



**UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO**

---

**FACULTAD DE INGENIERÍA**

**IMPORTANCIA DE LA METODOLOGÍA  
EXPERIMENTAL EN LA SELECCIÓN DE REACTIVOS  
PARA LA FLOTACIÓN DE MINERALES**

**INFORME DE ACTIVIDADES PROFESIONALES**

Que para obtener el título de  
**Ingeniero de Minas y Metalurgista**

**P R E S E N T A**

Gustavo Sampayo Reyes

**ASESOR(A) DE INFORME**

M.I. José Enrique Santos Jallath



**Ciudad Universitaria, Cd. Mx., 2018**

## **Agradecimientos...**

Agradezco desde lo más profundo de mi corazón a mis queridos padres que sobre todas las cosas dieron todo por mí y me mantuvieron de pie siempre. Ahora que soy padre entiendo que su amor incondicional no tiene límites. Agradezco también a mi hermana que vivió a mi lado compartiendo y apoyándome siempre en los buenos y malos momentos durante mi niñez y juventud.

A la Universidad Nacional Autónoma de México por enseñarme que antes de cualquier asignatura o aprendizaje técnico hay que alimentar el espíritu, el orgullo, la libertad de pensamiento y la vocación humanista para convertirnos en auténticos profesionistas.

Especial agradecimiento a mi estimado amigo José Santos que admiro y aprecio, que tuvo siempre el interés de buscarme, brindándome su tiempo, paciencia, amistad y respaldo total para impulsarme a seguir adelante a pesar de los obstáculos y acontecimientos.

Agradezco también a Alfredo Santana: un invaluable compañero de vida que ha caminado a mi lado en extraordinarias aventuras e inolvidables momentos. A él le debo el hecho de que en este momento esté escribiendo estas líneas. Muchos años más están por venir y difícil sería imaginarlos sin la amistad de Alfredo.

## **Dedicatoria...**

Para mis hermosas hijas *Daya*, *Dulce María* y mi querida y hermosa esposa *Merry* que me han dado su amor, su paciencia y su tiempo. Esperándome siempre en cada viaje y tolerándome con paciencia el estar muchas horas sentado en frente de esta computadora. A ellas que valoran nuestros momentos juntos y disfruta nuestra familia, quiero decirles que las llevo en mis pensamientos y que son el motor y la energía que me ayuda a seguir siempre. Para ustedes este trabajo, porque siempre me han acompañado a todos lados y me han enseñado que juntos llegamos y llegaremos a donde sea.

# ÍNDICE

---

<b>1. INTRODUCCIÓN .....</b>	<b>1</b>
<b>2. OBJETIVO .....</b>	<b>5</b>
<b>3. CYTEC-SOLVAY: SUS ORÍGENES Y EVOLUCIÓN .....</b>	<b>6</b>
<b>4. IDENTIFICACIÓN DE LAS NECESIDADES DEL CLIENTE .....</b>	<b>11</b>
4.1 Identificación mineralógica.....	11
4.2 Liberación y asociaciones mineralógicas.....	12
4.3 Entendimiento del proceso actual .....	15
4.4 Esquema actual de reactivos .....	18
4.5 Definición del objetivo del cliente .....	18
<b>5. METODOLOGÍA PARA LA SELECCIÓN DE REACTIVOS .....</b>	<b>19</b>
5.1 Desempeño metalúrgico de las principales variables del proceso .....	19
5.2 Pruebas Diagnóstico para laboratorio .....	22
5.3 Diseño de experimentos factoriales para laboratorio .....	27
5.4 Pruebas Confirmatorias.....	30
5.5 Pruebas en Planta .....	31
5.5.1 Metodología CYTEC RefDist® .....	32
5.5.2 Análisis de Prueba en planta mediante el uso de Covarianza (ANCOVA). Comparación de dos líneas de tendencia .....	35
<b>6. CASOS DE ESTUDIO.....</b>	<b>37</b>
6.1 Caso de Estudio: Diseño de experimentos para la evaluación de colectores y espumantes para flotación bulk Au-Ag en una mina de la sierra de Chihuahua .....	37
6.2 Caso de Estudio: Análisis de resultados de prueba en planta. Evaluación de Aerophine A3409 en el circuito de Pb en una mina polimetálica del estado de Zacatecas.....	42
6.3 Caso de Estudio: Diseño de prueba de Planta usando RefDist® en una flotación de plomo de un yacimiento de sulfuros polimetálicos en Zacatecas, México .....	50
6.4 Caso de Estudio: Análisis de datos para una prueba de planta en flotación de Cu, mediante el Análisis de Covarianza.....	53
<b>7. COMENTARIOS FINALES Y CONCLUSIONES.....</b>	<b>57</b>
<b>REFERENCIAS.....</b>	<b>59</b>
<b>APÉNDICE 1. Análisis económico comparativo entre dos esquemas químicos .....</b>	<b>60</b>
<b>APÉNDICE 2. Cálculo de los límites de confianza .....</b>	<b>61</b>
<b>APÉNDICE 3. Cálculo de las diferencias en un diseño experimental de planta .....</b>	<b>63</b>

# 1. INTRODUCCIÓN

La explotación de minerales en nuestro país se ha hecho presente desde tiempos prehispánicos, siendo desde entonces hasta nuestros tiempos uno de los principales motores para el desarrollo de la economía. La riqueza de los recursos minerales en el país genera importantes beneficios directos e indirectos en el sector minero, creando una gran cadena comercial productiva y oportunidades de trabajo que se reflejan en el desarrollo del país y nuestra sociedad. La actividad minera es de las principales generadoras de divisas y tiene presencia en la mayoría de los estados de México haciendo atractivas las inversiones tanto nacionales como extranjeras.

México ocupa los primeros lugares en la producción de algunos minerales: primer productor mundial de plata, undécimo de oro y duodécimo de cobre. También es el segundo mayor productor de fluorita, el tercero más grande de bismuto y el quinto más grande de plomo. El valor de la producción minera de México se divide en: 21% oro, 20% plata, 14% cobre, 8% zinc y el resto en otros minerales, según los últimos datos disponibles de la Secretaría de Economía (Minería/Estadísticas y estudios del sector, 2015)

Existen diferentes procesos de concentración de minerales, sin embargo, el proceso de flotación es uno de los más aplicados en la industria debido a su gran rentabilidad para concentrar un gran número de especies con distintas características. La carrera por el desarrollo tecnológico e innovación en la flotación continúa hasta el día de hoy, generando más entendimiento técnico y mejores aplicaciones de nuevos reactivos químicos, equipo y estrategias de control.

A mediados del siglo XIX, en el año 1860, fue descubierto el hecho de que los minerales presentaban características de humectabilidad y subsecuentemente éstos podían hacerse hidrofóbicos por medio de reactivos químicos (Gaudin, 1957). La “Flotación por aceite” se convirtió en la piedra angular de la flotación, como la conocemos hoy en día; este proceso ha permitido la concentración de minerales de baja ley y el manejo de altos tonelajes de producción haciendo rentable la explotación y el beneficio de números yacimientos alrededor del mundo. Los colectores químicos empezaron a reemplazar a los aceites de flotación en la década de 1920 con el descubrimiento de los ditiofosfatos y xantatos orgánicos, los cuales se colocaron rápidamente como colectores de sulfuros muy eficaces para la recuperación de metales de baja ley y minerales complejos (Fuerstenau, 1985). El desarrollo continuo de reactivos trajo como resultado el uso comercial de otros colectores, incluyendo las químicas de tionocarbamatos, tiocarbamatos, mercaptobenzotiazoles, tiofosfatos y fosfinas que han dado particular ventaja al proceso de flotación, logrando el mejoramiento de la producción.

La flotación es un proceso fisicoquímico que consta de tres fases sólida-líquida-gaseosa que tiene por objetivo la separación de especies minerales mediante la adhesión selectiva de partículas a burbujas de aire (Fuerstenau, 1985). Los principios básicos en que se fundamenta el proceso de flotación son la hidrofobicidad del mineral, que permite la adherencia de las partículas sólidas a las burbujas de aire por el efecto de reactivos con características específicas y especiales, y la formación de una espuma estable sobre la superficie del agua que permite mantener las partículas sobre la

superficie, efecto que se ha logrado con la aplicación de los espumantes, los cuales son seleccionados de acuerdo a los contenidos de los elementos de interés y el tamaño de partícula que se quiera recuperar.

Existen diferentes técnicas para la concentración de minerales por el método de flotación. El tipo de procedimiento utilizado, depende del contenido de los elementos de interés a recuperar y de la naturaleza del mineral (sulfuros, nativos, óxidos, silicatos, carbonatos, etc.). Aunque se sabe que la flotación es un proceso que se adapta convencionalmente a la recuperación de sulfuros, diversos avances químicos han mejorado en gran medida la recuperación de óxidos, silicatos y carbonatos, abriendo el panorama para la implementación de otros procedimientos y nuevas inquietudes. La flotación ha sido muy estudiada durante varias décadas, y sin embargo, aún existen mecanismos o comportamientos que no han sido bien caracterizados o entendidos, razón por la cual el interés por desarrollar nuevos productos, nuevos equipos, nuevas investigaciones está indudablemente vigente tanto en la industria como en la academia.

Durante mi experiencia laboral, me he desarrollado en el área del procesamiento de minerales, realizando diversas funciones y teniendo variadas responsabilidades en diferentes operaciones mineras: Minera Maple (Naica, Chih.), Minera Sabinas (Sombrerete, Zac.), Minera Bismark (Ascensión, Chih.) y Minera Cuzcatlán (San José del Progreso, Oax.). Estas fueron las unidades en las que pude desarrollarme como profesional dentro de una operación en planta y que me dieron la oportunidad de adquirir las principales experiencias y conocimientos técnicos que se enlistan a continuación: 1) operación de los procesos unitarios como trituración, molienda, flotación, espesamiento, filtrado y presa de jales; 2) conocimiento especializado en la obtención de los valores de interés mediante la concentración de minerales por medio de diferentes circuitos de flotación; 3) análisis estadístico de los datos de operación para establecer estrategias de mejoramiento del proceso y el incremento de la recuperación económica; 4) elaboración de balances e inventarios para el control de la contabilidad metalúrgica; y 5) análisis de las variaciones en indicadores metalúrgicos, costos y presupuestos.

La experiencia adquirida en las operaciones mineras mencionadas, me dieron la oportunidad de integrarme al equipo de trabajo de Cytec Industries Inc., ahora Solvay Group, como proveedor de servicios de la industria minera, particularmente en el área de reactivos químicos para procesamiento de minerales por flotación.

Actualmente, formo parte del equipo de soporte técnico y ventas, dentro de la unidad de negocio “Mining Solutions” con presencia global y un equipo especializado de investigadores, ingenieros y químicos. Las principales funciones como “Senior Metallurgist” que actualmente desempeño dentro de la compañía son: 1) la responsabilidad de guiar y dar recomendaciones a los programas técnicos de evaluación de reactivos que se desarrollan en la región de México y Centro América, para establecer prioridades de acuerdo al plan estratégico regional; 2) revisar los análisis de datos y reportes técnicos elaborados por el equipo, con el fin de proveer recomendaciones acerca de las conclusiones obtenidas; y 3) recomendar estrategias de mercado para permitir el crecimiento sostenido, de acuerdo a las oportunidades de negocio, manteniendo siempre la visión y el modelo de

negocio de Solvay. Previo a esta función laboral, me desempeñé como “Sales Technical Specialist” con las siguientes responsabilidades: 1) entregar soluciones mediante la aplicación de esquemas químicos, buscando mejoras en las recuperaciones de los valores de interés y en la concentración de los mismos; 2) proveer recomendaciones en la aplicación de los reactivos químicos buscando la mejor relación costo beneficio; y sobre todo 3) encontrar oportunidades de negocio para la compañía mediante soluciones que aporten valor a los clientes.

Algunas de las experiencias adquiridas y entrenamientos específicos que he recibido a lo largo de mi carrera profesional dentro de Solvay son los siguientes:

- Desarrollo de planes estratégicos en cuentas claves para la región.
- Introducción en el mercado de nuevos productos y formulaciones.
- Generación de nuevas formulaciones de acuerdo a minerales específicos.
- Elaboración de programas de investigación metalúrgica.
- Concentración bulk\* de minerales de cobre y molibdeno y separación Cu/Mo.
- Flotaciones secuenciales Cu-Pb-Zn y Pb-Cu-Zn.
- Recuperación de Au y Ag en la flotación de piritas.
- Remoción de carbón por medio de la pre-flotación y depresión de carbón.
- Flotación de óxidos de cobre.
- Flotación de minerales no metálicos en la flotación inversa de óxidos de fierro.
- Flotación de anglesita y cerusita.
- Conocimiento del comportamiento metalúrgico de los grupos funcionales más comunes dentro de los colectores, experiencia en la aplicación de espumantes y modificadores.
- Elaboración de diseños de experimentos en laboratorio.
- Diseño de pruebas industriales en circuitos de flotación.
- Análisis estadísticos de datos de operación de plantas concentradoras.
- Análisis económicos ROI (retornos de inversión).
- Cultura de trabajo mediante la filosofía Seis Sigma.

Los conocimientos adquiridos dentro de la carrera profesional relacionados con las ciencias de la tierra, específicamente al procesamiento de minerales, la formación educativa como ingeniero dentro de la Universidad Nacional Autónoma de México y la experiencia profesional adquirida a lo largo de los últimos 12 años, me han dado las herramientas y las oportunidades para desempeñarme profesionalmente dentro de la cadena de creación de valor de una empresa líder mundial por su innovación tecnológica y su cultura de trabajo.

Durante mi trayectoria, he podido ser testigo de la situación por la que atraviesa la industria minera y en particular el procesamiento de minerales. Las compañías mineras nacionales e internacionales invierten más recursos en el capital humano y en la generación de valor dentro de sus procesos y operaciones buscando alcanzar mayores ingresos y retornos de inversión para los inversionistas.

\* Término utilizado para indicar una flotación de 2 o más elementos de interés dentro de un mismo concentrado. Por ejemplo un concentrado de Cu y Mo; un concentrado de Pb y Cu con valores de Ag; o un concentrado de Fe (piritas) con Au y Ag.

Ingenieros de proceso dedican e invierten mucho tiempo de su vida profesional trabajando en mejorar el diseño y el desempeño de los procesos de sus plantas. La presión para incrementar el tonelaje, mejorar la recuperación y el grado y reducir los costos siempre estará presente en las operaciones.

Los precios de los metales son volátiles y muchas veces impredecibles y pese a los intentos y pronósticos de los analistas financieros, se sabe que existen ciertos factores cíclicos, dentro de la oferta y demanda mundial de materias primas, que obligan a la industria minera a transitar de periodos de bonanza económica a periodos de gran recesión. El avance tecnológico, innovaciones y nuevas culturas de trabajo han jugado un papel muy importante dentro de la explotación minera, beneficio y extracción de minerales, lo que ha permitido enfrentar los periodos de recesión de una manera más tolerable y eficiente. Sin embargo, los retos son cada vez más grandes, los niveles de inversión de capital mayores y las regulaciones cada vez más estrictas, debido a la imperante necesidad de explotar y procesar grandes cantidades de mineral debido a las constantes disminuciones de las leyes de cabeza en la mayoría de los yacimientos importantes de nuestro país y del mundo. La situación actual no da señales de cambio en el mediano ni largo plazo, por lo que la actividad minera está obligada a sobrevivir a estos escenarios cada vez más complejos.

El hecho es que la producción mundial se incrementa cada día más para satisfacer la demanda de los metales debido al crecimiento de la población mundial, por lo que la eficiencia en el procesamiento de minerales y el tratamiento de menas cada vez más complejas en términos de mineralogía e impurezas son los retos actuales de todas las compañías mineras.

Innovación es el proceso de introducir algo nuevo y eficaz. Por ejemplo, en una operación existente, esto podría ser el cambio de una nueva configuración de ciclones, un cambio en el circuito de flotación, la utilización de una nueva programación de un control experto o, lo que concierne a este trabajo escrito, el cambio de un nuevo esquema de reactivos de flotación. Productividad, innovación y precios están intrínsecamente vinculados, irónicamente, a largo plazo, algunos de los factores que causan la disminución de los precios de los metales son precisamente: 1) el incremento en la producción y productividad con maquinarias de gran dimensión que reducen los costos unitarios, y 2) la eficiencia de los procesos con la llegada de nuevas tecnologías (Napier-Munn, 2014).

Hay dos caminos para mejorar el desempeño económico de un proceso: incrementando los ingresos a través del incremento en tonelaje procesado, recuperación o grados; y reduciendo el costo operativo del proceso. El uso de reactivos químicos de nueva tecnología juega un importante rol en las dos estrategias antes mencionadas, ya sea con el mejoramiento de los ingresos por conceptos de recuperaciones y/o grados, o reduciendo el costo operativo por tonelada procesada.

El presente trabajo, abordará la importancia que tiene la aplicación de una metodología experimental, basada en diseño de experimentos, que permita hacer una adecuada selección de reactivos y conocer el efecto de los mismos sobre la mejora de los procesos de flotación.

## 2. OBJETIVO

El presente trabajo tiene por objeto ilustrar los conceptos principales considerados en la selección y evaluación de reactivos químicos para la flotación de minerales, tomando como referencia el uso de algunas de las técnicas y protocolos de la filosofía Seis Sigma para la solución de problemas; principalmente para el mejoramiento del proceso.

En la práctica convencional de selección de reactivos, se ha venido considerado una visión tradicional simplificada del problema que consiste en realizar los experimentos bajos las llamadas “condiciones estándar” de laboratorio que difícilmente son alcanzadas en la planta; o bien, construir soluciones a partir de datos poco consistentes. La complejidad de un proceso multivariable y altamente dinámico como la flotación, impiden que esta visión tradicional simplificada realmente tenga la capacidad de evaluar la variación e interacciones de los principales factores sobre las respuestas del proceso, repercutiendo negativamente sobre la toma decisiones.

Por lo tanto, el presente trabajo además de mostrar el campo de acción dentro del cual me he desempeñado profesionalmente en los recientes años, presentará en los siguientes capítulos, un enfoque holístico, integral, denominado “Flotation Matrix 100”, para abordar la problemática del mejoramiento del proceso mediante una efectiva selección de reactivos, la evaluación y la aplicación de los mismos, que proporcione soluciones robustas frente a la complejidad de los procesos modernos.



### 3. CYTEC-SOLVAY: SUS ORÍGENES Y EVOLUCIÓN

Cyanamid Technologies (CYTEC) tiene sus orígenes con la aparición de la compañía química American Cyanamid, fundada por Frank Washburn en 1907. Washburn fue un ingeniero civil con alta experiencia en la obtención de nitrato contenido en los depósitos de salitre de la zona de América del Sur. Su amplia visión de negocio y actitud emprendedora lo llevó a construir presas en el sur de los Estados Unidos, con la intención de descubrir nuevos usos industriales para la incipiente industria hidroeléctrica (Funding Universe, 2015). Fue así como, combinando su experiencia en el ramo de la extracción de nitrato y su pasión por la energía eléctrica, encontró y compró los derechos de una nueva y revolucionaria forma de extraer nitrógeno del aire mediante el uso del arco eléctrico. De igual modo, Washburn se hizo de los derechos de un nuevo método de unión de Nitrógeno, Carburo (carbón) y Cal (CaO), produciendo así un compuesto orgánico llamado Cyanamide (CN<sub>2</sub>H<sub>2</sub>).

Para Washburn, estos dos métodos, despertaron tanto interés dentro de sus objetivos profesionales y personales que fue el nacimiento de la compañía American Cyanamid, estableciendo su primera planta de producción en Welland, Canadá, la cual era alimentada con una planta hidroeléctrica utilizando el cauce del Niágara.

Los usos de las cianamidas (cyanamide) y sus derivados fueron tan amplios en numerosas industrias que pronto la compañía American Cyanamid se diversificó en productos y servicios, creciendo exponencialmente hasta convertirse en una compañía líder mundial con cerca de 100,000 empleados en los mediados de los años 70. Los productos Cyanamid se usaron en muchos campos de la industria: fertilizantes, insecticidas, pesticidas y suplementos alimenticios, son algunos ejemplos. La industria minera utilizó también los explosivos y productos fabricados por Cyanamid para la explotación minera y para la concentración y extracción de minerales, siendo el principal proveedor de Nitrato de Amonio como explosivo y cianuro de sodio (*Cyanide*) para la extracción del oro (Figura 3.1). Otras numerosas aplicaciones especiales fueron desarrolladas en American Cyanamid para la industria del papel, para decapado del acero, acabados para automóviles, electrodomésticos y adhesivos.



Figura 3.1 – Ejemplos de productos producidos por American Cyanamid.

En 1962, Cyanamid expandió su planta en Welland para incluir la producción de antibióticos de amplio espectro como la tetraciclina.

Cyanamid también fue el primer productor mundial de fosfato de di-amonio (diammonium phosphate, DAP) y superfosfato triple (triple superphosphate, TSP) para la producción de fertilizantes. Las aportaciones de American Cyanamid en la medicina y en la agricultura fueron notables para la humanidad, posicionándose como una empresa pionera en el desarrollo de vacunas y antibióticos; generando así importantes ganancias a la compañía.

En 1991, después de una prolongada recesión en la industria química, el consejo de administración de American Cyanamid, decidió separar el negocio de Químicos (*Chemical business*) del negocio de Medicina y Agricultura para rediseñar una estrategia de negocio (Anthony, 1990). Esta nueva división Química fue llamada Cytec Industries Inc. En 1993, se anunció la venta de Cytec Industries a sus accionistas y American Cyanamid virtualmente terminó su transformación de una compañía química, a una farmacéutica y de productos agrícolas. Al paso del tiempo, después de varias operaciones financieras, la división farmacéutica de American Cyanamid se terminó fusionando con la importante firma Pfizer y la división de agricultura terminó fusionándose con la compañía alemana BASF.

El inicio de Cytec Industries no fue fácil en términos de crecimiento, pero después del establecimiento de su modelo de negocio, basado en la generación de valor y ayudando a sus clientes a maximizar el rendimiento de sus operaciones, fue como se logró consolidar como la compañía líder del mercado alcanzando ventas de \$1.1 billones de dólares en sus dos primeros años. (Funding Universe, 2015)

La cultura de innovación heredada por Cyanamid, ha llevado a la generación de numerosas patentes y desarrollos de productos tecnológicos que han evolucionado los procesos de concentración y extracción de minerales dentro de la industria minera, posicionándose como un socio estratégico en la cadena de valor de importantes empresas mineras y en general de la industria alrededor del mundo.

Después de 22 años trabajando como empresa independiente de Cyanamid, y con más de 100 años de historia dentro de la industria minera (Figura 3.2), Cytec Industries fue adquirida por la compañía Solvay Group en Diciembre del 2015. La operación resultó luego de un ambicioso plan de la compañía Solvay por consolidarse como una de las empresas con mayor presencia en la innovación tecnológica en diferentes campos de la industria.



Figura 3.2 – Logotipo conmemorativo por el aniversario número 100 dentro de la industria.

La empresa europea Solvay, al igual que Cytec, es una empresa de gran tradición, formada desde 1863 por el científico Ernest Solvay conocido por sus avances tecnológicos en el proceso de generación de carbonato de sodio,  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  (soda ash), mismo que llevó a escala industrial, lo que lo posicionó dentro de una expansión internacional, construyendo plantas en todo el mundo industrializado. En 1900 el 95% del carbonato de sodio consumido en el mundo se produjo utilizando el proceso Solvay.

Solvay, demostró un gran amor por la ciencia, haciendo importantes aportaciones en el financiamiento y divulgación de los más relevantes temas científicos del momento, logrando reunir a las mentes científicas más brillantes de la época para que pudieran debatir e intercambiar ideas. Fue parte de una generación de notables científicos como Walther Nernst, Max Planck, Hendrik Lorentz, Albert Einstein, Marie Curie, Henri Poincaré, Martin Knudsen, Paul Langevin y Frederick Lindemann entre otros. Figura 3.3.



Figura 3.3 - Fotografía de la primer conferencia en 1911 en el Hotel Metropole, Bruselas. Sentados (I-D): W. Nernst, M. Brillouin, E. Solvay, H. Lorentz, E. Warburg, J. Perrin, W. Wien, M. Curie, and H. Poincaré. Parados (I-D): R. Goldschmidt, M. Planck, H. Rubens, A. Sommerfeld, F. Lindemann, M. de Broglie, M. Knudsen, F.

