



UNIVERSIDAD DE CHILE
FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA DE MINAS

IMPACTO DEL EFECTO DEL CAMPO MAGNÉTICO Y DEL
EFECTO CENTRÍFUGO EN LA EFICIENCIA DE SEPARACIÓN
DE MINERALES UTILIZANDO LA NUEVA CELDA DE
FLOTACIÓN MGFLOAT®

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS

JOSÉ IGNACIO CERECEDA BRAVO

PROFESOR GUÍA:

GONZALO MONTES ATENAS

MIEMBROS DE LA COMISIÓN:

ALDO CASALI BACELLI

RODRIGO LADRÓN DE GUEVARA

SANTIAGO DE CHILE

2018

RESUMEN DE LA MEMORIA PARA OPTAR

AL TÍTULO DE: Ingeniero Civil en Minas

POR: José Ignacio Cereceda Bravo

FECHA: Enero 2018

PROFESOR GUÍA: Gonzalo Montes Atenas

IMPACTO DEL EFECTO DEL CAMPO MAGNÉTICO Y DEL EFECTO CENTRÍFUGO EN LA EFICIENCIA DE SEPARACIÓN DE MINERALES UTILIZANDO LA CELDA MGFLOAT®

En el análisis que realiza la industria minera, se encuentra la adaptación a nuevas medidas medioambientales, reducción del impacto ambiental, relación con la comunidad, baja en la ley de los yacimientos y el uso eficiente de recursos. Esto último ha cobrado mayor relevancia por la caída en el precio de *commodities* y el aumento de los costos generales. Según la comisión chilena del cobre se espera que en los próximos 10 años el requerimiento de agua y electricidad suban 42% y 38%, respectivamente.

Una manera de resolver el mayor requerimiento de recursos es aumentar la producción de lo requerido, para lo cual ya existen varias alternativas sustentables, desde paneles solares hasta plantas desalinizadoras. ¿Y si se cambia el enfoque a reducir la necesidad? Disminuir el requerimiento de recursos implica procesos más eficientes y equipos con mayor rendimiento, que es donde se enmarca este trabajo, el que tiene como objetivo estudiar una celda de flotación prototipo en busca de estas características. Se propone que el uso de fuerza centrífuga en conjunto a un campo magnético presenta la opción de mejorar el proceso de concentrado. En este trabajo se analiza críticamente el diseño del equipo y se evalúa su desempeño comparado con una planta de flotación.

Uno de los resultados de este trabajo es que colocar un campo magnético dentro de un hidrociclón aumenta la separación por fracción de tamaño de minerales de cobre sulfurado, lo cual indica interacción con la propiedad paramagnética de estos. Su atracción al origen del campo genera una fuerza opuesta al sentido del flujo de pulpa, esto puede aumentar su tiempo de residencia y con ello su exposición a la fuerza centrífuga. Para esta interacción no se precisa que las partículas tengan una superficie de mineral expuesta, por ello se requiere menos reducción de tamaño. Esto implica menor consumo eléctrico en molienda. En principio, esta tecnología se podría usar en hidrociclones actualmente presentes en la industria.

Para los 4 rangos analizados en este trabajo se obtuvieron como máximo mejoras de 4%, 10%, 5% y 2% en la eficiencia técnica de flotación, para los tamaños debajo de 44, 44 a 74, 74 a 105 y sobre 105 micrones, respectivamente. Con la configuración actual, aumentar la eficiencia en un rango puede disminuir la de otro. El aumento de eficiencia global más alto registrado al introducir un campo magnético en la celda prototipo fue de un 4%.

La mejor configuración de esta celda prototipo, en comparación con una planta de flotación, alcanza 71% de la recuperación metalúrgica y 6% de la eficiencia de flotación en 0,35% del tiempo. Además, la celda tiene un 0,06% del volumen y trata el 16% del flujo volumétrico.

ABSTRACT

The analysis carried out by the mining industry includes the adaptation to new environmental measures, reducing the environmental impact, relationship with communities, lower grade mines and efficient use of resources. The latter has become more relevant due to the fall in the price of commodities and the increase in general costs. According to COCHILCO, in the next 10 years the requirement of water and electricity will increase 42% and 38%, respectively.

One way to solve the additional resource requirement is to increase production of these, for which there are sustainable alternatives, from solar panels to desalination plants. Could we change the focus to reduce the need? Decreasing the requirement of resources implies efficient processes and high performance equipment, this work objective is to look for this characteristics in a prototype flotation cell. It will be analyzed if the use of centrifugal force in conjunction with a magnetic field improves the concentration process. In this work the design of the equipment is justified and its performance is evaluated.

One of the results is that placing a magnetic field inside a hydrocyclone increases separation by size of copper sulfides minerals. This indicates interaction with the paramagnetic property of these. The attraction to the origin of the field generates a force opposite to the direction of the flow, this could increase its residence time and therefore its exposure to the centrifugal force. For this interaction it is not necessary that the particles have an exposed mineral surface, therefore less size reduction is required. The latter implies lower electrical consumption in grinding. In principle, this technology could be used in hydrocyclones present in the industry.

For the 4 ranges analyzed in this paper, improvements of 10%, 38%, 10% and 20% in flotation efficiency were obtained, for sizes below 44, 44 to 74, 74 to 105 and 105 microns, respectively. With the current configuration, increasing efficiency in one range can decrease that of another. The highest overall efficiency increase recorded when introducing a magnetic field in the prototype cell was 7%.

The prototype cell best configuration, compared to a flotation plant, reaches 71% of the metallurgical recovery and 13% of the flotation efficiency in 0.35% of the time. In addition, the cell has 0.06% of the volume and 16% of the volumetric flow rate.

DEDICATORIA

*“Nada es tan saludable como una paliza en el momento oportuno.
De pocas partidas ganadas tengo aprendido tanto como de la mayoría de mis derrotas.”*

José Raúl Capablanca,
Campeón Mundial de ajedrez de 1921 a 1927

AGRADECIMIENTOS

A mi familia, que ha sido fundamental para formar quien soy. Me han dado la fuerza de superarme día a día, las ganas de aprender y han formado mi carácter.

A mi padre, por la paciencia que siempre me ha tenido, por nunca haber dudado en mí y por sus aportes a este trabajo.

A mi madre, que gracias a su buen manejo de problemas siempre pudo asegurar un ambiente tranquilo durante una carrera universitaria exigente.

A mi hermana mayor, por guiarme en las situaciones más complicadas y entenderme como nadie.

A mis hermanos menores, verlos crecer ha sido una de las alegrías más grandes de mi vida.

Al profesor Gonzalo Montes, quien en la primera clase de todos sus cursos nos dio la confianza de que su oficina siempre estaba abierta para consultas y problemas de los estudiantes. Desde entonces ha sido un agrado trabajar como practicante, ayudante, auxiliar y finalmente, memorista. Agradezco la confianza depositada en mí al entregarme un proyecto de esta magnitud e invitarme al grupo de investigación M²CSRG, fue un agrado trabajar con este equipo. Se me dieron las condiciones para desarrollar mi potencial, ha sido un excelente guía en crecimiento personal y profesional. Espero en el futuro tener el agrado de trabajar con usted nuevamente.

Al profesor Aldo Casali, que a pesar de sus diversas responsabilidades en la escuela y una agenda muy ocupada, siempre se dio el tiempo para ayudarme en este trabajo. Siendo director de escuela, se preocupó de asistir a todas las presentaciones de mi memoria y de activamente buscar cómo mejorar este proyecto. A lo largo de los años ha sido un guía en cómo comportarse en el mundo profesional. Esta memoria ha avanzado mucho gracias a sus aportes.

A Rodrigo Ladrón de Guevara, por guiarme en mi primera práctica laboral y en el difícil proceso de una memoria. A quien más he molestado con los detalles de esta y siempre me ha ayudado con una paciencia envidiable.

A César Arredondo, Jaime Rovegno y mis practicantes. Han sido un excelente grupo, ha sido muy agradable trabajar con todos ustedes, voy a extrañar su buena predisposición.

A mis amigos de minería, con quienes compartí los años más difíciles de la carrera, gracias por las juntas, los grupos de estudio y los buenos momentos.

A mis amigos de plan común, con quienes me entretuve como nunca en los primeros años de carrera.

A Michel Kleeberg, por todas las conversaciones que hemos compartido. Toda la ayuda que me ha prestado y siempre fomentar decisiones responsables. Por ser una de las personas más agradables que he tenido el gusto de conocer.

A Diego Gallardo, por siempre acompañarme en cada locura que se me ha ocurrido. Con quien he compartido tantos momentos de reírse hasta no poder más.

¡Gracias!

TABLA DE CONTENIDO

1. Introducción	1
1.1. Objetivos generales.....	3
1.2. Objetivos específicos.....	3
1.3. Alcances.....	3
1.4. Estructura.....	3
2. Revisión bibliográfica	4
2.1. Geometría y dimensiones	6
2.2. Introducción de aire	8
2.3. Agitación de pulpa.....	11
2.4. Remoción de espuma.....	12
2.5. Separación por hidrociclón.....	14
2.6. Separación por campos magnéticos.....	15
2.7. Nueva celda de flotación prototipo MGFloat®.....	21
2.8. Parámetros de rendimiento de una celda de flotación	23
3. Metodología	25
3.1. Materiales	25
3.2. Métodos	29
3.3. Análisis de datos.....	31
3.3.1. Reconciliación general de datos.....	32
3.3.2. Reconciliación de datos mediante reconstrucción de la alimentación.....	32
3.3.3. Reconciliación de datos mediante reconstrucción del flujo tangencial	33
3.3.4. Reconciliación de datos mediante reconstrucción del flujo axial.....	33
4. Resultados y discusión	34
4.1. Planta de flotación “Black Colt”	34
4.2. Reconciliación de datos	35
4.3. Estudio de la alimentación.....	37
4.4. Efecto ingreso de aire forzado	50
4.5. Efecto campo magnético	54
4.6. Efecto reducción de diámetro salida tangencial	61
4.7. Celda “MGFloat®” vs Planta “Black Colt”	65
5. Conclusiones	68
6. Recomendaciones.....	69
7. Bibliografía.....	74
8. Anexos.....	77

INDICE DE ILUSTRACIONES

Ilustración 1. Diagrama de flujo alimentación celda de flotación MGFloat®.....	2
Ilustración 2. Esquema de circuito de molienda.....	4
Ilustración 3. Celda flotación 300 m ³	6
Ilustración 4. Celdas de flotación de base cuadrada.....	6
Ilustración 5. Celda de flotación de base circular.....	7
Ilustración 6. Celda Columnar.....	7
Ilustración 7. Celda mecánica con aire forzado.....	8
Ilustración 8. Celda autoaspirante.	8
Ilustración 9. Celda Jameson.....	9
Ilustración 10. Esquema celda de electroflotación.....	9
Ilustración 11. Celda con aire disuelto.....	10
Ilustración 12. Celda Concorde.....	10
Ilustración 13. Tamaño de burbuja, la agitación aumenta de izquierda a derecha.....	11
Ilustración 14. Esquema Rotor-estator.....	11
Ilustración 15. Sistema fluizado de flotación.....	12
Ilustración 16. Celda de flotación con remoción natural de espuma.....	12
Ilustración 17. Esquema de celda con crowder de espuma.....	13
Ilustración 18. Celda con crowder de espuma.....	13
Ilustración 19. Esquema de funcionamiento de un hidrociclón. Trayectoria partículas gruesas (a) y finas (b).....	14
Ilustración 20. Corriente circular afectando un punto P.....	17
Ilustración 21. Solenoide afectando punto P.....	19
Ilustración 22. Campo generado por un solenoide.....	20
Ilustración 23. Hidrociclón magnético de tambor.....	21
Ilustración 24. Celda de flotación prototipo.....	22
Ilustración 25. Interacción fuerza de Lorentz en celda prototipo.....	23
Ilustración 26. Imagen molino de la planta de flotación.....	25
Ilustración 27. Imagen hidrociclón planta de flotación.....	26
Ilustración 28. Tanque de acondicionamiento planta de flotación.....	27
Ilustración 29. Configuración celda de flotación prototipo MGFloat®.....	27
Ilustración 30. Instalación celda prototipo.....	28
Ilustración 31. Diagrama de flotación planta "Black Colt".....	28
Ilustración 32. Balance masa celda de flotación.....	31
Ilustración 33. Ajuste recuperación metalúrgica planta "Black Colt".....	35
Ilustración 34. Diagrama Pareto flujo porcentual por salida según método de reconciliación.....	38
Ilustración 35. Diagrama Pareto P ₈₀ por salida según método de reconciliación.....	39
Ilustración 36. Ley de cobre por fracción de tamaño (día 1 arriba, día 2 abajo, reconstrucción de alimentación izquierda, reconciliación general derecha).....	40
Ilustración 37. Diagrama de dispersión de ley de cobre original vs reconstruida por experimento.....	41
Ilustración 38. Diagrama de dispersión de ley original vs reconstruida por fracción de tamaño por experimento.....	42
Ilustración 39. Porcentaje de cobre total por fracción de tamaño (reconstrucción alimentación arriba, reconciliación general abajo).....	43

Ilustración 40. Ley de cobre por fracción de tamaño, reconstrucción de alimentación (c/aire 2A esquina día 1 superior izquierda, c/aire 1ª esquina día 1 superior derecha, c/aire 0A día 1 centro izquierda, s/aire 0A día 1 centro derecha, c/aire 1A día 2 esquina inferior izquierda, c/aire 0A día 2 esquina inferior derecha)	44
Ilustración 41. Ley de cobre por fracción de tamaño, reconciliación general (c/aire 2A esquina día 1 superior izquierda, c/aire 1ª esquina día 1 superior derecha, c/aire 0A día 1 centro izquierda, s/aire 0A día 1 centro derecha, c/aire 1A día 2 esquina inferior izquierda, c/aire 0A día 2 esquina inferior derecha)	45
Ilustración 42. Distribución granulométrica G-S (c/aire 2A día 1 arriba, c/aire 1A día 1 centro, c/aire 0A día 1 abajo).....	47
Ilustración 43. Distribución granulométrica G-S (s/aire 0A día 1 arriba, c/aire 1A día 2 centro, c/aire 0A día 2 abajo).....	48
Ilustración 44. P ₈₀ por flujo, efecto ingreso del aire día 1, reconstrucción de alimentación.	50
Ilustración 45. Recuperación metalúrgica por fracción de tamaño, efecto ingreso del aire día 1, reconstrucción de alimentación.	50
Ilustración 46. Factor enriquecimiento por fracción de tamaño, efecto ingreso del aire día 1, reconstrucción de alimentación.	51
Ilustración 47. Eficiencia técnica de separación por fracción de tamaño, efecto ingreso del aire día 1, reconstrucción de alimentación.	51
Ilustración 48. P ₈₀ por flujo, efecto campo magnético (día 1 arriba, día 2 abajo).....	54
Ilustración 49. Recuperación metalúrgica por fracción de tamaño, efecto campo magnético (día 1 arriba, día 2 abajo).	55
Ilustración 50. Factor enriquecimiento por fracción de tamaño, efecto campo magnético (día 1 arriba, día 2 abajo).	56
Ilustración 51. Eficiencia técnica de flotación por fracción de tamaño, efecto campo magnético (día 1 arriba, día 2 abajo).	57
Ilustración 52. Campo magnético presente en la celda prototipo MGFloa®.	60
Ilustración 53. Recuperación metalúrgica por fracción de tamaño, efecto campo reducción diámetro salida tangencial (sin campo arriba, con campo abajo).....	61
Ilustración 54. Factor enriquecimiento por fracción de tamaño, efecto campo reducción diámetro salida tangencial (sin campo arriba, con campo abajo).....	62
Ilustración 55. Eficiencia técnica de flotación por fracción de tamaño, efecto campo reducción diámetro salida tangencial (sin campo arriba, con campo abajo).....	63
Ilustración 56. Recuperación metalúrgica vs recuperación en peso por experimento.....	65
Ilustración 57. Configuración propuesta para recuperación de material fino, con liberación del mineral de interés.....	70
Ilustración 58. Configuración propuesta para recuperación de material grueso, sin liberación del mineral de interés.....	71
Ilustración 59. Magnetismo de minerales.....	72

INDICE DE TABLAS

Tabla 1. Susceptibilidad magnética de algunos minerales.	20
Tabla 2. Dimensiones de celda prototipo.	22
Tabla 3. Flujos y leyes planta de flotación "Black Colt"	29
Tabla 4. Flujos a muestrear.	30
Tabla 5. Metodología de obtención de compósitos.	30
Tabla 6. Parámetros de rendimiento planta de flotación "Black Colt".....	34

Tabla 7. Varianza por método de reconciliación.....	35
Tabla 8. Error por método de reconciliación y experimento.....	36
Tabla 9. Medición flujo de alimentación a celda prototipo.....	37
Tabla 10. Diferencia porcentual de P_{80} de alimentación entre experimentos por método de reconciliación.....	40
Tabla 11. Porcentaje de sólidos en peso por salida y experimento.	46
Tabla 12. Variación de parámetros de rendimiento en presencia de campos magnéticos.....	59
Tabla 13. Eficiencia técnica de flotación por fracción de tamaño, presencia de campo magnético y reducción del diámetro de la salida tangencial.	64
Tabla 14. Parámetros de rendimiento y ley de alimentación por experimento.	66
Tabla 15. Datos medidos en terreno.	77
Tabla 16. Reconciliación de datos general.	78
Tabla 17. Reconciliación de datos con mayor confianza en flujo axial y tangencial.....	78
Tabla 18. Reconciliación de datos con mayor confianza en flujo axial y de alimentación.....	79
Tabla 19. Reconciliación de datos con mayor confianza en flujo de alimentación y tangencial.	79

INDICE DE ECUACIONES

Ecuación 1. Ley de la fuerza de Lorentz.	15
Ecuación 2. Susceptibilidad magnética.	16
Ecuación 3. Susceptibilidad magnética.	16
Ecuación 4. Ecuación de la balanza de Gouy.	16
Ecuación 5. Ecuación de Jean Biot.....	16
Ecuación 6, Ecuación de Jean Biot.....	17
Ecuación 7. Ecuación de Jean Biot.....	17
Ecuación 8, Ecuación de Jean Biot.....	17
Ecuación 9, Ecuación de Jean Biot.....	17
Ecuación 10, Ecuación de Jean Biot.....	18
Ecuación 11. Campo generado por una corriente circular.....	18
Ecuación 12. Campo generado por una corriente circular.....	18
Ecuación 13. Campo generado por una corriente circular.....	18
Ecuación 14. Campo generado por una corriente circular.....	18
Ecuación 15. Campo generado por una corriente circular.....	18
Ecuación 16. Campo generado por una corriente circular.....	19
Ecuación 17. Campo generado por un solenoide.	19
Ecuación 18. Campo generado por un solenoide.	19
Ecuación 19. Campo generado por un solenoide.	19
Ecuación 20. Recuperación en peso.	24
Ecuación 21. Recuperación metalúrgica.	24
Ecuación 22. Factor enriquecimiento.	24
Ecuación 23. Eficiencia de flotación.	24
Ecuación 24. Fracción acumulada bajo tamaño.	24
Ecuación 25. Balance de masa total.	31
Ecuación 26. Balance de masa del elemento de interés.	31
Ecuación 27. Reconciliación de datos por minimización de la función objetivo.....	32
Ecuación 28. Ejemplo restricción en problema de optimización propuesto	32
Ecuación 29. Ejemplo restricción en problema de optimización propuesto	32
Ecuación 30. Recuperación metalúrgica propuesta por número de celda.	34
Ecuación 31. Estimación de fuerza entre partícula paramagnética y campo magnético.	73

1. Introducción

El uso eficiente de recursos cobra especial interés en una industria que tiene entre sus objetivos principales reducir su impacto ambiental. Entre ellos se rescata el extenso consumo de energía y agua. Estos dos recursos han presentado costos crecientes, esto es particularmente problemático con leyes mineras decrecientes, donde para producir una tonelada de producto se requiere más de estos insumos. Los informes de COCHILCO respaldan esto con proyecciones de consumo de agua y electricidad. Del 2017 al 2028 se proyecta un consumo de 16 a 22,7 metros cúbicos por segundo, con un aumento de 73% a 81% a plantas concentradoras. En el mismo margen de tiempo se proyecta un aumento de 21,1 a 29,1 Terawatt hora con un aumento de 53% a 66% de consumo en concentración (COCHILCO 2017).

Una manera de resolver el requerimiento creciente de recursos cuyo precio se encuentra al alza es generar más de estos insumos. Se ha visto esfuerzos por diseñar infraestructura que ayude a suplementar esta falta de energía y agua, desde paneles solares hasta plantas desalinizadoras. Todos estos esfuerzos presentan una solución sustentable al problema propuesto, pero con el mismo punto de vista: aumentar la producción de lo que requerimos.

La mentalidad de aumentar la producción sin importar las consecuencias trajo consigo una crisis ambiental. Por ello se adopta el concepto de sustentabilidad, donde se busca poder producir sin comprometer los recursos de futuras generaciones. Sin embargo, en este trabajo se busca el uso eficiente de recursos. En el futuro sería ideal la integración de ambos conceptos, equipos o procesos de alto rendimiento alimentados por recurso obtenidos de manera sustentable.

Esta memoria es parte de un proyecto FONDEF Código ID16I10136, continuación de un proyecto CORFO L1 Código 13IDL1-25586. En estos proyectos se busca diseñar y estudiar el rendimiento de celdas de flotación prototipo, en estas se integran fuerzas las cuales no se encuentran presentes en celdas tradicionales. El propósito final de estos proyectos es elaborar un diseño cuya eficiencia en el uso de recursos supere a lo conocido actualmente. El objetivo de esta memoria es analizar el efecto del campo magnético y del efecto centrífugo en la eficiencia de separación de minerales en la celda de flotación MGFloat®.

El diseño de la celda de flotación prototipo fue entregado al inicio de este trabajo, este fue analizado críticamente respecto a las tecnologías actualmente presentes en la industria. Para realizar las pruebas en terreno, se planificó una metodología experimental, que consideró un protocolo y la obtención de diversos datos (flujo [m^3/s], leyes [%], porcentaje de sólido [%], entre otros) para medir el rendimiento y comparar la nueva celda de flotación con los procesos actuales. En la celda de flotación se integró la fuerza centrífuga y se colocó un campo magnético al interior. Su geometría es similar a una celda de flotación Cleaner, haciendo referencia a un cilindro alargado, sin embargo, su volumen no supera los cuatro litros. En este trabajo se hará referencia a esta por “Nueva celda de flotación prototipo MGFloat®”.

Toda celda de flotación tiene como objetivo la separación de mineral de interés del resto. Para efectos de este trabajo, el objetivo se enfocará a la recuperación de cobre. Estas celdas reciben un flujo de pulpa de alimentación con cierta ley o porcentaje de este elemento, de sus salidas se obtiene el concentrado y el relave. El primero tiene una ley mayor a la alimentación y el segundo inferior.

Se puede evaluar una celda de flotación según múltiples parámetros, siendo los más usados la recuperación metalúrgica y el factor de enriquecimiento. Celdas Rougher o Scavenger tienen el propósito de recuperar la mayor cantidad de mineral posible, por ello obtienen un valor elevado del primero y menor del segundo. Al contrario, las celdas Cleaner se caracterizan por entregar altas leyes de concentrado, donde la recuperación no es el objetivo principal del proceso. En el proyecto CORFO anterior, se concluyó que la celda MGFloat® funciona como las primeras. Estos parámetros, entre otros, permiten evaluar el proceso de separación. También se pueden evaluar según los costos, sean variables o fijos.

El análisis del diseño de la celda MGFloat® no se puede llevar a cabo sin la revisión de las tecnologías que rodean los equipos usados por la minería actualmente. De estudios previos se puede aprender que efectos buscar y cuales se deben controlar, en busca de una celda de alta eficiencia. En particular se revisará la geometría del equipo, la forma de ingreso de aire, la estrategia de remoción de espuma y agitación en las celdas de flotación.

Los experimentos se llevaron a cabo en la planta “Black Colt” ubicada próxima a Chincolco, provincia de Petorca, región de Valparaíso. Esta planta recibe mineral ROM de empresas pertenecientes a la pequeña y mediana minería, como resultado obtiene concentrado de flotación. Lo anterior se lleva a cabo mediante las fases de chancado, molienda, hidrocicloneo y flotación. De la alimentación a la planta de flotación se creó un bypass directo a la celda de flotación prototipo MGFloat®. Todo el material procesado por la celda prototipo tiene retorno a la alimentación de la planta de flotación tradicional.

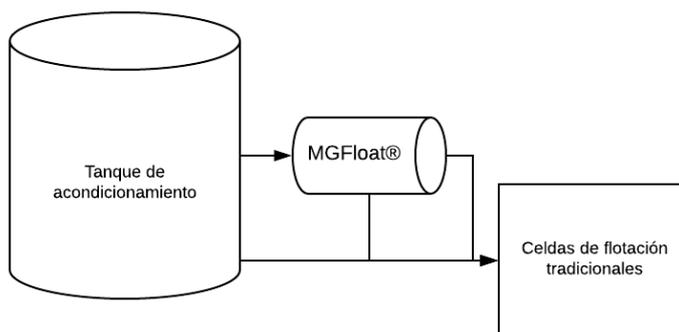


Ilustración 1. Diagrama de flujo alimentación celda de flotación MGFloat®.

Todos los experimentos llevados a cabo se evaluaron de manera global y por fracción de tamaño mediante el cálculo de la recuperación metalúrgica, el factor enriquecimiento y la eficiencia de separación. Lo anterior se llevó a cabo para 4 fracciones de tamaño de partícula, debajo de 44, de 44 a 74, de 74 a 105 y sobre 105 μm .

1.1.Objetivos generales

Analizar el impacto aislado y combinado de efectos magnéticos y centrífugos sobre la separación de minerales sulfurados de cobre utilizando la celda MGFloat®.

1.2.Objetivos específicos

- Analizar críticamente los fundamentos detrás del funcionamiento y diseño de la celda desarrollada en el marco del proyecto CORFO L1 Código 13IDL1-25586 denominada MGFloat®.
- Estudiar diferentes estrategias de reconciliación de datos y métodos de evaluación de la eficiencia de separación mediante campo magnético y efecto centrífugo.
- Evaluar diferentes configuraciones de funcionamiento de la celda.

1.3.Alcances

El diseño de la celda MGFloat® se analizó críticamente en la revisión bibliográfica, desde el punto de vista de geometría, ingreso de aire, remoción de espuma y agitación. Esta celda se evaluó con distintas configuraciones y fue comparada con la celda de flotación tradicional, midiendo parámetros de rendimiento generales y por granulometría. La geometría y tamaño de la celda UChile no se modificó, en general, la celda no fue alterada físicamente. Se buscó determinar si el uso de fuerzas externas en esta celda propone vías para optimizar este proceso de flotación. Sin embargo, la optimización en sí se encuentra fuera de los alcances de este trabajo.

1.4.Estructura

La investigación realizada para el trabajo de memoria fue estructurada en 6 capítulos. Primero, se da el contexto dentro del cual se enmarca el trabajo de investigación, objetivos motivación y alcances. Segundo, estado del arte de las celdas de flotación encontradas en la literatura, análisis crítico del diseño de la celda MGfloat®, objetivos, motivación y alcances. Tercero, metodología experimental utilizada. Cuarto, presentación de los resultados obtenidos de la reconciliación de datos y los parámetros de operación de la celda MGfloat® con el análisis pertinente de los resultados obtenidos. Quinto, conclusiones extraídas a partir de este trabajo. Finalmente, se presentan recomendaciones para trabajos futuros, las que están sujetas a la experiencia de trabajo en terreno y resultados obtenidos por la celda MGfloat®.

2. Revisión bibliográfica

En la industria minera, después de la extracción del mineral se lleva a cabo la etapa de reducción de tamaño mediante chancado. Si este tiene como destino la planta de flotación, el material se hace pasar por el proceso de molienda, obteniendo como resultado final material fino.

Normalmente, el proceso de chancado no requiere agua, salvo para reducir las partículas en suspensión, ya que el objetivo de esta fase es entregar una granulometría apropiada para el siguiente proceso. En la molienda, cuyo objetivo es liberar las partículas, se hace uso de agua, con un porcentaje de sólidos, medidos en peso, del orden de un 70%.

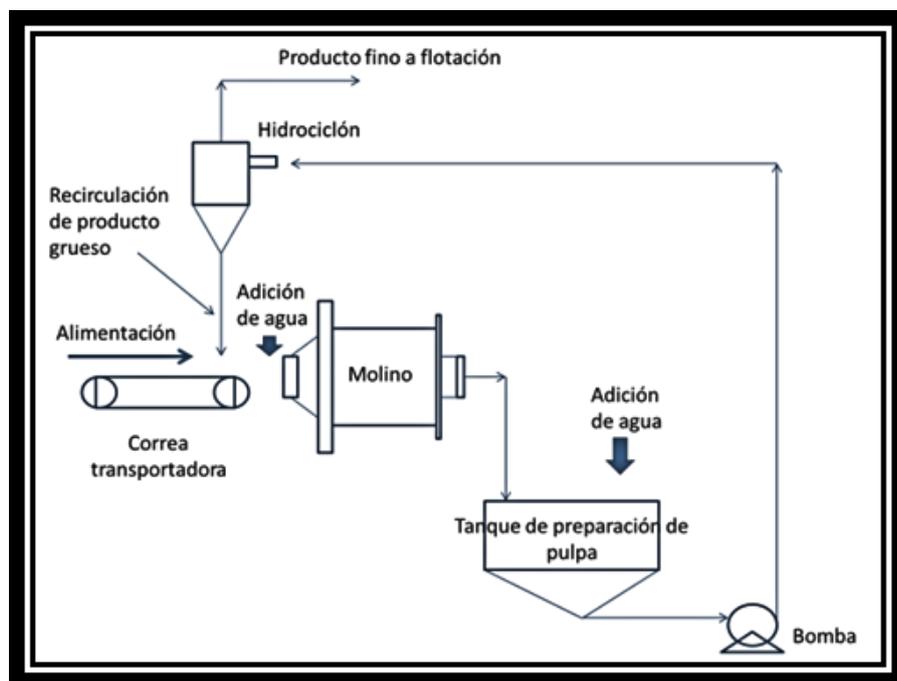


Ilustración 2. Esquema de circuito de molienda.

A la salida de molienda, se aumenta el porcentaje de líquido con el fin que el proceso siguiente, hidrocicloneo, funcione apropiadamente. En el hidrociclón se alcanzan porcentaje de sólidos entre 30% a 40%. Las partículas seleccionadas por este proceso pasan a la planta de flotación de minerales, en esta se ha recomendado un porcentaje de sólidos en peso menor a 30%. Se puede apreciar que con cada etapa, se disminuye el porcentaje de sólidos en peso y con ello aumenta el porcentaje de agua. Los porcentajes de sólidos presentados se deben considerar una referencia, en la práctica estos varían por tipo de mineral, equipo utilizado y de autor en autor.

Previo a flotación, la pulpa a tratar se acondiciona con diversos reactivos.

- Los colectores tienen la función de proporcionar propiedades hidrofóbicas a la superficie de minerales, no todas las especies minerales tienen esta propiedad naturalmente.
- Espumantes permiten una formación de espuma estable, tamaño de burbujas apropiado para el proceso de flotación.
- Los modificadores crean condiciones favorables en la superficie de los minerales, principalmente para el funcionamiento selectivo de los colectores.

