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

PROYECTO PARA OPTAR AL TITULO DE INGENIERO CIVIL
EN METALURGIA EXTRACTIVA

MODIFICACIONES DEL PROCESO DE FLOTACIÓN INVERSA DE HIERRO EN CELDAS NEUMÁTICAS DE PLANTA MAGNETITA

Felipe Carmona Oyarzún

Profesores Guía:
Amelia Dondero Carrillo
José Torres Titus

2013

Agradecimientos.

Deseo agradecer a Dios, por iluminar mis pasos, velar por las personas que amo y entregar vida y salud a las personas que son mis pilares fundamentales. Por entregarme esta vocación que me apasiona y darme la posibilidad de llevarla a cabo a fondo.

A mi padre, por su apoyo incondicional, a mi madre, por ser mi guía y fortaleza. Ambos son la luz en mi camino. En momentos difíciles fueron motivo por los cuales seguir adelante. Por ser tal cual son, les estoy eternamente agradecido.

A mis hermanos, Marcia y Hugo, por aconsejarme constantemente. A toda mi familia, abuelas, tíos, padrino, primos y sobrinos. A mi madrina Marina y mi tía Eva, por brindarme muchos momentos de alegría en mis visitas a su hogar.

Deseo agradecer a mi polola Belén, por acompañarme en el final del periodo de Universidad y en todo el desarrollo de esta memoria. A mis amigos y compañeros, que además de colaborar en mi formación académica y profesional, llenaron este proceso de momentos de distracción, diversión y felicidad.

A mis profesores guías Amelia Dondero y José Torres, por su confianza y profesionalismo, que ante cualquier duda estuvieron para orientarme. Al profesor Jaime Fernández, por confiar en mí y darme todo el apoyo cuando lo necesité, le estoy muy agradecido.

Quisiera agradecer a Minera Hierro Atacama, a todos los profesionales, colegas y amigos de Planta Magnetita, por darme la posibilidad de desarrollarme profesionalmente.

Finalmente, agradecer a quienes de alguna u otra forma influyeron en que esta etapa culmine tal como se planificó, convirtiéndome en un profesional metalurgista.

Resumen.

El presente estudio se desarrolló en Planta Magnetita de Minera Hierro Atacama, empresa perteneciente al grupo de CAP Minería. Esta faena está ubicada en la tercera región, a 25 km al sureste de la ciudad de Copiapó. Se dedica a la obtención de concentrado de Fe, a partir de los relaves frescos de la minería de cobre Candelaria. Se llevó a cabo específicamente en la etapa final del proceso, la flotación neumática inversa de hierro. Desde los inicios de operación de la planta, el año 2008, no se ha logrado, por diversos motivos, cumplir con los parámetros de diseño de operación. Teniendo en cuenta esta condición se hace necesaria la búsqueda constante de optimización de los procesos. Se plantean 2 objetivos específicos que son: Evaluar la producción y calidad del concentrado final, al modificar las áreas de aireadores y distribuidores de las celdas neumáticas de flotación. El segundo objetivo es desarrollar un diseño experimental 2^3, aplicable al proceso industrial que permita determinar las principales variables que influyen en el proceso de flotación.

Con respecto al primer objetivo, a través de campañas de muestreos con más de 30 repeticiones, en que se asegura que las variables principales de la etapa de flotación se mantuvieron estables, se evalúa el efecto de aumentar el área total de los distribuidores en un 4% y el área total de los aireadores en un 39%. Los resultados arrojan que se logra aumentar la tasa de procesamiento en un 25%, afectando levemente el %Fe sólo de las primeras celdas (disminución del 0,9% en comparación con línea 2), condición que se puede mejorar aumentando la dosificación de colector de 180 g/ton a 190 g/ton o aumentando la aireación en estas celdas.

A través del desarrollo de un diseño experimental factorial 2^3 se logra conocer el efecto sobre la calidad y recuperación metalúrgica, de tres variables manipulables como son el aire, la altura del cuello de cisne y la altura del cono flotante. Se logra establecer estrategias operacionales con respecto a la manipulación de estas variables, para flujos bajos de 440 m^3/h de alimentación a la etapa de flotación y así elevar en 1,3% la ley de hierro del concentrado y para flujos altos de hasta 600 m^3/h por celda se logra aumentar 2,9% la ley de Fe.

Índice.

1.- INTRODUCCIÓN. 1
1.1.- Tema Memoria. 1
1.2.- Objetivos. 1
1.2.1.- Objetivo General. 1
1.2.2.- Objetivos Específicos. 1
1.3.- Antecedentes generales de Minera Hierro Atacama S.A 1
1.3.1.- Origen de la Materia Prima. 2
1.3.2.- Ubicación y Acceso. 3
1.3.3.- Descripción general área de proceso de Planta Magnetita. 5
1.3.4.- Descripción área concentraducto 6
1.3.5.- Descripción de la Operación. 7
2. ASPECTOS TEÓRICOS 16
2.1.- Flotación 16
2.1.1.- Métodos de concentración. 16
2.1.2.- Zonas de colección y espuma 18
2.1.3.- Conceptos fundamentales 18
2.1.4.- Recuperación vs. Ley 19
2.1.5.- Fases presentes en flotación. 21
2.1.6.- Polaridad en minerales. 21
2.1.7.- Reactivos en flotación 22
2.1.8.- Flotación de minerales oxidados. 25
2.1.9.- Flotación neumática 26
2.1.9.1.- Celdas Neumáticas 26
2.1.9.2.- Las Unidades de Aireación. 27
2.1.9.3.- Características generales de las celdas de flotación neumática. 30
2.1.9.4.- Comparación Entre Celdas Mecánicas y Neumáticas 31
2.1.9.5.- Aplicaciones de las Celdas Neumáticas. 32

2.3.- Diseño experimental. 33

2.3.1- Diseño experimental factorial 2^3. 33

2.3.2.- Algoritmo de Yates 34

2.3.2.1.- Construcción del algoritmo de Yates 36

2.3.3.- ANAVA (ANOVA) Análisis de varianza. 38

3.- DESARROLLO EXPERIMENTAL. 41

3.1.- Evaluación el efecto de una variación en los diámetros de aireadores y distribuidores de las celdas. 41

3.1.1.- Justificación 41

3.1.2.- Parámetros de operación 41

3.1.3.- Flowsheet etapa de flotación 42

3.1.4.- Características de los aireadores y distribuidores 43

3.1.5.- Desarrollo de muestreos 51

3.2.- Desarrollo de diseño experimental 2^3 para determinar el efecto de las variables principales que influyen en el proceso de flotación. 53

3.2.1.- Justificación 53

3.2.2.- Diseño experimental: Variables 53

3.2.3.- Niveles de las variables manipulables en el diseño experimental. 54

3.2.4.- Combinaciones del diseño experimental 55

3.2.5.- Rango y variables de operación 56

3.2.6.- Elección de variable de operación en estudio 56

3.2.7.- Etapa de muestreo. 57

3.2.7.1.- Toma de muestras. 58

4.- RESULTADOS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS. 59

4.1.- Evaluación el efecto de una variación en los diámetros de aireadores y distribuidores de las celdas. 59

4.1.1.- Comparación operacional entre condición normal y condición modificada 1. 59

4.1.2.- Comparación operacional entre condición modificada 1 y condición modificada 2 62

4.1.3.- Análisis parámetros metalúrgicos condición normal y condición modificada 1.63

4.1.4.- Análisis parámetros metalúrgicos condición modificada 1 v/s condición modificada 2. 72

4.2.- Desarrollo de diseño experimental 2^3 para determinar el efecto de las variables principales que influyen en el proceso de flotación. 77

4.2.1- Diseño experimental para flujos de 440 m^3/h. 77

4.2.1.1.- Diseño experimental %Fe total concentrado para 440 m^3/h. 77

4.2.1.2.- Diseño experimental para la variación de Rm para 440 m^3/h. 80

4.2.2.- Diseño experimental para flujos de 600 m^3/h. 82

4.2.2.1.- Diseño experimental %Fe total concentrado para 600 m^3/h. 82

4.2.2.2.- Diseño experimental para la variación de Rm para 600 m^3/h. 84

5.- CONCLUSIONES. 87

5.1.- Evaluación el efecto de una variación en los diámetros de aireadores y distribuidores de las celdas. 87

5.2.- Desarrollo de diseño experimental 2^3 para determinar el efecto de las variables principales que influyen en el proceso de flotación. 87

5.2.1.- Recomendaciones operación primeras celdas: 88

6.- REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS. 90

7.- ANEXOS 91

Anexo A.- Variables de operación, parámetros metalúrgicos de cada muestreo para diseño experimental 2^3 en duplicado para flujos bajos y flujos altos. 91

Anexo 2.- Algoritmo de yates y ANAVA diseños experimentales 2^3 en duplicado para variables respuesta %Fe concentrados y recuperación metalúrgica para flujos bajos y flujos bajos. 93

Figuras

Figura 1. Diagrama de bloques de las 4 etapas del proceso de Minera Hierro Atacama.

Figura 2. Ubicación y accesos a Planta Magnetita.

Figura 3. Vista aérea de Planta Magnetita.

Figura 4. Flowsheet Planta Magnetita.

Figura 5. Flowsheet etapa concentración magnética rougher 1 y 2.

Figura 6. Flowsheet etapa desaguado.

Figura 7. Flowsheet etapas de molienda y clasificación.

Figura 8. Flowsheet etapa deslamado.

Figura 10. Flowsheet etapa de flotación de SiO_2.

Figura 11. Flowsheet etapa de almacenamiento de concentrado.

Figura 12. Flowsheet etapa de espesamiento de relaves.

Figura 13. Diagrama de estación de bombas y concentraducto.

Figura 14. Liberación de partícula mineralizada.

Figura 15. Recolección de partículas hidrofobias

Figura 16. Zonas de colección y espuma en una celda de flotación.

Figura 17. Esquema de maximización de la ley

Figura 18. Esquema de maximización de la recuperación

Figura 19. Esquema de recuperación v/s ley.

Figura 20. Interacción colector y burbuja de aire

Figura 21. Clasificación de los colectores.

Figura 22. Tipos de celda neumáticas de flotación co-corriente.

Figura 23. Dispositivo de aireación (con inyección de aire y autoaspirante).

Figura 24. Vista en corte de una celda neumática modelo PNEUFLOT M-FV50NS

Figura 25. Celda modelo “pneuflot cell” de KHD utilizada en planta magnetita.

Figura 26. Distribuidor de pulpa celda de flotación neumática planta magnetita.

Figura 27. Cálculo de un efecto.

Figura 28. Cálculo de la suma de cuadrados de un efecto.

Figura 29. Cálculo de la suma de cuadrados del error.

Figura 30. Flowsheet simplificado del proceso de flotación.

Figura 31. Plano disco aireador con boquillas

Figura 32. Plano del plato aireador con boquillas.

Figura 31. Plano disco aireador con boquillas.

Figura 32. Plano del plato aireador con boquillas.

Figura 33. Vista lateral del plato.

Figura 34. Vista frontal del plato.

Figura 35. Ubicación de los distribuidores.

Figura 36. Punto de toma de muestras de alimentación.

Figura 37 y 38: Punto de toma de muestras de concentrados.

Figuras 39 y 40. Punto toma de muestra de las colas.

Figura 41. Variables manipulables y variables respuesta del diseño experimental 2^3.

Figura 42. Variables manipulables y sus respectos niveles máximos y mínimos.

Figura 43. Flujos m^3/h de bombas 305-1 (amarillo) y 305-5 (rojo)

Figura 44. Flujos m^3/h de bombas 305-3 (amarillo) y 305-7 (rojo)

Tablas

Tabla 1. Parámetros operacionales de la etapa de flotación

Tabla 1.1. Diferentes métodos de concentración según propiedades del mineral.

Tabla 2. Etapas de un diseño experimental

Tabla 3. Factores con sus respectivos niveles de un diseño experimental 2^3.

Tabla 4. Combinación experimental de un diseño factorial 2^3 con sus respectivas respuestas.

Tabla 5. Algoritmo de yates para el cálculo de efectos (con duplicado) y varianzas de un diseño factorial 2^3.

Tabla 6. ANAVA asociado a un diseño factorial 2^3.

Tabla 7. Distribución de Fisher

Tabla 8. Anova para el diseño 2^3.

Tabla 9. Parámetros de operación de diseño y condición actual.

Tabla 10. Distribuidores de pulpa condición nueva y normal.

Tabla 11. Aireadores condición nueva y normal.

Tabla 12. Combinaciones del diseño experimental 2^3.

Tabla 13. Variables de operación y el rango medido durante el desarrollo experimental

Tabla 14. Condición operacional para el diseño factorial 2^3 para flujos de 440 m^3/h.

Tabla 15. Condición operacional para el diseño factorial 2^3 para flujos de 600 m^3/h

Tabla 16. Distribuidores de pulpa condición nueva y normal

Tabla 17. Aireadores condición nueva y normal

Tabla 18. Presiones de alimentación

Tabla 19. Presiones de alimentación

Tabla 20. %Fe en concentrado y colas, campaña 1.

Tabla 21. %Fe en concentrado y colas, campaña 2 (línea 1 modificada)

Tabla 22. Índices metalúrgicos condiciones normales.

Tabla 23. Índices metalúrgicos con línea 1 modificada.

Tabla 24. Resumen de los muestreos.

Tabla A-1. Variables operacionales y parámetros metalúrgicos para cada condición de muestreo para flujos de 440 m^3/h

Tabla A-2. Variables operacionales y parámetros metalúrgicos para cada condición de muestreo para flujos de 600 m^3/h.

Tabla B-1. Algoritmo de yates para el efecto recuperación metalúrgica para flujos bajos de 440 m^3/h.

Tabla B-2. Algoritmo de yates para el efecto %Fe concentrado para flujos bajos de 440 m^3/h.

Tabla B-3. Algoritmo de yates para el efecto recuperación metalúrgica para flujos altos de 600 m^3/h.

Tabla B-4. Algoritmo de yates para el efecto %Fe concentrado para flujos altos de 600 m^3/h.

Tabla B-5. Análisis de varianza de diseño experimental 2^3 para flujos bajos de 440 m3/h. Efectos sobre %Fe la recuperación metalúrgica.

Tabla B-7. Análisis de varianza de diseño experimental 2^3 para flujos altos de 600 m3/h. Efectos sobre la recuperación metalúrgica**.**

Tabla B-7. Análisis de varianza de diseño experimental 2^3 para flujos altos de 600 m3/h. Efectos sobre %Fe en los concentrados.

Gráficos

Gráfico 1. % Fe condición normal.

Gráfico 2. %Fe con línea 1 modificada.

Gráfico 3. %Fe y tsph en condiciones normales Línea 1 y línea 2.

Gráfico 4. %Fe y tsph en condiciones modificadas en línea 1.

Gráfico 5. %Fe y %Rp en condiciones normales en línea 1 y línea 2.

Gráfico 6. %Fe y %Rp en condiciones modificadas en línea 1.

Gráfico 7. %Fe en colas en condición modificada

Gráfico 8. %Fe y Rp muestreo 1.

Gráfico 9. %Fe y Rp muestreo 2.

Gráfico 10. %Fe y %Rp muestreo 3.

Gráfico 11. %Fe y %Rp muestreo 4.

Gráfico 12. %Fe y tsph de L1 y L2 en condiciones modificadas en línea 1. (Sólo distribuidores)

Gráfico 13. %Fe y tsph en condiciones modificadas en línea 1. (Aireadores y distribuidores)

Gráfico 14. ANAVA para %Fe total concentrados para diseño experimental flujo de 440 m^3/h.

Gráfico 15. Efecto sobre %Fe en concentrado para 440 m^3/h.

Gráfico 16. ANAVA para Rm para diseño experimental flujo de 440 m^3/h

Gráfico 17. Efecto sobre Rm en concentrado para 440 m^3/h.

Gráfico 18. ANAVA para %Fe en el concentrado para diseño experimental flujo de 600 m^3/h

Gráfico 19. Efecto sobre la %Fe en el concentrado para 600 m^3/h.

Gráfico 20. ANAVA para diseño experimental de la Rm para flujo de 600 m^3/h

Gráfico 21. Efecto sobre la Rm para 600 m^3/h.

1.- INTRODUCCIÓN.

1.1.- Tema Memoria.

Modificaciones del proceso de flotación inversa de hierro en celdas neumáticas de Planta Magnetita.

1.2.- Objetivos.

1.2.1.- Objetivo General.

Aumentar la producción y calidad del concentrado final en la etapa de flotación inversa de hierro.

1.2.2.- Objetivos Específicos.

- Evaluar los efectos sobre la producción y calidad del concentrado final al modificar las áreas de aireadores y distribuidores de las celdas de flotación.
- Desarrollar un diseño experimental 2^3, aplicable al proceso industrial que permita determinar las principales variables que influyen en el proceso de flotación.

1.3.- Antecedentes generales de Minera Hierro Atacama S.A

Minera Hierro Atacama S.A. nace como un proyecto de CAP a través de su unidad estratégica de negocio Compañía Minera del Pacifico S.A. (CMP).

El objetivo principal es la recuperación el concentrado de hierro magnético de relaves generados por Compañía Contractual Minera Candelaria (CCMC) y exportarlo hacia el mercado Asiático.

Minera Hierro Atacama S.A. consta de cuatro etapas principales:

- Procesamiento de los relaves de Candelaria (Área Planta de Proceso).
- Transporte del concentrado en pulpa hacia puerto (Área Concentraducto).
- Filtrado y almacenamiento del concentrado (Área de Filtrado y Almacenamiento).
- Carguío y embarque (Área de Carguío y Embarque).

En la figura 1. Se observa un diagrama de bloques del proceso de Minera Hierro Atacama.

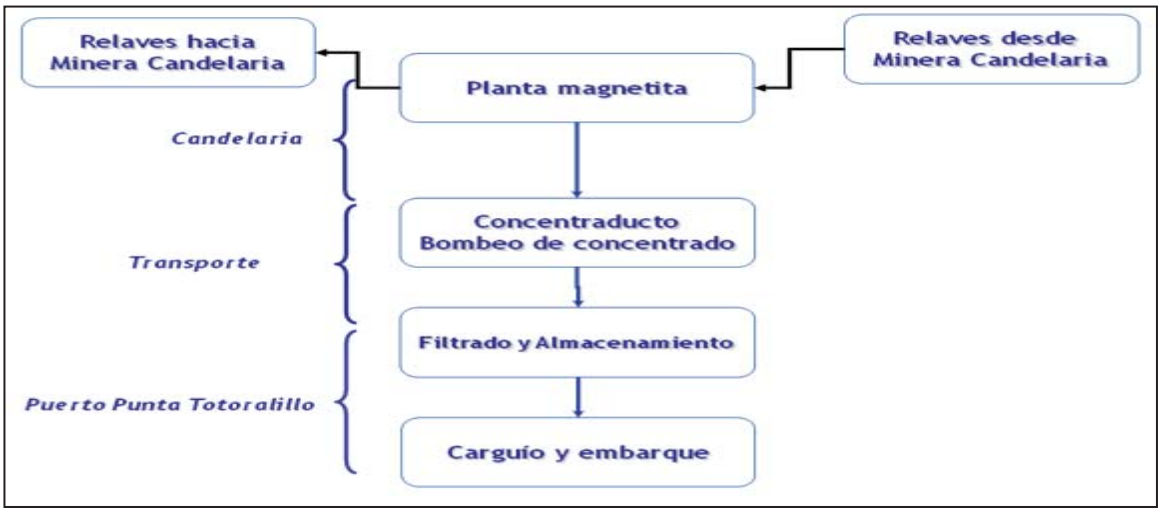


Figura 1. Diagrama de bloques de las 4 etapas del proceso de Minera Hierro Atacama.

1.3.1.- Origen de la Materia Prima.

El subproducto mineral del cual se obtiene el hierro magnético proviene del proceso de concentración de cobre de la Compañía Contractual Minera Candelaria. El Concentrado de hierro se obtiene principalmente a partir de la concentración magnética del hierro contenido en los relaves del procesamiento de cobre que realiza CCMC en las instalaciones de la Mina Candelaria.

Compañía Contractual Minera Candelaria es una faena minera situada en la Tercera Región de Atacama, a unos 20 kilómetros al SE de la ciudad de Copiapó y a 5 kilómetros al SW de la ciudad de Tierra Amarilla, en la comuna de Tierra Amarilla, ladera oeste de la Sierra El Bronce.

En el proceso de obtención de cobre, dadas las características geológicas del yacimiento (Mina Candelaria), se generan relaves con un contenido de hierro (≈ 10%), los cuales en el pasado eran dispuestos en un embalse de relaves y en la actualidad mandados a través de ducto a Planta Magnetita.

A su vez a partir del año 2012, se alimenta pre concentrado directamente a la cabeza del molino, proveniente de Mina Los Colorados perteneciente a CAP Valle del Huasco, este pre concentrado posee características de 100% - 6 mm y ley de hierro de 40%

1.3.2.- Ubicación y Acceso.

Planta Magnetita está ubicada en la Región de Atacama, Provincia de Copiapó, Comuna de Tierra Amarilla, a 5 km de la ciudad de Tierra Amarilla y a 20 km al sureste de la ciudad de Copiapó.

El acceso a las instalaciones se realiza a través de los caminos C-397 “cruce ruta 5 (Cardones/Tierra Amarilla)” y camino C-463 (“Viñita azul/Mina Esmeralda). La figura 2 muestra un mapa con las ubicaciones señaladas.

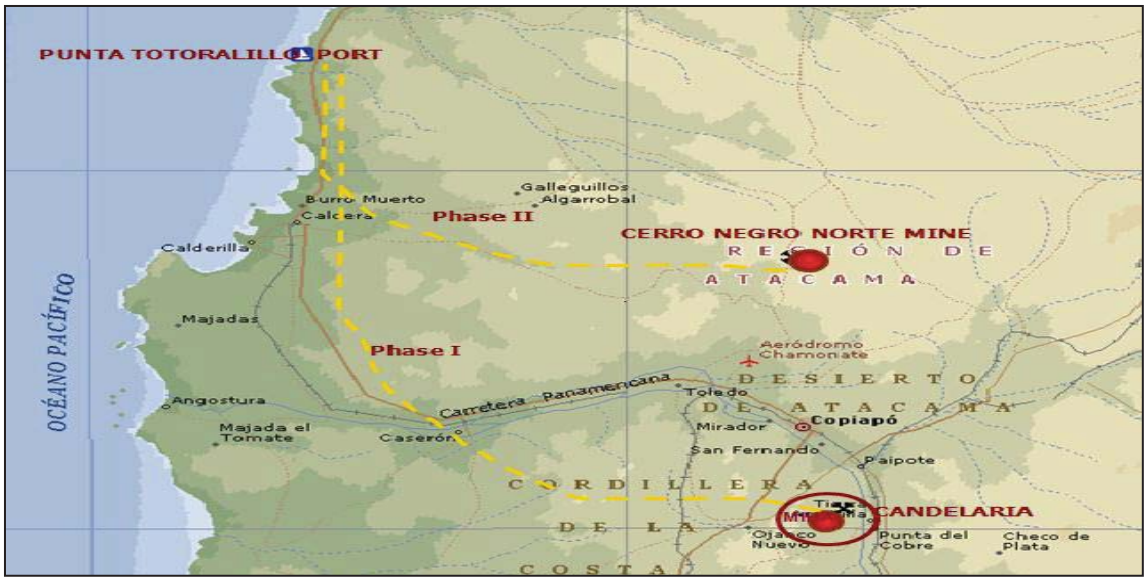


Figura 2. Ubicación y accesos a Planta Magnetita.

El área Planta de Proceso, se encuentra ubicada en el sector industrial de Minera Candelaria, cercana al tranque, la cual tiene por finalidad tratar los relaves frescos provenientes de los bajos flujos de los espesadores de relave de Candelaria. Estos son sometidos a etapas de concentración magnética, clasificación, molienda y flotación, obteniendo un concentrado de fierro magnético con características adecuadas para su comercialización de acuerdo a estándares vigentes, el que se almacena en estanques agitadores para luego ser enviado a Puerto.

El área Concentraducto tiene por objetivo transportar al concentrado de hierro magnético, mediante un sistema de tubería y bombeo desde la Planta Magnetita hasta el Puerto Punta Totoralillo.

En el Puerto, la pulpa de concentrado es recibida en un cajón distribuidor para luego ser filtrada. Este concentrado filtrado es apilado para finalmente ser embarcado.

Figura 3. Vista aérea de Planta Magnetita.

1.3.3.- Descripción general área de proceso de Planta Magnetita.

Los relaves del bajo flujo de los espesadores de colas de la planta concentradora de Compañía Minera Candelaria se envían a un estanque gravimétrico de doble traspaso, donde por gravedad abastece 2 distribuidores de Planta Magnetita que alimenta a dos líneas paralelas que procesa los relaves a través de la concentración magnética Rougher y recibe las colas que se generaron en el proceso para ser enviados al tranque de Candelaria. Normalmente los relaves de la minera de esta minera de cobre contienen entre 2 y 10% de Fe magnético, con un valor de FeDtt entre el rango 59% a 65%. El porcentaje de sólidos se encuentra entre los valores de 48 y 55%. Luego de la primera etapa de concentración magnética rougher se logra elevar el %Fe a 25%

El concentrado magnético es repasado en una segunda etapa de concentración rougher para obtener una mayor recuperación de fierro magnético, en esta etapa se eleva el %Fe entre 35 y 40%

El % bajo la 325# de los relaves de Candelaria es de 45%, el target de molienda de planta magnetita es de 85%-325#, por lo tanto, los concentrados frescos de la batería de Rougher secundarias, junto con el concentrado recuperado desde el acopio y repulpeado, se juntan en un cajón desde donde alimentan a dos baterías de hidrociclones, el underflow de los hidrociclones, son almacenados y luego diluidos para alimentar a dos sistemas de molienda-clasificación inverso. El underflow del circuito de molienda retornan al molino como carga circulante y los productos underflow de los hidrociclones de molienda se juntan con el underflow de la clasificación de los concentrados rougher enviándolos a un hidroseparador para eliminar las impurezas ultra finas (deslamado), en esta etapa se logra elevar el %Fe a 55%, con un contenido de sílice de 10%. El bajo flujo del hidroseparador se bombea a concentración magnética de limpieza (Finisher), el concentrado obtenido contiene 59 a 61% de Fe y es sometido a un proceso de limpieza mediante flotación inversa en celdas tipo neumática, hasta logra un concentrado de 66% de Fe. El concentrado final del espesado y almacenado en agitadores, para luego ser bombeado al puerto a través de un concentraducto.

Se adiciona Cal en los agitadores para elevar el pH hasta 10, requerido para el transporte en concentraducto y no dañar la tubería.

Desde el bajo flujo del espesador de concentrado final, alternativamente se puede bombear hacia la planta de desaguado, cuando la calidad no esté en los valores requeridos por el sistema del concentraducto.

Las colas de la concentración Rougher secundaria, del hidroseparador, concentración magnética y concentración de limpieza por flotación, se envían a un espesador de relaves para su espesamiento y recuperación de agua.

El bajo flujo de este espesador se envía por gravedad al mismo cajón receptor de las colas de la primera concentración Rougher. Luego, este relave será bombeado al estanque gravimétrico de traspaso, para finalmente ser bombeados al tranque de Candelaria. El agua limpia se retorna al proceso de Planta de Magnetita y el exceso a un estanque de agua de proceso.

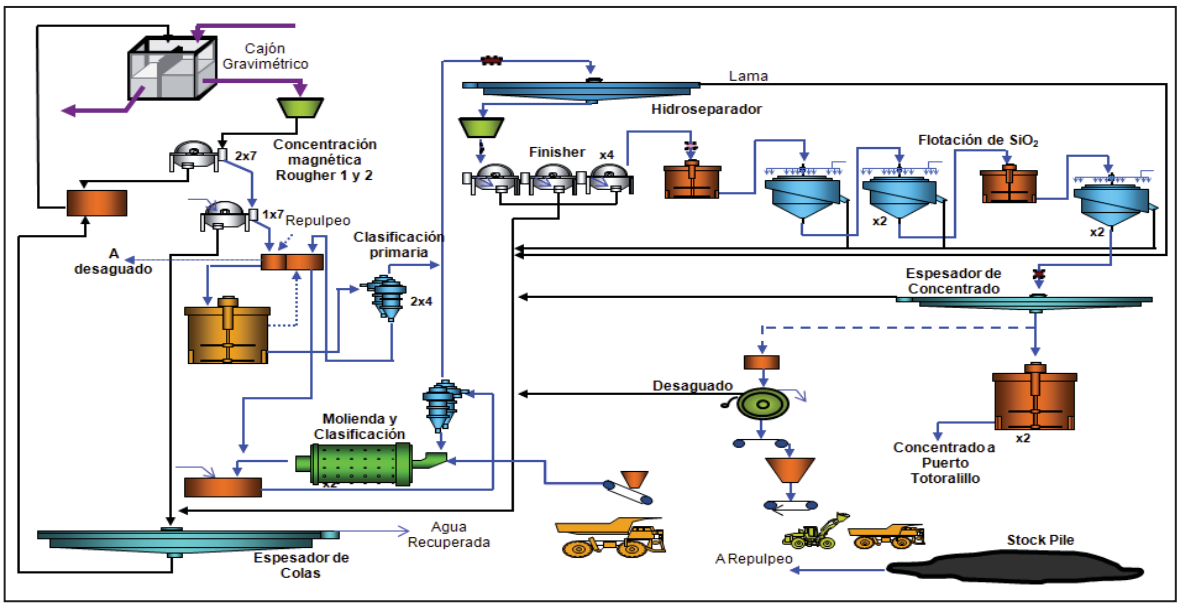


Figura 4. Flowsheet Planta Magnetita.

