

Universidad Nacional de Ingeniería

Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica



TESIS

**Implementación de una celda de flotación flash para optimizar la
recuperación de oro en el proceso de flotación en una compañía
minera aurífera al norte del Perú**

Para obtener el título profesional de Ingeniero Metalurgista

Elaborado por:

Iván Alexis Huamán Segura



0009-0000-0248-9135

Asesora:

Dra. Ing. Mery Cecilia Gómez Marroquín



0000-0003-3722-5708

LIMA-PERÚ

2023

<p style="text-align: center;"><i>Citar/How to cite</i></p> <p style="text-align: center;">Referencia/Reference</p>	<p>Huamán Segura [1]</p> <p>[1] Huamán Segura, “Implementación de una celda de flotación flash para optimizar la recuperación de oro en el proceso de flotación en una compañía minera aurífera al norte del Perú” [Tesis de pregrado]. Lima (Perú): Universidad Nacional de Ingeniería, 2023.</p>
<p style="text-align: center;">Estilo/Style:</p> <p style="text-align: center;">IEEE (2020)</p>	
<p style="text-align: center;"><i>Citar/How to cite</i></p> <p style="text-align: center;">Referencia/Reference</p>	<p>(Huamán, 2023)</p> <p>Huamán, Iván (2023). Implementación de una celda de flotación flash para optimizar la recuperación de oro en el proceso de flotación en una compañía minera aurífera al norte del Perú [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de Ingeniería]. Repositorio Institucional Cybertesis UNI.</p>
<p style="text-align: center;">Estilo/Style:</p> <p style="text-align: center;">APA (7ma ed.)</p>	

Dedicatoria

A Dios, por ser el inspirador y dador de fuerza para continuar en este proceso de obtener uno de mis anhelos más deseados.

A mis padres, por su amor, trabajo y sacrificio en todos estos años, gracias a ellos he logrado llegar hasta aquí.

A mi hermano, por ser un mejor amigo y modelo que seguir.

A mi novia, por su ayuda que ha sido fundamental, quien ha estado conmigo incluso en los momentos más turbulentos.

Agradecimientos

A mi alma Mater, la UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA en especial a la FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA Y METALÚRGICA en cuyas aulas, pase los momentos más felices de mi vida.

A todos los docentes de la Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica, por su instrucción, enseñanzas y ejemplo de vida.

A los miembros del jurado evaluador, distinguidos docentes y amigos.

A mi asesora la Dra. Ing. Mery Cecilia Gómez Marroquín, por su dedicación y paciencia en la redacción, formatación y presentación final de este trabajo de tesis.

Al Dr. Ing. Ricardo Castillo Ungaro por haberme guiado en este proyecto, con experiencia y sabiduría.

Resumen

El presente trabajo de investigación fue realizado en una compañía minera aurífera al norte del Perú y tiene como objetivo optimizar la recuperación de oro en el proceso de flotación al implementar una celda de flotación evitando la sobremolienda que sufren los minerales con contenido de oro en el proceso de molienda, al mismo tiempo recuperar el mineral valioso antes que ingrese al proceso de flotación convencional con celdas autoaspirantes WEMCO. En una primera etapa se validó la factibilidad metalúrgica a nivel de laboratorio alcanzando a estimar una recuperación de oro. Luego se empleó el diseño experimental para encontrar los parámetros significativos del proceso de la flotación *flash* y optimizarlos. Se analizó cinco factores experimentales que intervienen en la flotación *flash*: Porcentaje de sólidos (%S), Colector (Z-6), Espumante (MT-346), Activadores (CuSO_4) y (AR-404), donde el colector y espumante resultaron las variables independientes más significativas pasando a una etapa de optimización. Posteriormente, se selecciona e implementa la celda de flotación *flash* SK – 240 y empleando los parámetros significativos optimizados se concluyó que, al momento de procesar un mineral con una ley de oro en la cabeza <10; [10; 12>; [12; 14>; [14; 16>; <16 12> gAu/TMS; la recuperación de oro en la etapa de flotación aumentó en 1.65%, 1.40%, 1.13%, 0.85% y 0.37% respectivamente.

Palabras clave: Flotación *flash*, diseño experimental, flotación de sulfuros, Minitab.