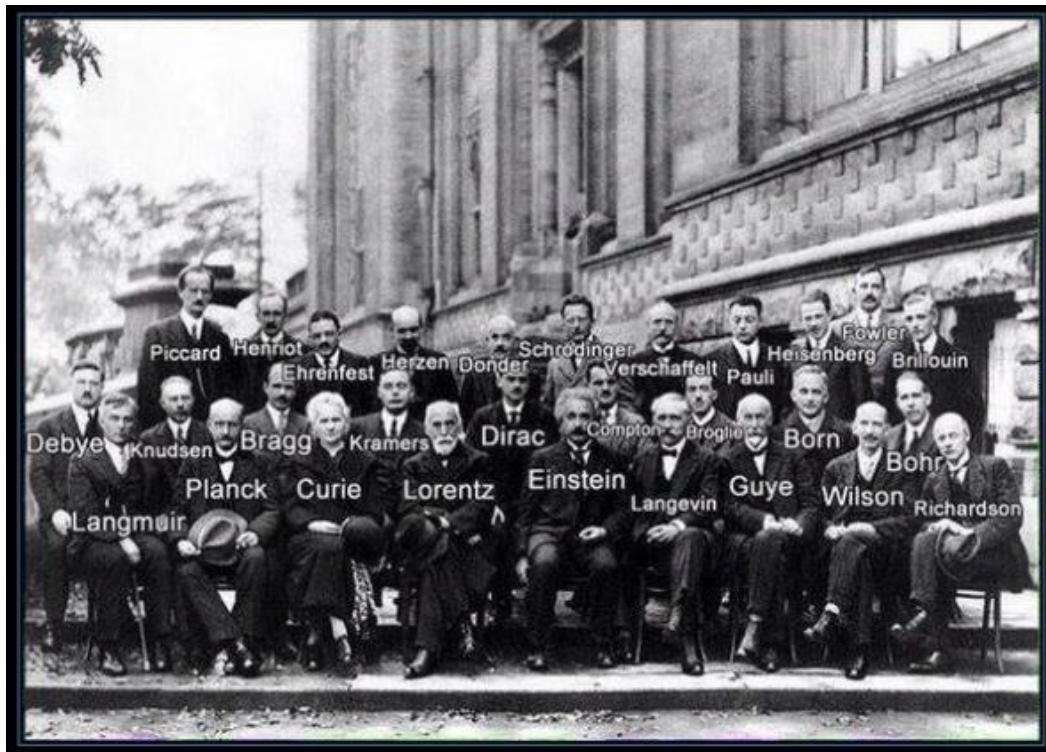


Figura 3.4 – Conferencia de 1927. Quinta Conferencia Solvay sobre física organizada en Bruselas.



Figura 3.5 – Sexta conferencia en 1930: tema principal magnetismo. Parados (I-D): Edouard Herzen, Émile Henriot, Jules Émile Verschaffelt, Charles Manneback, A. Cotton, J. Errera, Otto Stern, Auguste Piccard, Walther Gerlach, Charles Galton Darwin, Paul Dirac, E. Bauer, Pyotr Leonidovich Kapitsa, Léon Brillouin, Hendrik Anthony Kramers, Peter Debye, Wolfgang Pauli, J. Dorfman, John Hasbrouck van Vleck, Enrico Fermi, Werner Heisenberg. Sentados (I-D): Théophile de Donder, Pieter Zeeman, Pierre Ernest Weiss, Arnold Sommerfeld, Marie Curie, Paul Langevin, Albert Einstein, Owen Willans Richardson, Blas Cabrera, Niels Bohr, Wander Johannes de Haas

Las prestigiosas conferencias que organizaba Ernest Solvay, han mantenido hasta nuestros días una tradición de fomentar el avance de la investigación científica, fortaleciendo las relaciones entre la compañía, el mundo de la academia y la investigación, posicionando a la compañía como una empresa de mentalidad progresista.

Actualmente, cada tres años, se galardona con el premio Solvay, a los científicos que logran un impacto potencial a la humanidad con su trabajo científico (Figura 3.6) Algunos científicos que han recibido el premio Solvay son: el premio Nobel en 1977 Ilya Prigogine, reconocido por su trabajo sobre la teoría del caos; el premio Nobel en 2016 Ben Feringa; el profesor Susumu Kitagawa en 2017, por su trabajo en el desarrollo de estructuras metálicas orgánicas, que representan una nueva clase de materiales con un alto potencial de aplicaciones, incluidas la captura de gases contaminantes dentro de la atmósfera.



*Figura 3.6 - Premio Solvay, entregado a los científicos reconocidos por sus importantes contribuciones a la humanidad.*

Solvay, trabaja con clientes, instituciones académicas, empresas de nueva creación y otras compañías para aprovechar múltiples ideas y encontrar las mejores soluciones. Este esfuerzo de "innovación colectiva" ha permanecido durante más de 30 años, logrando trabajar junto con otras personas con habilidades complementarias para mejorar el proceso de investigación e innovación.

En el área de reactivos químicos para la minería, los recursos disponibles en términos de soporte técnico, oferta de productos e innovación, no son comparables con los de ningún otro proveedor en el mundo. La compañía Solvay tiene una infraestructura de soporte técnico a lo largo de todo el mundo con presencia en los 5 continentes. El equipo de soporte técnico consta de representantes especializados en la aplicación de sus productos químicos, respaldados por un experimentado equipo de reconocidos investigadores, ingenieros metalúrgicos y químicos, disponibles para trabajar con sus clientes, compañías de ingeniería y centros de investigación, a fin de optimizar sus procesos y el uso de sus productos.

## 4. IDENTIFICACIÓN DE LAS NECESIDADES DEL CLIENTE

La identificación de necesidades es la fase inicial que comienza con el reconocimiento de un problema o una oportunidad para mejorar las condiciones existentes, por lo que antes de aventurarse a generar cualquier propuesta de solución, es necesario primero conocer con claridad cuáles son esas condiciones existentes del proceso.

Como primer punto, se realiza una reunión con los clientes para alcanzar una comprensión general del contexto geológico, la composición mineralógica y la textura del mineral. Esta información es clave para analizar y entender los alcances y limitaciones de los retos metalúrgicos en los procesos de concentración. La industria ha desarrollado equipos y técnicas analíticas para tener un entendimiento certero de las características del mineral. Los equipos varían desde microscopios ópticos, equipos de difracción de rayos X, hasta algunos muy sofisticados completamente automatizados como los microscopios de barrido electrónicos (SEM) (Greet et al. 2010).

Otro punto importante de estudiar es la descripción general de sus condiciones operativas. Es obligado conocer y entender los diagramas de flujo preferentemente desde la etapa de molienda, puntos de adición, esquema de reactivos, puntos y equipos de muestreo, analizadores en línea y sistemas de control, entre otros. Si bien es cierto que un día no es suficiente para alcanzar un amplio conocimiento del proceso, es importante solicitar la información para consultarla después de la reunión para estudiarla, pero sobre todo para mostrar un genuino interés por entender el proceso y buscar soluciones.

### 4.1 Identificación mineralógica

El primer paso esencial que se debe dar para determinar un esquema químico óptimo para la flotación es la identificación de los minerales que se alimentan a la planta o que están contenidos dentro de las reservas a ser explotadas. Como es sabido, el laboratorio de ensaye nos da una idea clara del contenido de los elementos químicos de interés dentro de una muestra y aunque los métodos y técnicas analíticas en laboratorio son muy certeros para darnos información del yacimiento y del proceso, hay que tener en cuenta que un elemento químico puede estar presente en uno o más minerales de una mena. Un ejemplo claro, es el caso del elemento Cu, que puede estar dentro de minerales como calcopirita, calcosita, bornita, malaquita, crisocola, entre otras especies; o el elemento Fe, que puede estar contenido dentro de minerales como calcopiritas, piritas y esfaleritas (marmatíticas), hematitas, entre otros.

Por este motivo, mantener como parte de nuestras herramientas vitales de trabajo el estudio de la mineralogía aplicada como complemento a los resultados analíticos del laboratorio de ensaye, resulta ser de gran valor no sólo para el óptimo diseño de las estrategias en la planta concentradora, sino también para el conocimiento del desempeño metalúrgico de otros nuevos cuerpos o zonas del yacimiento que son susceptibles a irse integrando a las reservas mineras. Si bien es cierto que el estudio mineralógico tiene la limitante de ser un estudio puntual que no permite alcanzar una adecuada representatividad, pruebas mineralógicas de rutina para muestras de barrenación, frentes y

sobre todo flujos de la planta (cabeza, colas y concentrados), y sobre una *comunicación efectiva* con los geólogos, resulta ser una muy buena alternativa para enfrentar los retos y maximizar el aprovechamiento económico de los recursos minerales.

El nivel de exigencia actual, hace que la identificación macroscópica de minerales por medio de muestras de mano resulte ser un procedimiento inadecuado para seleccionar el mejor esquema químico. Para resolver problemas de forma efectiva en una planta, es necesaria una identificación precisa de los minerales y su modo de ocurrencia utilizando métodos ópticos, físicos-químicos e instrumentales. El examen microscópico de secciones delgadas y/o superficies pulidas suele ser el primer paso para este fin. Algunos ejemplos de por qué la información mineralógica detallada es importante para el beneficio del mineral son (Cyttec Industries, 2010):

- Presencia de diferentes minerales, con un mismo elemento de interés: Au nativo, Au en solución sólida en pirita, Au en electrum; Ag nativa, Ag en galena, argentita, tetraedrita, pirargirita; Cu en crisocola, calcopirita, calcosita, malaquita, enargita o tenantita, entre otros.
- Presencia del mismo elemento contaminante en diferentes minerales: Fe en pirita, en esfalerita (marmatitas), en calcopirita; As en arsenopiritas y en tenantitas.
- Variabilidad en la composición mineral: Procesos geológicos como la sustitución o isomorfismo. Ejemplos: variabilidad de Ag en solución en granos de oro, alto contenido de Fe versus bajo contenido de Fe en esfalerita.
- Presencia de minerales de ganga: Minerales como talco, carbón, montmorillonita, micas, otros diferentes tipos de silicatos, pueden tener efectos adversos a la flotación que deberán tenerse en cuenta al momento de buscar soluciones.
- Presencia de minerales raros o inesperados: Kobellita: sulfuro de Pb y Bi [ $\text{Pb}_{11}(\text{Cu,Fe})_2(\text{Bi,Sb})_{15}\text{S}_{35}$ ], que en ocasiones se produce en asociación a la galena; Cobaltita: sulfuro de Co ( $\text{CoAsS}$ ) que en ocasiones se produce en asociación con la esfalerita y es un castigo para el concentrado de Zn.

## 4.2 Liberación y asociaciones mineralógicas.

Tomando en cuenta que en el procesamiento de minerales un mineral valioso puede definirse como aquel que *puede extraerse o separarse de la roca y generar un beneficio económico*, la clasificación entre minerales "valiosos" y "ganga" resulta ser no sólo relativa a saber qué minerales tiene la roca o el yacimiento, sino que también entra en juego la factibilidad económica en el afán de extraer o separar los minerales; en otras palabras, identificar de manera simple los minerales de acuerdo a sus composiciones, por lo general no es suficiente. Texturas, tamaño de grano, alteraciones, condición de superficie, modos de ocurrencia y sobre todo grado de liberación se deben de tomar en cuenta para conocer y entender las limitantes metalúrgicas. Es común saber que algunos yacimientos tuvieron que esperar muchos años para ser explotados después de su descubrimiento, porque en su

momento, su procesamiento no era económicamente rentable con la tecnología disponible, o porque las características mineralógicas y de liberación no se entendían adecuadamente.

Este tipo de información puede obtenerse tanto cualitativamente como cuantitativamente. Los estudios cualitativos son una manera relativamente rápida de tener un conocimiento general de los minerales que se van a procesar (muestras de barrenos, muestras de frentes, etc.) o muestras que se están procesando. Por otra parte, los estudios cuantitativos, son denominados "análisis modales". Estos estudios suelen ser más complejos y requieren la inversión de tiempo y capital; sin embargo, proveen información única y sumamente provechosa en la determinación del grado de liberación de los minerales valiosos, y para la selección, modificación u operación del proceso de concentración.

Algunas características importantes a tener en cuenta son:

- Un mineral alrededor de otro (rimming), ejemplos: Pirita rodeando digenita/calcosita; pirita alrededor de galena; pirita. Ver Figura 4.1

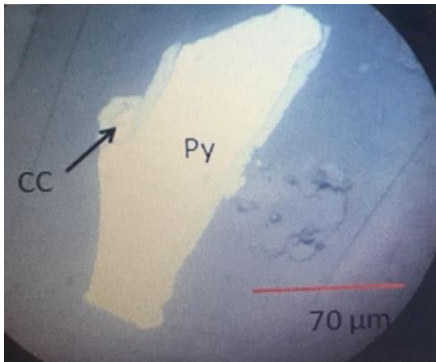


Figura 4.1. Rimming,  
CC – Calcocita, Py – pirita.

- Intercrecimientos extremadamente finos de dos o más minerales; ejemplos: ilmenita/magnetita/hematita; pentlandita/pirrotita; calcopirita/esfalerita; esfalerita/calcopirita/galena. Ver Figura 4.2

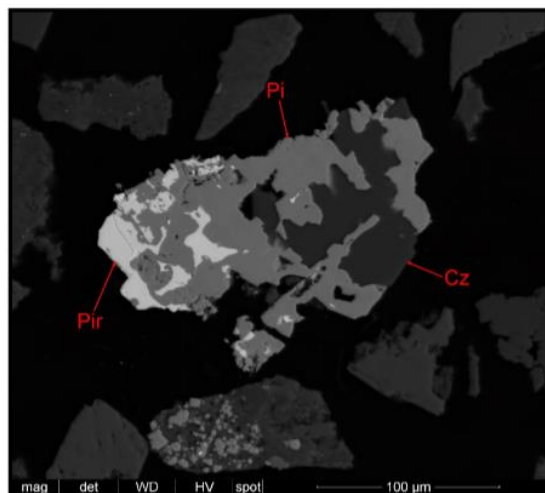
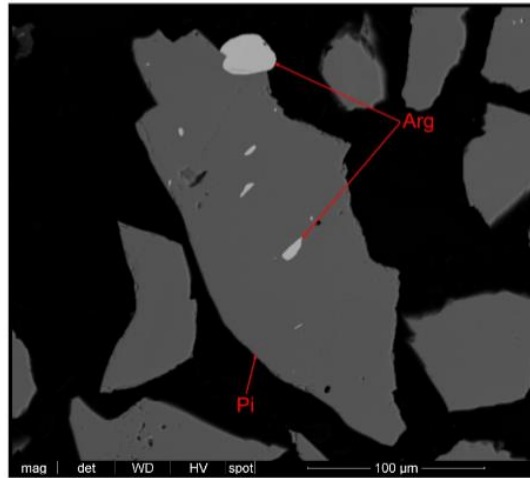


Figura 4.2.  
Intercrecimiento.  
Pi-Pirita;  
Pir- Pirargirita;  
Cz-Cuarzo



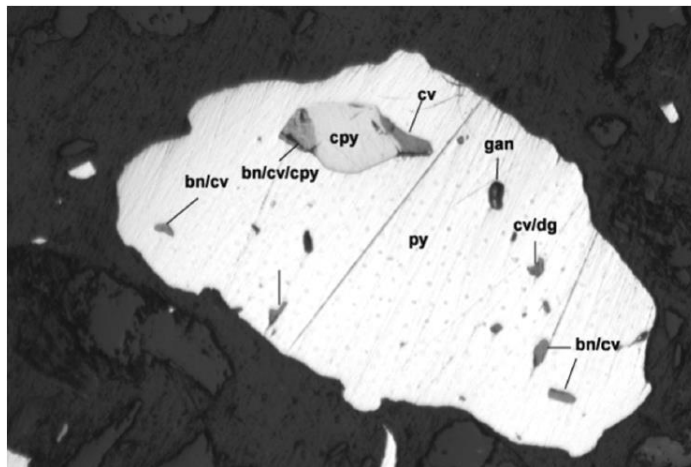
- Inclusiones extremadamente finas de un mineral en otro (Blocking); ejemplos: Inclusiones de oro en cuarzo; inclusiones de calcopirita en esfalerita y al revés. Ver Figura 4.3



*Figura 4.3*  
*Intercrecimiento.*  
*Arg-Argentita*  
*Pi-Pirita*

- Más de un modo de ocurrencia de un elemento deseado; ejemplo: bornita, calcocita, covelita, calcopirita. Ver Figura 4.4

*Figura 4.4 Diferentes minerales de Cu. Nomenclatura: cv-Covelita;*  
*cpy-calcopirita; bn-bornita; py-pirita; dg-digenita; gan-ganga*



La aplicación del estudio de liberación y la información mineralógica en los concentrados proporciona datos interesantes con respecto al nivel de concentración alcanzado. Este tipo de estudios determinan si los diluyentes, o elementos contaminantes están libres o asociados con otros minerales. Dependiendo de la información obtenida se puede determinar qué condiciones podrían modificarse, si las hubiera, para lograr una concentración más alta y mejorar los ingresos por venta de concentrado.

Por otro lado, el análisis mineralógico de la muestra de colas de flotación puede ayudar a identificar qué minerales de interés no se están flotando y si su falta de recuperación se debe al bajo grado de liberación (blocking con algún mineral de ganga). Este tipo de análisis ayuda a definir estrategias operativas o de reactivos químicos buscando de alguna manera mejorar las recuperaciones.

### 4.3 Entendimiento del proceso actual

Una vez que se tiene un panorama amplio de la composición y asociación mineralógica, sin duda uno de los aspectos fundamentales consiste de entender cada una de las etapas que conforman el proceso, la secuencia y sus funciones. Entender cada etapa como un subproceso que tiene requerimientos de entrada y salidas con ciertas características a cumplir.

Por lo general, todas las operaciones cuentan con un diagrama de flujo ya disponible, sin embargo, es común encontrar que el diagrama no tiene suficiente información o que faltan algunas actualizaciones en cuanto a flujos, por lo que siempre será una gran oportunidad vaciar la información pertinente.

El proceso de planta es un proceso muy dinámico y generalmente con gran variabilidad, razón por la cual se recomienda utilizar rangos de operación “normal” (y no un dato fijo) dentro de los cuales se mueven, o se considera se deben mover las principales variables. Ejemplos de algunos de los principales parámetros a conocer son los siguientes: tonelaje, granulometría a cabeza de flotación, porcentaje de sólidos en los diferentes puntos de molienda, porcentaje de sólidos en la alimentación de flotación, leyes de cabeza tanto de los elementos de interés como de las principales impurezas, leyes de concentrado final y de colas finales, leyes en flujos intermedios como primarios, agotativos, limpias y medios, porcentaje de sólidos a la etapa de limpias, granulometría de concentrado final y de remolienda si la hubiera, entre otros. Resulta bastante interesante, en la mayoría de los casos, que el simple hecho de ir recopilando información y cuestionándose del objetivo de cada subproceso, genera áreas de oportunidad y despierta la inquietud de los mismos encargados de la operación y de los operadores por establecer ajustes rápidos que generan mejoras en el proceso.

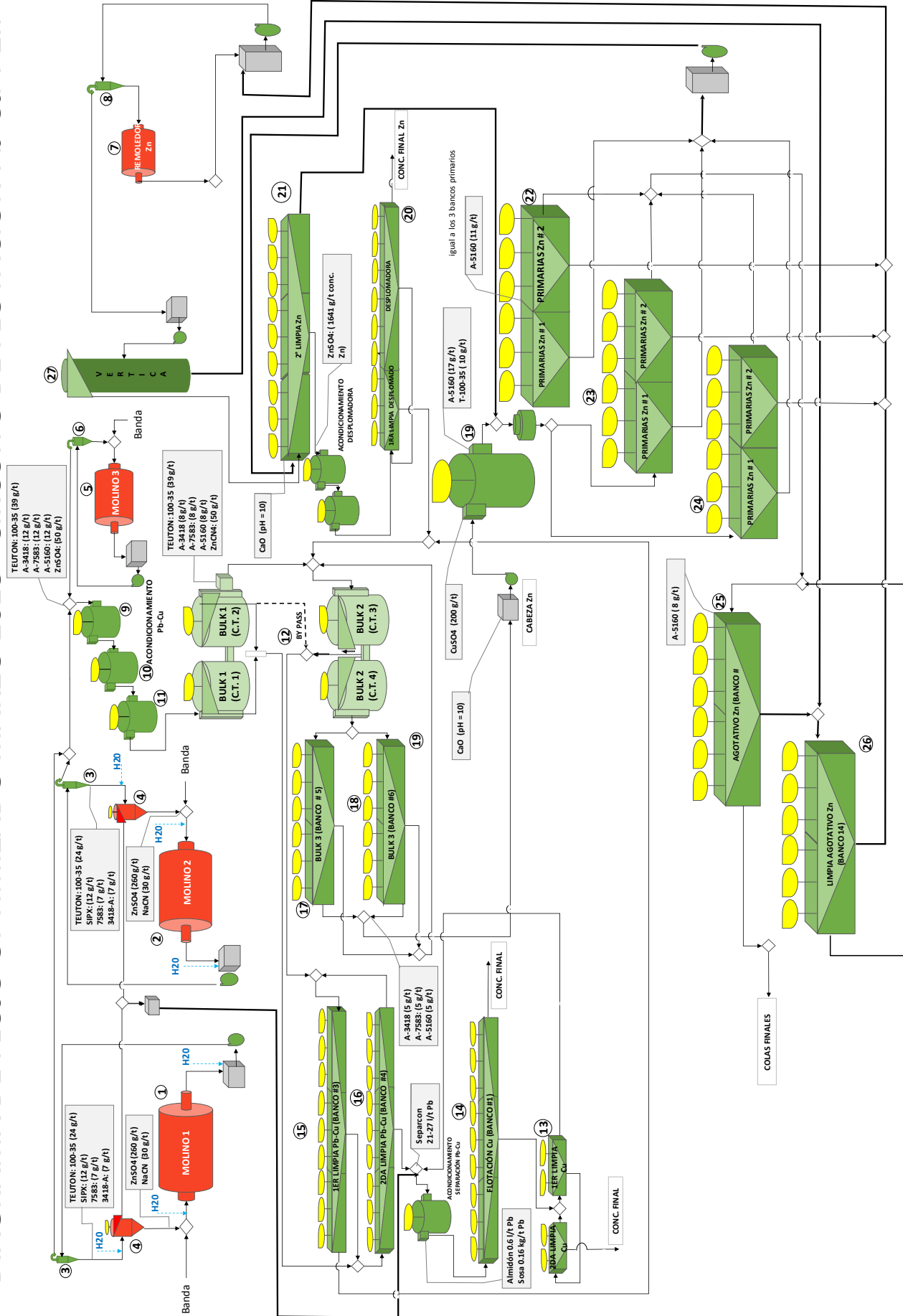
El diagrama de flujo también debe incluir todas las recirculaciones actuales del proceso. En este punto, muchas “sorpresas” se han experimentado caminando por la planta y revisando las tuberías del proceso. Ejemplos sobran a lo largo de las operaciones de este país y de otros países: válvulas “by-pass” que en algún momento se abrieron para resolver un problema operativo, pero que se quedaron abiertas, cambios en el proceso no comunicados en su momento, dardos abiertos en canaletas o en equipo de bombeo, entre otros.

Siempre será recomendable verificar que el diagrama de flujo que se ha desarrollado o se está desarrollando represente las condiciones reales de la planta, y si hubiera una desviación analizarla junto con el personal de planta y decidir si esa “desviación” ya no lo es, y formará parte del proceso actual.

Algunos ejemplos de diagrama de flujo se presentan a continuación:

DIAGRAMA DE FLUJO OPTIMIZADO MARZO 2018 - CIRCUITO DE FLOTACIÓN DE Pb-Cu Y Zn

Figura 4.5 Diagrama de flujo con detalle de dosificaciones y puntos de adición de reactivo.



*Tabla 4.1 Descripción general de los principales equipos del proceso.*

No	DESCRIPCIÓN DE EQUIPO
1	Molino 1, 14.5 x 17 ft, 105 tph
2	Molino 2, 14.5 x 17 ft, 105 tph
3	Hidrociclones, D26B KREBS
4	Celdas Flash, 8 m <sup>3</sup> , 240 tph
5	Molino 3, 11.5 x 15 ft
6	Hidrociclones, D20B KREBS
7	Molino de Remolienda, 6 x 6 ft
8	Hidrociclones, D8B KREBS
9	Tanque Acondicionador No. 1, 9 x 10 ft
10	Tanque Acondicionador No. , 9 x 10 ft
11	Tanque Acondicionador No. 3, 8 x 8 ft
12	Celdas Tanque
13	Banco 1, 4 Celdas Sub A 50 ft <sup>3</sup>
14	Banco 1, 4 Celdas Sub A 50 ft <sup>3</sup>
15	Banco 3, 10 Celdas DR 100 ft <sup>3</sup>
16	Banco 4, 7 Celdas DR 100 ft <sup>3</sup>
17	Banco 5, 6 Celdas DR 300 ft <sup>3</sup>
18	Banco 6, 6 Celdas DR 300 ft <sup>3</sup>
19	Tanque Acondicionador de Zn
20	Banco 7, 10 Celdas DR 100 ft <sup>3</sup>
21	Banco 8, 10 Celdas DR 100 ft <sup>3</sup>
22	Banco 12, 6 Celdas DR 300 ft <sup>3</sup>
23	Banco 13, 6 Celdas DR 500 ft <sup>3</sup>
24	Banco 14, 6 Celdas DR 500 ft <sup>3</sup>
25	Banco 15, 6 Celdas DR 300 ft <sup>3</sup>
26	Banco 16, 6 Celdas DR 300 ft <sup>3</sup>
27	Columnas de flotación, 10 x 35 ft

#### 4.4 Esquema actual de reactivos

Aunque el tema de los reactivos químicos es importante verlo desde que se va definiendo el diagrama de flujo (punto anterior), no se mencionó intencionalmente para no mezclar los dos puntos en uno y para darle su importancia debida, a cada inciso.

Resulta de gran importancia lograr una amplia descripción del tipo de reactivos empleados, nombre y familia química (información de la hoja de seguridad), función de cada reactivo, dosificación, concentraciones de preparación y puntos de dosificación.

La información obtenida puede vaciarse en el mismo diagrama de flujo mencionado anteriormente, o en otro diagrama para mayor claridad si así se decide; el empleo de tablas o matrices es también una práctica común. Del mismo modo que con los otros parámetros mencionados anteriormente, indicar cuáles son los rangos “normales” entre los que se mueven las dosificaciones de los depresores, colectores, espumantes, niveles de pH, dispersantes, etc. Esta información será una guía para diseñar las pruebas de laboratorio que más adelante se explicarán.

