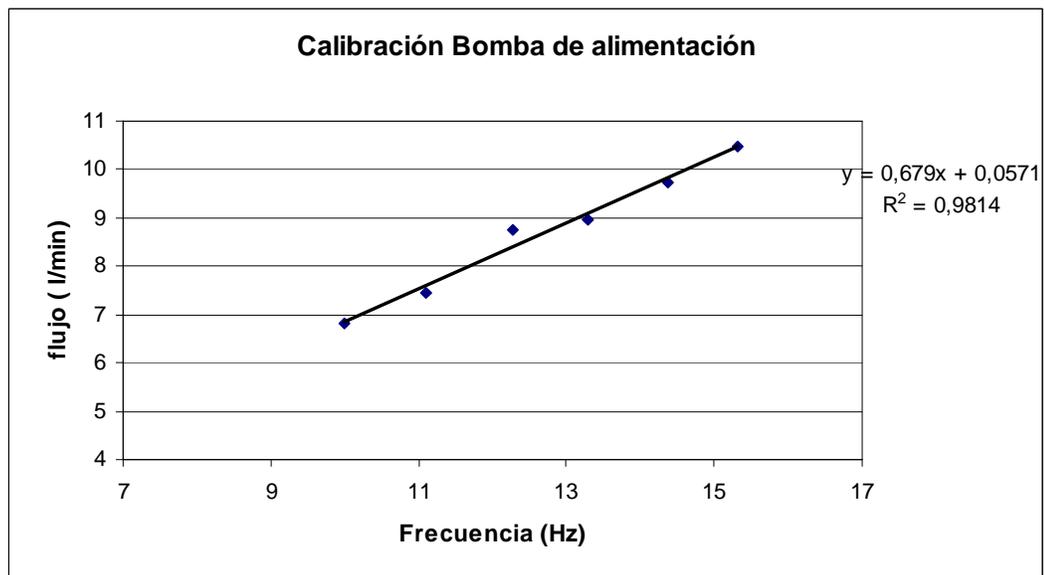


Figura 10.6. Calibración del variador de frecuencia de la bomba de alimentación de la celda de contacto.

Frecuencia Hz	Mi Kg	Mf Kg	Mf-Mi Kg	V lt	t seg	t min	Flujo l/min
10,00	0,9219	3,0323	2,1104	2,117	20,22	0,337	6,281
11,18	0,9219	3,3246	2,4027	2,410	20,22	0,337	7,151
12,35	0,9219	3,603	2,6811	2,689	20,09	0,335	8,031
13,13	0,9219	3,8047	2,8828	2,891	20,22	0,337	8,580
14,07	0,9219	4,0571	3,1352	3,145	20,22	0,337	9,331
15,09	0,9219	4,2466	3,3247	3,335	20,22	0,337	9,895

Frecuencia Hz	Flujo l/min	Flujo ajuste l/min
10	6,281	6,367
11,18	7,151	7,226
12,35	8,031	8,078
13,13	8,580	8,646
14,07	9,331	9,330
15,09	9,895	10,072

Tabla 10.6. Calibración del variador de frecuencia de la bomba de relave de la celda de contacto.