Abstract

The present research work was carried out in a gold mining company in northern Peru and aims to optimize the recovery of gold in the flotation process by implementing a flotation cell avoiding the overgrinding that minerals with gold content suffer in the process. . grinding process, at the same time recovering valuable mineral before entering the conventional flotation process with WEMCO self-priming cells. In a first stage, the metallurgical feasibility was validated at the laboratory level, achieving an estimate of gold recovery. The experimental design was then employed to find the significant parameters of the flash flotation process and optimize them. Five experimental factors that intervene in flash flotation were analyzed: Percentage of solids (%S), Collector (Z-6), Foaming Agent (MT-346), Activators (CuSO₄) and (AR-404), where the collector and foaming agent The most significant independent variables turned out to be moving to an optimization stage. Subsequently, the SK – 240 flash flotation cell was selected and implemented and using the optimized significant parameters it was concluded that, when processing a mineral with a gold grade in the head <10; [10; 12>; [12; 14>; [14; 16>; <16 12> gAu/TMS; gold recovery in the flotation stage increased by 1.65%, 1.40%, 1.13%, 0.85% and 0.37% respectively.

Keywords: *Flash* flotation, experimental design, sulfide flotation, Minitab.

Tabla de Contenido

	Pág.
Resumen	v
Abstract	vi
Introducción	xvi
Capitulo I. Parte introductoria del trabajo	1
1.1. Generalidades	1
1.2. Descripción del problema de investigación	1
1.2.1. Problema general.....	3
1.2.2. Problemas específicos	3
1.3. Objetivos del estudio.....	3
1.3.1. Objetivo general	3
1.3.2. Objetivos específicos	3
1.4. Hipótesis del estudio.....	4
1.4.1. Hipótesis general	4
1.4.2. Hipótesis específicas	4
1.5. Antecedentes investigativos.....	4
Capítulo II. Marcos teórico y conceptual	8
2.1. Descripción del proceso productivo de la planta de beneficio	8
2.1.1. Circuito de chancado	8
2.1.2. Molienda y clasificación	9
2.1.3. Flotación	10
2.1.4. Espesamiento de concentrados	10

2.1.5. Remolienda y clasificación	10
2.1.6. Separación sólido/ líquido	11
2.1.7. Cianuración en tanques	11
2.1.8. Lavado en contracorriente	11
2.1.9. Merrill Crowe.....	12
2.2. Comportamiento del oro en el sistema de clasificación y molienda	13
2.3. Flotación <i>flash</i>	14
2.4. Flotación convencional.....	17
2.4.1. Clasificación de minerales según su polaridad.....	22
2.4.2. Colectores.....	26
2.4.3. Colectores para minerales sulfuro.....	29
2.4.4. Adsorción de colectores en sistemas minerales de sulfuro	31
2.4.5. Espumantes.....	33
2.4.6. Diseño experimental	37
Capitulo III. Desarrollo de trabajo de investigación	42
3.1. Evaluación del circuito actual.....	42
3.2. Prueba de cinética de flotación <i>flash</i> usando una celda convencional	45
3.2.1. Condiciones operativas de pruebas de cinética de flotación flash.....	49
3.3. Análisis granulométrico valorado de la sección de molienda - flotación	50
3.4. Diseño experimental de variables independientes en la flotación <i>flash</i>	52
3.5. Evaluación del circuito optimizado	54
Capitulo IV. Análisis y discusión de resultados	55

4.1. Evaluación del proceso de flotación antes de implementar la celda <i>flash</i>	55
4.2. Resultados de las pruebas de cinética de flotación flash	56
4.3. Resultados del análisis granulométrico valorado.....	62
4.3.1 Curvas de partición de oro en el hidrociclón.....	65
4.4. Diseño experimental de variables independientes en la flotación <i>flash</i>	65
4.5. Diseño experimental hexagonal de las dos variables más significativas	69
4.6. Prueba de flotación <i>flash</i> en <i>Bach</i>	70
4.7. Recuperación de oro a nivel de laboratorio del proceso de flotación optimizado (Flotación <i>Flash</i> + Flotación Convencional).	72
4.8. Selección de equipo.....	74
4.9. Periodo de retorno	74
4.10. Análisis granulométrico valorado de la sección de molienda – flotación luego de implementar celda de flotación flash.....	77
4.10.1 Curvas de partición de oro en el hidrociclón luego de optimizar	79
4.11. Resultados a nivel de planta después de implementar la celda de flotación <i>flash</i> ..	79
4.12. Resultados de la carga circulante despues de implementar la celda de flotación <i>flash</i>	81
Conclusiones	82
Recomendaciones	83
Referencias bibliográficas.....	84
Anexos	87