Después de su acondicionamiento, el material pasa a la planta de flotación, la que se caracteriza por tanques con ingreso de aire en la parte inferior y aspas giratorias que mantienen la pulpa en movimiento. Por su configuración es un proceso trifásico.

La flotación de minerales es un proceso fisicoquímico que tiene como función la separación selectiva de minerales de valor económico. Industrialmente, este proceso se lleva a cabo con tanques de flotación, a través de los cuales se hace circular una pulpa que se pone en contacto con aire en forma de burbujas. Entre las partículas presentes en la suspensión, existen partículas hidrofóbicas, normalmente hidrofobizadas previamente, las que se adhieren espontáneamente a las burbujas en forma selectiva y son transportadas por estas a la superficie del tanque. En la superficie, compuesta por las burbujas y las partículas de mineral colectado, se forma una capa de espuma, que al removerla permite separar los minerales con valor económico.

Las celdas de flotación se agrupan formando bancos denominados Rougher, Scavenger o Cleaner. Los primeros dos potencian la recuperación, y el último en subir la ley del concentrado. Habitualmente, en etapas tempranas se busca lo primero mientras que en tardías lo segundo.

La flotación de minerales tiene una eficiencia que en la práctica no llega al 100%. Las investigaciones en el campo del diseño de celdas de flotación han sido abundantemente desarrolladas para estudiar su impacto en la selección de material valioso.

2.1.Geometría y dimensiones



Ilustración 3. Celda flotación 300 m³.

Debido al aumento en el control de condiciones operacionales, se ha logrado aumentar el volumen de material tratado mediante el aumento del tamaño de las celdas (Alexander et al. 2003, Breau et al. 2001, Cañas 1997). Actualmente, existen celdas de 600 [m³] en el mercado.



Ilustración 4. Celdas de flotación de base cuadrada.

Las celdas de flotación solían construirse considerando una base cuadrada (Lynch 2010), sin embargo, en las aristas de estas se apreciaba embancamiento de sólidos y zonas muertas. Por ello se han implementado baffles, los cuales son conocidos por ayudar con estos efectos negativos.



Ilustración 5. Celda de flotación de base circular.

Hoy en día, la tendencia es a desarrollar celdas de base circular.



Ilustración 6. Celda Columnar

En las últimas etapas del proceso, se requiere una mayor ley de concentrado, por ello se diseñan celdas que puedan cumplir este requisito. Por ello se hace referencia a las celdas con forma de columna, las cuales permiten una mayor separación de material valioso, lo cual resulta en una mayor ley de concentrado que en otras celdas (Abu-Ali et al. 2003, Casali et al. 2002, Holuszko et al. 2010, Rule et al. 2007, Soto et al. 1991, Yianatos et al 1992).

2.2.Introducción de aire

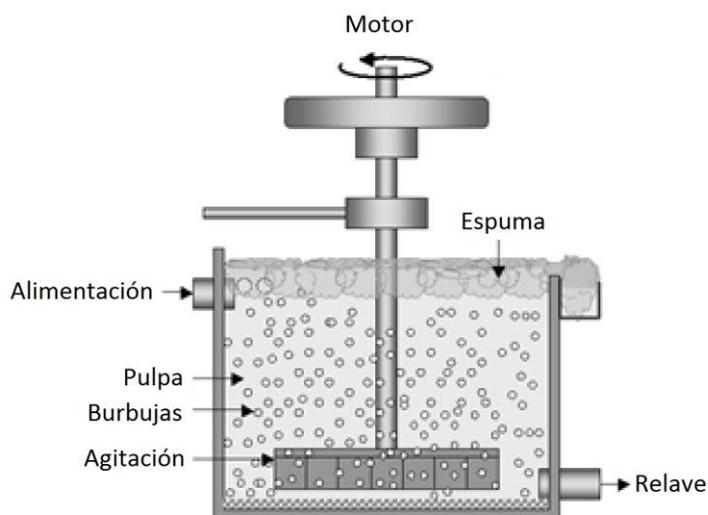


Ilustración 7. Celda mecánica con aire forzado.

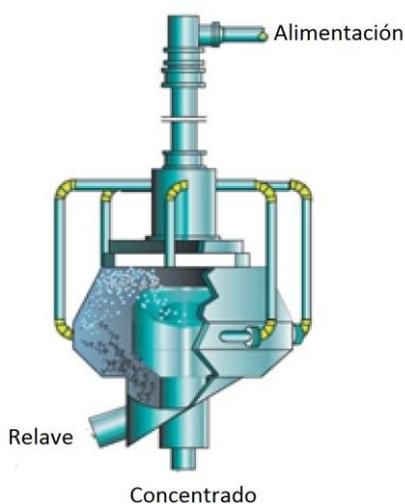


Ilustración 8. Celda autoaspirante.

Varios estudios publicados señalan que la forma en la cual se ingresa el gas en las celdas de flotación puede afectar la recuperación. Celdas que hacen uso de aire forzado recuperan preferentemente material intermedio a grueso, mientras que las autoaspirantes recuperan preferentemente particulado fino (Fan et al. 2008a, Kerns et al. 2008, Aplan et al. 1991, Bogdanov et al. 1980). En la industria se han obtenido beneficios de ambos sistemas implementando estas tecnologías en puntos distintos del circuito de flotación.

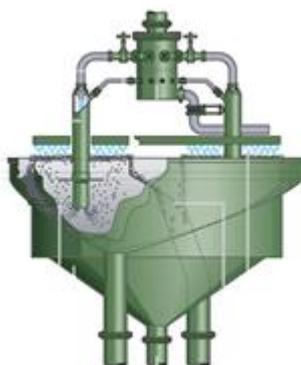


Ilustración 9. Celda Jameson.

Existen celdas donde la pulpa se hace pasar por una restricción de diámetro y con un orificio se genera un vacío que permite la entrada de aire, con ello se mezcla este íntimamente con la suspensión (Jameson and Lambert 2001). Esta configuración genera turbulencia, la cual provoca burbujas de menor tamaño a lo visto anteriormente y esto fomenta la recuperación de finos (Jameson and Lambert 2011). Este fue un desarrollo de Jameson y colaboradores de Mt Isa, siendo este un sistema similar a un Venturi pero a escala industrial.

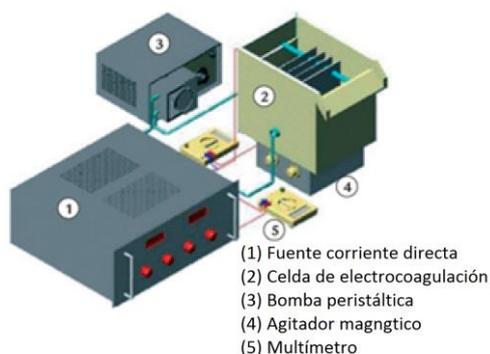


Ilustración 10. Esquema celda de electroflotación.

Existe la tecnología donde se hace uso de hidrólisis electroquímica del agua con el fin de generar burbujas (Montes et al. 2010). Esta hidrólisis tiene como producto oxígeno e hidrógeno molecular, lo cual genera burbujas de un tamaño aún menor a lo provisto con el sistema de aire disuelto. El oxígeno generado es altamente reactivo, lo cual es favorable en caso de la interacción con el colector mientras que en otros perjudica la operación al oxidar de manera irreversible la superficie del mineral y/o los reactivos (Venkatachalam et al 1992, Qin et al 2010).



Ilustración 11. Celda con aire disuelto.

Dissolved Air Flotation (DAF), es una tecnología que permite reducir el tamaño de burbujas. Se basa en un aumento de presión del gas en el líquido seguido por una expansión. Lo anterior hace nuclear el gas disuelto en el medio acuoso, generando burbujas de menor tamaño, las cuales tienen una hidrodinámica más compatible con la recuperación de partículas finas (Schneider and Jordan 1989, Peng et al. 2005).

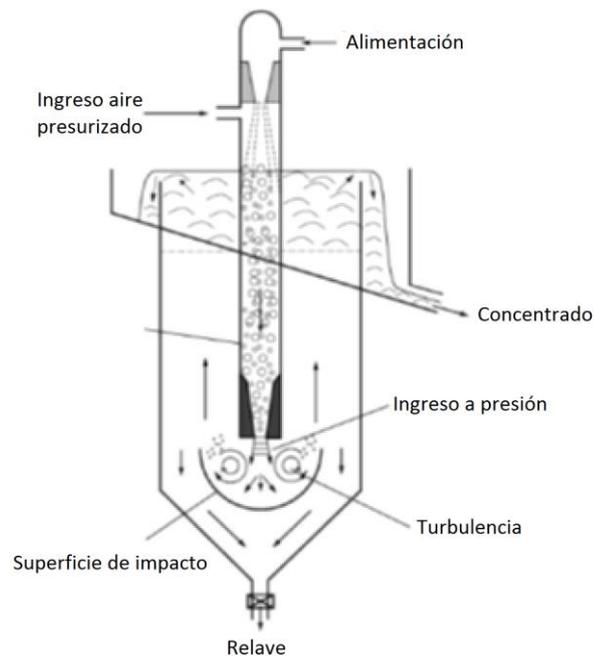


Ilustración 12. Celda Concorde.

La celda de flotación Concorde tiene como objetivo maximizar la turbulencia para recuperar partículas finas (Jameson et al 2011) y fue diseñada por el grupo de investigación de la Universidad de Newcastle en Australia.

2.3. Agitación de pulpa

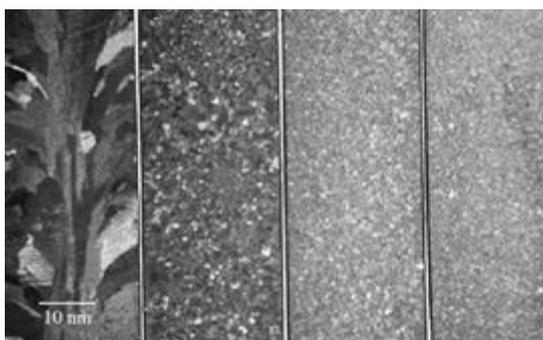


Ilustración 13. Tamaño de burbuja, la agitación aumenta de izquierda a derecha.

Dentro de lo que es la velocidad específica de flotación, estudios indican que existe una serie de sub-mecanismos que ocurren a escala microscópica, y que uno de ellos tiene relación con la formación del agregado partícula-burbuja. En estos estudios se postula que la formación de este agregado guarda relación directa con el número de choques efectivos que existe en el medio, y por ello la agitación tendría un rol primordial. Se han construido celdas con base en esta idea, en la que el aumento de agitación permite aumentar la recuperación de finos al disminuir el tamaño de burbujas y aumentar la eficiencia de recuperación global.

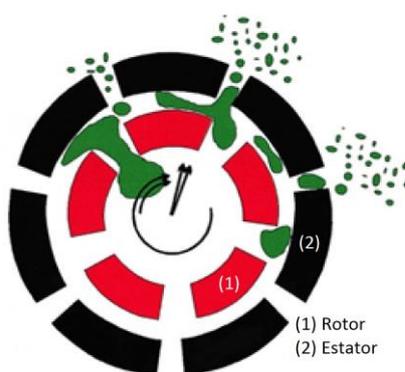


Ilustración 14. Esquema Rotor-estator.

En las zonas de colección, las velocidades de las partículas y burbujas se encuentran alrededor de 1m/s (Wu et al. 2010, Xu et al. 2010). El uso de rotor-estator entrega una turbulencia local donde se generan velocidades mayores a la mencionada, y gradientes de velocidades cuya magnitud mejoran la interacción partícula burbuja. Con esto se aumenta el número de colisiones efectivas y, con ello, mejoras en la recuperación.

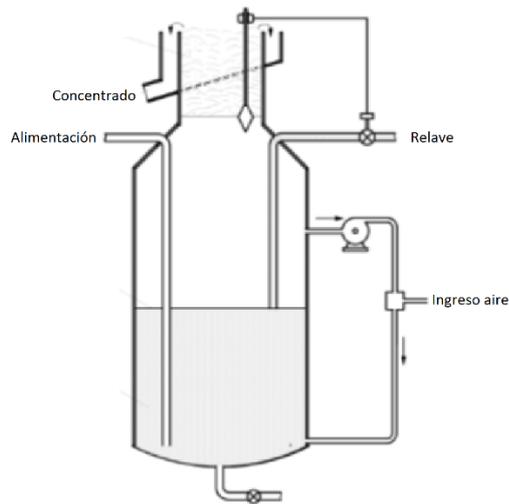


Ilustración 15. Sistema fluizado de flotación.

Para la recuperación de partículas gruesas se propuso un sistema fluizado de flotación, que permitiría flotar partículas de diámetro cercano a 1mm (Kohmuench et al 2001, Morris 1952, Grace et al. 1969). Este sistema consiste en un estanque donde se disminuye la velocidad de sedimentación de partículas gruesas en conjunto con el empuje de las burbujas, generando una suma de fuerzas que permite transportar estas partículas (Levenspiel 1962, Atkinson et al. 1995).

2.4. Remoción de espuma

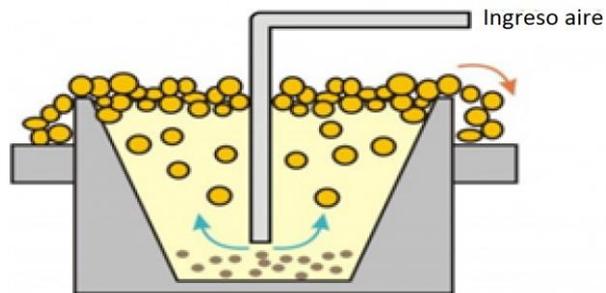


Ilustración 16. Celda de flotación con remoción natural de espuma.

En las últimas décadas se han llevado a cabo múltiples esfuerzos para comprender el movimiento de las espumas (Hans et al. 1963, Vanegas and Holtham 2008A, Vanegas and Holtham 2008B).

La espuma que contiene el mineral de interés es clave para el funcionamiento apropiado de una planta de concentración. La remoción de la misma normalmente es natural a nivel industrial. A nivel piloto y de laboratorio normalmente se usan removedores mecánicos (Hulbert 2007, Johannes 2010, Hulbert 2001, Moudgil 1993).

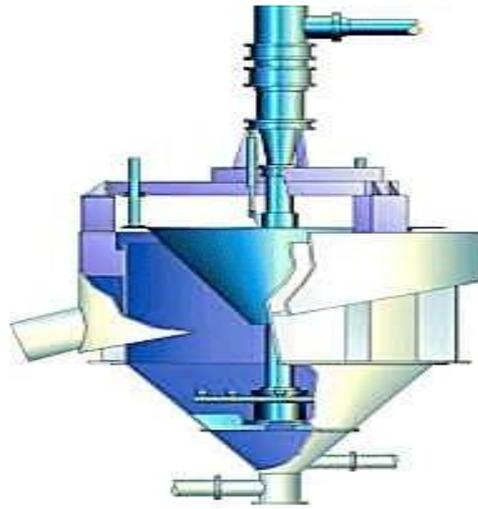


Ilustración 17. Esquema de celda con crowder de espuma.

Con el fin de aumentar la cantidad de material que efectivamente es transferido al concentrado, se han diseñado celdas con superficies inclinadas que ayudan a remover la espuma a nivel industrial, entre ellos el uso de crowders (Palosaari 2004, Ajersch and Pelton 1996).



Ilustración 18. Celda con crowder de espuma.

Esta tecnología ha tenido un resultado positivo, sin embargo el contacto de la espuma con esta superficie puede romper la burbuja (Barns et al. 2010, Falutsu 1993).

2.5.Separación por hidrociclón

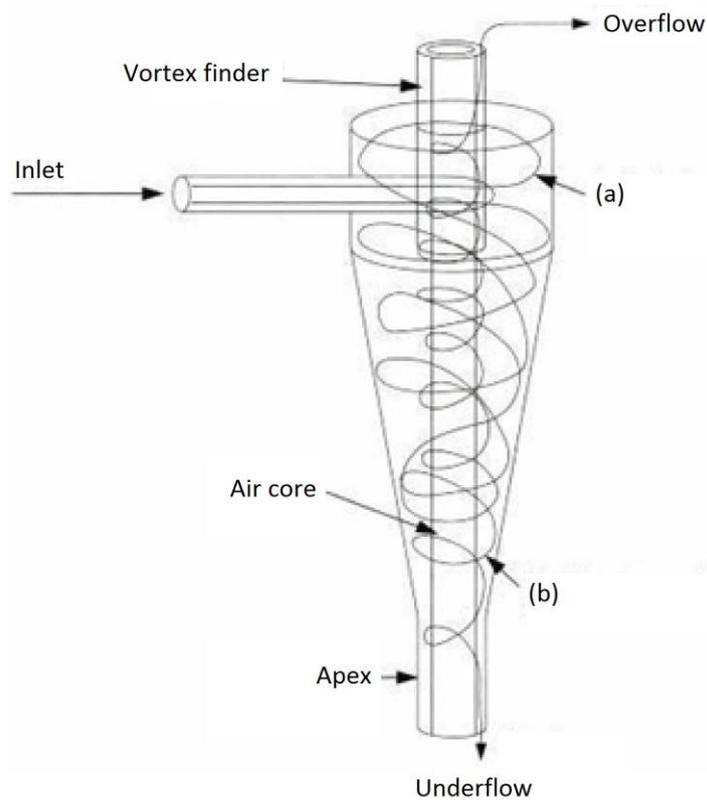


Ilustración 19. Esquema de funcionamiento de un hidrociclón. Trayectoria partículas gruesas (a) y finas (b).

Hidrociclónaje es un proceso de clasificación de partículas en presencia de agua, con el fin de asegurar el tamaño de las partículas alimentadas a flotación de minerales. Este proceso consiste en un recipiente cilíndrico que termina en forma de cono, al que se ingresa la pulpa de manera tangencial, generándose un remolino en el interior. Este remolino provoca que las partículas de mayor peso tiendan a ir hacia los bordes y retirarse por la salida inferior del ciclón, mientras que las partículas menores se ubican cercanas al centro, donde por diferencias de presión, son expulsadas por la salida superior.

La eficiencia de un hidrociclón se define por una curva de rendimiento también conocida como la curva de Tromp. En teoría esta curva debería corresponder a la función escalón, sin embargo, en la práctica se ha visto que se comporta como una curva con dos asíntotas horizontales. Esto se debe a partículas gruesas que son retiradas por el flujo superior y partículas finas arrastradas al fondo, lo que ocurre inevitablemente en estos equipos. Es conocido que el porcentaje de sólidos afecta la eficiencia de un hidrociclón, en particular el *cut point* de la distribución de tamaño (Yuexin and Bingchen, 1993).

2.6.Separación por campos magnéticos

La fuerza de Lorentz (1895) afecta a toda partícula con carga en movimiento en presencia de un campo magnético. Debido a que en esta celda se trabajan con ambas, es de interés entender el funcionamiento de esta.

$$\vec{F} = q[\vec{E} + \vec{v} \times \vec{B}]$$

Ecuación 1. Ley de la fuerza de Lorentz.

Donde,

- q representa la carga [C],
- \vec{E} el campo eléctrico [N/C],
- \vec{v} velocidad de la partícula [m/s],
- \vec{B} campo magnético [T].

Se hace notar que 1[T] es la intensidad de un campo magnético que provoca una fuerza de 1[N] a una partícula cargada de un culombio que se mueve a una velocidad de 1[m/s] perpendicularmente a dicho campo magnético.

Con el fin de generar fuerza centrífuga la pulpa se ingresará tangencial a una celda cilíndrica generando una velocidad \vec{v} , esta velocidad tiene dos componentes, una tangencial y otra axial a la celda. Debido a la definición de la ecuación y las características del experimento, exclusivamente la velocidad tangencial y el campo magnético axial interactúan, generando fuerza de Lorentz.

De lo anterior, se puede rescatar que existen al menos dos comportamientos basados en las propiedades de una partícula en un hidrociclón con campo magnético:

- Dependiendo de su carga, la partícula se moverá de manera excéntrica o hacia el centro de la celda.
- Las partículas con electrones desapareados se comportarán de manera paramagnética, siendo atraídas por el campo eléctrico.

En electromagnetismo se define la susceptibilidad magnética como una constante adimensional que indica el grado de magnetización de un material en presencia de un campo magnético. Relacionado directamente con la permeabilidad, que se define como la magnetización por unidad de volumen.

$$M = \chi H$$

Ecuación 2. Susceptibilidad magnética.

También se puede definir la inducción magnética.

$$B = \mu_0(1 + \chi)H = \mu H$$

Ecuación 3. Susceptibilidad magnética.

La balanza de Gouy, inventada por el físico Louis Georges Gouy (1854-1926) sirve para medir susceptibilidad magnética de una muestra, en función de la atracción a un campo magnético.

$$F = \frac{\chi A}{2\mu_0} (B_{Sup}^2 - B_{Inf}^2)$$

Ecuación 4. Ecuación de la balanza de Gouy.

Donde,

- F fuerza medida entre un campo magnético y la muestra de interés,
- M magnetización [A/m],
- χ susceptibilidad magnética del material,
- H intensidad de campo magnético [A/m],
- B intensidad de campo magnético [T],
- μ_0 permeabilidad magnética en el vacío [N/A²],
- μ permeabilidad del material [N/A²],
- A área perpendicular al campo magnético [m²].

La ecuación de los físicos Jean Biot y Félix Savart (1819) permite calcular el campo magnético \vec{B} , creado por un alambre recorrido por una corriente i [A].

$$\vec{B} = \frac{\mu_0 i}{4\pi} \oint \frac{\hat{\mu}_t \times \hat{\mu}_r}{r^2} dl$$

Ecuación 5. Ecuación de Jean Biot.

Donde,

- μ_0 es la permeabilidad en el vacío [N/A²],
- $\hat{\mu}_t$ vector unitario dirección tangente al circuito que indica el sentido de la corriente,
- $\hat{\mu}_r$ vector unitario con dirección al punto P. Este punto se ubica a una distancia r del alambre.
- L es el largo total del alambre [m],
- dl son secciones suficientemente pequeñas de este [m].

Entonces para una corriente circular de radio a y un punto P ubicado en el eje de esta, a una distancia z del centro de la corriente circular. Se puede describir el campo \vec{dB} generado por dl .

$$\vec{dB} = \frac{\mu_0 i}{4\pi} \frac{\hat{\mu}_t \times \hat{\mu}_r}{r^2} dl$$

Ecuación 6, Ecuación de Jean Biot.

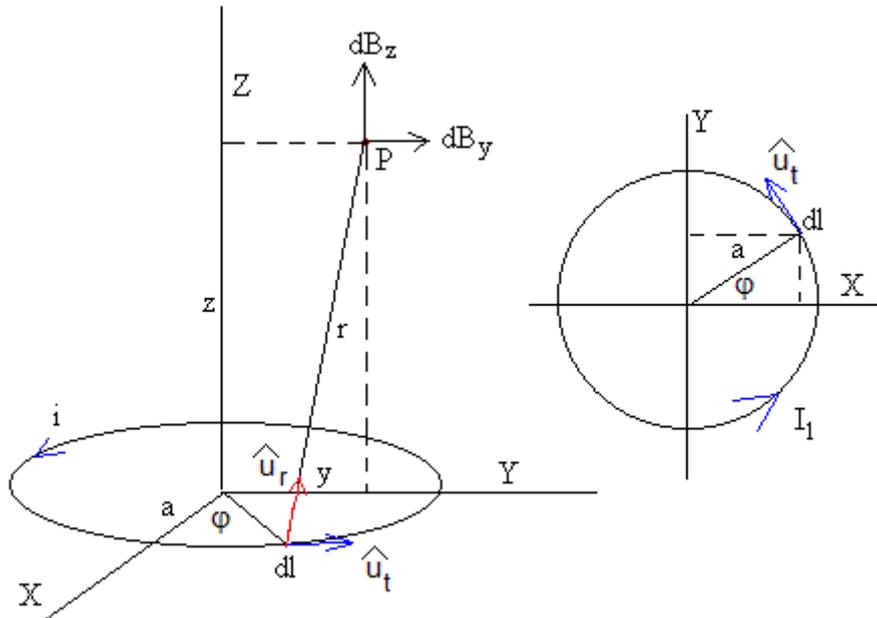


Ilustración 20. Corriente circular afectando un punto P.

Los vectores unitarios formar un ángulo de 90 grados en esta configuración.

$$\vec{dB} = \frac{\mu_0 i}{4\pi r^2} dl$$

Ecuación 7, Ecuación de Jean Biot.

En el punto P se tiene dos componentes del campo magnético, una paralela al eje de la corriente circular y otra perpendicular a este. Por simetría, las componentes perpendiculares creadas por cada dl en un círculo se cancelan entre sí. Por ello, solo resulta un campo magnético paralelo al eje de la corriente circular. Se describe como θ el ángulo formado entre la proyección del eje de la corriente y la recta entre el punto P y el largo dl . También se puede analizar como un cono, donde el punto P es la punta de este y la corriente circular la base, θ se define como el ángulo entre el eje del cono y sus paredes.

$$B = \int dB * \cos(90 - \theta)$$

Ecuación 8, Ecuación de Jean Biot.

$$B = \oint \frac{\mu_0 i}{4\pi r^2} dl * \cos(90 - \theta)$$

Ecuación 9, Ecuación de Jean Biot.

Son constantes adentro de la integral θ y r . Se resuelve la integral.

$$B = \frac{\mu_0 i}{4\pi r^2} \sin(\theta) \oint dl = \frac{\mu_0 i}{4\pi r^2} 2\pi \sin(\theta)$$

Ecuación 10, Ecuación de Jean Biot.

Lo anterior también se puede escribir en función del radio a de la corriente circular y la distancia z del punto P al centro de esta.

$$B = \frac{\mu_0 i a^2}{2(\sqrt{z^2 + a^2})^3}$$

Ecuación 11. Campo generado por una corriente circular.

Una espira se puede considerar como un conjunto de corrientes circulares agrupadas con cierta distancia entre ellas. El número de espiras comprendido en un intervalo dx se puede describir como sigue.

$$dn = \frac{N dx}{L}$$

Ecuación 12. Campo generado por una corriente circular.

Con N el número total de espiras y L el largo total del solenoide. Por lo tanto, el campo generado por estas espiras se puede escribir como sigue.

$$dB = \frac{\mu_0 i a^2}{2(\sqrt{z^2 + a^2})^3} \frac{N dx}{L}$$

Ecuación 13. Campo generado por una corriente circular.

$$B = \oint \frac{\mu_0 i a^2}{2(\sqrt{z^2 + a^2})^3} \frac{N dx}{L}$$

Ecuación 14. Campo generado por una corriente circular.

Se usa el siguiente cambio de variable $a = z \tan(\theta)$. Siendo θ el ángulo descrito anteriormente, sin embargo, debido a que se trabaja con más de una espira se tiene θ_1 y θ_2 , el primero es el ángulo a la espira más cercana y el segundo a la más lejana.

$$B = \frac{\mu_0 i N}{2 L} \int_{\theta_1}^{\theta_2} -\sin(\theta) d\theta = \frac{\mu_0 i N}{2 L} (\cos(\theta_2) - \cos(\theta_1))$$

Ecuación 15. Campo generado por una corriente circular.

$$\theta \in (\theta_1, \theta_2)$$

Considerando un punto P dentro de un solenoide lo suficientemente largo respecto a su radio, $\theta_1 \rightarrow \pi$ y $\theta_2 \rightarrow 0$. El campo en este caso se define como el campo generado en su interior por un solenoide de largo tendiendo a infinito.

$$B_0 = \frac{\mu_0 i N}{2 L}$$

Ecuación 16. Campo generado por una corriente circular.

Se graficará el campo generado por el solenoide en función de la distancia, en función del anterior.

$$\frac{B}{B_0} = \frac{\cos(\theta_2) - \cos(\theta_1)}{2}$$

Ecuación 17. Campo generado por un solenoide.

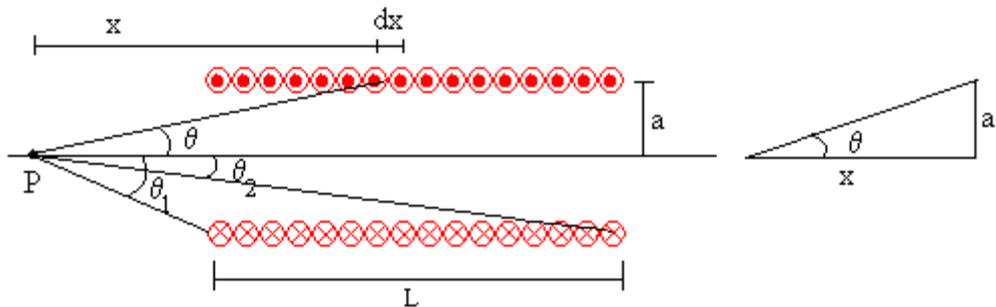


Ilustración 21. Solenoide afectando punto P.

Los ángulos θ_1 y θ_2 , se pueden escribir en función de las dimensiones del solenoide.

$$\cos(\theta_2) = \frac{\frac{L}{2} - x}{\sqrt{\left(\frac{L}{2} - x\right)^2 + a^2}}$$

Ecuación 18. Campo generado por un solenoide.

$$\cos(\theta_1) = \frac{-\frac{L}{2} - x}{\sqrt{\left(-\frac{L}{2} - x\right)^2 + a^2}}$$

Ecuación 19. Campo generado por un solenoide.

Donde L es el largo del solenoide, a su radio y z la distancia del punto P , ubicado en el eje de este, al centro del solenoide. Se gráfica $\frac{B}{B_0}$ por el largo del solenoide.

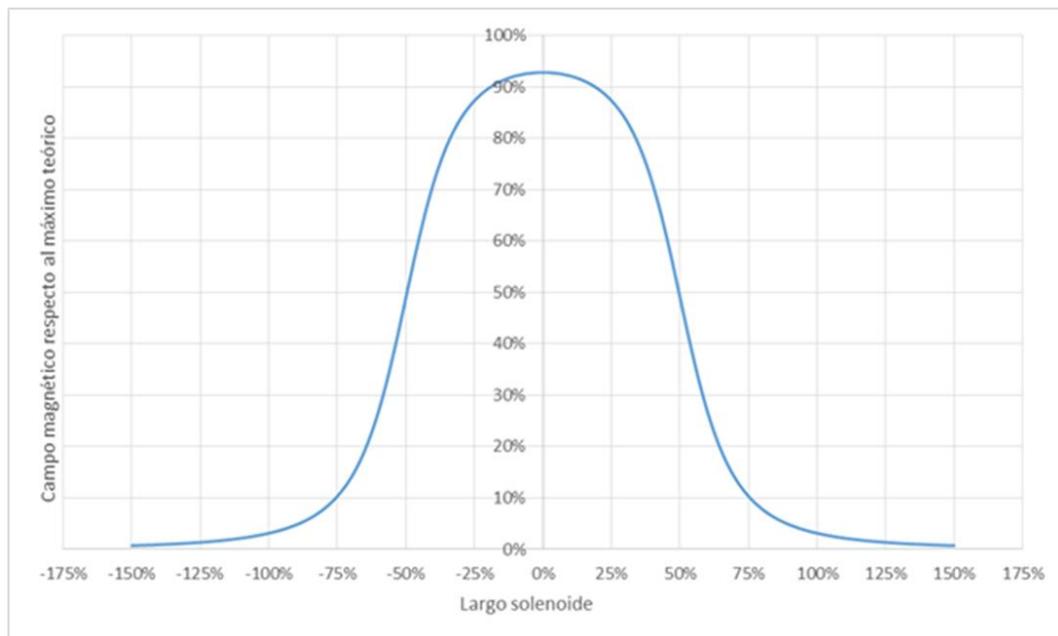


Ilustración 22. Campo generado por un solenoide.