1.3.4.- Descripción área concentraducto

El transporte de concentrado de Hierro comienza en la planta de Magnetita, donde es procesado el mineral. La estación de bombeo recibe el flujo proveniente de los espesadores de concentrado, los que alimentan los estanques de almacenamiento de esta estación. La estación de bombeo, consta de tres bombas de desplazamiento positivo y de dos bombas centrifugas denominadas bombas de carga.

La bomba de desplazamiento positivo permiten el envío de concentrado mediante una cañería de acero de alta resistencia, cuyo diámetro ha sido diseñado en diez (10”) pulgadas.

Estas bombas permiten impulsar el concentrado desde la estación de bombeo hasta la zona del punto alto de trazado, posteriormente el concentrado desciende de manera gravitacional siendo necesario el empleo de una estación de válvulas y una estación disipadora para reducir la energía excedente. El sistema cuenta con una estación de monitoreo provisto de dos indicadores de presión. La cañería tiene una longitud aproximada de 120 Km. Finalmente la pulpa de concentrado proveniente de planta magnetita es recibida en puerto punta totoralillo, se aumenta el % de sólidos en un espesador, pasando luego a un distribuidor que a su vez alimenta a 3 filtros cerámicos, obteniéndose el producto como queque filtrado, el que mediante una serie de correas es transportado al área de almacenamiento, para su posterior embarque.

1.3.5.- Descripción de la Operación.

1.3.5.1.- Concentración Magnética Rougher Primaria.

Esta etapa es alimentada por los relaves frescos provenientes de los bajos flujos de los espesadores de colas de Candelaria a razón de 2.348 m^3/h por línea con un 50% de sólidos, la alimentación es realizada a través de dos líneas de tuberías de diámetro de 31,5’’ y 1.040 m de largo.

La concentración magnética rougher primaria considera 7 baterías en cada línea, con tambores magnéticos de 48”Ø x 3,7 m de largo, con estanque en contra rotación, arco magnético de 127º, velocidad de rotación de 30 rpm y con intensidad de campo de 1.000 Gauss (medido a 2” desde la superficie del recubrimiento exterior de goma, que debe ser de 5 mm de espesor como mínimo). El concentrado obtenido en esta etapa es enviado a una concentración rougher secundaria y las colas son enviadas a un cajón desde donde serán enviadas al tranque de relaves.

1.3.5.2.- Concentración Magnética Rougher Secundaria.

Esta etapa se conforma por una línea de concentración alimentada con los concentrados de la concentración primaria. Está compuesta de siete baterías paralelas con tambores magnéticos de 48”Ø x 3,7 m de largo, con estanque contra rotación y con intensidad de campo de 1.000 Gauss (medido a 2” desde la superficie del recubrimiento exterior de goma, que debe ser de 5 mm de espesor como mínimo).El arco magnético requerido es de 127° y su velocidad de rotación de 30 rpm.

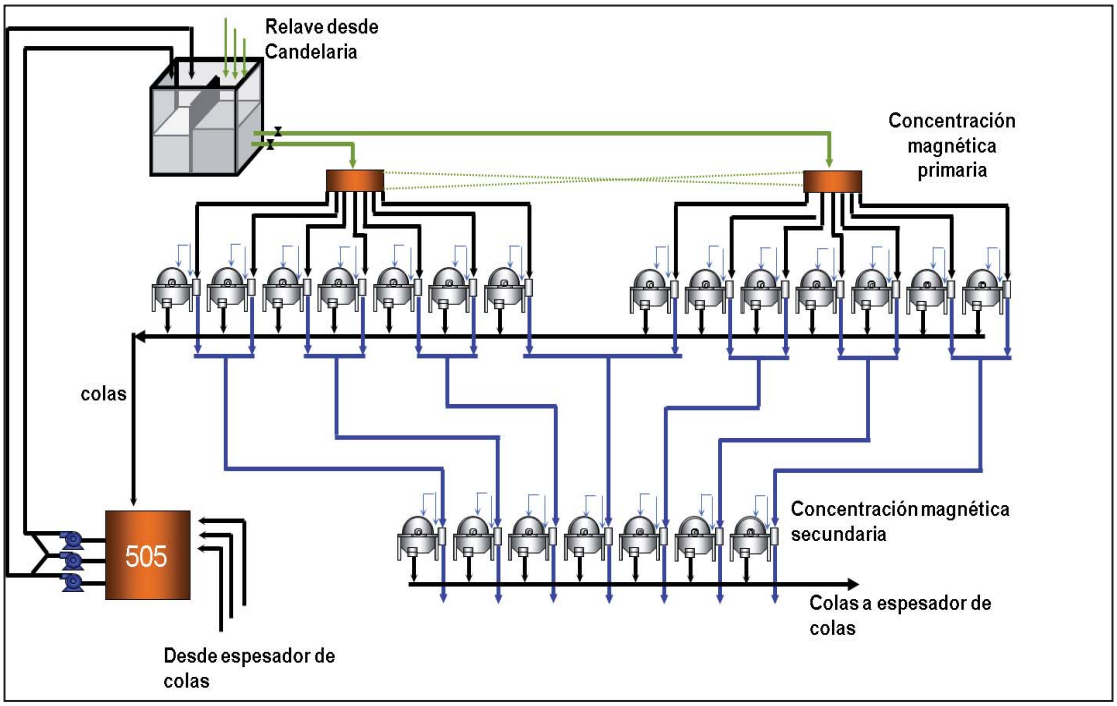


Figura 5. Flowsheet etapa concentración magnética rougher 1 y 2.

1.3.5.3.- Planta Desaguadora, Acopio y Repulpeo.

Consta de dos líneas paralelas de cinco tambores magnéticos de alta intensidad cada una, de 30” de Ø y 1,5 m de largo, con una intensidad de campo mínimo de 6.000 Gauss y una velocidad de giro de 8 rpm.

Dos correas transportadoras que recuperan el concentrado rougher desaguado y otra para recepción y envío a stock intermedio.

Un sistema de repulpeo y bombeo hacia los agitadores de concentrado rougher de la planta de proceso.

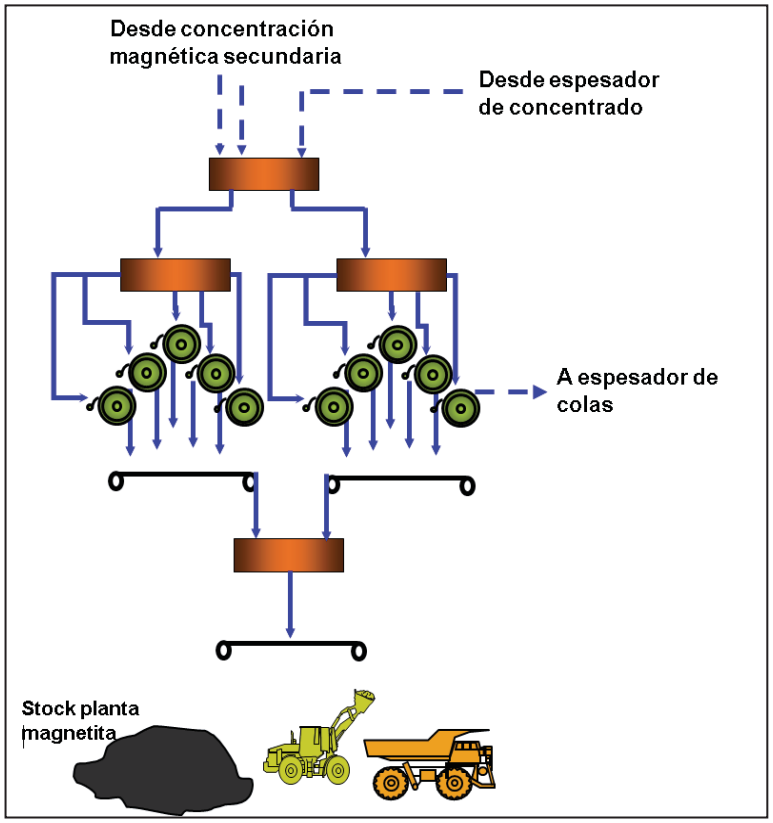


Figura 6. Flowsheet etapa desaguado.

1.3.5.4.- Clasificación Primaria.

Consta de un cajón doble de distribución, que se compone de un cajón de traspaso de concentrado rougher para desaguado y otro de distribución de concentrado rougher para clasificación. La clasificación se efectúa en dos línea paralelas de una batería de cinco hidrociclones D-20, c/u (cuatro operando y uno stand by).

1.3.5.5.- Molienda-Clasificación Secundaria.

El material grueso proveniente de la clasificación primaria es enviado a la etapa de molienda-clasificación, conformada por dos circuitos inversos independientes. Cada línea alimentada a razón de 270 tsph, se compone de un molino de bolas de 15'Ø x 33' de largo, nominal (14,5'Ø x 32,5' de largo, efectivos), con motor de 4.500 HP y una batería de 4 hidrociclones de 26"Ø (3 operando y 1 stand-by).

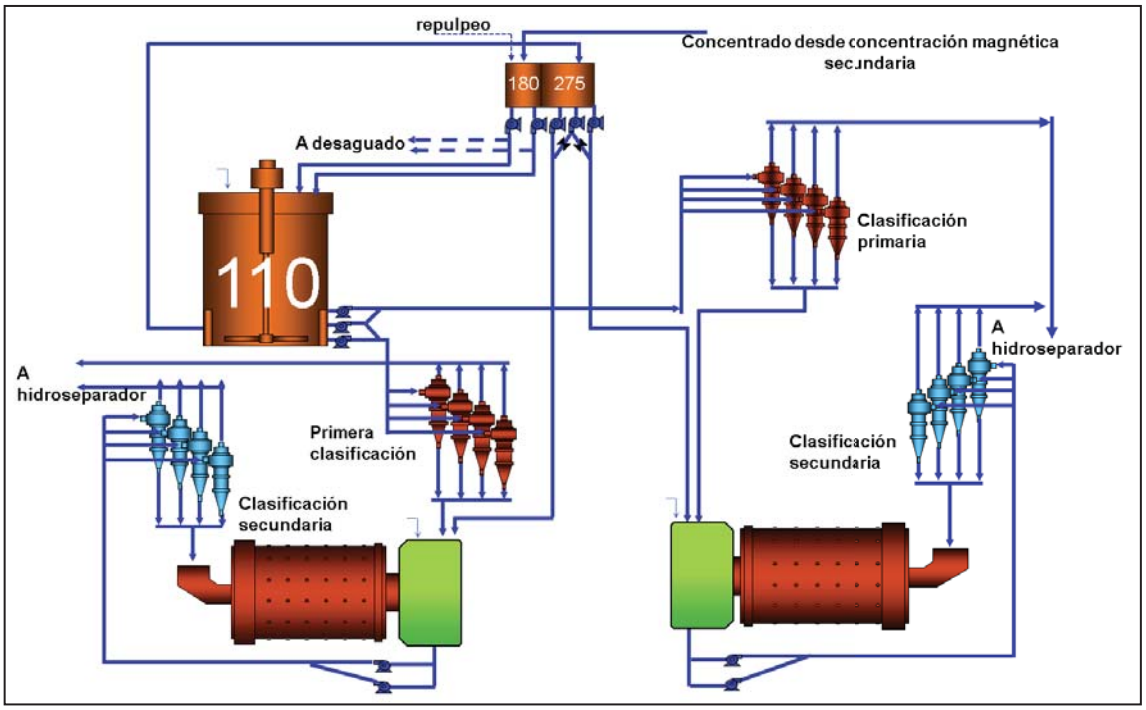


Figura 7. Flowsheet etapas de molienda y clasificación.

.

1.3.5.6.- Deslamado.

Esta etapa consta de 1 Hidroseparador de 33 m Ø. El bajo flujo del hidroseparador, con 30% de solido, es bombeado al cajón distribuidor de alimentación a la sección de concentración magnética finisher. El rebalse del hidroseparador es enviado al espesador de relaves.

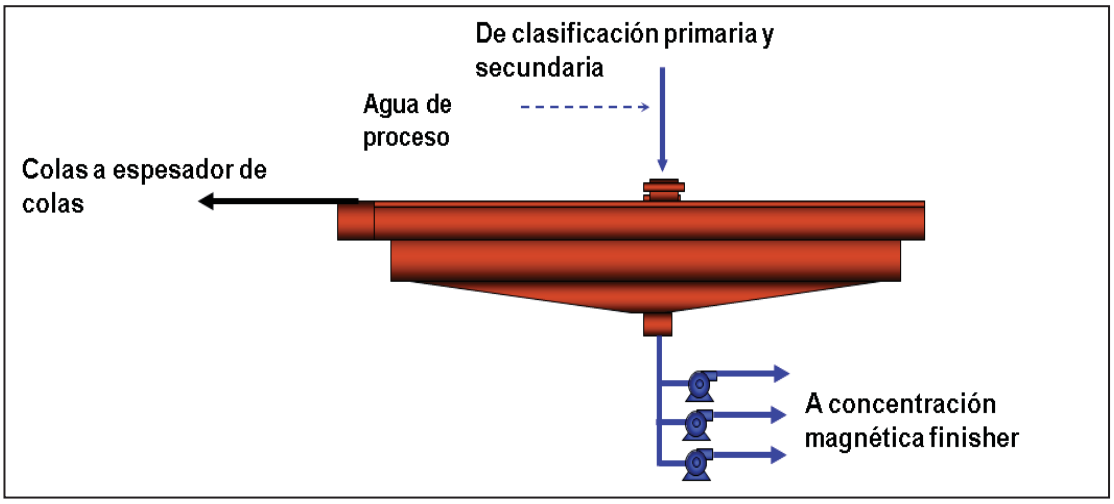


Figura 8. Flowsheet etapa deslamado.

1.3.5.7.- Concentración Magnética Finisher.

Esta etapa se compone de tres líneas paralelas de concentración. Cada una de éstas consta de tres baterías de tambores magnéticos, con tambores de 48”Ø x 3,66m de largo, con estanque en contracorriente y con una intensidad de campo de 750 Gauss medida a 2” desde el manto del tambor. El arco magnético es de 127° y la velocidad de giro de cada uno de los tambores es de 30 rpm.

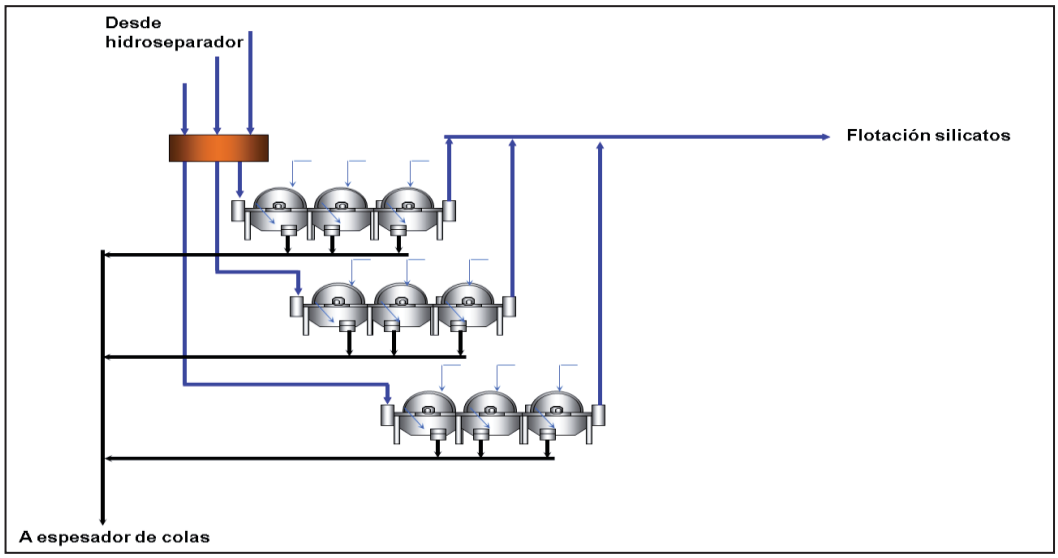


Figura 9. Flowsheet etapa concentración magnética finisher.

1.3.5.8.- Flotación.

La planta de flotación consiste en dos líneas paralelas de tres celdas neumáticas cada una dispuestas en serie, con una capacidad de 65 m^3 y 5,6 m de diámetro interior.

Además considera dos estanques acondicionadores, de 5,5 m de diámetro y 5 m de alto, uno al inicio del proceso quien recibe el concentrado magnético finisher y, otro después de la segunda celda, para el acondicionamiento separado de los reactivos de flotación (para silicaros y sulfuros); además, consta de una planta auxiliar para la recepción y preparación de reactivos de flotación y cal.

Parámetros operacionales etapa de flotación.

Parámetro	rango
%Fe alimentación	59 a 61
Granulometría [%-325#]	82 a 85
pH	9 a 9,5
% Sólidos	21 a 24%
GER	4,3 a 4,4
Tonelaje alimentación ton/h	280 a 343
Producción ton/h	225 a 275

Tabla 1. Parámetros operacionales de la etapa de flotación

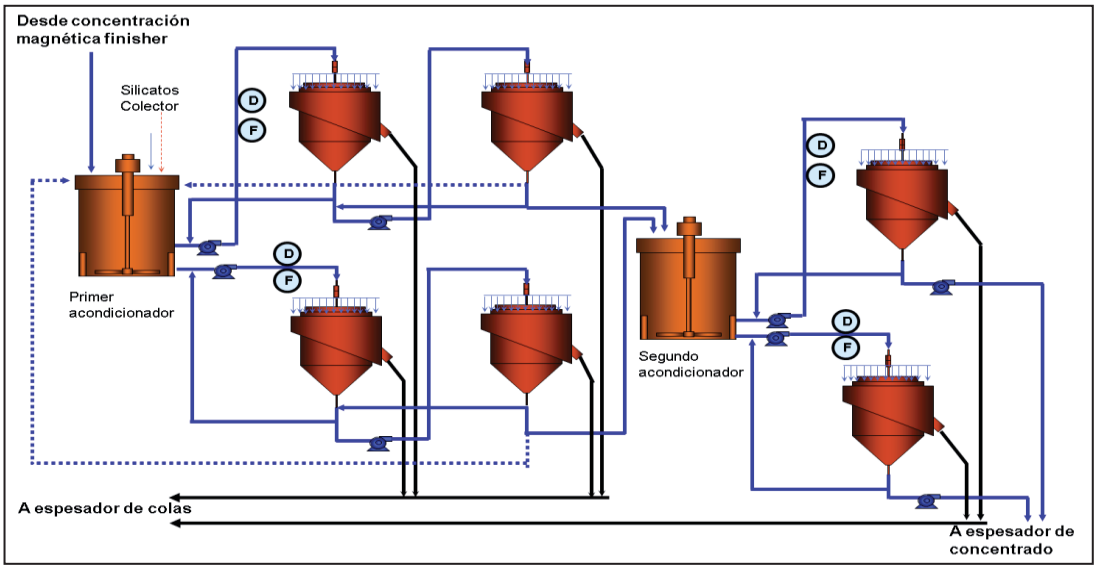


Figura 10. Flowsheet etapa de flotación de SiO_2.

1.3.5.9.- Espesamiento de Concentrado.

Se efectúa en un espesador de 32 m Ø.

1.3.5.10.- Almacenamiento de Concentrado.

Dos estanques agitadores con capacidad de 2.915 m^3 (8 horas de operación efectiva), con dimensiones de 16,0 m Ø y 14,5 m de alto.

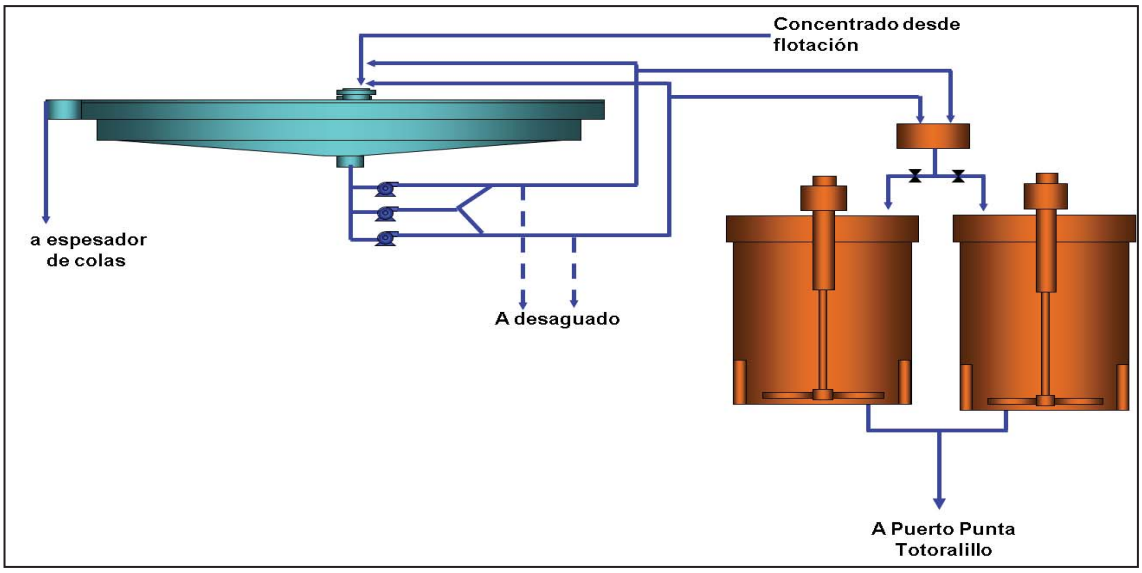


Figura 11. Flowsheet etapa de almacenamiento de concentrado.

1.3.5.11.- Espesamiento de Relaves.

Las colas provenientes de la concentración magnética rougher secundaria, hidroseparador, concentración magnética finisher y flotación neumática son enviadas al espesador de relave de 62 m Ø.

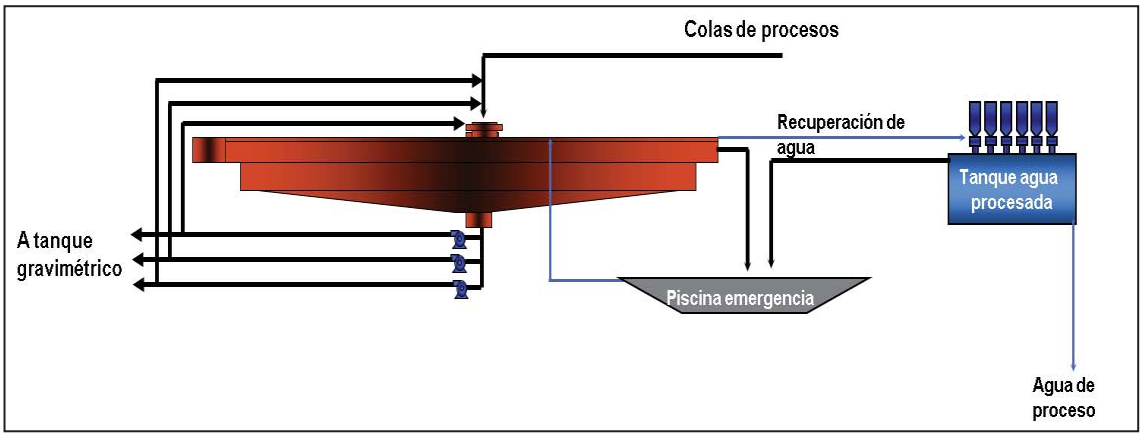


Figura 12. Flowsheet etapa de espesamiento de relaves.

1.3.5.12.- Concentraducto.

El concentrado final obtenido en planta magnetita es transportado a la planta de filtrado ubicada en puerto Punta Totoralillo a través de una cañería de acero de alta resistencia denominada concentraducto, con un diámetro nominal de 10'' y una longitud aproximada de 120 km.

En la siguiente figura 13 se observa el diagrama de estación de bombas y concentraducto.

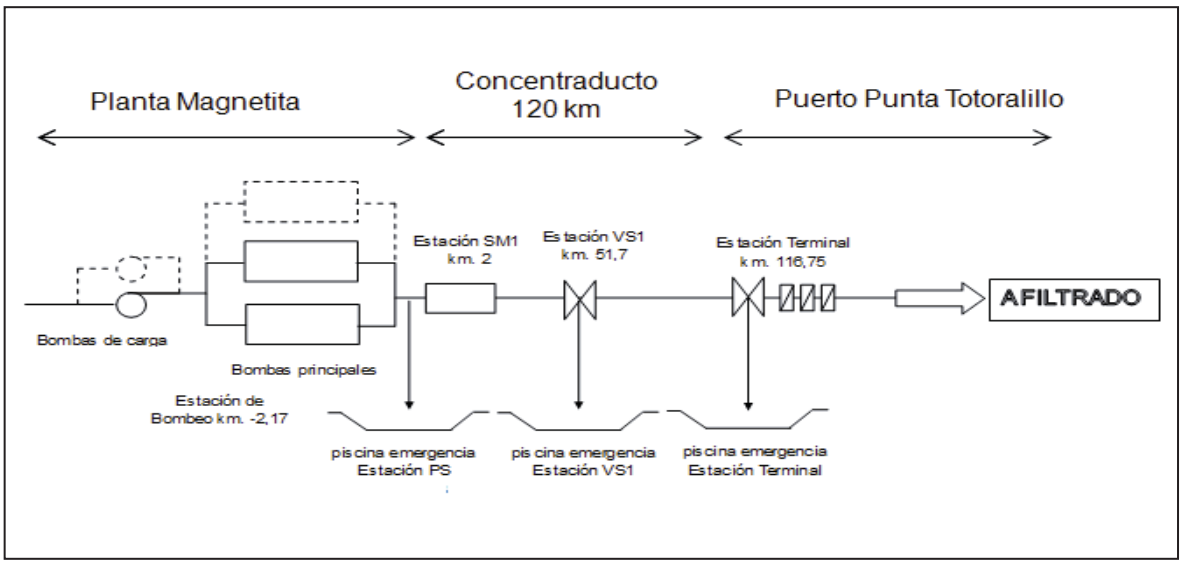


Figura 13. Diagrama de estación de bombas y concentraducto.

1.3.5.13.- Filtrado.

La planta de filtrado consta de tres filtros cerámicos Larox Ceramec CC-144.

2. ASPECTOS TEÓRICOS

2.1.- Flotación

El mineral en una operación minera está compuesto por diversas especies, algunas de ellas de valor comercial (generalmente las menos abundantes) y otras de menor valor o sin valor relativo (ganga).

El procesamiento de minerales sigue a la explotación minera con el objetivo de: preparar el mineral para la extracción del metal valioso (menas metálicas) o entregar un producto final (minerales industriales y carbón).

Tras el procesamiento, el producto adquiere un valor de mercado y puede transarse. Por lo tanto el procesamiento de minerales genera el primer producto comercializable o con precio y mercado de referencia.

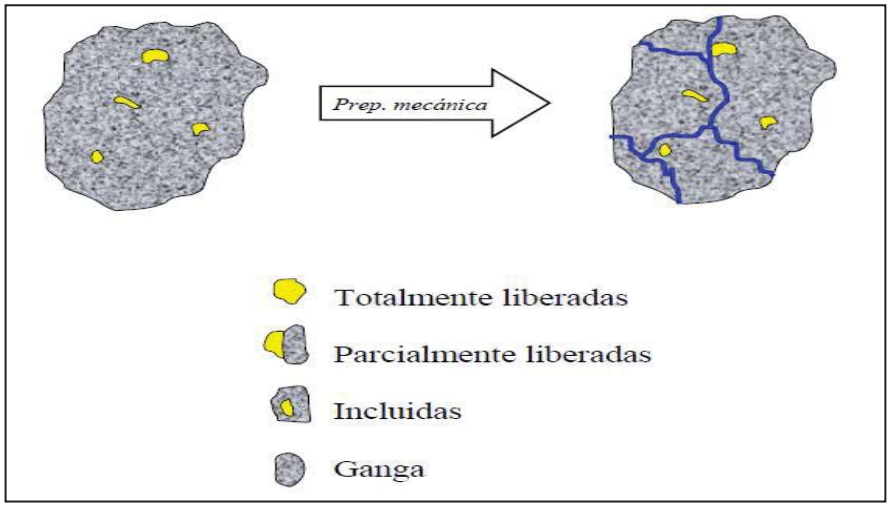


Figura 14. Liberación de partícula mineralizada.