Lista de Tablas

Tabla 1: Recuperación de oro por etapas en cada campaña.	5
Tabla 2: Clasificación de los minerales de acuerdo a su polaridad	25
Tabla 3: Variables de control	42
Tabla 4: Condiciones de flotación flash para la prueba N°1	49
Tabla 5: Condiciones de flotación flash para la prueba N°2	49
Tabla 6: Condiciones de flotación flash para la prueba N°3	50
Tabla 7: Factores o variables independientes con sus valores mínimos y máximos	52
Tabla 8: Cantidad de datos de recuperación de flotación según ley de cabeza	55
Tabla 9: Leyes de concentrado y relave de la prueba de flotación N° 1	57
Tabla 10: Leyes de concentrado y relave de la prueba de flotación N° 2	58
Tabla 11: Leyes de concentrado y relave de la prueba de flotación N° 3	58
Tabla 12: Balance metalúrgico de la prueba de flotación N° 1	59
Tabla 13: Balance metalúrgico de la prueba de flotación N° 2	60
Tabla 14: Balance metalúrgico de la prueba de flotación N° 3	62
Tabla 15: Análisis valorado de la descarga del molino primario	62
Tabla 16: Análisis valorado de la descarga de los molinos secundarios	62
Tabla 17: Análisis valorado del alimento al hidrociclón D-20.....	63
Tabla 18: Análisis valorado del underflow del hidrociclón D-20.....	63
Tabla 19: Análisis valorado del overflow del hidrociclón D-20.....	64
Tabla 20: Análisis valorado del relave de flotación.....	64
Tabla 21: Desarrollo del diseño de experimentos	66

Tabla 22: Matriz de efecto de factores o variables independientes	66
Tabla 23: Factores experimentales con sus valores mínimos y máximos	69
Tabla 24: Matriz de diseño de experimento hexagonal	69
Tabla 25: Condiciones y parámetros de flotación flash en bach.....	71
Tabla 26: Balance metalúrgico de la prueba de flotación flash en bach	71
Tabla 27: Distribución de oro al implementar la celda de flotación flash	72
Tabla 28: Balance metalúrgico de oro para una ley de cabeza de 4 gAu/TMS	73
Tabla 29: Balance metalúrgico de oro a nivel de laboratorio	74
Tabla 30: Periodo de retorno de inversión	76
Tabla 31: Análisis valorado del alimento al hidrociclón D-20.....	77
Tabla 32: Análisis valorado del underflow (U/F) hidrociclón D-20	77
Tabla 33: Análisis valorado del overflow del hidrociclón D-20.....	78
Tabla 34: Análisis valorado del relave de flotación.....	78
Tabla 35: Resultados de la ley de oro en el relave y recuperación de flotación.....	80
Tabla 36: Carga circulante de oro en el circuito de clasificación con y sin celda flash.....	81

Lista de Figuras

Figura 1: Recuperación de oro por mallas en el proceso de flotación.	2
Figura 2: Ley de oro en el relave de flotación a diferentes mallas.	2
Figura 3: Recuperación de oro fino libre según el tamaño de partícula	14
Figura 4: Cambios en la forma del oro libre en función del tiempo de residencia en el circuito de molienda.....	14
Figura 5: Esquema de celda de flotación flash.....	15
Figura 6: Esquema interno de celda de flotación flash	16
Figura 7: Principio de flotación.....	19
Figura 8: (a) Partícula adherida a burbuja (b) Representación de ángulo de contacto y fuerzas de tensión superficial.....	21
Figura 9: Etapas de la exposición del cuarzo al agua (a) Superficie de cuarzo recién expuesto (b) Reacción de moléculas de agua para formar grupo SiOH (Silanol) (c) Formación de enlaces con moléculas de agua que hacen a la superficie hidrofílica.	24
Figura 10: (a) Hidratación de la superficie del mineral sulfuroso, (b) Reacciones con oxígeno disuelto, para formar una variedad de especies de "oxidación" (c) Productos de reacción, la mayoría de los cuales hacen que la superficie sea más hidrófila.	26
Figura 11: Adsorción del colector sobre la superficie del mineral.....	27
Figura 12: Clasificación de los colectores ionizantes según su tipo, aniónicos o catiónicos, y su aplicación, principalmente para no sulfurados o sulfurados.	28
Figura 13: Estructura de (a) Xantato de Etilo y (b) Ditioposfato de Dietilo.	30
Figura 14: Mecanismo de intercambio de iones.....	31