El solenoide inicia en -50% y termina en 50%, donde alcanza 100% de su extensión horizontal. En los bordes del solenoide el campo es 50% comparado con centro del mismo. Experimentalmente se midió este como 35 y 70 gauss en los bordes con 1 y 2 [A] de corriente eléctrica. Dando a entender que se generan cerca de 70 y 140 gauss en el centro del mismo, es decir, como máximo 0,14 Tesla.

Se presenta la susceptibilidad magnética en la Tabla 1 (Hunt et al. 1995) algunos minerales relevantes para este estudio, se utiliza el sistema internacional de unidades. Se puede ver que en teoría se podría usar esta propiedad en el proceso de concentración.

Mineral	Densidad [g/cm ³]	Susceptibilidad volumétrica SI 10 ⁻⁶
Forsterita	3,2	-12
Hielo	0,92	-9
Halita	2,17	-10 a 16
Ortoclasa	2,57	-13 a 17
Cuarzo	2,65	-13 a 17
Carbón	1,35	25 a 25
Yeso	2,34	-13 a 29
Calcita	2,83	-7,5 a 39
Anhidrita	2,98	-14 a 60
Grafito	2,16	80 a 200
Calcopirita	4,2	23 a 400
Pirita	5,02	35 a 5000

Tabla 1. Susceptibilidad magnética de algunos minerales.

El primer diseño publicado encontrado sobre hidrociclónaje con campos magnéticos encontrado fue de Fricker (1984). Este modelo ha sido usado en otras industrias, como el tratamiento de residuos de acero (Rawlins and Watson 1993). En todos estos casos se usa una intensidad de campo cercana a 0.2 Tesla hasta 1 T. Allen (2000) presentó un sistema que permite la recuperación de material magnético desde una pulpa donde el magneto se encuentra al interior de un cilindro que rota (Figura 2.2.31)

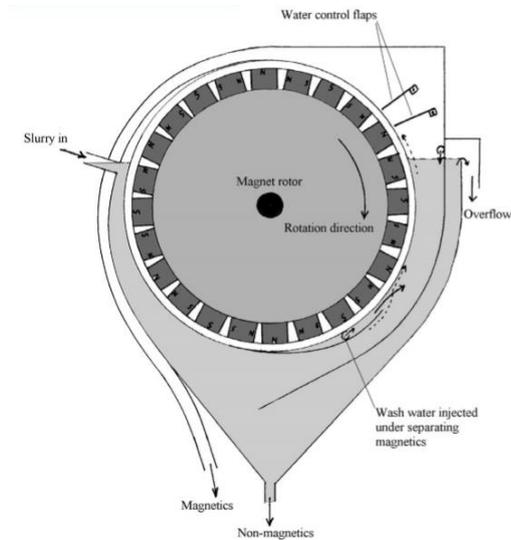


Ilustración 23. Hidrociclón magnético de tambor.

En este diseño la atracción de las partículas paramagnéticas al campo magnético es suficiente para separarlas de las que no presentan esta interacción. Es decir, que su magnetización puede usarse en separación, este es el mismo principio buscado en la nueva celda de flotación prototipo MGFloat®.

2.7.Nueva celda de flotación prototipo MGFloat®

Si esta celda obtiene resultados similares con menor tiempo de residencia, el diseño final de este podría tener un tamaño menor a las utilizadas actualmente. Lo anterior implica menor uso de materiales en la construcción de estas y con ello menor costo en capital, además de la reducción de espacio ocupado en la planta de flotación.

En la industria se ha visto reducción de efectos negativos como embancamiento de sólidos y zonas muertas con la implementación de baffles y el cambio de celdas de base cuadradas a circular. La celda prototipo tiene una base circular, con ello reduciendo estos efectos negativos. Dado que las celdas con forma de columna han presentado mayor superación del material valioso y al ser alargadas la pulpa está expuesta más tiempo a las nuevas fuerzas que se desean implementar, es razonable que la celda conserve esta forma.

De la revisión bibliográfica se extrae la necesidad de reducir el tamaño de burbujas con el fin de promover la recuperación de finos presentes en la pulpa. Este tamaño se puede alcanzar de múltiples maneras tal como hidrólisis electroquímica, aire disuelto, turbulencia, entre otros. En este trabajo se optó por trabajar con aire forzado, esperando que la turbulencia de la fuerza centrífuga generada disperse las burbujas y la agitación aumente la cantidad de choques efectivos. Sobre la velocidad de entrada se va a seguir lo propuesto para celdas con rotor-estator de 1 [m/s]. Respecto a la remoción de espuma, no se desea interferir activamente en esta etapa, con el fin de no promover la ruptura de las burbujas.

Teniendo en consideración lo anterior, se diseñó la celda de flotación, que consiste en un cilindro con 4 entradas/salidas:

- Dos dispuestas de manera axial en los extremos, perpendiculares a la tapa superior e inferior de la misma.
- Dos son entradas/salidas tangenciales al cilindro, ubicadas lateralmente, resaltando que pueden cambiar de sentido.

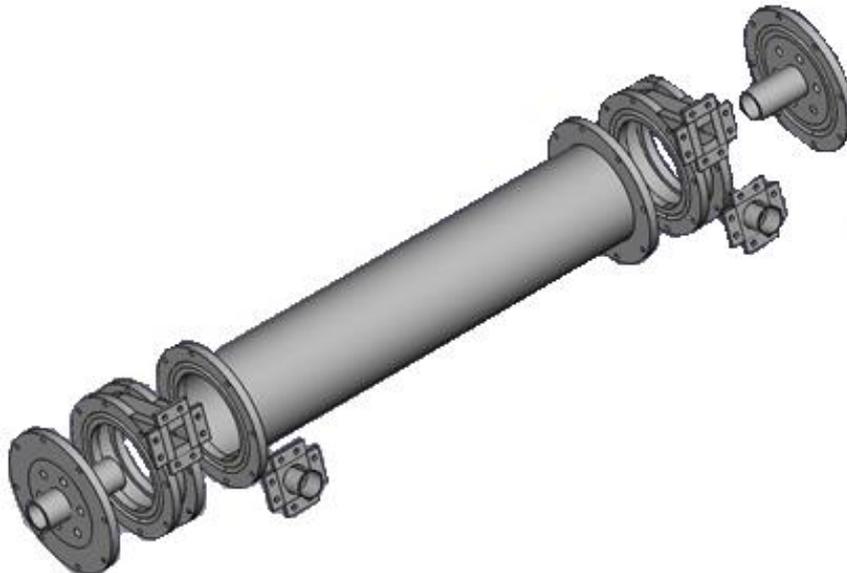


Ilustración 24. Celda de flotación prototipo.

Además de las entradas y salidas de pulpa, se incluye una entrada de aire en uno de los extremos de la celda, donde se incluyeron 6 agujeros de menor tamaño por el cual se puede hacer ingreso del gas. A continuación se presentan las dimensiones de la celda.

Dimensiones celda	
Largo celda [cm]	50
Radio celda [cm]	5
Volumen celda [cm ³]	3900
Radio entrada [cm]	1,5
Área entrada [cm ²]	7,1

Tabla 2. Dimensiones de celda prototipo.

A continuación se presenta el funcionamiento teórico de la fuerza de Lorentz, considerando el diseño de la celda.

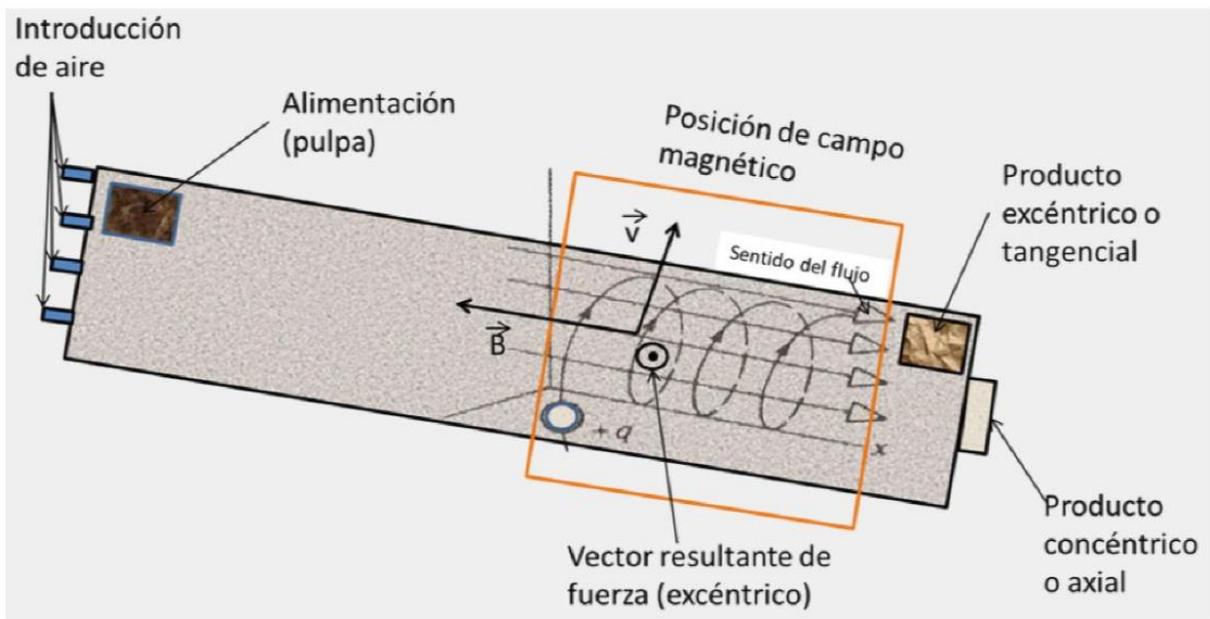


Ilustración 25. Interacción fuerza de Lorentz en celda prototipo.

Se puede apreciar que el campo magnético y el sentido del flujo van en sentidos opuestos. En teoría una partícula cargada de manera negativa debería sentir una fuerza hacia el centro de la celda. Dependiendo de la carga, se puede invertir este comportamiento. Para los experimentos se conserva esta configuración. Se colocará un solenoide de cobre de 200 [m] en la parte final de la celda, el sentido del campo magnético en el sentido que indica la figura. Este solenoide cubre el 50% de la celda.

2.8. Parámetros de rendimiento de una celda de flotación

En esta sección se definirán los parámetros utilizados para describan la operación de una celda de flotación.

Donde,

- L_i , Ley del flujo “i”, “a” para alimentación, “c” para concentrado y “r” para relave [%],
- L_m , Ley máxima en el mineral [%],
- R , Recuperación metalúrgica o de cobre [%],
- R_m , Recuperación másica o en peso [%],
- f_x , Función frecuencia, fracción de partículas con tamaño entre las mallas x y $x+i$ [%].

Primero, se define la recuperación en peso o másica, la cual es una proporción en masa del flujo de concentrado comparado con el de alimentación, que matemáticamente se define como sigue.

$$\text{Recuperación en peso } [\%] = \frac{(L_a - L_r)}{(L_c - L_r)}$$

Ecuación 20. Recuperación en peso.

Segundo, la recuperación metalúrgica o de cobre, es una proporción en la masa de cobre del flujo de concentrado comparado con el de alimentación, que matemáticamente se define como sigue.

$$\text{Recuperación metalúrgica } [\%] = \frac{(L_a - L_r)}{(L_c - L_r)} * \frac{L_c}{L_a}$$

Ecuación 21. Recuperación metalúrgica.

Tercero, el factor de enriquecimiento es una proporción de leyes de cobre entre el flujo de concentrado comparado con el de alimentación, que matemáticamente se define como sigue.

$$\text{Factor enriquecimiento } [\%] = \frac{L_c}{L_a}$$

Ecuación 22. Factor enriquecimiento.

Cuarto, debido a la dificultad de comparar la recuperación metalúrgica o factor enriquecimiento a recuperaciones en peso considerablemente diferentes, este trabajo opta por usar la eficiencia técnica. En este trabajo hará mención a esta por “Eficiencia técnica de flotación o separación” o simplemente “Eficiencia de flotación”. (Jowett, A. 1975)

$$\text{Eficiencia técnica } [\%] = \frac{(R - R_m)}{\left(1 - \frac{L_a}{L_m}\right)}$$

Ecuación 23. Eficiencia de flotación.

Quinto, fracción acumulada bajo tamaño, se define como la masa porcentual acumulada bajo cierta malla o tamaño de partícula. Se define P₈₀ como el tamaño de partícula donde el 80% de la masa se encuentra debajo de tal tamaño.

$$F_u(x_i) [\%] = \sum_{k=i+1}^N f_k$$

Ecuación 24. Fracción acumulada bajo tamaño.

3. Metodología

3.1. Materiales

Los experimentos se llevaron a cabo en la planta “Black Colt” ubicada en Chincolco, Región de Valparaíso. Esta consta de un chancador, molino de bolas, hidrociclón y una planta de flotación. Compra mineral ROM a diversas mineras ubicadas en las cercanías. Debido a que esta es una empresa no es posible revelar sus clientes o detalles muy específicos de su operación. Todo mineral usado en los experimentos será extraído de un lote único, con ello evitando variaciones significativas en la composición mineralógica de la alimentación.

Con el fin de explicar la metodología experimental se debe presentar brevemente como opera la planta en la cual se llevaron a cabo los experimentos. Esta procesa el mineral desde la entrada a su sala de chancado, hasta la salida de concentrado de flotación.



Ilustración 26. Imagen molino de la planta de flotación.

Después de chancado pasa a molienda, donde un molino de bolas busca asegurar una granulometría apropiada para flotación.



Ilustración 27. Imagen hidrociclón planta de flotación.

La salida de este es alimenta un hidrociclón, donde se lleva a cabo una selección por tamaño, las partículas gruesas se devuelven al molino para ser procesadas nuevamente. Luego este se ingresa por la parte superior de un tanque agitado de acondicionamiento. Por la parte superior se ingresa una manguera en este estanque, la cual, asistida por una bomba extrae la pulpa y la ingresa en el sistema de celdas de flotación.

El sistema de flotación consta de varias celdas interconectadas. En estas se hace uso de distintas celdas, denominadas como Rougher, Cleaner o Scavenger. Sin embargo, debido que no existe claridad sobre la función específica de cada una, se denominarán en este trabajo a todas Rougher. Se hace notar que algunas de estas son biceldas, por ello se hace entender que existen dos celdas con la misma alimentación y cuyos resultados siguen el mismo camino. Por lo último se entiende que el concentrado de ambas celdas se mezcla y se entregan a la siguiente etapa, de igual manera para el relave. El diagrama de flujos será presentado y explicado en resultados.



Ilustración 28. Tanque de acondicionamiento planta de flotación.

Respecto a la celda MGFloat®, se optó por alimentar directamente desde el estanque principal. Es decir, con una manguera en la parte superior de este se extrajo la pulpa y se alimentó a la bomba peristáltica. Esto podría eventualmente generar problemas de segregación, donde por gravedad las partículas con mayor densidad decantan y en la parte superior se varía el porcentaje de sólidos.

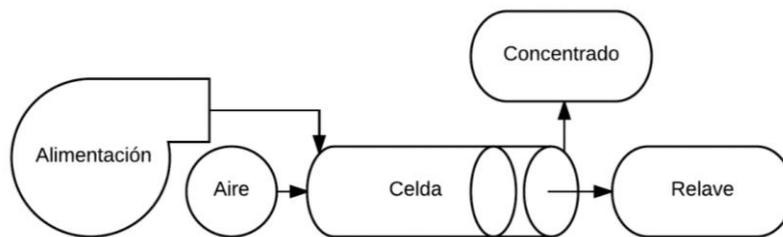


Ilustración 29. Configuración celda de flotación prototipo MGFloat®

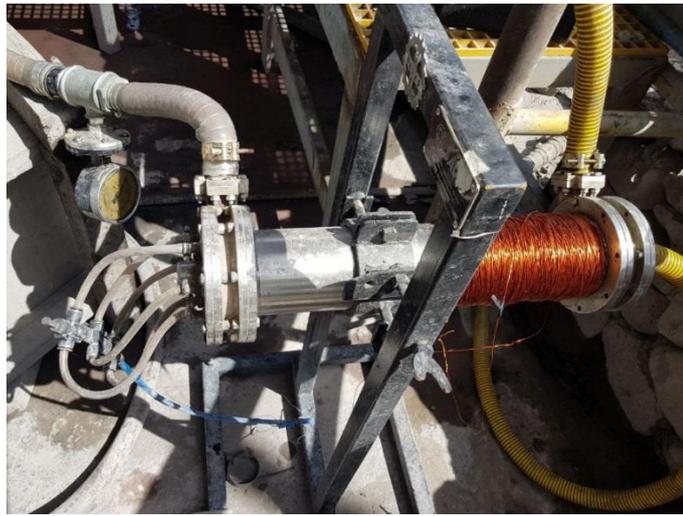


Ilustración 30. Instalación celda prototipo.

En la imagen anterior se aprecia la configuración de la celda prototipo MGFloat®. A la izquierda se ven las 6 entradas de aire, arriba de estas se ubica la entrada de la alimentación. A la derecha se aprecia el solenoide de cobre instalado, la salida tangencial y axial.

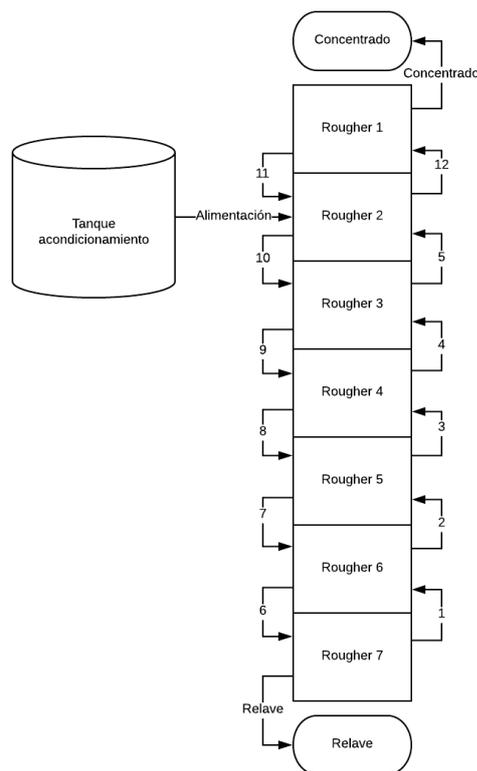


Ilustración 31. Diagrama de flotación planta "Black Colt".

El sistema de la planta de flotación tradicional consta de 7 celdas. El concentrado de una celda avanza hacia la siguiente que se encuentre directamente a arriba, mientras que el relave hacia abajo. La alimentación se ingresa a la celda Rougher 2, el concentrado se obtiene después de pasar por el Rougher 1 y el relave después del Rougher 7.

En la Tabla 3 se presenta las leyes y flujos de esta planta. Los flujos marcados en amarillo se reconocen como alimentación, verde concentrado y rojo relave. Se hace notar que existen redundancias como flujos que pueden ser concentrados de una celda y alimentación de otra. La adición de flujos se encuentra marcada con un signo de suma, este cálculo se efectuó con el fin de poder estimar parámetros de rendimiento de celda, los cuales dependen de la alimentación que a su vez está compuesta por múltiples flujos.

Celda	7	6	5	4	3	2	1	Global
Flujo	6	1+7	2+8	3+9	4+10	5+A+11	12	Alimentación
Ley [%]	0,07	0,07	0,09	0,13	0,27	0,63	1,58	0,65
Flujo [g/s]	445	454	448	446	450	637	193	445
Flujo	1	2	3	4	5	12	Concentrado	
Ley [%]	0,23	0,47	1,86	3,72	7,45	1,58	25,56	
Flujo [g/s]	11	9	5	6	10	193	10	
Flujo	Cola	6	7	8	9	10	11	Cola
Ley [%]	0,06	0,07	0,07	0,08	0,12	0,22	0,22	0,06
Flujo [g/s]	434	445	443	439	441	444	182	434

Tabla 3. Flujos y leyes planta de flotación "Black Colt".

3.2.Métodos

(i) Estudio de la alimentación

El primer experimento constó de medir el tiempo en que demora el flujo de alimentación a la celda MGFloat® en llenar un balde de 20 L. Esto se llevó a cabo múltiples veces con el fin de asegurar estabilidad de este, se presentarán los últimos 3 en resultados.

(ii) Experimentos

Se mantuvo la misma configuración de celda a lo largo de todos los experimentos contenidos en este trabajo. Respecto al campo magnético se optó por usar la menor cantidad de variaciones, resultando en 3 campos posibles generados por corrientes de 2 A, 1 A y sin corriente (se usa 0 A como notación de este caso). Lo anterior corresponde a 140, 70 y 0 Gauss al centro del solenoide, respectivamente. Respecto al uso de aire, el origen de este quedó fijo y solo se buscaron dos variaciones de flujo, con aire y sin aire. El flujo de pulpa se mantuvo constante para todos los experimentos. El flujo de aire también, para los que incluyeran este.

Con el ingreso de aire se llevaron a cabo los 3 experimentos posibles según la corriente eléctrica (2, 1, 0 A), sin embargo, sin el ingreso de aire, se optó por solo muestrear el caso sin campo magnético (0 A). Todos los experimentos se llevarán a cabo en 2 días, con el fin de evitar variaciones importantes en la composición del mineral. El segundo día se cerró la válvula de control del flujo aproximadamente a un 43% del radio y 18% del área.

Flujos a muestrear	Alimentación
	Salida tangencial
	Salida axial
	Rougher 3
	Rougher 5
	Rougher 7
	Cola

Tabla 4. Flujos a muestrear.

La metodología experimental, sin importar corriente eléctrica o flujo de aire es la siguiente, en particular siempre se muestrean los mismos flujos. La alimentación se muestreó previo al ingreso al tanque agitado de acondicionamiento, por la configuración, no se pudo muestrear directamente. Se llevaron a cabo compósitos cada 20 [min], según la metodología de obtención de compósitos.

Tiempo [min]	Acción
0	Inicio de operación celda
20	Muestreo
40	Muestreo
60	Muestreo y cambio de condiciones
70	Inicio de operación celda
90	Muestreo
110	Muestreo
130	Muestreo y cambio de condiciones

Tabla 5. Metodología de obtención de compósitos.

El tiempo de residencia en la celda MGFloat® se estimó como máximo en 7 [s], sin considerar el volumen ocupado por aire en la celda. Por ello se considera que 20 [min] es un tiempo suficiente de acondicionamiento.

Entre los experimentos que se considera de interés comparar, se va a medir la diferencia en el tamaño de partículas de la alimentación mediante el P_{80} . Esta diferencia porcentual se define como la unidad menos la división entre el menor P_{80} por el mayor. La comparación se llevará preferentemente a cabo entre los que presenten diferencias de granulometrías menores.

3.3. Análisis de datos

En flotación se puede hacer el siguiente balance de flujos.

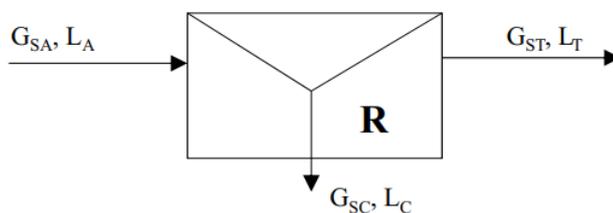


Ilustración 32. Balance masa celda de flotación.

Donde,

- G_{SA} , Flujo de sólidos de la alimentación [g/s],
- G_{SC} , Flujo de sólidos del concentrado [g/s],
- G_{ST} , Flujo de sólidos del relave [g/s],
- L_A , Ley de alimentación [%],
- L_C , Ley de concentrado [%],
- L_T , Ley de relave [%].

Con ello se pueden hacer dos balances, por masa total y del mineral de interés.

$$G_{SA} = G_{SC} + G_{ST}$$

Ecuación 25. Balance de masa total.

$$G_{SA}L_A = G_{SC}L_C + G_{ST}L_T$$

Ecuación 26. Balance de masa del elemento de interés.

En los experimentos se van a determinar todas las leyes y flujos a excepción del flujo de alimentación. Debido a errores en muestreo y medición, los datos no cumplen siempre con la restricción de conservación de masa total y del mineral de interés. Por lo anterior se lleva a cabo la reconciliación de datos, en este trabajo se llevaron a cabo 4 de ellas. Para todo tipo de reconciliación se consideró la ley por fracción de tamaño, la masa retenida en cada uno de estos tamaños, porcentaje de sólidos y el flujo en gramos por segundo.

3.3.1. Reconciliación general de datos

La primera reconciliación se denominó “reconciliación general de datos” y sigue un problema de optimización al pie de la letra. En esta se asume que todos los flujos se encuentran muestreados apropiadamente y que los minerales no cambian significativamente al pasar por la celda. Por lo tanto, de existir un sesgo en el muestreo de alguno de los flujos o un cambio significativo de los minerales, como puede ser disolución de estos en el medio, este método no es apropiado.

$$\text{Min} \sum_1^n \frac{1}{\sigma_i^2} * (x_i - x'_i)^2$$

Ecuación 27. Reconciliación de datos por minimización de la función objetivo.

$$\text{s. a. } B_k = 0 \quad \forall k \in (1, m)$$

Donde,

- σ_i^2 , Desviación estándar para el dato “i”,
- x_i , Valor medido del dato “i” de “n” datos,
- x'_i , Valor reconciliado para el dato “i” de “n” datos.

B_k , Balance “k” de “m” balances, construido que al cumplirse da 0. Se adjuntan dos ejemplos, se hace notar que el balance se puede escribir por conservación de masa total, masa por tamaño, cobre total, cobre por tamaño y volumen de agua.

$$G_{SA} - G_{SC} - G_{ST} = B_1$$

Ecuación 28. Ejemplo restricción en problema de optimización propuesto

$$G_{SAL_A} - G_{SCL_C} - G_{STL_T} = B_k$$

Ecuación 29. Ejemplo restricción en problema de optimización propuesto

La reconciliación minimiza la diferencia entre el dato medido y calculado, considerando que se cumplan los balances metalúrgicos. Esta diferencia se pondera por el inverso de la desviación estándar al cuadrado. Con lo anterior se provoca que los datos cuyos resultados son constantes, mantengan valores cercanos a ellos. Lo anterior se denomina “confianza” en el dato, se tiene menos de esta con datos más variables. Sin embargo, datos que no mostraron estabilidad en su medición, se permite que el dato calculado difiera más con el dato medido.

3.3.2. Reconciliación de datos mediante reconstrucción de la alimentación

Debido a que la alimentación no se pudo muestrear directamente se propone el segundo método de reconciliación. En este se optó por confiar más en los datos de la salida tangencial y axial. Lo anterior debido al posible sesgo presente en la alimentación causado por la extracción de alimentación de la parte superior de un tanque agitado. Esta es la segunda reconciliación y se denominó “reconciliación de datos por reconstrucción de la alimentación” o “reconstrucción de alimentación”.

3.3.3. Reconciliación de datos mediante reconstrucción del flujo tangencial

Similar al anterior, en este caso se estima el flujo tangencial basado en los otros datos. Se denominó “reconciliación de datos por reconstrucción del flujo tangencial” o “reconstrucción del flujo tangencial”.

De las dos salidas de la celda, una de ellas va a tener un flujo mayor a la otra. Debido a la diferencia de masa, un error en uno de estos valores va a afectar en mayor medida la reconciliación de datos. Por ello se decide investigar la capacidad de reconciliar datos sin uno de los flujos de salida.

3.3.4. Reconciliación de datos mediante reconstrucción del flujo axial

Similar al anterior, en este caso se estima el flujo tangencial basado en los otros datos. Se denominó “reconciliación de datos por reconstrucción del flujo axial” o “reconstrucción del flujo axial”.

Con ello se va a tener 4 reconciliaciones para cada uno de los 6 experimentos. Seguido de esto se va a medir el error de estas. Definido como el valor absoluto, de la división entre el dato reconciliado y el medido menos la unidad. Se va a calcular el error promedio para cada reconciliación por experimento y de manera general.

4. Resultados y discusión

4.1. Planta de flotación “Black Colt”

Celda	7	6	5	4	3	2	1	Global
Factor enriquecimiento	3,5	6,3	20,7	27,7	27,6	2,5	16,2	39,1
Recuperación en peso	2%	2%	1%	1%	2%	30%	5%	2%
Recuperación metalúrgica	8%	12%	22%	39%	58%	76%	87%	91%
Eficiencia técnica de flotación	6%	10%	21%	38%	57%	46%	85%	90%

Tabla 6. Parámetros de rendimiento planta de flotación "Black Colt".

Del diagrama de la planta de flotación, mostrado en la Ilustración 31, se rescata que solo la celda Rougher 2 recibe la alimentación directa del tanque de acondicionamiento. Sin embargo, al juntar flujos de distintos sectores altera la composición de la alimentación a esta celda, debido a esto no se puede comparar con la celda prototipo MGFloat®. El resto de las celdas presentan problemas similares, ya que su rendimiento depende de la composición mineralógica. Por ello se comparara la planta de flotación en su totalidad con la celda prototipo.

La planta maneja un bajo porcentaje de sólidos en peso, lo cual llama la atención, en un hidrociclón usualmente se ven valores superiores a 30% en la industria. Similar a lo anterior, en flotación valores mayores a 20% son usuales, en esta planta no se obtuvo una medición superior a 16%.

Se ajustó la recuperación metalúrgica en función del número de celda con la función descrita en la Ecuación 29. Este ajuste tiene un error menor a 0.002 y coeficiente de correlación (R^2) de 99,8%. Se adjunta la ecuación ajustada, se hace notar que “a” y “b” son valores a ajustar. En este caso la celda donde se retira el concentrado se utilizó como celda “1”, en cuyo caso la constante “a” toma valores positivos, indicando que al aumentar el número de celda “x” la recuperación metalúrgica tiende a 0. De haber tomado la celda donde se retira el relave como “1”, la constante “a” hubiese tomado valores negativos, indicando que al aumentar el número de celda “x” la recuperación metalúrgica tiende a la unidad.

$$\text{Recuperación metalúrgica (N° Celda)} = \frac{1}{(1 + e^{ax+b})}$$

Ecuación 30. Recuperación metalúrgica propuesta por número de celda.

Se usa esta ecuación por el sentido físico que tiene con la realidad. Al tener celdas iguales conectadas en serie se espera que en sentido al concentrado final, cada celda sea un aporte al sistema, por ello se usa una función estrictamente creciente. Además, la recuperación metalúrgica no tiene sentido bajo 0% o sobre 100%, esta función está acotada inferior y superiormente.

En caso de tener una cantidad de celdas conectadas en serie tendiendo al infinito, la recuperación metalúrgica de las celdas ubicadas cerca del concentrado se van a parecer más mientras más cerca se este del concentrado final. Debido a que en estas etapas finales lo que flotó en la celda anterior, lo más probable es que se recupere completamente en la celda siguiente. Análogamente, la recuperación metalúrgica de las celdas ubicadas cerca del relave se van a parecer más mientras más cerca se este del relave final. Debido a lo que no logró flotar en múltiples etapas anteriores difícilmente se va a flotar en una de las celdas del final del circuito. Por ello se opta por una función que se acerque asintóticamente a su cota superior e inferior.