#### 4.5 Definición del objetivo del cliente

En esta fase del proceso, las necesidades del cliente son analizadas en términos de factibilidad de acuerdo al contexto mineralógico y de su proceso. Muy importante resaltar lo anterior: existen necesidades del cliente que no son posibles de alcanzar. Ejemplo: disminución de As en el concentrado de Cu, cuando se sabe que los minerales de Cu son Tenantitas (sulfuros de Cu y As).

En otras ocasiones existe más de una sola necesidad del cliente, por lo que un proceso de toma de decisiones deberá iniciarse para seleccionar aquellas necesidades que por su resultado potencial sean prioritarias. Existe la posibilidad, que los cambios de reactivos que se lleguen a plantear en los pasos posteriores impacten positivamente en más de un objetivo del cliente. Sin embargo, en este punto se deberá definir un solo objetivo a la vez. Durante esta etapa de definición, es permitido indicar restricciones a los objetivos planteados, por ejemplo: “Incrementar el grado de Zn en concentrado final, manteniendo al menos la misma recuperación que actualmente se obtiene con el reactivo estándar (restricción)”. Otro ejemplo: “Incrementar la recuperación de Cu, alcanzando un grado de Cu no menor a 21% (restricción de venta de concentrado).”

No es recomendable en este punto establecer en términos cuantitativos el valor de la mejora, ya que a estas alturas aún no se ha analizado el comportamiento del proceso, ni tampoco se sabe el nivel de respuesta que tendrán los reactivos que se evaluarán en pasos posteriores, ni qué beneficio económico se obtendrá con la mejora. Sin embargo, establecer claramente la intención del cliente por mejorar de acuerdo a las limitantes que se ya se discutieron anteriormente es lo más adecuado para tener una idea clara de lo que se busca antes de comenzar con el análisis del desempeño del proceso y la experimentación de nuevos reactivos.

## 5. METODOLOGÍA PARA LA SELECCIÓN DE REACTIVOS

### 5.1 Desempeño metalúrgico de las principales variables del proceso

Para conocer el desempeño del proceso, se requiere de un análisis de datos de la información disponible del proceso. Por lo general, en la mayoría de las operaciones se dispone de una base de datos por turno, donde se tiene registrado el tonelaje y los ensayos de cabeza, concentrados y colas, con los que se podrán calcular las recuperaciones de los concentrados por medio de las fórmulas conocidas como la bi-metálica de dos productos (ver ecuación 1) o de tres productos (ver ecuaciones 2 y 3) según sea el caso (Cytec Industries, 2010).

#### Fórmula de dos productos para el cálculo de la recuperación

$$\% R = \frac{c (f - t)}{f (c - t)} \times 100 \quad \dots\dots\dots (1)$$

donde:

c = ensayo concentrado

f = ensayo cabeza

t = ensayo colas

R = Recuperación

#### Fórmulas tres productos (Bi-metálica) para el cálculo de la recuperación

$$C = F \times \frac{(c_1 - c_4)(z_3 - z_4) - (z_1 - z_4)(c_3 - c_4)}{(c_2 - c_4)(z_3 - z_4) - (z_2 - z_4)(c_3 - c_4)} \quad \dots\dots\dots (2a)$$

$$R_{Cu} = \frac{C \times c_2}{F \times c_1} \quad \dots\dots\dots (2b)$$

$$Z = F \times \frac{(c_2 - c_4)(z_1 - z_4) - (c_1 - c_4)(z_2 - z_4)}{(c_2 - c_4)(z_3 - z_4) - (z_2 - z_4)(c_3 - c_4)} \quad \dots\dots\dots (3a)$$

$$R_{Zn} = \frac{Z \times z_3}{F \times c_1} \quad \dots\dots\dots (3b)$$

donde:

Producto	Peso	Ensayo Cu	Ensayo Zn
Cabeza	F	C <sub>1</sub>	Z <sub>1</sub>
Concentrado Cu	C	C <sub>2</sub>	Z <sub>2</sub>
Concentrado Zn	Z	C <sub>3</sub>	Z <sub>3</sub>
Colas	T	C <sub>4</sub>	Z <sub>4</sub>

R<sub>Cu</sub>= Recuperación de Cu

R<sub>Zn</sub>= Recuperación de Zn

En muchos casos, la información que se proporciona por parte del personal de operación ya contiene las recuperaciones calculadas, que fueron reconciliadas con el uso de software especializado en contabilidad metalúrgica (Matbal y Bilmal entre otros paquetes disponibles en el mercado). Estos programas son herramientas poderosas para resolver ecuaciones numéricas más complejas que permiten ajustar el balance de todos los elementos, para llegar a valores más certeros en términos de producción de concentrados, en especial cuando se requiere balancear 3 concentrados (Balance tri-metálico), Pb-Cu-Zn.

Es muy común que las recuperaciones mostradas en la base de datos estén afectadas por protocolos de ajuste, validados para el control de los inventarios de concentrados lo cual puede ser una desventaja. Sin embargo, operaciones que cuentan con cortadores automáticos de muestras y con procedimientos bien definidos para preparar las muestras no deberían presentar diferencias considerables entre las recuperaciones ajustadas y las recuperaciones calculadas, por lo menos, no en términos de tendencias y comportamiento de la población. En caso de existir diferencias notablemente marcadas, se deberá informar al responsable del proceso para cotejar información y tomar una decisión en cuanto a qué información es la más adecuada para analizar.

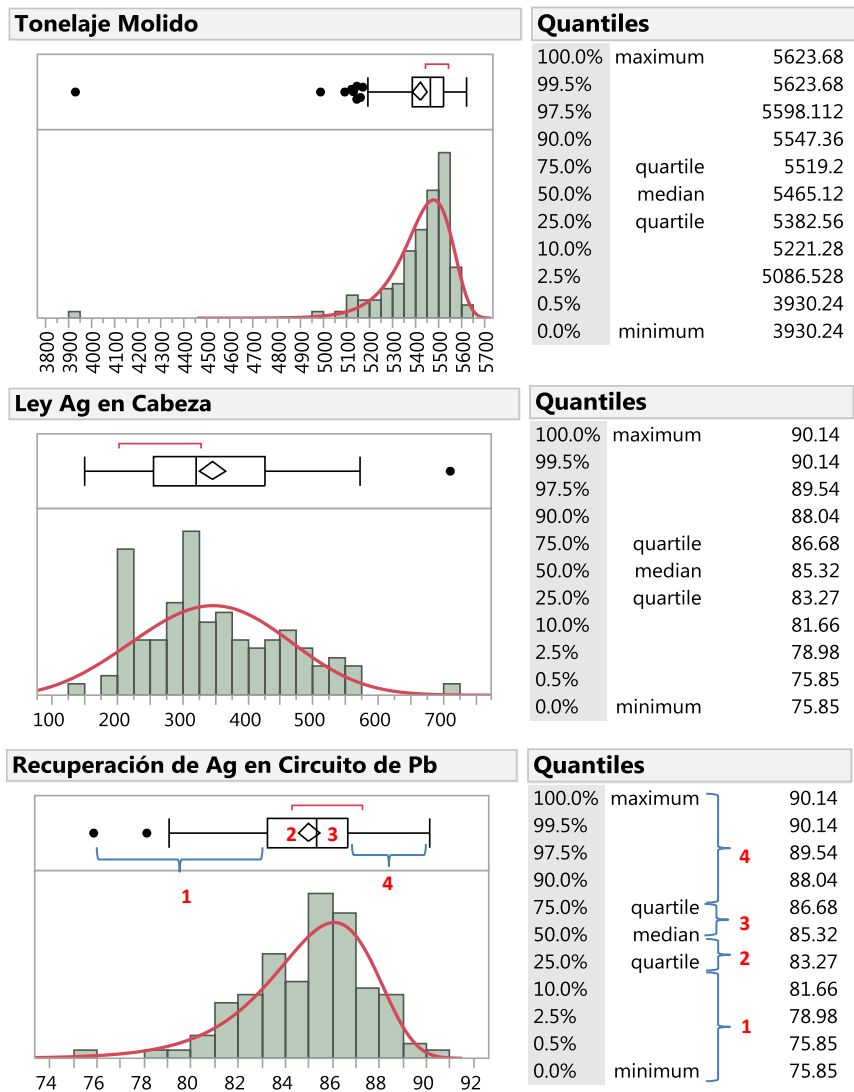


Figura 5.3 - Distribución del tonelaje, ley de cabeza y recuperación de Ag en una planta del norte de Zacatecas

Si existe disponibilidad de la información, se recomienda analizar el comportamiento del proceso en términos de tonelaje, ensayos de cabeza, concentrados y recuperaciones en general, por lo menos de 6 meses previos, para tener un panorama general de cómo se comporta el proceso. Las gráficas de distribución (histogramas) son de mucha ayuda para tener una idea general de cómo un particular grupo de datos está distribuido. Ver Figura 5.3.

La información contenida en las gráficas de la Figura 5.3, muestra la estadística descriptiva del proceso en términos de tonelaje, ley de Ag y recuperación. Este análisis permite conocer más de fondo el proceso y los límites dentro de los cuales varían las principales variables del proceso. En términos generales, este análisis se debe de hacer extensivo a otras variables importantes por ejemplo leyes de concentrado y recuperaciones de impurezas. Es importante mencionar que las gráficas de distribución proveen información valiosa, como el promedio de la población, la desviación estándar (medida de la variabilidad), y los valores de los percentiles para saber en dónde se localiza la mayor densidad de los datos. La Figura 5.3 también muestra una gráfica de caja (Boxplot) en donde cada sección indicada por los números 1, 2, 3 y 4 representan un respectivo cuartil.

Por otro lado, otro importante análisis que se debe de hacer es la identificación de efectos covariantes dentro del proceso. Un efecto covariante es un factor conocido que sistemáticamente afecta la respuesta de la variable en estudio, la cual podemos medir pero no controlar (*Napier-Munn 2014*). Uno de los ejemplos más comunes en el procesamiento de minerales es el efecto de la ley de cabeza sobre la recuperación. La Figura 5.4, muestra un ejemplo claro de cómo la recuperación de Ag es afectada positivamente conforme la ley de Ag se incrementa.

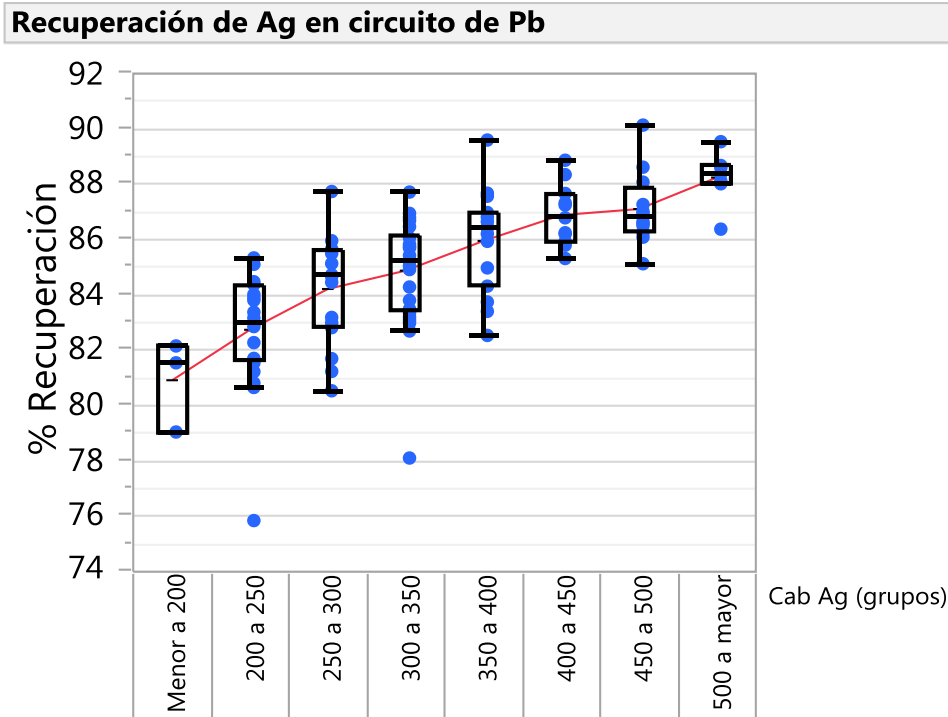


Figura 5.4 – Efecto de la ley de Ag en cabeza sobre la recuperación de Ag.



El entendimiento de los efectos covariantes es crucial para conocer el proceso de una manera integral. No todas las leyes de cabeza del elemento de interés tienen el mismo efecto sobre su recuperación. En algunas otras ocasiones es posible encontrar este tipo de efecto entre dos elementos distintos, por ejemplo, entre la recuperación de Au y la ley de Cu, o la recuperación de Ag con la ley de Pb, o la recuperación de Ag con la ley de Zn, por lo que nuevamente las asociaciones mineralógicas juegan un papel importante y se deberán ver reflejadas en este tipo de análisis.

## 5.2 Pruebas Diagnóstico para laboratorio

Hasta este momento hemos visto cómo analizar, en términos generales, el desempeño metalúrgico de las principales variables y cómo impactan los efectos covariantes dentro del proceso. Es claro que las leyes de cabeza son variables “x” que afectan el comportamiento “y” de las recuperaciones de los elementos de interés, sin embargo, aunque existen controles dentro de la explotación de mina que intentar asegurar que las leyes de cabeza estén dentro de su presupuesto, la realidad es que una vez que el mineral está apilado en el patio de gruesos “stock pile”, poco podemos hacer para controlar de manera rigurosa las leyes de cabeza que alimentan al proceso.

Por otro lado, es poco común que las plantas cuenten con bases de datos que incluyan de manera certera la información por turno, o cada 2 horas por ejemplo, de los principales parámetros operativos del proceso, tales como pH, dosificación de colectores, espumantes y depresores, granulometrías, porcentos de sólidos, etc. En ocasiones, la información de estos factores no se tiene registrada o sólo se tiene un dato por día, por lo que no es posible determinar cómo afectan estos importantes parámetros operativos sobre la recuperación. Por tal motivo, existen ciertas técnicas, llamadas pruebas de diagnóstico, para diseñar pruebas de laboratorio que permitan evaluar cuáles son las variables “x” del proceso que más impactan sobre la respuesta “y” en estudio.

Las variables más comunes a estudiar son: dosificación del colector, dosis de espumante, pH, % sólidos en flotación, punto de adición de colectores, granulometría, entre algunos otros. Por otro lado, se deben pensar los niveles dentro de los cuáles estas variables se van a evaluar para observar su comportamiento y determinar su importancia relativa sobre las respuestas (recuperación). En general, hacer una investigación sumamente exhaustiva incluyendo todas las variables involucradas en el proceso no es una tarea recomendada ni mucho menos práctica. Las variables seleccionadas para el estudio dependerán de los objetivos de la investigación, así como de la experiencia de la gente de operación sobre el proceso (información obtenida dentro del capítulo 4 tratado previamente “descripción del proceso”). Algunos ejemplos de dichas variables pueden ser los siguientes: 20 g/t de colector vs 30 g/t; o, utilizar pH de 9 vs pH de 11. Las variables que no vayan a ser evaluadas o que se dejaron fuera del objetivo de estudio deberán de permanecer constantes,

Lamentablemente un enfoque todavía muy utilizado en el laboratorio es la práctica de realizar pruebas cambiando un factor a la vez (OFAT, “*one factor at a time*” por sus siglas en inglés), lo que significa mantener todas las variables constantes y mover únicamente un solo factor hasta conocer su efecto sobre la respuesta en estudio. Una vez conocido el efecto de este factor, se mantiene constante y se mueve otra variable y así sucesivamente. Este método, por lo general genera un gran

número de pruebas de laboratorio y tiene serias limitaciones al momento de analizar la información (Thomas W. et al. 2010) generando por lo general estimaciones sesgadas (Daniel, C. 1973). La aplicación del método OFAT es recomendada en donde el sistema a ser investigado sea simple y de comportamiento lineal y no debe utilizarse para la optimización de una respuesta (Napier M. 2014). Un proceso complejo, como el caso del procesamiento de minerales, requiere de diseños experimentales multifactoriales basados en principios estadísticos, que permiten conocer los efectos de varias variables simultáneamente, para tomar decisiones mejor fundamentadas minimizando el costo de la investigación.

Existen diferentes tipos de diseños dependiendo del número de factores a evaluar, el número de niveles y el número de evaluaciones a realizar. Típicamente en esta metodología presentada se hace extensivo el uso de diseños Plackett-Burman para evaluar en dos niveles, los efectos de los principales factores “x” sobre la variable dependiente “y” (respuesta). Algunos ejemplos de factores (variables independientes) y respuestas (variables dependientes) se muestran en la tabla 5.1.

Tabla 5.1 - Ejemplos de factores y respuestas de un proceso en las pruebas diagnóstico

Factores (“x”)	Respuestas (“y”)
pH	Recuperación (Pb, Zn, Ag, etc.)
Colector y su dosificación	Grado (Pb, Zn, Ag, etc.)
Dosificación de colector	Contenidos de Impurezas (As en Zn, etc.)
Espumante y su dosificación	Viscosidad de pulpa
Granulometría	% humedad en concentrado

Taguchi utilizó ampliamente los diseños Plackett Burman y los fue perfeccionando hasta el hecho de poder evaluar 3 o más niveles para cada factor (Publio C. 2013). Para el caso particular de esta etapa preliminar de diagnóstico, evaluar únicamente dos niveles (“alto”, “bajo”) para cada factor es más que suficiente para determinar la magnitud de su efecto sobre la respuesta “y” en estudio. Otros diseños para selección están disponibles en la literatura como los diseños de Yates (Napier Munn, 2014) y los diseños R<sub>III</sub> (Publio D. 2013)

Los diseños diagnóstico (Plackett Burman) se construyen de tal manera que se minimice el número de evaluaciones y se identifique cuáles son las variables que más impactan individualmente sobre la respuesta “y” (Thomson W. et al, 2010). El número de pruebas en los diseños Plackett-Burman deben ser mayores al número de las variables que se evaluarán. Normalmente un conjunto de 12 o 20 pruebas es una práctica común con fines de diagnóstico.

Es posible encontrar en internet o en libros de estadística, diseños Plackett-Burman (diseños ortogonales) ya predeterminados según el número deseado de factores que se quieran evaluar. La Tabla 5.2 muestra un ejemplo de diseño Plackett Burman para 11 variables a dos diferentes niveles (L1 y L2 por sus siglas en inglés) utilizando 12 pruebas de laboratorio.

La Tabla 5.3 muestra un ejemplo real de una evaluación Plackett-Burman en una planta de flotación de cobre y molibdeno del estado de Sonora. En este caso, los niveles L1 y L2 están denotados por valores “1” y “-1” (“1= nivel alto”; “-1=nivel bajo”).

Tabla 5.2. Diseño ortogonal de 11 factores

Test	X1	X2	X3	X4	X5	X6	X7	X8	X9	X10	X11
1	L2	L2	L2	L2	L2	L2	L2	L2	L2	L2	L2
2	L2	L1	L1	L1	L2	L1	L1	L2	L1	L2	L2
3	L1	L2	L2	L2	L1	L1	L1	L2	L1	L1	L2
4	L1	L1	L1	L2	L1	L1	L2	L1	L2	L2	L2
5	L2	L1	L1	L2	L1	L2	L2	L2	L1	L1	L1
6	L2	L2	L1	L1	L1	L2	L1	L1	L2	L1	L2
7	L1	L1	L2	L1	L2	L2	L2	L1	L1	L1	L2
8	L2	L2	L2	L1	L1	L1	L2	L1	L1	L2	L1
9	L1	L2	L1	L1	L2	L1	L2	L2	L2	L1	L1
10	L1	L2	L1	L2	L2	L2	L1	L1	L1	L2	L1
11	L2	L1	L2	L2	L2	L1	L1	L1	L2	L1	L1
12	L1	L1	L2	L1	L1	L2	L1	L2	L2	L2	L1

Tabla 5.3. Diseño Plackett-Burman de 7 factores.

PRUEBA	FACTORES						
	X1	X2	X3	X4	X5	X6	X7
	Dosis Colector Mo (g/t)	Punto adición colector	pH	Dosis Espumante (g/t)	Punto de adición de espumante	Dosis Modificador (g/t)	Punto adición modificador
1	1	-1	-1	1	-1	1	1
2	1	1	-1	-1	1	-1	1
3	1	1	1	-1	-1	1	-1
4	-1	1	1	1	-1	-1	1
5	1	-1	1	1	1	-1	-1
6	-1	1	-1	1	1	1	-1
7	-1	-1	1	-1	1	1	1
8	-1	-1	-1	-1	-1	-1	-1

A continuación, utilizando la misma tabla, los valores “1” y “-1”, son sustituidos por los niveles reales a los que se decidió evaluar las variables en estudio. Ver tabla 5.4.

*Tabla 5.4 - Diseño Plackett-Burman de 7 factores indicando el valor real de cada nivel*

PRUEBA	FACTORES						
	X1	X2	X3	X4	X5	X6	X7
	Dosis Colector Mo (g/t)	Punto adición colector	pH	Dosis Espumante (g/t)	Punto de adición de espumante	Dosis Modificador (g/t)	Punto adición modificador
1	30	Molino	10.7	50	Molino	50	Celda
2	30	Celda	10.7	40	Celda	0	Celda
3	30	Celda	11.7	40	Molino	50	Molino
4	20	Celda	11.7	50	Molino	0	Celda
5	30	Molino	11.7	50	Celda	0	Molino
6	20	Celda	10.7	50	Celda	50	Molino
7	20	Molino	11.7	40	Celda	50	Celda
8	20	Molino	10.7	40	Molino	0	Molino

De acuerdo con la información mostrada en la Tabla 5.4, la primer prueba de laboratorio (prueba 1), deberá ser realizada con las siguientes condiciones: 30 g/t del colector estándar de Molibdeno; dosificado dentro del molino; pH de 10.7; dosis de espumante de 50 g/t dosificado en el molino; y 50 g/t de modificador dosificado en la celda de flotación. Así sucesivamente hasta terminar las 8 pruebas de este ejemplo en particular. Los resultados obtenidos por cada prueba se ingresan a la tabla como se muestra en la Tabla 5.5

*Tabla 5.5 - Diseño Plackett-Burman de 7 factores, con los valores de recuperación obtenidos en cada prueba*

PRUEBA	FACTORES							% Rec. Mo
	X1	X2	X3	X4	X5	X6	X7	
	Dosis Colector Mo (g/t)	Punto adición colector	pH	Dosis Espumante (g/t)	Punto de adición de espumante	Dosis Modificador (g/t)	Punto adición modificador	
1	30	Molino	10.7	50	Molino	50	Celda	92.3
2	30	Celda	10.7	40	Celda	0	Celda	88.8
3	30	Celda	11.7	40	Molino	50	Molino	87.6
4	20	Celda	11.7	50	Molino	0	Celda	90.5
5	30	Molino	11.7	50	Celda	0	Molino	92.5
6	20	Celda	10.7	50	Celda	50	Molino	91.1
7	20	Molino	11.7	40	Celda	50	Celda	86.7
8	20	Molino	10.7	40	Molino	0	Molino	85.5

Utilizando la Tabla 5.3 con los valores “1” y “-1”, se sustituyen los valores de recuperación obtenidos en cada una de las pruebas, afectando el resultado por los signos según corresponda, tal como se muestra en el ejemplo de la siguiente tabla 5.6

Tabla 5.6 - Diseño Plackett-Burman de 7 factores,  
Cálculo de efecto de los factores

PRUEBA	FACTORES						
	X1	X2	X3	X4	X5	X6	X7
	Dosis Colector Mo (g/t)	Punto adición colector	pH	Dosis Espumante (g/t)	Punto de adición de espumante	Dosis Modificador (g/t)	Punto adición modificador
1	92.3	-92.3	-92.3	92.3	-92.3	92.3	92.3
2	88.8	88.8	-88.8	-88.8	88.8	-88.8	88.8
3	87.6	87.6	87.6	-87.6	-87.6	87.6	-87.6
4	-90.5	90.5	90.5	90.5	-90.5	-90.5	90.5
5	92.5	-92.5	92.5	92.5	92.5	-92.5	-92.5
6	-91.1	91.1	-91.1	91.1	91.1	91.1	-91.1
7	-86.7	-86.7	86.7	-86.7	86.7	86.7	86.7
8	-85.5	-85.5	-85.5	-85.5	-85.5	-85.5	-85.5
SUM (+)	361.2	358	357.3	366.4	359.1	357.7	358.3
SUM (-)	353.8	357	357.7	348.6	355.9	357.3	356.7
Diferencia	7.4	1	-0.4	17.8	3.2	0.4	1.6
Efecto	1.06	0.14	-0.06	2.54	0.46	0.06	0.23

La Tabla 5.6 muestra el procedimiento para determinar el efecto de cada uno de las variables evaluadas. Tomando como referencia la columna dentro del recuadro negro: primero se realiza una sumatoria de todas las recuperaciones con signo positivo (SUM + “celdas grises”) y una sumatoria de todas las recuperaciones con signo negativo (SUM – “celdas rojas”); posteriormente se realiza una diferencia entre los valores SUM (+) y SUM (-); y al final mediante el uso de la ecuación 4, se calcula el efecto correspondiente de cada variable. El procedimiento se debe repetir para cada una de las variables “x”.