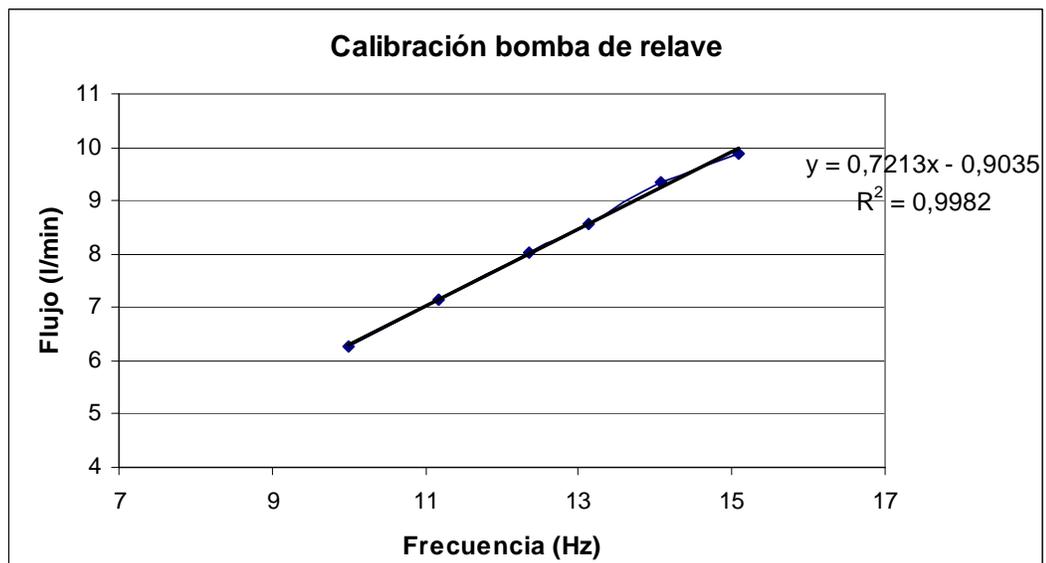


Figura 10.7. Calibración del variador de frecuencia de a bomba de relave de la celda de contacto.

Flujo Nominal l/min	V ml	t seg	Flujo real l/min
1,0	600	19,96	1,804
1,5	740	20,37	2,180
2,0	800	17,06	2,814
2,5	800	15,18	3,162
3,0	815	15,63	3,129

Tabla 10.7. Calibración del rotámetro de gas instalado en la celda de contacto.

Anexo F. Resumen de datos de pruebas

	Separador			Contactador	
	Jg cm/s	Eg -	delta P cm	Jg cm/s	Eg -
Dowfroth 250	0,371	7,576%	30,5	17,253	14,086%
	0,666	9,091%	30,0	28,803	21,488%
	0,961	9,091%	30,0	40,248	27,665%
	1,403	15,152%	28,0	57,389	35,289%
	0,371	6,061%	31,0	17,403	14,190%
	0,666	9,091%	30,0	28,803	21,488%
	0,961	12,121%	29,0	40,305	27,693%
	1,403	15,152%	28,0	57,497	35,332%
MIBC	0,371	6,061%	31,0	17,241	14,077%
	0,666	7,576%	30,5	28,701	21,429%
	0,961	9,091%	30,0	40,248	27,665%
	1,403	14,848%	28,1	57,392	35,291%
	0,371	7,576%	30,5	17,253	14,086%
	0,666	7,576%	30,5	28,715	21,437%
	0,961	12,121%	29,0	40,135	27,609%
	1,403	13,636%	28,5	57,241	35,230%
X-133	0,371	10,606%	29,5	17,261	14,091%
	0,666	9,091%	30,0	29,045	21,630%
	0,961	10,606%	29,5	40,767	27,922%
	1,403	12,121%	29,0	58,333	35,663%
	0,371	6,061%	31,0	17,265	14,094%
	0,666	7,576%	30,5	28,863	21,524%
	0,961	8,485%	30,2	40,527	27,804%
	1,403	7,576%	30,5	58,023	35,541%

Tabla 10.8. Resumen de datos de curvas de J_g - ϵ_g .