2.1.1.- Métodos de concentración.

Los métodos de concentración de minerales se basan en diferentes propiedades para separar el mineral de interés de la ganga:

En la tabla 1.1 se indican los diferentes métodos de concentración según las propiedades del mineral.

Propiedad del mineral	Método de concentración
Color **Reflectancia** **Nivel de radioactividad**	Concentración por selección (sorting)
Densidad	Concentración gravitacional
Susceptibilidad magnética	Concentración magnética
Conductividad	Concentración electrostática
Hidrofobicidad	Concentración por flotación

Tabla 1.1. Diferentes métodos de concentración según propiedades del mineral.

La flotación de minerales corresponde a la separación de especies mineralógicas por diferencia de mojabilidad o hidrofobicidad.

Se dice que una partícula es hidrofóbica cuando no tiene afinidad por el agua, a diferencia de partículas hidrofílicas, que sí tienen.

Para lograr la separación es necesario contar con un sistema heterogéneo, que involucre más de una fase. En este caso se consideran las tres fases: sólido (mineral), líquido (agua) y gas (normalmente aire). Al introducir aire en forma de burbujas en una pulpa que contiene partículas de carácter hidrofílico e hidrofóbico, éstas últimas tienden a adherirse a las burbujas para así minimizar su contacto con la fase líquida. [2]

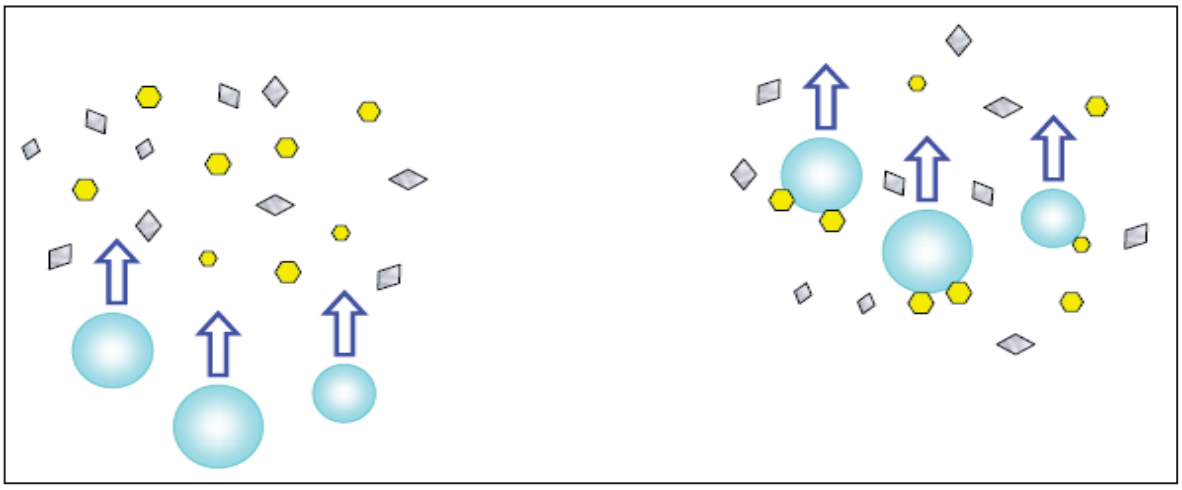


Figura 15. Recolección de partículas hidrofobias

2.1.2.- Zonas de colección y espuma

Para que ocurra la flotación deben coexistir dos zonas: colección y espuma. La pulpa entra en contacto con la fase gaseosa (burbujas) en la zona de colección, lugar donde se produce la unión partícula(s) burbuja. Estos agregados ascienden hasta llegar a una zona de espuma, la cual, producto de la adhesión selectiva en la zona de colección, contiene preferentemente partículas hidrofóbicas. [3]

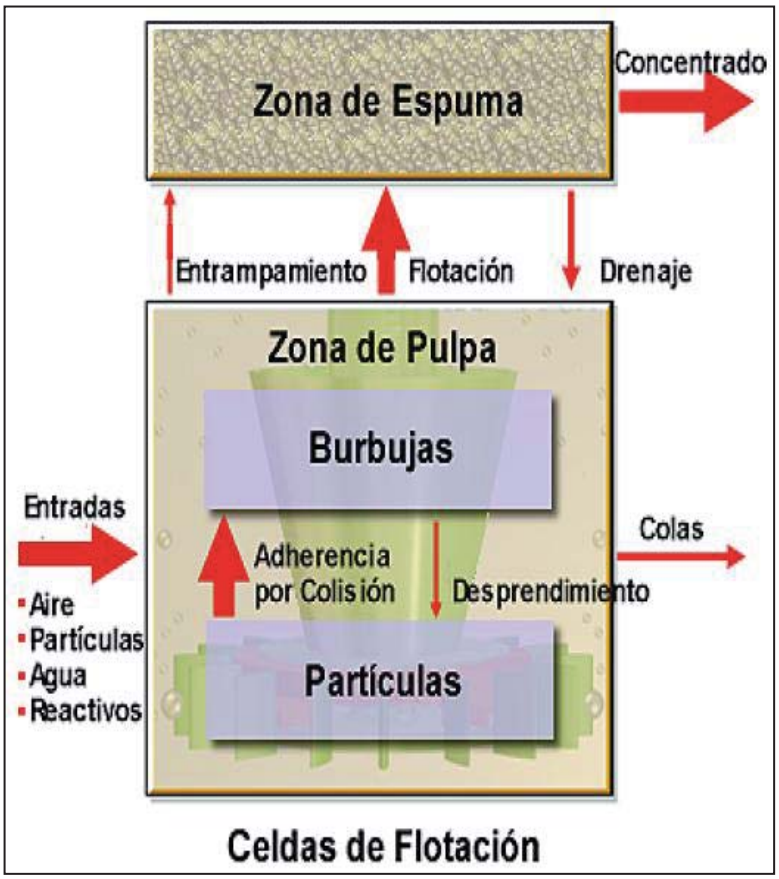


Figura 16. Zonas de colección y espuma en una celda de flotación.

2.1.3.- Conceptos fundamentales

Los índices de evaluación del proceso de flotación son: recuperación metalúrgica, recuperación en peso, razón de concentración, razón de enriquecimiento:

- **<u>Recuperación metalúrgica:</u>** Es la razón entre la masa del material útil obtenido en el concentrado y la masa de material útil de la alimentación.

- **Recuperación en peso:** Es la razón entre la masa del concentrado y la masa de la alimentación.

- **Razón de concentración:** Es la razón entre la masa de alimentación y la masa de concentrado.

- **Razón de enriquecimiento:** Es la razón entre la ley del componente deseado en el concentrado y la ley del mismo componente en la alimentación.

2.1.4.- Recuperación vs. Ley

El objetivo de la concentración de minerales es maximizar tanto la recuperación como la ley del mineral de interés.

2.1.4.1.- Maximización de la ley.

Debido a que no todas las partículas se encuentran totalmente liberadas, la máxima ley obtenible se obtiene a una recuperación muy baja, la máxima ley se da a la mínima recuperación.

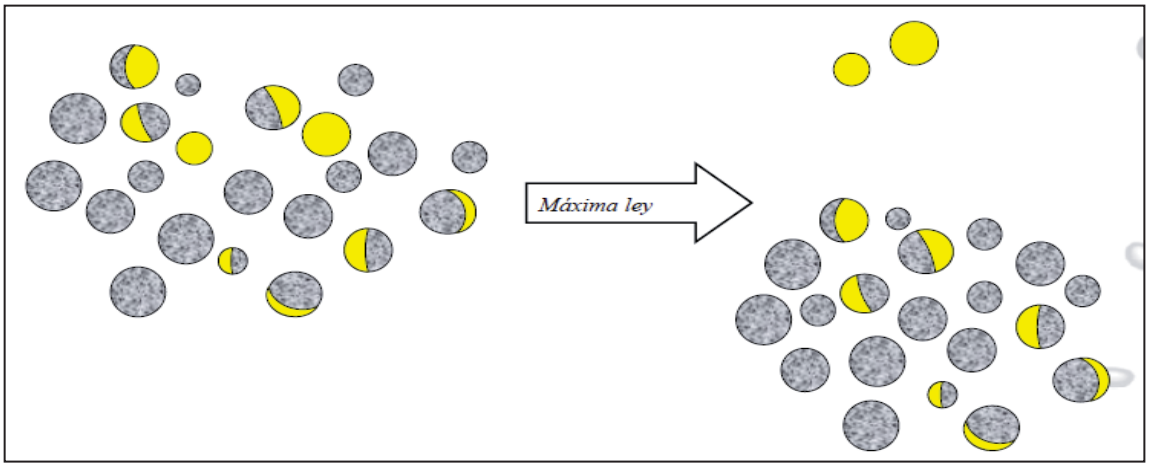


Figura 17. Esquema de maximización de la ley

2.1.4.2.- Maximización de la recuperación

Debido a la liberación, para recuperar el máximo del mineral de interés (100%) se tiene presencia de ganga en el concentrado, máxima recuperación la ley es mínima (asumiendo que no llega ganga totalmente liberada al concentrado).

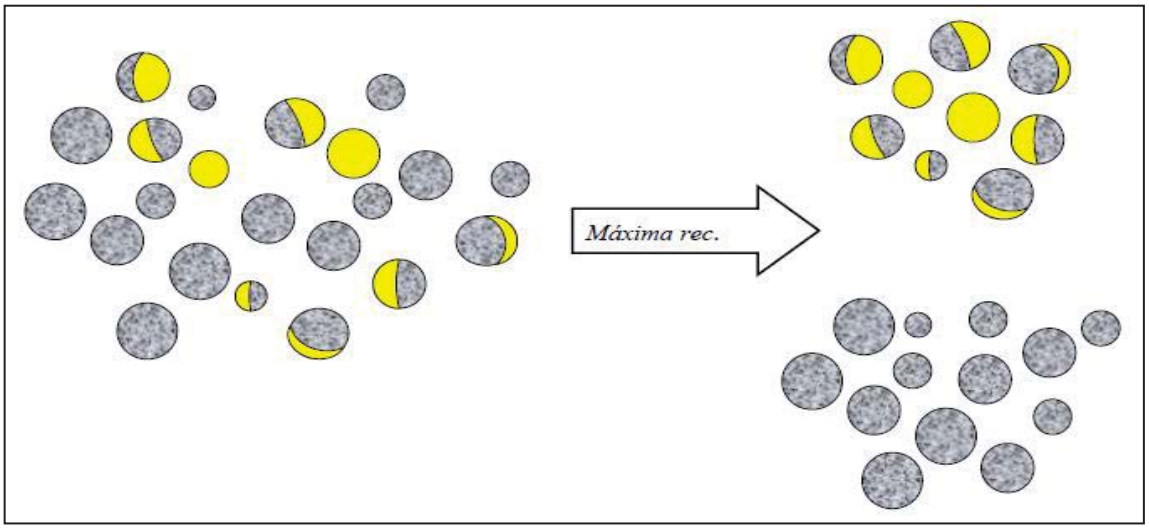


Figura 18. Esquema de maximización de la recuperación

La curva de recuperación y ley de concentrado grafica lo antes visto. Existe una relación inversa entre estas variables.

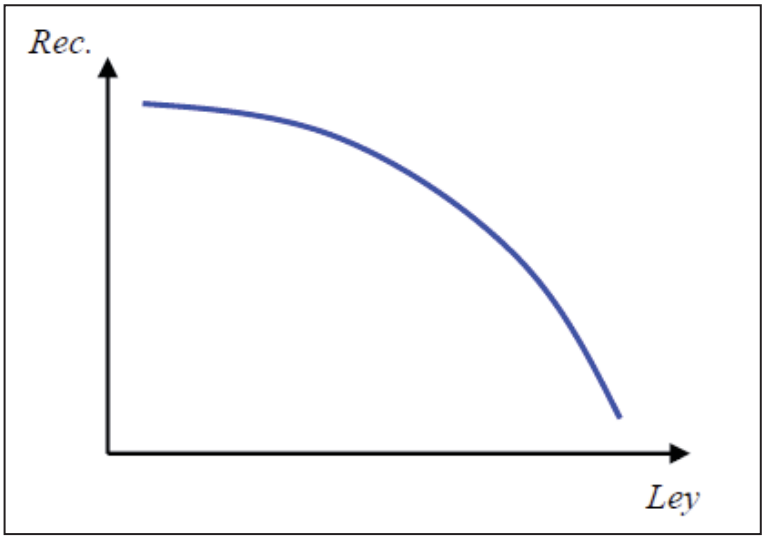


Figura 19. Esquema de recuperación v/s ley.

Como no se pueden maximizar ambos valores al mismo tiempo, se debe optar por una combinación de ellos que maximice el “óptimo económico” del proceso. [4]

2.1.5.- Fases presentes en flotación.

1. **Fase Gaseosa**

Constituida generalmente por aire (en algunos casos por otro gas), que se introduce y dispersa en la forma de pequeñas burbujas.

2. **Fase Líquida:**

Está constituida por agua con reactivos. El agua es polar, siendo ésta la causa de la hidratación superficial de algunos minerales en soluciones acuosas. Contiene generalmente iones (Cl-, Na+, K+, Ca++, SO4 =, etc.), impurezas y contaminantes naturales. [4]

3. **Fase Sólida:**

Está constituida por partículas de mineral finamente molidas. Las propiedades superficiales de los minerales dependen de su composición y estructura y pueden ser modificadas mediante el uso de reactivos.

2.1.6.- Polaridad en minerales.

En relación con su afinidad con el agua, los minerales pueden presentar propiedades hidrofóbicas (sin afinidad) e hidrofílicas (con afinidad), que determinan su flotabilidad natural.

1. **Minerales Apolares**:

Son **hidrofóbicos** (no reaccionan con los dipolos del agua), ejemplo: azufre nativo, grafito, molibdenita y otros sulfuros. Son de estructura simétrica, no intercambian electrones dentro de sus moléculas, no se disocian en iones y son en general químicamente inactivos.

2. **Minerales Polares**:

Son **hidrofílicos** los sólidos tienen la capacidad de hidratarse), ejemplo: óxidos. En estos minerales su estructura es asimétrica, intercambian electrones en la formación de enlaces (enlace iónico) y tienen extraordinaria actividad química en general.

2.1.7.- Reactivos en flotación

Se clasifican en tres grupos principales:

1. **Colectores:** Su función principal es la de proporcionar propiedades hidrofóbicas a las superficies de los minerales

2. **Espumantes:** Se utilizan para generar una espuma estable y un tamaño de burbuja apropiado

3. **Modificadores:** Sirven para crear condiciones favorables en la superficie de los minerales, principalmente para el funcionamiento selectivo de los colectores

2.1.7.1.- Colectores.

La mayoría de los minerales son naturalmente hidrofílicos. Para lograr separarlos por flotación su superficie debe ser transformada selectivamente en hidrofóbica. Esto se logra regulando la química de la pulpa y agregando reactivos que se adsorban selectivamente

en dicha superficie entregándole características hidrófobas. Estos reactivos se denominan colectores.

Pocos minerales son hidrofóbicos por naturaleza, e.g. molibdenita, lo que hace posible su flotación sin el uso de colectores. De igual modo, es práctica común ayudarse con colectores suplementarios

Compuestos orgánicos cuya función es tornar hidrofóbicas las superficies de los minerales. Los más comunes son iónicos siendo compuestos heteropolares solubles en agua. Su grupo polar es la parte activa que se adsorbe (física o químicamente) en la superficie de un mineral. La parte apolar se orienta hacia la fase líquida, sin interactuar con ésta. [4]

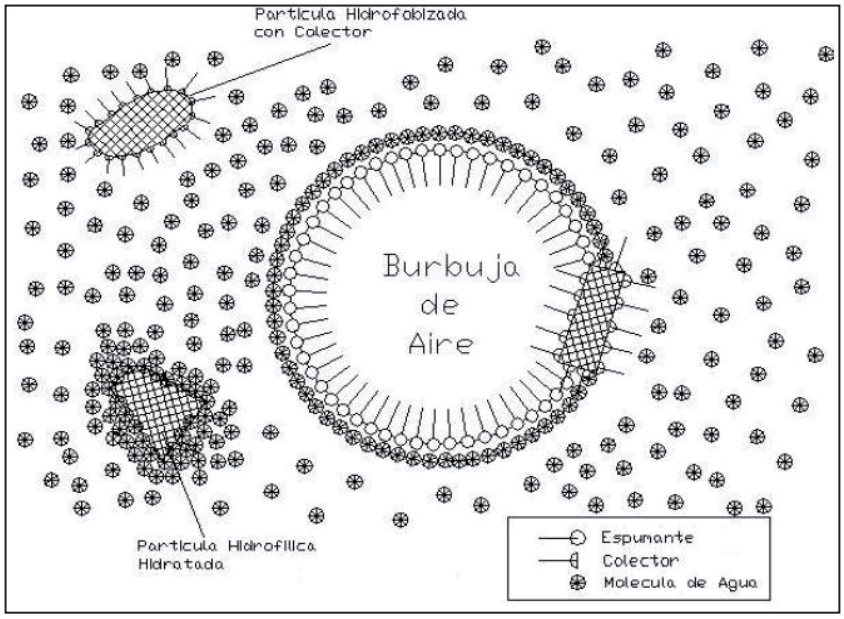


Figura 20. Interacción colector y burbuja de aire

2.1.7.1.2.- Clasificación de los colectores

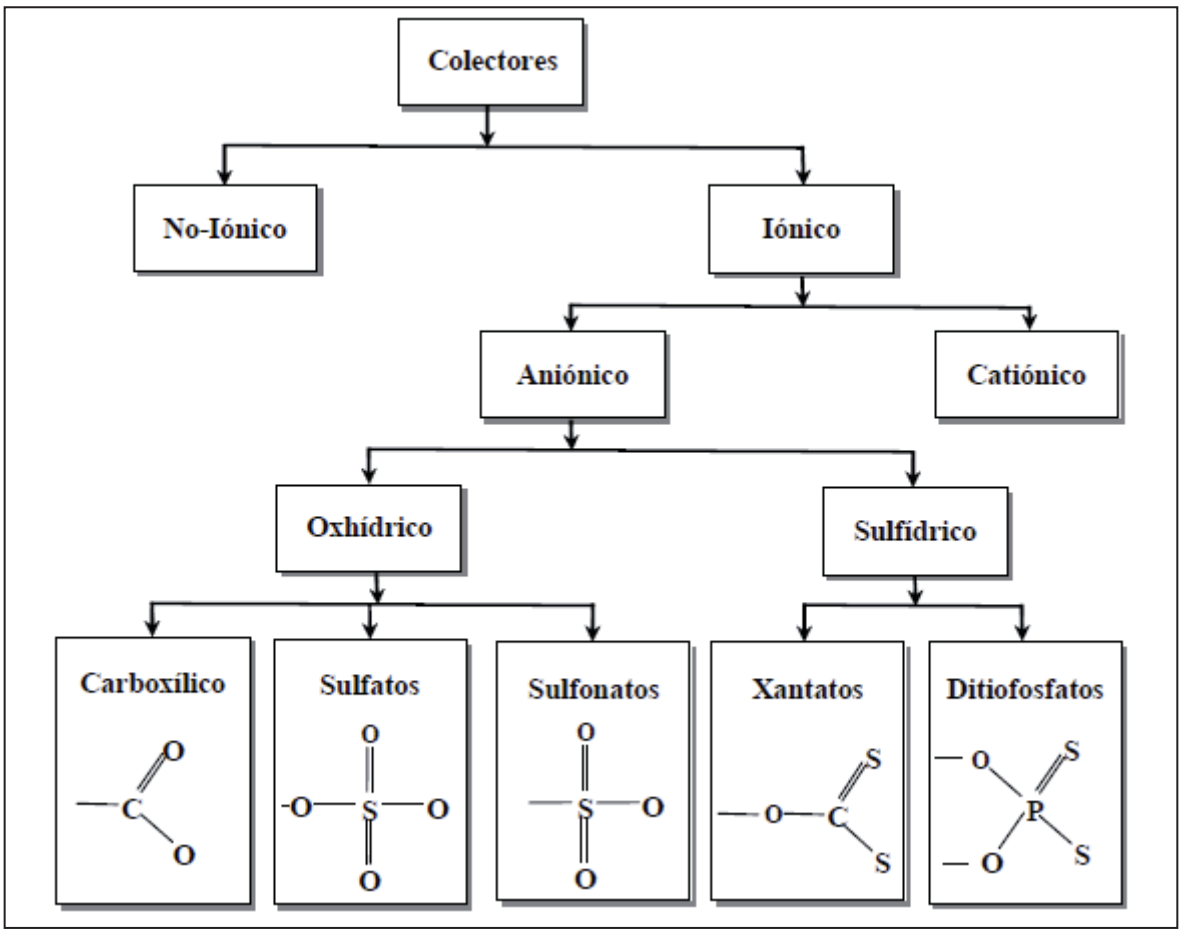


Figura 21. Clasificación de los colectores.

2.1.7.2.- Modificadores.

Crean condiciones favorables en la superficie de los minerales para el funcionamiento selectivo de los colectores. En primer lugar están los reguladores de ph (ácidos y bases inorgánicos) que mediante un mecanismo iónico, influyen el potencial electrocinético y la película hidratada de los minerales. Además, están los activantes, que son reactivos que favorecen la formación de superficies hidrofobicas; y los depresores, que favorecen la hidratación de las superficies minerales.

2.1.7.3.- Espumantes.

Son reactivos tenso activos de carácter heteropolar, que se adsorben selectivamente en la inter fase gas líquido para formar una espuma estable. La parte apolar es, generalmente, un radical orgánico; y la parte polar se caracteriza por la presencia del grupo hidroxilo (fenoles, cresoles, trepineoles), que los hace hidrofilicos. A veces el grupo hidroxilo esta reemplazado por grupos hidrofilicos que contiene nitrógeno, como en el caso de las aminas aromáticas (ortoluidina) y piridinas. En general, son productos de la destilación de sustancias naturales (acido cresilico, aceite de pino, aceite de eucalipto), y por esta razón, su composición es bastante compleja, en el sentido de que son compuestos de varios productos químicos.
Los espumantes en algunos casos tienen propiedades colectoras y viceversa. Este carácter de funciones dobles, generalmente, dificulta el estudio de una formula de flotación. La tendencia moderna en la síntesis de reactivos de flotación, es la de producirlos con una sola función [2]

2.1.8.- Flotación de minerales oxidados.

El carácter hidrofilico de estos minerales, determina que interactúen fuertemente con el agua, adquiriendo su superficie una carga eléctrica, cuya magnitud y signo depende del pH de la fase liquida, y del valor del ZPC (punto de carga Zero).
Los colectores utilizados para la flotación de óxidos, son compuestos orgánicos formados por una larga cadena de carbones, con un extremo polar que se ioniza. Este extremo iónico, debido a una atracción electrostática, se adsorbe sobre la superficie del mineral, orientando su cadena hacia la fase liquida.
Existe un amplio rango de métodos para la separación de minerales oxidados por flotación. Generalmente, son dos los esquemas utilizados:

- Flotación con ácidos grasos o aminas como colectores.

- Activación, por ejemplo, usando sulfuro de sodio para convertir la superficie del oxido en sulfuro (sulfidizacion), seguido por flotación con tiocolectores tales como los xantatos.

La técnica de flotación utilizando ácidos grasos, no es muy selectiva y puede ser aplicada solo a unos pocos minerales, con características relativamente insolubles. Si existieran minerales solubles, los iones metálicos liberados en la solución pueden crear una activación indeseable de la ganga. También, para la flotación con ácidos grasos, la ganga no debe contener pirita o pirrotita, ni ser de carácter acidico. El segundo procedimiento, la sulfidizacion, es más selectivo y eficiente.

2.1.9.- Flotación neumática

2.1.9.1.- Celdas Neumáticas

Las celdas neumáticas de flotación se diferencian de las celdas mecánicas convencionales en cuatro aspectos básicos: [4]

1. Ausencia de agitación mecánica.

2. Sistema de generación de burbujas.

3. Agua de lavado.

4. Geometría (relación altura: diámetro efectivo).

Las celdas neumáticas se clasifican según la forma de contactar la pulpa y el aire en: columnas contra-corriente y columnas co-corriente.

1. **Columnas contra corriente**

En una columna contra-corriente se distinguen dos zonas:

a) Zona de colección: desde la entrada del aire hasta la interface pulpa-espuma.
b) Zona de limpieza: desde la interfase pulpa-espuma hasta el rebalse.

2. **Columnas co-corriente**

Un interesante punto de discusión ha sido planteado respecto a la baja eficiencia del contacto entre partículas de mineral y burbujas en la zona de pulpa de las columnas de flotación. En este sentido, los diseños alternativos de celdas neumáticas están provistos con un tubo de contacto descendente “downcomer”, similar a un “reactor flujo piston co-corriente ideal”. Este tubo permite el contacto intensivo entre la pulpa y las burbujas en muy corto tiempo y con alta concentración de gas. La Figura 22 (a) muestra la celda Jameson, que es la más popular celda de contacto co-corriente, principalmente en la industria del carbón.

Otra celda de contacto co-corriente de uso comercial es la celda neumática tipo EKOF, Figura 22 (b).

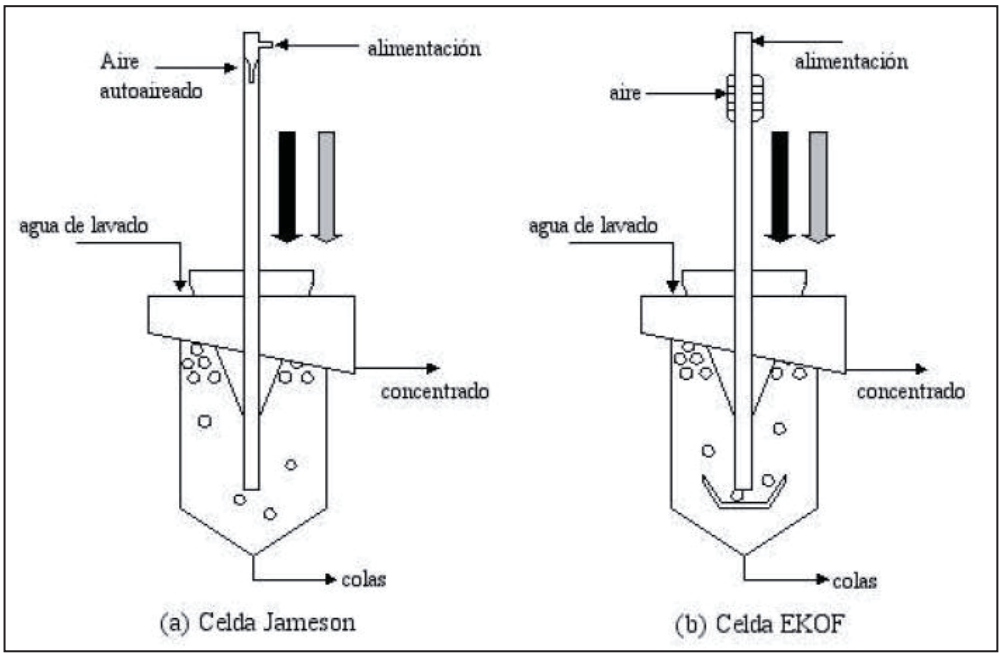


Figura 22. Tipos de celda neumáticas de flotación co-corriente.

2.1.9.2.- Las Unidades de Aireación.

1. **Reactores Aireados por Fuente Externa.**

Estos reactores requieren de aire comprimido. Aquí son de importancia los materiales elegidos para los componentes responsables de la introducción y distribución de aire. La pulpa pasa al dispositivo de aireación en sentido transversal, con velocidades

comprendidas entre 6 y 10 m/s. este reactor, consiste en ranuras muy estrechas (de 25 a 100 micrómetros de ancho), o también en diafragmas perforados.

En la zona de aireación, el canal anular de la pulpa queda limitado a un ancho de 10 a 12 mm; de no ser así, disminuiría la intensidad del mezclado y, con ello, la efectividad de la flotación.

Para hacer frente a mayores capacidades de tratamiento, se conectan varios reactores en paralelo.