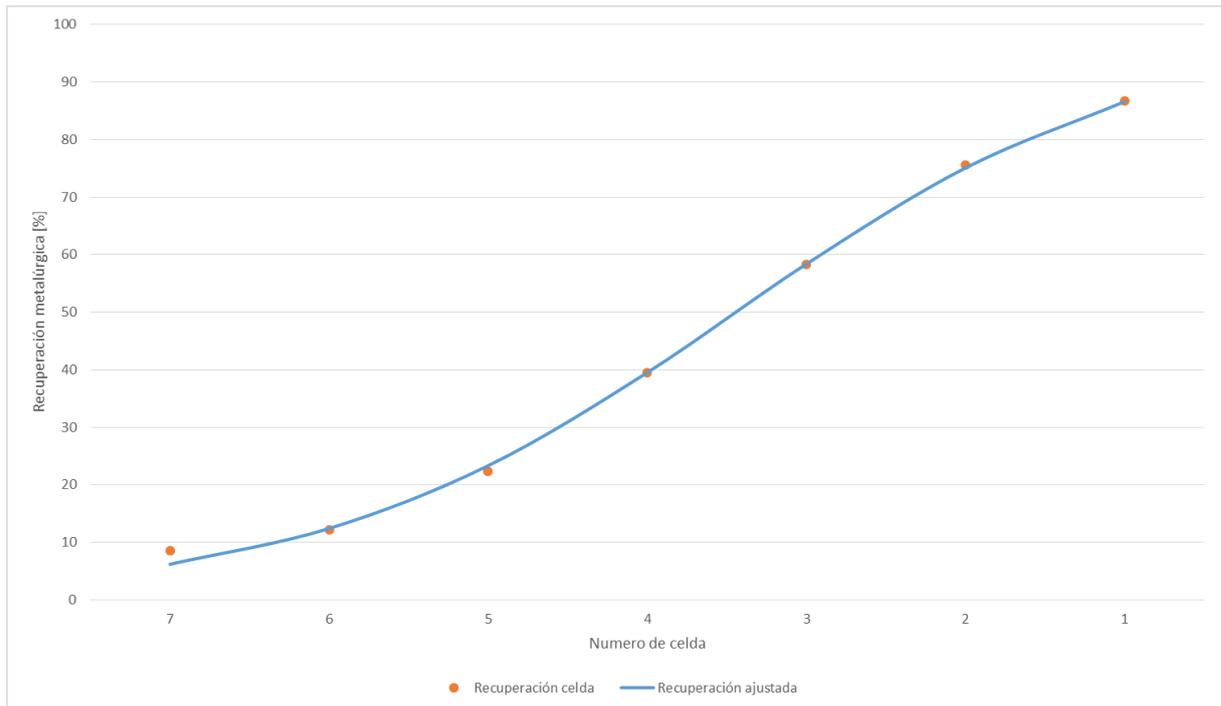


Ilustración 33. Ajuste recuperación metalúrgica planta "Black Colt".

4.2. Reconciliación de datos

En la Tabla 7 se presenta la suma de varianzas por día.

	General	Alimentación	Tangencial	Axial
Día 1	5,1	8,1	16,0	37,1
Día 2	14,9	38,7	278,5	120,4

Tabla 7. Varianza por método de reconciliación.

La reconciliación de datos se planteó como un problema de optimización en busca de la varianza mínima entre los datos medidos y calculados, teniendo en consideración la desviación estándar de los mismos. La menor varianza no implica que sea la mejor reconciliación. Sin embargo, si se puede rescatar que la reconstrucción de la salida tangencial o la axial varían los datos significativamente, en comparación con sus pares del mismo día.

A continuación se presenta el error medio por método de reconciliación de datos. En rojo, amarillo y verde se marcan errores superiores a 10%, 5% y 0%, respectivamente.

	General	Alimentación	Tangencial	Axial
C/Aire 2A día 1	5,2%	4,2%	5,9%	4,2%
C/Aire 1A día 1	5,9%	4,4%	6,7%	18,2%
C/Aire 0A día 1	7,0%	4,6%	7,8%	17,0%
S/Aire 0A día 1	10,6%	8,0%	12,1%	33,6%
C/Aire 1A día 2	7,3%	3,2%	15,6%	8,7%
C/Aire 0A día 2	4,5%	3,0%	16,9%	6,7%
Promedio	6,7%	4,5%	10,9%	14,7%

Tabla 8. Error por método de reconciliación y experimento.

La reconstrucción de la alimentación presenta consistentemente una diferencia menor entre el dato medido y calculado. Para cada uno de los experimentos sigue la reconciliación de datos general. El error promedio al reconstruir la alimentación es de un 4.5%, seguido por la reconciliación de datos general con 6,7%. Para los otros dos flujos el error promedio y varios por experimento superan el 10%.

Por ello se presentan los resultados preliminares de la reconstrucción de la alimentación y reconciliación general de datos como resultados de este trabajo. Sin embargo, para estudios del efecto del aire, del campo magnético y de la reducción de diámetro de la salida tangencial, se presentan los que tengan menor error.

En el experimento sin aire y sin campo del día 1 se ve que no existe reconciliación de datos que entregue un error menor al 5%, lo más cercano es un 8% seguido por 10,6%. Dado que no se obtuvo un error menor a este, se presentarán los resultados y el análisis pero no se indican como concluyentes.

4.3. Estudio de la alimentación

A continuación se presentan los resultados de la medición de flujo de la bomba peristáltica facilitada por la empresa a cargo de la planta de flotación.

	Flujo Alimentación [l/min]	Velocidad entrada celda [m/s]	Tiempo residencia promedio [s]
Experimento 1	32,8	0,8	7,2
Experimento 2	31,1	0,7	7,6
Experimento 3	32,0	0,8	7,4
Media	32,0	0,8	7,4

Tabla 9. Medición flujo de alimentación a celda prototipo.

En esta se aprecia un flujo de 32 [L/min] con una desviación estándar menor a la unidad. Con lo anterior y las dimensiones de la celda se determinó la velocidad de entrada y el tiempo de residencia. El primero representa un 80% de lo pedido originalmente de 1 metro por segundo. Se hace notar que el tiempo de residencia promedio es considerablemente bajo respecto a lo usado en la industria comúnmente.

Se presentan la recuperación en peso del concentrado, en la Ilustración 34, este se definió por una ley de cobre mayor a la de alimentación.

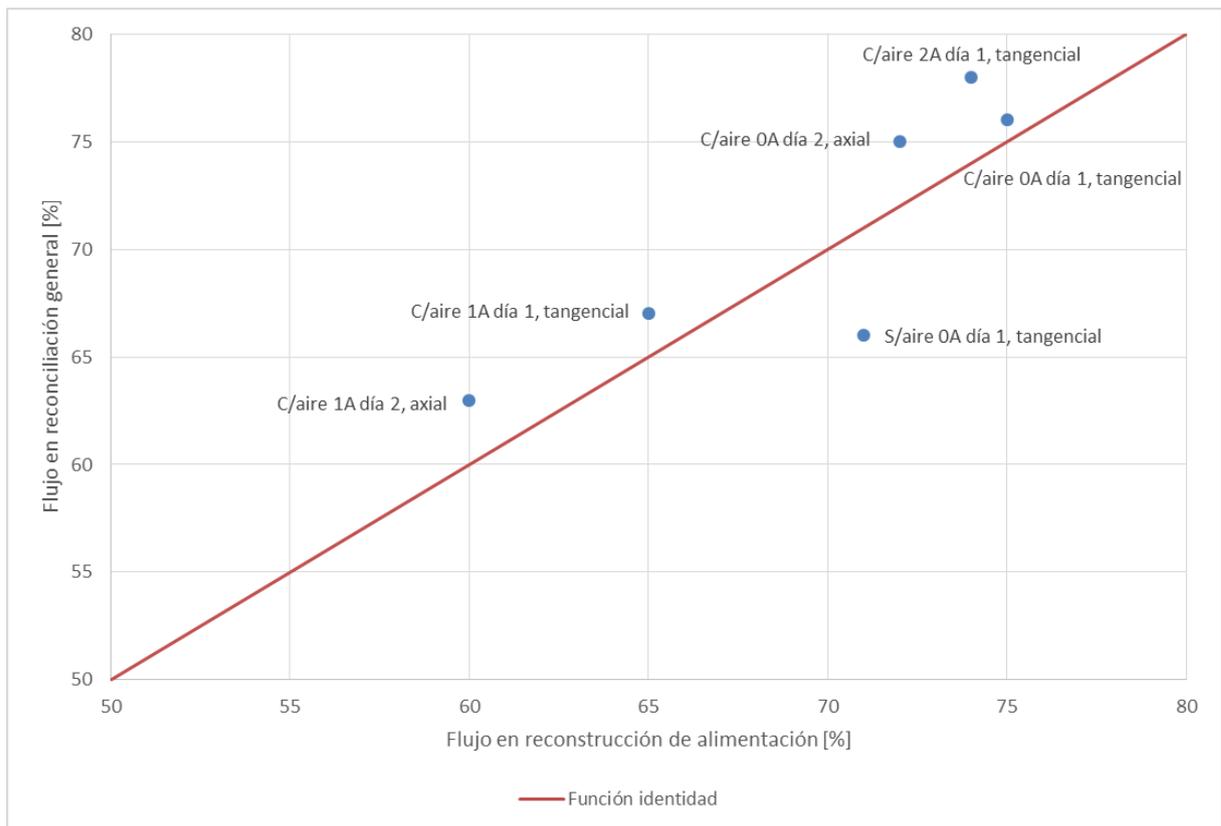


Ilustración 34. Diagrama Pareto flujo porcentual por salida según método de reconciliación.

El día 2 según lo planeado se cerró parcialmente la válvula de control del flujo tangencial, con el fin de invertir los flujos de sólidos de cada salida, se redujo el área transversal aproximadamente a un 18%. Con ello teniendo una mayor recuperación en peso por la salida axial, a diferencia del día 1. El experimento sin aire y sin campo del día 1 es el único que presenta una diferencia mayor a 4% y es menor en la reconciliación general.

El primer día prácticamente la totalidad del aire ingresado se retiraba por la salida tangencial, después del cierre parcial de la válvula de control de la salida tangencial el segundo día, este se retiró casi en su totalidad por la salida axial.

Se presentan el P₈₀ de alimentación por experimento y método de reconciliación.

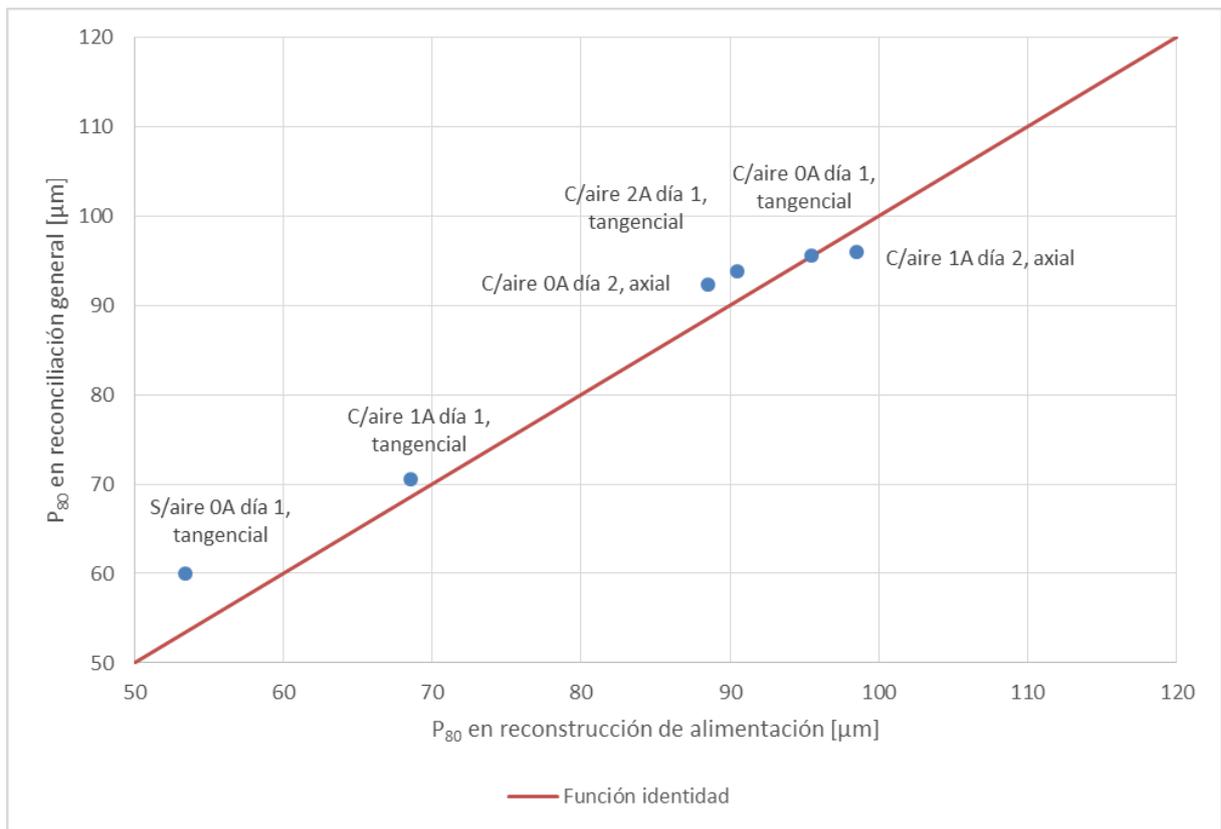


Ilustración 35. Diagrama Pareto P_{80} por salida según método de reconciliación.

La mayoría de los P_{80} se encuentra cercano a 85-100 [μm], sin embargo de los 6 experimentos 2 tienen granulometrías significativamente menores. Respecto a ambos métodos de reconciliación, no difieren en más de un 5% excepto en el experimento sin aire, donde hay un 11%. Para el experimento con aire y sin campo del primer día se obtuvo prácticamente el mismo resultado con una diferencia menor a 0,06 [μm].

		Reconstrucción alimentación	Reconciliación general
C/aire 0A día 1	C/aire 2A día 1	5%	2%
C/aire 0A día 1	C/aire 1A día 1	28%	26%
C/aire 2A día 1	C/aire 1A día 1	24%	25%
C/aire 0A día 1	S/aire 0A día 1	44%	37%
C/aire 1A día 2	C/aire 0A día 2	10%	4%
C/aire 0A día 1	C/aire 0A día 2	7%	3%
C/aire 1A día 2	C/aire 2A día 1	8%	2%
C/aire 1A día 2	C/aire 1A día 1	30%	27%

Tabla 10. Diferencia porcentual de P_{80} de alimentación entre experimentos por método de reconciliación.

Los dos experimentos anteriores que presentaban un tamaños distintos al resto tienen una diferencia significativa con los que se van a comparar. Se van a presentar los análisis de todas las comparaciones, sin embargo, se buscará el efecto del aire, campo magnético y reducción de diámetro de la salida tangencial entre los experimentos con granulometrías similares.

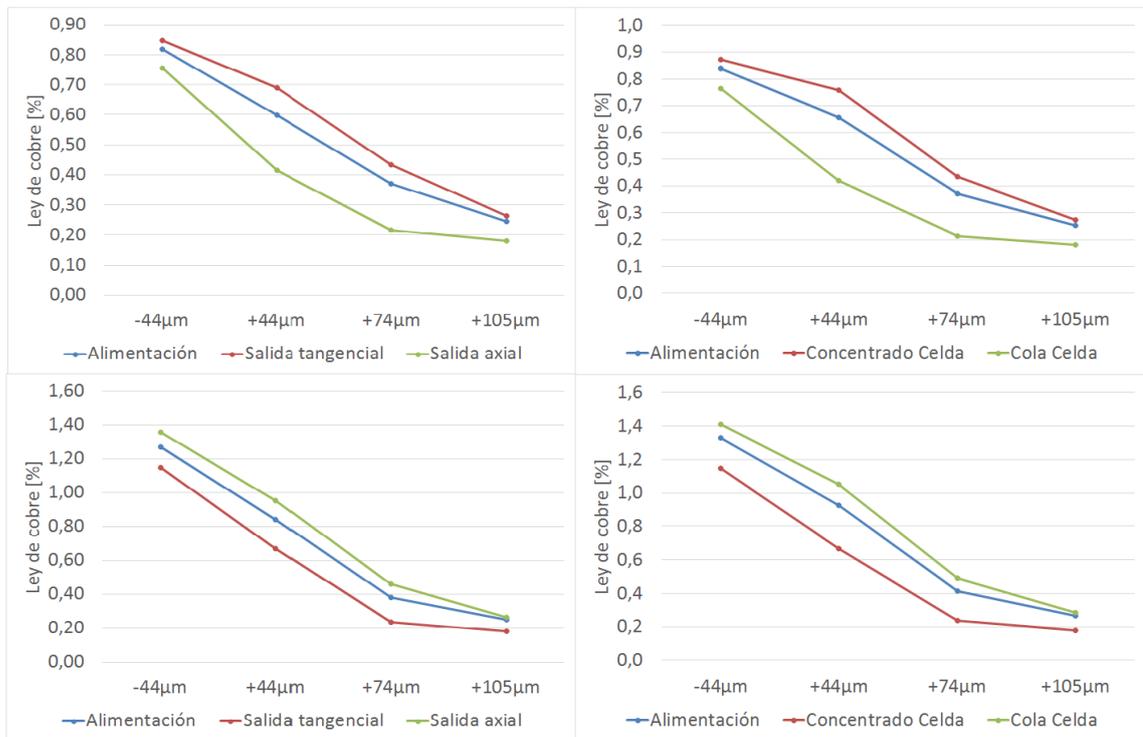


Ilustración 36. Ley de cobre por fracción de tamaño (día 1 arriba, día 2 abajo, reconstrucción de alimentación izquierda, reconciliación general derecha).

Primero, se rescata es que el día 1 el concentrado se extrajo por la salida tangencial, mientras que el segundo día por la axial. El día 2 se trabajó con mejores leyes de cobre, con un promedio de 0.9% en contraste con 0.7% del primero. Esto debido principalmente a finos con mayor concentración del mineral de interés, teniendo una ley 50% superior en los ubicados debajo de 44 [μm], 21% superior entre 44 a 74 [μm] y 8% aumento de 74 a 105 [μm]. La ley de las partículas sobre 105 [μm] disminuyó el segundo día un 3%, sin embargo debido a la escasez de partículas de este tamaño, tiene un efecto menor en la ley general de la pulpa.

Segundo, se observa una disminución de la ley al aumentar el tamaño de las partículas, dando a entender que la mayoría del mineral de interés se ubica en partículas de menor tamaño. Lo cual se puede explicar si las partículas de ganga tienen mayor resistencia a la molienda que las de interés, por ejemplo el cuarzo presenta más resistencia a la molienda que varios minerales de cobre, con ello generando un sesgo de la ley respecto al tamaño.

Tercero, la ley de cobre de los datos obtenidos en terreno son significativamente mayores a los calculados mediante la reconstrucción de la alimentación, en promedio un 7%. Se presenta un diagrama de dispersión de la ley de alimentación medida y reconstruida en busca de un error sistemático.

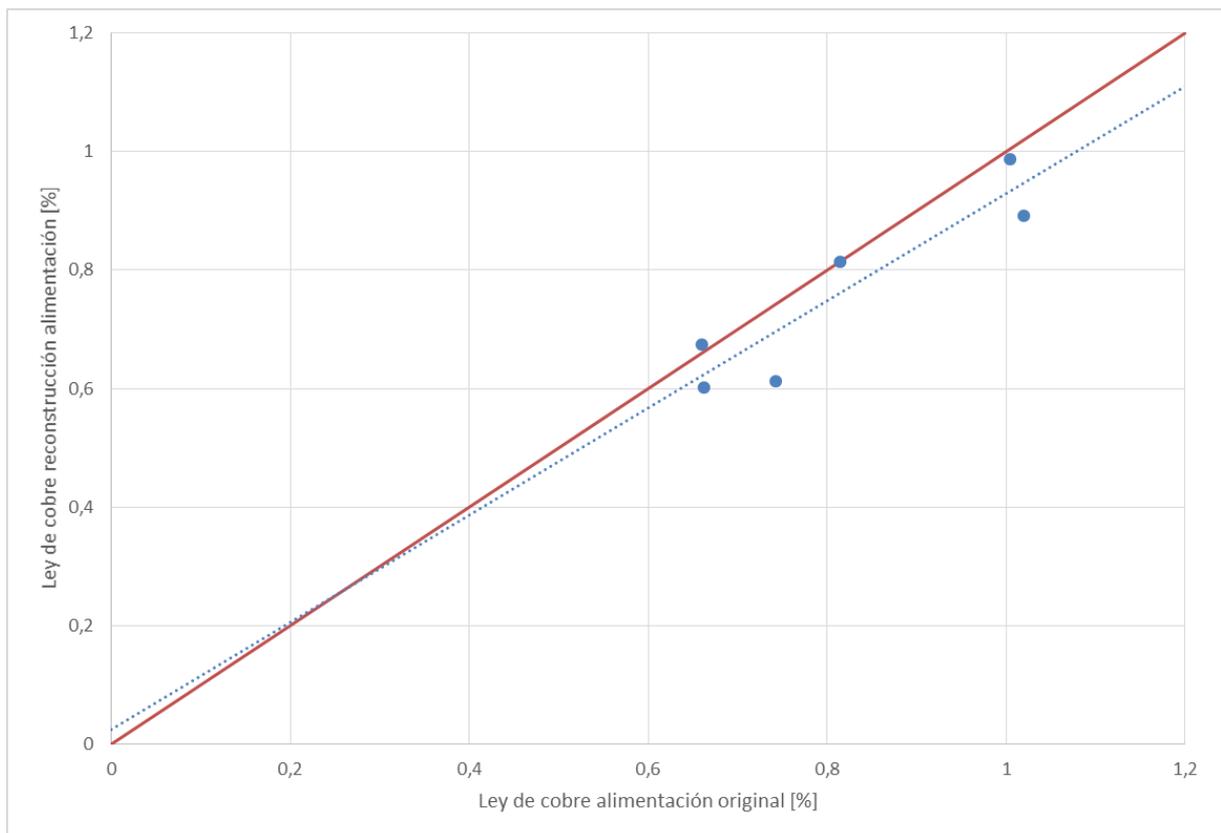


Ilustración 37. Diagrama de dispersión de ley de cobre original vs reconstruida por experimento.

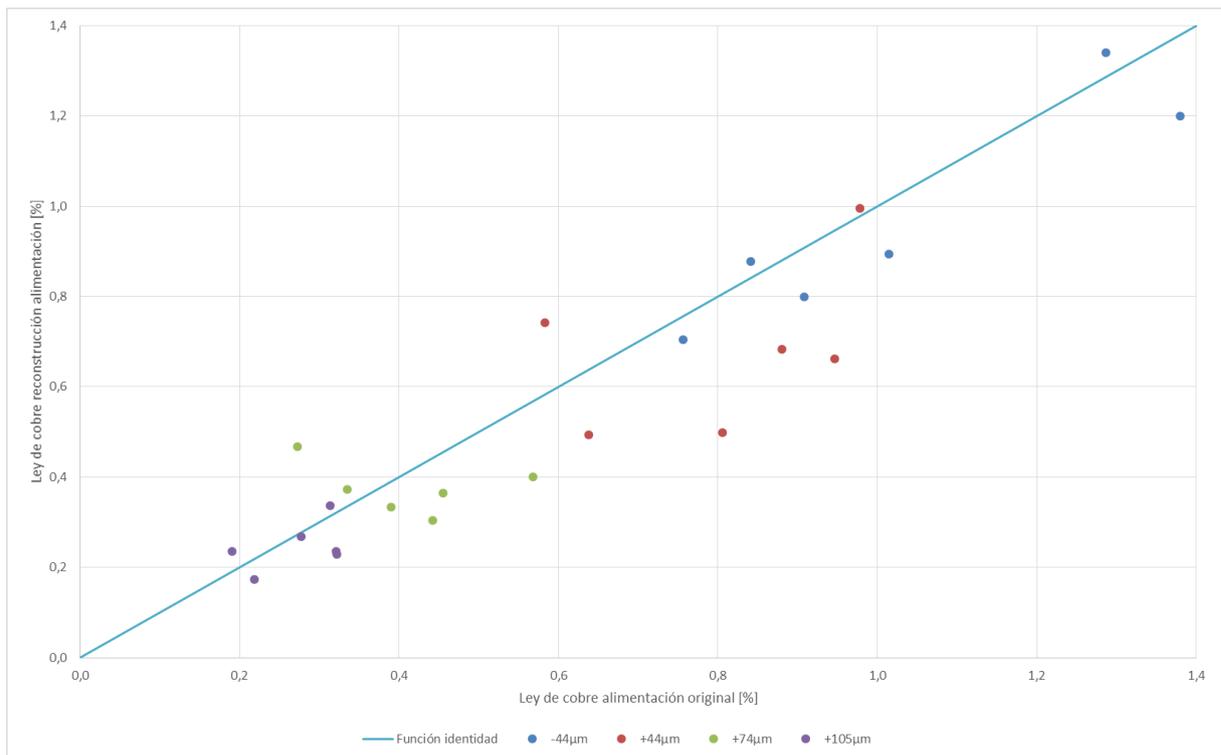


Ilustración 38. Diagrama de dispersión de ley original vs reconstruida por fracción de tamaño por experimento.

Del primer gráfico se puede justificar un sesgo de la ley de alimentación medida en contraste con la reconstruida. Lo anterior se debe a que la mayoría de los puntos se ubican bajo la bisectriz, dando a entender que el valor de la ley de alimentación original o medida es mayor en la mayoría de los casos. Se incluye la función lineal que representa la proyección de los datos. Se observa que esta está desfasada de del origen y tiene pendiente distinta a la unidad. Dando a entender un sesgo dependiente del valor, es decir, a leyes más altas mayor es este.

Del segundo gráfico se pueden extraer conclusiones similares, donde para partículas menores a 44 [µm] se puede ver un sesgo menor y las ubicadas entre 44 a 74 [µm] el efecto es mayor. Se hace notar que entre estos dos rangos de tamaño se encuentra 78% de la masa total para el primer día, 72% para el segundo. Los otros dos rangos podrían presentar un sesgo similar al descrito anteriormente, sin embargo, la información mostrada no se considera determinante.

Como se vio en la metodología, la manguera que alimentaba a la celda prototipo MGFloat® se encontraba en la parte superior del tanque de acondicionamiento. La manguera que alimentaba la planta de flotación se encontraba a una cota inferior en el mismo estanque agitado. El prototipo MGFloat® trabajaba aproximadamente con un 16% del flujo de la planta de flotación.

Dos mangueras a distinta altura en un estanque generan una posibilidad de sesgo. Se sabe que materiales más densos dentro de una pulpa tienden a ir al fondo. Usualmente los minerales de cobre son más densos que el estéril que lo acompaña, en particular las arcillas se conocen por su baja densidad respecto a los minerales de cobre. La mayoría de las arcillas se ubican debajo

de 2,5 [g/cm³], a modo de referencia la calcopirita y calcosina tienen 4,19 y 5,75 [g/cm³] aproximadamente.

A continuación se presenta el porcentaje de cobre total por fracción de tamaño en la alimentación por experimento.

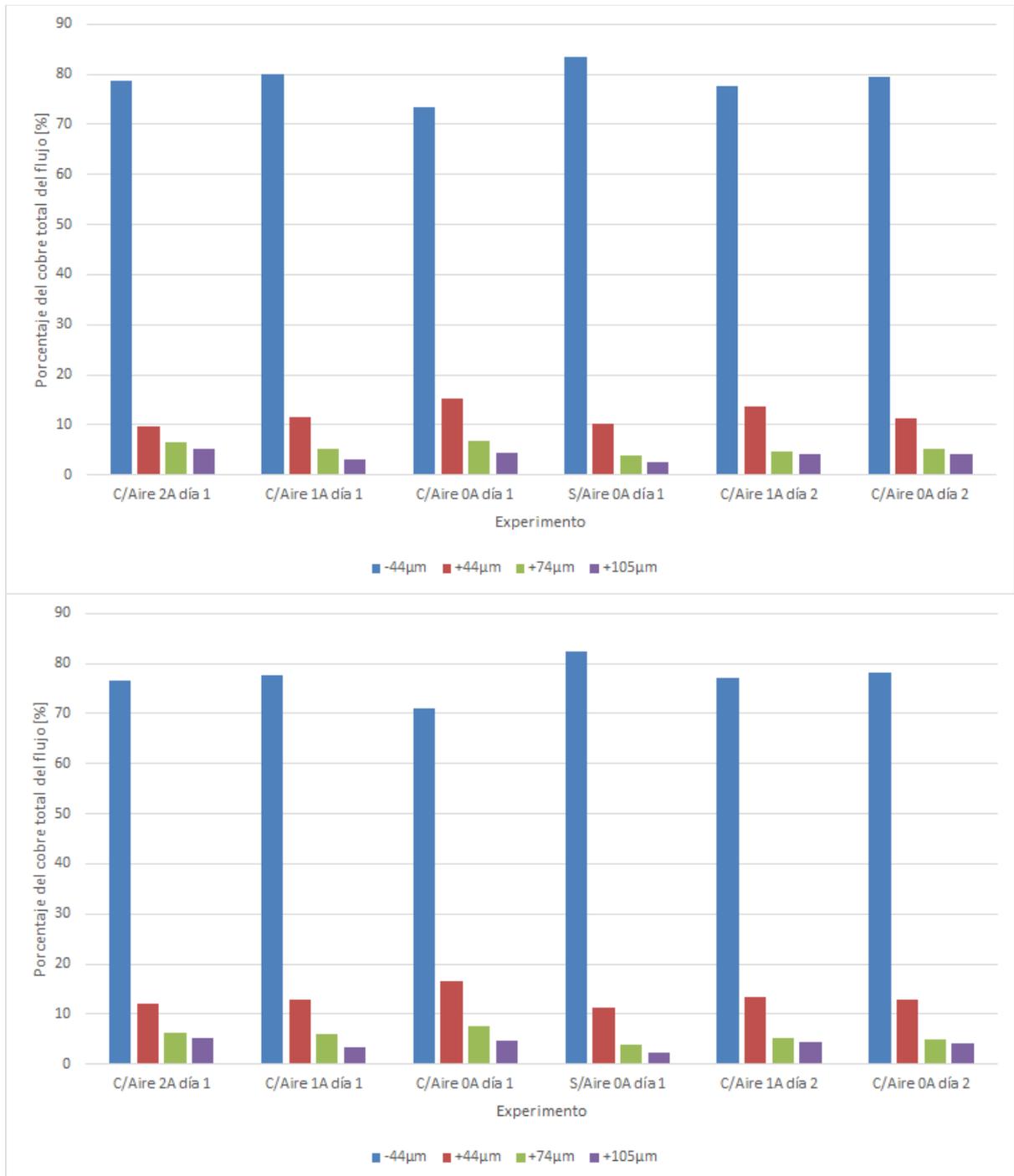


Ilustración 39. Porcentaje de cobre total por fracción de tamaño (reconstrucción alimentación arriba, reconciliación general abajo)

En general se ve consistencia entre experimentos y entre métodos. Más del 70% del cobre está en el menor rango de tamaño. Los últimos dos rangos no llegan al 10%. Con ello se sabe que el comportamiento que tengan las partículas debajo de 74 [μm] va a determinar el comportamiento general de la celda. Por lo anterior todo estudio de recuperación metalúrgica, factor de enriquecimiento y eficiencia de separación se llevará a cabo por tamaño.

En las siguientes páginas se presenta la ley de cobre por tamaño, experimento y método de reconciliación.