Figura 15: Representación de una interface de sulfuro de agua mineral que alberga sitios anódicos (oxidación) y catódicos (reducción).....	32
Figura 16: Diagrama de potencial que representa las reacciones anódica y catódica.....	33
Figura 17: Estructura de molécula espumante y orientación en la interface.....	34
Figura 18: Estructuras de tres espumantes: MIBC, DF250 y F150.....	36
Figura 19: Proceso de dos pasos para el diseño experimental moderno.	39
Figura 20: Representación 3D de: (a) diseño compuesto central (CCD) que tiene 3 factores (ejes x, y y z), y (b) diseño factorial completo.	40
Figura 21: Ejemplos de gráficos de superficie de respuesta de un DOE diseñado por CCD: (a) BS: Velocidad del recipiente (G), SFR: Tasa de alimentación de sólidos (g min^{-1}) y (b) AFP: aire presión de fluidificación (psi)	41
Figura 22: Ingreso de datos a la interface del software Minitab versión 19	43
Figura 23: Barra de despliegue de la opción “Estadísticas” en el software Minitab versión 19	44
Figura 24: Resumen Gráfico en software Minitab versión 19	44
Figura 25: Celda autoaspirante DENVER de laboratorio.....	46
Figura 26: Procedimiento de prueba metalúrgica de cinética de flotación flash estándar (45% de sólidos).	47
Figura 27: Punto de muestreo, descarga de molinos secundarios.	48
Figura 28: Puntos de muestreo para análisis granulométrico valorado	51
Figura 29: Crear un diseño factorial en el software Minitab versión 19	53
Figura 30: Selección del diseño experimental fraccional con 3 réplicas centrales en el software Minitab versión 19	53

Figura 31: Variables independientes con sus respectivos rangos mínimos y máximos en el software Minitab versión 19.....	54
Figura 32: Curva de cinética de flotación de la prueba N°1.....	56
Figura 33: Curva de cinética de flotación de la prueba N°2.....	56
Figura 34: Curva de cinética de flotación de la prueba N°3.....	57
Figura 35: Curva de partición de mineral y oro.....	65
Figura 36: Diagrama de Pareto de efectos estandarizados.....	68
Figura 37: Grafica de efectos principales.....	68
Figura 38: Superficie de respuesta.....	70
Figura 39: Esquema de flotación estándar para celdas convencionales WEMCO.....	73
Figura 40: Balance másico actual de molienda – flotación para 1800 TMSD.....	75
Figura 41: Curva de partición de mineral y oro luego de implementar la celda de flotación flash.....	79

Abreviaturas

cm: Centímetros.

e.g.: por ejemplo

ft³: Pies cúbicos

g: Gramos

gAu/H: Gramos de oro por hora

g/TMS: Gramos por tonelada métrica secas

gAu/TMS: Gramos de oro por tonelada métrica seca

Peso Ac- (%): Porcentaje en peso acumulado pasante

h: Horas

L: Litros

m³: Metros cúbicos

mmHg: Milímetros de mercurio

mm: Milímetros

m³: Metros cúbicos

min: Minutos

NTU: *Nephelometric turbidity unit*

TMS: Tonelada Métrica Seca

TMH: Tonelada Métrica Húmeda

TMSD: Tonelada Métrica Seca por Día

TMHH: Tonelada Métrica Húmeda por Hora.

TMSH: Tonelada Métrica Seca por Hora

µm: Micrones

msnm: metros sobre el nivel del mar

Introducción

El presente trabajo de investigación tiene como finalidad implementar una celda de flotación *flash* en el circuito de molienda – flotación para optimizar la recuperación de oro en el proceso de flotación.

El capítulo I, se titula introducción y contiene, generalidades, donde se describe el alcance del trabajo de investigación, también se presenta la descripción del problema que se pretende solucionar. Así mismo, se establece el objetivo de la investigación donde se detalla la finalidad de la investigación y la hipótesis a verificar. También se incluye los antecedentes referenciales, donde se presenta resúmenes de trabajos técnicos relacionados al desarrollo de la investigación.

En el capítulo II, se presentan los fundamentos teóricos relacionadas a la investigación, tales como, descripción del proceso operativo, conceptos de flotación, convencional y *flash*, y otros conceptos estadísticos.

En el capítulo III, primero, se realiza una evaluación del proceso actual con sus respectivos indicadores metalúrgicos (recuperación de oro en el proceso de flotación y ley de oro presente en el relave de flotación). Seguidamente, se realiza la evaluación del proceso a nivel de laboratorio para verificar la viabilidad metalúrgica de implementar una celda de flotación *flash*, encontrando la recuperación óptima vía un análisis de efectos de las variables independientes sobre la dependiente (método factorial usando un diseño experimental), para finalmente realizar la evaluación del proceso optimizado luego de implementar la celda de flotación *flash*.