2. Reactores Auto aspirantes.

Estos reactores no requieren aire comprimido, sino que aspiran el aire según el principio de venturi, a través de correspondientes elementos interiores cerámicos que lo dispersan en la pulpa que los traspasa.

Este tipo de dispositivo de aireación, es suministrado en diversos tamaños. La efectividad de estos es tan grande, que basta solo una unidad por celda para obtener excelentes resultados.

En la figura 23 se observa el distribuidor de pulpa al interior de la celda de flotación neumática de planta magnetita.

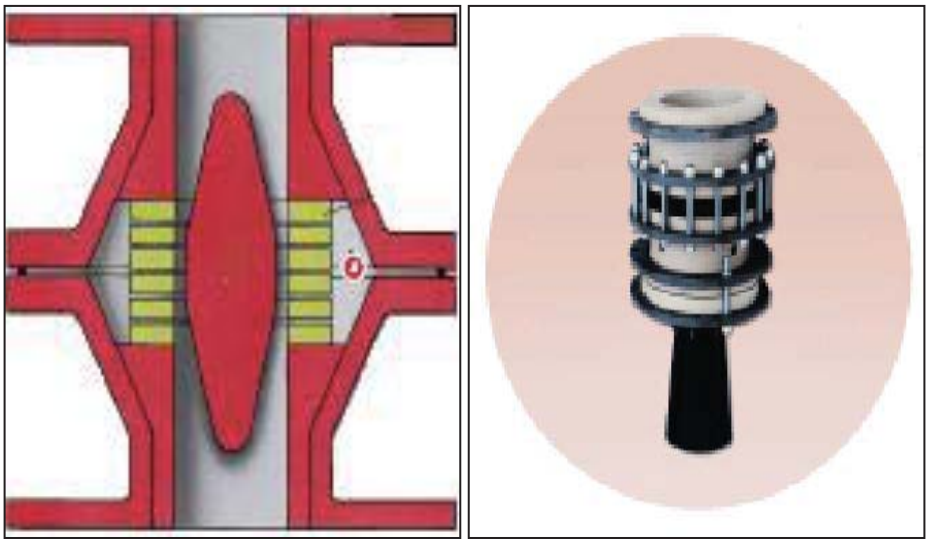


Figura 23. Dispositivo de aireación (con inyección de aire y autoaspirante).

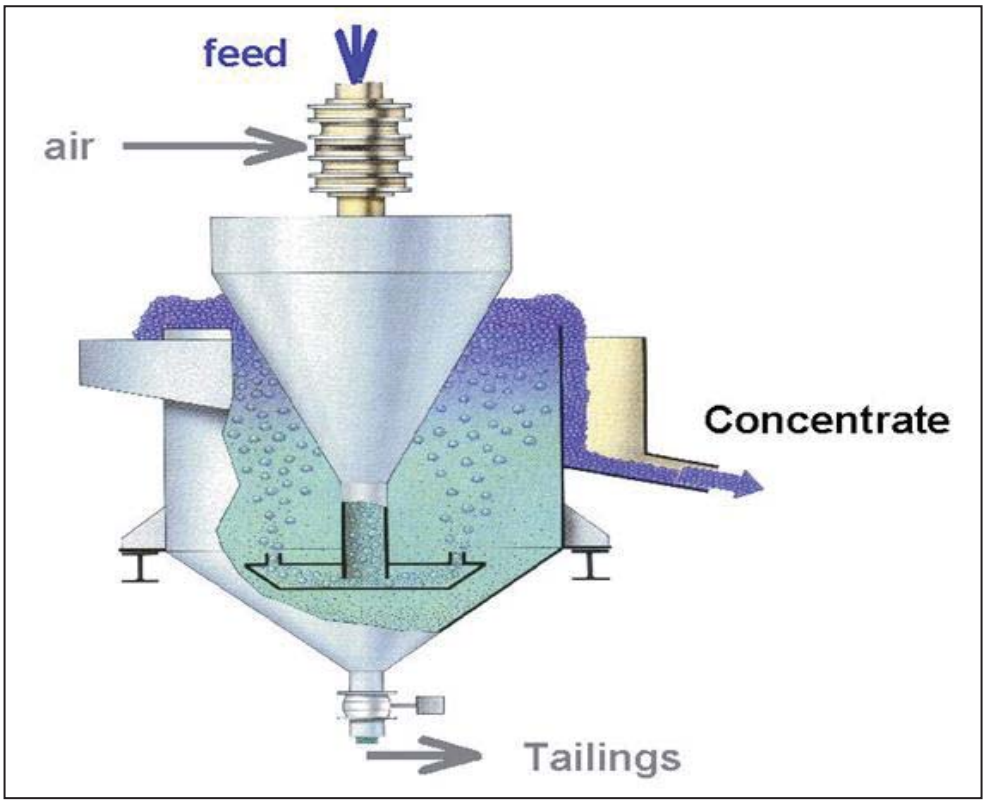


Figura 24. Vista en corte de una celda neumática modelo PNEUFLOT M-FV50NS

En la figura 25, se indica la celda utilizada en planta magnetita y sus partes, modelo pneuflot cell fabricada por KHD, de 5,5 m de diámetro.

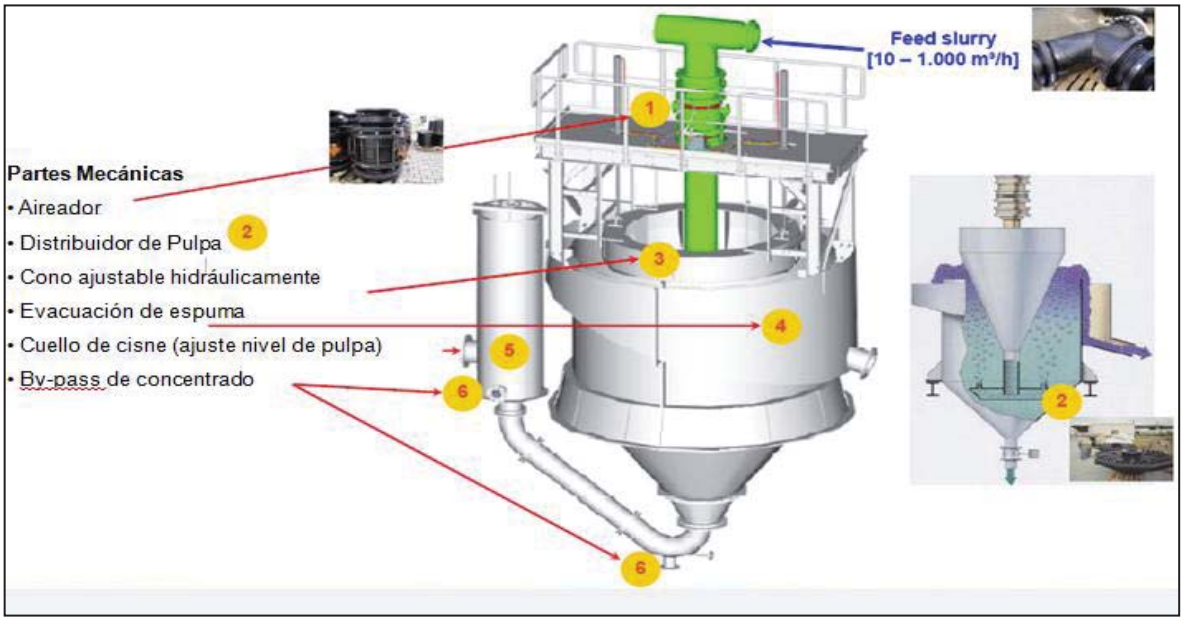


Figura 25. Celda modelo “pneuflot cell” de KHD utilizada en planta magnetita.

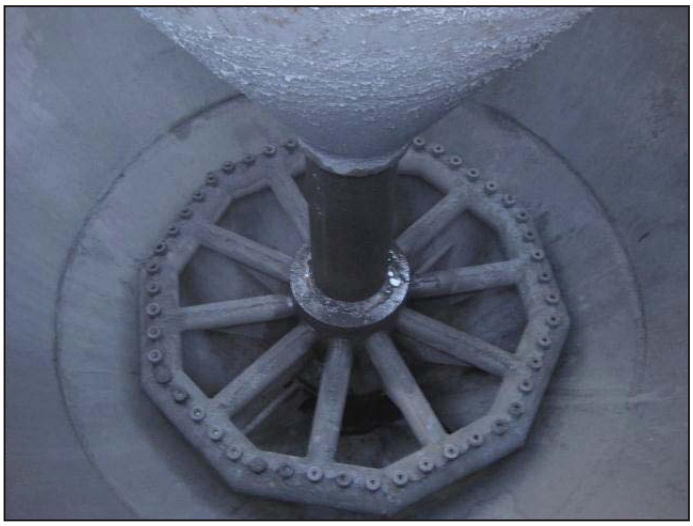


Figura 26. Distribuidor de pulpa celda de flotación neumática planta magnetita.

2.1.9.3.- Características generales de las celdas de flotación neumática.

- La celda no tiene elementos mecánicos móviles interiores.
- La celda es auto aspirante y generador de abundantes burbujas finas. Alto gas holdup.
- Posee una alta cinética de flotación debido a su alto gas holdup.
- Las celdas trabajan es serie y son de manejo individual no por bancada, área de instalación es un 40% del área en celdas convencionales.
- La celda se alimenta por bomba a presiones de 2 bar ó 3,5 bar y posee un ajuste operacional del área de evacuación de concentrado a necesidad de la operación en cualquier momento.
- La celda se caracteriza por su muy baja mantención, bajo consumo de energía y muy bajo nivel de ruido.
- Los circuitos pueden ser totalmente automatizados, con panel de control local y centralizado.
- Las celdas flotan partículas normales y muy finas en soluciones de retorno.

2.1.9.4.- Comparación Entre Celdas Mecánicas y Neumáticas

Las columnas de flotación difieren significativamente de las celdas de flotación tanto en su diseño como en la filosofía de operación. Los estudios comparativos de desempeño de columnas de flotación y celdas mecánicas, realizados a escala piloto, semi-industrial e industrial, permiten concluir lo siguiente:

a) Recuperación.

Una mayor concentración y área superficial de burbujas obtenida en las columnas permite elevar la probabilidad de colisión entre las partículas de mineral y las burbujas y, por lo tanto, mejorar la recuperación.

Por otra parte, la menor disipación de energía, lo que significa una menor intensidad de mezclado, en la zona de colección reduce la ruptura de agregados burbuja-partícula. Otro factor importante en la recuperación de partículas gruesas y finas es el mayor tiempo de residencia efectivo de las burbujas en la columna. Puesto que las burbujas generadas en la base de la columna recorren toda la zona de colección, su tiempo de residencia es mayor que el de una celda mecánica de capacidad comparable. El efecto de todos estos factores combinados tiene como resultado un aumento en la recuperación del mineral de interés.

b) Ley

.

La columna de flotación puede generar concentrados con leyes más altas que las celdas de flotación. Este aumento en la ley se debe a los siguientes factores:

- La menor turbulencia en la interface pulpa-espuma minimiza el arrastre hidráulico de las partículas hidrófilas desde la zona de colección a la zona de limpieza.
- La mayor altura de espuma, aproximadamente 1 [*m*], representa un mayor tiempo de residencia y una mayor probabilidad de que las partículas de ganga, arrastradas por las burbujas, retornen a la zona de colección.
- El uso de agua de lavado reduce la cantidad de partículas hidrofilas arrastradas desde la zona de colección a la espuma a través del desplazamiento de agua de alimentación contenida en la pulpa.

Esta acción de limpieza es una de las principales razones para el uso de columnas principalmente en las etapas de limpieza (cleaner) en diversos circuitos de concentración de minerales.

2.1.9.5.- Aplicaciones de las Celdas Neumáticas.

Las celdas neumáticas permiten reducir notablemente el volumen de las inversiones a realizar e nuevas instalaciones. Gracias al reducido espacio requerido y fácil montaje, permite ampliar o modificar plantas ya existentes. Teniendo en cuenta sus ventajas económicas, las celdas neumáticas son recomendables para cualquier aplicación en que se utilice, o pueda utilizarse, celdas de agitación mecánica: [6]

- Minerales de metales no ferrosos sulfurados, tales como los minerales de cobre, plomo, zinc, níquel.

- Minerales oxidados de hierro, cobre y estaño.
- Minerales industriales, tales como los fosfatos, la magnesita, el espato-flúor, el cuarzo, la caliza.
- Sales potásicas, sal gema, kieserita
- Carbones
- Tratamiento de aguas residuales de la industria química, fabricación de automóviles, grandes talleres de barnizado, producción y elaboración del acero, extracción y refinación de petróleo, industria alimenticia, estaciones depuradoras de agua, vertederos.
- Flotación como proceso importante para la descontaminación de suelos.
- Reciclado de papel y plásticos
- Eliminación de las cenizas volantes y del yeso de la desulfuración de gases.
- Separación solido-liquido, vía flotación en procesos bioquímicos.

2.3.- Diseño experimental.

2.3.1- Diseño experimental factorial 2^3.

El diseño y análisis de experiencias de una investigación sistemática que maneja un gran volumen de información debe ser canalizada y planificada según el método de diseño experimental. [5]

Existen variados sistemas de planificación en función de los requerimientos, modelos esperados y exactitud requerida, en lo que respecta al siguiente trabajo se utilizaron diseños factoriales 2^n, esto considerando el tiempo para realizar las experiencias y los rangos de las variables estudiadas, los que permitían plantear con satisfacción un modelo de primer orden, a continuación definiremos en forma secuencial la metodología para el diseño de experiencias.

Etapas de un diseño experimental		
Etapa	Definición	Consideraciones a realizar
Idea o conjetura experimental	Se define el problema a estudiar.	- Definición del Problema - Elección de funciones respuesta - Selección de factores a variar - Elección de los niveles de estos factores
Diseño	Diseñar todas las experiencias	- Número de observaciones necesarias - Orden de Experimentación - Modelo matemático que describa la experiencia
Análisis	Recolección de resultados	- Colección y presentación de datos - Calculo de test estadísticos - Interpretación de resultados

Tabla 2. Etapas de un diseño experimental

Es importante además definir los siguientes conceptos:

- **Niveles de un factor:** Son los distintos valores asignados a un factor o variable, por ejemplo si la variable a la altura del cuello de cisne, sus niveles son 0 metros (nivel bajo) y 0,4 m (nivel alto).

- **Respuesta:** Es el resultado numérico de una experiencia, en el caso de este trabajo las respuestas del sistema estudiadas fueron: recuperación metalúrgica y %Fe total del concentrado, los cuales se detallan más adelante.

- **Efecto de un factor**: Es la variación en la respuesta, producida por un cambio en el nivel del factor. Cuando se examina un factor en dos niveles solamente, el efecto es solamente la diferencia entre el promedio de las respuestas de todas las experiencias en el nivel superior menos el promedio en el nivel inferior. Si hay más de dos niveles, la anterior definición es incompleta. Por ejemplo en el caso de una experiencia el variar la altura del cuello de cisne (factor) de 0 a 0,4 metros, produjo una variación (efecto) en el porcentaje de recuperación metalúrgica de (–10,03), es decir, esta disminuyo en 10,03 puntos porcentuales.

- **Combinación experimental:** Es el conjunto de todos los factores empleados en una experiencia determinada, por ejemplo en un diseño 2^3, existen 8 combinaciones experimentales, las que se pueden observar en la tabla 4.

2.3.2.- Algoritmo de Yates

El algoritmo de yates es un método simple para calcular efectos e interacciones de un diseño factorial (2k) y a su vez proporciona seguridad para el posterior análisis de varianza. En general el diseño factorial consiste en la evaluación de una función respuesta en dos niveles previamente establecidos, entregando como efecto el resultado de esta función en promedio entre los niveles designados como alto y bajo.
Para graficar esta idea se muestra en la tabla 3 las variables A, B y C y la respectiva combinación experimental en la tabla 4.

FACTORES	NIVEL MINIMO (-)
PRESION DE AIRE (a)	-12 PSI
POSICION CUELLO DE CISNE (b)	0 METROS
POSICION DEL CONO (c)	0 METROS

Tabla 3. Factores con sus respectivos niveles de un diseño experimental 2^3.

CONDICIONES	PRESION DE AIRE	ALTURA DE C. CISNE
1	-	-
a	+	-
b	-	+
ab	+	+
c	-	-
ac	+	-
bc	-	+
abc	+	+

Tabla 4. Combinación experimental de un diseño factorial 2^3 con sus respectivas respuestas.

2.3.2.1.- Construcción del algoritmo de Yates

La construcción del algoritmo de yates es simple, en este caso se ejemplificará con la recuperación metalúrgica como respuesta, para lo cual se procederá de la siguiente forma: para comenzar y como base para la construcción de la columna (I), en la columna uno se instalan las condiciones (1, a, b, ab,c, ac, bc y abc) luego, en la columnas 2 y 3 se agregan las respuestas 1 y 2 de cada condición. Para obtener la cuarta columna (Yates), se suman las respuestas 1 y 2. Luego comienza el algoritmo en sí, la primera mitad de la columna (I) se construye sumando los dos primeros términos de la columna anterior (Yates), y luego los dos siguientes y así sucesivamente hasta llegar al último par, la segunda mitad se construye restando los dos primeros pares (197,06 – 189,99) y luego los siguientes hasta completar la columna.

Las columnas (II) y (III) se generan de la misma forma usando los miembros de la columna anterior respectiva.

La casilla efectos se construye dividiendo por 8 (debido a $nx2^{k-1}$); donde n corresponde al duplicado, o sea 2 y k corresponde al diseño factorial $2^{k=3}$) la columna (III) y la suma de cuadrados se obtiene de elevar al cuadrado la columna de los efectos y dividirla por 16 (debido a $nx2^{k}$). El cálculo de efecto, suma de cuadrados del efecto y suma de cuadrados del error se indican en las siguientes figuras.

$$\text{Efecto } A = \frac{\text{Contraste } A}{n2^{k-1}}$$

Figura 27. Cálculo de un efecto.

$$SC_{EFECTO} = \frac{(\text{Contraste}_{EFECTO})^2}{n2^k}.$$

Figura 28. Cálculo de la suma de cuadrados de un efecto.

$$SC_T = \sum_{i=1}^{2}\sum_{j=1}^{2}\sum_{l=1}^{2}\sum_{m=1}^{n} y_{ijlm}^2 - \frac{Y_{...\bullet}^2}{n2^k},$$

Figura 29. Cálculo de la suma de cuadrados del error.

Finalmente, la suma de cuadrados del error se calcula por sustracción. Con esta información se puede escribir la tabla del ANOVA para el diseño. (Tabla 8)

Condiciones	Respuesta 1	Respuesta 2	Yates	I	II	III Contraste	Efecto	SC
1	98,42	98,64	197,06	387,05	722,70	1439,58	-	-
a	94,43	95,56	189,99	335,65	716,88	-124,60	-15,57	970,31
b	94,68	94,83	189,51	372,86	-50,44	-80,25	**-10,03**	402,46
ab	73,16	72,98	146,14	344,02	-74,16	-67,83	-8,48	287,59
c	98,30	98,78	197,09	-7,07	-51,40	-5,82	-0,73	2,12
ac	86,88	88,89	175,77	-43,37	-28,84	-23,72	-2,97	35,18
bc	99,10	99,33	198,43	-21,32	-36,30	22,56	2,82	31,81
abc	72,72	72,87	145,59	-52,85	-31,53	4,77	0,60	1,42

Tabla 5. Algoritmo de yates para el cálculo de efectos (con duplicado) y varianzas de un diseño factorial 2^3.

2.3.3.- ANAVA (ANOVA) Análisis de varianza.

Es un análisis de varianza asociada a un diseño factorial, el cual se realiza para verificar los niveles de significación estadística de los efectos identificados, tanto de los efectos individuales como de las interacciones. Para la construcción del ANAVA, se utilizan los resultados del algoritmo de Yates, suma de cuadrados (novena columna, tabla 5), los cuales permiten obtener la varianza, a partir del error cuadrático medio fraccionado por los grados de libertad de cada experiencia, lo cual se puede observar en la tabla 6. Se obtiene según indica la tabla 8.

Condiciones	SC	GL	CM	F_0
a	970,31	1	970,31	2727,25
b	402,46	1	402,46	**1131,20**
ab	287,59	1	287,59	808,33
c	2,11	1	2,11	5,95
ac	35,17	1	35,17	98,86
bc	31,80	1	31,80	89,39
abc	1,42	1	1,42	4,00
ERROR	2,84	8	0,35	
TOTAL	1733,73	15		

Tabla 6. ANAVA asociado a un diseño factorial 2^3.

La distribución de Fisher permite comparar varianzas según la hipótesis nula que implica que “El efecto o variación en la respuesta es producto del error experimental” en términos estadísticos, H_o : S^2 efecto = S^2 error experimental.

En el caso desarrollado podemos observar que la variación de la altura del cuello de cisne de 0 – 0,4 metros produce un efecto en la recuperación metalúrgica a modo de diminuirla en 10,03 puntos porcentuales lo cual se puede afirmar con un 95% de significación que esta variación se debe al variar el factor y no a un error experimental.
La conclusión anterior se puede obtener mediante los siguientes pasos:

Primero vemos cual es el efecto del factor, en este caso la altura del cuello de cisne (marcado con rojo y en negrita, tabla 5), luego podemos decir que al variar la altura del cuello de cisne de 0 a 0,4 metros, produce un efecto de disminuir en 10,03 la respuesta (% Recuperación metalúrgica).

Ahora es necesario verificar si esta variación en la respuesta es producto del error experimental o de variar el factor entre sus niveles alto y bajo, para lo cual se plantea la hipótesis nula, la cual postula: H_0 = la variación en la respuesta fue producto del error experimental.

Luego para aceptar o rechazar la hipótesis nula es necesario tener claro como se obtiene la razón de varianzas, o F calculado (tabla 6, marcado en rojo y negrita), en función de los grados de libertad (para este caso son 1 y 8 para el caso de la suma del cuadrados del error), es importante destacar que este valor siempre debe ser mayor que 1.

Una vez calculado la razón de varianzas, se procese a buscar el F tabulado para los grados de libertad utilizados (tabla 7), por lo cual es de suma importancia tener claro como se obtuvo ese valor, en este caso corresponde a una distribución F (1,8), debido a que se obtuvo del cociente entre el cuadrado medio de la condición b (grados de libertad igual a 1) y el cuadrado medio del error (grados de libertad igual a 8)

Luego comparamos para un porcentaje de significación, en este caso, 95%, el F calculado (1131,2) con el F tabulado (5,32).

Finalmente se puede apreciar que el F calculado es mayor que el F tabulado, por lo que se rechaza la hipótesis nula con un 95% de significación, por lo que se concluye que la

variación en la recuperación metalúrgica fue producto de variar en nivel del cuello de cisne sus niveles bajo y alto y no producto del error experimental

Significación	distribución	Estadístico F
90%	Fisher (1,8)	3,45
95%	Fisher (1,8)	5,32
97,5%	Fisher (1,8)	7,57
99%	Fisher (1,8)	11,26

Tabla 7. Distribución de Fisher

Condición	Suma de Cuadrados	Grados de libertad	Cuadrado Medio	F0	p-value
a	SC_a	1	CM a	CM a / CM e	P (F > F_0)
b	SC b	1	CM b	CM b / CM e	P (F > F_0)
c	SC c	1	CM c	CM c / CM e	P (F > F_0)
ab	SC ab	1	CM ab	CM ab / CM e	P (F > F_0)
ac	SC ac	1	CM ac	CM ac / CM e	P (F > F_0)
bc	SC bc	1	CM bc	CM bc / CM e	P (F > F_0)
abc	SC abc	1	CM abc	CM abc / CM e	P (F > F_0)
error	SC e	$2^3(n-1)$	CM e		
total	SC t	$n2^3 -1$			

Tabla 8. Anova para el diseño 2^3.

3.- DESARROLLO EXPERIMENTAL.

3.1.- Evaluación el efecto de una variación en los diámetros de aireadores y distribuidores de las celdas.

3.1.1.- Justificación.

Se realiza esta experiencia con el fin de alcanzar los parámetros de diseño en cuanto a nivel de producción y tonelaje tratado en flotación. Se evalúan 2 condiciones que se describen a continuación:

1.- Condición modificada 1: Corresponde al aumento del diámetro de distribuidores y aireadores en la línea 1 mientras que la línea 2 se mantiene normal.

2.- Condición modificada 2: Corresponde al aumento del diámetro sólo de los distribuidores de la línea 1, mientras que la línea 2 se mantiene normal.

3.1.2.- Parámetros de operación

La tabla 9 indica los parámetros de diseño y parámetros de operación actuales de la etapa de flotación.

	Parámetros de diseño	Parámetros de planta
Rangos de alimentación		
Flujos:	900 m^3/h (1° celdas) 750 m^3/h (3° celdas) 450 tph	600 m^3/h (1° celdas) 560 m^3/h (3° celdas) 320 tph
Contenido de Fe	≈ 60%	≈ 59%
Contenido de SiO_2	≈ 10%	≈ 12%
Tamaño alimentación	≈ 80% - 325# Ty ≈ 5% + 200# Ty	≈ 82,4% - 325# Ty ≈ 5,8% + 200# Ty
Producción	8500 tpd	5.100 tpd
Rm Fe	≥ 83%, Feed 63% Fe ≥ 80%, Feed 60% Fe	≈ 71%
Rp	≈ 77%	≈ 62,5%

Tabla 9. Parámetros de operación de diseño y condición actual.

3.1.3.- Flowsheet etapa de flotación

En la figura 30 se muestra el flowsheet simplificado de la etapa de flotación con el objetivo de indicar los flujos correspondientes a cada celda. La etapa de flotación consta de 2 líneas en paralelo, con tres celdas de flotación tipo neumática cada una. Se realiza flotación de SiO2 para obtener el concentrado por la parte inferior. El acondicionador 1 recibe el concentrado finisher donde se agrega agua de dilución hasta obtener el % de sólidos requeridos, aquí se agrega el colector flotigam (colector cationico, derivado de n(3-(C10-C16-alquiloxi)propil)-1.3-Propanodiamina) con una dosificación de 180 g/ton. A través de las bombas se alimenta a las primeras celdas denominadas fs21301 y fs21305-5, estas a su vez alimentan a las segundas celdas fs21305-2 y 6 respectivamente, para así alimentar al cajón acondicionador número 2. Desde aquí se alimenta a las terceras

celdas fs21305-3 y fs305-7. Todas las colas flotadas en esta etapa son dirigidas a través de una canaleta al espesador de colas.

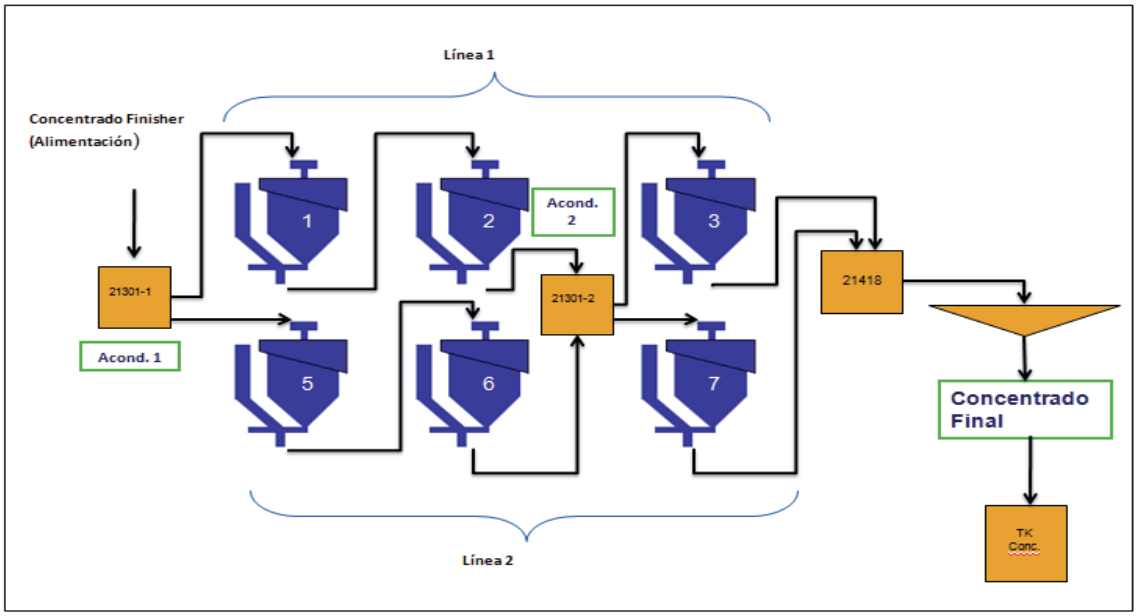


Figura 30. Flowsheet simplificado del proceso de flotación.