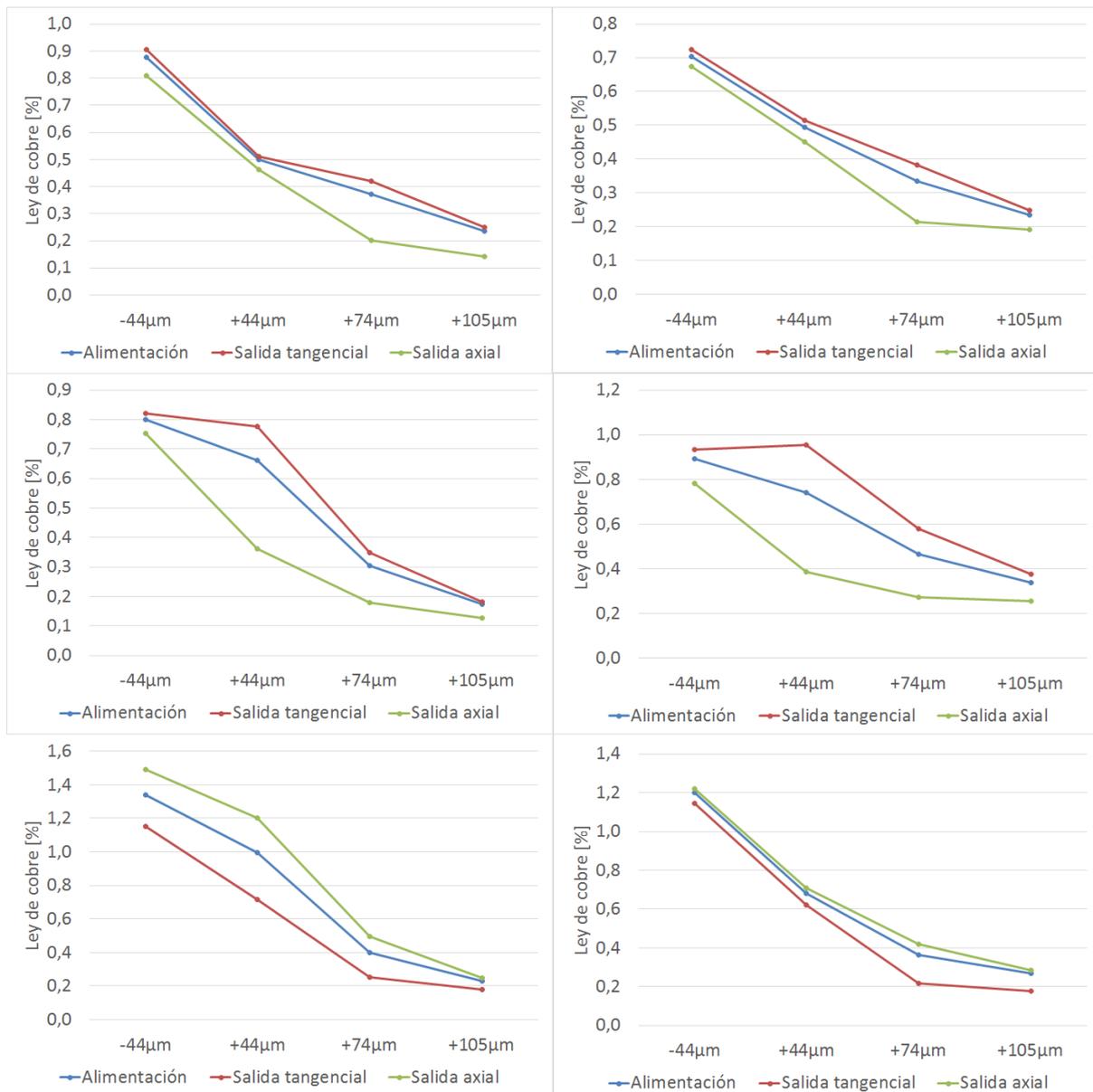


Ilustración 40. Ley de cobre por fracción de tamaño, reconstrucción de alimentación (c/aire 2A esquina día 1 superior izquierda, c/aire 1ª esquina día 1 superior derecha, c/aire 0A día 1 centro izquierda, s/aire 0A día 1 centro derecha, c/aire 1A día 2 esquina inferior izquierda, c/aire 0A día 2 esquina inferior derecha)

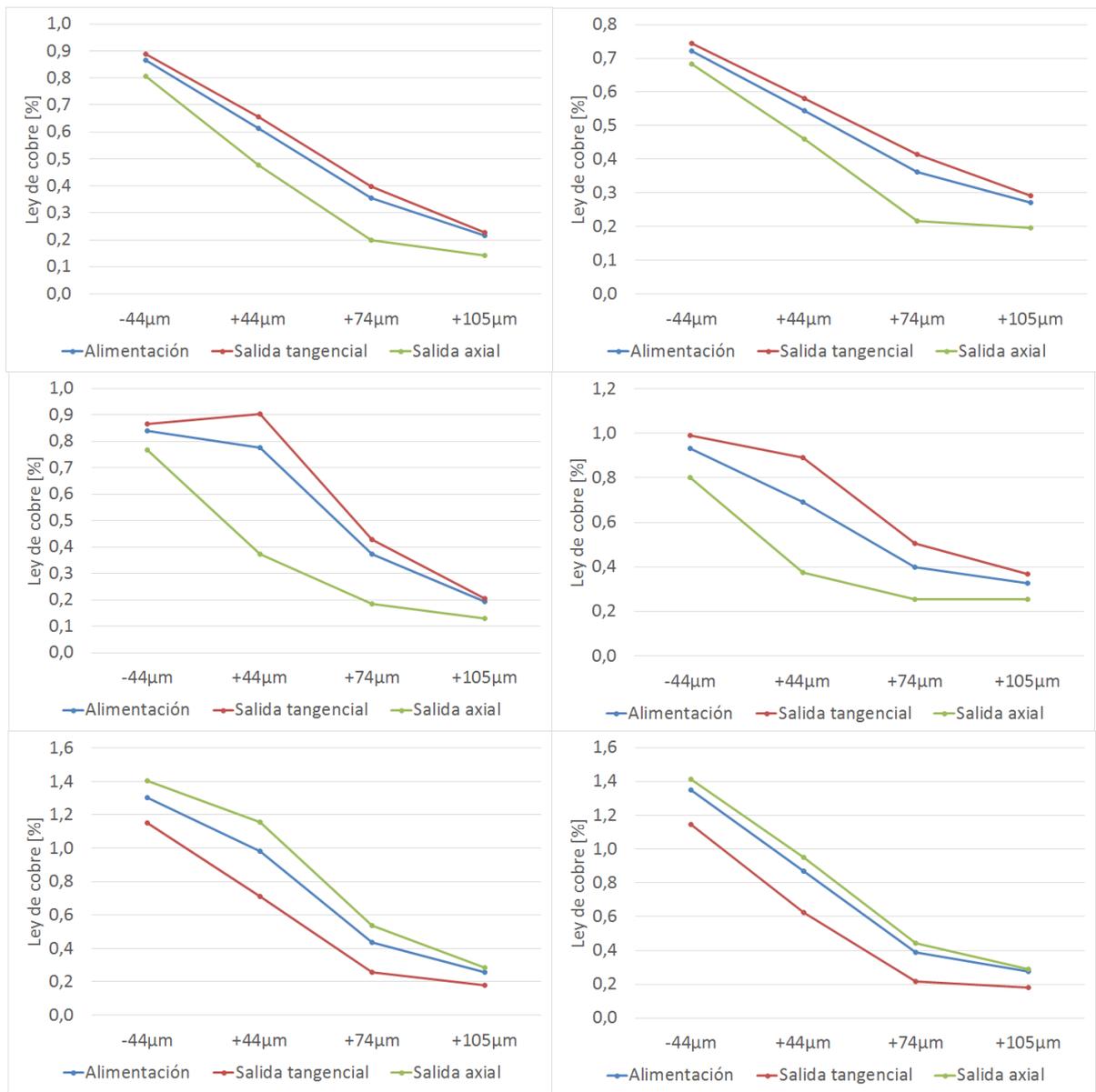


Ilustración 41. Ley de cobre por fracción de tamaño, reconciliación general (c/aire 2A esquina día 1 superior izquierda, c/aire 1ª esquina día 1 superior derecha, c/aire 0A día 1 centro izquierda, s/aire 0A día 1 centro derecha, c/aire 1A día 2 esquina inferior izquierda, c/aire 0A día 2 esquina inferior derecha)

Se rescata es que la ley de la salida tangencial es mayor el día 1 y menor en el día 2, para todo tamaño de partícula. Dando a entender que el concentrado se retiró por salidas distintas dependiendo del día. Se recuerda que le cambio entre estos fue un cierre parcial de la válvula de la salida tangencial, con ello forzando el flujo a la salida axial.

Bajo el tamaño de partícula de 44 [μm] se notan diferencias porcentuales menores entre la ley de la salida tangencial y la axial para todos los experimentos. Esto se condice con que las partículas de menor tamaño tienen un comportamiento cercano al agua y por ello son difíciles de recuperar.

Las diferencias más notorias en ley se obtienen entre los 44 y 74 [μm] para el experimento C/aire 0A día 1, S/aire día 2 y C/aire día 2. Visualmente no se notan diferencias en la estructura de leyes entre ambos métodos a excepción del día dos C/aire 0A. En este se reportan mayores diferencias en leyes debajo de 74 [μm]. Sin embargo, dado que el error de la reconciliación de datos es mayor al de la reconstrucción de alimentación en este experimento, se reconoce el último como el resultado. Se presenta el porcentaje en peso por experimento y flujo para el método de reconciliación antes mencionado.

	Porcentaje de Sólidos en peso [%]		
	Alimentación	Salida tangencial	Salida axial
C/Aire 2A día 1	10,30%	11,30%	7,40%
C/Aire 1A día 1	10,90%	11,60%	9,40%
C/Aire 0A día 1	8,10%	9,10%	5,50%
S/Aire 0A día 1	9,60%	8,90%	11,20%
C/Aire 1A día 2	8,40%	9,90%	7,30%
C/Aire 0A día 2	7,70%	9,30%	7,10%

Tabla 11. Porcentaje de sólidos en peso por salida y experimento.

A excepción del experimento sin aire forzado, el porcentaje de sólidos en peso de la salida tangencial es mayor a la salida axial.

Los gráficos siguientes son respecto a la distribución granulométrica de los flujos por experimento. Se incluye el modelo Gaudin-Schumann y el porcentaje acumulado bajo malla por experimento. Las líneas continuas representan lo el modelo ajustado para cada flujo y los puntos el porcentaje acumulado bajo malla del mismo. Debido a la similitud de ambos métodos respecto al a granulometría y el menor error de la reconstrucción de la alimentación, solo se presentan gráficos de esta reconciliación.

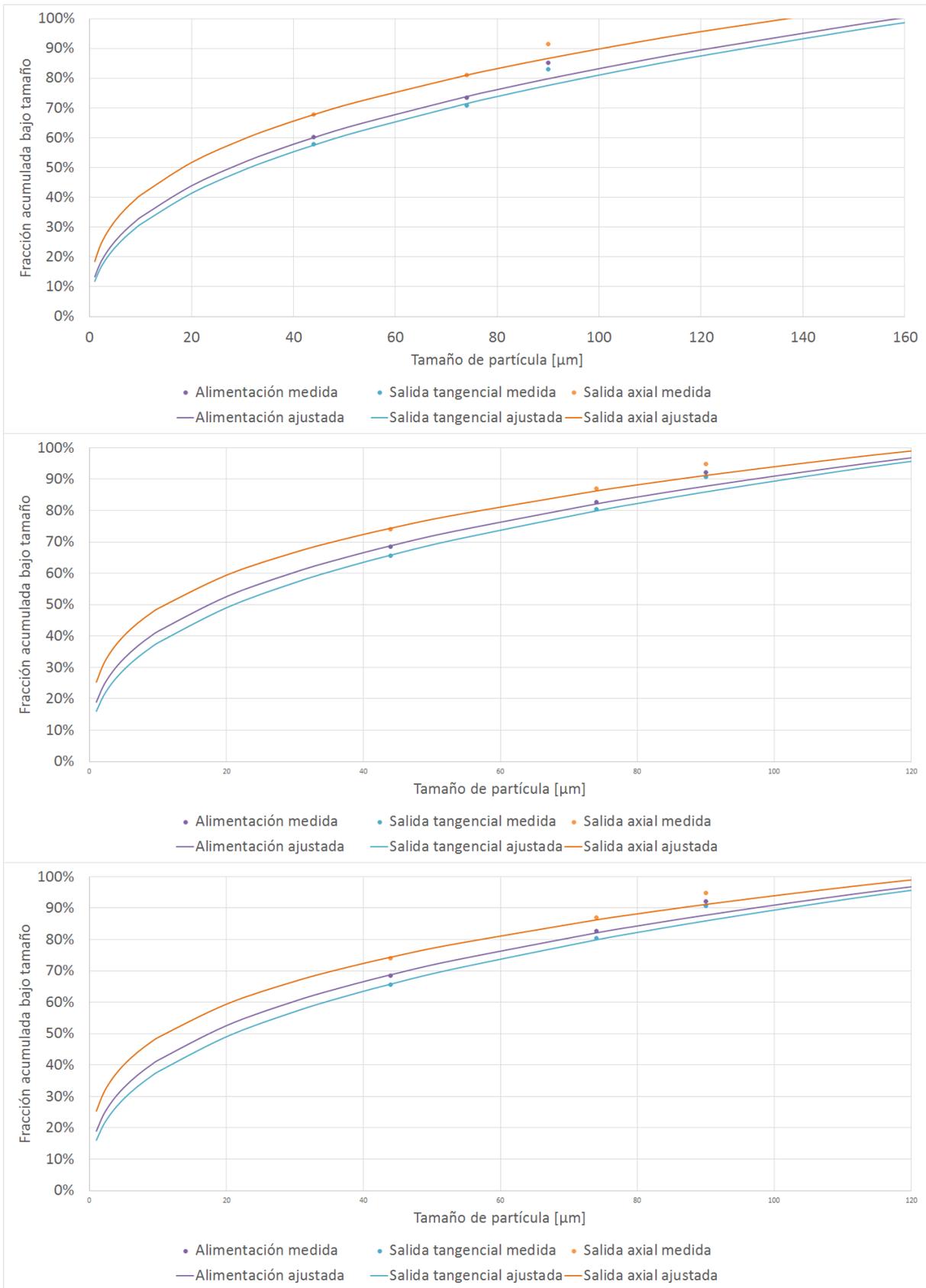


Ilustración 42. Distribución granulométrica G-S (c/aire 2A día 1 arriba, c/aire 1A día 1 centro, c/aire 0A día 1 abajo).

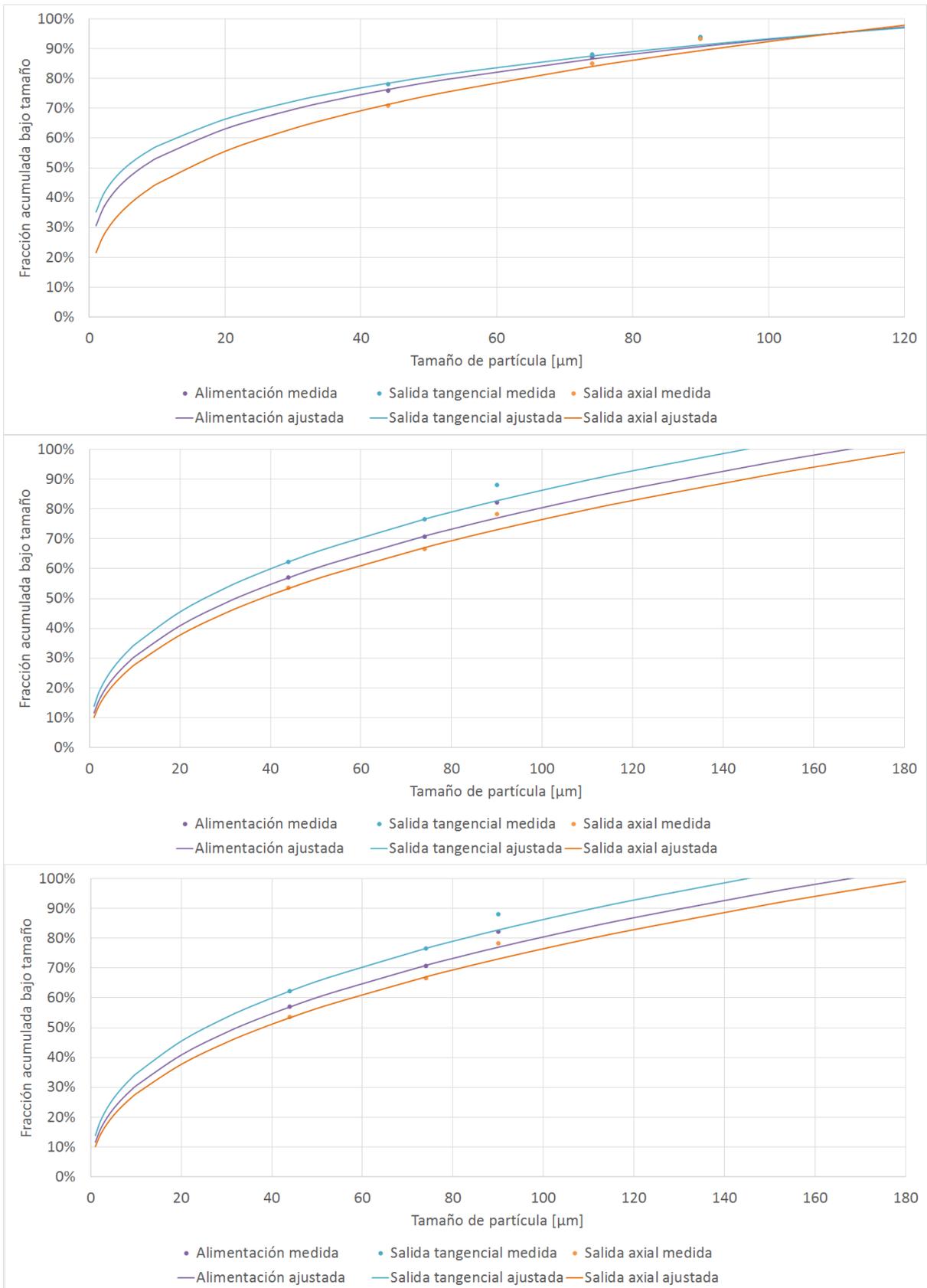


Ilustración 43. Distribución granulométrica G-S (s/aire 0A día 1 arriba, c/aire 1A día 2 centro, c/aire 0A día 2 abajo).

Para los tres primeros experimentos se ve el mismo comportamiento, la salida tangencial tiene un tamaño de partícula menor a la salida axial. Lo anterior se podría explicar por un

comportamiento parecido al de un hidrociclón, donde por fuerza centrífuga diferencia las partículas por masa, en particular por tamaño y densidad. Para el experimento sin aire y sin campo se esperaba un comportamiento similar, sin embargo, las partículas gruesas se retiran por la salida axial preferentemente.

Se sabe que partículas en suspensión decantan sin suficiente agitación, a excepción de las partículas suficientemente finas, las cuales tienen un comportamiento similar al agua. Lo obtenido experimentalmente concuerda con ello. Al hacer ingreso de aire forzado se reduce el volumen efectivo de la celda para la pulpa, esto implica menor tiempo de residencia y mayor velocidad. Esta velocidad aporta a mantener las partículas gruesas en movimiento y facilitan su retirada por la salida tangencial.

Lo anterior se respalda con los datos experimentales, la recuperación en peso de la salida axial es de un 29%, 27% de los finos totales se retiraron por esta salida. Dando a entender que los finos se distribuyen similar a la distribución de flujos. Sin embargo, por la salida axial se obtuvo 38%, 37% y 32% de los contenidos entre 44 a 74, 74 a 105 y sobre 105 [μm]. Por lo tanto, estos se distribuyen preferentemente a la salida axial.

Los experimentos del segundo día presentan el comportamiento opuesto al de un hidrociclón, se recuerda que la única variable que tiene en diferencia respecto al primer día es la distribución de flujos. En los gráficos de granulometría de este día se aprecia que la salida axial tiene partículas de mayor tamaño que la salida tangencial. Se aprecia una diferencia considerable en la separación al aumentar la corriente eléctrica de 0 a 1 [A], donde sin corriente prácticamente no existen diferencias en las distribuciones granulométricas. Dando a entender que el campo magnético tiene efecto en la distribución de partículas por tamaño.

Lo anterior se respalda en las disminuciones del P_{80} . El primero día sin corriente se obtiene una reducción de P_{80} de un 17,3% en el relave, con 2 [A] un 21,2%. Para el segundo día se obtiene una reducción en el relave de 10,4%, con 1 [A] 16,2%. No se analiza el primer día con 1 [A] debido a que la granulometría de alimentación difiere considerablemente del resto de los experimentos.

4.4.Efecto ingreso de aire forzado

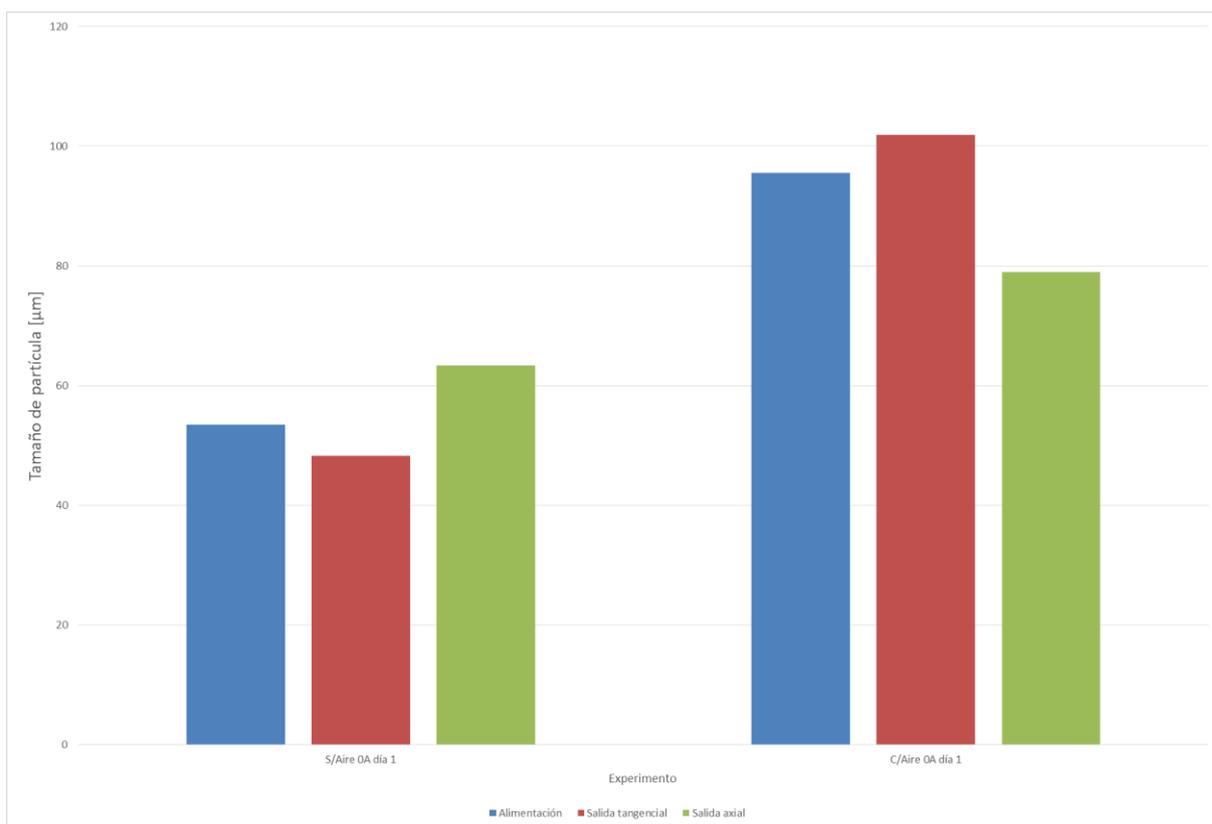
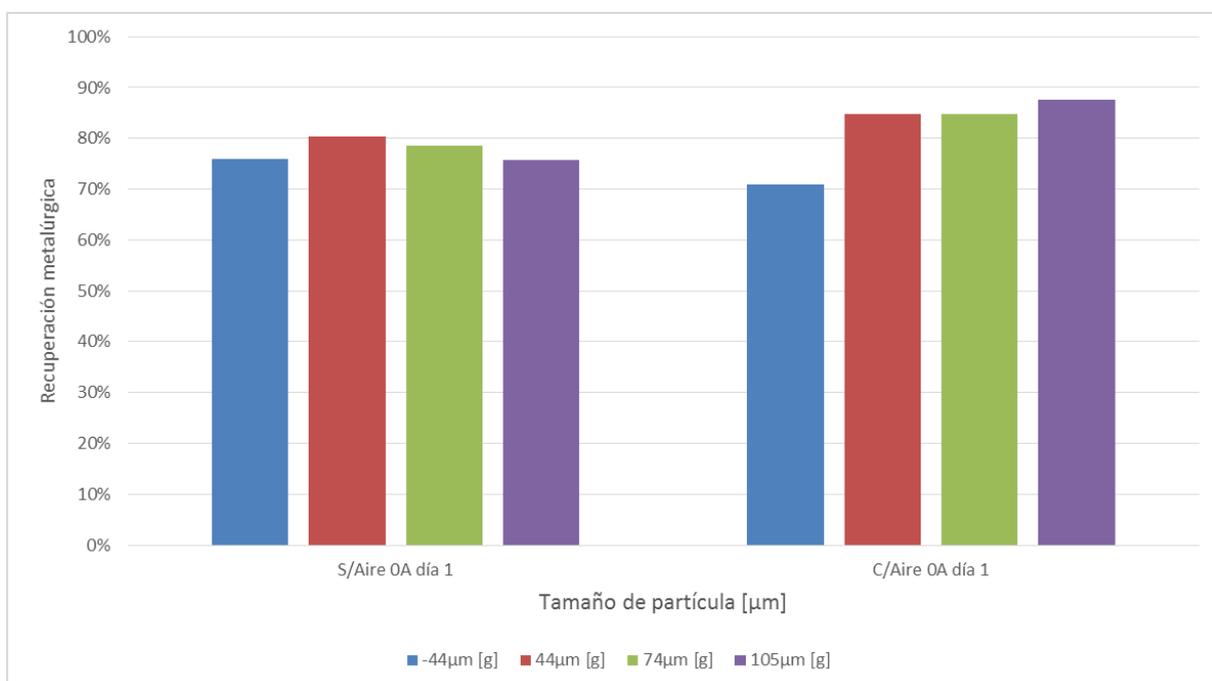


Ilustración 44. P_{80} por flujo, efecto ingreso del aire día 1, reconstrucción de alimentación.



b

Ilustración 45. Recuperación metalúrgica por fracción de tamaño, efecto ingreso del aire día 1, reconstrucción de alimentación.

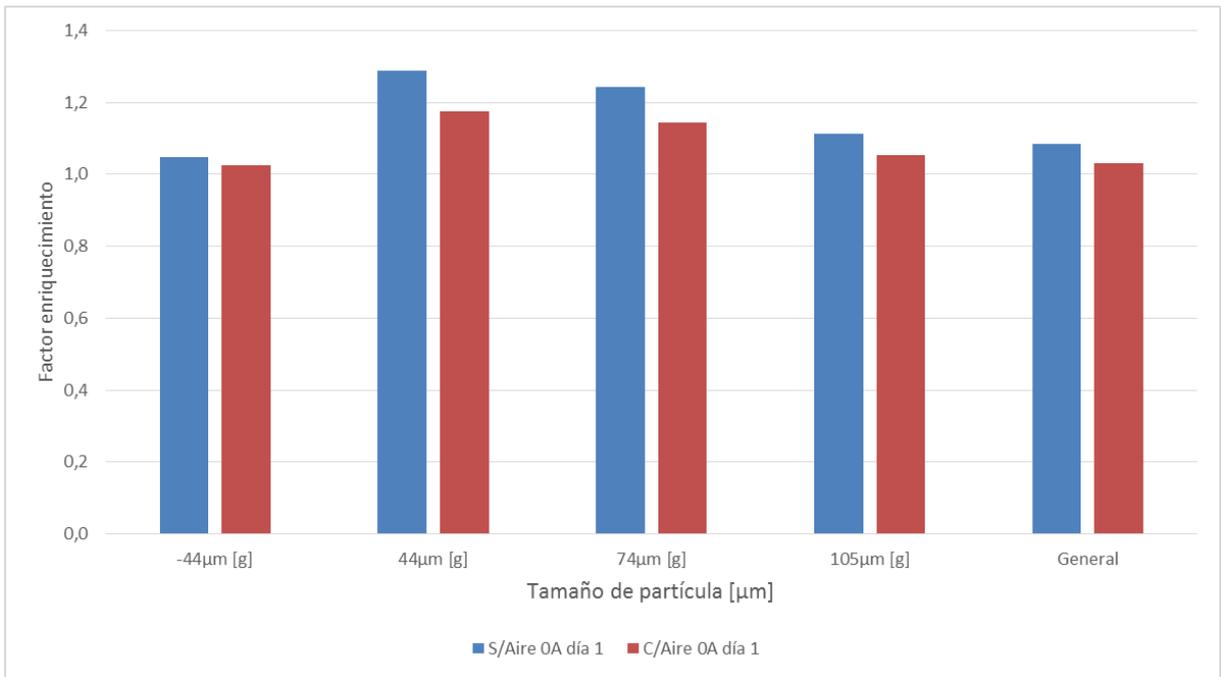


Ilustración 46. Factor enriquecimiento por fracción de tamaño, efecto ingreso del aire día 1, reconstrucción de alimentación.

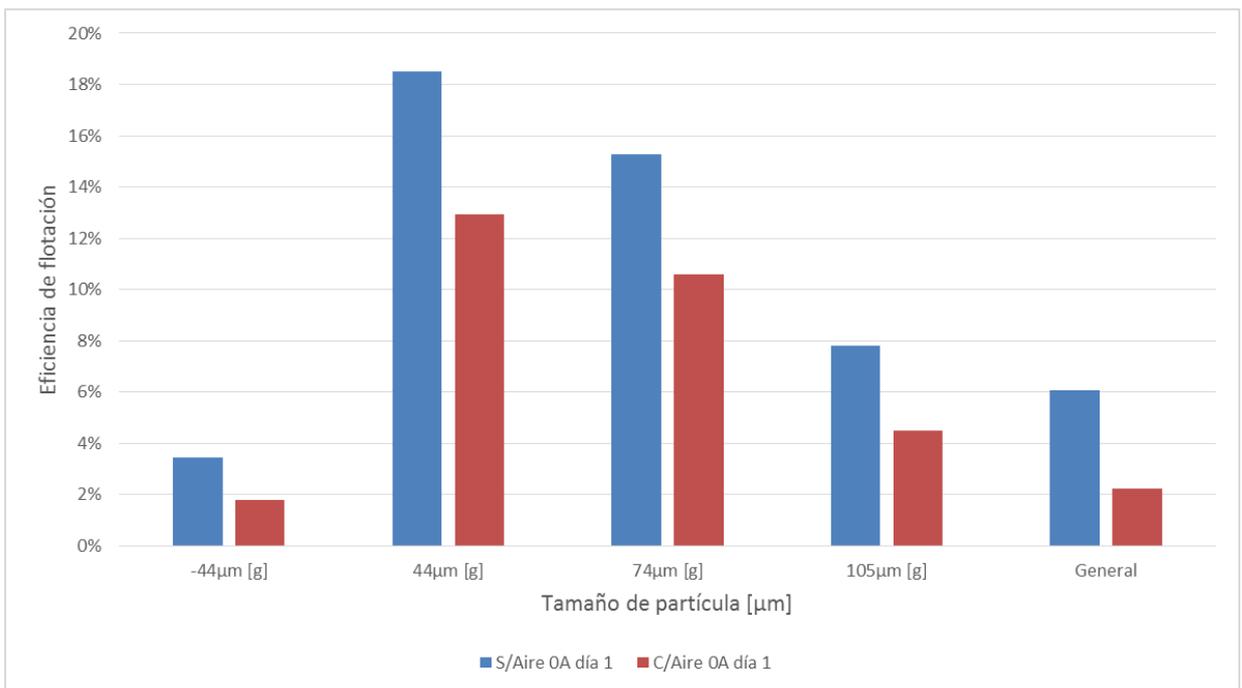


Ilustración 47. Eficiencia técnica de separación por fracción de tamaño, efecto ingreso del aire día 1, reconstrucción de alimentación.