Prueba No.	Fecha	Tipo de Material	Tipo de Agua	Espumante	Cp	Velocidad superficial de gas, J _g cm/s	Flujo Alimentación lt/min	Velocidad superficial agua de lavado, J _w cm/s	Altura de Espuma cm	BIAS	ENT
-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
1	20-09-2011	Cuarzo	Fresca	MIBC	30%	0,2830	8,461	0,0000	10	0,000	0,126
2	20-09-2011	Cuarzo	Fresca	MIBC	30%	0,4720	8,461	0,0000	10	0,000	0,195
3	20-09-2011	Cuarzo	Fresca	MIBC	30%	0,6600	8,461	0,0000	10	0,000	0,225
4	22-09-2011	Cuarzo	Fresca	MIBC	30%	0,4720	5,519	0,0000	3	0,000	0,123
5	22-09-2011	Cuarzo	Fresca	MIBC	30%	0,4720	8,501	0,0000	10	0,000	0,080
6	22-09-2011	Cuarzo	Fresca	MIBC	30%	0,4720	13,712	0,0000	30	0,000	0,075
7	23-09-2011	Cuarzo	Fresca	MIBC	30%	0,2830	8,470	0,0943	10	0,616	0,060
8	23-09-2011	Cuarzo	Fresca	MIBC	30%	0,4720	8,470	0,0943	10	0,615	0,050
9	23-09-2011	Cuarzo	Fresca	MIBC	30%	0,6600	8,470	0,0943	10	0,616	0,054
10	27-09-2011	Cuarzo	Fresca	MIBC	30%	0,4720	5,525	0,0943	3	0,629	0,063
11	27-09-2011	Cuarzo	Fresca	MIBC	30%	0,4720	8,472	0,0943	10	0,612	0,013
12	27-09-2011	Cuarzo	Fresca	MIBC	30%	0,4720	13,710	0,0943	30	0,940	0,011
13	29-09-2011	Cuarzo	Fresca	MIBC	30%	0,4720	8,485	0,1886	10	0,761	0,021
14	29-09-2011	Cuarzo	Fresca	MIBC	30%	0,6600	8,485	0,1886	10	0,763	0,036
15	30-09-2011	Cuarzo	Fresca	DF250	30%	0,2830	8,465	0,0000	10	0,000	0,207
16	30-09-2011	Cuarzo	Fresca	DF250	30%	0,4720	8,465	0,0000	10	0,000	0,216
17	30-09-2011	Cuarzo	Fresca	DF250	30%	0,6600	8,465	0,0000	10	0,000	0,351
18	04-10-2011	Cuarzo	Fresca	DF250	30%	0,4720	5,527	0,0000	3	0,000	0,299
19	04-10-2011	Cuarzo	Fresca	DF250	30%	0,4720	8,479	0,0000	10	0,000	0,243
20	04-10-2011	Cuarzo	Fresca	DF250	30%	0,4720	13,714	0,0000	30	0,000	0,157
21	06-10-2011	Cuarzo	Fresca	DF250	30%	0,2830	8,458	0,0943	10	0,617	0,065
22	06-10-2011	Cuarzo	Fresca	DF250	30%	0,4720	8,458	0,0943	10	0,619	0,091
23	06-10-2011	Cuarzo	Fresca	DF250	30%	0,6600	8,458	0,0943	10	0,625	0,150
24	07-10-2011	Cuarzo	Fresca	DF250	30%	0,4720	5,520	0,0943	3	0,636	0,138
25	07-10-2011	Cuarzo	Fresca	DF250	30%	0,4720	8,466	0,0943	10	0,620	0,100
26	07-10-2011	Cuarzo	Fresca	DF250	30%	0,4720	13,720	0,0943	30	0,946	0,051
27	11-10-2011	Cuarzo	Fresca	DF250	30%	0,4720	8,473	0,1886	10	0,760	0,015
28	11-10-2011	Cuarzo	Fresca	DF250	30%	0,6600	8,473	0,1886	10	0,762	0,035
29	11-10-2011	Cuarzo	Fresca	DF250	30%	0,4720	5,526	0,1886	3	0,783	0,131
30	13-10-2011	Cuarzo	Fresca	DF250	30%	0,4720	8,508	0,1886	10	0,764	0,046
31	13-10-2011	Cuarzo	Fresca	DF250	30%	0,4720	13,713	0,1886	30	0,973	0,034