3.1.4.- Características de los aireadores y distribuidores

Se realiza el cambio de aireadores y distribuidores como se indica en las tablas 10 y 11.

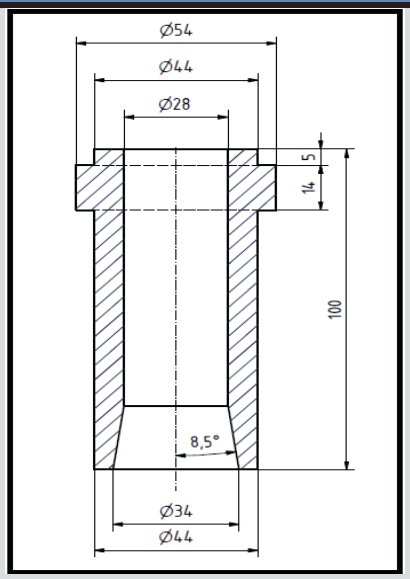
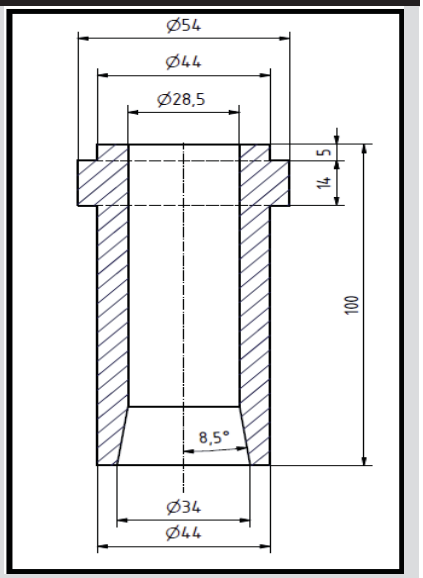
Distribuidores de pulpa	Condición nueva	Condición normal
Diagrama		
Cantidad por celda	50	50

Tabla 10. Distribuidores de pulpa condición nueva y normal.

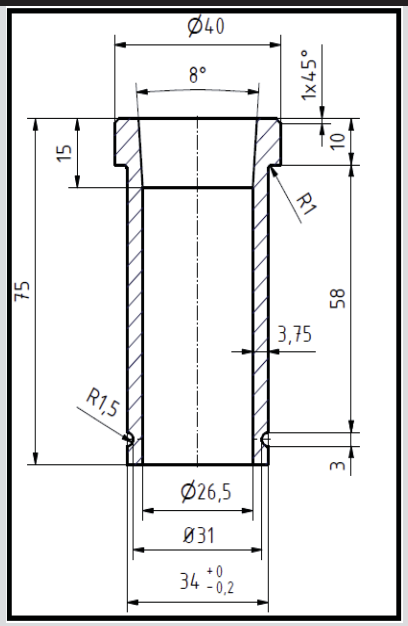
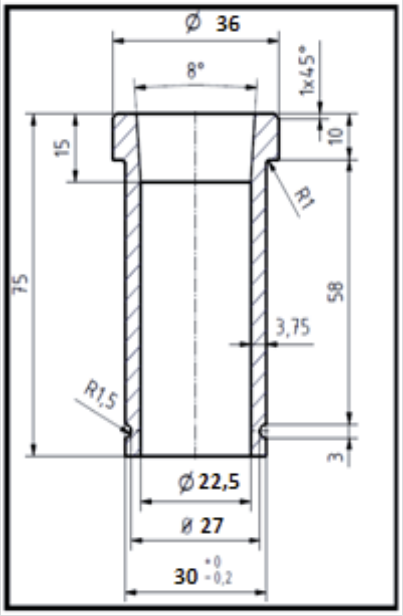
Aireadores	Condición nueva	Condición normal
Diagrama		
Cantidad por celda	34	34

Tabla 11. Aireadores condición nueva y normal**.**

Las figuras 31 y 32 indican planos respecto al plato aireador de las celdas.

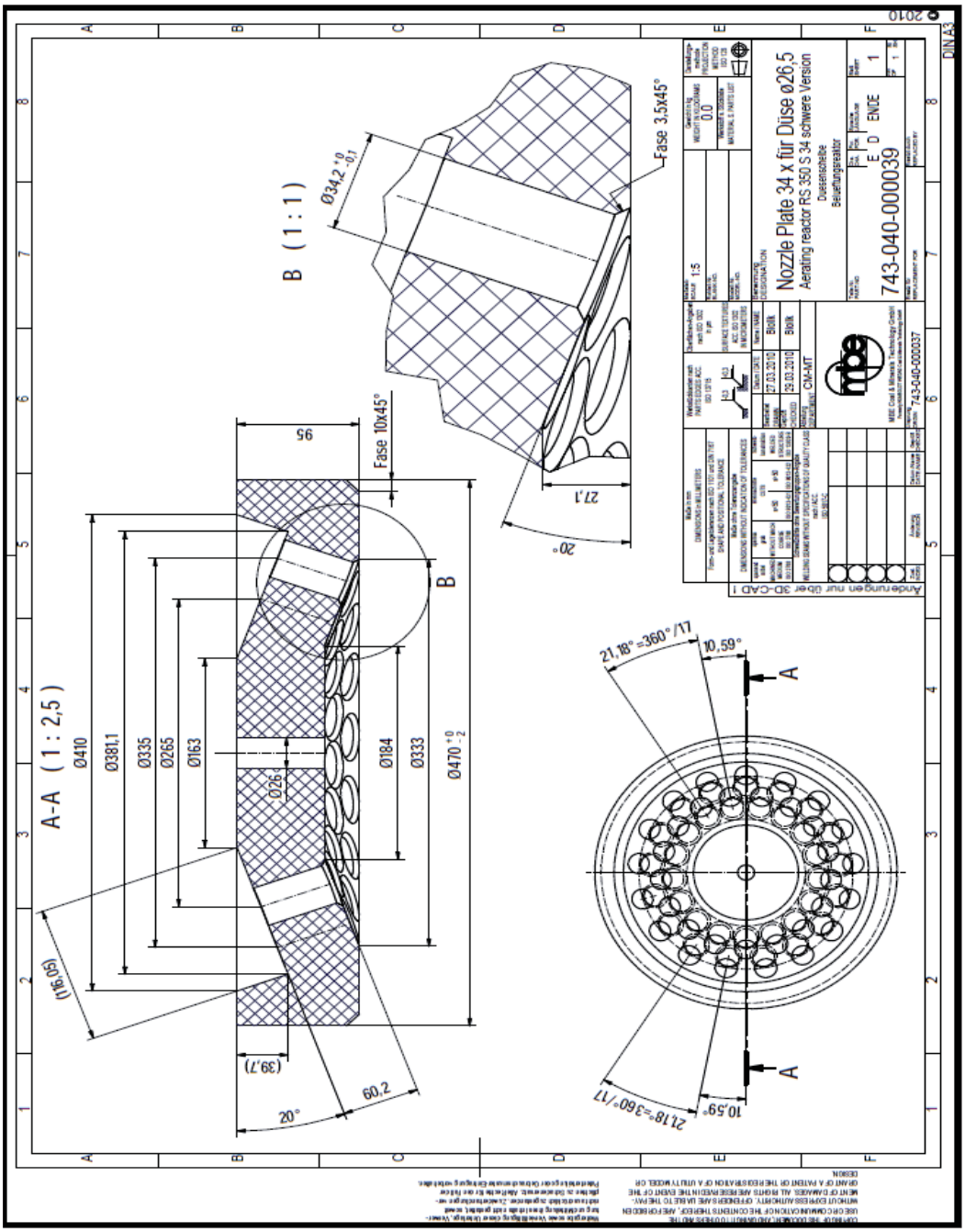


Figura 31. Plano disco aireador con boquillas.

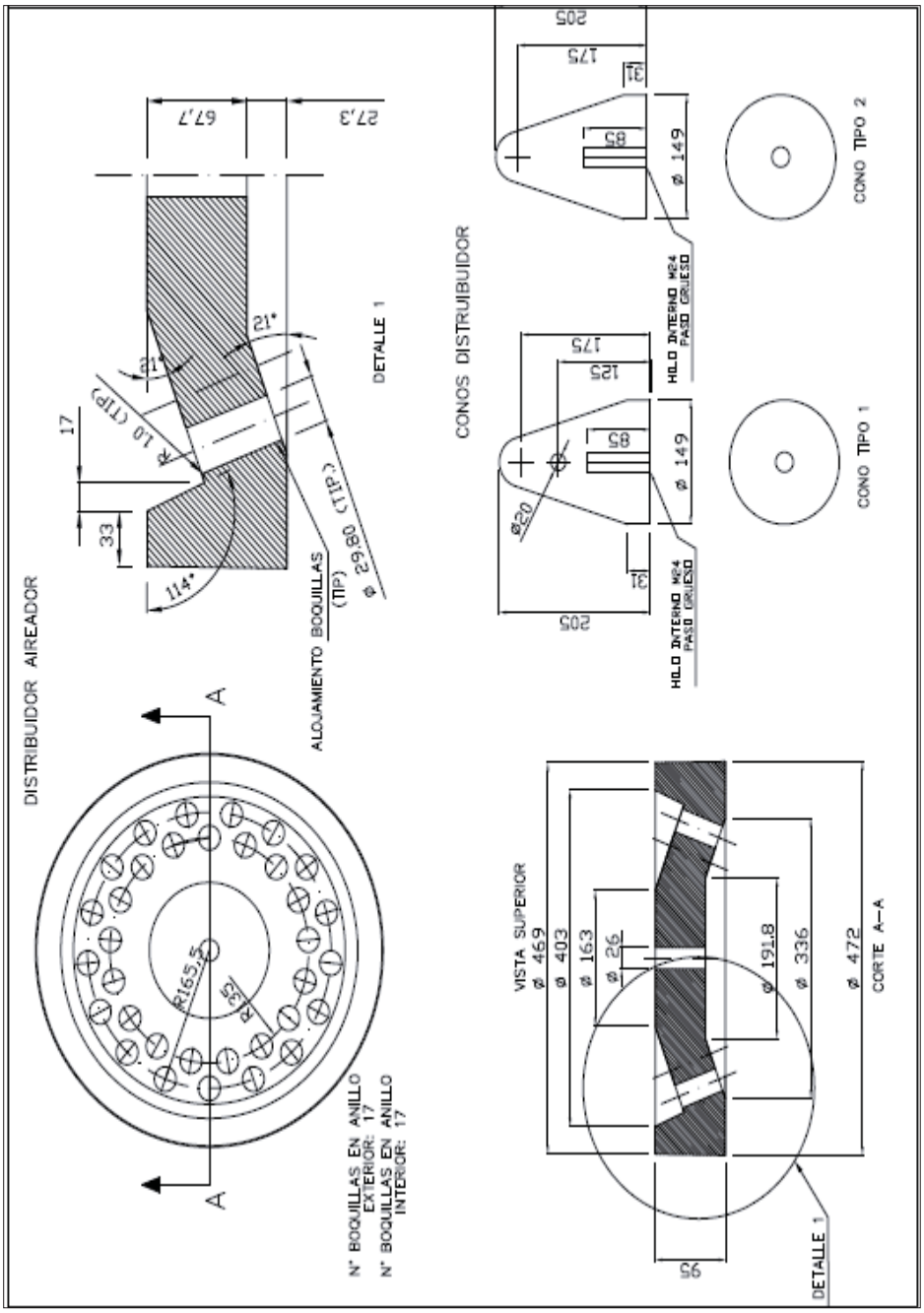

DISTRIBUIDOR AIREADOR
A
A
R165,5
R53
N° BOQUILLAS EN ANILLO EXTERIOR: 17
N° BOQUILLAS EN ANILLO INTERIOR: 17
ALOJAMIENTO BOQUILLAS (TIP)
ø 29,80 (TIP.)
R 10 (TIP)
114°
21°
21°
17
33
67,7
27,3
DETALLE 1
CONOS DISTRIBUIDOR
HILO INTERNO M24 PASO GRUESO
HILO INTERNO M24 PASO GRUESO
ø 149
ø 149
85
85
125
175
175
205
205
31
31
ø20
CONO TIPO 1
CONO TIPO 2
VISTA SUPERIOR
ø 469
ø 403
ø 163
ø 26
ø 191,8
ø 336
ø 472
95
CORTE A–A
DETALLE 1

Figura 32. Plano del plato aireador con boquillas.

En las figuras 33 y 34 se aprecian vistas lateral y frontal de plato con las boquillas aireadoras instaladas. La ubicación de los distribuidores en la celda se ve en la figura 35.

Figura 33. Vista lateral del plato.

Figura 34. Vista frontal del plato.

Figura 35. Ubicación de los distribuidores.

3.1.5.- Desarrollo de muestreos

Se realizan 3 campañas de muestreos para llevar a cabo esta evaluación. Para conocer la condición normal se realizan 11 muestreos. Para la condición modificada 1 se realiza una campaña de 9 muestreos, mientras que para la condición modificada 2 se realizan 4 muestreos.

3.1.5.1.- Toma de muestras

El tiempo de total de las pruebas fue de 60 minutos, con obtención de muestras cada 10 minutos. Las muestras tomadas corresponden a la alimentación, concentrado y colas. Estas muestras fueron tomadas en los siguientes puntos:

- **Alimentación**

Muestras obtenidas directamente de la descarga de concentrado finisher del último tambor magnético de cada batería. Ver figura 36.

- **Concentrado**

Directamente de la desde la descarga de concentrado a través del cuello de cisne. Ver figura 37 y 38.

- **Colas**

Muestra obtenida en la descarga de colas. Ver figura 39 y 40.

Figura 36. Punto de toma de muestras de alimentación.

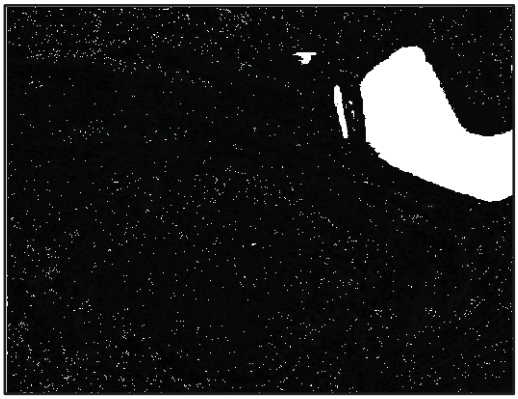


Figura 37 y 38: Punto de toma de muestras de concentrados.

Figuras 39 y 40. Punto toma de muestra de las colas.

3.2.- Desarrollo de diseño experimental 2^3 para determinar el efecto de las variables principales que influyen en el proceso de flotación.

3.2.1.- Justificación.

Se busca conocer el efecto de las variables siguientes variables manipulables en la etapa de flotación:

1. **Presión de aire de auto succión**
2. **Altura del cuello de cisne**
3. **Posición del cono**

Actualmente, se conoce sólo el efecto del aire. Por lo tanto las otras 2 variables no se manipulan. A través del desarrollo de este diseño experimental se busca conocer el efecto de manipular estas variables y cuantificar su impacto con respecto a la ley de los concentrados y la recuperación metalúrgica. Luego entregar una estrategia operacional, para optimizar el proceso.

3.2.2.- Diseño experimental: Variables

Se definen las variables manipulables, que corresponde a las variables que se les desea conocer el efecto sobre las variables respuesta (recuperación metalúrgica y ley de hierro en los concentrados).

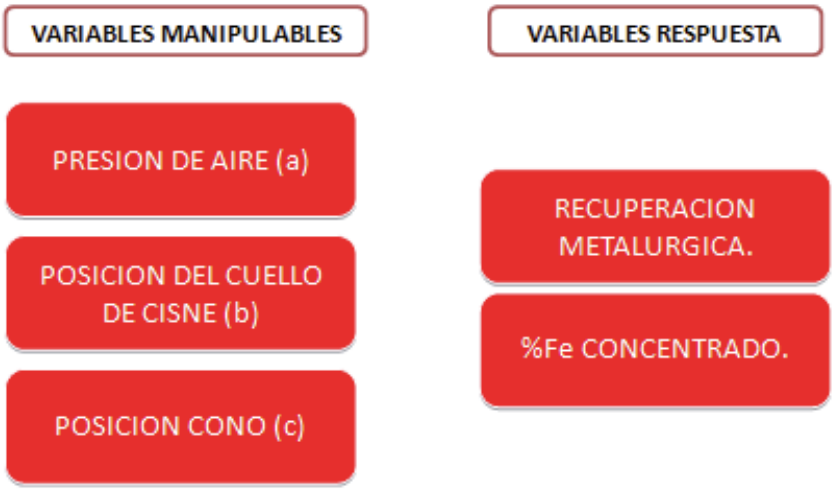


Figura 41. Variables manipulables y variables respuesta del diseño experimental 2^3.

3.2.3.- Niveles de las variables manipulables en el diseño experimental.

Se definen los niveles mínimos y máximos de cada variable manipulables en estudio.

La figura 42 se indica las variables manipulables y sus respectos niveles máximos y mínimos.

VARIABLES	NIVEL MINIMO (-)	NIVEL MAXIMO (+)
PRESION DE AIRE (a)	-12 PSI	0 PSI
POSICION CUELLO DE CISNE (b)	0 METROS	0,4 METROS ARRIBA
POSICION DEL CONO (c)	0 METROS	1 METRO ABAJO

Figura 42. Variables manipulables y sus respectos niveles máximos y mínimos.

3.2.4.- Combinaciones del diseño experimental

Para el diseño experimental 2^3 se generan 8 combinaciones entre las variables manipulables que son materia de este análisis. Estas combinaciones generan 8 diferentes condiciones que se utilizan para obtener el efecto de cada variable.

En la tabla 12 se indican las 8 combinaciones del diseño experimental 2^3.

CONDICIONES	PRESION DE AIRE	ALTURA DE C. CISNE	ALTURA DEL CONO
1	-	-	-
a	+	-	-
b	-	+	-
ab	+	+	-
c	-	-	+
ac	+	-	+
bc	-	+	+
abc	+	+	+

Tabla 12. Combinaciones del diseño experimental 2^3.

3.2.5.- Rango y variables de operación

Las variables medidas durante el desarrollo experimental se indican en la tabla, con su respectivo rango de operación.

VARIABLES DE OPERACION	RANGO
% Sólidos pulpa	21-24%
Flujo alimentación	400-700 m3/h
%Fe Alimentación	59-61%
%<325# Ty	80-84%
Dosificación colector	180 gr/ton

Tabla 13. Variables de operación y el rango medido durante el desarrollo experimental

3.2.6.- Elección de variable de operación en estudio

El flujo es la variable que presenta mayores cambios dentro del proceso. Se establece que el diseño de desarrollará para flujos altos y flujos bajos. Por lo tanto se generan 2 diseños experimentales.

Durante el desarrollo de los muestreos las variables se mantuvieron estables, con baja desviación estándar.

En la tabla 14 se observa la condición operacional para el diseño factorial 2^3 para flujos de 440 m^3/h para las diferentes experiencias realizadas.

Flujo bajo	%Fe alimentación	[m3/h]	[ton/h]	% sólidos
X	60,49	437,81	111,25	20,22
SD	0,43	20,42	9,54	0,37
Máx.	60,96	460	130	20,8
Mín.	59,90	400	100	19,7

Tabla 14. Condición operacional para el diseño factorial 2^3 para flujos de 440 m^3/h.

En la tabla 15 se observa la condición operacional para el diseño factorial 2^3 para flujos de 600 m^3/h para las diferentes experiencias realizadas.

Flujo alto	%Fe alimentación	[m3/h]	[ton/h]	% sólidos
Promedio	60,41	598,75	165,00	22,38
Desviación	0,49	9,91	7,07	0,26
Máximo	60,94	610	180	22,8
Mínimo	59,82	580	160	22,1

Tabla 15. Condición operacional para el diseño factorial 2^3 para flujos de 600 m^3/h

3.2.7.- Etapa de muestreo.

Se realizan 2 campañas de muestreos. Una para flujos de 440 m3/h y otra para 600 m3/h. La celda donde se realizan los experimentos es la número 1. Los muestreos

para cada condición se realizan durante 60 minutos, con incrementos de 10 minutos. El muestreo se realiza con duplicado.

3.2.7.1.- Toma de muestras.

El proceso de toma de muestra es idéntico al realizado para la parte experimental de la evaluación el efecto de una variación en los diámetros de aireadores y distribuidores de las celdas. (Ver tema 3.1.5.1)

4.- RESULTADOS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS.

4.1.- Evaluación el efecto de una variación en los diámetros de aireadores y distribuidores de las celdas.

4.1.1.- Comparación operacional entre condición normal y condición modificada 1.

Al realizar la modificación de distribuidores se logra aumentar en un 4% el área disponible, mientras que para el caso de los aireadores el aumento de área disponible es de 39%.

Distribuidores de pulpa	Condición nueva	Condición normal
Cantidad por celda	50	50
Área de flujo total	319[cm2] (47,7 [pulg2])	308[cm2] (49,5[pulg2])
%Área	104%	100%

Tabla 16. Distribuidores de pulpa condición nueva y normal

Aireadores	Condición nueva	Condición normal
Cantidad por celda	34	34
Área de flujo total	187,5 [cm^2] (29 [$pulg^2$])	135,2 [cm^2] (21 [$pulg^2$])
%Área	139%	100%

Tabla 17. Aireadores condición nueva y normal

Como resultado del cambio de diámetros en distribuidores y aireadores los muestreos de la condición nueva arrojan una tendencia sobre la distribución de alimentación hacia línea 1 y línea 2 indicando que el 56% del flujo proveniente del acondicionador 1 se va hacia la línea 1 y el 44% lo hace hacia la línea 2. Al igual que la descarga del acondicionador 2 hacia las terceras celdas. En la condición antigua esta distribución es del 50%. Esto se debe a que el aumento en los diámetros que se hizo en los aireadores permite aumentar el área total de alimentación de 135,2 [cm^2] a 187,5 [cm^2], o sea un aumento del 38,5%, mientras que en los distribuidores el aumento del área total fue de desde 308 [cm^2] a 319[cm^2], o sea de un 3,6%. Esta variación en las aéreas de flujo permitió aumentar los caudales desde 600 m^3/hr hasta valores de 750 m^3/hr.

Este aumento de flujos se puede ver en las figuras 43 y 44.

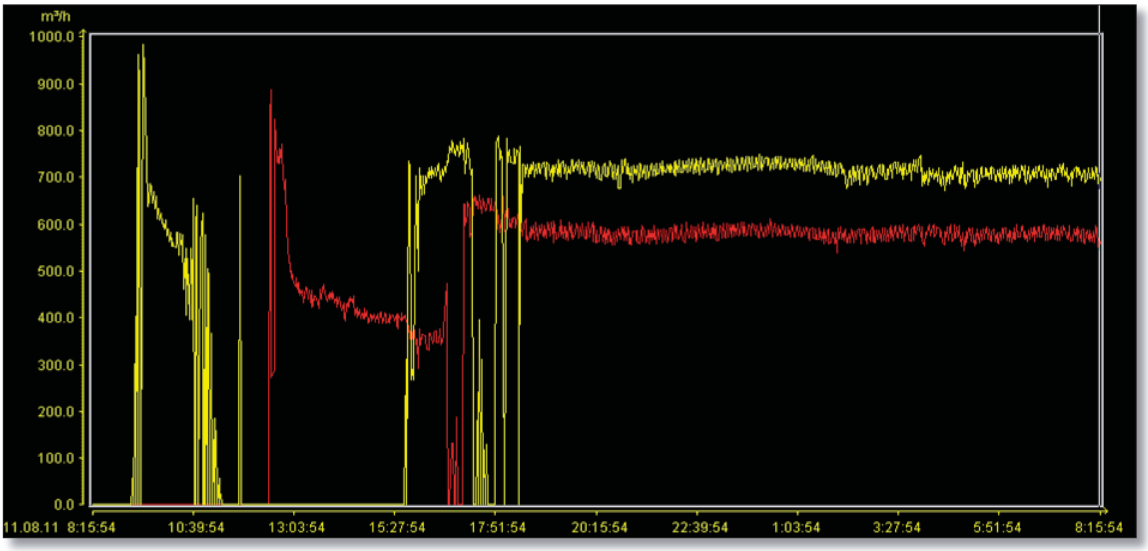


Figura 43. Flujos m^3/h de bombas 305-1 (amarillo) y 305-5 (rojo)

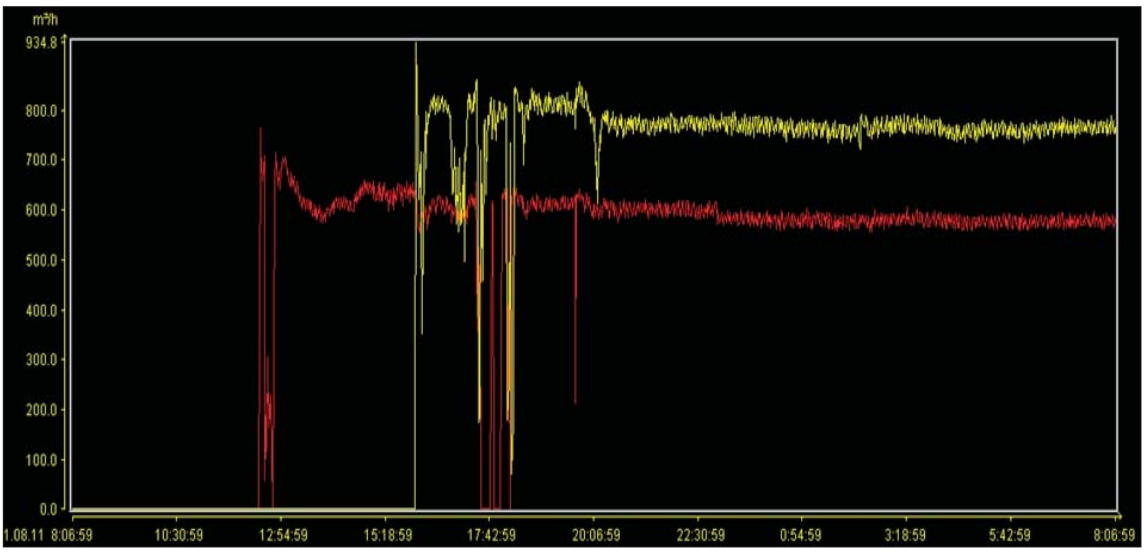


Figura 44. Flujos m^3/h de bombas 305-3 (amarillo) y 305-7 (rojo)

4.1.1.1.- Presiones de alimentación a la celda

Presiones de pulpa de alimentación a las celdas de la línea 1 en el periodo en que se cambiaron las boquillas y en los periodos de operación normal (antes y después)

	P (bar) antes	P (bar) Cambio de boquillas	P (bar) después
Celda 1	3,5	2,5	3,5
Celda 2	3	2	3
Celda 3	3,5	2,5	3,5

Tabla 18. Presiones de alimentación

Se puede ver que hubo una disminución de la presión de pulpa en el periodo en que se operó con las boquillas y distribuidores de mayor diámetro debido a la disminución en las pérdidas de carga.

1 bar=14,5 psi

1 atm=14,7 psi

4.1.2.- Comparación operacional entre condición modificada 1 y condición modificada 2

El resultado del cambio de diámetros en distribuidores los muestreos de la condición nueva no arrojan una tendencia fija sobre la distribución de alimentación hacia línea 1 y línea 2 como en el caso anterior (aumento de diámetro de los distribuidores y aireadores), existen variaciones de distribución del flujo de alimentación, pero se atribuyen a variaciones en el sistema de impulsión (bombas). En la condición pasada esta distribución era que el 56% del flujo se alimentaba a la línea 1 y el 44% a la línea 2, mientras que en la condición normal (cuando los diámetros de aireadores y distribuidores no se han modificado) la distribución es de 50%.

4.1.2.1.- Presiones de alimentación a la celda

Presiones de pulpa de alimentación a las celdas de la línea 1 en el periodo en que se cambiaron las boquillas y en los periodos de operación normal (antes y después)

	P (bar) antes	P (bar) Cambio de boquillas (más grandes)	P (bar) cambio de boquillas a originales
Fecha	Antes de 11-8-2011	11-8-2011 hasta 26-8-11	Después de 26-8-2011
Celda 1	3,5	2,5	3,5
Celda 2	3	2	3
Celda 3	3,5	2,5	3,5

Tabla 19. Presiones de alimentación

Se puede ver que hubo un aumento de la presión de pulpa en el periodo en que se operó con los distribuidores de mayor diámetro debido al aumento en las pérdidas de carga (se disminuyó nuevamente el diámetro de las boquillas)

4.1.3.- Análisis parámetros metalúrgicos condición normal y condición modificada 1.