*Ecuación para cálculo de efecto de variables en un diseño Plackett-Burman*

$$\text{Efecto} = \frac{(\Sigma Y_+ - \Sigma Y_-)}{N \text{ variables}} \dots\dots\dots (4)$$

En este particular caso, las variables evaluadas que más impactan sobre la recuperación de Molibdeno son: 1)  $x_1$  = dosis de espumante g/t; y 2)  $x_2$  = dosis de colector de Molibdeno. Cuando la dosificación de espumante aumentó de 40 a 50 g/t, la recuperación se impactó positivamente: mismo caso cuando la dosificación de colector de Mo aumentó de 20 a 30 g/t.

Los otros factores resultaron no ser significativos para el objetivo “recuperación de molibdeno” de este ejercicio, por lo que se pueden descartar y mantener fijos en los diseños de experimentos posteriores.

Por lo tanto, de acuerdo con los resultados obtenidos para este caso en particular, como siguiente paso dentro de la evaluación de reactivos se recomendó evaluar 3 colectores diferentes de Molibdeno a 2 diferentes niveles de dosificación de reactivo en g/t y a dos diferentes niveles de g/t en la dosificación del espumante estándar.

### 5.3 Diseño de experimentos factoriales para laboratorio

Una vez que fueron determinados los factores con mayor efecto sobre la variable en estudio, se procede a evaluar los reactivos químicos propuestos para conocer cómo interactúan estos con los factores que resultaron ser los de mayor efecto. Es importante mencionar que la mayoría de los reactivos químicos presentan interacciones con otros factores del proceso, por ejemplo no todos los reactivos químicos trabajan igual a diferentes pH, o a diferentes dosis, o presentan el mismo comportamiento con ciertos espumantes, etc. De tal manera que se deben estudiar las interacciones de los reactivos químicos bajo diferentes escenarios. Los diseños diagnóstico Plackett-Burman revisados en el punto anterior, se utilizan únicamente para conocer el efecto principal de los factores, pero tienen la limitante de que no pueden ser utilizados para conocer las interacciones de los mismos con los reactivos químicos (*Shmidt, S., Launsby, R., 2000*). Los diseños de experimentos para evaluar con mayor profundidad el desempeño de los factores y las interacciones entre sí se denomina Diseños Factoriales

Por lo general, este tipo de diseño debe correrse con pruebas por duplicado o triplicado para mejorar el nivel de certidumbre en la experimentación, siempre y cuando el tiempo y los recursos lo permitan. El análisis de diseños factoriales sin replica no puede tener un uso estadístico y su interpretación puede ser complicada o ambigua por la presencia de valores atípicos (*Bruey, 2005*).

El siguiente ejemplo de la Tabla 5.7, muestra un diseño de experimentos factorial en el que se consideró evaluar el desempeño de 3 colectores de Cu bajo la influencia de 2 factores significativos con 2 diferentes niveles cada uno: 1) dosificación de colector (8 y 12 g/t); y 2) pH (10.5 y 11.5).

Tabla 5.7 - Diseño Factorial 3x2x2 con replica. 3 colectores, 2 dosis y 2 niveles de pH

Patron de Diseño	Factores				
	Colector Cu	pH	Dosis Colector Cu	Recuperación Cu	Grado Cu primario
3+-	Colector B	11.5	8	89.23	8.2
2--	Colector A	10.5	8	88.83	8
3--	Colector B	10.5	8	90.12	7.7
2+-	Colector A	11.5	8	88.31	9.1
3++	Colector B	11.5	12	90.26	8
1++	Standard	11.5	12	89.36	6.8
1+-	Standard	11.5	12	88.92	6.6
2++	Colector A	11.5	12	89.55	8.3
2+-	Colector A	11.5	8	88.02	9
1--	Standard	10.5	8	88.70	5.2
2++	Colector A	11.5	12	89.75	8.2
3+-	Colector B	10.5	12	90.91	7.45
1+-	Standard	11.5	8	88.53	7
1+-	Standard	11.5	8	88.74	7
3+-	Colector B	11.5	8	89.56	8.5
3+-	Colector B	10.5	12	91.37	7.2
2+-	Colector A	10.5	12	89.73	7.8
3--	Colector B	10.5	8	89.92	7.9
2--	Colector A	10.5	8	89.25	8
3++	Colector B	11.5	12	90.69	7.8
1+-	Standard	10.5	12	88.37	6.2
1--	Standard	10.5	8	88.57	5.8
2+-	Colector A	10.5	12	90.37	7.7
1+-	Standard	10.5	12	88.06	6.6

Es importante mencionar, que una práctica común es asegurar que las pruebas de flotación sean realizadas de manera aleatoria; es decir evitar desarrollar pruebas bajo cierto arreglo u orden preestablecido. La práctica de la aleatoriedad disminuirá el error sistemático (sesgo) del experimento. A continuación la Figura 5.6, muestra los resultados obtenidos en el diseño factorial de la tabla 5.7.

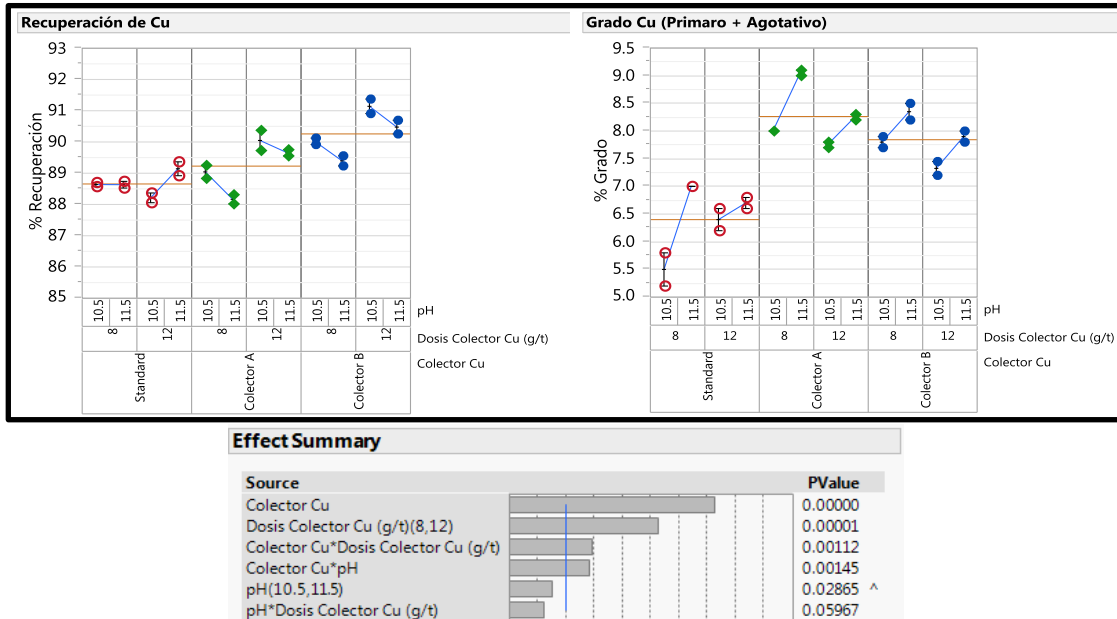


Figura 5.6 - Resultados para la evaluación de 3 colectores de Cobre (a 2 niveles de dosificación y 2 niveles de pH)

Los resultados indicados en la Figura 5.6, muestran el comportamiento metalúrgico de 3 colectores de Cu, bajos diferentes condiciones de operación. Este tipo de análisis muestra tanto el efecto principal de los colectores por sí solos, como las interacciones existentes entre las variables en estudio. Las conclusiones se pueden plantear de la siguiente manera:

- Las variables con mayor efecto individual (*main effect*) sobre la recuperación de Cu son: “colector de Cu”, seguido de la variable “Dosis de colector de Cu”.
- Existen dos interacciones (*two way interaction*) con efecto significativo sobre la recuperación: 1) “colector de Cu con dosis de colector”; y 2) “Colector de Cu con pH”.
- El colector B es el que alcanzó la recuperación promedio de Cu más alta en esta evaluación.
- La condición más favorable para el colector B (recuperación más alta) es con una dosificación de 12 g/t y un pH de 10.5, mientras que la condición más favorable del colector estándar es de 12 g/t y un pH de 11.5. La diferencia en recuperación entre estos dos esquemas a esas condiciones particulares es de 89.1% contra 91.1% lo que representa una diferencia de 2.0 unidades porcentuales de mejora y un ahorro importante por consumo de cal. Un análisis costo-beneficio es necesario para cuantificar el beneficio económico de incrementar la recuperación de Cu y la reducción de costos por concepto de cal, alcanzada por el colector B. Ver análisis económico en Apéndice 1.

- Tanto el colector A como el B, mejoran significativamente la recuperación de Cu cuando la dosificación de colector aumenta de 8 a 12 g/t, caso que no se percibe con el colector estándar.
- Aunque, el objetivo principal de esta evaluación es incrementar la recuperación de Cu, es importante evaluar cómo los colectores se desempeñaron en cuestión de grado primario (primario + agotativo). Como ya se discutió antes, generalmente el incremento en la recuperación debe venir acompañado de una restricción en el grado (calidad del concentrado). En este caso, el objetivo es mejorar la recuperación de Cu, obteniendo al menos el mismo grado primario que se obtiene con el colector estándar. Como se puede ver en la Figura 5.6, tanto el colector A como el B, mostraron incluso mejor selectividad, al mejorar el grado primario obtenido por el colector estándar.
- En todos los casos, se observa que el aumento del pH de 10.5 a 11.5, incrementa el grado pero afecta la recuperación de Cu por lo menos con los colectores A y B. Razón por la cual deberá hacerse un análisis de sensibilidad para determinar qué esquema aporta mayor beneficio, el incremento de la recuperación bajando el pH o el incremento en el grado aumentando el pH. Por lo general, incrementar la recuperación siempre proporcionará mayor impacto económico a la unidad, sólo casos con características muy especiales podrán concluir de manera distinta.

El diseño de experimentos factorial, es una herramienta muy poderosa para evaluar simultáneamente distintos factores críticos en el proceso y su interacción con los reactivos químicos en proceso de selección. Un experimento puede ser simple y barato, o complejo y costoso (dependiendo del tiempo y de la cantidad de ensayos), por lo que deberá existir un equilibrio entre la información que se desea buscar y la complejidad del diseño de experimentos.

Como recomendación, se aconseja realizar 2 o 3 diseños de experimentos utilizando diferentes muestras de minerales de cabeza para conocer el comportamiento de los mismos factores y colectores bajo otras condiciones de leyes. Decidir junto con los encargados de la operación cuáles son los minerales que representan mejor las características de la alimentación a la operación. Si existe duda de la representatividad de la muestra es mejor no adelantarse a correr diseños de experimentos para no generar información que pudiera repercutir en conclusiones equivocadas.

Para el diseño de experimentos en el laboratorio la experiencia juega un papel muy importante al minimizar el número de variables y el intervalo sobre el cual esas variables serán evaluadas. Aunque cada caso es particularmente distinto, el conocimiento de otras operaciones en la región es una herramienta valiosa como punto de partida.

Es importante también mencionar que la magnitud del efecto de un factor y la interacción de éste dentro del proceso dependerá de la magnitud de los errores que se producen en cualquier experimento. A medida que se incrementa el tamaño de los errores experimentales, más incertidumbre se presentará al momento de analizar la información. Existen algunas expresiones universalmente conocidas para calcular el nivel de incertidumbre en un resultado o límites de



confianza que dependen enteramente de la variabilidad de un resultado experimental, ver Apéndice 2. Sin embargo, en términos generales, un buen procedimiento experimental minimizará en gran medida las fuentes sistemáticas de error, logrando la obtención de resultados confiables.

Antes de cualquier evaluación se recomienda revisar su procedimiento experimental asegurándose que cuente con el material necesario y equipo adecuado para garantizar que las pruebas sean realizadas bajo el mismo procedimiento: mismo flujo de aire (si la máquina de flotación está adaptada con regulador y flujómetro de aire), misma velocidad en el impulsor (RPM), mismo nivel de agua (% sólidos), misma frecuencia de arrastre de espuma (cada 5 o 10 s.), misma profundidad de arrastre de espuma mediante el uso de una paleta (ver Figura 5.7), mismos tiempos de flotación, y sobre todo, mismo procedimiento de dosificación de reactivos (usar equipos estandarizados como micro pipetas o micro jeringas).



Figura 5.7 – Paleta para remoción de espuma que permite mantener la misma profundidad de arrastre

Una aplicación importante que se le puede dar al diseño de experimentos es la generación de modelos matemáticos para predecir el valor de la respuesta “y” cuando se modifican o se varían intencionalmente los factores “x”. La aplicación de estos modelos matemáticos tiene como objetivo encontrar qué condición o qué conjunto de condiciones son las óptimas para alcanzar el resultado deseado (resultado optimizado). Existen diferentes opciones de diseños experimentales para modelado matemático denominados *Diseños de Superficie de Respuesta*, algunos tipos son: *Diseños Factorial Completos*; *Diseños CCRDs*, *Diseños Box-Behnken*, *Diseños de Mezclas*, entre otros (Thomson W. et al, 2010 y Napier Munn, 2014), los cuales no serán abordados en este trabajo ya que quedan fuera de su alcance.

#### 5.4 Pruebas Confirmatorias.

Para simplificar el diseño de experimento y la selección de un esquema químico, generalmente las pruebas de laboratorio se realizan únicamente considerando la etapa de flotación primaria-agotativa sin considerar la etapa de limpieas. Es claro que el esquema que mejor opere en el circuito primario-agotativo tendrá mayor posibilidad de mejorar el desempeño general de la planta, sin embargo, también es muy importante conocer el desempeño del reactivo o esquema de reactivos seleccionado

dentro de la etapa de limpieas para evaluar el grado del concentrado final que se podrá producir y si será requerida la implementación de algún ajuste en cuanto a la dosificación se refiere.

Como ya lo mencionamos, en esta etapa del proceso ya se tiene seleccionado el reactivo o los reactivos que tienen el potencial de mejorar la respuesta del proceso, por lo que el objetivo de esta etapa de investigación es conocer y confirmar si el esquema químico seleccionado no generará algún efecto negativo en la etapa de limpieas para alcanzar los compromisos establecidos. Para este fin se utiliza la técnica de evaluar a nivel laboratorio pruebas de flotación hasta limpieas, ya sea en circuito abierto o circuito cerrado (pruebas cíclicas). Con un procedimiento experimental bien definido, dos o tres repeticiones son suficientes para pruebas de circuito abierto. Para pruebas de circuito cerrado, una prueba de 5 ciclos es más que suficiente para generar información válida para comparar el desempeño del esquema estándar y el esquema propuesto.

### 5.5 Pruebas en Planta

Una vez que los resultados de laboratorio fueron confirmados, el siguiente paso consiste en llevar el esquema seleccionado a la siguiente fase de evaluación. Las mejoras en los procesos sugeridas por la investigación de laboratorio deben ser probadas en una escala industrial para determinar si los beneficios que se mostraron pueden ser alcanzados en forma y magnitud suficiente para ser aceptados o adoptados en el proceso real.

Aquí precisamente es donde radica el grado de complejidad de las pruebas a nivel planta, ya que como hemos discutido la planta es un proceso altamente dinámico donde existe una gran variabilidad de factores críticos que afectan al proceso y por consiguiente el comportamiento de la prueba. Factores como leyes de alimentación, variaciones en la dureza del mineral y por consecuencia variaciones en el grado de liberación, tipos de rocas encajonantes y su aportación de silicatos, arcillas o materiales orgánicos, porcentos de sólidos y reología de la pulpa, química de pulpa, controles de nivel y variaciones en la dosificación de reactivos, entre muchos otros, son ejemplos de factores que aportan gran variabilidad al proceso. Por ese motivo, el estudio y manejo de la variabilidad inherente del proceso es clave para el diseño exitoso de una prueba en planta.

Se piensa a menudo que una buena estrategia para probar un esquema químico en planta es comparar únicamente el reactivo de prueba contra el reactivo estándar en un solo periodo largo ininterrumpido, por ejemplo un mes y compararlo con los otros meses. Este plan, aunque común, no necesariamente es la mejor manera de ejecutar una prueba en planta, de hecho, simplemente comparando el comportamiento antes y después, disminuye el poder de detectar pequeñas diferencias debido a que la prueba se ve afectada por la variabilidad originada mes con mes o por períodos de tiempo más largos (*Bruey, 1997*). Por ejemplo, es una situación común cuando un mes de operación de prueba se compara con el mes anterior del reactivo estándar, la respuesta de la prueba no puede atribuirse al reactivo probado porque las condiciones de un mes y otro son totalmente diferentes especialmente con relación a las leyes de cabeza, la zona de explotación, etc.

Una mejor manera de comparar una condición operacional nueva, de un mes de duración contra otro mes de operación estándar es, por ejemplo, intercalar los periodos de la condición prueba y la condición estándar cada semana hasta el final de la duración de la prueba (1 mes). Este tipo de diseño promedia la variación semana a semana y distribuye los períodos de prueba y control, dentro de cada mes, anulando de esta manera el efecto de la variación mes a mes. La capacidad de una prueba para detectar diferencias entre dos condiciones se denomina “potencia” de la prueba (*Bruey, 1997*) y desde el punto de vista de maximizar la potencia de la prueba para detectar pequeñas diferencias dentro de la variación natural de un proceso, generalmente, hacer intercambios cortos entre la condición de prueba y la condición estándar tiende a ser mejor diseño de prueba que sólo hacer intercambios en un periodo de tiempo más largo. Sin embargo, cada proceso y/o cada operación es un caso particular de estudio y no deberán asumirse diseños de pruebas antes de analizar la variabilidad natural de cada proceso en estudio.

El objetivo principal de la prueba es obtener suficiente información del proceso y su respuesta para determinar si la prueba tuvo éxito o no durante el periodo establecido. Por lo que, las preguntas importantes a resolver son: ¿qué tan grande debe ser la base de datos para determinar si el nuevo reactivo realmente funciona? y ¿qué tan grande debe ser la mejora para demostrar que el cambio propuesto en la planta realmente funcionó? Las respuestas a estas preguntas se abordarán en el siguiente subtema referente a la aplicación del RefDist©.

Es importante destacar que todas las pruebas en planta tienen el riesgo inherente de afectar el funcionamiento habitual de la planta durante un determinado tiempo (*Nappier Munn, 2014*). Sin embargo, el riesgo se minimiza si se sigue una metodología y los pasos mencionados en este trabajo. Todo cambio implica riesgo y exhorta al compromiso de los operadores, supervisores, metalurgistas y técnicos especializados para realizar la prueba de la mejor manera posible y obtener la mayor información clave a fin de concluir, con cierto nivel de confianza, si la implementación fue buena opción para el proceso o no.

### 5.5.1 Metodología CYTEC RefDist©

Por las razones mencionadas anteriormente el diseño de pruebas en planta adquiere una importancia crucial durante la evaluación de reactivos, motivo por el cual Cytec desarrolló una herramienta estadística única llamada RefDist® para ayudar a diseñar pruebas en planta utilizando información histórica de operación de la planta en cuestión (*Thomson W. et al, 2010*).

El RefDist© (Reference Distribution en inglés), permite analizar los datos históricos de operación para establecer la variabilidad inherente al proceso en determinadas respuestas metalúrgicas. Esto permite determinar qué diferencias promedio se necesitan alcanzar entre la condición Prueba y la Estándar, para cierto nivel de confianza deseado, para demostrar que la respuesta “y” está siendo verdaderamente impactada de una manera positiva o negativa.

La herramienta está diseñada para encontrar el esquema de prueba tal que minimice las diferencias promedio requeridas entre las condiciones de prueba y las condiciones estándar, de tal manera, que

sea más fácil detectar una diferencia en el proceso si la hubiera. Estas diferencias promedio determinadas por RefDist® se denominan "valores críticos".

Sin embargo, en muchos casos, el diseño de planta con mayor potencia (valores críticos bajos) calculado por RefDist®, no es precisamente el más fácil de ejecutar ya que en ocasiones resulta impráctico el realizar múltiples intercambios entre los reactivos por falta de recursos, los cuales pueden ser desde recurso humano en planta, hasta bombas, líneas de dosificación, etc.; además que se deben de tomar en cuenta factores como el tiempo de residencia y cargas circulantes. Por esa razón, el diseño original puede ser modificado manualmente dentro de la herramienta cambiando los períodos de prueba y de control, de acuerdo al esquema que mejor pueda ser manejado durante la prueba.

Tomar en cuenta que el RefDist® es una herramienta para utilizar información con variabilidad "normal" del proceso. Por lo que deberá tenerse cuidado al momento de alimentar datos de planta durante periodos en donde las condiciones del proceso se localizaron dentro de parámetros o condiciones normales de operación. Se recomienda no ingresar datos para diseño de pruebas cuando se sabe que estos datos fueron influenciados por alguna otra prueba, algún cambio en el sistema, o cuando alguna condición anormal en cuanto a mineralogía se estuvo alimentando a la planta.

El siguiente ejemplo, muestra valores de ley de concentrado de cobre durante un período de tres meses con turnos cada 12 horas (turnos acomodados cronológicamente). Ver Figura 5.8a).

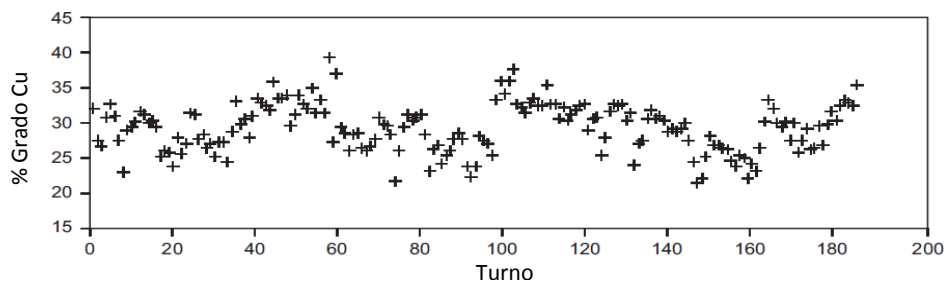


Figura 5.8a. Serie de tiempo para grado de cobre por turno.

El RefDist® utiliza estos datos de operación para calcular las diferencias promedio entre los resultados obtenidos por la condición de prueba y la condición estándar que se deben obtener para que el efecto del reactivo sobresalga y se distinga de la variación normal del proceso. Los cálculos se pueden realizar para cada diseño de prueba propuesto para conocer qué alternativa logra los menores valores críticos.

Por ejemplo, si utilizamos la información de la Figura 5.8b para calcular los valores críticos para una prueba en donde la condición de prueba se mantenga durante 22 turnos consecutivos y posteriormente se intercambie a la condición estándar durante el mismo periodo de tiempo, se tiene que para este tipo de diseño (22 días ON - 22 días OFF) la diferencia entre la condición de prueba y la estándar debe ser mayor, al menos, en 5.17 unidades porcentuales para decir con un 95% de confianza estadística que el reactivo de prueba es mejor que el reactivo estándar. Ver Figura 5.8b.

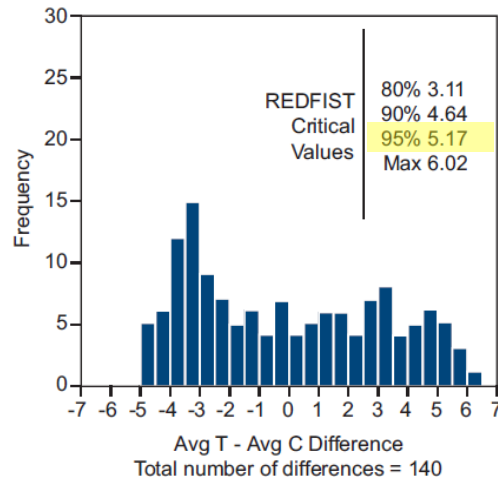


Figura 5.8b Diseño RefDist para prueba en planta. 22 días ON- 22 días OFF

Sin embargo, obtener una diferencia tan grande como 5.17 unidades en un grado de concentrado no es muy fácil de alcanzar; por lo que se deberá buscar otra configuración de prueba para disminuir la magnitud de los valores críticos. Por ejemplo, si en lugar de un diseño simple de intercambio (ON-OFF) se utiliza un diseño con múltiples intercambios entre reactivo de prueba y reactivo estándar, la diferencia necesaria para afirmar que un reactivo se salió de la variación normal del proceso generalmente será menor. La Figura 5.9 muestra la distribución para un diseño de planta de la misma duración (44 turnos), donde el cambio entre reactivo de prueba y estándar se realiza cada turno, en lugar de cada 22 días. Para este tipo de diseño la diferencia promedio entre la condición de prueba y la condición estándar deberá ser mayor sólo 1.16 unidades porcentuales para afirmar, con un 95% de confiabilidad, que el reactivo de prueba es mejor que el reactivo estándar. Ver Figura 5.9.

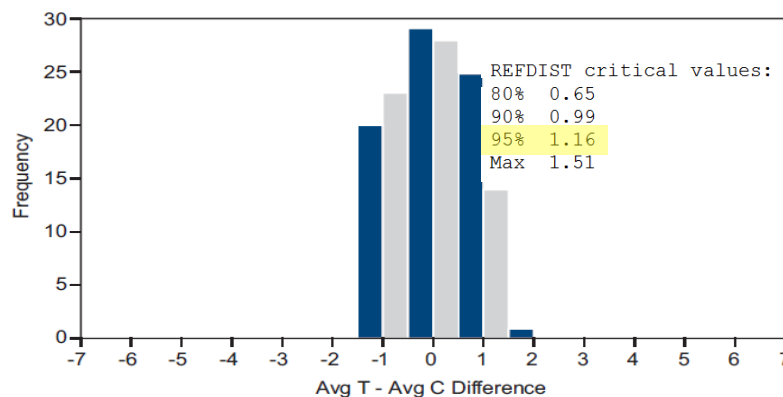


Figura 5.9. Diseño RefDist, cambiando cada turno el esquema entre el reactivo de prueba y el estándar durante 44 días

El ejemplo anterior muestra cómo un cambio en la manera de correr la prueba puede marcar la diferencia entre detectar una variación dentro del proceso o no, o en otras palabras detectar si un reactivo de prueba realmente está produciendo un cambio en el proceso. Por lo general, la variación del proceso es más grande que el impacto que puede generar la aplicación de un reactivo, por lo que si no se usan este tipo de herramientas la probabilidad de tomar una decisión equivocada es alta. El

Apéndice 3 contiene las ecuaciones para determinar las diferencias o valores críticos entre la condición de prueba y la condición estándar.