Tabla 10.9. Resumen de resultados de pruebas de recuperación por arrastre

tiempo (seg)	Conductividad (mS/cm)	Tiempo (seg)	Conductividad (mS/cm)	tiempo (seg)	Conductividad (mS/cm)
0	1,618	400	3,460	810	2,380
10	5,000	410	3,450	820	2,360
20	5,990	420	3,410	830	2,350
30	5,950	430	3,370	840	2,340
40	5,870	440	3,340	850	2,320
50	5,780	460	3,260	860	2,310
60	5,690	470	3,230	870	2,300
70	5,580	480	3,190	880	2,280
80	5,490	490	3,130	890	2,270
90	5,420	500	3,090	900	2,250
100	5,300	510	3,060	910	2,240
110	5,230	520	3,030	920	2,230
120	5,160	530	3,000	930	2,210
130	5,090	540	2,970	940	2,210
140	4,990	550	2,940	950	2,200
150	4,920	560	2,910	960	2,190
160	4,850	570	2,880	970	2,180
170	4,780	580	2,860	980	2,170
180	4,700	590	2,830	990	2,150
190	4,640	600	2,800	1000	2,150
200	4,560	610	2,780	1010	2,140
210	4,500	620	2,760	1020	2,130
220	4,420	630	2,730	1030	2,120
230	4,370	640	2,710	1040	2,100
240	4,320	650	2,660	1050	2,100
250	4,250	660	2,660	1060	2,090
260	4,190	670	2,640	1070	2,080
270	4,140	680	2,600	1080	2,070
280	4,080	690	2,600	1090	2,060
290	4,020	700	2,580	1100	2,060
300	3,970	710	2,560	1110	2,050
310	3,920	720	2,530	1120	2,040
320	3,860	730	2,520	1130	2,030
330	3,810	740	2,500	1140	2,030
340	3,770	750	2,480	1150	2,020
350	3,730	760	2,460	1160	2,010
360	3,670	770	2,450	1170	2,010
370	3,630	780	2,430	1180	2,000
380	3,590	790	2,410		
390	3,530	800	2,400		

Tabla 10.10. Resumen de datos de la prueba de distribución de tiempos de residencia en el acondicionador de la celda de contacto.

tiempo (seg)	Conductividad (mS/cm)
0	1,358
10	1,358
20	1,322
30	1,505
40	1,581
80	3,060
110	3,630
120	3,700
170	3,830
190	3,890
210	3,990
230	4,020
240	4,050
250	4,060
260	4,050
270	4,050
280	4,040
290	4,030
300	4,020
310	4,020
320	4,010
330	3,970
340	3,880
350	3,950
360	3,860
370	3,870
400	3,850
410	3,840
420	3,790
430	3,780
440	3,770
450	3,750
460	3,710

Tiempo (seg)	Conductividad (mS/cm)
470	3,700
480	3,650
490	3,610
500	3,590
510	3,560
520	3,540
530	3,530
540	3,490
550	3,460
560	3,450
570	3,410
580	3,370
590	3,350
600	3,330
610	3,310
620	3,300
630	3,240
640	3,190
650	3,150
660	3,130
670	3,050
680	3,070
690	2,830
700	3,040
710	2,950
720	3,020
730	2,970
740	2,990
750	2,950
760	2,940
770	2,810
780	2,660
790	2,860

tiempo (seg)	Conductividad (mS/cm)
800	2,830
810	2,710
820	2,750
830	2,730
850	2,690
860	2,670
870	2,630
880	2,600
890	2,540
900	2,550
910	2,510
920	2,490
930	2,480
940	2,400
950	2,100
960	2,120
970	2,040
980	2,290
990	2,320
1000	2,060
1010	2,290
1020	2,260
1030	2,250
1040	2,250
1050	2,120
1060	2,200
1080	2,180
1100	2,160
1110	2,150
1150	1,979

Tabla 10.11. Resumen de datos de la prueba de distribución de tiempos de residencia en la celda de contacto.