A partir de los 20 muestreos realizados se hizo un filtro y se eliminó aquellos muestreos en los cuales las condiciones de operación no estaban en un rango operativo normal. En la tabla 20 se visualizan las leyes de Fe obtenido en cada flujo, en la primera campaña de muestreos, con las 2 líneas a condiciones normales.

		Muestreos sin cambios de					
Flujo	Parámetro	1	2	3	4	5	6
Feed Flotacion Acondicionador 1	Tsph	280	280	320	320	270	270
	%Fe	56,69	56,43	58,26	58,9	56,92	57,18
	Dist. Celda 1	50%	50%	50%	50%	50%	50%
	Tph Linea 1	140	140	160	160	135	135
	Tph a Linea 2	140	140	160	160	135	135
Celda 1	%Fe Conc.	59,65	60,48	59,49	60,65	62,18	59,37
	%Fe Tails	33,14	32,42	31,79	32	33,84	34,24
Celda 2	%Fe Conc.	63,66	64,07	62,02	62,75	65,79	63,36
	%Fe Tails	41,15	40,53	39	39,48	48,21	43,43
Celda 5	%Fe Conc.	57,91	57,75	60,92	61,61	63,05	58,2
	%Fe Tails	32,79	31,65	36,49	37,25	34,23	36,27
Celda 6	%Fe Conc.	62,27	60,19	64,09	63,91	66,81	62,97
	%Fe Tails	36,98	36,17	46,01	45,85	50,88	40,47
Alimentacion 3° celdas Acondicionador 2	Tsph	212,45	220,94	253,67	260,76	168,57	200,00
	%Fe	62,94	61,97	62,98	63,30	66,28	63,16
	Dist. Celda 3	50,00%	50,00%	50,00%	50,00%	50,00%	50,00%
	Tph Celda 3	106,22	110,47	126,84	130,38	84,28	100,00
	Tph celda 7	106,22	110,47	126,84	130,38	84,28	100,00
Celda 3	%Fe Conc.	65,93	65,79	65,67	65,63	66,89	64,78
	%Fe Tails	48,31	47,70	50,43	51,90	58,18	49,97
Celda 7	%Fe Conc.	65,93	65,82	66,07	65,75	66,81	65,01
	%Fe Tails	48,49	48,17	52,69	52,22	59,59	50,59

Tabla 20. %Fe en concentrado y colas, campaña 1.

En la tabla 21 se visualizan las leyes de Fe obtenido en cada flujo, en la segunda campaña de muestreos con la línea 1 modificada.

		Muestreos con línea uno modificada. Línea 1 con elementos de mayor diámetro. Línea 2 con elementos sin modificar.					
Flujo	Parámetro	7	8	9	10	11	12
Feed Flotacion Acondicionador 1	Tsph	300	260	270	300	210	305
	%Fe	58,6	59,6	57,2	60,58	61,64	62,52
	Dist. Celda 1	56%	56%	56%	56%	56%	56%
	Tph Linea 1	168	145,6	151,2	168	117,6	170,8
	Tph a Linea 2	132	114,4	118,8	132	92,4	134,2
Celda 1	%Fe Conc.	61,19	60,88	60,97	61,26	62,44	63,01
	%Fe Tails	42,85	46,01	43,81	36,7	33,68	42,22
Celda 2	%Fe Conc.	63,72	64,35	64,06	62,67	64,66	64,67
	%Fe Tails	46,96	47,75	45,65	39,89	42,9	53,34
Celda 5	%Fe Conc.	62,62	61,99	62,55	62,35	62,91	62,69
	%Fe Tails	37,95	37	38,06	37,02	34	40,77
Celda 6	%Fe Conc.	65,15	63,57	64,28	63,87	66,73	64,14
	%Fe Tails	46,96	44,28	45,27	44,56	44,42	49,15
Concetrado 2° celdas Acond 2	Tsph	217,62	200,24	182,58	266,35	175,88	262,62
	%Fe	64,35	63,98	64,16	63,18	65,52	64,43
	Dist. Celda 3	56,00%	56,00%	56,00%	56,00%	56,00%	56,00%
	Tph Celda 3	121,87	112,13	102,24	149,16	98,49	147,07
	Tph celda 7	95,75	88,10	80,33	117,19	77,39	115,55
Celda 3	%Fe Conc.	65,15	65,78	65,71	64,34	66,88	66,07
	%Fe Tails	53,29	52,18	53,40	48,96	50,04	59,62
Celda 7	%Fe Conc.	65,91	64,83	65,86	64,69	67,36	66,39
	%Fe Tails	52,81	51,07	51,48	47,81	54,17	52,86

Tabla 21. %Fe en concentrado y colas, campaña 2 (línea 1 modificada)

La tabla 22 muestra los índices metalúrgicos promedios de los muestreos realizados en condiciones normales y el gráfico 1 arroja el %Fe por celda.

Condiciones normales ambas líneas					
Tsph a acondicionador	300				
%Fe	57,40	Tonelaje por cada línea			
Distribución celda 1	50%	150	tsph alimentación a celda 1		
Distribución celda 3	50%	150	tsph alimentación a celda 5		
1° celdas	%Fe	I.E.	%Rp	Rm	Ton
celda 1	60,30	1,051	89,43	93,9%	134
celda 5	59,91	1,044	90,36	94,1%	136
Δ celdas	0,40	0,007	-0,93	-0,3%	-1
2° celdas	%Fe	I.E.	Rp	Rm	Ton
celda 2	63,61	1,055	84,39	89,0%	113
celda 6	63,37	1,058	82,92	87,7%	112
Δ celdas	0,24	-0,003	1,47	1,3%	1
	%Fe	I.E. Acum	RpAcum	RmAcum	Ton
Línea 1	63,61	1,108	75,6%	83,6%	113
Línea 2	63,37	1,104	75,1%	82,6%	113
Δ celdas	0,24	0,004	0,01	1,0%	1
3° celdas	%Fe	I.E.	Rp	Rm	Ton
Celda 3	65,78	1,146	84,9	88,0%	96
Celda 7	65,90	1,148	83,6	86,8%	95
Δ celdas	-0,12	-0,002	1,26	1,2%	1

Tabla 22. Índices metalúrgicos condiciones normales.

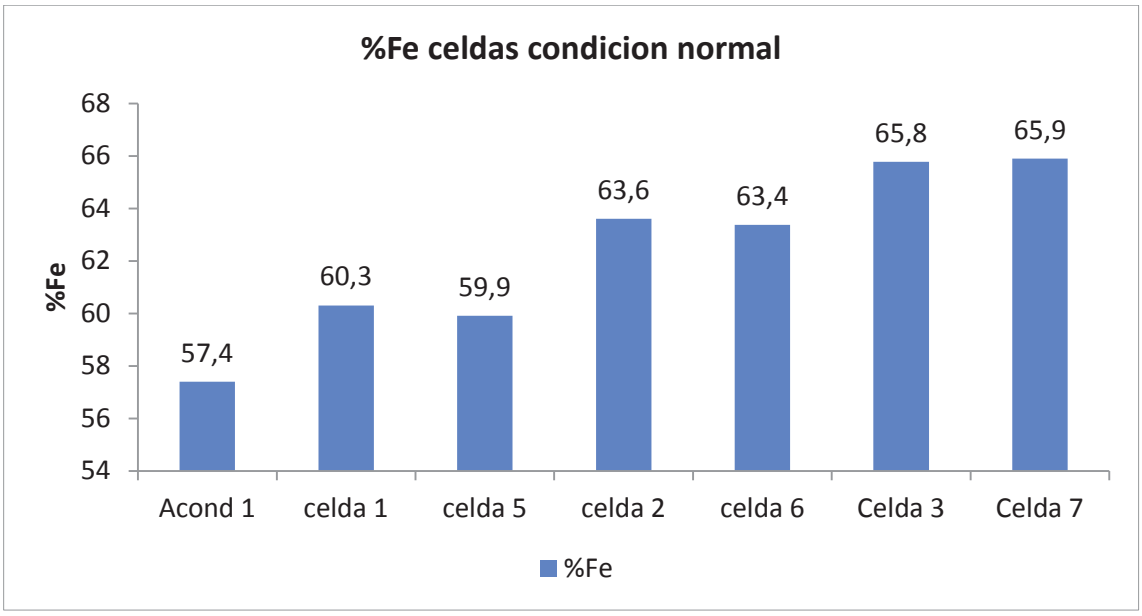


Gráfico 1. % Fe condición normal.

La diferencia de leyes y Rp entre celdas de ambas líneas mantiene diferencias mínimas, por lo tanto, el tonelaje de concentrado final producido por últimas celdas es muy similar. La mayor concentración de hierro se produce en las últimas celdas.

La tabla 23 muestra los índices metalúrgicos promedios de los muestreos realizados para las campañas en que la línea 1 fue modificada y gráfico 2 indica las leyes de Fe por celda.

Aireadores y distribuidores mayor diametrolinea 1					
Tsph a acondicionador	300				
%Fe	60,02	Tonelaje por cada línea			
Distribución celda 1	56%	168	tsph alimentación a celda 1		
Distribución celda 3	56%	132	tsph alimentación a celda 5		
1° celdas	%Fe	I.E.	Rp	Rm	Ton
celda 1	61,63	1,027	91,23	93,6%	153
celda 5	62,52	1,042	90,02	93,6%	119
Δ celdas	-0,89	-0,015	1,21	-0,1%	34
2° celdas	%Fe	I.E.	Rp	Rm	Ton
celda 2	64,02	1,039	86,03	89,3%	132
celda 6	64,62	1,034	89,02	92,0%	106
Δ celdas	-0,60	0,005	-2,99	-2,6%	26
	%Fe	I.E. Acum	RpAcum	RmAcum	Ton
Linea 1	64,02	1,067	78,7%	83,7%	132
Linea 2	64,62	1,077	80,1%	86,1%	106
Δ celdas	-0,60	-0,010	-0,01	-2,4%	26
3° celdas	%Fe	I.E.	Rp	Rm	Ton
Celda 3	65,66	1,094	87,7	89,6%	117
Celda 7	65,84	1,097	89,2	91,3%	93
Δ celdas	-0,19	-0,003	-1,44	-1,7%	24

Tabla 23. Índices metalúrgicos con línea 1 modificada.

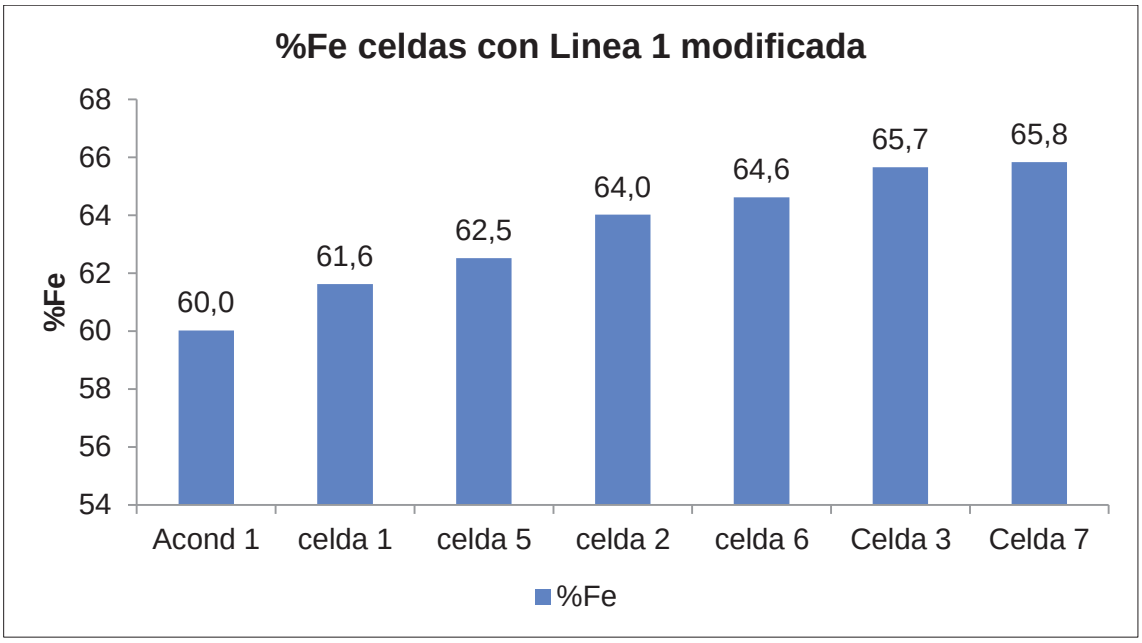


Gráfico 2. %Fe con línea 1 modificada.

En los gráficos 3, 4, 5 y 6 se entregan los % Fe, tsph y Rp de la operación en condiciones normales para ambas líneas cuando se operó con aireadores y distribuidores de mayor diámetro en la línea 1.

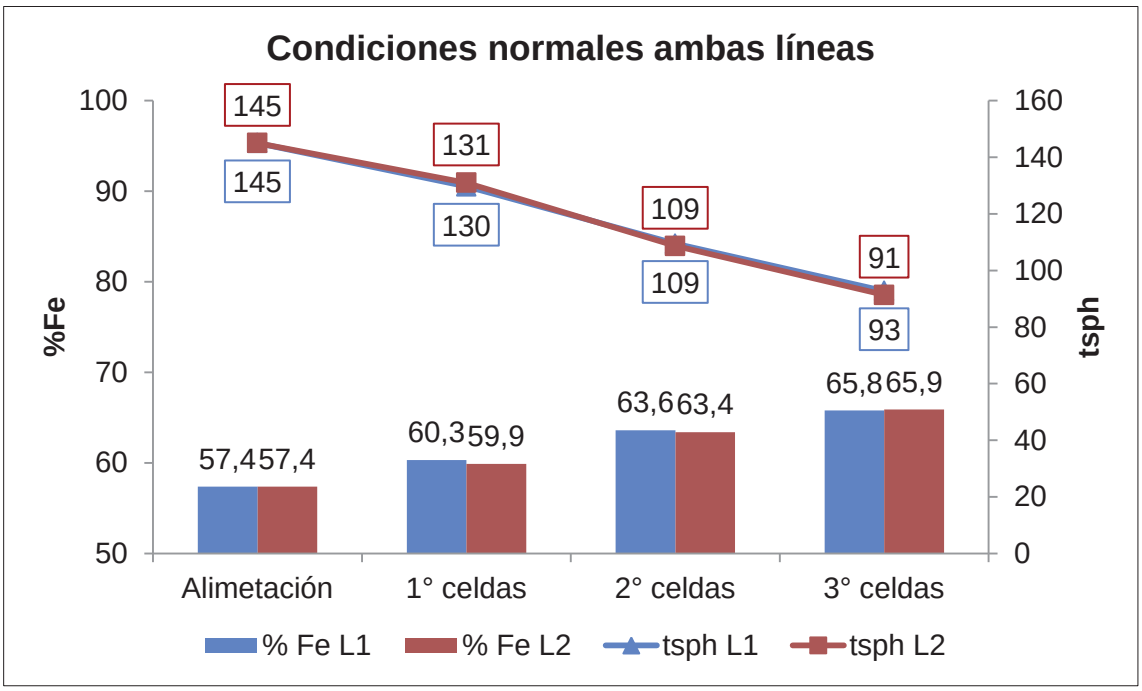


Gráfico 3. %Fe y tsph en condiciones normales Línea 1 y línea 2.

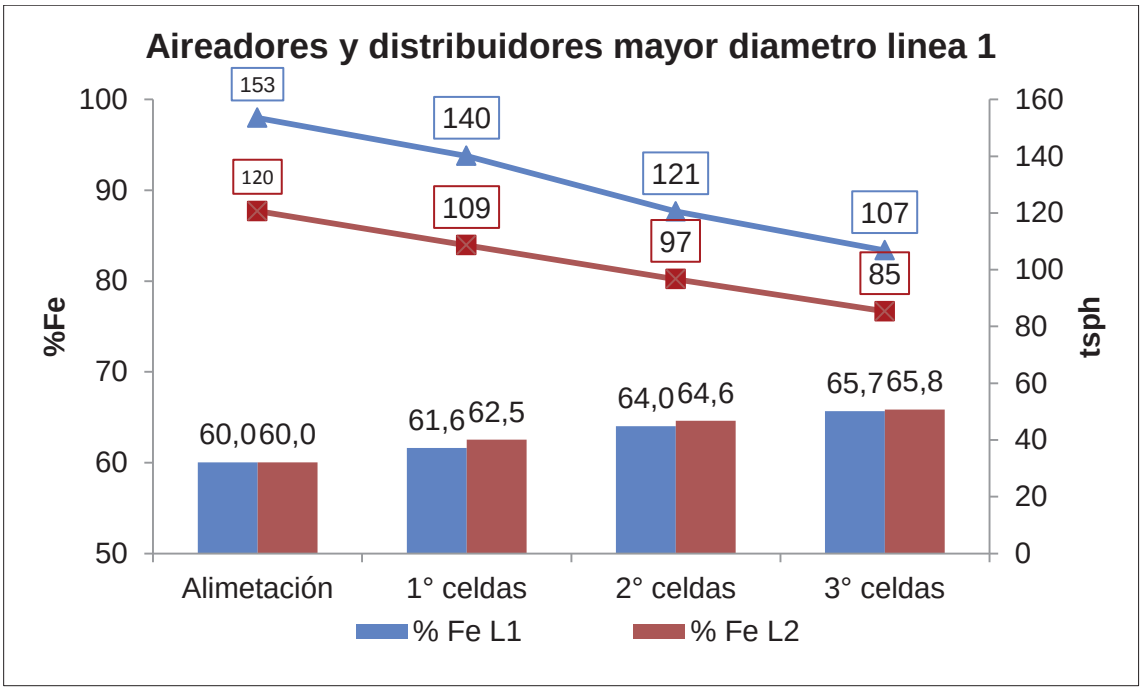


Gráfico 4. %Fe y tsph en condiciones modificadas en línea 1.

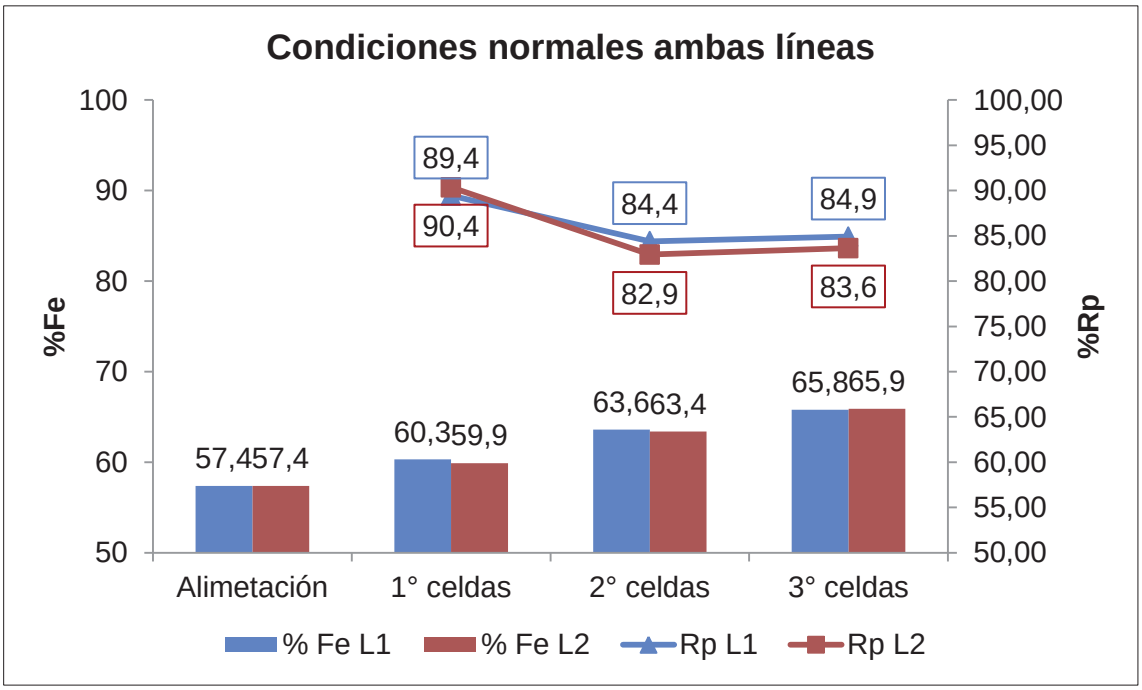


Gráfico 5. %Fe y %Rp en condiciones normales en línea 1 y línea 2.

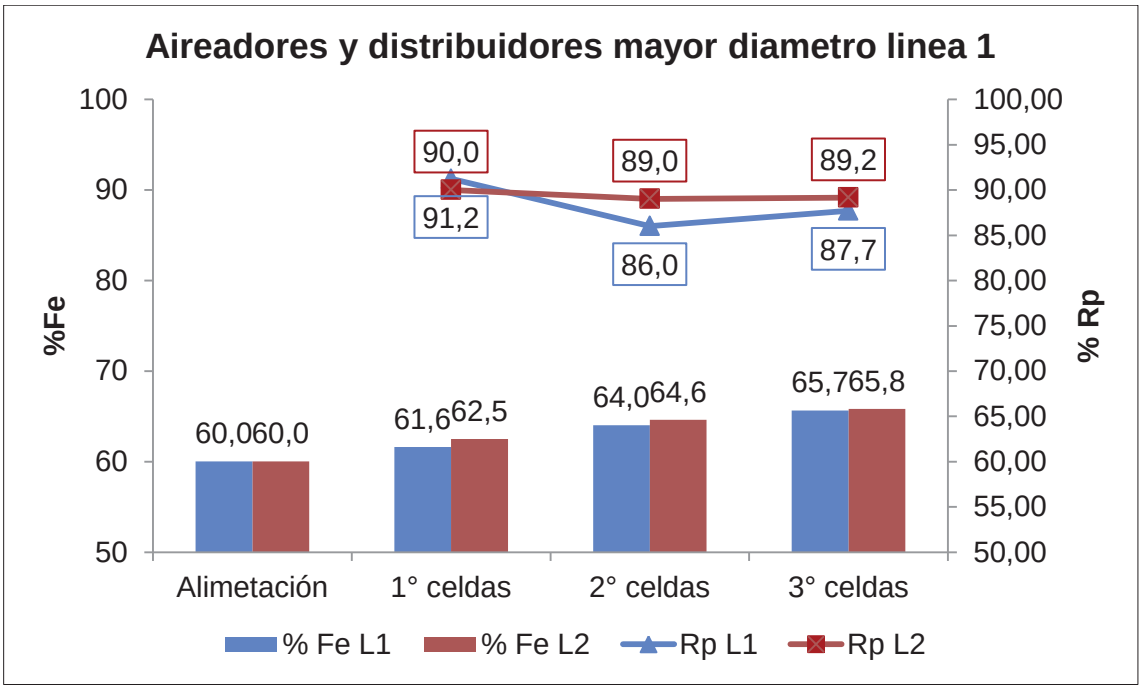


Gráfico 6. %Fe y %Rp en condiciones modificadas en línea 1.

El gráfico 7 entrega las leyes de Fe en las colas.

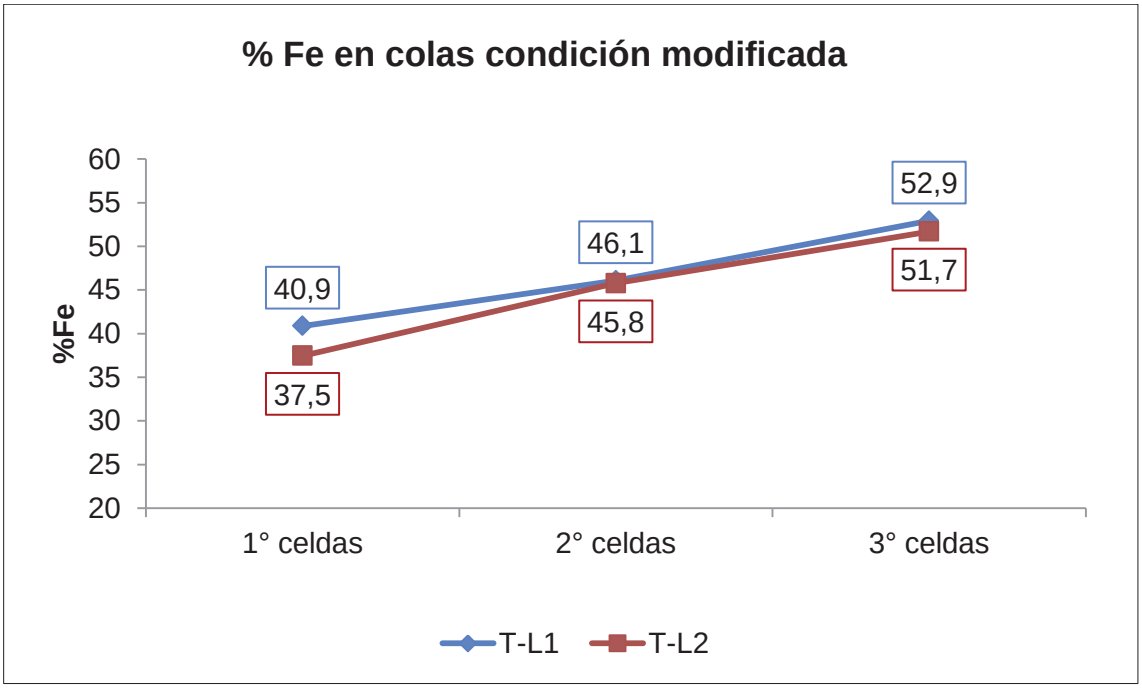


Figura 7. %Fe en colas en condición modificada

Se puede observar que:

- Los tonelajes procesados en celdas de Línea 1 son mayores a los tonelajes de Línea 2, por la disminución de pérdidas de carga.
- Los valores de Rp son similares (a excepción de segundas celdas, donde la celda 6 presenta 3 puntos sobre la celda 2), la cantidad de concentrado producido es mayor en Línea 1, debido a su mayor capacidad de tratamiento.
- Las primeras y segundas celdas de la línea 1, alcanzan concentraciones de Fe inferiores a las obtenidas en línea 2, esta diferencia es menor a un 1%, no es significativo y se le atribuye a errores asociados a muestreo, manipulación y análisis químico. Por lo tanto se considera que ambas líneas son capaces de alcanzar concentraciones de Fe similares.
- Las terceras celdas presentan concentraciones de Fe similares. Por lo tanto se deduce que las terceras celdas pueden procesar más y obtener la ley mínima requerida para el concentrado final.
- El %Fe en las colas no tiene mayores variaciones, al tener valores de Rp similares en las 2 líneas, la cantidad de Fe en las colas se comporta similar.

4.1.4.- Análisis parámetros metalúrgicos condición modificada 1 v/s condición modificada 2.

Resultados de los 4 muestreos realizados. (Tabla 24.)

Muestreos con línea uno modificada (Sólo distribuidores)					
Flujo	Parámetro	1	2	3	4
Feed Flotación Acond. 1	Tsph	275,0	290,0	242,0	180,0
	%Fe	62,8	61,8	59,3	60,9
	Tph Línea 1	137,5	145,0	121,0	90,0
	Tph Línea 2	137,5	145,0	121,0	90,0
Celda 1	%Fe Conc.	63,5	63,0	62,4	61,9
	%Fe Tails.	33,9	37,0	30,9	31,1
Celda 2	%Fe Conc.	64,6	64,5	64,8	64,6
	%Fe Tails	41,6	47,3	47,0	43,3
Celda 5	%Fe Conc.	63,1	62,0	61,4	60,9
	%Fe Tails	35,0	39,1	38,0	38,9
Celda 6	%Fe Conc.	63,9	63,4	63,0	63,3
	%Fe Tails	37,7	43,1	42,8	31,9
Concentrado 2° celdas Acond. 2	Tsph	259,9	260,0	196,1	159,2
	%Fe	64,2	63,9	63,9	63,9
	Tph Celda 3	130,0	130,0	98,0	79,6
	Tph celda 7	130,0	130,0	98,0	79,6
Celda 3	%Fe Conc.	64,7	64,8	-	-
	%Fe Tails	45,2	50,5	-	-
Celda 7	%Fe Conc.	64,4	64,8	-	-
	%Fe Tails	49,0	50,8	-	-

Tabla 24. Resumen de los muestreos.

En los 2 primeros muestreos se concluye que el comportamiento de las 3ras celdas es muy similar, por lo tanto en el muestreo 3 y 4 se realiza sólo a las primeras y segundas celdas. En los gráficos 8 y 9 se pueden ver el resultado de los primeros 2 muestreos.