### 5.5.2 *Análisis de Prueba en planta mediante el uso de Covarianza (ANCOVA). Comparación de dos líneas de tendencia*

Como se mencionó antes en el punto 5.1, cuando la respuesta en estudio: recuperación, grado, depresión de impurezas, etc.; está siendo afectada por una variable que no podemos controlar como por ejemplo alguna ley de cabeza, el valor esperado (varianza) de “y” depende del valor esperado de “x”, es decir que existe una codependencia entre las varianzas de estas dos variables (x-y). Por lo general, este tipo de efecto covariante entre la respuesta “y” y la variable “x” generalmente es más fuerte que el que el efecto que pudiera generar la aplicación de cualquier reactivo nuevo en el sistema, dificultando el análisis o enmascarando el resultado de la prueba industrial. Por este motivo el profesor Napier Munn desarrolló un método para comparar estas covarianzas de dos poblaciones distintas (reactivo de prueba y reactivo estándar) en términos de sus modelos de regresión lineal simple. Es importante considerar que en el caso de los minerales, y en general en los procesos naturales, los comportamientos no son necesariamente lineales ni se pueden describir dentro de las consideraciones del teorema del límite central dado que los datos de cada población rara vez son normalmente distribuidos. Sin embargo, en términos prácticos y aún a pesar de esta limitante, el método Napier Munn nos da un buen estimado del efecto que produce el reactivo en evaluación.

Si se desea analizar una prueba de planta mediante la comparación de dos modelos lineales, se deben etiquetar primero en la base de datos, los valores que correspondan a la condición de prueba y los valores que correspondan a la condición estándar y ejecutar los modelos de regresión lineal (recuperación vs ley de cabeza) para cada condición, es decir, generar una regresión por cada población (condición de prueba vs condición estándar).

A continuación se describe el método desarrollado por el profesor Napier-Munn para comparar los modelos de regresión lineal de dos diferentes poblaciones (reactivo de prueba y reactivo estándar), con el fin de estimar, si los dos modelos de regresión lineal tienen diferencias estadísticamente significativas.

1. El primer paso en el análisis es determinar si verdaderamente existen dos modelos de regresión lineal en la base de datos que se pretende analizar, tanto para el reactivo de prueba como para el reactivo estándar. Esto se determina de una manera fácil mediante la significancia del coeficiente de correlación. Si una o ambas regresiones lineales no tienen significancia estadística en sus coeficientes de correlación, entonces no es posible proceder con el análisis de comparación entre los dos modelos de regresión debido a que, en esencia, no existen dos modelos de regresión lineal. Si esto ocurriese en nuestra base de datos, será necesario buscar otra variable alternativa covariante que mejor se ajuste a un modelo de regresión lineal.
2. Una vez validado el primer paso, se comparan las varianzas residuales (error) de las dos regresiones. Este paso significa comparar mediante una prueba F, el grado de homogeneidad

de las varianzas de los dos modelos de regresión. La prueba F requiere que no exista una diferencia significativa entre las dos líneas de regresión, por lo que si la prueba F es  $<0.05$  la prueba falla.

3. El tercer paso, es comparar las pendientes de las dos líneas de los modelos de regresión lineal. Esto implica realizar una prueba F para mostrar si las dos pendientes son estadísticamente diferentes. Si esto no fuera así, y las pendientes no fueran diferentes, podría significar que los dos modelos son el mismo o que las dos pendientes son líneas paralelas con una separación entre ellas. Para determinar cuál de las dos situaciones está ocurriendo en nuestro análisis se lleva a cabo el siguiente paso.
4. Realizar una prueba F para determinar las diferencias entre las intercepciones u ordenadas al origen de cada uno de los modelos. Si las pendientes en el paso número 3 son diferentes, es posible que las intercepciones u ordenadas al origen sean iguales. Si los dos gradientes y las intercepciones al origen son iguales entonces se concluye que los dos modelos son iguales y que no existe evidencia estadística para decir que la condición de prueba y la condición estándar sean diferentes. Si las pendientes son las mismas pero las intercepciones al origen son diferentes, entonces se puede asumir que las líneas son paralelas y que tienen una separación constante entre las dos líneas
5. Si la última situación del paso 4 es detectada, entonces la separación entre las dos líneas debe ser estimada. La significancia estadística de la separación entre las líneas puede ser determinada usando una prueba “t-student” y es posible también calcular los intervalos de confianza de la separación entre líneas.

Existen expresiones matemáticas para determinar los modelos y coeficientes de correlación lineal de una o más poblaciones, y se pueden establecer criterios de hipótesis para las pruebas estadísticas “F” y “t-student” para obtener la información mencionada en los 5 pasos mencionados anteriormente (Napier M, 2014, “*Statistical Methods for Engineers*” p:589-592).

Sin embargo, se encuentran disponibles hojas de cálculo en Excel ya configuradas para realizar este procedimiento de comparación de dos poblaciones (estándar y reactivo de prueba) por medio de pruebas “F” y “t” de los parámetros estadísticos de sus modelos de regresión lineal. En el capítulo 6, se mostrará la aplicación de un caso de estudio de esta técnica para una mayor comprensión.

## 6. CASOS DE ESTUDIO

En este capítulo se presentan cuatro casos de estudio en operaciones mineras de nuestro país, en donde se muestran ejemplos de la aplicación de ciertas etapas particulares de la metodología descrita para la selección y evaluación de reactivos químicos.

### 6.1 Caso de Estudio: Diseño de experimentos para la evaluación de colectores y espumantes para flotación bulk Au-Ag en una mina de la sierra de Chihuahua

*ANTECEDENTES.* Cambios en el plan de minado, llevaron a la necesidad de explotar nuevas zonas de la mina y abrir nuevos rebajes de producción que han presentado cambios en el desempeño metalúrgico de la planta. Bajas recuperaciones de Au y Ag, fueron reportadas consistentemente en el proceso de flotación, identificando los minerales “Guadalupe” e “Independencia” como minerales con ciertas dificultades metalúrgicas. Se solicitó evaluar nuevos esquemas de reactivos para buscar mejores alternativas químicas capaces de incrementar las recuperaciones de los elementos de interés en estos dos particulares cuerpos

*OBJETIVO.* Evaluar esquemas de reactivos alternativos al actual esquema estándar Xantato Amílico de Potasio (XAP), buscando la mejora en los resultados metalúrgicos.

*DESCRIPCIÓN Y ANÁLISIS DE RESULTADOS. Mineral “Guadalupe”.* El siguiente trabajo de investigación, se llevó a cabo mediante el desarrollo de pruebas de flotación, para evaluar el efecto de ciertos colectores sobre la recuperación de Au y Ag. Estudios mineralógicos mostraron contenidos de Au nativo y electrum, ocluidas y/o diseminadas sobre partículas de calcopirita. Se detectó también cierto nivel de alteración (oxidación) en la superficie de los principales sulfuros, como calcopirita, acantita, argentita y piritita aurífera. Se realizaron pruebas diagnósticas en laboratorio en las que se definieron las dosificaciones óptimas tanto para colectores propuestos afines a la mineralogía presente, como para el colector estándar. Se determinó también que el tipo de espumante era una variable significativa que afectaba la recuperación de Au presumiblemente debido a la granulometría gruesa del proceso y porque parte del Au nativo y electrum se recupera por el arrastre (*entrainment*) generado por la cama de espuma ( $p_{80} \approx 150 \text{ micras}$ ). Se consideró la utilización familias químicas del tipo ditiofosfinatos, ditiofosfatos y tionocarbamatos para el barrido de evaluaciones diagnósticas de laboratorio porque por experiencia se sabe que estas químicas favorecen a la recuperación de Ag y de Cu respectivamente. Los resultados de las pruebas diagnósticas definieron los colectores: A3409 y A7583 (Diaryl ditiofosfato + Di-isobutil ditiofosfinato y Di-isopropil ditiofosfato + Di-isobutil ditiofosfinato, respectivamente); y los colectores MX5160 y MX505 (Dietiltionocarbamatos + Di-isobutil ditiofosfato y Isopropil eil tionocarbamato + Di-isobutil ditiofosfato nitrogenado, respectivamente) como colectores potenciales a ser evaluados por sus resultados preliminares.

Con la información obtenida de las pruebas diagnósticas se diseñó un experimento con los colectores mencionados anteriormente, incluyendo la variable espumante, utilizando el espumante estándar M-91 y el espumante F-507 dentro de la evaluación. Como línea base de comparación se utilizó la



prueba estándar con Xantato Amílico de Potasio (XAP), con 40 g/t en molino y 10 g/t en agotativo y espumante M-91 (20 g/t). Las pruebas de flotación se realizaron únicamente con una flotación primaria y agotativa sin etapa de limpias. La muestra utilizada reportó las siguientes leyes de cabeza. Ver Tabla 6.1.1.

Tabla 6.1.1 - Muestra "Guadalupe"

Au /g/t	Ag (g/t)	Cu (ppm)	Pb (ppm)	Fe (%)	Mn (%)	Zn (ppm)	As (ppm)
1.76	90.4	82	278	2.14	0.427	415	52

A continuación se presentan las recuperaciones acumuladas de Au y Ag de cada una de las pruebas. Se corrieron una serie de flotaciones estándar (puntos rojos), con el fin de conocer el comportamiento normal del mineral cuando es dosificado XAP. Los colectores propuestos evaluados se corrieron por duplicado, con excepción del A3409 y A7583, que también se probaron utilizando el espumante F507 en lugar del espumante M-91.

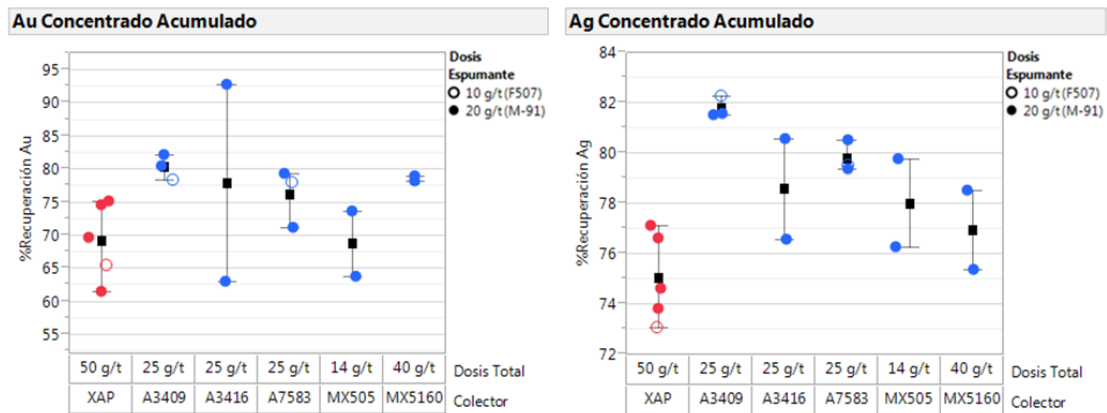


Figura 6.1.1 - Recuperación acumulada de Au por reactivo (izq). Recuperación acumulada de Ag por reactivo (der)

Como se observa en la parte izquierda de la Figura 6.1.1, la Aerophine A3409 mejora cerca de 11 unidades porcentuales la recuperación promedio de Au con respecto al promedio alcanzado por la prueba estándar. Existe cierta variabilidad en los resultados obtenidos por la prueba estándar; sin embargo, ni la prueba más alta utilizando XAP, alcanza a la prueba más baja obtenida por la Aerophine A3409. La prueba con la Aerophine A3416 alcanza un punto alto de recuperación de Au con 92.9%; sin embargo, no existe una buena repetibilidad en su prueba duplicada, por lo que vale la pena volver a correr esta prueba para buscar mayor certeza. La Aerophine A7583 y el MX5160 también alcanzan buenos resultados en recuperación promedio de Au, superando la prueba estándar en cerca de 7 unidades porcentuales y 9 unidades porcentuales respectivamente.

En cuanto a recuperación acumulada de Ag, Figura 6.1.1 derecha, igualmente el A3409 fue la Aerophine que mejores resultados obtuvo, superando en cerca 6.5 unidades porcentuales la recuperación de Ag alcanzada por la prueba estándar. La prueba estándar (XAP) más alta en recuperación de Ag fue de 77.2%, lo cual representa todavía una recuperación menor de aproximadamente 4.5 unidades porcentuales con respecto a la Aerophine A3409. La Aerophine A7583 es la segunda aerophine con mejores resultados en recuperación de Ag, superando 4.7 unidades porcentuales la recuperación promedio alcanzada por el XAP. Los reactivos A3416, MX505 y MX5160 también mejoraron la recuperación de Ag, sin embargo es notoria la mejoría con

las Aerophines A3409 y A7583. Es importante hacer notar, que las dosificaciones (consumo) utilizadas en las pruebas de las aerophines fue 50% menor que la dosificación estándar utilizada con el XAP.

Las pruebas, donde se utilizó espumante F507 no tuvieron una tendencia en las que se muestre una mejora en la recuperación de Au; sin embargo la recuperación de Ag mas alta se obtuvo con una dosificación de espumante F507. Es conveniente, seguir evaluando este espumante de mayor persistencia como sustituto del M-91, buscando la mejora en los resultados. La siguiente Figura 6.1.2, muestra las leyes de Au y Ag en el concentrado alcanzadas por cada uno de los reactivos

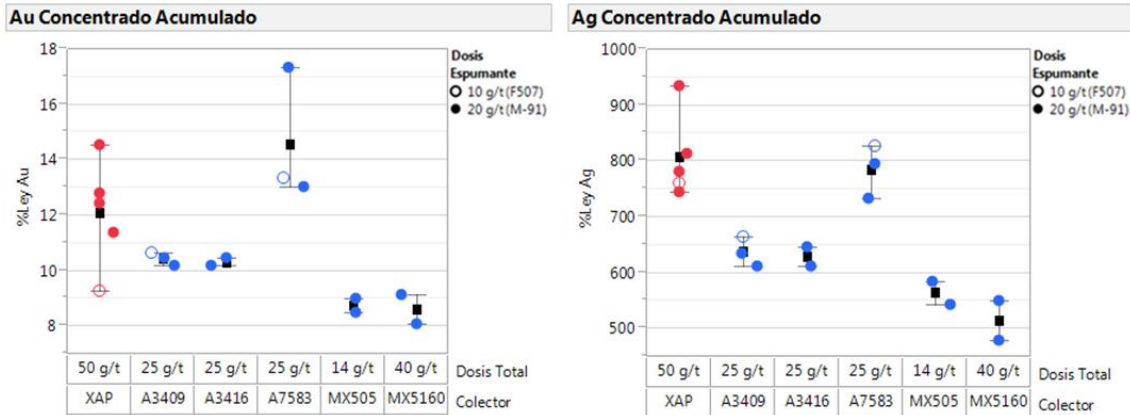


Figura 6.1.2. Grado acumulado de Au en concentrado (primario + agotativo) por reactivo (izq)  
Grado acumulado de Ag en concentrado (primario + agotativo) por reactivo (der)

Como se observa en la Figura 6.1.2 izquierda, la Aerophine A7583 es la de mayor promedio de ley de Au en concentrado, por lo que se puede decir que este reactivo mejoró tanto la recuperación como la ley de Au en el concentrado. La Aerophine A3409 que fue el reactivo con mayor recuperación promedio de Au, disminuyó ligeramente el promedio de ley de Au en el concentrado. Mismo caso para la Aerophine A3416. También se puede decir, que la Aerophine A7583, mantuvo prácticamente la misma ley de Ag en el concentrado que el XAP, aún a pesar de aumentar la recuperación de Ag, lo cual es de gran interés sobre todo con este mineral de baja ley de Ag. Figura 6.1.2 derecha.

En la Figura 6.1.3, se muestra el % en peso del concentrado acumulado (mass pull). Este indicador es de gran interés sobre todo para la etapa de limpieas, ya que en ocasiones no se tiene suficiente capacidad en limpieas para manejar mayor cantidad de pulpa, lo que provoca que las cargas circulantes aumenten generando pérdidas de valores y disminución en la calidad de los concentrados. La Figura 6.1.3 muestra también que la Aerophine A7583 prácticamente mantiene el mismo porcentaje en peso flotado que el reactivo estándar XAP, sin embargo mejora considerablemente la recuperación tanto de Au como de Ag, por lo que en otras palabras, la Aerophine A7583 aumenta los contenidos de Au y Ag dentro del mismo porcentaje de peso flotado y por lo tanto la ley del concentrado aumenta. La Aerophine A3409 es la de mayores recuperaciones de Au y Ag, por lo que puede evaluarse a una menor dosificación buscando disminuir el % de peso flotado sin afectar la recuperación de valores de Au y Ag. Mismo caso para la Aerophine A3416.

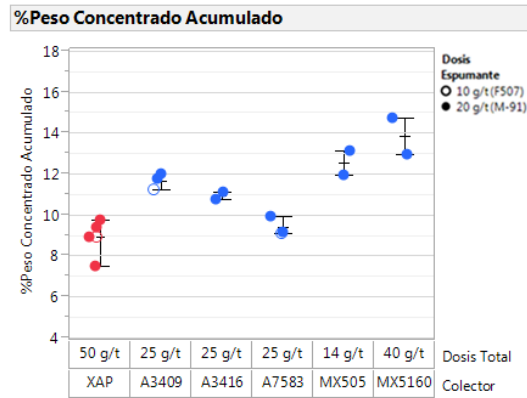


Figura 6.1.3. % Peso del Concentrado Acumulado por reactivo (mass pull)

Con los resultados obtenidos en estas pruebas se realizó un análisis estadístico con todos las recuperaciones obtenidas de los distintos elementos ensayados, de tal manera que se pudiera conocer si la recuperación de Au está siendo afectada por la recuperación de algún otro elemento. En este caso la Figura 6.1.4. muestra valores “p” por debajo de 0.05 ( $p < 0.0020$ ) lo que quiere decir que la recuperación de Cu tiene un efecto significativo y positivo sobre la recuperación de Au.

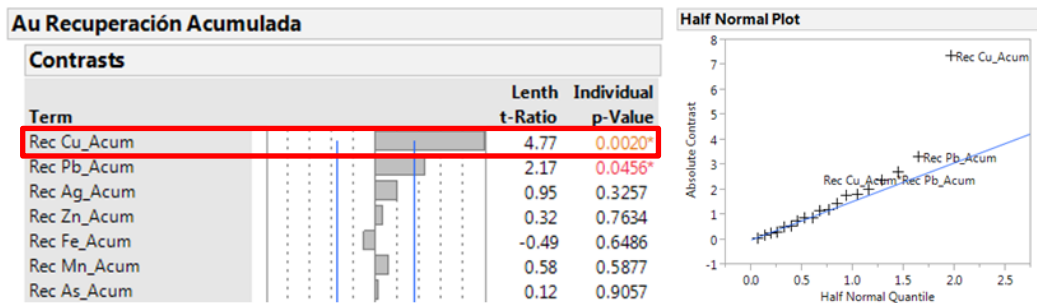


Figura 6.1.4. Análisis de correlación, Recuperación de Au

Esto quiere decir que a medida que la recuperación de cobre aumenta, también aumenta la recuperación de Au, lo que confirma la asociación mineralógica que discutimos en los antecedentes. Del mismo modo se realizó el análisis para la recuperación de Ag, en donde se detectó que la recuperación de Cu también tiene un efecto significativo por la recuperación de Ag. Ver Figura 6.1.5.

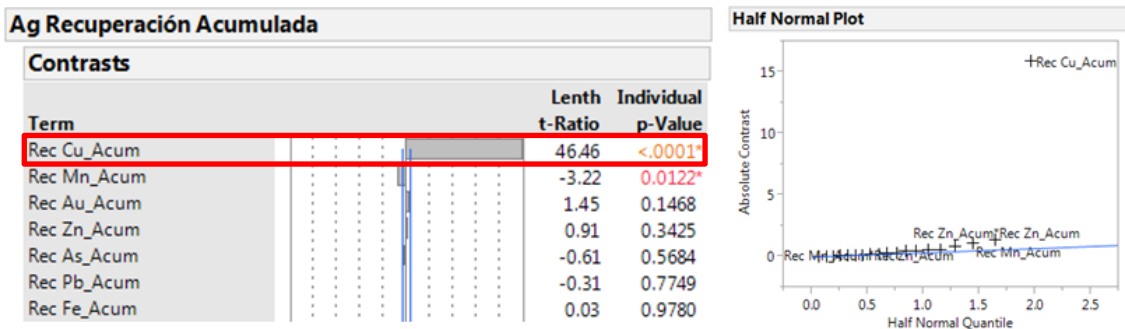


Figura 6.1.5. Análisis de correlación, Recuperación de Ag

El análisis muestra un alto nivel de significancia estadística entre la recuperación de Cu y la recuperación de Ag, por lo que debe ser aprovechada esta “asociación” buscando mejorar las

recuperaciones de Au y Ag. En los resultados obtenidos, no se percibe una correlación entre la recuperación de Fe con la recuperación de valores de Au y Ag, por lo que se recomienda usar colectores selectivos como colectores primarios, evitando el uso de colectores como los Xantatos que promueven la recuperación de Fe.

**“Mineral de Independencia”.** Adicionalmente, se realizaron pruebas exploratorias de flotación con un mineral de bajas recuperaciones denominado “Independencia”. Las leyes de cabeza se muestran en la tabla 6.1.2:

Tabla 6.1.2 - Muestra “Independencia”

Au /g/t	Ag (g/t)	Cu (ppm)	Pb (ppm)	Fe (%)	Mn (%)	Zn (ppm)	As (ppm)
2.19	169	38.6	115	3.78	0.46	385	187.4

Los resultados obtenidos tanto para Recuperación de Au como Ag por cada uno de los colectores evaluados se muestran en la Figura 6.1.6

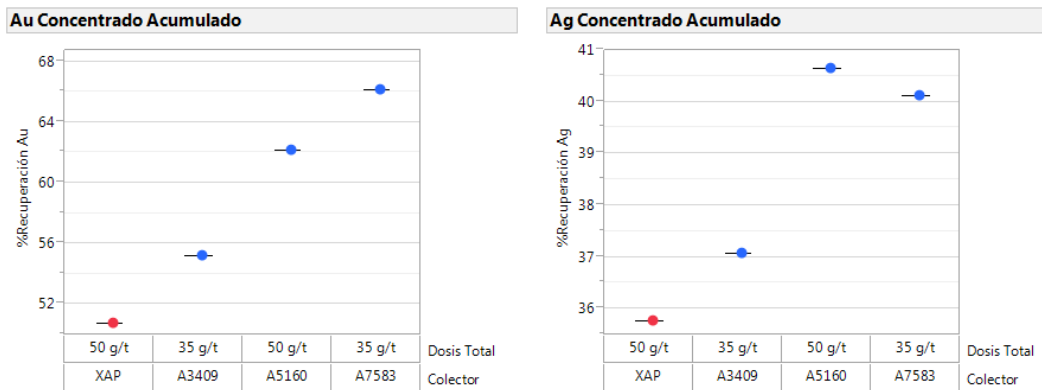


Figura 6.1.6 - Recuperación Acum. de Oro por reactivo (izq). Recuperación Acum. de Ag por reactivo (der)

Los resultados obtenidos en esta evaluación muestran que si bien las recuperaciones de Au y Ag en este mineral problema no son muy altas, la Aerophine A7583 mejora cerca de 15 unidades porcentuales la recuperación de Au con respecto al XAP. De igual manera, el A7583 mejora la recuperación de Ag cerca de 4 unidades porcentuales con respecto al XAP.

Aunque el mineral denominado Independencia contiene mayores leyes de cabeza tanto de Au como de Ag comparado con el mineral Guadalupe, mostró un menor desempeño metalúrgico. La unidad no contaba con un análisis mineralógico al momento de la evaluación, sin embargo se recomendó continuar con la evaluación de este mineral y realizar más pruebas, buscando encontrar otros parámetros que ayuden a su procesamiento mientras se concluyen los análisis mineralógicos. Por el momento la Aerophine A7583 muestra mejorías considerables si se compara con el colector estándar XAP.

**COMENTARIOS Y RECOMENDACIONES.** Debido a la heterogeneidad natural del Au y Ag, siempre existe alta variabilidad en la determinación de recuperaciones y leyes de estos dos elementos, ya sea por el proceso de toma, preparación de muestra y/o el proceso de ensaye químico.

Por este motivo debe tenerse en cuenta que los resultados presentados en esta evaluación marcan únicamente tendencias que deberán confirmarse.

- a) La Aerophine A3409 fue el reactivo que mayor recuperación de Au y Ag obtuvo, superando en 11 y 6.5 unidades porcentuales respectivamente las recuperaciones alcanzadas por la prueba estándar.
- b) La Aerophine A7583 aumentó recuperaciones de Au y Ag, en 7 y 4.7 unidades porcentuales respectivamente sin sacrificar las leyes de concentrado primario.
- c) El consumo utilizado de Aerophine fue 50% menor que el consumo utilizado de XAP.
- d) La Aerophine A7583 también presenta mejoría en recuperación de Au y Ag con respecto al XAP en el mineral problema “Independencia”.
- e) Se recomienda continuar con la evaluación del espumante F-507 en más pruebas de flotación, ya que este espumante ha mejorado las recuperaciones de valores de Au y Ag en flotaciones bulk similares a este proceso. Este espumante genera burbuja fina que permite incrementar el área superficial de contacto, mejorando así la capacidad de transporte de las partículas en especial de las partículas de alta densidad como el Au.