Se corrobora lo expuesto en la sección anterior, el efecto de hidrociclón se aprecia solo cuando se hace uso de aire forzado. Lo anterior debido a la reducción del P_{80} sin el ingreso de aire en la salida tangencial y el aumento de este con el ingreso de aire forzado, lo cual puede provocar un aumento de la velocidad de pulpa en el equipo.

La recuperación en peso varía menos de un 2% pero la diferencia de recuperación metalúrgica al hacer ingreso de aire forzado es de -5%, 4%, 6% y 12%, para las partículas debajo de 44, entre 44 a 74, entre 74 a 105 y sobre 105 [μm], respectivamente.

El aumento de recuperación metalúrgica se puede explicar debido al ingreso de aire. Si este adquiere un tamaño de burbuja y se retira por la salida tangencial, la adición espontánea de partículas, con cobre expuesto, hidrofobizadas fomentaría su extracción por la salida tangencial. Sin embargo, no explica la disminución de recuperación en partículas de menor tamaño.

Lo anterior también se puede explicar con un efecto de hidrociclón, donde partículas de mayor tamaño son repartidas a la salida tangencial. Por ello al hacer ingreso de aire forzado se alcanza la presión mínima para que el equipo funcione como hidrociclón y aumenta la recuperación metalúrgica al aumentar el tamaño de partículas.

Se ve una reducción del factor de enriquecimiento para toda granulometría. Sobre 44 [μm] esto se puede explicar por la curva recuperación-ley, donde a mayor recuperación se obtiene menor ley de concentrado. Debajo de 44 [μm] se ve una disminución de la recuperación y de la ley de concentrado. Lo cual indica que el ingreso de aire perjudica en todo aspecto partículas debajo de este tamaño.

En la industria minera se conoce la curva recuperación-ley, donde a mejores leyes de salida se obtienen recuperaciones metalúrgicas menores. Lo contrario también es cierto, a mayor recuperación disminuye la ley de concentrado. Esta curva se fundamenta en que las partículas más propensas a ser parte del concentrado en un proceso de selección por composición, son las que su composición sea más parecida al resultado deseado. Es decir, en un proceso de flotación de cobre, las partículas con un mayor porcentaje de cobre son más propensas a flotar. Sin embargo, al aumentar la recuperación metalúrgica flotan partículas con porcentajes de cobre menor, con ello reduciendo la ley del concentrado.

La eficiencia técnica de separación toma en consideración la recuperación en peso en contraste con la recuperación metalúrgica, por fracción de tamaño. Se aprecia que el ingreso de aire forzado disminuye notablemente la eficiencia técnica de separación de partículas menores a 44 [μm] y de manera general. Lo primero implica lo segundo dado que la mayor cantidad de masa y masa de cobre se ubica en este tamaño de partícula, este rango de tamaño determina el comportamiento general.

Se reporta una diferencia de -2%, -6%, -5% y -3% en la eficiencia técnica de separación en los tamaños de partícula debajo de 44, entre 44 a 74, entre 74 a 105 y sobre 105 [μm], respectivamente, al hacer ingreso de aire forzado en la celda. Nuevamente se ve un efecto creciente con la granulometría, al hacer ingreso de aire forzado y aumentar la presión interna del equipo, se recuperan de mejor manera partículas de mayor tamaño por la salida tangencial.

Se vio que para partículas sobre 44 [μm] aumentaba la recuperación, sin embargo, la pérdida del factor enriquecimiento o ley de concentrado supera este efecto en la mayoría de los casos. A excepción sobre 105 [μm], donde el ingreso de aire forzado trae beneficios notables.

4.5.Efecto campo magnético

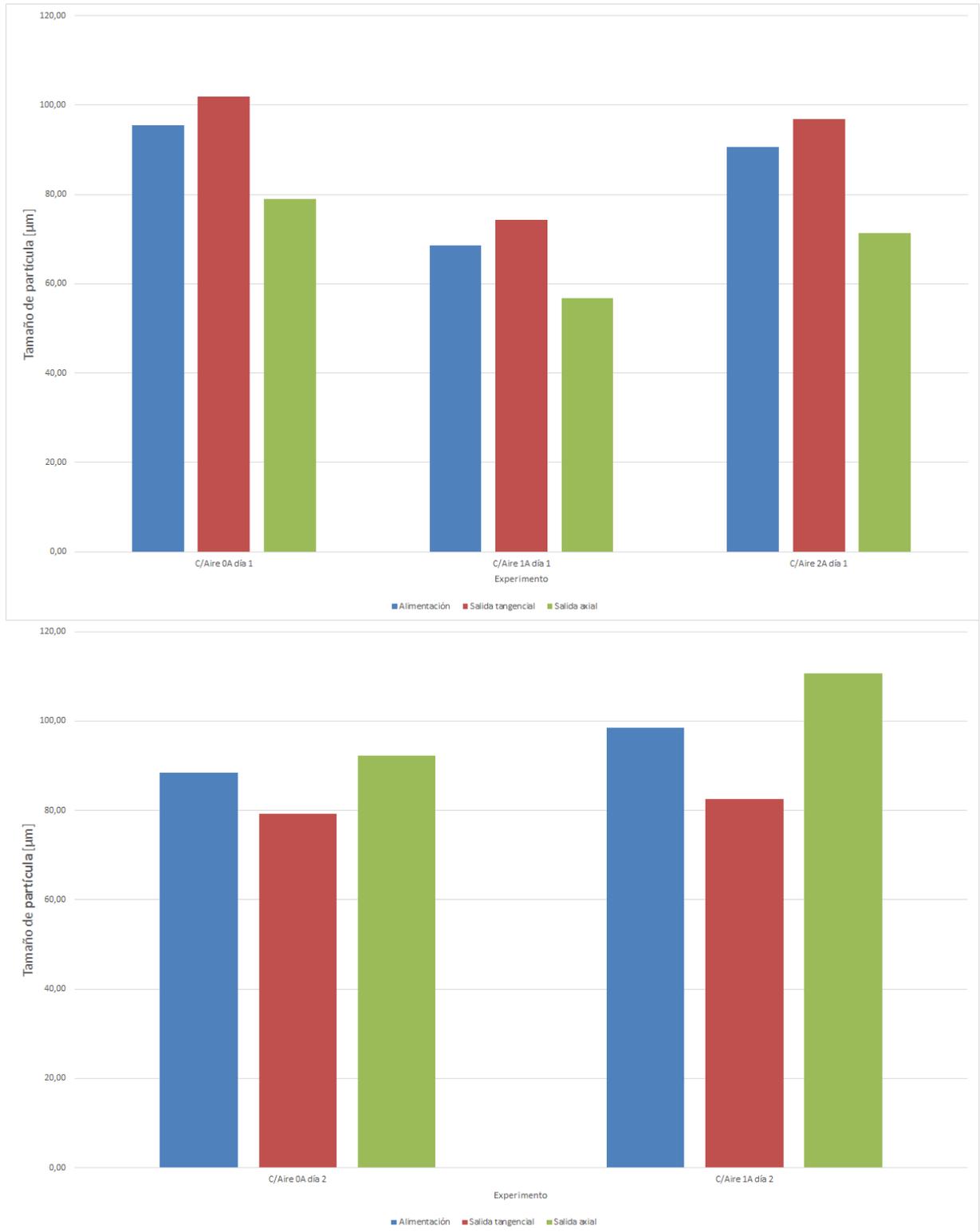


Ilustración 48. P₈₀ por flujo, efecto campo magnético (día 1 arriba, día 2 abajo).

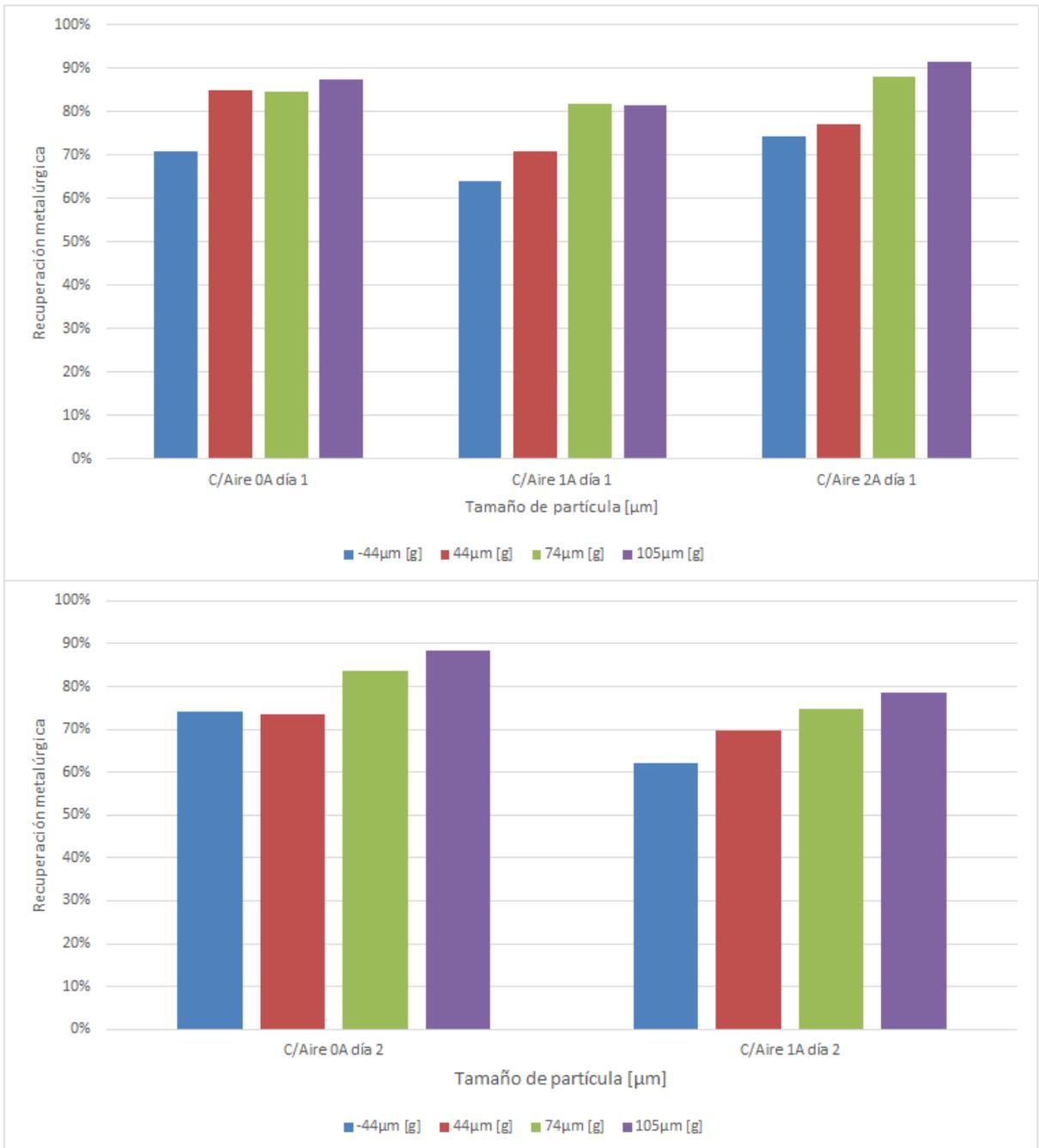


Ilustración 49. Recuperación metalúrgica por fracción de tamaño, efecto campo magnético (día 1 arriba, día 2 abajo).

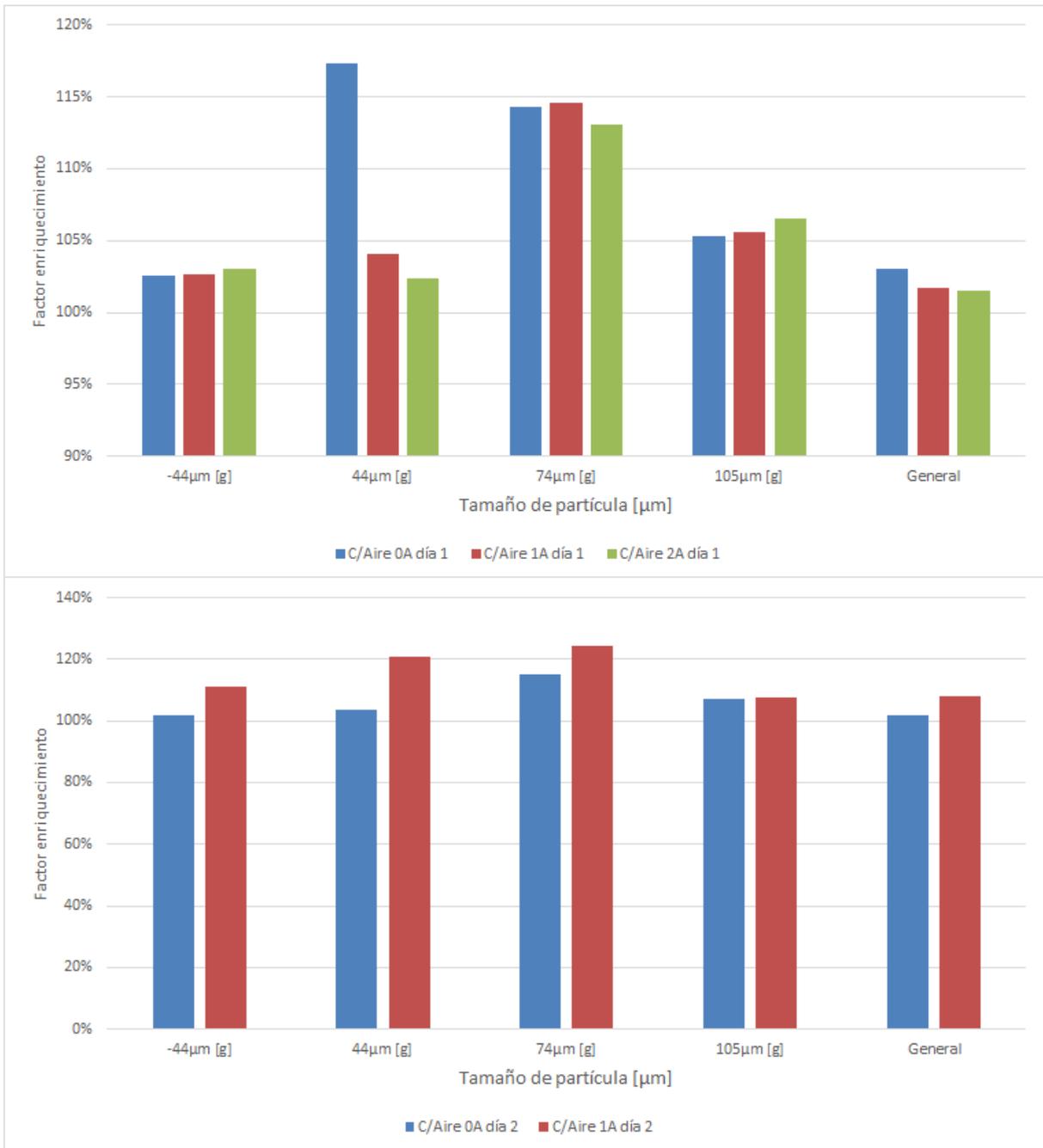


Ilustración 50. Factor enriquecimiento por fracción de tamaño, efecto campo magnético (día 1 arriba, día 2 abajo).

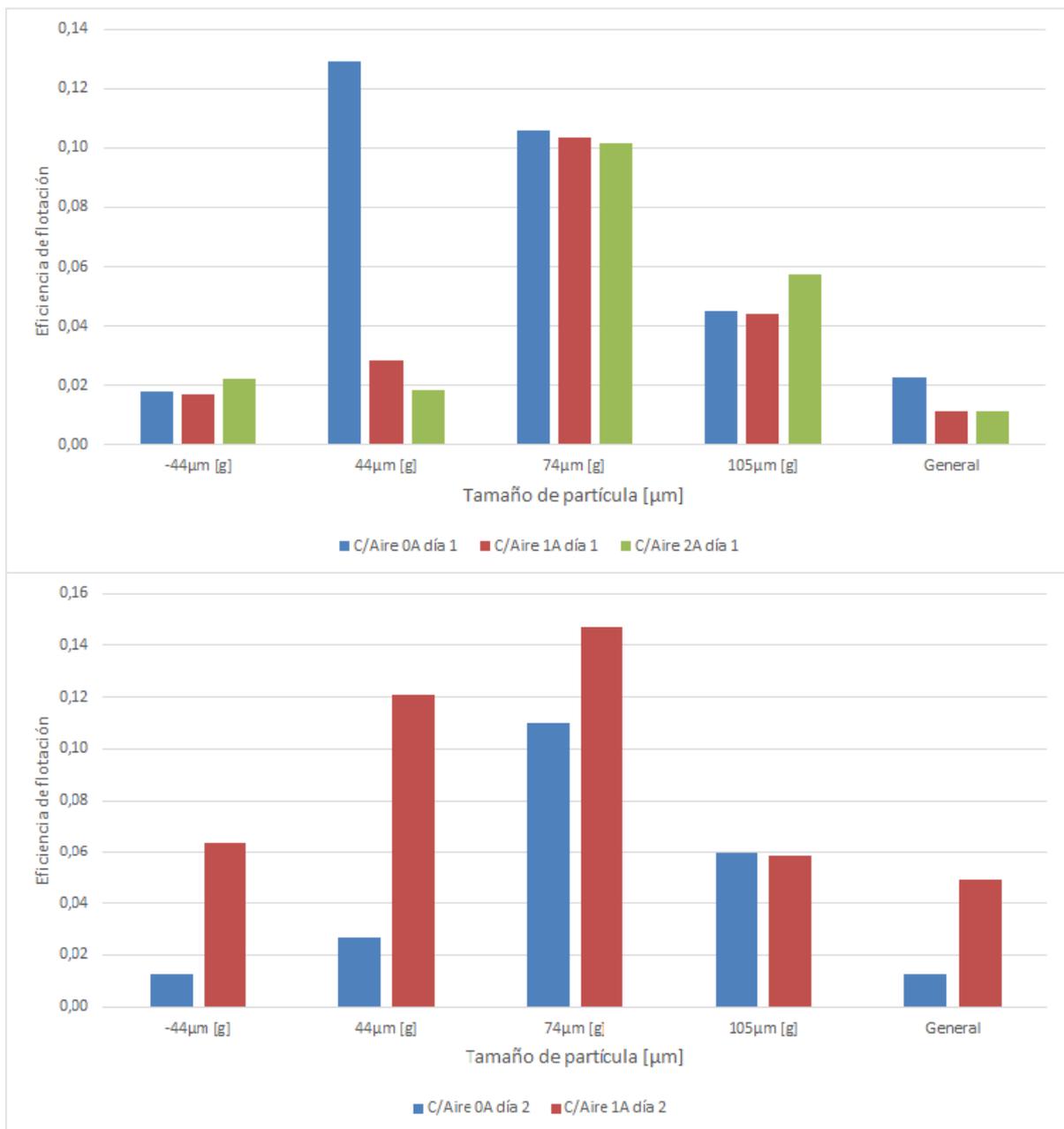


Ilustración 51. Eficiencia técnica de flotación por fracción de tamaño, efecto campo magnético (día 1 arriba, día 2 abajo).

Respecto a los gráficos del segundo día se presenta el flujo de la salida axial, se optó por estudiar esta salida por sobre la tangencial debido a que representan la salida de concentrado.

De los gráficos de P_{80} se extrae que el primer día el efecto del hidrociclón predomina por el resto de las fuerzas. Sin embargo, el segundo se ve una mayor concentración de gruesos en la salida axial, esto se puede deber en al cierre parcial de la válvula de la salida tangencial y el retiro del aire por la salida axial en vez de la tangencial con esta configuración. Sin embargo, debido a la entrada forzada de pulpa tangencial al equipo, sigue existiendo un movimiento en forma de helicoides al interior de este.

En la recuperación metalúrgica se nota una leve baja en el experimento con 1 [A] el primer día, respecto a sus pares sin corriente eléctrica y 2 [A]. Las recuperaciones en peso son 75%, 65% y 72% para 0, 1 y 2 [A]. La baja en recuperación en peso explica la baja en recuperación metalúrgica. Por lo anterior y la diferencia de granulometría de este experimento, se opta por ver tendencias en recuperación de 0 a 2 [A]. En estos se ve que la recuperación de partículas debajo de 44 [μm] no varía significativamente con uso de un campo magnético.

El primer día para los rangos de 44 a 74, 74 a 105 y sobre 105 [μm] se ve una diferencia de -8%, 3% y 4%, respectivamente, al subir la corriente de 0 a 2 [A]. Se ve tendencia al aumento de recuperación metalúrgica con el aumento de tamaño. En secciones anteriores se analizó que el ingreso tangencial de pulpa a alta velocidad en conjunto con el ingreso de aire proporciona un efecto de hidrociclón, separando por tamaño. El aumento del campo o de corriente eléctrica aparenta intensificar este efecto en las partículas con mineral de interés. Visualmente el segundo día se ve una baja en la recuperación metalúrgica con el aumento de corriente eléctrica. Similar al caso anterior, la recuperación en peso se redujo de 74% a 60%, lo cual explica esta baja.

Tercero, se buscan tendencias entre 0 y 2 [A] en el factor de enriquecimiento del primer día. Debajo de 44 [μm] se ve una variación de 0,5%, la cual indica que la recuperación mineralúrgica de este rango de tamaño no se ve afectado significativamente por el campo magnético. En el resto de los tamaños se ve una tendencia creciente, con corriente eléctrica de 2 [A] se notan cambios de -15%, -1,3% y 1,3% para 44 a 74, 74 a 105 y sobre 105 [μm]. Similar al caso anterior, el incremento en ley en la salida tangencial por campo magnético está relacionado con el tamaño de partículas positivamente. Se hace notar que el factor de enriquecimiento general disminuye, esto se debe que el tamaño entre 44 a 74 [μm] presenta una baja significativa y en esta se ubica un porcentaje importante de la masa total.

Para el segundo día el factor enriquecimiento aumenta para todos los tamaños de partícula. Con campo magnético se aprecia un aumento en este factor en un 17%, 9% y 1% para 44 a 74, 74 a 105 y sobre 105 [μm], respectivamente, en la salida axial. Esto se condice con lo anterior, en la salida tangencial aumenta el factor de enriquecimiento con el campo magnético al aumentar el tamaño de partícula, en la axial se disminuye este factor con el campo magnético al aumentar el tamaño de partícula.

Cuarto, la eficiencia técnica de separación entrega resultados similares a los vistos en esta sección. A excepción de las partículas debajo de 44 [μm], todo efecto del campo magnético en el flujo tangencial, es opuesto en el axial, en esto se incluye la eficiencia general. A continuación se presenta una tabla con las diferencias de recuperación metalúrgica, factor enriquecimiento y eficiencia técnica de flotación al hacer uso de campo magnético. Se hace notar que al “44 μm ” hace referencia a las partículas que están sobre este tamaño, pero debajo del siguiente. Con la misma lógica se presenta “74 μm ”, y “105 μm ” son todas las ubicadas sobre este tamaño. Se generó una distribución de colores dependiendo del valor por fila. De la tabla se puede apreciar con mayor facilidad lo descrito anteriormente.

		+44 μm	+74 μm	+105 μm
Recuperación metalúrgica	Tangencial, día 1	-8%	3%	4%
	Axial, día 2	-4%	-9%	-10%
Factor enriquecimiento	Tangencial, día 1	-15%	-1%	1%
	Axial, día 2	17%	9%	1%
Eficiencia de separación	Tangencial, día 1	-11%	0%	1%
	Axial, día 2	9%	4%	0%

Tabla 12. Variación de parámetros de rendimiento en presencia de campos magnéticos.

Se confirma que el campo magnético tiene un efecto en la celda de flotación prototipo MGFloat®. Al tratarse de un campo magnético en un hidrociclón, se tiene la fuerza de Lorentz y la magnética interactuando. Dependiendo de su orden de magnitud, puede que una predomine sobre la otra. Como también que el efecto visto sea combinación de ambas interactuando adentro del equipo. Para el análisis siguiente se considera que una predomina sobre la otra y el efecto visto se debe mayoritariamente a una de ellas. A continuación se busca explicar el comportamiento visto desde el punto de vista de cada una de las fuerzas.

Considerando que la fuerza de Lorentz es predominante se lleva a cabo el primer análisis. Dado el movimiento en forma de remolino de la pulpa y el campo atravesando este siempre perpendicularmente, solo se puede generar fuerza de Lorentz hacia la pared de la celda o hacia el centro de la misma. Cuál de ellos se experimenta depende del signo de la carga, es decir, cargas netas positivas y negativas van en sentidos opuestos.

En el análisis de los experimentos de este trabajo, se ha visto un efecto similar al descrito anteriormente. Donde partículas entre 44 a 74 [μm] tienden a la salida axial, la cual se ubica en el centro de la celda, y sobre 105 [μm] tienden a la salida tangencial, la cual se ubica en la pared de la misma. Sin embargo, esto implicaría que entre estos dos rangos de tamaño tienen signos de carga neta distintos. Es decir, que para el mismo mineral de cobre, la carga neta depende de su tamaño.

La otra fuerza presente con un campo magnético es la fuerza magnética. Esta se cuantifica con la susceptibilidad magnética y tiene la propiedad de atraer o repeler la materia. Se incluye un gráfico del campo magnético presente adentro de la celda en función de la distancia, ambos en porcentaje. En secciones anteriores se definió 100% del campo magnético como el campo magnético presente en el centro de una espira de largo mucho mayor que su radio, para esta espira es 10 veces mayor. Para la celda operando con 1 y 2 [A], se define como 70 y 140 Gauss, respectivamente. Se define 100% del a distancia en 50 [cm], el largo de la celda

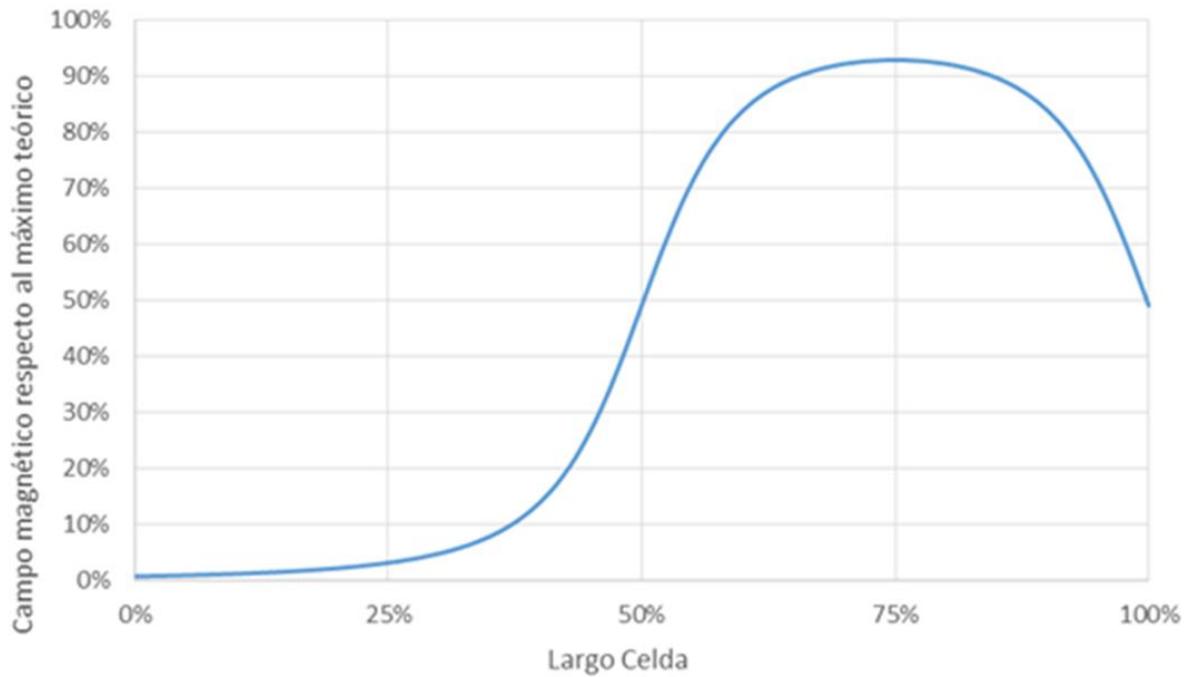


Ilustración 52. Campo magnético presente en la celda prototipo MGFloat®.

Se recuerda que el solenoide cubre la segunda mitad de la celda, teniendo su centro en 75% de la longitud de la celda. Suficientemente lejos del solenoide no se percibe el campo magnético que este genera, exactamente en el centro de este es donde este tiene su máxima expresión. Es decir, es creciente en función de la distancia hacia el centro de este, pasado este punto decrece.

Se analiza una partícula con la propiedad de paramagnetismo, esta se va a sentir atracción hacia el centro del solenoide, ubicado en el 75% del largo de la celda. Al comparar dos partículas, una con esta propiedad y otra que tenga una interacción más débil con el campo magnético, la primera va a sentir una fuerza opuesta al sentido del flujo al dirigirse a la salida de la celda, ubicada en 100%. Sin embargo, la segunda partícula no siente esta fuerza opuesta al sentido del flujo, por ello tiene un menor tiempo de residencia en la celda que la primera.

De los párrafos anteriores, se infiere que si hay partículas que tengan una interacción con el campo magnético, de manera paramagnética o diamagnética, van a sentir una fuerza en el sentido opuesto al del movimiento del flujo, aumentado su tiempo de residencia. Se recuerda que este equipo opera con un tiempo de residencia medio menor a 7 [s] sin considerar el volumen de gas adentro de la celda en operación.

Asumiendo que el 10% de la celda tiene gas, el tiempo de residencia se reduce. Por ello un aumento en el tiempo de residencia por campo magnético se puede percibir como menor, pero la diferencia porcentual con este tiempo puede ser significativa. Estas partículas con mayor tiempo de residencia se encontrarían un tiempo mayor con la fuerza centrífuga presente. Esto provocaría que su separación por tamaño fuese más eficiente respecto al resto.

Según la revisión bibliográfica, la mayoría de los sulfuros de cobre tienen una interacción con el campo magnético, más intensa que el estéril que les acompaña. Suponiendo que esta interacción es suficientemente fuerte para aumentar el tiempo de residencia de estas partículas, en contraste con los 7 [s] de tiempo promedio sin campo magnético. Con ello los resultados esperados al subir el campo magnético sería un aumento de la recuperación de gruesos por la salida tangencial y de finos por la salida axial. En el estudio del efecto del campo magnético, este es exactamente el comportamiento observado.