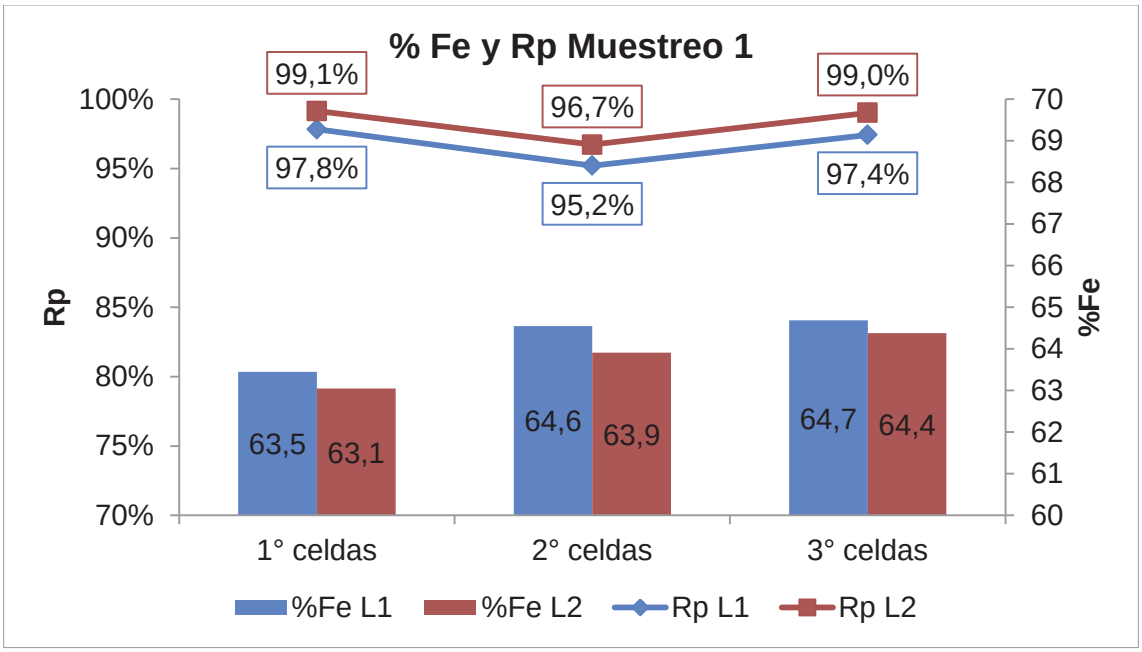


Gráfico 8. %Fe y Rp muestreo 1.

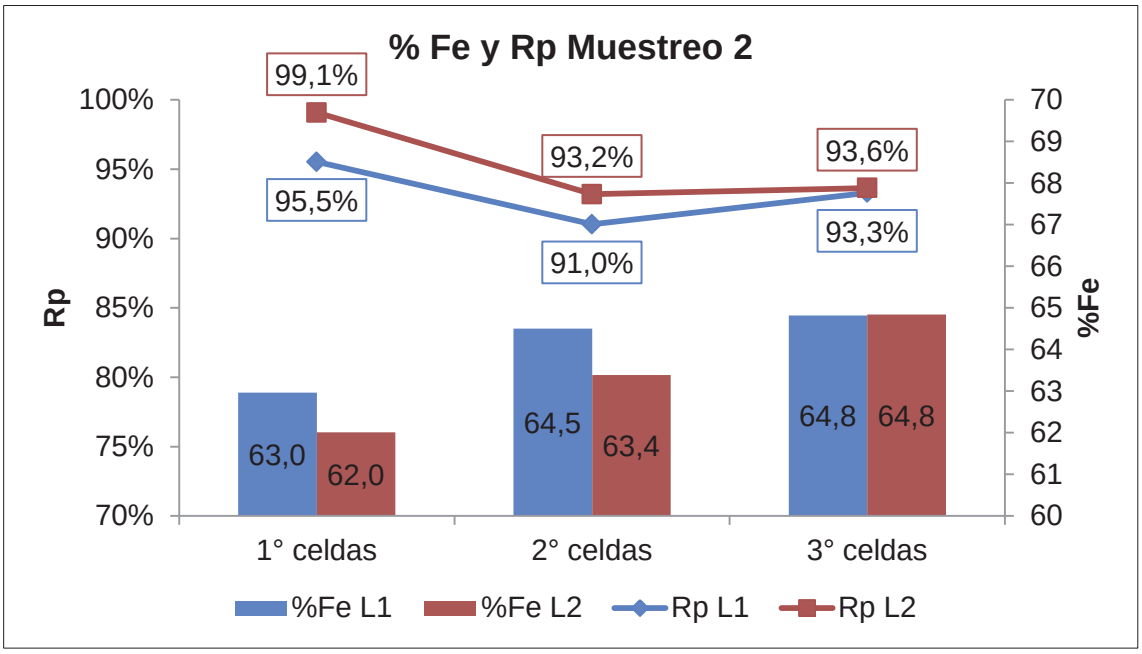


Gráfico 9. %Fe y Rp muestreo 2.

Los muestreos 3 y 4 se pueden ver en los gráficos 10 y 11.

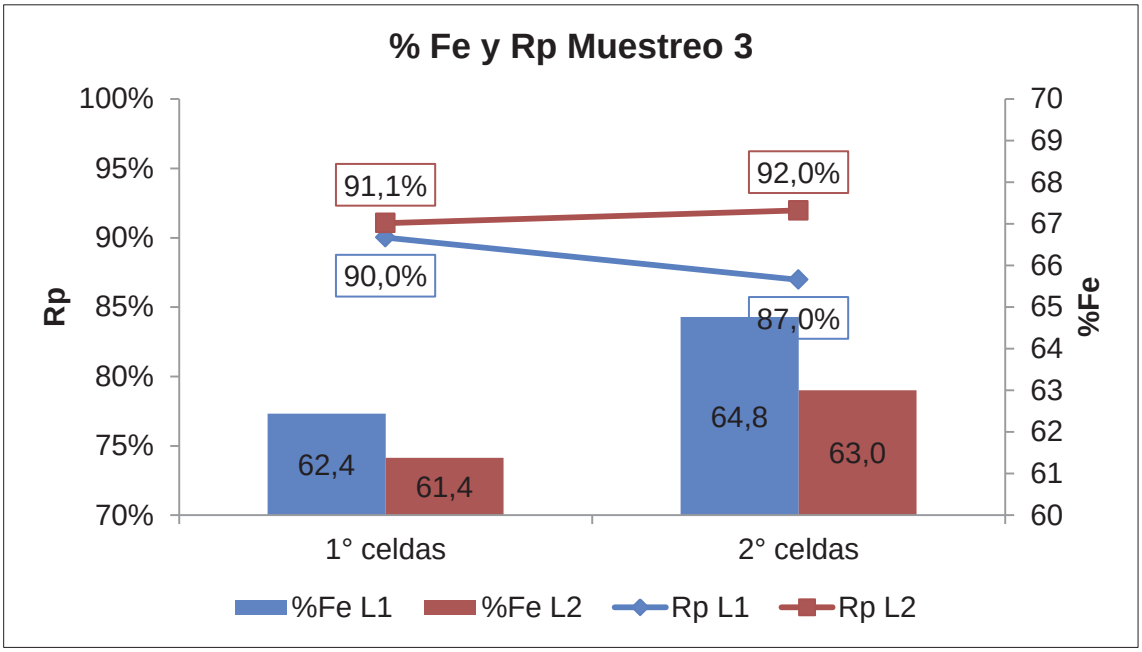


Gráfico 10. %Fe y %Rp muestreo 3.

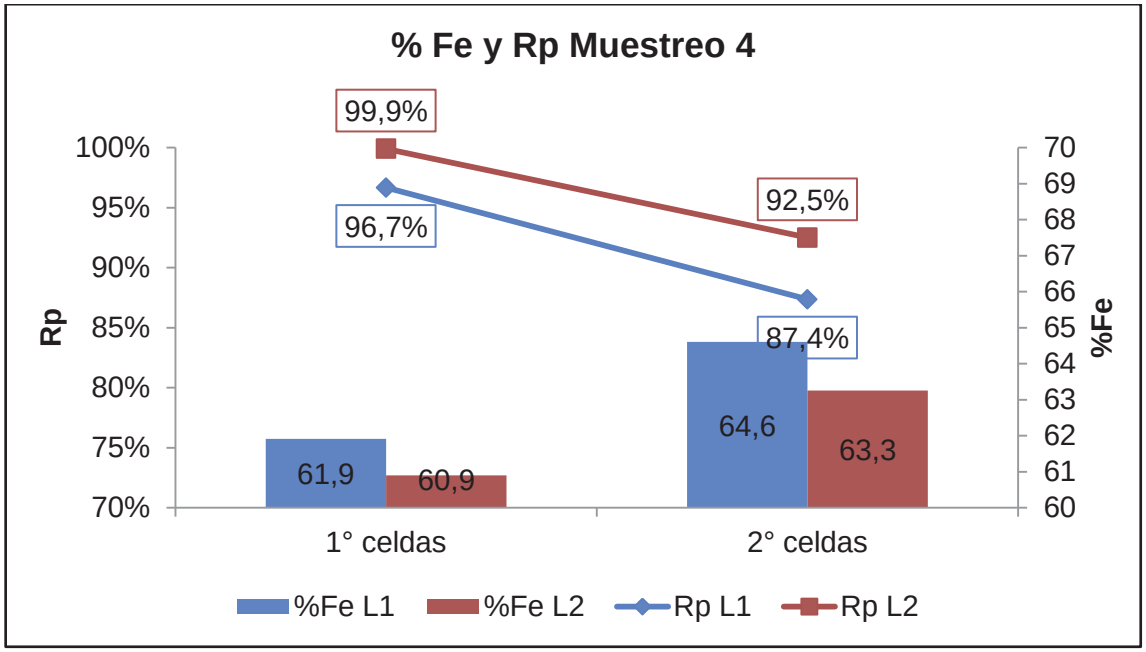


Gráfico 11. %Fe y %Rp muestreo 4.

En el gráfico 12 se muestran los tonelajes tratados de la línea 1 y línea 2 en esta condición.

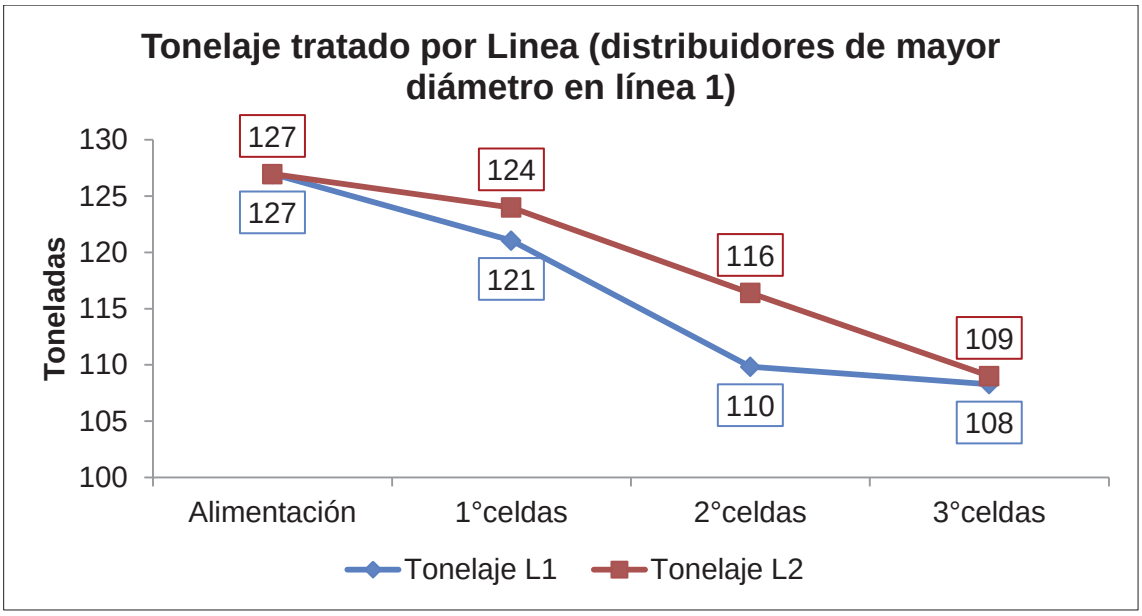


Gráfico 12. %Fe y tsph de L1 y L2 en condiciones modificadas en línea 1. (Sólo distribuidores)

En el gráfico 13 se muestran los tonelajes tratados de la línea 1 y línea 2 en condición anterior (aireadores y distribuidores de diámetro mayor).

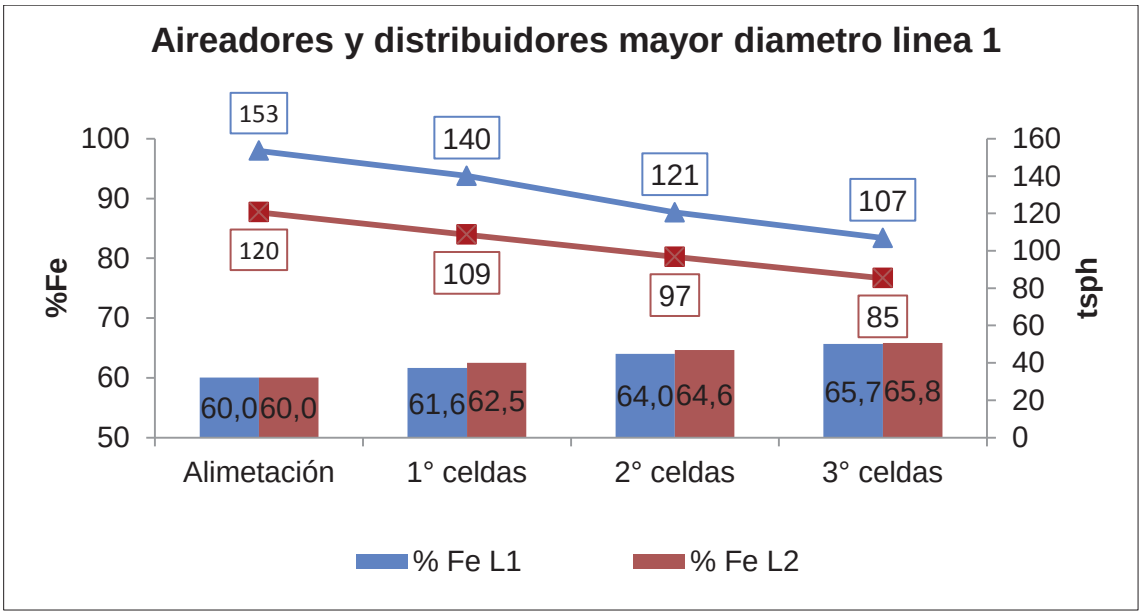


Gráfico 13. %Fe y tsph en condiciones modificadas en línea 1. (Aireadores y distribuidores)

Se puede observar que:

- En la Línea 1 se obtiene mejor calidad mejorando la ley en promedio un 1,5% con respecto a la línea 2.
- La Rp de la línea 2 son mayores a las de la línea 1, notándose esta diferencia en las segundas celdas mayoritariamente, por lo tanto los tonelajes procesados de la línea 2 son ligeramente mayores a los de la línea 1.

4.2.- Desarrollo de diseño experimental 2^3 para determinar el efecto de las variables principales que influyen en el proceso de flotación.

4.2.1- Diseño experimental para flujos de 440 m^3/h.

Se entregan los resultados del diseño experimental 2^3, tanto para %Fe en el concentrado y recuperación metalúrgica para flujos bajos de 440 m^3/h.

4.2.1.1.- Diseño experimental %Fe total concentrado para 440 m^3/h.

En el gráfico se indica el F0 resultante luego de realizar el análisis de varianza para %Fe total del concentrado de la condición 440 m3/h. Indica los efectos que se atribuyen por el hecho de manipular la variable o por un error experimental.

- Efectos activos son los que se atribuyen al hecho de manipular la variable estudiada.(F0 > FTABULADO)

- Los efectos inactivos (error experimental) No son considerados.(F0 < FTABULADO).

En el gráfico 14 se indica el ANAVA para %Fe total concentrados para diseño experimental flujo de 440 m3/h

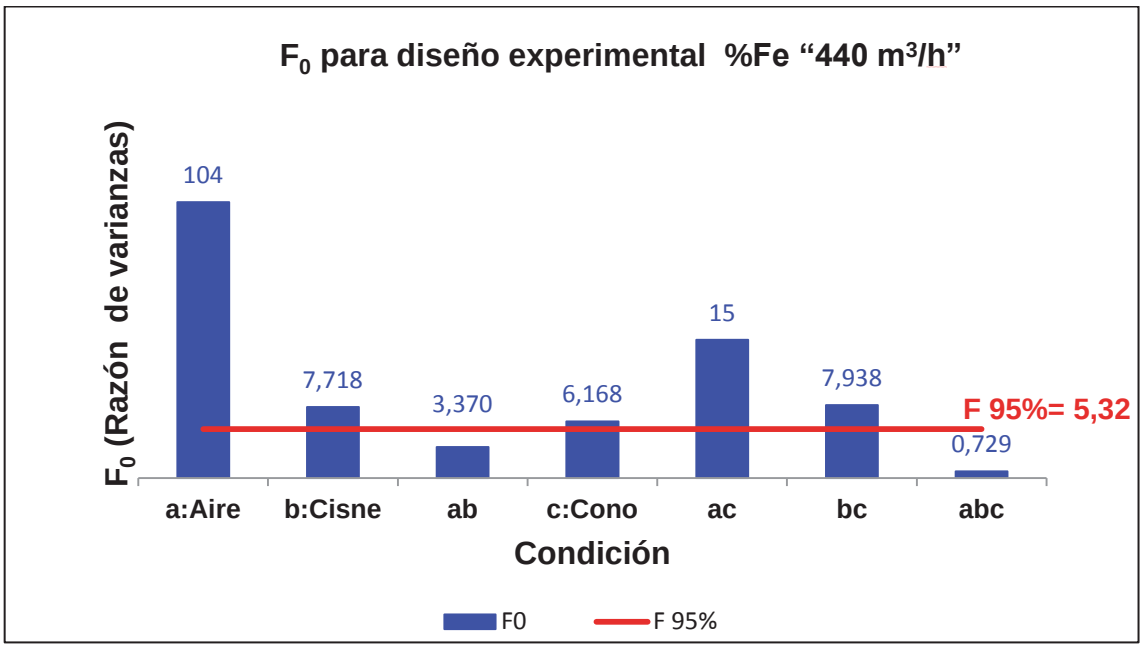


Gráfico 14. ANAVA para %Fe total concentrados para diseño experimental flujo de 440 m^3/h.

En el gráfico 15 se indica el efecto sobre %Fe en concentrado para 440 m3/h. En color azul, se especifican los efectos atribuidos al hecho de manipular la variable en estudio y en color rojo los efectos atribuidos a un error experimental.

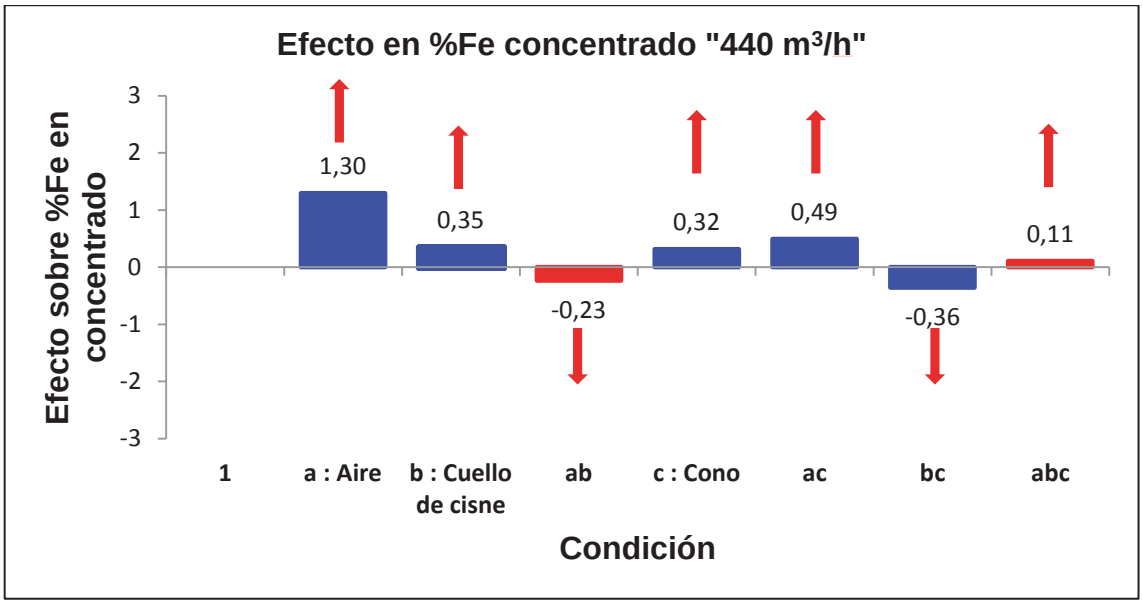


Gráfico 15. Efecto sobre %Fe en concentrado para 440 m^3/h.

La variación de +1,3% en la ley de hierro en el concentrado fue producto de variar en la presión del aire de sus niveles bajo y alto y no producto del error experimental, con un 95% de significancia.

La variación de +0,35% en la ley de hierro en el concentrado fue producto de variar en el cuello de cisne en sus niveles bajo y alto, y no producto del error experimental, con un 95% de significancia.

La variación de -0,23% en la ley de hierro en el concentrado no fue producto de variar en el aire y el cuello de cisne en sus niveles bajo y alto, sino que fue producto del error experimental, con un 95% de significancia.

La variación de +0,32% en la ley de hierro en el concentrado fue producto de variar la altura del cono en sus niveles bajo y alto, y que no fue producto del error experimental, con un 95% de significancia.

La variación de +0,49% en la ley de hierro en el concentrado fue producto de variar la presión de aire y la altura del cono en sus niveles bajo y alto, y que no fue producto del error experimental, con un 95% de significancia.

La variación de -0,36% en la ley de hierro en el concentrado fue producto de variar la posición del cuello de cisne y la altura del cono en sus niveles bajo y alto, y que no fue producto del error experimental, con un 95% de significancia.

La variación de +0.11% en la ley de hierro en el concentrado no fue producto de variar en el aire, el cuello de cisne y la posición del cono en sus niveles bajo y alto, sino que fue producto del error experimental, con un 95% de significancia.

4.2.1.2.- Diseño experimental para la variación de Rm para 440 m^3/h.

En el gráfico 16 se indica el F0 resultante luego de realizar el análisis de varianza para la recuperación metalúrgica de la condición 440 m3/h.

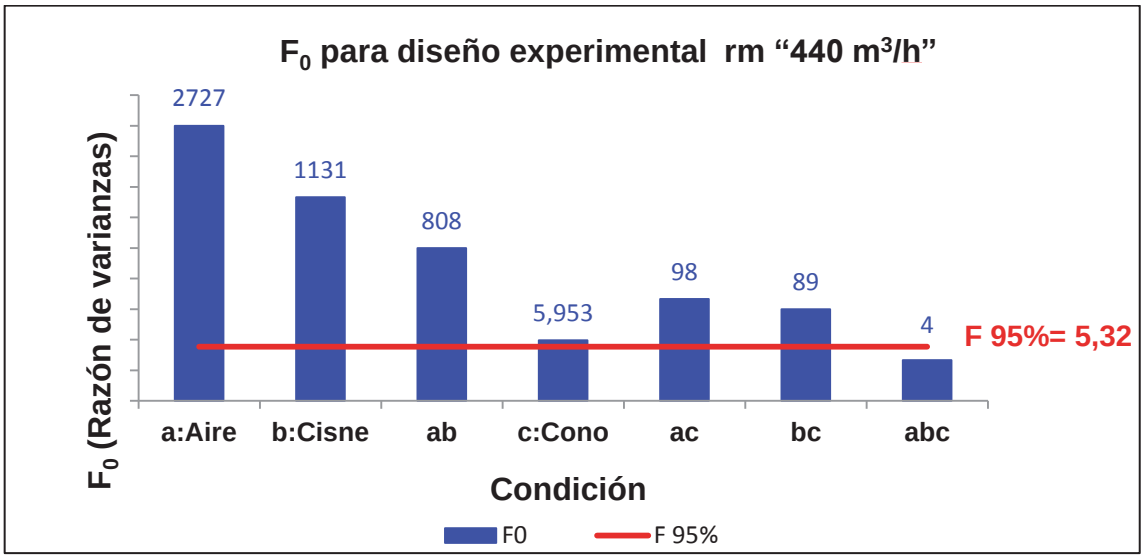


Gráfico 16. ANAVA para Rm para diseño experimental flujo de 440 m^3/h

- El tratamiento abc no se considera en el estudio. (F0 > FTABULADO)

- Todos los demás efectos están activos. (F0 < FTABULADO)

En el gráfico 17 se indica el efecto sobre Rm para 440 m3/h. En color azul, se especifican los efectos atribuidos al hecho de manipular la variable en estudio y en color rojo los efectos atribuidos a un error experimental.

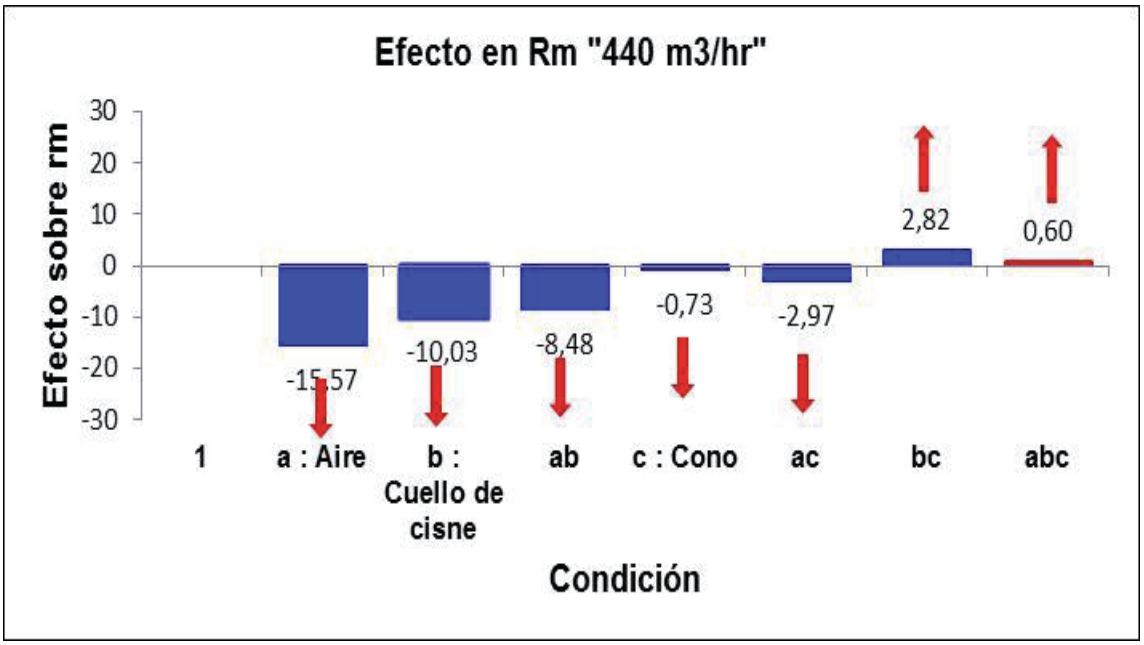


Gráfico 17. Efecto sobre Rm en concentrado para 440 m^3/h.

La variación de -15.57% en la recuperación metalúrgica fue producto de variar en la presión del aire de sus niveles bajo y alto y no producto del error experimental, con un 95% de significancia.

La variación de -10.03% en la recuperación metalúrgica fue producto de variar en el cuello de cisne en sus niveles bajo y alto, y no producto del error experimental, con un 95% de significancia.

La variación de -8.48% en la recuperación metalúrgica fue producto de variar en el aire y el cuello de cisne en sus niveles bajo y alto, y que no fue producto del error experimental, con un 95% de significancia.

La variación de -0,73% en la recuperación metalúrgica fue producto de variar la altura del cono en sus niveles bajo y alto, y que no fue producto del error experimental, con un 95% de significancia.

La variación de -2,97% en la recuperación metalúrgica fue producto de variar la presión de aire y la altura del cono en sus niveles bajo y alto, y que no fue producto del error experimental, con un 95% de significancia.

La variación de +2,82% en la recuperación metalúrgica fue producto de variar la posición del cuello de cisne y la altura del cono en sus niveles bajo y alto, y que no fue producto del error experimental, con un 95% de significancia.

La variación de +0,60% en la recuperación metalúrgica no fue producto de variar en el aire, el cuello de cisne y la posición del cono en sus niveles bajo y alto, sino que fue producto del error experimental, con un 95% de significancia.

4.2.2.- Diseño experimental para flujos de 600 m^3/h.