## **6.2 Caso de Estudio: Análisis de resultados de prueba en planta. Evaluación de Aerophine A3409 en el circuito de Pb en una mina polimetálica del estado de Zacatecas**

*ANTECEDENTES.* Incrementos significativos en las leyes de cabeza de Pb en una planta polimetálica de Zacatecas han mermado la capacidad de colección del colector estándar A-3418 (Di-isobutil ditiofosfinato) afectando la recuperación de Pb en el circuito de Pb e incrementando la cantidad de Pb que se reporta en el circuito de Zn. Como estrategia inmediata operativa se han incrementado considerablemente las dosificaciones del reactivo A-3418 tratando de aumentar la recuperación de Pb, pero lejos de ayudar sobre la recuperación de Pb se han elevado los costos operativos por concepto de reactivo, disminuyendo aún más la recuperación económica de la unidad. Por otro lado también se ha buscado la adición de Xantato Isopropílico de Sodio (XIS) como complemento del colector A-3418, buscando el incremento de la recuperación de Pb en condiciones de altas leyes de cabeza de Pb y parece haber funcionado por lo menos en cuanto a recuperación de Pb, pero se aumentó considerablemente la recuperación de impurezas como Fe y Zn afectando severamente al grado de concentrado.

Después del proceso de identificación de las necesidades del cliente y de concluida la fase de la metodología para la selección de reactivos químicos en donde se evaluaron tipos químicas afines a la flotación de Pb, se determinó que el colector alternativo A-3409 (Diaryl ditiofosfato + Di-isobutil ditiofosfinato) puede ser susceptible a ser probado en planta de acuerdo con las tendencias mostradas en laboratorio. Incrementos en la dosificación del A-3409 muestran una respuesta positiva a mejorar la recuperación de Pb, mientras que incrementos en la dosificación de A-3418 no muestran un efecto positivo en la recuperación de Pb. Por condiciones y limitantes operativas se

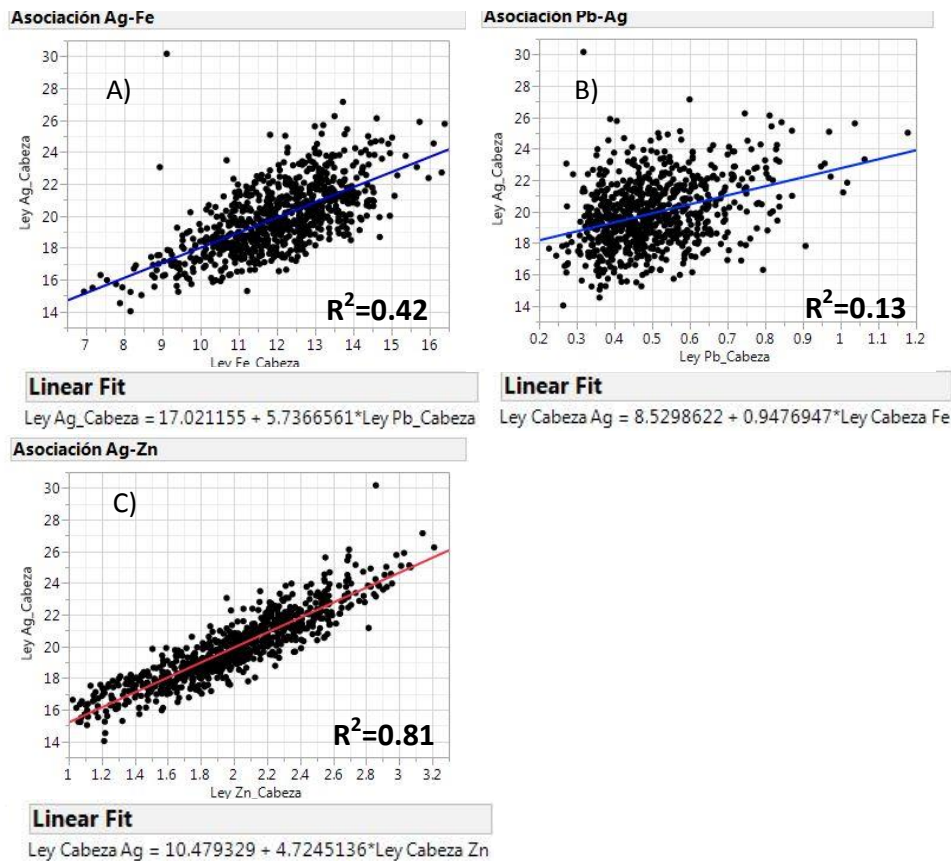
decidió correr la prueba en planta durante un periodo único de tiempo sin alternar periodos de prueba. Prueba denominada On-Off.

**OBJETIVO.** Evaluar la Aerophine A3409 a nivel industrial como sustituto de la Aerophine A3418 en el circuito de Plomo, buscando mejorar los resultados metalúrgicos y reducir el costo de reactivo por tonelada procesada.

**ANÁLISIS DE RESULTADOS.** La evaluación de la Aerophine A3409 consistió de 20 días consecutivos de operación durante el periodo comprendido entre el 11 de diciembre al 31 de diciembre del 2015. El presente análisis, se realizó con una base de datos generada cada 2 horas por el sistema PI (sistema que permite integrar los datos del proceso), desde el 05 de octubre del 2015 al 12 de enero del 2016 (109 días), lo que permite realizar un análisis antes, durante y después de la prueba para cada uno de los indicadores metalúrgicos. Fue necesario realizar un balance metalúrgico para determinar las recuperaciones de los elementos de interés, utilizando los ensayos proporcionados de cada producto mediante la fórmula bimetálica de tres productos.

Se realizó un análisis de correlación utilizando únicamente las leyes de cabeza de los elementos Pb, Ag, Zn y Fe. La Figura 6.2.1 A, B y C, muestra que para la correlación Pb-Ag prácticamente no existe una tendencia fuerte que indique que incrementos en la ley de Pb puedan significar incrementos en la ley de Ag. Sin embargo, para el caso de la ley de Ag y Zn en cabeza (Figura 6.2.1C), si existe una tendencia que indica que la ley de Ag se incrementa a medida que la ley de Zn aumenta

Figura 6.2.1 A, B y C. Correlación Ag-Fe, Pb-Ag, y Ag-Zn en las leyes de cabeza del



La información mostrada en las Figuras 6.2.1C comprueba la asociación mineralógica que existe entre Ag-esfalerita. Por otro lado, aunque la correlación entre Ag-Fe es baja, si se percibe una ligera tendencia a incrementarse la ley de Ag cuando la ley de Fe aumenta (Figura 6.2.1A), misma que se comprueba con la presencia de muestras de geología con intercrecimiento de pirita enriquecida con Ag. Encontrar una fuerte correlación de un elemento particular con Fe resulta difícil, porque el elemento Fe se presenta en diferentes minerales dentro del yacimiento: por ejemplo, pirita, calcopirita, pirrotita, algunos óxidos e incluso en soluciones sólidas dentro de la misma esfalerita (marmatita).

Se recomienda evaluar la posibilidad de disminuir el tamaño de partícula alimentada a flotación para incrementar la generación de caras libres (incrementar el grado de liberación) y evitar que los depresores de Zn y Fe ( $ZnSO_4$  y NaCN) alimentados en molienda generen pérdidas de Ag en el circuito de Pb.

A continuación se muestra la variación por mes de algunas de las principales variables de operación. Las Figuras 6.2.2 y 6.2.3 muestran el tonelaje molido por hora y el porcentaje de sólidos alimentado a flotación respectivamente. Se observa en la Figura 6.2.2, que el tonelaje molido/hora disminuyó paulatinamente desde el mes de octubre hasta el mes de diciembre. Sin embargo durante el mes de diciembre cuando la prueba del A3409 se llevó a cabo, prácticamente el tonelaje promedio molido por hora no presentó cambio con respecto al periodo donde se dosificó A3418. Una vez terminada la prueba con el A3409 se incrementó considerablemente el tonelaje molido por hora durante el mes de enero, alcanzando un promedio cercano a las 350 t/h.

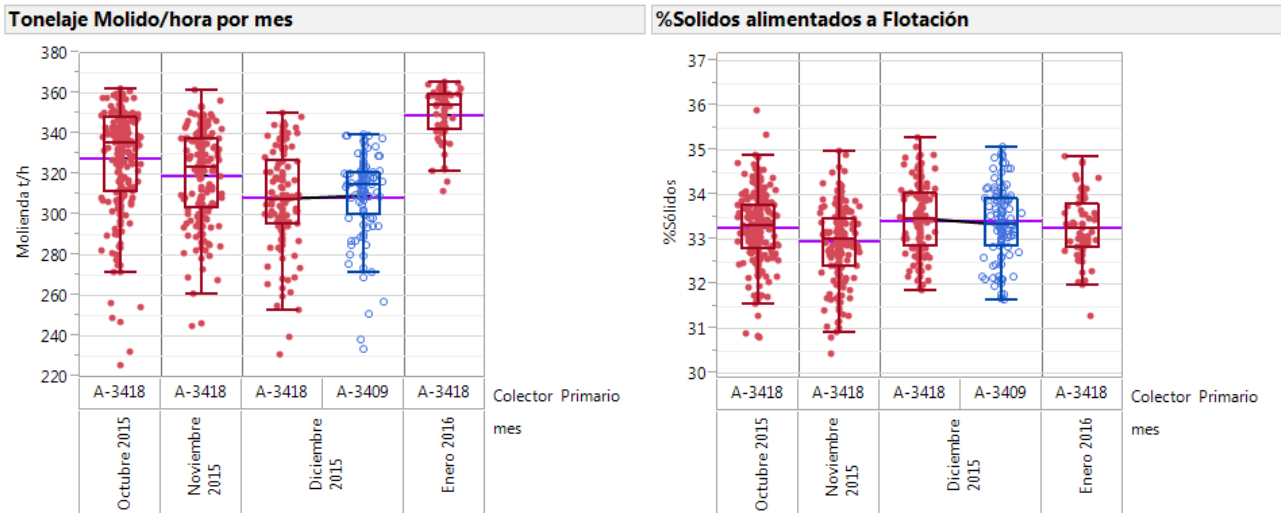


Figura 6.2.2 Variación por mes del tonelaje molido (t/h)

Figura 6.2.3 Variación por mes del porcentaje de sólidos alimentados a flotación

La Figura 6.2.3, muestra que durante el mes de diciembre el porcentaje de sólidos alimentados a flotación no presentó un cambio significativo que pudiera afectar el desempeño de la prueba con la Aerophine A3409. Sin embargo cabe mencionar que durante el mes de diciembre se alcanzaron

promedios más altos en % de sólidos alimentados a flotación, con respecto a los cuatro meses analizados de la base de datos.

No se proporcionó información correspondiente a granulometría, sin embargo se puede decir que al menos en lo que respecta a tonelaje molido y porcentaje de sólidos en cabeza no se presentó ningún cambio significativo durante el periodo de prueba durante el mes de diciembre.

Las Figuras 6.2.4 y 6.2.5, muestran la variación de ley de Pb y Ag en la cabeza de flotación. Se puede observar que cuando se probó la Aerophine A3409 en el mes de diciembre, la ley promedio de Pb alimentada fue significativamente más alta con respecto al mismo periodo de diciembre cuando se utilizó Aerophine A3418. La ley promedio de Pb durante la prueba del A3409 fue de 0.58% mientras que la ley promedio de Pb cuando se dosificó A3418 fue de 0.51%, representando una mínima pero significativa diferencia de 0.07 unidades porcentuales. Una vez terminada la prueba del A3409, la ley de Pb promedio en cabeza, disminuyó a 0.54%. Ver Figura 6.2.4.

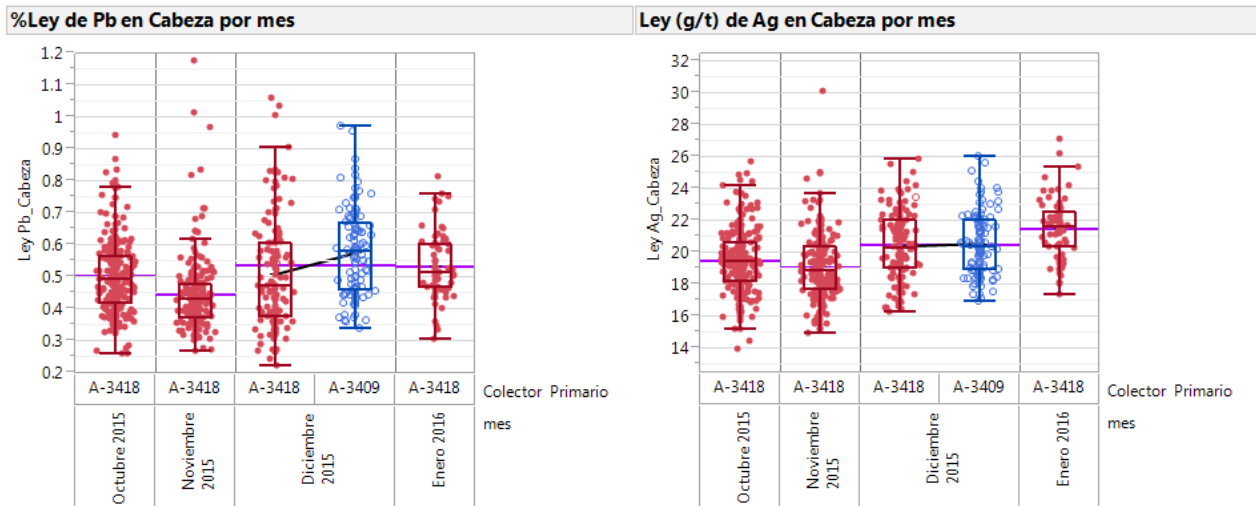


Figura 6.2.4. Variación por mes de la ley de Pb en Cabeza

Figura 6.2.5. Variación por mes de la ley de Ag en Cabeza

La Figura 6.2.5 indica que la ley promedio de Ag en cabeza del mes de diciembre no presentó ningún cambio, permaneciendo constante en 20.5 g/t de Ag promedio durante el periodo de prueba del A3409 vs A3418. Una vez concluida la prueba con la Aerophine A3409, la ley de Ag en Cabeza se incrementó ligeramente a 21.5 g/t durante el mes de enero.

Si utilizamos la ley de Pb y el tonelaje molido para determinar el contenido de Pb en cabeza se observa que existe cierta discrepancia entre el contenido de Pb alimentado a flotación y la dosificación de Aerophine. En los meses de octubre, noviembre y diciembre los contenidos promedios de Pb en cabeza tendieron a disminuir y sin embargo la dosificación de Aerophine se incrementó.



La dosificación de Aerophine A3409 se mantuvo prácticamente sin cambio con respecto a la dosificación de A3418 del mismo mes de diciembre (Figura 6.2.6) aún a pesar del incremento significativo en los contenidos de Pb en cabeza, producidos por el aumento en ley durante la prueba del A3409 (Figura 6.2.7).

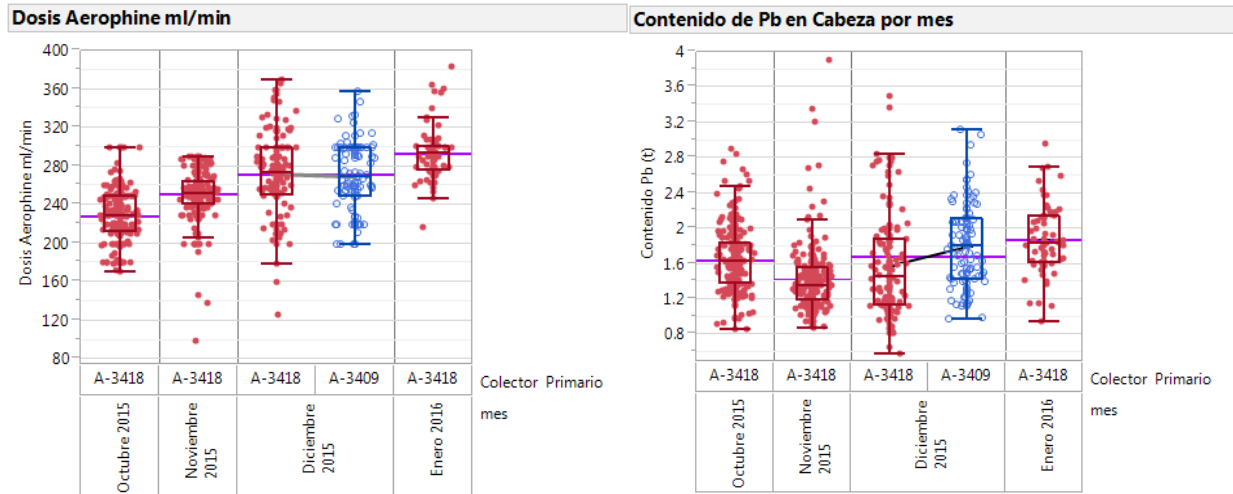


Figura 6.2.6 - Variación mensual de la dosificación de Aerophine ml/min tonelaje molido (t/h)

Figura 6.2.7. Variación mensual del contenido de Pb en Cabeza

Por otro lado, durante el mes de enero prácticamente no se presentó ningún cambio significativo en el contenido promedio de Pb en la cabeza con respecto al periodo de prueba anterior (diciembre), sin embargo se incrementó la dosificación de Aerophine con respecto al periodo de prueba del A3409. Posiblemente el incremento en tonelaje ocasionó el aumento en la dosificación, aunque en realidad como ya vimos el contenido de Pb en cabeza se mantuvo prácticamente igual. Se desconoce si existe algún otro factor no considerado en esta base de datos que pudiera afectar la dosificación de reactivos, tal es el caso de incremento de arcillas o especies de carbón en la alimentación a flotación.

Sin embargo, es importante mencionar que cuando se requiere una mayor dosificación de reactivo, ya sea por leyes altas de Pb o por especies que consumen reactivo como arcillas y carbón, la Aerophine A3418 no sólo encarece el proceso por costo de reactivo sino que promueve la activación de especies de Zn y Fe, lo que produce poca efectividad del reactivo sobre la recuperación de Pb.

Las Figuras 6.2.8 y 6.2.9 a continuación, muestran el efecto de las dosificaciones de ambas Aerophines sobre la recuperación de Pb. La Aerophine A3418 no mejora la recuperación de Pb aún a pesar de incrementos en su dosificación, al contrario existe una ligera tendencia a disminuir la recuperación de Pb a medida que se incrementa la dosis. Por el contrario, la Aerophine A3409 mejora la recuperación de Pb cuando se incrementa la dosificación. Mayores dosificaciones de Aerophine deben de ir acompañadas de incrementos en el contenido de Pb en cabeza, por lo que sí está programado el incremento de las leyes de Pb en cabeza en planta se recomienda el uso de la Aerophine A3409. Ver Figura 6.2.8 y 6.2.9

Efecto de la Dosificación sobre la Recuperación de Pb. A3418

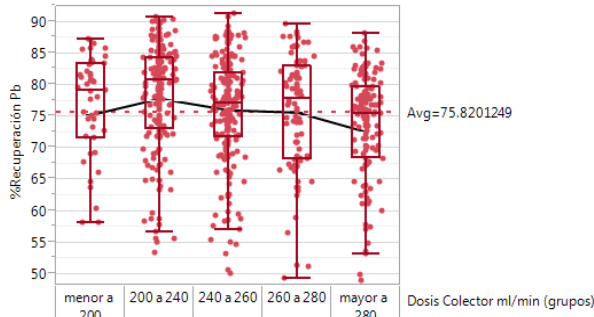


Figura 6.2.8. Recuperación de Pb de acuerdo a la dosificación de A3418

Efecto de la Dosificación sobre la Recuperación de Pb. A3409

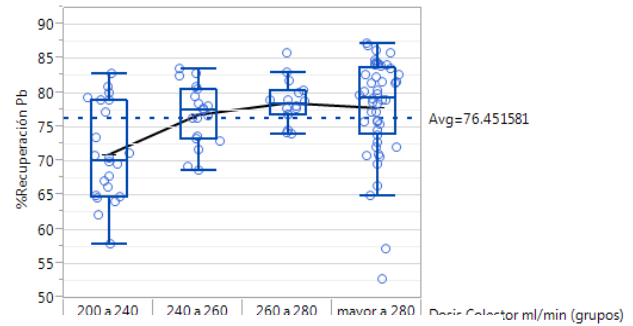


Figura 6.2.9. Recuperación de Pb de acuerdo a la dosificación de A3409

CYTEC cuenta con desarrollos de nuevas formulaciones químicas denominadas *Aerophines Series*, que permiten como el caso de la Aerophine A3409 no sólo disminuir el costo del reactivo sino que permiten incrementar la efectividad de la Aerophine en pulpas con leyes altas de Pb y Ag sin sacrificar la selectividad caracterizada por la Aerophine.

A continuación se presenta la recuperación de Pb y grado de Pb obtenidos durante el periodo de prueba del A3409, Figuras 6.2.10 y 6.2.11 respectivamente.

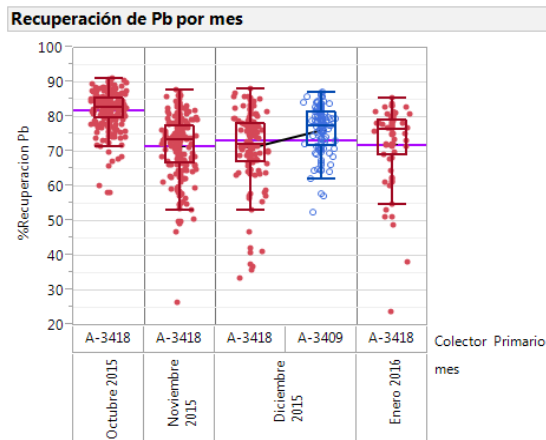


Figura 6.2.10. Recuperación de Pb por mes y reactivo

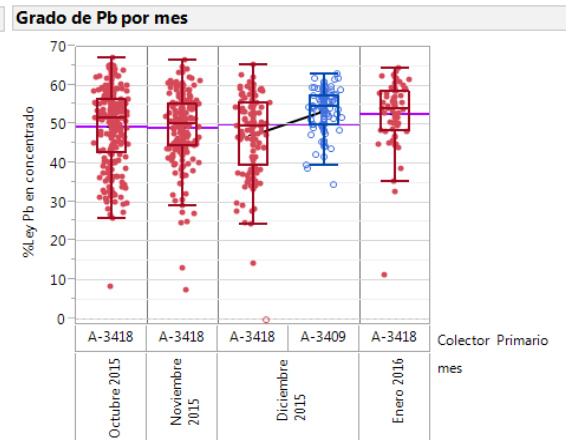


Figura 6.2.11. Grado de Pb por mes y reactivo

La Figura 6.2.10, muestra un incremento significativo en la recuperación de Pb con respecto al periodo donde se dosificó A3418 en el mes de diciembre. De igual manera, la Figura 6.2.11, muestra un incremento en el grado de Pb con respecto al mismo mes de diciembre cuando se dosificó A3418. Sin embargo como ya habíamos visto en la *Figura 6.2.4*, la ley de Pb en cabeza fue mayor cuando la A3409 fue alimentada a planta y eso podría interferir en esta conclusión, por ese motivo se comparó bajo las mismas leyes de cabezas de Pb del mes de diciembre los resultados obtenidos en recuperación de Pb para cada uno de los reactivos evaluados. Los resultados se muestran en la *Figura 6.2.12*.

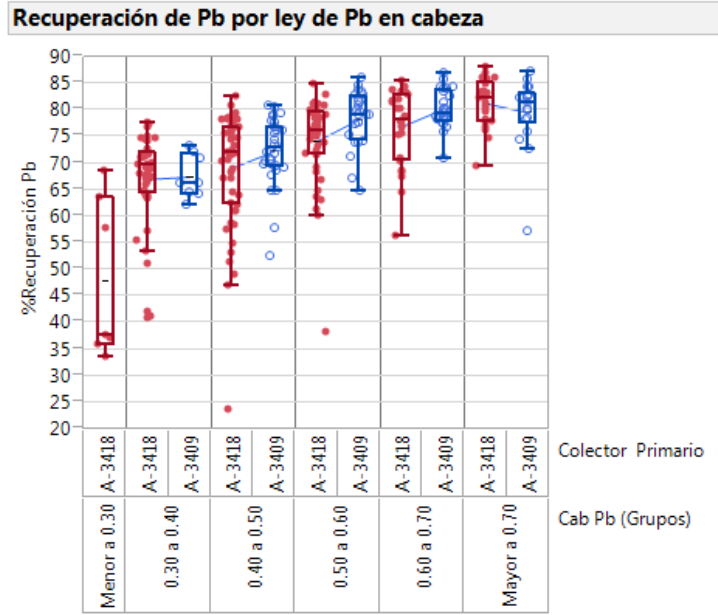


Figura 6.2.12 Recuperación de Pb por ley y por reactivos

La Figura 6.2.12 muestra, que existe una tendencia a alcanzar mejores recuperaciones de Pb cuando la Aerophine A3409 es dosificada a planta y como ya vimos en Figura 6.2.9, el desempeño de este reactivo puede mejorar con incrementos en la dosificación, a diferencia de la Aerophine 3418.