	Flujo l/min	Ca (mg/l)	K (mg/l)	Mg (mg/l)	Cl (mg/l)	Ca (mg)	K (mg)	Mg (mg)	Cl (mg)	Ca (%)	K (%)	Mg (%)	Cl (%)	Rw (%)	ENT -
Prueba 1															
Alimentación	11,334	382,0	769,0	1221	6688,0	3010,5	6060,4	9622,6	52707,5	-	-	-	-	-	-
Relave	9,861	137,0	508,0	636,0	3680,0	2589,3	5611,7	8616,8	47535,8	86,01	92,60	89,55	90,19	79,95	-
Concentrado	2,473	245,0	261,0	585,0	3008	421,2	448,7	1006	5172	13,99	7,40	10,45	9,81	20,05	0,519
Agua de Lavado	1,000	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
BIAS	0,404	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Prueba 2															
Alimentación	10,145	382,0	769,0	1221	6688,0	4844,2	9751,9	15483,8	84812,2	-	-	-	-	-	-
Relave	9,632	28,0	279,0	302,0	1810,0	4174,7	8825,1	13745,7	75586,2	86,18	90,50	88,77	89,12	86,42	-
Concentrado	1,513	354,0	490,0	919,0	4878	669,5	926,8	1738	9226	13,82	9,50	11,23	10,88	13,58	0,837
Agua de Lavado	1,000	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
BIAS	0,661	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Prueba 3															
Alimentación	9,774	382,0	769,0	1221	6688,0	4048,5	8150,1	12940,5	70881,3	-	-	-	-	-	-
Relave	9,726	72,0	313,0	395,0	2330,0	3696,2	7631,8	12001,7	65928,1	91,30	93,64	92,75	93,01	90,27	-
Concentrado	1,048	310,0	456,0	826,0	4358	352,3	518,3	938,8	4953	8,70	6,36	7,25	6,99	9,73	0,753
Agua de Lavado	1,000	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
BIAS	0,954	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Prueba 4															
Alimentación	9,529	382,0	769,0	1221	6688,0	6425,3	12934,8	20537,6	112494,0	-	-	-	-	-	-
Relave	9,814	68,0	268,0	351,0	2360,0	6029,0	12302,4	19439,5	107031,3	93,83	95,11	94,65	95,14	93,21	-
Concentrado	0,715	314,0	501,0	870,0	4328	396,3	632,4	1098	5463	6,17	4,89	5,35	4,86	6,79	0,783
Agua de Lavado	1,000	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
BIAS	1,399	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-

Tabla 10.12. Recuperación de iones de agua de mar en un sistema bifásico para una prueba en ciclo abierto.