Se entregan los resultados del diseño experimental 2^3, tanto para %Fe en el concentrado y recuperación metalúrgica para flujos bajos de 600 m3/h.

4.2.2.1.- Diseño experimental %Fe total concentrado para 600 m^3/h.

En el gráfico 18, indica el ANAVA para %Fe total concentrados para diseño experimental flujo de 600 m3/h.

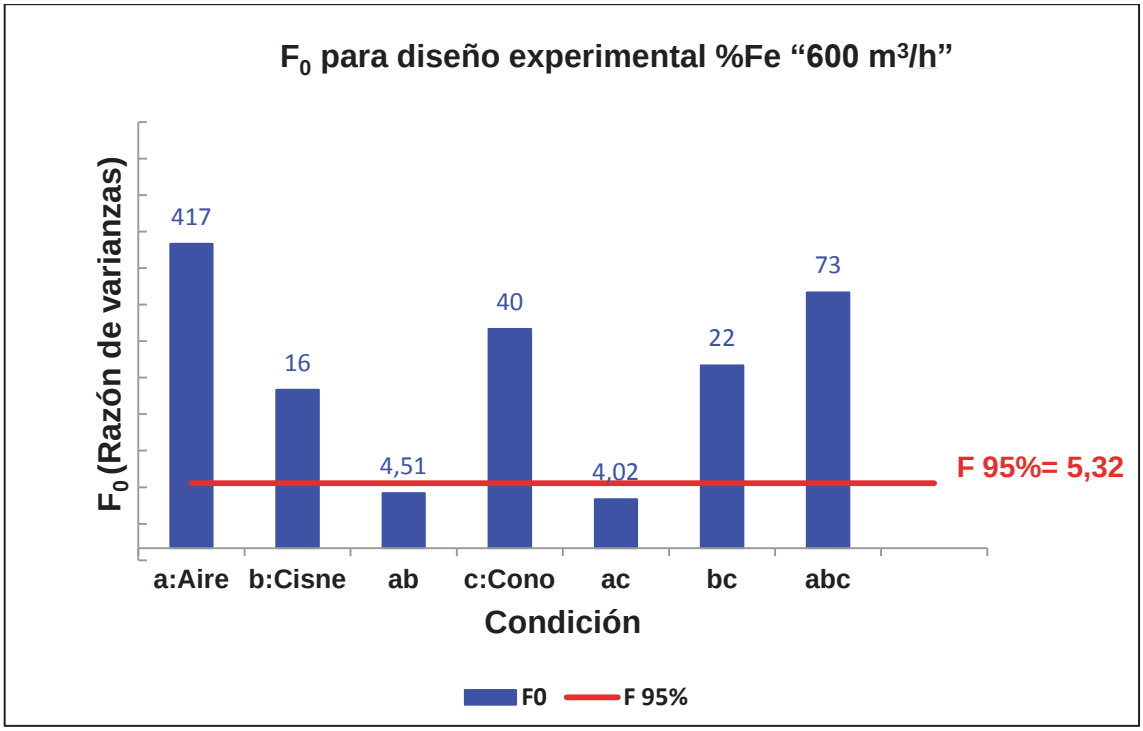


Gráfico 18. ANAVA para %Fe en el concentrado para diseño experimental flujo de 600 m^3/h

- Las condiciones ab y ac están inactivos y no son considerados en el estudio. (F0 > FTABULADO)

- Los demás tratamientos están activos. (F0 < FTABULADO).

En la gráfico 19 se indica el efecto sobre el %Fe en el concentrado para 600 m^3/h. En color azul, se especifican los efectos atribuidos al hecho de manipular la variable en estudio y en color rojo los efectos atribuidos a un error experimental.

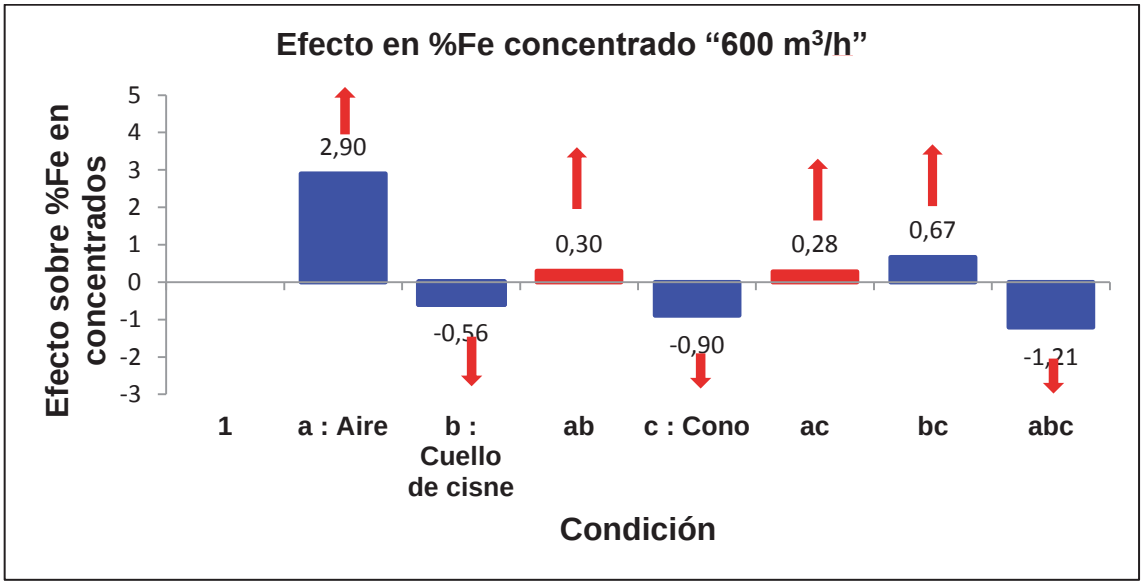


Gráfico 19. Efecto sobre la %Fe en el concentrado para 600 m^3/h.

La variación de +2.9% en la ley de hierro en el concentrado fue producto de variar en la presión del aire de sus niveles bajo y alto y no producto del error experimental, con un 95% de significancia.

La variación de -0,56% en la ley de hierro en el concentrado fue producto de variar en el cuello de cisne en sus niveles bajo y alto, y no producto del error experimental, con un 95% de significancia.

La variación de +0,30% en la ley de hierro en el concentrado no fue producto de variar en el aire y el cuello de cisne en sus niveles bajo y alto, sino que fue producto del error experimental, con un 95% de significancia.

La variación de -0,90% en la ley de hierro en el concentrado fue producto de variar la altura del cono en sus niveles bajo y alto, y que no fue producto del error experimental, con un 95% de significancia.

La variación de +0,28% en la ley de hierro en el concentrado no fue producto de variar la presión de aire y la altura del cono en sus niveles bajo y alto, sino que fue producto del error experimental, con un 95% de significancia.

La variación de +0,67% en la ley de hierro en el concentrado fue producto de variar la posición del cuello de cisne y la altura del cono en sus niveles bajo y alto, y que no fue producto del error experimental, con un 95% de significancia.

La variación de -0.21% en la ley de hierro en el concentrado fue producto de variar en el aire, el cuello de cisne y la posición del cono en sus niveles bajo y alto, y no que fue producto del error experimental, con un 95% de significancia.

4.2.2.2.- Diseño experimental para la variación de Rm para 600 m^3/h.

En el gráfico 20 se indica el F0 resultante luego de realizar el análisis de varianza para la Rm de la condición 600 m3/h. Indica los efectos que se atribuyen por el hecho de manipular la variable o por un error experimental.

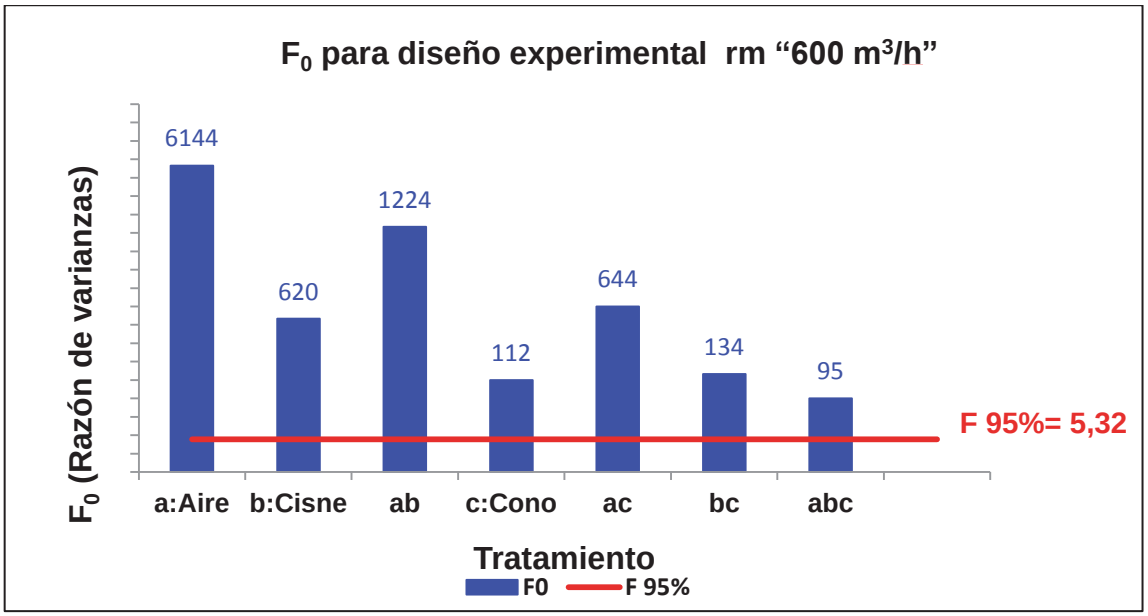


Gráfico 20. ANAVA para diseño experimental de la Rm para flujo de 600 m^3/h

- Todos los efectos sobre las Rm están activos. (F0 < FTABULADO).

En el gráfico 21 se indica el efecto sobre el %Rm para 600 m^3/h. En color azul, se especifican los efectos atribuidos al hecho de manipular la variable en estudio y en color rojo los efectos atribuidos a un error experimental.

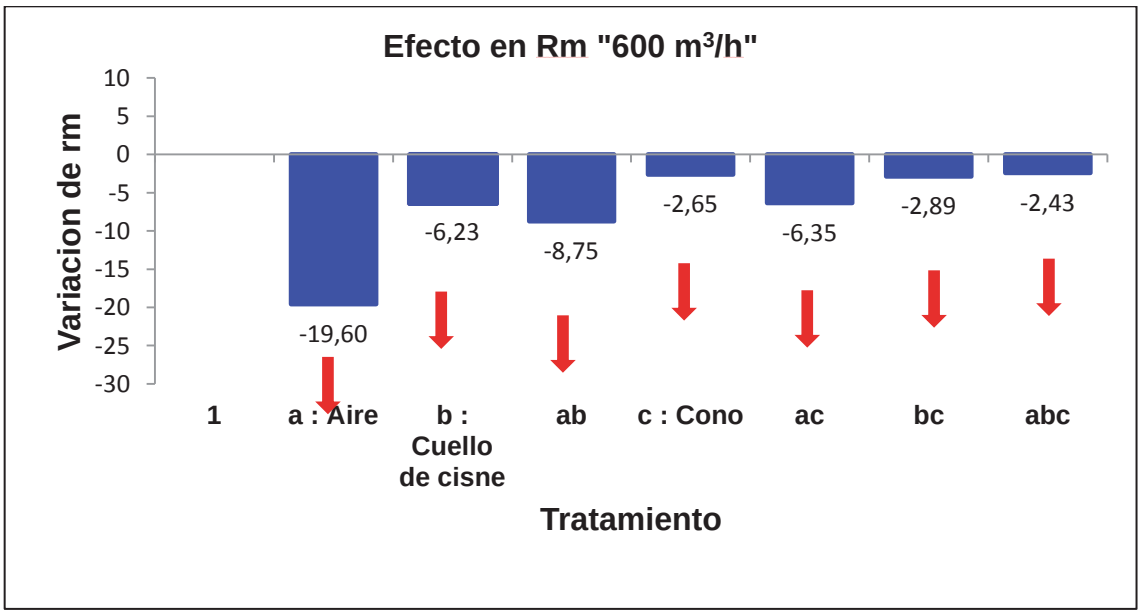


Gráfico 21. Efecto sobre la Rm para 600 m^3/h.

La variación de -19,60% en la recuperación metalúrgica fue producto de variar en la presión del aire de sus niveles bajo y alto y no fue producto del error experimental, con un 95% de significancia.

La variación de -6,23% en la recuperación metalúrgica fue producto de variar en el cuello de cisne en sus niveles bajo y alto, y no fue producto del error experimental, con un 95% de significancia.

La variación de -8.75% en la recuperación metalúrgica fue producto de variar en el aire y el cuello de cisne en sus niveles bajo y alto, y que no fue producto del error experimental, con un 95% de significancia.

La variación de -2,65% en la recuperación metalúrgica fue producto de variar la altura del cono en sus niveles bajo y alto, y que no fue producto del error experimental, con un 95% de significancia.

La variación de -6,35% en la recuperación metalúrgica fue producto de variar la presión de aire y la altura del cono en sus niveles bajo y alto, y que no fue producto del error experimental, con un 95% de significancia.

La variación de -2,89% en la recuperación metalúrgica fue producto de variar la posición del cuello de cisne y la altura del cono en sus niveles bajo y alto, y que no fue producto del error experimental, con un 95% de significancia.

La variación de -2,43% en la recuperación metalúrgica fue producto de variar en el aire, el cuello de cisne y la posición del cono en sus niveles bajo y alto, y no fue producto del error experimental, con un 95% de significancia.

5.- CONCLUSIONES.

5.1.- Evaluación el efecto de una variación en los diámetros de aireadores y distribuidores de las celdas.

Aumentar el área de los aireadores y distribuidores generó un incremento en la tasa de procesamiento que permitió aumentar 25% la producción en la línea 1. Se logró mantener los estándares de calidad en las terceras celdas.

En las primeras celdas disminuyo 0,9% la ley de Fe con respecto a la línea 2. Esta variación se puede atribuir al mayor requerimiento de aire según el tonelaje tratado.

Se recomienda realizar el cambio de distribuidores y aireadores en las celdas de ambas líneas, con el objetivo de aumentar producción y tener un producto con la calidad requerida.

Evaluar aumentar las leyes (principalmente de las primeras celdas) elevando la dosificación de colector (a 190 o 200 g/ton), mayor auto succión y/o inyección de aire y uso de recirculaciones.

El cambio de boquillas y distribuidores debe incorporar una mejora en el sistema de bombeo del área de flotación, para evitar derrames y pérdidas de concentrado en el sector.

5.2.- Desarrollo de diseño experimental 2^3 para determinar el efecto de las variables principales que influyen en el proceso de flotación.

El aire es la variable que más afecta el %Fe en el concentrado de la celda 1. Cuando se tiene un flujo de alimentación de 440 m3/hr la ley de Fe se puede aumentar 1,3% mientras que si la alimentación es de 600 m3/hr el %Fe se puede aumentar 2,9%.

Las demás variables y sus combinaciones son insignificantes con respecto al efecto que causa el aire en el %Fe en el concentrado.

A 440 m3/h y operar con el cono abajo y el cuello de cisne arriba aumenta 2,8% la recuperación metalúrgica.

5.2.1.- Recomendaciones operación primeras celdas:

5.2.1.1.- Estrategia operacional para aumentar la ley de los concentrados:

1. Para flujos ≈ 440 m3/h:

- Operar con el aire al máximo, se espera con esto elevar 1,3 puntos la ley de Fierro.

2. Para flujos ≈ 600 m3/h:

- Operar con la presión de auto succión al máximo (0 psi), con esta estrategia se espera aumentar 2,9 puntos porcentuales la ley de Fe.

5.2.1.2.- Estrategia operacional para mejorar recuperación metalúrgica:

1. Para flujos ≈ 440 m3/h:

- Operar con el cono abajo y el cuello de cisne arriba, con esto se espera subir la recuperación metalúrgica en 2,82%

2. Para flujos ≈ 600 m3/h:

- Operar sin manipular las variables en estudio, ya que al realizar movimientos en éstas sólo se espera que disminuya la recuperación metalúrgica

6.- REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.

1. Castro, S.; “Fundamentos fisicoquímicos de la flotación. Curso Panamericano de metalurgia extractiva”, 100-120 (1983)

2. Diplomado Flotación U de Chile, Willy Kracht, Ph.D., Fernando Romero, M.Sc., Oscar Alruiz, M.Sc., Constantino Suazo, M.Sc., Septiembre 2010.

3. Flotación de minerales, Juan Yianatos B., 2005.

4. Flotación: Fundamentos y Aplicaciones, Sergio Castro, Juan Antonio García 2002.

5. Humberto Gutierrez – Ramon De La Barra – Análisis y diseño de experimento. Segunda Edición. Capitulo 5 y 6. P. 150 a 200.

7.- ANEXOS

Anexo A.- Variables de operación, parámetros metalúrgicos de cada muestreo para diseño experimental 2^3 en duplicado para flujos bajos y flujos altos.

La tabla A-1 indica las variables operacionales y parámetros metalúrgicos para cada condición de muestreo para flujos de 440 m^3/h. Los muestreos se realizaron en duplicado.

	Condición	Flujo [m3/h]	Tonelaje [ton/h]	% sólidos	%Fe Feed	%Fe Conc.	%Fe Tail.	rp	I.E	rm
1	**1**	425	100	19,8	60,82	61,69	32,34	97,04	1,01	98,42
		425	100	19,8	60,60	61,43	30,66	97,30	1,01	98,64
a : Aire	**a**	400	100	20,2	60,56	62,73	38,16	91,17	1,04	94,43
		400	100	20,2	60,89	62,68	37,72	92,83	1,03	95,56
b : Cisne	**b**	450	110	20,7	59,13	62,61	29,72	89,42	1,06	94,68
		460	110	20,9	59,28	62,62	29,97	89,77	1,06	94,83
ab	**ab**	420	130	19,6	60,49	62,90	54,77	70,36	1,04	73,16
		425	130	19,8	60,58	63,25	54,38	69,90	1,04	72,98
c : Cono	**c**	460	115	20,5	61,25	61,96	36,80	97,18	1,01	98,30
		460	115	20,5	61,21	61,74	36,06	97,94	1,01	98,78
ac	**ac**	450	110	20,1	59,78	63,90	41,89	81,28	1,07	86,88
		450	110	20,1	59,44	63,63	38,93	83,04	1,07	88,89
bc	**bc**	440	110	20,1	61,33	62,10	26,0	97,87	1,01	99,10
		440	110	20,2	61,27	61,84	25,8	98,42	1,01	99,33
abc	**abc**	450	115	20,5	61,03	63,23	55,9	70,19	1,04	72,72
		450	115	20,5	61,49	64,04	55,6	69,96	1,04	72,87

Tabla A-1. Variables operacionales y parámetros metalúrgicos para cada condición de muestreo para flujos de 440 m^3/h

La tabla A-2 indica las variables operacionales y parámetros metalúrgicos para cada condición de muestreo para flujos de 600 m^3/h. Los muestreos se realizaron en duplicado.

	Condición	Flujo [m3/h]	Tonelaje [ton/h]	% sólidos	%Fe Feed	%Fe Conc.	%Fe Tail.	rp	I.E	rm
1	**1**	610	180	22,3	61,23	64,12	36,10	89,67	1,05	93,91
		610	180	22,2	61,33	64,13	39,15	88,80	1,05	92,85
a : Aire	**a**	600	165	22,2	61,41	65,50	44,33	80,67	1,07	86,04
		600	165	22,2	61,26	64,95	44,54	81,92	1,06	86,85
b : Cisne	**b**	610	170	22,3	59,01	60,95	30,29	93,67	1,03	96,75
		610	170	22,3	59,43	61,82	30,91	92,27	1,04	95,98
ab	**ab**	600	160	22,0	59,30	65,44	45,33	69,47	1,10	76,66
		600	160	22,1	59,48	65,58	45,40	69,77	1,10	76,93
c : Cono	**c**	600	160	22,3	59,59	61,09	31,32	94,95	1,03	97,34
		600	160	22,2	59,70	61,05	30,54	95,59	1,02	97,74
ac	**ac**	580	160	22,8	59,58	64,95	42,72	75,84	1,09	82,67
		580	160	22,7	59,94	65,37	42,75	75,99	1,09	82,88
bc	**bc**	590	165	22,7	61,77	62,07	31,7	99,01	1,00	99,49
		590	165	22,8	61,93	62,09	31,8	99,47	1,00	99,73
abc	**abc**	600	160	22,4	61,13	64,44	56,4	58,73	1,05	61,91
		600	160	22,6	61,33	64,27	56,9	60,16	1,05	63,05

Tabla A-2. Variables operacionales y parámetros metalúrgicos para cada condición de muestreo para flujos de 600 m^3/h.

Anexo 2.- Algoritmo de yates y ANAVA diseños experimentales 2^3 en duplicado para variables respuesta %Fe concentrados y recuperación metalúrgica para flujos bajos y flujos bajos.

rm	Efecto 1	Efecto 2	Yates	I	II	III Contraste	Efecto	SC	Efecto 1	Efecto 2
1	98,42	98,64	197,06	387,05	722,70	1439,58	-	-	9687,25	9728,91
a	94,43	95,56	189,99	335,65	716,88	-124,60	-15,57	970,31	8917,94	9131,22
b	94,68	94,83	189,51	372,86	-50,44	-80,25	-10,03	402,46	8964,66	8992,39
ab	73,16	72,98	146,14	344,02	-74,16	-67,83	-8,48	287,59	5352,36	5325,97
c	98,30	98,78	197,09	-7,07	-51,40	-5,82	-0,73	2,12	9663,78	9758,31
ac	86,88	88,89	175,77	-43,37	-28,84	-23,72	-2,97	35,18	7548,67	7901,39
bc	99,10	99,33	198,43	-21,32	-36,30	22,56	2,82	31,81	9820,44	9867,16
abc	72,72	72,87	145,59	-52,85	-31,53	4,77	0,60	1,42	5288,18	5309,47
		Y...	1439,58						SUMA	131258,11
		(Y...)^2	2072389,92						(Y...)^2	2072389,92
									(Y...)^2/16	129524,37
									STC	1733,74

Tabla B-1. Algoritmo de yates para el efecto recuperación metalúrgica para flujos bajos de 440 m^3/h.

%Fe Conc.	Efecto 1	Efecto 2	Yates	I	II	III Contraste	Efecto	SC	Efecto 1	Efecto 2
1	61,69	61,43	123,12	248,53	499,91	1002,35	-	-	3805,66	3773,64
a	62,73	62,68	125,41	251,38	502,44	10,37	1,30	6,72	3935,05	3928,78
b	62,61	62,62	125,23	251,23	3,21	2,83	0,35	0,50	3920,01	3921,26
ab	62,90	63,25	126,15	251,21	7,16	-1,87	-0,23	0,22	3956,41	4000,56
c	61,96	61,74	123,70	2,29	2,85	2,53	0,32	0,40	3839,04	3811,83
ac	63,90	63,63	127,53	0,92	-0,02	3,95	0,49	0,98	4083,21	4048,78
bc	62,10	61,84	123,94	3,83	-1,37	-2,87	-0,36	0,51	3856,41	3824,19
abc	63,23	64,04	127,27	3,33	-0,50	0,87	0,11	0,05	3998,03	4101,12
		Y...	1002,35						SUMA	62803,99
		(Y...)^2	1004705,52						(Y...)^2	1004705,52
									(Y...)^2/16	62794,10
									STC	9,90

Tabla B-2. Algoritmo de yates para el efecto %Fe concentrado para flujos bajos de 440 m^3/h.

rm	Efecto 1	Efecto 2	Yates	I	II	III Contraste	Efecto	SC	Efecto 1	Efecto 2
1	93,91	92,85	186,76	359,66	705,98	1390,80	-	-	8819,48	8621,55
a	86,04	86,85	172,90	346,32	684,82	-156,81	-19,60	1536,82	7403,67	7543,73
b	96,75	95,98	192,73	360,64	-53,01	-49,81	-6,23	155,05	9360,97	9211,87
ab	76,66	76,93	153,59	324,18	-103,80	-70,01	-8,75	306,37	5876,87	5917,85
c	97,34	97,74	195,09	-13,87	-13,34	-21,16	-2,65	27,99	9475,86	9553,67
ac	82,67	82,88	165,55	-39,14	-36,46	-50,79	-6,35	161,25	6834,94	6869,17
bc	99,49	99,73	199,22	-29,53	-25,28	-23,12	-2,89	33,40	9899,19	9945,90
abc	61,91	63,05	124,95	-74,27	-44,74	-19,46	-2,43	23,67	3832,62	3974,88
		Y...	1390,80						SUMA	123142,20
		(Y...)^2	1934330,45						(Y...)^2	1934330,45
									(Y...)^2/16	120895,65
									STC	2246,55

Tabla B-3. Algoritmo de yates para el efecto recuperación metalúrgica para flujos altos de 600 m^3/h.

%Fe Conc.	Efecto 1	Efecto 2	Yates	I	II	III Contraste	Efecto	SC	Efecto 1	Efecto 2
1	64,12	64,13	128,25	258,71	512,50	1017,83	-	-	4111,85	4112,21
a	65,50	64,95	130,46	253,79	505,33	23,19	2,90	33,60	4290,69	4218,73
b	60,95	61,82	122,77	252,46	10,45	-4,51	-0,56	1,27	3714,90	3821,71
ab	65,44	65,58	131,02	252,87	12,73	2,41	0,30	0,36	4282,39	4300,74
c	61,09	61,05	122,14	2,20	-4,92	-7,16	-0,90	3,21	3732,49	3726,58
ac	64,95	65,37	130,32	8,25	0,41	2,28	0,28	0,32	4218,54	4273,40
bc	62,07	62,09	124,16	8,18	6,05	5,32	0,67	1,77	3852,68	3855,17
abc	64,44	64,27	128,71	4,55	-3,63	-9,68	-1,21	5,85	4152,51	4130,63
		Y...	1017,83						SUMA	64795,23
		(Y...)^2	1035971,14						(Y...)^2	1035971,14
									(Y...)^2/16	64748,20
									STC	47,03

Tabla B-4. Algoritmo de yates para el efecto %Fe concentrado para flujos altos de 600 m^3/h.

	SC	GL	CM	F0	0,95
a	970,313	1	970,313	2727,252	SI
b	402,464	1	402,464	1131,203	SI
ab	287,592	1	287,592	808,333	SI
c	2,118	1	2,118	5,953	SI
ac	35,176	1	35,176	98,868	SI
bc	31,805	1	31,805	89,394	SI
abc	1,425	1	1,425	4,004	NO
ERROR	2,846	8	0,356		
TOTAL	1733,739	15			

Tabla B-5. Análisis de varianza de diseño experimental 2^3 para flujos bajos de 440 m^3/h. Efectos sobre %Fe la recuperación metalúrgica.

	SC	GL	CM	F0	0,95
a	6,721	1	6,721	103,630	SI
b	0,501	1	0,501	7,718	SI
ab	0,219	1	0,219	3,370	NO
c	0,400	1	0,400	6,168	SI
ac	0,975	1	0,975	15,036	SI
bc	0,515	1	0,515	7,938	SI
abc	0,047	1	0,047	0,729	NO
ERROR	0,519	8	0,065		
TOTAL	9,896	15			

Tabla B-6. Análisis de varianza de diseño experimental 2^3 para flujos bajos de 440 m^3/h. Efectos sobre %Fe en los concentrados.

	SC	GL	CM	F0	95%
a	1536,822	1	1536,822	6144,013	SI
b	155,048	1	155,048	619,860	SI
ab	306,367	1	306,367	1224,813	SI
c	27,992	1	27,992	111,907	SI
ac	161,254	1	161,254	644,673	SI
bc	33,402	1	33,402	133,536	SI
abc	23,666	1	23,666	94,614	SI
ERROR	2,001	8	0,250		
TOTAL	2246,551	15			

Tabla B-7. Análisis de varianza de diseño experimental 2^3 para flujos altos de 600 m^3/h. Efectos sobre la recuperación metalúrgica.

	SC	GL	CM	F0	95%
a	33,601	1	33,601	416,889	SI
b	1,269	1	1,269	15,749	SI
ab	0,364	1	0,364	4,517	NO
c	3,208	1	3,208	39,798	SI
ac	0,324	1	0,324	4,020	NO
bc	1,772	1	1,772	21,980	SI
abc	5,853	1	5,853	72,612	SI
ERROR	0,645	8	0,081		
TOTAL	47,035	15			

Tabla B-7. Análisis de varianza de diseño experimental 2^3 para flujos altos de 600 m^3/h. Efectos sobre %Fe en los concentrados.