A continuación se presentan los resultados obtenidos en Recuperación de Ag y ley de Ag en concentrado de Pb. Ver Figuras 6.2.13 y 6.2.14.

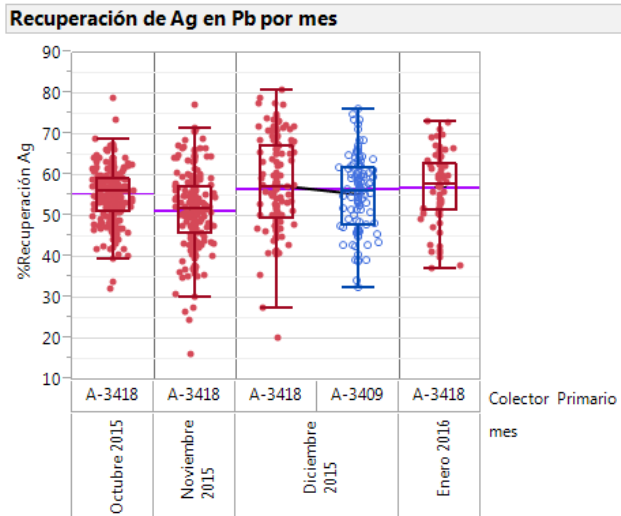


Figura 6.2.13. Recuperación de Ag por mes

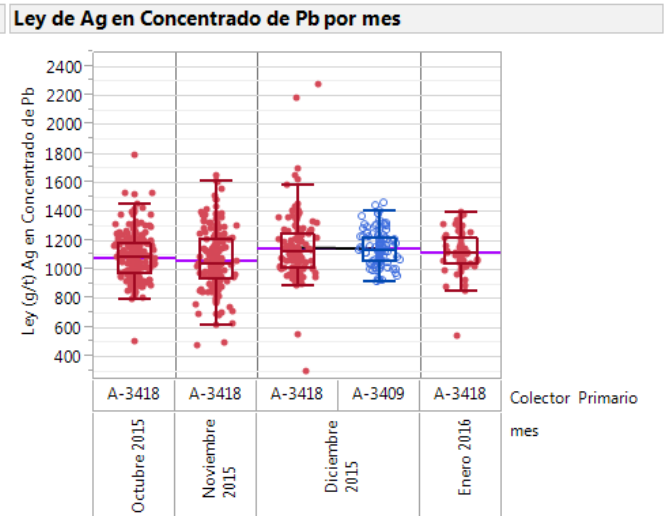


Figura 6.2.14. Ley de Ag en concentrado de Pb por mes

No existe diferencia significativa en la recuperación promedio de Ag durante el mes de diciembre entre los reactivos A3418 y A3409. De igual manera, la ley de Ag en el concentrado de Pb prácticamente no presenta ningún cambio durante el mes de diciembre. Como se observó en la

Figura 6.2.5 la ley de Ag en cabeza tampoco presentó ningún cambio significativo durante el mes de diciembre cuando la prueba fue desarrollada, por lo que se puede decir que el reactivo A3409 no afectó el desempeño normal de la planta en cuanto a recuperación de Ag se refiere. Como ya se mencionó la recuperación de Ag puede depender de la recuperación de Zn en Pb, debido a la fuerte correlación que existe entre la cabeza de Ag y la cabeza de Zn. No se proporcionaron los valores de dosificación de  $ZnSO_4$  en el molino dentro de la base de datos por lo que no fue posible hacer un análisis del efecto de este depresor sobre la recuperación de Ag en el Pb, sin embargo la Figura 15 muestra que de acuerdo al grado de liberación que se tiene actualmente en la planta, si se desea aumentar la recuperación de Ag en el Pb será necesario incrementar la recuperación de Zn en el Pb.

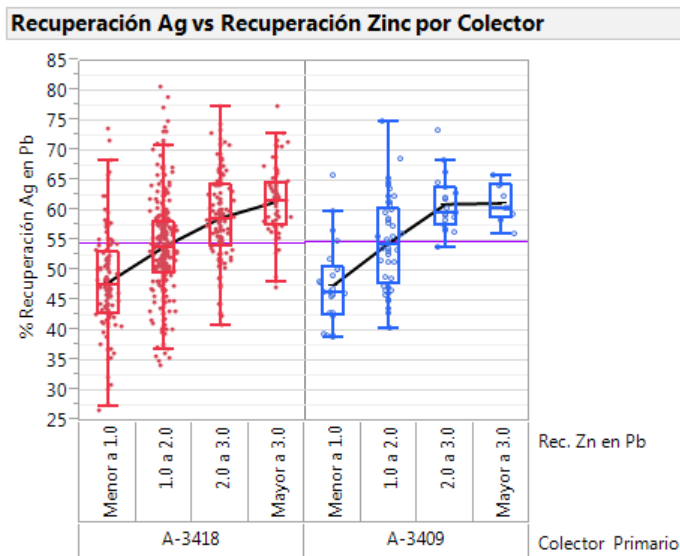


Figura 15. Efecto de la recuperación de Ag sobre la recuperación de Zn en el concentrado de Pb

**COMENTARIOS Y CONCLUSIONES.** La información analizada en este trabajo proviene de sistemas de medición en línea, por lo cual es necesario tomar las conclusiones aquí obtenidas únicamente como tendencias de operación y no como resultados definitivos del balance metalúrgico oficial.

- Derivado del análisis estadístico se detecta una fuerte correlación Ag-Zn. Se recomienda evaluar en laboratorio si es posible mejorar la recuperación de Ag con diferentes tiempos de molienda.
- La Aerophine A3418 no mejora la recuperación de Pb aún a pesar de incrementos en su dosificación, al contrario existe una ligera tendencia a disminuir la recuperación de Pb a medida que se incrementa la dosis. Por el contrario, la Aerophine A3409 mejora la recuperación de Pb cuando se incrementa la dosificación.
- La Aerophine A3409 mejoró la recuperación de Pb durante el mes de diciembre, inclusive si se compara bajo las mismas condiciones de leyes de Pb en cabeza.

- La recuperación de Ag se mantuvo sin presentar ningún cambio significativo durante la prueba del A3409, lo que genera confianza en la sustitución de la Aerophine A3418 por la Aerophine A3407
- La sustitución de la Aerophine A3418 por la Aerophine A3409 representa una alternativa más económica, reduciendo el costo de operación \$1.17 USD/kg por cada kilo de producto consumido (únicamente por precio del producto).

### 6.3 Caso de Estudio: Diseño de prueba de Planta usando RefDist® en una flotación de plomo de un yacimiento de sulfuros polimetálicos en Zacatecas, México

**ANTECEDENTES.** Derivado de la revisión mineralógica se pudo observar presencia de sulfuros polimetálicos en donde se destacan especies de valor como galena, galena argentífera, pirargirita, proustita, plata nativa asociadas a piritita y a esfalerita. El esquema químico estándar a base de Aerophine A-3418 (Di-isobutil ditiofosfinato) está diseñado para la recuperación de las principales especies de Ag, sin embargo recientes incrementos en las leyes de Pb en cabeza han ocasionado falta de capacidad del esquema químico para mantener las recuperaciones presupuestadas de Pb. Por ese motivo se diseñaron experimentos de laboratorio con el objetivo de identificar qué reactivo químico podía generar mejor sinergia como complemento del colector estándar Aerophine A-3418 y mejorar los resultados metalúrgicos en recuperación de Pb, sin sacrificar los resultados actuales en recuperación y grado de Ag. Derivado de la etapa experimental se definió el colector Aerofloat 7310 (cresil ditiofosfato) como el reactivo que mejor se adaptó con la Aerophine A-3418 ya que alcanzó los mejores resultados metalúrgicos con las condiciones mineralógicas antes mencionadas. Con base a lo anterior, se decidió continuar la evaluación de este reactivo a nivel industrial.

**OBJETIVO.** Aplicar el método RefDist para definir la mejor opción para alternar la dosificación de reactivos (prueba y estándar) a fin de reducir los valores críticos que permitan identificar la influencia del nuevo reactivo de prueba sobre los resultados.

**DESCRIPCIÓN Y ANÁLISIS DE RESULTADOS.** Como punto de partida se comenzó con el análisis del comportamiento del proceso actual en términos de la variable a estudiar, en este caso recuperación de Pb. La Figura 6.3.1, describe la variabilidad por turno que existe en un proceso con respecto a la recuperación de plomo durante un periodo de 5 meses.

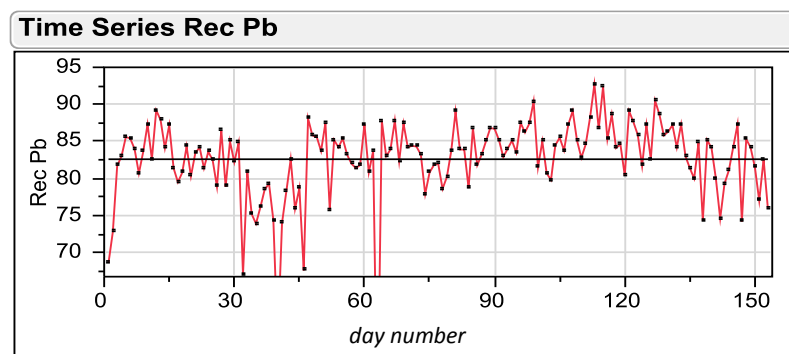


Figura 6.3.1 - Serie de tiempo que muestra la variabilidad inherente por turno

Esta variabilidad, que se muestra en la gráfica anterior se debe tomar en cuenta antes de realizar cualquier prueba en planta para probar un reactivo nuevo en el proceso.

En este caso, la información de recuperación de Pb por día es ingresada al cálculo CYTEC RefDist® para estimar los valores críticos o diferencias, que deben ser superados entre el reactivo de prueba y el reactivo estándar para asegurar que el reactivo de prueba cambió la variación normal del proceso. El RefDist muestra los valores críticos para cada valor de confianza deseado.

La Figura 6.3.2 muestra los valores críticos para cada nivel de confianza en un caso hipotético de un diseño simple de 30 días ON-OFF, en el que se compara únicamente 30 días del reactivo de prueba contra 30 días del reactivo estándar.

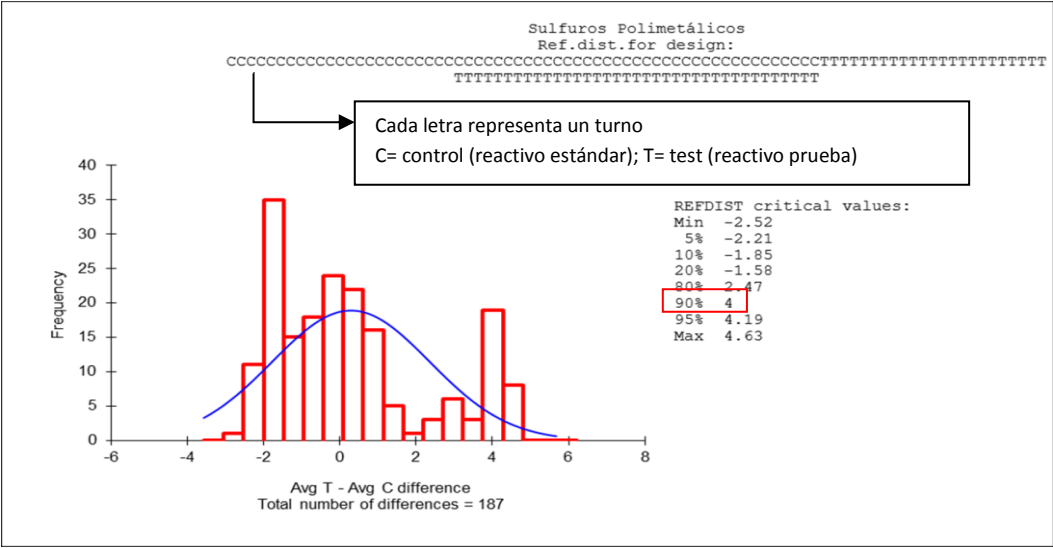


Figura 6.3.2 Prueba hipotética de planta de 30 días ON-OFF.

En un diseño simple de 30 días con el reactivo estándar y 30 días con el reactivo de prueba, al menos una diferencia de 4% en la recuperación de Pb (para 90% de confianza) tiene que ser superada por el reactivo de prueba para ser detectado fuera de la variación natural. Si la diferencia promedio entre la recuperación de plomo alcanzada con el reactivo de prueba es menor a 4%, entonces esta diferencia no puede ser atribuida al reactivo evaluado ya que la diferencia estaría contenida dentro de la variabilidad natural del proceso y por lo tanto no sería posible asegurar que el colector evaluado realmente es mejor que el reactivo estándar. Ver Apéndice 3

Por lo que, si se desea incrementar la capacidad de la prueba para detectar en una diferencia menor, si el colector nuevo tiene mejor desempeño que el colector estándar se tiene que diseñar una prueba de planta con valores críticos más bajos. Esto significa, diseñar pruebas de planta capaces de detectar pequeñas diferencias cuando se está comparando un reactivo de prueba contra un reactivo estándar.

En el siguiente caso hipotético de prueba de planta se utiliza la misma información de recuperación de plomo por día, pero en este caso se modifica el diseño de prueba anterior y se utiliza un diseño

con más intercambios de reactivo entre el reactivo de prueba y el reactivo estándar. Cada 15 días la prueba cambia entre el reactivo de prueba y el reactivo estándar y viceversa, tal como se muestra en la Figura 6.3.3. Cada letra “C” o “T” representa un turno de 12 horas.

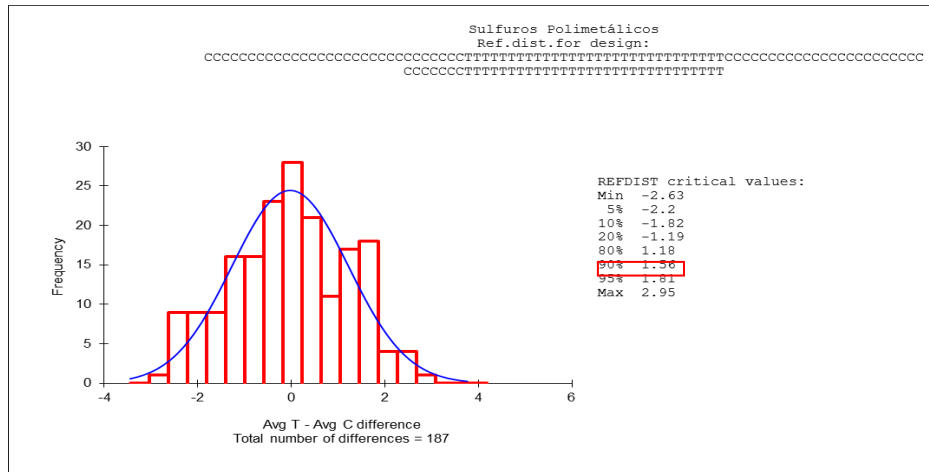


Figura 6.3.3 - Diseño hipotético de 30 días cambiando la condición de prueba y estándar cada 15 días.

Nótese que este nuevo diseño, tiene valores críticos más bajos y sólo se requiere un 1.56% de diferencia entre el reactivo de prueba y el reactivo estándar para decir que el reactivo de prueba es mejor con un 90% de confiabilidad estadística.

La Figura 6.3.4 muestra otro caso hipotético con la misma información, pero esta vez con 30 días de duración de prueba intercambiando el reactivo de prueba y estándar cada 3 días. Éste último escenario provee los valores críticos más bajos, siendo 1.24% la diferencia requerida entre el reactivo de prueba y el estándar para decir que el reactivo de prueba alcanza mejor desempeño en recuperación de plomo, con un 90% de confiabilidad. Entre menor sea la diferencia, o el valor crítico, el efecto del reactivo que se desea evaluar tendrá más posibilidades de ser detectado.

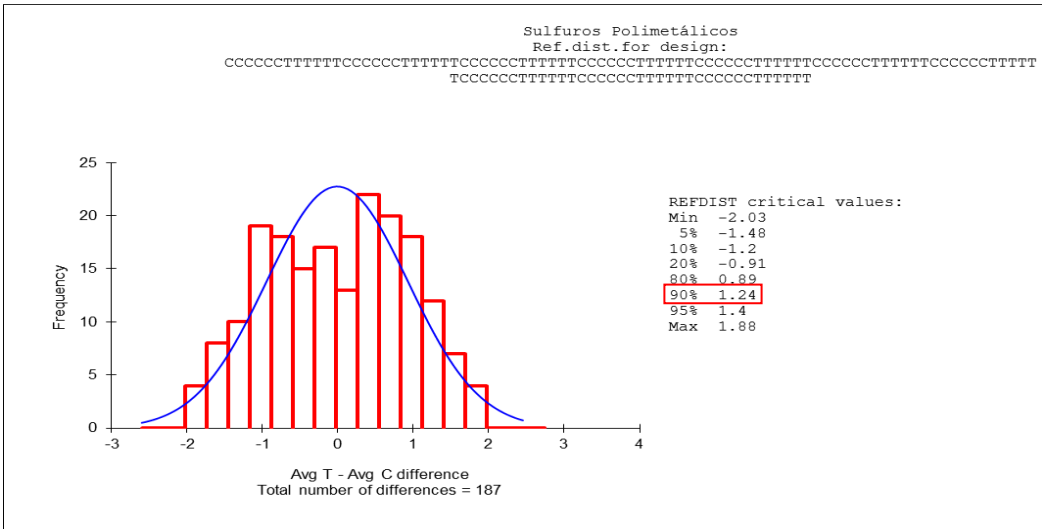


Figura 6.3.4 - Diseño hipotético de 30 días, cambiando la condición de prueba y estándar cada 3 días.

*COMENTARIOS Y CONCLUSIONES.* Por medio de la aplicación de la metodología RefDist se evaluaron tres diseños diferentes de prueba en planta para un proceso de un circuito de flotación de Pb, determinándose una prueba de 30 días alternando cada 3 días entre el reactivo de prueba y el estándar, es la mejor opción para reducir los valores críticos a fin de facilitar la identificación del efecto del nuevo reactivo sobre el proceso.

#### **6.4 Caso de Estudio: Análisis de datos para una prueba de planta en flotación de Cu, mediante el Análisis de Covarianza**

*ANTECEDENTES.* El plan de minado de una mina de Cu (molibdeno como subproducto) contempla la separación de los óxidos de cobre de los sulfuros de cobre desde la mina, para enviar cada producto a su respectivo proceso de extracción metalúrgica. Los óxidos son enviados al proceso de lixiviación, mientras que los sulfuros al proceso de flotación. Aunque la separación entre óxidos/sulfuros ha sido en términos generales efectiva a los largo de estos años, existe siempre cierta cantidad de sulfuros que llegan al proceso de lixiviación y cierta cantidad de óxidos que se reportan en el proceso de flotación afectando directamente las recuperaciones de Cu. Las principales especies de Cu no sulfurosas (óxidos) que se han detectado en la alimentación a flotación son: crisocola, malaquita y cuprita, las cuales no han reaccionado con los colectores tradicionales de calcopirita (principal mena de cobre) para ser recuperadas.

Se iniciaron pruebas experimentales para determinar posibles alternativas de esquemas químicos capaces de minimizar el efecto de la disminución de la recuperación de Cu por la presencia de los óxidos de Cu. Derivado de la fase diagnóstico y de diseño factorial se determinó que el reactivo Aero MX-2413 (MX2400 series) tenía mejor desempeño metalúrgico en recuperación de Cu comparado con el esquema estándar y se decidió iniciar una evaluación a nivel industrial por un periodo de 75 días (2 meses y medio). Limitantes operativas en el sistema de dosificación de reactivos impidieron establecer un mecanismo en donde se alternara el producto de prueba y el estándar durante cada cierto periodo, razón por la cual se decidió incrementar el periodo de prueba hasta 2 meses y medio para incrementar la potencia de la prueba.

*OBJETIVO.* Evaluar el efecto del colector Aero MX-2413 sobre la recuperación de Cu durante el periodo de prueba a nivel industrial en el circuito Bulk Cu-Mo

*DESCRIPCIÓN Y ANÁLISIS DE RESULTADOS.* A continuación se describirá la aplicación del método para la evaluación del Aero MX-2413 en un proceso convencional de flotación bulk de cobre-molibdeno. Los datos de operación diaria y por turno fueron analizados para buscar qué factores covariantes impactan sobre la respuesta recuperación primaria de cobre.

El primer acercamiento común en el análisis es identificar si existe alguna ley de cabeza que esté influyendo sobre la recuperación de Cu. La Figura 6.4.1 muestra que para este ejemplo, la ley de Cu en cabeza no tiene ningún efecto sobre la recuperación de cobre ( $R^2=0.01$ ). Por otro lado es conocido que el óxido de Cu en la alimentación a la planta afecta la eficiencia del proceso de flotación reduciendo la recuperación total de cobre, dado que los óxidos no responden a los



colectores de flotación tradicionales. La Figura 6.4.2 muestra el efecto de la ley de CuO sobre la recuperación total de Cu que aunque el índice de correlación no es muy alto ( $R^2=0.45$ ), si se observa una tendencia que indica que al subir la ley de CuO en cabeza la recuperación de Cu se disminuye.

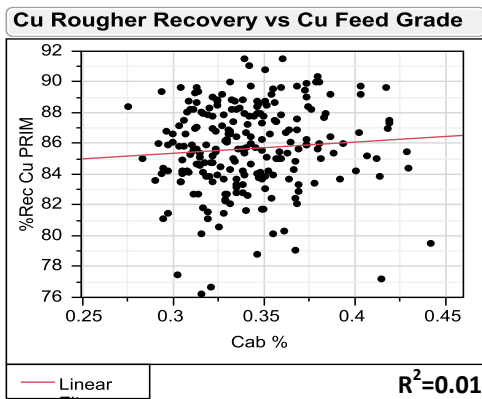


Figura 6.4.1 Correlación entre recuperación primaria de Cu y ley de cobre en cabeza.

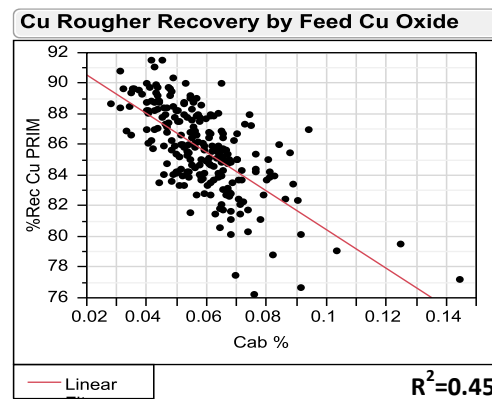


Figura 6.4.2 Correlación entre la recuperación primaria de Cu y la ley de óxido de Cu en cabeza

Sin embargo, si tomamos en cuenta que la cantidad de Cu disponible susceptible a ser recuperado por flotación, tanto de la ley de Cu como de la ley de CuO en cabeza son elementos clave, por lo que en este ejercicio se consideró efectuar una relación matemática entre estos dos elementos denominada *Relación CuO/Cu*. La Figura 6.4.3 muestra que cuando esta relación aumenta, la recuperación de Cu se ve impactada significativamente de manera negativa. El comportamiento de este efecto sobre la recuperación de Cu puede aproximarse al modelo de regresión lineal indicado en la Figura 6.4.3 cuyo  $R^2$  es igual a 0.60, el cual representa una correlación más fuerte en comparación al obtenido con la ley de Cu y ley de CuO por si solas.

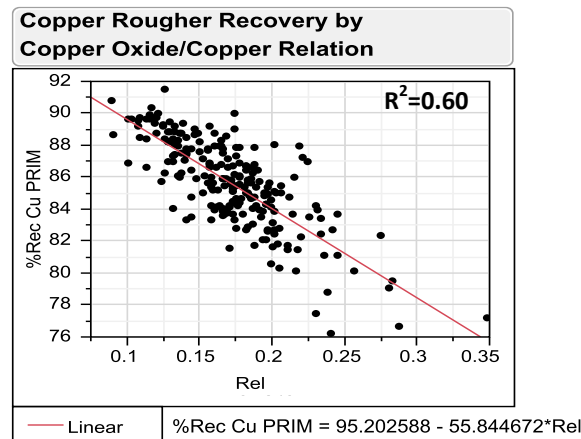


Figure 6.4.3 - Correlación entre la recuperación primaria de Cu

Dado la complejidad de las fases minerales en las que pueden presentarse los óxidos de cobre y a los métodos analíticos disponibles para su determinación podemos decir que un  $R^2=0.60$  es aceptable para este caso particular en el que ya se sabe con certeza que los óxidos de Cu afectan la recuperación de Cu. Por otro lado hay que tomar en cuenta que la recuperación de un elemento difícilmente se podrá explicar en términos bidimensionales ya que la operación de una planta es un proceso multifactorial complejo

Los datos presentados en la gráfica anterior se obtuvieron durante una prueba de planta, los cuales permitieron analizar el desempeño de un nuevo colector mediante el análisis de covarianza. Cada valor de la base de datos fue etiquetado de acuerdo a la condición del reactivo evaluado, para proceder a realizar la misma gráfica anterior, pero esta vez de una nueva manera como se muestra en la Figura 6.4.4, en donde se etiquetan los datos obtenidos por la prueba estándar y los obtenidos por la condición de prueba (MX2400 series)

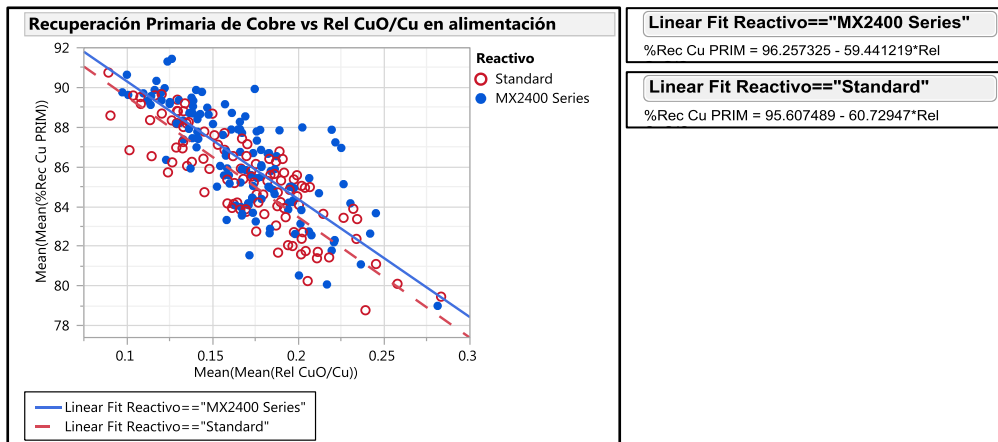


Figura 6.4.4 - Modelos de regresión para la condición de prueba y la condición estándar.