	Flujo seco l/min	Flujo pulpa l/min	Flujo agua l/min	Cp %	PE sólido -	PE pulpa -	PE agua -	Flujo másico seco Kg/min	Flujo másico pulpa Kg/min	Flujo másico agua Kg/min	Tiempo operación min	Masa seca Kg	Masa Pulpa Kg	Masa agua Kg
Alimentación														
Ciclo 1	0,903	8,00	7,097	32,00	3,786	1,336	1,024	3,420	10,687	7,267	40	15,10	47,18	32,08
Ciclo 2	0,909	8,00	7,091	32,00	3,760	1,335	1,024	3,417	10,679	7,261	40	16,32	51,01	34,69
Ciclo 3	0,904	8,00	7,096	32,00	3,781	1,336	1,024	3,419	10,685	7,266	40	14,08	44,00	29,92
Ciclo 4	0,904	8,00	7,096	32,00	3,781	1,336	1,024	3,419	10,685	7,266	40	25,30	79,05	53,76
Concentrado Rougher														
Ciclo 1	0,012	0,700	0,688	5,98	3,890	1,071	1,024	0,045	0,750	0,705	40	1,79	29,99	28,20
Ciclo 2	0,042	0,900	0,858	15,55	3,833	1,156	1,024	0,162	1,040	0,878	40	6,47	41,61	35,14
Ciclo 3	0,010	1,000	0,990	3,54	3,891	1,051	1,024	0,037	1,051	1,014	40	1,49	42,06	40,57
Ciclo 4	0,018	1,000	0,982	6,37	3,881	1,074	1,024	0,068	1,074	1,006	40	2,74	42,98	40,24
Concentrado Scavenger														
Ciclo 1	0,003	0,077	0,074	13,38	3,921	1,136	1,024	0,012	0,087	0,076	120	1,40	10,48	9,074
Ciclo 2	0,002	0,051	0,049	13,28	3,836	1,134	1,024	0,008	0,058	0,051	120	0,93	7,00	6,069
Ciclo 3	0,003	0,130	0,127	8,74	3,786	1,094	1,024	0,012	0,142	0,130	120	1,49	17,05	15,561
Ciclo 4	0,009	0,182	0,174	15,45	3,758	1,154	1,024	0,032	0,210	0,178	120	3,90	25,24	21,345
Relave														
Ciclo 1	0,909	7,923	9,848	25,08	3,715	1,699	1,024	3,376	13,461	10,085	120	11,90	47,46	35,56
Ciclo 2	0,528	7,949	9,543	16,76	3,726	1,477	1,024	1,968	11,740	9,772	120	8,92	53,24	44,32
Ciclo 3	1,379	7,870	9,781	33,63	3,681	1,917	1,024	5,074	15,090	10,016	120	11,10	33,01	21,91
Ciclo 4	1,216	7,818	9,879	31,18	3,770	1,880	1,024	4,583	14,700	10,116	120	18,66	59,84	41,18
Agua de lavado														
Ciclo 1	-	-	1,000	-	-	-	0,997	-	-	0,997	40	-	-	40,75
Ciclo 2	-	-	1,300	-	-	-	0,997	-	-	1,296	40	-	-	50,84
Ciclo 3	-	-	1,200	-	-	-	0,997	-	-	1,196	40	-	-	48,12
Ciclo 4	-	-	1,200	-	-	-	1,024	-	-	1,229	40	-	-	49,01
BIAS														
Ciclo 1	1,452													
Ciclo 2	1,516													
Ciclo 3	1,212													
Ciclo 4	1,222													

Tabla 10.13. Balance de masa de pruebas de recuperación de iones de agua de mar en separación Cu-Mo.

Anexo G. Pruebas cinéticas de flotación

			Leyes			Masa			Masa acumulada			Recuperación acumulada		
Flujo	Tiempo (min)	Masa (gr)	Cu (%)	Fe (%)	Mo (%)	Cu (gr)	Fe (gr)	Mo (gr)	Cu (gr)	Fe (gr)	Mo (gr)	Cu (%)	Fe (%)	Mo (%)
Alimentación	0	80000,0	0,351	2,34	0,009	280,8	1872,0	7,2	280,8	1872,0	7,2	-	-	-
Concentrado 1	5	542,0	12,572	11,00	0,121	68,1	59,6	0,7	68,1	59,6	0,7	24,3	3,2	9,1
Concentrado 2	10	526,8	4,039	5,44	0,040	21,3	28,7	0,2	89,4	88,3	0,9	31,8	4,7	12,0
Concentrado 3	20	1139,0	2,137	4,41	0,023	24,3	50,2	0,3	113,8	138,5	1,1	40,5	7,4	15,7
Concentrado 4	40	2998,0	1,035	3,54	0,010	31,0	106,1	0,3	144,8	244,6	1,4	51,6	13,1	19,8
Concentrado 5	80	5216,7	0,517	3,13	0,005	27,0	163,3	0,3	171,8	407,9	1,7	61,2	21,8	23,5
Relave		69577,5	0,148	2,100	0,007	103,0	1461,1	4,9	103,0	1461,1	4,9	36,7	78,1	67,6
Datos reconciliados														
			Leyes			Masa			Masa acumulada			Recuperación acumulada		
Flujo	Tiempo (min)	Masa (gr)	Cu (%)	Fe (%)	Mo (%)	Cu (gr)	Fe (gr)	Mo (gr)	Cu (gr)	Fe (gr)	Mo (gr)	Cu (%)	Fe (%)	Mo (%)
Alimentación	0	79987,5	0,346	2,34	0,009	277,0	1870,5	6,8	277,0	1870,5	6,8	-	-	-
Concentrado 1	5	546,0	12,62	11,00	0,122	68,9	60,0	0,7	68,9	60,0	0,7	24,9	3,2	9,8
Concentrado 2	10	537,8	4,04	5,45	0,040	21,8	29,3	0,2	90,6	89,3	0,9	32,7	4,8	12,9
Concentrado 3	20	1151,3	2,14	4,42	0,023	24,6	50,9	0,3	115,3	140,2	1,1	41,6	7,5	16,8
Concentrado 4	40	3010,5	1,04	3,55	0,010	31,2	106,7	0,3	146,5	247,0	1,4	52,9	13,2	21,2
Concentrado 5	80	5229,5	0,52	3,13	0,005	27,1	163,7	0,3	173,6	410,7	1,7	62,7	22,0	25,1
Relave		69512,5	0,149	2,100	0,007	103,4	1459,8	5,1	103,4	1459,8	5,1	37,3	78,0	74,9