4.6. Efecto reducción de diámetro salida tangencial

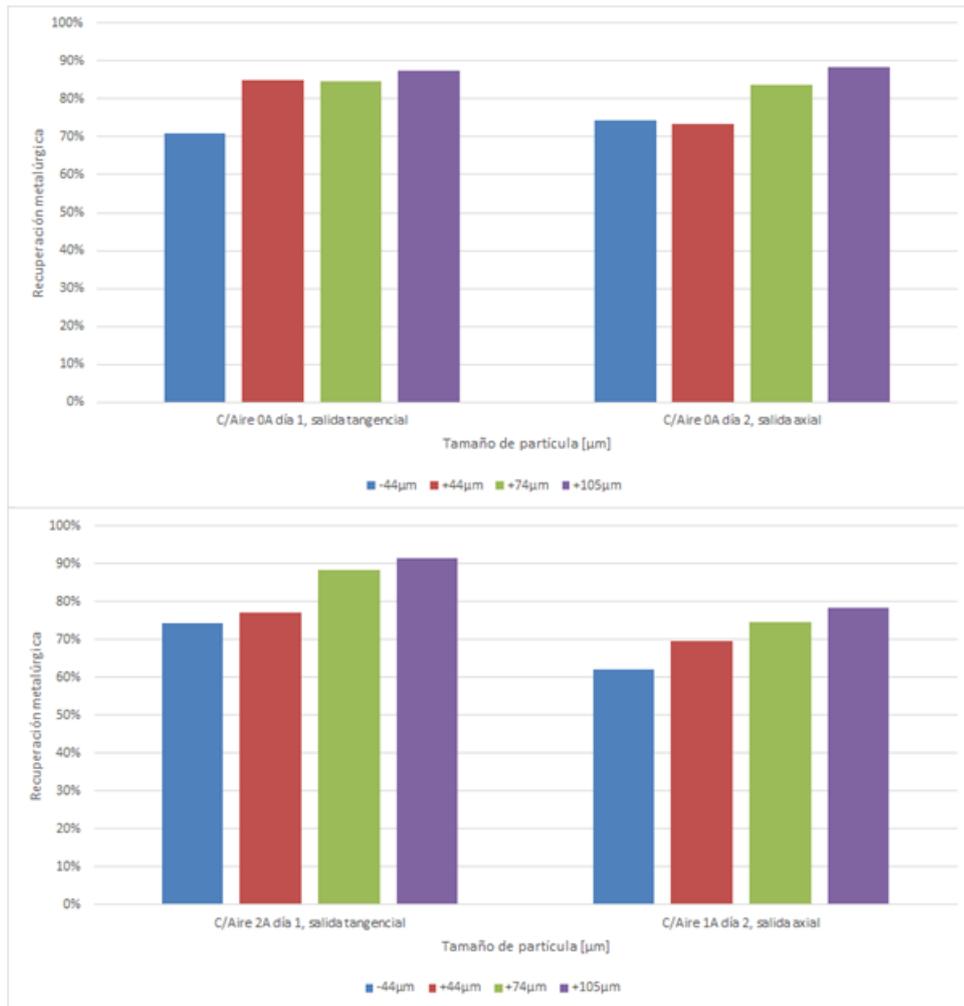


Ilustración 53. Recuperación metalúrgica por fracción de tamaño, efecto campo reducción diámetro salida tangencial (sin campo arriba, con campo abajo).

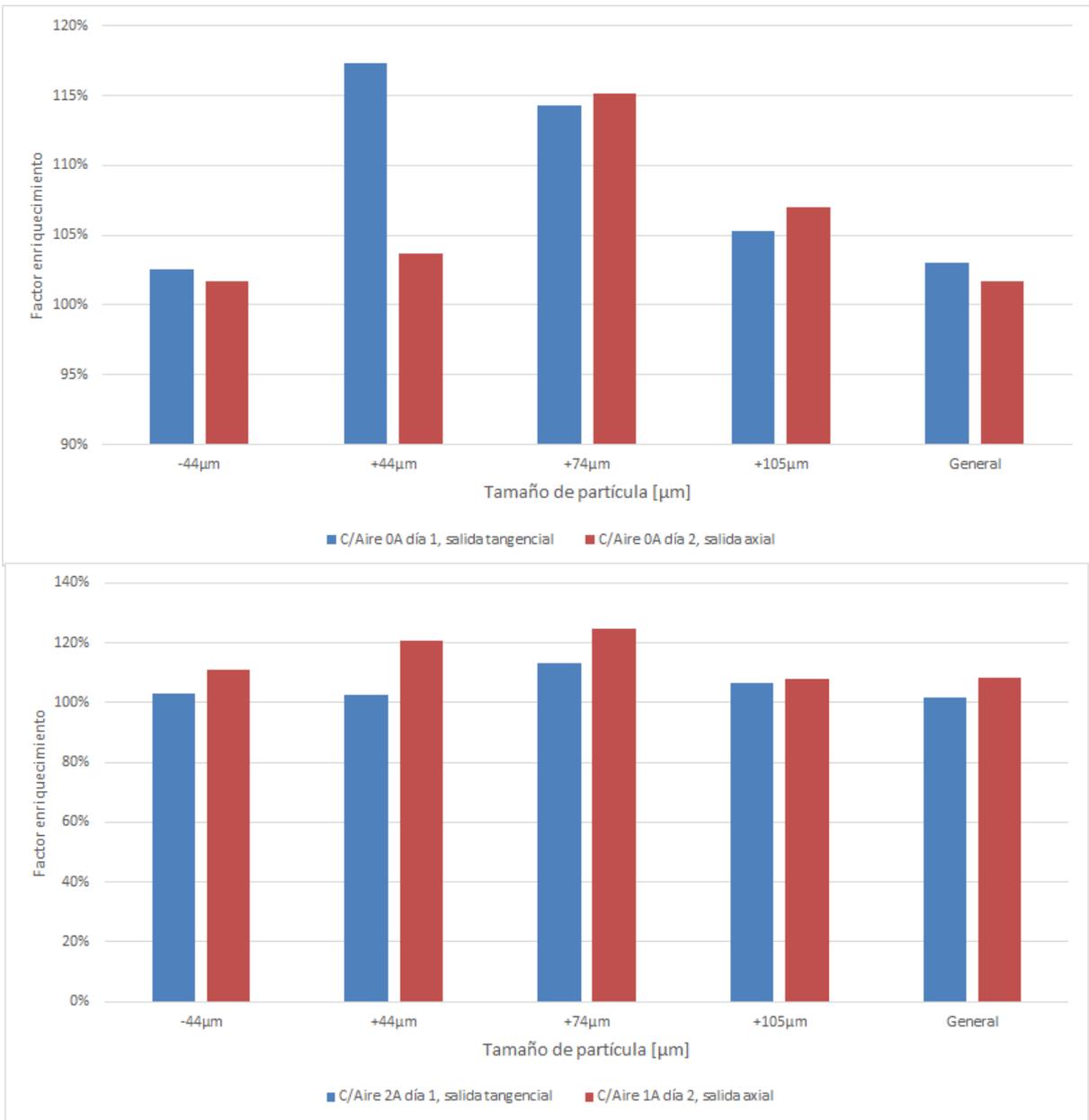


Ilustración 54. Factor enriquecimiento por fracción de tamaño, efecto campo reducción diámetro salida tangencial (sin campo arriba, con campo abajo).

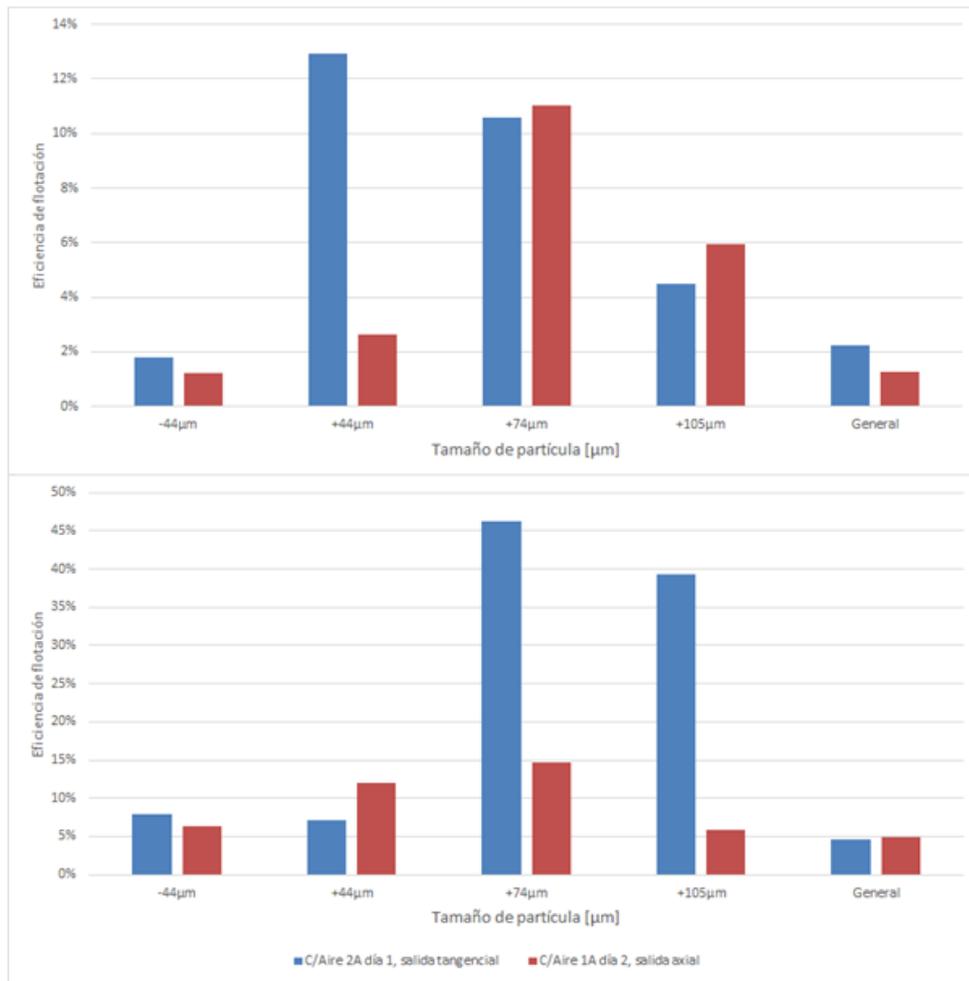


Ilustración 55. Eficiencia técnica de flotación por fracción de tamaño, efecto campo reducción diámetro salida tangencial (sin campo arriba, con campo abajo).

Sin la reducción la salida tangencial tiene un P_{80} mayor, sin embargo esto se invierte al reducir el diámetro de la salida tangencial. Con campo se aumenta la separación por fracción de tamaño.

Debajo de 44 [μm] es la recuperación metalúrgica más baja. La baja en recuperación en peso de los experimentos con campo se debe principalmente a una reducción en la recuperación en peso de 15%.

Sin campo se aprecia que el factor enriquecimiento es mejor para las partículas debajo de 74 [μm] sin la reducción de diámetro de la salida tangencial. Sobre ello mejora con la reducción de diámetro. Con campo se aprecia una tendencia a la subida, sin embargo se opta por comparar esto en la eficiencia técnica de flotación debido a la diferencia de recuperación en peso.

Sin campo debajo de 74 [μm] se tiene notoriamente mejor eficiencia técnica de flotación sin la reducción de diámetro. Sobre ello mejora al implementar la reducción de diámetro. La eficiencia técnica general disminuye debido a que la mayoría de la masa total y leyes más altas

se encuentran en los tamaños de partícula más finas. Con campo los efectos son los opuestos, debajo de 74 [μm] aumenta la eficiencia al implementar la reducción de diámetro, sobre este tamaño se reduce.

A continuación se presentan las eficiencias en función del campo y la reducción de diámetro de la salida tangencial. El dato mostrado a sin reducción corresponde a la salida tangencial del primer día, a su vez el mostrado con reducción corresponde a la salida axial del segundo día. En color verde se indican los 2 valores más altos para cada fracción de tamaño, en rojo los dos menores.

		Sin reducción, salida tangencial	Con reducción, salida axial
-44 μm	Sin campo	2%	1%
	Con campo	2%	6%
44 μm	Sin campo	13%	3%
	Con campo	2%	12%
74 μm	Sin campo	11%	11%
	Con campo	10%	15%
105 μm	Sin campo	4%	6%
	Con campo	6%	6%

Tabla 13. Eficiencia técnica de flotación por fracción de tamaño, presencia de campo magnético y reducción del diámetro de la salida tangencial.

Para todos los experimentos al reducir el diámetro de la salida tangencial el concentrado pasa del flujo tangencial al axial. Para las partículas sobre 105 [μm], al poner campo magnético aumenta la eficiencia en la salida tangencial y disminuye en la axial, la primera varía en 2% la segunda en 12%. Debajo de 105 [μm] el comportamiento se invierte. Con campo magnético aumenta la eficiencia en la salida axial y disminuye en la tangencial.

En resumen, en la bibliografía se vieron 2 propiedades del mineral de interés. Las partículas de minerales de sulfuros de cobre son paramagnéticas y el cuarzo, no tiene un comportamiento paramagnético, dando a entender que no se ve afectado por campos magnéticos. Además se vio existe una atracción entre partículas de gas y minerales de cobres sulfurados, debido a propiedades de hidrofobicidad, ya sea natural o generada por reactivos.

La primera probablemente explica porque la recuperación de gruesos aumenta con el campo magnético en la salida tangencial y de finos en la axial, en presencia de campos magnéticos. Por su paramagnetismo, son atraídos al centro del solenoide. Esta fuerza opuesta al sentido del flujo aumenta su tiempo de residencia, exponiendo las partículas de cobre a la fuerza centrífuga por un tiempo mayor.

La segunda probablemente explica porque el concentrado sale por la salida axial, en vez de la tangencial, al reducir el diámetro de la salida tangencial. El aire se retira por la salida axial con esta configuración, arrastrando partículas de cobre.

4.7.Celda “MGFloat®” vs Planta “Black Colt”

A continuación se presenta el gráfico de recuperación en peso en contraste con la recuperación mineralúrgica. Además se incluye una tabla general de desempeño de los experimentos. Ilustración 36 y Tabla 14, respectivamente.

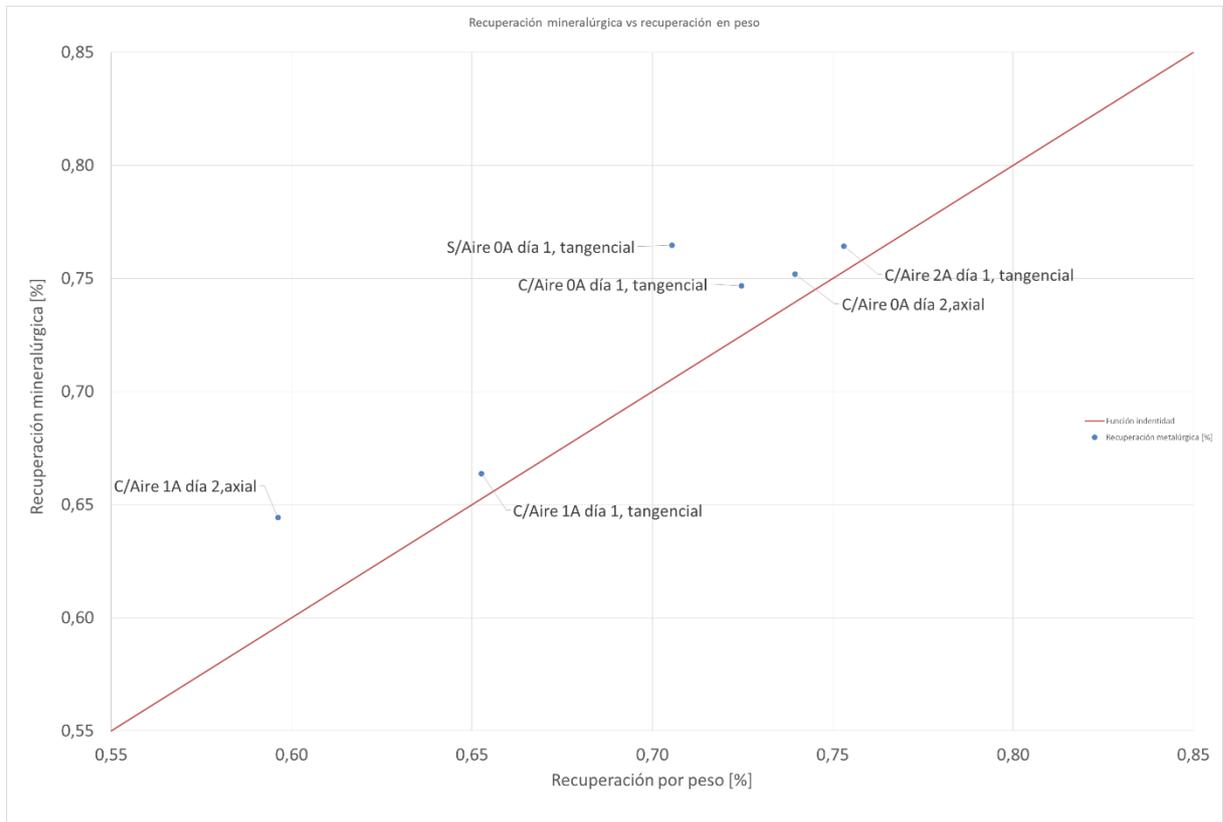


Ilustración 56. Recuperación metalúrgica vs recuperación en peso por experimento.

	Recuperación másica [%]	Recuperación metalúrgica [%]	Factor enriquecimiento [%]	Eficiencia de flotación [%]
C/Aire 2A día 1, tangencial	75%	76%	101%	1%
C/Aire 1A día 1, tangencial	65%	66%	102%	1%
C/Aire 0A día 1, tangencial	72%	75%	103%	2%
S/Aire 0A día 1, tangencial	71%	76%	108%	6%
C/Aire 1A día 2,axial	60%	64%	108%	5%
C/Aire 0A día 2,axial	74%	75%	102%	1%

Tabla 14. Parámetros de rendimiento y ley de alimentación por experimento.

Del gráfico y de la tabla aparenta ser que la mejor configuración es sin aire y sin campo. Sin embargo, en secciones anteriores se vio que este no alcanza presión mínima para un comportamiento cercano al de un hidrociclón. Este retira los gruesos por la salida axial debido a que estos decantan y esta se encuentra en una cota inferior, se analizó que en promedio estos tienen el 30% de la ley vista en finos. Se reconoce que la eficiencia de flotación es alta, sin embargo, esto solo funciona para distribuciones de partículas con porcentaje elevado de finos con altas leyes. En particular este experimento 76% de la masa se encuentra debajo de 44 [µm] y contiene el 85% del cobre.

De los gráficos de recuperación en peso en contraste con la recuperación metalúrgica presentada se rescata que un proceso funciona mejor mientras más alejado esté de la función identidad, marcada por una línea roja la cual es una función lineal que corta el primer cuadrante con 45 grados. Se hace notar que la pendiente de un punto respecto al origen representa el factor de enriquecimiento. Si un proceso de selección se coloca sobre esta línea, implica que tiene recuperación metalúrgica igual a recuperación en peso, factor de enriquecimiento igual a la unidad y eficiencia de separación nula. Arriba de esta se ubican los concentrados y debajo de esta los relaves, por eso se presentan las salidas tangenciales para el primer día y axiales para el segundo.

Una celda Cleaner se ubicaría en la parte inferior del gráfico por encima de la recta. Donde la recuperación metalúrgica es mucho mayor que la recuperación en peso, lo anterior implica un factor de enriquecimiento elevado, característico de estas celdas. Para una celda Rougher se espera lo opuesto, se ubican en la parte superior del gráfico con recuperaciones metalúrgicas altas y sin diferencias tan altas como una Cleaner de la recuperación en peso.

De los gráficos se extrae que el experimento con 2 [A] del primer día se encuentra muy cerca de la función identidad, al igual que el de 1 [A] del mismo día. A pesar de variar su posición respecto al método de reconciliación de datos, el experimento con 0 [A] tiende a estar más alejado de esta recta, marcado una eficiencia mayor en el proceso de flotación. Al aumentar el campo magnético estos se alejan del eje de las ordenadas, donde existe mejor recuperación metalúrgica pero un menor factor de enriquecimiento.

Por lo visto anteriormente, la recuperación de finos disminuye en la salida tangencial al aumentar el campo magnético. Además, gran parte de las leyes de cobre en este trabajo se ubicaban en este rango de tamaño. Por ello la eficiencia de los experimentos evaluados desde la salida tangencial disminuye al aumentar el campo.

Lo anterior también se aprecia al comparar los experimentos del segundo día, donde un aumento del campo magnético mejora el rendimiento de la celda. Sin embargo se analizó en secciones anteriores que el uso de este campo favorece la recuperación de finos en la salida axial, donde las partículas de menor ley contenían la mayor parte de la masa total y de cobre para esta alimentación.

La planta de flotación de “Black Colt”, alcanzó una recuperación metalúrgica de 91%, un factor de enriquecimiento de 39,1 con un tiempo de residencia de 31,4 [min]. Se reporta una eficiencia de flotación de 90%. Sus celdas tienen una capacidad aproximada de 7056 [L] en total y tratan cerca de 12 [m³/h].

El mejor experimento con un error de reconciliación menor a 5% es el con aire 1 [A] del segundo día. Alcanzó una recuperación metalúrgica de 64%, un factor de enriquecimiento de 1,08 con un tiempo de residencia estimado de 7 [s]. Se reporta una eficiencia de flotación de 5%. Además, tiene un volumen de 3,9 [L] y trata cerca de 1,9 [m³/h].

La división simple de estos factores entrega que la celda prototipo MGFloat® alcanza 71,08% de la recuperación metalúrgica y 6% de la eficiencia de flotación en 0,35% del tiempo. Además, la celda tiene un 0,06% del volumen y trata el 16,10% del flujo.

5. Conclusiones

Todas las comparaciones entre experimento indican que la recuperación metalúrgica, el factor enriquecimiento y la eficiencia técnica se ven afectados por el campo magnético. Sobre 44 [μm] la diferencia mínima de recuperación metalúrgica, factor enriquecimiento y eficiencia de flotación es de 4%, 1% y 1%, respectivamente. La variación máxima de estos parámetros fue de 10%, 17% y 10%, respectivamente. Con lo anterior se concluye que el campo magnético afecta el proceso de separación de minerales en la celda MGFloat®.

Lo anterior indica interacción del campo magnético con la propiedad paramagnética de sulfuros de cobre. En todas las comparaciones, se vio que ingreso de campo magnético a la celda promueve la recuperación de gruesos por la salida tangencial y fina por la axial. La interacción genera una fuerza opuesta al sentido del flujo, la cual podría aumentar su tiempo de residencia exponiendo las partículas de cobre a la fuerza centrífuga por un tiempo mayor.

Para los 4 rangos de tamaño analizados en este trabajo se obtuvieron como máximo mejoras de 4%, 10%, 5% y 2% en la eficiencia técnica, para los tamaños de -44, +44, +74 y +105 [μm], respectivamente. Con la configuración actual, aumentar la eficiencia en un rango puede disminuir la de otro. El aumento de eficiencia global más alto registrado al introducir un campo magnético en la celda prototipo fue de un 4%.

La reducción de diámetro de la salida tangencial provoca que tanto el concentrado de cobre y el aire ingresado de manera forzada se retire por la salida axial. Esto indica interacción del gas con las partículas, lo cual se justifica en la hidrofobicidad de estos minerales, ya sea natural o artificial.

La mejor configuración de esta celda prototipo, en comparación con una planta de flotación, alcanza 71% de la recuperación metalúrgica y 6% de la eficiencia técnica en 0,35% del tiempo. Además, la celda tiene 0,06% del volumen y trata 16% del flujo volumétrico.

6. Recomendaciones

Dada la cantidad de fuerzas interactuando y lo versátil del equipo, se pueden llevar a cabo una gran variedad de experimentos. En principio se puede estudiar el rendimiento del equipo en función del porcentaje de sólidos, la velocidad de entrada, tipo de mineral, granulometría, reactivos, flujo de aire forzado, intensidad de campo magnético, entre otros. Además se puede cambiar el diseño de la celda, aumentando su volumen, variando su proporción largo/ ancho, geometría de la celda y cambiando las entradas/salidas abiertas de esta.

Sin embargo, el uso de recursos de probar todas las posibles iteraciones es desmesurado. La motivación de este trabajo es el uso eficiente de recursos con procesos de alta eficiencia y equipos de alto rendimiento. Por ello, basado en la información recopilada en este informe y del trabajo llevado a cabo en terreno, se presentan las siguientes recomendaciones.

Dado que se propone que la separación se debe a un aumento del efecto hidrociclón, por lo tanto se debe asegurar que este trabaje en las condiciones apropiadas para uno. En particular, en el rango de porcentaje de sólidos recomendado para estos equipos. Si los resultados obtenidos se deben a la interacción de minerales paramagnéticos con este, el sentido del campo no debería afectar los resultados. Si estos se ven significativamente afectados por este, sugiere una interacción con la fuerza de Lorentz. En los experimentos llevados a cabo la entrada de la alimentación y la salida del flujo tangencial se mantuvieron estrictamente paralelas. Se recomienda que la segunda se encuentre en sentido de giro opuesto a la primera, con el fin de no usar energía de la fuerza centrífuga en turbulencia.

Para futuras iteraciones se recomienda aumentar la velocidad de entrada a lo requerido en la revisión bibliográfica de 1 [m/s]. Con ello se puede llevar a cabo el experimento sin aire y con campo magnético, de obtener resultados positivos se tiene una alternativa a la separación de minerales por interacción partícula-burbuja.

En este trabajo se postula que el aumento de eficiencia se debe a interacciones de minerales paramagnéticos con el campo magnético. Se propone trabajar con otros minerales paramagnéticos, preferentemente de cobre. Sin embargo, el estudio con magnetita es de especial interés ya que la interacción de esta con campos magnéticos es más intensa. Al tener un efecto mayor en la eficiencia del equipo, se puede estudiar mejor lo que ocurre al interior de la celda.

Se vio que material fino es un problema en el proceso de flotación, a eso se le suma el costo de moler partículas a una granulometría tan fina. Este equipo logro recuperar mineral de mayor tamaño de cobre preferentemente. Se propone trabajar con partículas más gruesas que la recomendada para flotación. Si este experimento logra obtener recuperación de cobre, se podría llevar a cabo el proceso de selección de minerales sin la reducción actual de tamaño de partículas.

De repetir la configuración llevada a cabo en este trabajo, se recomienda mover el solenoide próximo a la entrada de la celda, con el fin de minimizar la atracción magnética que este pueda tener en el sentido del flujo. Si se desea trabajar con la salida de relave y de concentrado en sentidos opuestos, se recomienda ubicar el solenoide próximo al concentrado.

Incluir un diámetro variable en las salidas de concentrado y relave. Además, se propone modificar la entrada tangencial para que asemeje a la de un hidrociclón, la cual fuerza al flujo a formar un helicoide pero con pérdidas menores de energía en el impacto de este con la pared del equipo.

En principio, esta tecnología se podría usar en hidrociclones presentes en la industria actualmente. Colocar un solenoide en la parte superior de este, próximo al *overflow*, promueve que partículas con mineral de cobre de baja granulometría tiendan más rápido al centro del equipo, mejorando su recuperación por la salida superior y evitando que este vuelva a molienda. Al mismo los tamaños de partícula mayores con contenido de cobre se recuperarían mejor por el *underflow*, esto puede presentar mejoras en la recuperación del siguiente proceso. Esto al evitar que pase a flotación partículas sin una granulometría apropiada que asegure una superficie expuesta de mineral, sin esta la partícula no se puede flotar y lo más probable es que se retire por el relave.

Para sulfuros de cobre, se proponen las siguientes configuraciones experimentales. La primera se recomienda para un porcentaje alto del cobre total en el tamaño de partícula más fino de la alimentación. El segundo para minerales de cobre con granulometría gruesa, sin necesariamente superficie expuesta. En este caso se removió intencionalmente la entrada de aire y la celda de flotación prototipo se puede reemplazar por un hidrociclón usado actualmente por la industria.

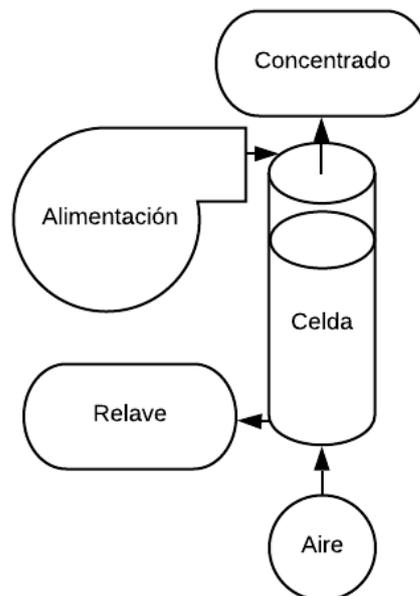


Ilustración 57. Configuración propuesta para recuperación de material fino, con liberación del mineral de interés.

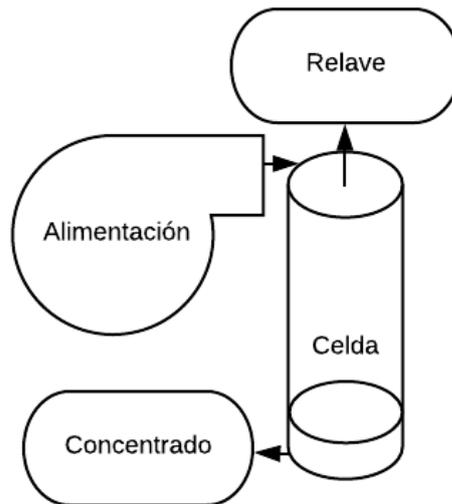


Ilustración 58. Configuración propuesta para recuperación de material grueso, sin liberación del mineral de interés.

La disminución del porcentaje de sólidos en los hidrociclones y celdas de flotación disminuyen el volumen disponible para los minerales a tratar, con ello disminuyendo el tiempo de residencia de estos, volviendo el proceso menos efectivo. Para el primero implica que el proceso de selección por tamaño pierde efectividad, con ello devolviendo partículas listas para flotación al molino, produciendo sobre molienda. El segundo pierde capacidad en su proceso de selección de minerales de interés, reduciendo la recuperación de este y la ley de salida del concentrado. Además las partículas que ingresen al sistema tienen una menor granulometría a la ideal para este proceso debido a la sobre molienda y estos finos normalmente son más difícil de recuperar que sus contrapartes.

A continuación se presentan citas (terminando en una tabla con minerales, sus fórmulas y densidades) de una revisión de susceptibilidad magnética de minerales por el Departamento del interior de Estados Unidos. Se recomienda ahondar en el estudio de las propiedades magnéticas de sulfuros de cobre.