La Figura 6.4.4, describe dos poblaciones con dos diferentes modelos de regresión lineal para aplicar el método de comparación de dos líneas de regresión de acuerdo con el Método Napier-Munn. El resumen de resultados de las pruebas t y F de los dos modelos lineales son presentados en la Tabla 6.4.

Tabla 6.4. Resumen de Resultados

Test	MX2400 series	Standard
b	96.26	95.61
m	-59.44	-60.73
R	-0.782	-0.842
P(R)	0.000	0.000
Residual var.	F=1.27	P(F)=0.101
Gradients	F=0.0515	P(F)=0.821
Intercepts	F=17.211	P(F)=0.0000
Separation	Diff. = 0.869 % t = 4.14      P(t) = 0.0000 90% conf.int. = ± 0.347	

- 1) Los dos coeficientes de correlación (R) son fuertemente significativos,  $P(R)=0.000$ , por lo tanto, existe evidencia que hay dos modelos a comparar.

- 2) Las varianzas residuales no son altamente significativas  $P(F)=0.101$ , lo cual es un requisito para proseguir adelante con el método de comparación de dos líneas de regresión.
- 3) Las pendientes de los dos modelos no son significativamente diferentes,  $P(F)=0.821$ , por lo tanto se asume que las pendientes de las dos líneas son estadísticamente iguales.
- 4) Los interceptos al origen de los dos modelos son fuertemente diferentes  $P(F)=0.000$ .

Por lo tanto, si las pendientes son iguales (inciso 3) con interceptos diferentes (inciso 4), se concluye que las dos líneas de los dos modelos de regresión son estadísticamente paralelas con una separación real entre sí.

- 5) Mediante la prueba "t",  $P(t)=0.0000$ , se confirma que la separación entre los dos modelos de regresión lineal es significativa con una diferencia calculada de 0.87% con un intervalo de confianza de  $\pm 0.35\%$  (90% de confianza)

Adicional a esto, el nuevo colector no sólo tuvo un incremento positivo en recuperación primaria de Cu, sino que además mejoró el promedio de Grado primario de Cobre en 1.6%, demostrando selectividad respecto al hierro, disminuyendo la concentración promedio de hierro en concentrado primario en 3 unidades porcentuales, tal como se muestra en las siguientes dos gráficas. Figuras 6.4.5 y 6.4.6.

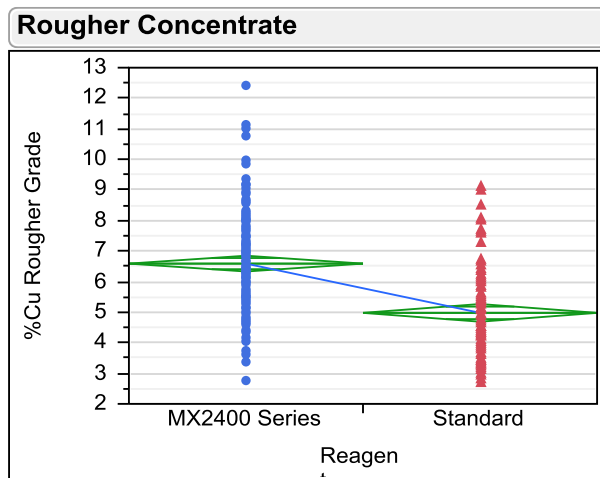


Figura 6.4.5 - Grado Primario de Cobre por colecto

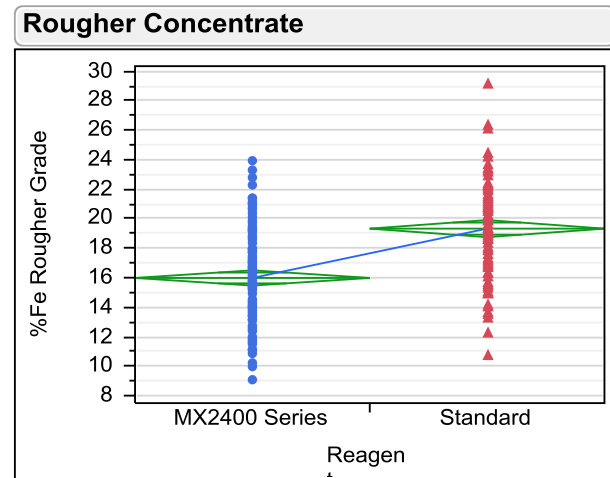


Figura 6.4.6 - Fe en Concentrado Primario por Colector

**COMENTARIOS Y CONCLUSIONES.** La prueba de planta usando un nuevo colector MX2400 series probó estadísticamente una mejora en la recuperación de Cu aún bajo condiciones de mayor cantidad de óxidos de Cu (relación Oxido Cu/Cu), mejorando también la selectividad en la flotación disminuyendo el % de Fe y por lo tanto mejorando el Grado Primario de Cobre.

## 7. COMENTARIOS FINALES Y CONCLUSIONES

La importancia de este trabajo escrito radica en mostrar la necesidad de una cultura de trabajo para la solución de problemas mediante el uso de la metodología “seis sigma”, específicamente diseñada para la selección de reactivos químicos de flotación. Esta cultura de trabajo denominada “*Flotation Matrix 100*” consiste en etapas bien claras y definidas que se pueden resumir en: 1) *Definir e identificar las necesidades del cliente*, 2) *Medir y analizar el comportamiento de las variables más importantes del proceso y sus efectos*; 3) *Mejorar las respuestas del proceso mediante la aplicación de reactivos químicos*; y 4) *Implementar las mejoras encontradas mediante una adecuada estrategia de diseño de pruebas y análisis de las mismas*.

Como se planteó a lo largo de los capítulos aquí presentados, la mineralogía es claramente útil cuando se aplica de la manera correcta. Las rocas muestran nuevas características o formas intrínsecas que tradicionalmente se desconocían. El surgimiento de nuevas técnicas analíticas automatizadas han fomentado, y seguirán fomentando, el surgimiento de nuevas ideas e inquietudes que antes simplemente no eran posibles.

Por otro lado los procesos cada vez son más complejos, más dinámicos y los compromisos más estrictos. El entendimiento integral del contexto mineralógico para comprender las entradas y salidas del sistema es la clave para optimizar un proceso metalúrgico. Esto no quiere decir que los metalurgistas se tengan que convertir en geólogos expertos, o que los geólogos deban de dominar los procesos de concentración metalúrgica; sin embargo, los retos de la industria minera y los compromisos con la sociedad moderna nos obligan a desarrollar habilidades profesionales de comunicación efectiva y trabajo multidisciplinario entre metalurgistas, geólogos, ingenieros de minas y ambientalistas para intercambiar conocimientos y opiniones, buscando mejorar el proceso de toma de decisiones conjuntas, cada vez más creativas y sustentables, con mejores posibilidades de éxito para las compañías.

Por otro lado la aplicación de herramientas estadísticas y el diseño de experimentos en la evaluación de reactivos ayudan en un mejor análisis para la determinación de las variables más significativas involucradas en la flotación de minerales a nivel laboratorio. Las técnicas aquí tratadas reducen el número de pruebas a desarrollar, obteniendo mayor información por prueba y resultados reportados con mayor confiabilidad estadística, que sirve de soporte para la justificación y evaluación de los reactivos a nivel industrial.

Como fue revisado en este trabajo, la implementación de los resultados obtenidos en el laboratorio se deben de validar mediante el uso de pruebas en planta, las cuales no sólo consisten en dosificar el reactivo nuevo durante un turno o un día y esperar cambios en las respuestas de recuperación y grado. Como vimos, la operación de un proceso real de flotación tiene muchos factores que afectan el resultado que será analizado. Una prueba corta no generará la suficiente certeza para alcanzar una conclusión. Por otro lado, un periodo muy largo de prueba en planta no necesariamente es el mejor enfoque para el análisis, ya que el periodo de prueba es afectado por ciertos efectos cíclicos dentro del proceso. Cada plan de prueba debe ser diseñado buscando eliminar la heterogeneidad causada

por la influencia de uno o más variables sobre la respuesta del proceso que se busca modificar. Herramientas estadísticas como el uso de la distribución de referencia, RefDist®, permite diseñar esquemas de prueba buscando detectar pequeñas diferencias entre el reactivo de prueba y el reactivo estándar con la mayor certeza estadística posible. Una prueba en planta se puede adaptar a diferentes alternativas de diseño, dependiendo de cada caso particular o de las necesidades de operación, buscando facilitar la prueba y su implementación desde el punto de vista operacional.

Aunque la metodología RefDist es altamente adaptable y ajustable a diferentes esquemas de pruebas, se entiende que el RefDist sólo define un “plan” de prueba para facilitar que el efecto del reactivo pueda ser detectado. Sin embargo durante la ejecución de este plan en la operación diaria de la planta pueden surgir imprevistos que producirán ajustes sobre el plan original; hasta donde sea posible, se recomienda mantenerse dentro del plan original hasta el final de la prueba. En caso contrario, correr un nuevo diseño de prueba en RefDist con los cambios requeridos. Si la planta experimenta un problema mayor ajeno a la realización de la prueba (cambio abrupto de mineralogía, falta de carga, problemas en molienda, etc.) se recomienda suspender temporalmente la prueba hasta recuperar las condiciones “normales” de operación. Por experiencia se sabe que en ocasiones las pruebas industriales se suspenden precipitadamente antes de finalizar, cuando algún ensaye puntual o resultado inmediato indican baja recuperación del elemento de interés, por lo que se recomienda analizar primero si ese resultado inmediato de baja recuperación no es parte de la variación normal del proceso.

Por otro lado una vez que la prueba en planta fue realizada y la colección de datos finalizada, es necesario usar un análisis de covarianza para comparar los resultados tanto de la condición de prueba y la condición estándar mediante una comparación de sus respectivos modelos de regresión lineal como se describió en el capítulo 5. Este análisis genera un panorama más completo de los resultados de la prueba en planta, ya que considera el efecto de variables como las leyes de cabeza que pueden afectar los resultados operativos. El análisis de covarianza es un camino efectivo para corregir la heterogeneidad o los efectos cíclicos causados por una o más variables usando un simple y ordenado proceso de interpretación de datos (Napier-Munn, 2014).

Tener en cuenta que en ocasiones al finalizar la prueba, no existen datos contundentes para determinar si la prueba realmente generó un aporte metalúrgico o no. En estos casos, si la ejecución de la prueba no implica la generación de un costo operativo extra se recomienda ampliar el periodo de prueba durante un tiempo definido buscando incrementar la potencia de la prueba para detectar una diferencia estadística. Considerar que en ocasiones la implementación de la prueba en planta no alcanza una diferencia tan significativa en la recuperación final o en el grado, pero si en la reducción de costos por disminución en dosificaciones tanto de colectores como de depresores. Por lo que se recomienda, en términos generales, analizar toda la información disponible y luego tomar una decisión, pero al final del ejercicio siempre tomar una decisión basada en hechos concretos, no en suposiciones ni prejuicios.

## REFERENCIAS

- American Cyanamid History*. Funding Universe. 14 June 2015.
- Biswas A. K. and Davenport W. G., 1993, *El Cobre Metalurgia Extractiva*, Ed. LIMUSA, México.
- Bruey F., Briggs D., 1997, The REFDIST method for design and analysis of plant trials. Proc. 6<sup>th</sup> Mill Ops. Conf., Madang, Oct. (AusIMM), 205-207.
- Bruey F., 2005, Design of Experiments: Improving Flotation Performance through Reagent Selection and Optimization, Cytec Workshop in Vancouver
- Bulatovic S, 2007, *Handbook of Flotation Reagents*, Elsevier Science & Technology Books.
- C. J. Greet, 2010, *Flotation Plant Optimisation*, AusIMM, Australia.
- Cortés P. D., 2013, *Diseños Factoriales Fraccionarios y Metodología del Diseño Robusto de Parámetros*, Universidad de Granada, Departamento de Estadística e Investigación Operativa
- Freedman R., Herron S., et al, 2015, *New method for determining mineralogy and matrix properties from elemental chemistry measured by gamma ray spectroscopy logging tools*, SPE Reservoir Evaluation & Engineering, Amsterdam
- Fuerstenau, M. C., et al., 1985, *Chemistry of Flotation*, AIMME, New York.
- Gaudin, A. M., 1957, *Flotation*, McGraw-Hill Book Co. Inc., New York.
- McMurray, Scott, 1993, "American Cyanamid names Costello," *Wall Street Journal*, February 18.
- Napier-Munn T. J., 2008, Some practical problems in running statistically valid plant trials, and their solution, metallurgical plant design and operating strategies (MetPlant 2008), 18–19 August 2008, Perth, WA
- Napier-Munn T. J., 2014, *Statistical Methods for Mineral Engineers*, JKMRRC, Australia.
- Pande P, Neuman R and Cavanagh R., 2002, *Las Claves de Seis Sigma*, McGraw-Hill, Madrid.
- Ramirez, Anthony, 1990, "P&G Agrees to Purchase Part of American Cyanamid," *Wall Street Journal*, June 14
- Ramirez C., 2007, *Minerales Industriales su importancia económica*, AI, México.
- Roman, Monica, 1990, "Cyanamid's Rx: More Drugs, Fewer Consumer Products," *Business Week*, July 16
- Thomson W. et al, 2010, *Mining Chemicals Handbook*. Cytec Industries Inc., USA.
- Wayne, NJ., 1992, American Cyanamid Annual Report, American Cyanamid Co. Secretaría de Economía 2015, México: <https://www.gob.mx/se/acciones-y-programas/mineria-estadisticas-y-estudios-del-sector-6951?state=published>

# APÉNDICE 1

## Análisis económico del ejercicio mostrado en el capítulo 5 de la Figura 5.6

Revenue Parameters				Cost Parameters			
Throughput	94000	Units	MTD	Dose	g/ton	Units	Units
Plant Availability	96		%			<b>Current</b>	<b>Proposed</b>
Au Head Grade	0		g/t	Colector A	12	Colector A	12
Cu Head Grade	0.35		%	MIBC	10	MIBC	10
Mo Head Grade	0.04		%	CaO	2500	CaO	1800
Au Smelter return	0.0		%				
Cu Smelter return	95.0		%				
Mo Smelter return	85.0		%				
Au Price/oz	\$0.00		USD	<b>Price</b>	USD/Kg	Colector A	5.30
Cu price/lb	\$2.35		USD			MIBC	2.85
MoOx price/lb	\$0.0		USD			CaO	1.00
	<b>Current</b>					Colector B	6.15
		<b>Proposed</b>				MIBC	2.85
						CaO	1.00
Au Recovery	0.0	0.0	%				
Cu Recovery	89.1	91.1	%				
Mo Recovery	0.0	0.0	%				

Dosificaciones de reactivo, determinadas en laboratorio. Disminución en el consumo de cal con el esquema propuesto

Precios unitarios (\$ USD/kg) de los reactivos evaluados.

Incremento metalúrgico por concepto de recuperación de Cu, en resultado obtenidos en pruebas validadas de laboratorio

Utilidad anual del ejercicio por incremento en recuperación de Cu

El colector B tiene un costo unitario mayor que el colector A, que representa un incremento en el costo del colector de \$335,964 dolares anuales, sin embargo, el uso de este esquema permite el ahorro de cal, lo cual representa un ahorro anual de \$23 MUSD

Total de utilidad considerando el incremento en recuperación de Cu y el ahorro por consumo de cal

**Projected Revenue Increase**

**\$34,321,144**

Return on Investment Evaluation	
<b>Annualised Revenue Stream</b>	
Increased Au Production	0 grams
Increased Cu Production	2306 MTD
Increase in Mo Production	0 MTD
	<b>USD</b>
Au value allowing for smelter return	\$0
Cu value allowing for smelter return	\$11,324,112
Mo value allowing for smelter return	\$0
Incremental Total Revenue	\$11,324,112
<b>Annualized Cost Stream</b>	
Increased Coll. 1 Cost	\$335,964
Increased Coll. 2 Cost	\$0
Increased Frother Cost	\$0
Decreased in Modifier Cost	-\$23,056,320
Total Reagent Cost reduction	-\$22,997,032

## APÉNDICE 2

### Cálculo de los límites de confianza

La fórmula estándar para calcular la media y la desviación estándar para un grupo de datos se muestran en las siguientes expresiones matemáticas:

$$\bar{x} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n x_i$$

$$s = \sqrt{\frac{1}{n-1} \sum (x_i - \bar{x})^2}$$

Los límites de confianza para la media calculada se determinan con la siguiente expresión:

$$\bar{x} \pm \frac{ts}{\sqrt{n}}$$

Donde t, es el valor obtenido de la tabla t Student con n-1 grados de libertad de acuerdo al cierto nivel de confianza deseado. Ver Tabla A2.

Ejemplo: Una prueba de flotación es repetida 4 veces. Los resultados en recuperación de Cu son 90.2, 90.5, 89.7 y 90. La media y la desviación estándar son:

$$\bar{x} = \frac{90.2 + 90.5 + 89.7 + 90}{4} = 90.1$$

$$s = \sqrt{\frac{(90.2 - 90.125)^2 + (90.5 - 90.125)^2 + (89.7 - 90.125)^2 + (90 - 90.125)^2}{4 - 1}}$$

$$s = 0.337$$

Los límites de confianza (95% de confianza) para la media calculada son:

$$90.1 \pm \frac{3.182(0.337)}{\sqrt{4}}$$

$$\mathbf{90.1 \pm 0.54}$$



Tabla A.2. Tabla *t*-Student para una y dos colas

<b>t Table</b>											
cum. prob	$t_{.50}$	$t_{.75}$	$t_{.80}$	$t_{.85}$	$t_{.90}$	$t_{.95}$	$t_{.975}$	$t_{.99}$	$t_{.995}$	$t_{.999}$	$t_{.9995}$
one-tail	<b>0.50</b>	<b>0.25</b>	<b>0.20</b>	<b>0.15</b>	<b>0.10</b>	<b>0.05</b>	<b>0.025</b>	<b>0.01</b>	<b>0.005</b>	<b>0.001</b>	<b>0.0005</b>
two-tails	<b>1.00</b>	<b>0.50</b>	<b>0.40</b>	<b>0.30</b>	<b>0.20</b>	<b>0.10</b>	<b>0.05</b>	<b>0.02</b>	<b>0.01</b>	<b>0.002</b>	<b>0.001</b>
df											
1	0.000	1.000	1.376	1.963	3.078	6.314	12.71	31.82	63.66	318.31	636.62
2	0.000	0.816	1.061	1.386	1.886	2.920	4.303	6.965	9.925	22.327	31.599
3	0.000	0.765	0.978	1.250	1.638	2.353	3.182	4.541	5.841	10.215	12.924
4	0.000	0.741	0.941	1.190	1.533	2.132	2.776	3.747	4.604	7.173	8.610
5	0.000	0.727	0.920	1.156	1.476	2.015	2.571	3.365	4.032	5.893	6.869
6	0.000	0.718	0.906	1.134	1.440	1.943	2.447	3.143	3.707	5.208	5.959
7	0.000	0.711	0.896	1.119	1.415	1.895	2.365	2.998	3.499	4.785	5.408
8	0.000	0.706	0.889	1.108	1.397	1.860	2.306	2.896	3.355	4.501	5.041
9	0.000	0.703	0.883	1.100	1.383	1.833	2.262	2.821	3.250	4.297	4.781
10	0.000	0.700	0.879	1.093	1.372	1.812	2.228	2.764	3.169	4.144	4.587
11	0.000	0.697	0.876	1.088	1.363	1.796	2.201	2.718	3.106	4.025	4.437
12	0.000	0.695	0.873	1.083	1.356	1.782	2.179	2.681	3.055	3.930	4.318
13	0.000	0.694	0.870	1.079	1.350	1.771	2.160	2.650	3.012	3.852	4.221
14	0.000	0.692	0.868	1.076	1.345	1.761	2.145	2.624	2.977	3.787	4.140
15	0.000	0.691	0.866	1.074	1.341	1.753	2.131	2.602	2.947	3.733	4.073
16	0.000	0.690	0.865	1.071	1.337	1.746	2.120	2.583	2.921	3.686	4.015
17	0.000	0.689	0.863	1.069	1.333	1.740	2.110	2.567	2.898	3.646	3.965
18	0.000	0.688	0.862	1.067	1.330	1.734	2.101	2.552	2.878	3.610	3.922
19	0.000	0.688	0.861	1.066	1.328	1.729	2.093	2.539	2.861	3.579	3.883
20	0.000	0.687	0.860	1.064	1.325	1.725	2.086	2.528	2.845	3.552	3.850
21	0.000	0.686	0.859	1.063	1.323	1.721	2.080	2.518	2.831	3.527	3.819
22	0.000	0.686	0.858	1.061	1.321	1.717	2.074	2.508	2.819	3.505	3.792
23	0.000	0.685	0.858	1.060	1.319	1.714	2.069	2.500	2.807	3.485	3.768
24	0.000	0.685	0.857	1.059	1.318	1.711	2.064	2.492	2.797	3.467	3.745
25	0.000	0.684	0.856	1.058	1.316	1.708	2.060	2.485	2.787	3.450	3.725
26	0.000	0.684	0.856	1.058	1.315	1.706	2.056	2.479	2.779	3.435	3.707
27	0.000	0.684	0.855	1.057	1.314	1.703	2.052	2.473	2.771	3.421	3.690
28	0.000	0.683	0.855	1.056	1.313	1.701	2.048	2.467	2.763	3.408	3.674
29	0.000	0.683	0.854	1.055	1.311	1.699	2.045	2.462	2.756	3.396	3.659
30	0.000	0.683	0.854	1.055	1.310	1.697	2.042	2.457	2.750	3.385	3.646
40	0.000	0.681	0.851	1.050	1.303	1.684	2.021	2.423	2.704	3.307	3.551
60	0.000	0.679	0.848	1.045	1.296	1.671	2.000	2.390	2.660	3.232	3.460
80	0.000	0.678	0.846	1.043	1.292	1.664	1.990	2.374	2.639	3.195	3.416
100	0.000	0.677	0.845	1.042	1.290	1.660	1.984	2.364	2.626	3.174	3.390
1000	0.000	0.675	0.842	1.037	1.282	1.646	1.962	2.330	2.581	3.098	3.300
<b>Z</b>	0.000	0.674	0.842	1.036	1.282	1.645	1.960	2.326	2.576	3.090	3.291
	0%	50%	60%	70%	80%	90%	95%	98%	99%	99.8%	99.9%
	<b>Confidence Level</b>										

## APÉNDICE 3

### Cálculo de las diferencias promedio entre la condición de prueba y la condición estándar para un determinado nivel de confianza.

Para un diseño de prueba del tipo “t-c-t-c-t-c”: t= test (prueba); c = control (estándar); se tiene la siguiente tabla:

Tabla A.3. Ejemplo conceptual para cálculo de diferencias en un diseño de prueba

Días o turno	Condición	Recuperación o grado (o variable en estudio)	Diferencias
1	test	$y_1$	$d_1 = y_1 - x_1$
2	control	$x_1$	
3	test	$y_2$	$d_2 = y_2 - x_2$
4	control	$x_2$	
5	test	$y_3$	$d_3 = y_3 - x_3$
6	control	$x_3$	

Las diferencias promedio con sus límites de confianza se determinan con las siguientes expresiones matemáticas:

$$\bar{d} \pm ts_d \sqrt{\frac{1}{n}} \quad s_d = \sqrt{\frac{\sum (d_i - \bar{d})^2}{n - 1}}$$

Donde  $n$ , representa el número de periodos de prueba que significa el número de diferencias obtenidas entre la condición de prueba y la condición estándar. Por otro lado,  $t$  representa el valor obtenido en tablas (Tabla A.2 “t-student”) de acuerdo al número  $n$  y el nivel de confianza deseado.

Es importante mencionar que tanto el número de días o turnos (duración de la prueba) como el tipo de arreglo o diseño de prueba mostrados en la Tabla A.3, se pueden modificar según se deseé. En este caso se está ejemplificando en la tabla un diseño t-c-t-c-t-c, pero bien se pueden utilizar los siguientes diseños: t-t-c-c-t-t-c-c; ó t-t-t-c-c-c; en los cuales, para cada caso particular se modificarán el número de diferencias “ $d$ ” y por lo tanto el valor  $n$ , el promedio  $\bar{d}$  y el valor  $s_d$ .

La herramienta RefDist® es capaz de calcular de manera automática y rápida, las diferencias promedio para diferentes niveles de confianza y variados diseños de pruebas, de extensas bases de datos de la operación de una planta concentradora.