Tabla 10.14. Datos de SKT de flotación en la celda de contacto.

Flujo	Tiempo (min)	Masa (gr)	Leyes			Masa			Masa acumulada			Recuperación acumulada		
			Cu (%)	Fe (%)	Mo (%)	Cu (gr)	Fe (gr)	Mo (gr)	Cu (gr)	Fe (gr)	Mo (gr)	Cu (%)	Fe (%)	Mo (%)
Alimentación	0	2632,9	0,403	2,323	0,009	10,623	61,168	0,246	10,623	61,168	0,246	-	-	-
Concentrado 1	0,75	202,6	4,13	4,83	0,070	8,361	9,786	0,142	8,361	9,786	0,142	78,7	16,0	57,6
Concentrado 2	2,00	114,8	0,89	2,86	0,019	1,017	3,283	0,022	9,378	13,069	0,164	88,3	21,4	66,5
Concentrado 3	8,00	78,9	0,54	2,71	0,014	0,427	2,138	0,011	9,805	15,207	0,175	92,3	24,9	71,0
Concentrado 4	30,00	107,9	0,13	2,35	0,007	0,137	2,536	0,008	9,942	17,743	0,182	93,6	29,0	74,0
Concentrado 5	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Relave		2128,7	0,148	2,100	0,007	3,150	44,703	0,149	3,150	44,703	0,149	-	-	-

Datos reconciliados

Flujo	Tiempo (min)	Masa (gr)	Leyes			Masa			Masa acumulada			Recuperación acumulada		
			Cu (%)	Fe (%)	Mo (%)	Cu (gr)	Fe (gr)	Mo (gr)	Cu (gr)	Fe (gr)	Mo (gr)	Cu (%)	Fe (%)	Mo (%)
Alimentación	0	2702,2	0,473	2,34	0,012	12,793	63,324	0,312	12,793	63,324	0,312	-	-	-
Concentrado 1	0,75	192,6	4,13	4,82	0,066	7,950	9,293	0,127	7,950	9,293	0,127	62,1	14,7	40,8
Concentrado 2	2,00	114,2	0,89	2,86	0,019	1,012	3,265	0,021	8,962	12,558	0,149	70,0	19,8	47,7
Concentrado 3	8,00	78,8	0,54	2,71	0,014	0,426	2,134	0,011	9,388	14,692	0,160	73,4	23,2	51,2
Concentrado 4	30,00	108,1	0,13	2,35	0,007	0,137	2,538	0,008	9,525	17,230	0,167	74,5	27,2	53,6
Concentrado 5	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Relave		2208,5	0,148	2,087	0,007	3,268	46,094	0,145	3,268	46,094	0,145	-	-	-

Tabla 10.15. Datos de una SKT de flotación en la celda mecánica de laboratorio.