Paramagnético se refiere a minerales menos magnéticos que los ferromagnéticos, y separables en separadores magnéticos con corrientes de campo de hasta 1.70 amperios, el mayor valor alcanzado en un separador magnético Frantz. Diamagnético se refiere a minerales que no son magnéticos a 1.70 amperios, y serían repelidos por electroimanes con corrientes más fuertes. (Rosenblum and Brownfiel, 2000)

Además del hierro, se ha observado que sólo el manganeso y el cobre afectan los minerales que se extraen en el rango paramagnético. Para el manganeso, se puede citar ejemplos como la manganita, la rodocrosita y la rodonita como ejemplos. Para el cobre: azurita, bornita, brocantita, calcantita, calcopirita, crisocola, conicalcita y malaquita. Se descubrió que otros metales como manganeso, cobre, cromo, niobio y el tántalo, cuando se presentan como componentes principales de los minerales, pueden mejorar la susceptibilidad magnética de algunos miembros de una serie mineral. (Rosenblum and Brownfiel, 2000)

Se puede argumentar que el cobre es efectivo para hacer que los minerales sean magnéticos, teniendo en cuenta que calcopirita, bornita, antlerita, brocantita, azurita y malaquita se extraen en la parte inicial y media del rango paramagnético. Una excepción es la calcosina, que es diamagnética, pero esto es probablemente debido a efectos físicos y químicos. (Rosenblum and Brownfiel, 2000)

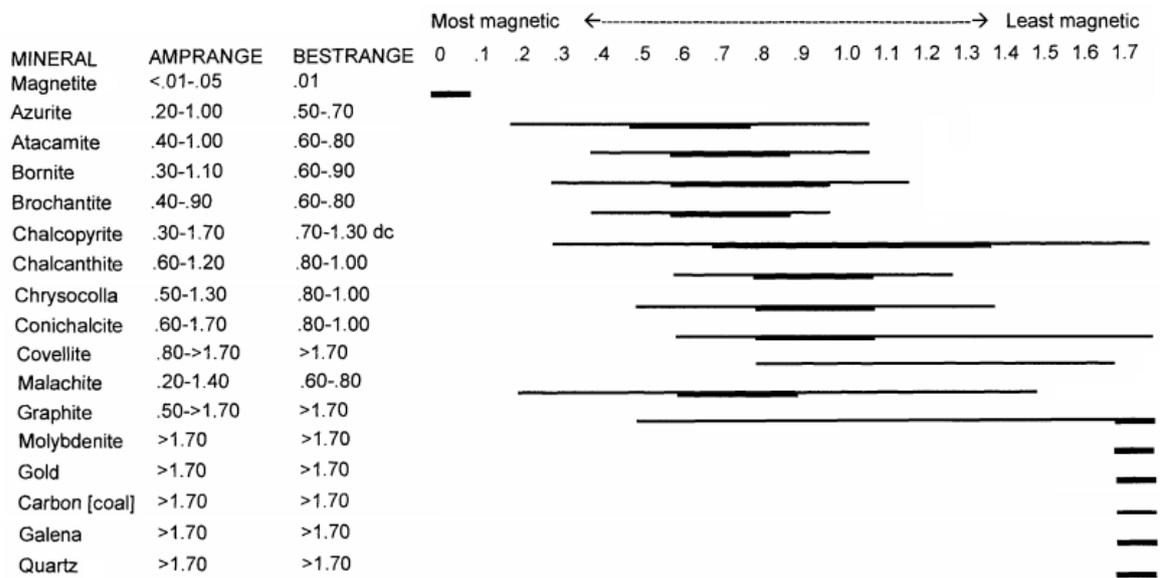


Ilustración 59. Magnetismo de minerales

En la Ecuación 16 si se consideran las variables de este experimento para determinar la permeabilidad magnética, esta resultante de aproximadamente 43 veces que la del vacío. El material de la celda es de acero inoxidable y según Carpenter Technology Corporation (2013), la permeabilidad magnética de este se encuentra entre 40 a 95 veces la permeabilidad del vacío.

Considerando la Ecuación 17 y 4 con las variables de este experimento (geometría de la celda, intensidad de corriente 2 [A], susceptibilidad magnética de la calcopirita, entre otros), se puede estimar la fuerza de atracción que siente una partícula debida a un campo magnético. Para este cálculo se consideró la siguiente integral considerando una partícula esférica, se integró por discos de grosor dx , con el fin de identificar el área perpendicular al campo. El campo se consideró variable en función de la distancia en el eje x y el área de los discos considerados es perpendicular a este campo.

$$F_t = \int_0^{2r} \frac{\chi A_i}{2\mu} (B_{i+1}^2 - B_i^2) di$$

Ecuación 31. Estimación de fuerza entre partícula paramagnética y campo magnético.

Donde,

- r radio de la partícula [μm],
- F_t fuerza total entre un campo magnético y la muestra de interés [N],
- χ susceptibilidad magnética del material,
- A_i área perpendicular del disco al campo, en función de la distancia i [μm^2],
- μ permeabilidad del material [N/A²],
- B_{i+1}^2 intensidad de campo magnético en la cara $i+1$ del disco [T],
- B_i^2 intensidad de campo magnético en la cara i del disco [T].

Según la Ecuación 18 y 19, la intensidad de campo magnético a su vez depende de la distancia al centro del solenoide, la fuerza calculada alcanza su máximo aproximadamente a 11 [cm] de distancia del centro del solenoide. Dada una partícula y su densidad, se puede estimar la fuerza debido a la gravedad, centrípeta y la asociada a la atracción al campo magnético. Se consideró una partícula de 100 [μm] de densidad 4,2 [gr/cm³]. Se recuerda que la fuerza centrípeta depende del radio de giro, la velocidad tangencial y la masa de la partícula.

Las fuerzas centrípeta y la asociada a la atracción al campo magnético se presentan en función del peso, debido a su magnitud ($1,76 * 10^{-7}$ [N] para el peso). La fuerza centrífuga es aproximadamente el doble, la asociada al campo magnético 14%.

La fuerza centrípeta y de gravedad, interactúan con las partículas en un eje distinto a que la fuerza asociada al campo magnético. Entre las consideradas la principal fuerza es la centrípeta, sin embargo, la fuerza por la interacción con el campo magnético no se considera despreciable.

7. Bibliografía

- Abu-Ali, M. H., Sabour, S.A.A. (2003). "Optimizing the design of flotation circuits: an economic approach." *Minerals Engineering* 16: 55-58.
- Ajersch, M. and R. Pelton (1996). "Mechanisms of pulp loss in flotation deinking." *Journal of Pulp and Paper Science* 22(9): J338-J345.
- Alexander, D., Franzidis, J. and Manlapig, E. 2003. Froth recovery measurements in plant scale flotation cells. *Minerals Engineering* 16: 1197-1203.
- Allen N.R. (2000) Low intensity rotating magnetic field separation. Minprex 2000, Melbourne, Vic, 11 - 13 September 2000, p. 11.
- Aplan, F. F. and Arnold B. J., Wet fine particle concentration: flotation, In: *Coal Preparation*, 5th edn., (J. W. Leonard, III and B. C. Hardinge, Eds.), SME, Littleton, 1991, pp. 450-485.
- Atkinson, B. W., Conway, C.J., Jameson, G.J. (1995) "High-efficiency flotation of coarse and fine coal." Capítulo 25: 283-292.
- Barns, K. E., Colbert, P.J., Munro, P.D. (2010) "Designing the optimal flotation circuit - The Prominent Hill case." Tenth Mill Operators Conference: 173-182.
- Bogdanov, O. S., Emelyanov, M.F., Maximov, I.I., Otrozhdenova, L.A. (1980) "Influence of some factors on fine particle flotation." Capítulo 36: 706-719.
- Breau, Y., Demontigny, M., Levesque, E., McMullen, J., Pelletier, D., Pelletier, P. (2001) "Flotation and cyanidation process control", patent record available from the U.S. patent office, US6234318.
- Cañas, P.F., Chile. Dorr-Oliver de Chile LTDA. , Moneda 1040 OF.1301, Santiago – Chile. (1997) solicitud de patente número: 01632-1997.
- Carpenter Technology Corporation (2013). "Magnetic Properties of Stainless Steels". Carpenter Technology Corporation.
- Casali, A., Gonzalez, G., Agosto, H., Vallebuona, G. (2002). "Dynamic simulator of rougher flotation circuit for a copper sulphide ore." *Minerals Engineering* 15: 252-262.
- Cochilco (Comisión Chilena del Cobre), 2017. Proyección de consumo de agua en la minería del cobre 2017-2028. Santiago de Chile.
- Cochilco (Comisión Chilena del Cobre), 2017. Proyección del consumo de energía eléctrica en la minería del cobre 2017-2028. Santiago de Chile.
- Fan X., Parker, D. J., Yang, Z., Seville, J. P. K. and Baeyens, J. 2008A. "The effect of bed materials and the solid/bubble motion in a fluidized bed". *Chemical Engineering Science* 63(4):943-950.
- Fricker A.G. (1984) A magnetic hydrocyclone. Industrial Processing Div., The Australasian Institute of Mining and Metallurgy, p. 16.
- Grace, J.R., Harrison, D. (1969) "The behavior of freely bubbling fluidized beds" *Chemical Engineering Science* 24, 497-508.

- Hans, B. J. and Pick, H. (1963). "Apparatus for sampling and analyzing a plurality of continuously flowing streams of material through flexible conducts", patent record available from the U.S. patent office, US3259743.
- Holuszko, M., Weightman, E., Manlapig, E. (2010). "Methods for improving the flotation recovery of the coarse fraction of a nickel ore." XXV International Mineral Processing Congress (IMPC) 2010 Proceedings: 1971-1979.
- Hulbert, D. G. (2001). "The optimum distribution of cell capacities in flotation circuits." *Minerals Engineering* 14(5): 473-486.
- Hulbert, D. G. (2007) "Flotation test apparatus" patent record available from the world intellectual property organization (WIPO), WO07082317.
- Hunt C.P., Moskowitz B.M., Banerjee S.K. (1995) *Magnetic properties of rocks and minerals*, Encyclopedia of Geomagnetism and Paleomagnetism edited by David Gubbins, Emilio Herrero-Bervera, Pub. Springer, p. 189-204.
- Jameson, J. G., Lambert, N. (2001). Improved froth flotation process and apparatus. E. Patent. Australia, The University of Newcastle Research Associates Limited.
- Jameson, J. G., Lambert, N. (2011) "Improved froth flotation process and apparatus". E. Patent. Australia, The University of Newcastle Research Associates Limited. EP1259329A4.
- Johannes Jacobs Le Roux (2010) "Method and apparatus for flotation control" patent record available from the uk patent office N° GB2464654
- Jowett, A. (1975) "Formulae for the technical efficiency of mineral separations" Department of Mining and Mineral Sciences, University of Leeds (Great Britain). Received and accepted July 10, 1975. Elsevier Scientific Publishing Company, Amsterdam. Printed in The Netherlands. p. 287-301.
- Kerns, K. C. and Pagnotti, J. R. (2008). "Method and process for providing a controlled batch of micrometer-sized or nanometer-sized coal material" patent record available from the us patent office, US7407121
- Kohmuench, J., Luttrell, G., Mankosa, M.J. (2001). "Coarse particle concentration using the HydroFloat separator." *Minerals and Metallurgical Processing* 18(2): 61-67.
- Levenspiel, O. (1962) "Mixed models to present flow of fluids through vessels" *canadian journal of chemical engineering* 40, 135-138.
- Lynch, A.J., Harbort, G.J., Nelson, M.G. (2010) "History of Flotation", 348 pages, the Australasian Institute of Mining and Metallurgy, spectrum series 18, Vistoria, Australia.
- Montes-Atenas, G., Garcia-Garcia, F.J., Mermillod-Blondin, R., Montes, S. (2010). "Effect of suspension chemistry onto voltage drop: application to electroflotation." *Powder Technology* 204: 1-10.
- Morris, T. M. (1952). "Measurement and evaluation of the rate of flotation as a function of particle size." *Mining Engineering*: 794-798.
- Moudgil, B. M. (1993). "Correlation between froth viscosity and flotation efficiency." *Minerals and Metallurgical Processing*: 100-101.

- Palosaari, V. (2004) "Method of controlling feed variation in a valuable flotation circuit" patent N° US0262201 A1.
- Peng, Y., Cotnoir, D., Ourriban, M., Richard, D., Liu, Q. (2005). "Some solutions to the problems in fine particle flotation." Centenary of Flotation Symposium: 535-540.
- Qin, W., Ren, L., Sun, W. (2010). "Electro-flotation research on fine cassiterite." XXV International Mineral Processing Congress (IMPC): 2245-2253.
- Rawlins C.H., Watson J.L. (1993) Treatment of steel industry wastes with magnetic hydrocyclones. Extraction and Processing for Treatment and Minimization of Wastes. Ed. J. Hager, B. Hansen, W. Imrie, J. Pusaory and V. Ramachandran. The Minerals, Metals and Materials Society.
- Rosenblum, S., and Brownfiel, I., 2000. "Magnetic susceptibilities of minerals". [Report, USGS Numbered Series]. Reston, VA. U.S. Geological Survey. Open-File Report. Series number 99-529.
- Rule, C. M., Anyimadu, A.K. (2007). "Flotation cell technology and circuit design - An Anglo Platinum perspective." The Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy 107: 615-622.
- Schneider, B. J., Jordan, C.E. (1989) "Hydrodynamic effects in flotation of ores." Capítulo 24: 219-224.
- Vanegas, C. and Holtham, P. (2008) "Method and apparatus for monitoring a froth phase" application number: patent record available from the world intellectual property organization (WIPO), WO08061289
- Vanegas, C., Holtham, P. (2008A) "On-line froth acoustic emission measurements in industrial sites", minerals engineering 21(12-14), 883-888.
- Venkatachalam S. Venkatachalam (1992) "Electrogenerated bubbles in flotation", Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review 8(1-4), 47-55.
- Wu, C., Nasset, K., Xu, Z., Masliyah, J. (2010). "Generation and attachment of submicron size bubbles to colloidal solids." XXV International Mineral Processing Congress (IMPC): 2561-2568.
- Xu, D., Wang, W., Ametov, I., Fornasiero, D., Grano, S. (2010) "The detachment of coarse, composite particles from bubbles." XXV International Mineral Processing Congress (IMPC) 2010 Proceedings: 2601-2610.
- Xu, Z., Masliyah, J. (2010). "Enhance fine particle flotation by hydrodynamic cavitation." XXV International Mineral Processing Congress (IMPC): 159.
- Yianatos, J. B. and L. G. Bergh (1992). "RTD studies in an industrial flotation column: Use of the radioactive tracer technique." International Journal of Mineral Processing 36(1-2): 81-91.
- Yuexin H., Bingchen C. (1993) Modelling based on similarity principle and variables optimization of hydrocyclone classifiers, XVIII International Mineral Processing Congress, Sydney 23-28 May.

8. Anexos

Datos originales		Ley de cobre [%]				fi [%]				Gaudin-Schumann			Porcentaje de Sólidos en peso [%]	Porcentaje del flujo en peso [%]
		-44µm	44µm	74µm	105µm	-44µm	44µm	74µm	105µm	P80	k	m		
C/Aire 2A día 1	Alimentación	84,1%	80,6%	33,5%	19,1%	57,2%	12,8%	12,6%	17,5%	98,7	166,9	0,42	8,7%	100%
	Salida tangencial	90,5%	51,0%	42,2%	25,1%	57,8%	13,1%	12,1%	17,0%	96,9	165,2	0,42	11,3%	75%
	Salida axial	81,0%	46,3%	20,1%	14,3%	67,8%	13,2%	10,4%	8,6%	71,3	136,6	0,34	7,4%	25%
C/Aire 1A día 1	Alimentación	75,6%	63,8%	39,0%	32,1%	64,9%	16,2%	11,5%	7,4%	72,7	125,7	0,41	9,1%	100%
	Salida tangencial	72,3%	51,4%	38,2%	24,8%	65,6%	14,7%	10,5%	9,2%	74,3	135,0	0,37	11,6%	65%
	Salida axial	67,3%	45,1%	21,3%	19,0%	74,0%	12,9%	7,9%	5,1%	56,8	124,4	0,28	9,4%	35%
C/Aire 0A día 1	Alimentación	90,8%	94,6%	44,2%	21,8%	56,7%	14,0%	13,7%	15,5%	94,3	153,1	0,46	12,8%	100%
	Salida tangencial	82,0%	77,6%	34,8%	18,2%	53,6%	14,2%	13,7%	18,5%	101,9	161,3	0,49	9,1%	72%
	Salida axial	75,4%	36,2%	18,0%	12,8%	63,1%	14,4%	12,7%	9,9%	79,0	136,0	0,41	5,5%	28%
S/Aire 0A día 1	Alimentación	101,4%	58,3%	27,3%	31,4%	65,2%	17,9%	10,7%	6,2%	70,3	120,2	0,42	7,4%	100%
	Salida tangencial	93,5%	95,6%	58,0%	37,5%	78,2%	9,9%	5,9%	6,0%	48,3	138,4	0,21	8,9%	71%
	Salida axial	78,4%	38,7%	27,3%	25,7%	70,8%	14,2%	8,3%	6,7%	63,3	128,3	0,32	11,2%	29%
C/Aire 1A día 2	Alimentación	128,6%	97,8%	56,8%	32,2%	59,1%	13,1%	11,0%	16,9%	95,5	168,3	0,39	9,3%	100%
	Salida tangencial	115,1%	71,4%	25,3%	18,1%	62,3%	14,2%	11,6%	11,9%	82,5	144,6	0,40	9,9%	40%
	Salida axial	149,0%	120,0%	49,8%	24,6%	53,6%	13,1%	11,8%	21,6%	110,6	183,8	0,44	7,3%	60%
C/Aire 0A día 2	Alimentación	138,0%	88,0%	45,5%	27,8%	57,3%	14,5%	12,9%	15,3%	93,0	152,6	0,45	8,6%	100%
	Salida tangencial	114,6%	62,1%	21,7%	17,9%	61,1%	16,6%	13,1%	9,1%	79,2	129,3	0,46	9,3%	26%
	Salida axial	122,0%	70,8%	41,9%	28,6%	58,2%	14,2%	12,3%	15,3%	92,3	154,6	0,43	7,1%	74%

Tabla 15. Datos medidos en terreno.

Ajuste General		Ley de cobre [%]				fi [%]				Gaudin-Schuhmann			Porcentaje de Sólidos en peso [%]	Porcentaje del flujo en peso [%]
		-44µm	44µm	74µm	105µm	-44µm	44µm	74µm	105µm	P80	k	ε		
C/Aire 2A día 1	Alimentación	86,5%	61,2%	35,5%	21,5%	59,0%	13,1%	12,0%	15,9%	93,8	161,8	0,41	9,7%	100%
	Salida tangencial	88,9%	65,6%	39,8%	22,7%	56,2%	13,1%	12,5%	18,3%	100,9	168,7	0,43	10,5%	76%
	Salida axial	80,5%	47,6%	19,9%	14,1%	67,7%	13,0%	10,6%	8,8%	71,8	137,4	0,34	7,2%	24%
C/Aire 1A día 1	Alimentación	72,1%	54,4%	36,2%	27,1%	67,2%	14,8%	10,3%	7,8%	70,5	130,1	0,36	10,3%	100%
	Salida tangencial	74,3%	58,0%	41,4%	29,2%	63,9%	15,5%	11,4%	9,2%	76,3	132,7	0,40	10,9%	67%
	Salida axial	68,2%	45,9%	21,6%	19,6%	73,7%	13,3%	8,1%	4,9%	57,4	123,0	0,29	9,1%	33%
C/Aire 0A día 1	Alimentación	83,8%	77,6%	37,4%	19,4%	56,1%	14,3%	13,6%	16,0%	95,5	154,0	0,47	10,0%	100%
	Salida tangencial	86,6%	90,4%	42,8%	20,5%	53,6%	14,4%	14,0%	18,0%	100,9	158,8	0,49	11,2%	75%
	Salida axial	76,8%	37,3%	18,5%	13,0%	63,7%	14,0%	12,5%	9,8%	78,4	136,8	0,40	6,1%	25%
S/Aire 0A día 1	Alimentación	93,2%	69,0%	40,0%	32,6%	72,5%	13,5%	7,7%	6,2%	60,0	127,9	0,29	8,9%	100%
	Salida tangencial	99,1%	89,1%	50,6%	36,7%	74,9%	12,5%	6,8%	5,9%	55,4	129,5	0,26	7,9%	66%
	Salida axial	80,3%	37,5%	25,4%	25,5%	68,0%	15,6%	9,7%	6,7%	67,6	125,4	0,36	10,8%	34%
C/Aire 1A día 2	Alimentación	130,3%	98,1%	43,5%	25,8%	58,2%	13,3%	11,6%	16,8%	96,0	165,3	0,41	8,4%	100%
	Salida tangencial	115,1%	71,3%	25,8%	18,1%	62,6%	14,1%	11,4%	11,8%	82,2	144,7	0,39	10,1%	37%
	Salida axial	140,5%	115,6%	53,9%	28,5%	55,6%	12,9%	11,7%	19,8%	105,2	178,4	0,42	7,4%	63%
C/Aire 0A día 2	Alimentación	134,9%	86,7%	39,0%	27,4%	57,6%	14,7%	12,5%	15,2%	92,3	152,4	0,45	8,3%	100%
	Salida tangencial	114,6%	62,4%	21,9%	17,9%	61,1%	16,5%	13,2%	9,3%	79,5	129,8	0,46	9,3%	22%
	Salida axial	141,2%	94,9%	44,3%	28,9%	56,6%	14,1%	12,4%	16,9%	96,7	160,3	0,44	8,0%	78%

Tabla 16. Reconciliación de datos general.

Reconstrucción flujo alimentación		Ley de cobre [%]				fi [%]				Gaudin-Schuhmann			Porcentaje de Sólidos en peso [%]	Porcentaje del flujo en peso [%]
		-44µm	44µm	74µm	105µm	-44µm	44µm	74µm	105µm	P80	k	m		
C/Aire 2A día 1	Alimentación	87,8%	49,8%	37,3%	23,5%	60,3%	13,1%	11,7%	14,9%	90,5	158,6	0,40	10,3%	100%
	Salida tangencial	90,5%	51,0%	42,2%	25,1%	57,8%	13,1%	12,1%	17,0%	96,9	165,2	0,42	11,3%	75%
	Salida axial	81,0%	46,3%	20,1%	14,3%	67,8%	13,2%	10,4%	8,6%	71,3	136,6	0,34	7,4%	25%
C/Aire 1A día 1	Alimentación	70,4%	49,4%	33,4%	23,5%	68,5%	14,1%	9,6%	7,8%	68,6	132,0	0,34	10,9%	100%
	Salida tangencial	72,3%	51,4%	38,2%	24,8%	65,6%	14,7%	10,5%	9,2%	74,3	135,0	0,37	11,6%	65%
	Salida axial	67,3%	45,1%	21,3%	19,0%	74,0%	12,9%	7,9%	5,1%	56,8	124,4	0,28	9,4%	35%
C/Aire 0A día 1	Alimentación	79,9%	66,1%	30,4%	17,3%	56,2%	14,3%	13,4%	16,1%	95,5	154,7	0,46	8,1%	100%
	Salida tangencial	82,0%	77,6%	34,8%	18,2%	53,6%	14,2%	13,7%	18,5%	101,9	161,3	0,49	9,1%	72%
	Salida axial	75,4%	36,2%	18,0%	12,8%	63,1%	14,4%	12,7%	9,9%	79,0	136,0	0,41	5,5%	28%
S/Aire 0A día 1	Alimentación	89,4%	74,3%	46,7%	33,7%	76,0%	11,2%	6,6%	6,2%	53,4	134,6	0,24	9,6%	100%
	Salida tangencial	93,5%	95,6%	58,0%	37,5%	78,2%	9,9%	5,9%	6,0%	48,3	138,4	0,21	8,9%	71%
	Salida axial	78,4%	38,7%	27,3%	25,7%	70,8%	14,2%	8,3%	6,7%	63,3	128,3	0,32	11,2%	29%
C/Aire 1A día 2	Alimentación	134,1%	99,5%	40,0%	22,8%	57,1%	13,5%	11,7%	17,7%	98,5	167,4	0,42	8,4%	100%
	Salida tangencial	115,1%	71,4%	25,3%	18,1%	62,3%	14,2%	11,6%	11,9%	82,5	144,6	0,40	9,9%	40%
	Salida axial	149,0%	120,0%	49,8%	24,6%	53,6%	13,1%	11,8%	21,6%	110,6	183,8	0,44	7,3%	60%
C/Aire 0A día 2	Alimentación	120,0%	68,3%	36,4%	26,8%	59,0%	14,8%	12,5%	13,7%	88,5	147,1	0,44	7,7%	100%
	Salida tangencial	114,6%	62,1%	21,7%	17,9%	61,1%	16,6%	13,1%	9,1%	79,2	129,3	0,46	9,3%	26%
	Salida axial	122,0%	70,8%	41,9%	28,6%	58,2%	14,2%	12,3%	15,3%	92,3	154,6	0,43	7,1%	74%

Tabla 17. Reconciliación de datos con mayor confianza en flujo axial y tangencial.

Reconstrucción flujo tangencial		Ley de cobre [%]				fi [%]				Gaudin-Schuhmann			Porcentaje de Sólidos en peso [%]	Porcentaje del flujo en peso [%]
		-44µm	44µm	74µm	105µm	-44µm	44µm	74µm	105µm	P80	k	m		
C/Aire 2A día 1	Alimentación	84,1%	80,6%	33,5%	19,1%	57,2%	12,8%	12,6%	17,5%	98,7	166,9	0,42	8,7%	1,0
	Salida tangencial	85,4%	92,3%	37,0%	19,7%	53,7%	12,7%	13,3%	20,4%	107,6	175,3	0,46	9,2%	0,8
	Salida axial	81,0%	46,3%	20,1%	14,3%	67,8%	13,2%	10,4%	8,6%	71,3	136,6	0,34	7,4%	0,2
C/Aire 1A día 1	Alimentación	75,6%	63,8%	39,0%	32,1%	64,9%	16,2%	11,5%	7,4%	72,7	125,7	0,41	9,1%	1,0
	Salida tangencial	81,1%	71,0%	44,6%	36,3%	60,0%	18,0%	13,4%	8,6%	79,1	125,7	0,48	8,9%	0,7
	Salida axial	67,3%	45,1%	21,3%	19,0%	74,0%	12,9%	7,9%	5,1%	56,8	124,4	0,28	9,4%	0,3
C/Aire 0A día 1	Alimentación	90,8%	94,6%	44,2%	21,8%	56,7%	14,0%	13,7%	15,5%	94,3	153,1	0,46	12,8%	1,0
	Salida tangencial	97,6%	117,6%	53,1%	23,7%	54,3%	13,9%	14,2%	17,7%	100,2	159,2	0,48	15,5%	0,7
	Salida axial	75,4%	36,2%	18,0%	12,8%	63,1%	14,4%	12,7%	9,9%	79,0	136,0	0,41	5,5%	0,3
S/Aire 0A día 1	Alimentación	101,4%	58,3%	27,3%	31,4%	65,2%	17,9%	10,7%	6,2%	70,3	120,2	0,42	7,4%	1,0
	Salida tangencial	112,2%	64,3%	27,3%	34,1%	62,8%	19,5%	11,8%	6,0%	72,5	117,9	0,46	5,9%	0,7
	Salida axial	78,4%	38,7%	27,3%	25,7%	70,8%	14,2%	8,3%	6,7%	63,3	128,3	0,32	11,2%	0,3
C/Aire 1A día 2	Alimentación	128,6%	97,8%	56,8%	32,2%	59,1%	13,1%	11,0%	16,9%	95,5	168,3	0,39	9,3%	1,0
	Salida tangencial	104,6%	65,1%	69,1%	57,0%	67,2%	13,1%	9,9%	9,9%	73,6	142,4	0,34	12,3%	0,4
	Salida axial	149,0%	120,0%	49,8%	24,6%	53,6%	13,1%	11,8%	21,6%	110,6	183,8	0,44	7,3%	0,6
C/Aire 0A día 2	Alimentación	138,0%	88,0%	45,5%	27,8%	57,3%	14,5%	12,9%	15,3%	93,0	152,6	0,45	8,6%	1,0
	Salida tangencial	186,3%	133,8%	133,8%	54,1%	25,3%	54,8%	15,2%	14,7%	94,7	147,5	0,50	12,9%	0,3
	Salida axial	122,0%	70,8%	41,9%	28,6%	58,2%	14,2%	12,3%	15,3%	92,3	154,6	0,43	7,1%	0,7

Tabla 18. Reconciliación de datos con mayor confianza en flujo axial y de alimentación.

Reconstrucción flujo axial		Ley de cobre [%]				fi [%]				Gaudin-Schuhmann			Porcentaje de Sólidos en peso [%]	Porcentaje del flujo en peso [%]
		-44µm	44µm	74µm	105µm	-44µm	44µm	74µm	105µm	P80	k	m		
C/Aire 2A día 1	Alimentación	84,1%	80,6%	33,5%	19,1%	57,2%	12,8%	12,6%	17,5%	98,7	166,9	0,42	8,7%	100%
	Salida tangencial	90,5%	51,0%	42,2%	25,1%	57,8%	13,1%	12,1%	17,0%	96,9	165,2	0,42	11,3%	75%
	Salida axial	63,7%	180,0%	10,5%	2,7%	55,2%	11,9%	13,9%	18,9%	104,2	171,8	0,45	1,1%	25%
C/Aire 1A día 1	Alimentación	75,6%	63,8%	39,0%	32,1%	64,9%	16,2%	11,5%	7,4%	72,7	125,7	0,41	9,1%	100%
	Salida tangencial	72,3%	51,4%	38,2%	24,8%	65,6%	14,7%	10,5%	9,2%	74,3	135,0	0,37	11,6%	65%
	Salida axial	82,0%	81,8%	40,2%	64,0%	63,6%	19,0%	13,4%	4,0%	70,6	113,3	0,47	4,3%	35%
C/Aire 0A día 1	Alimentación	90,8%	94,6%	44,2%	21,8%	56,7%	14,0%	13,7%	15,5%	94,3	153,1	0,46	12,8%	100%
	Salida tangencial	82,0%	77,6%	34,8%	18,2%	53,6%	14,2%	13,7%	18,5%	101,9	161,3	0,49	9,1%	72%
	Salida axial	110,0%	142,0%	69,0%	44,4%	65,0%	13,4%	13,7%	7,8%	75,0	130,4	0,40	22,5%	28%
S/Aire 0A día 1	Alimentación	101,4%	58,3%	27,3%	31,4%	65,2%	17,9%	10,7%	6,2%	70,3	120,2	0,42	7,4%	100%
	Salida tangencial	93,5%	95,6%	58,0%	37,5%	78,2%	9,9%	5,9%	6,0%	48,3	138,4	0,21	8,9%	71%
	Salida axial	145,0%	34,6%	7,7%	18,2%	33,9%	37,2%	22,2%	6,6%	88,9	109,5	1,07	4,0%	29%
C/Aire 1A día 2	Alimentación	128,6%	97,8%	56,8%	32,2%	59,1%	13,1%	11,0%	16,9%	95,5	168,3	0,39	9,3%	100%
	Salida tangencial	115,1%	71,4%	25,3%	18,1%	62,3%	14,2%	11,6%	11,9%	82,5	144,6	0,40	9,9%	40%
	Salida axial	138,6%	118,2%	80,2%	37,9%	56,8%	12,4%	10,6%	20,2%	106,2	188,0	0,39	9,0%	60%
C/Aire 0A día 2	Alimentación	138,0%	88,0%	45,5%	27,8%	57,3%	14,5%	12,9%	15,3%	93,0	152,6	0,45	8,6%	100%
	Salida tangencial	114,6%	62,1%	21,7%	17,9%	61,1%	16,6%	13,1%	9,1%	79,2	129,3	0,46	9,3%	26%
	Salida axial	147,0%	99,1%	54,0%	29,6%	56,0%	13,7%	12,9%	17,4%	98,7	162,4	0,45	8,4%	74%

Tabla 19. Reconciliación de datos con mayor confianza en flujo de alimentación y tangencial.