En el capítulo IV, se analizarán los resultados presentados en la forma de cuadros comparativos, análisis granulométricos valorados y balances metalúrgicos (tablas), y gráficos correspondientes, como diagramas de flujo, curvas de *Tromp*, etc. (figuras).

Capítulo I. Parte introductoria del trabajo

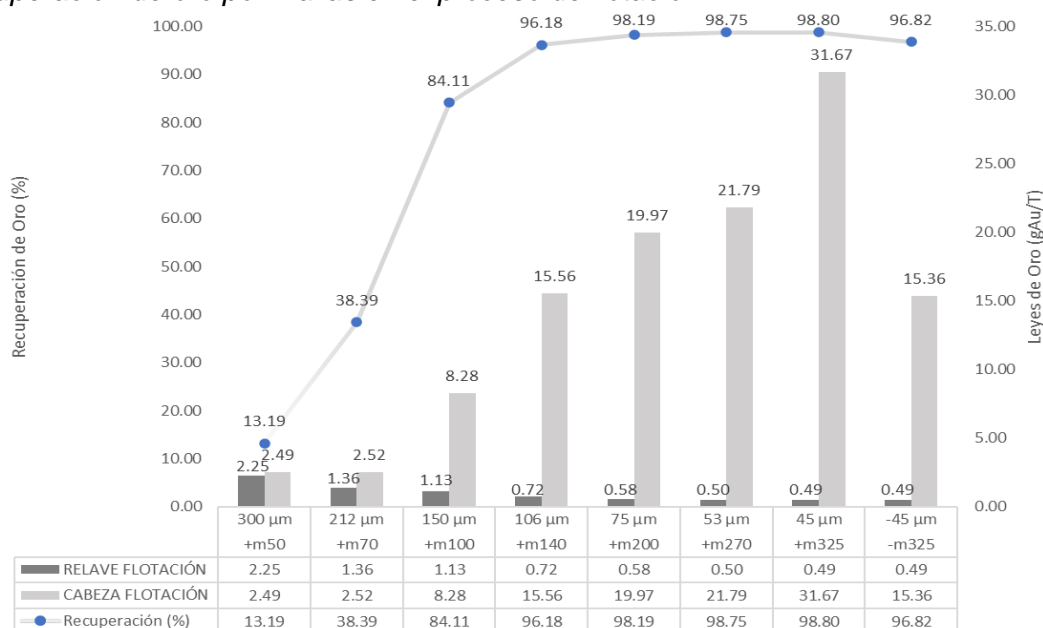
1.1. Generalidades

La Planta de Beneficio se ubica a una altitud de 3931 msnm, sus coordenadas proyección UTM - Datum WGS84 son 232 325 E – 9 108 559 N. Este componente fue aprobado con la Resolución Directoral R.D. N° 124-2016-SENACE/DCA. En la actualidad, la unidad minera aurífera ha venido incrementando su producción desde sus inicios procesando 250 TMSD hasta llegar a su producción actual de 1800 TMSD. Las instalaciones de la planta de beneficio están constituidas por una sección de planta concentradora mediante el proceso de flotación teniendo las siguientes operaciones: chancado, molienda, flotación, espesamiento; y otra sección denominada planta de cianuración; la cual tiene los siguientes procesos: remolienda, separación sólido - líquido, cianuración en tanques, lavado en contracorriente y planta de *Merrill Crowe*.

1.2. Descripción del problema de investigación

Gracias a las últimas auditorías metalúrgicas del proceso de flotación, se analiza la malla valorada del relave de flotación donde se observa mayor presencia de oro en granulometrías gruesas +300 μm , -300 μm /+212 μm y -212 μm /+150 μm alcanzando leyes de oro en promedio de 2.25, 1.36 y 1.13 gAu/TMS obteniendo bajas recuperaciones de oro 13.19, 38.40 y 84.11%, respectivamente. Lo contrario se puede apreciar en las granulometrías más finas: -150 μm /+106 μm , -106 μm /+75 μm , -75 μm /+53 μm y -53 μm /+45 μm alcanzando leyes de oro de 0.72, 0.58, 0.50 y 0.49 gAu/TMS con sus correspondientes recuperaciones de oro: 96.18, 98.19, 98.75% y 98.80%. Esto indica que el rango óptimo para la flotación convencional por celdas WEMCO, está entre 150 y 45 μm , pero en los tamaños menores a 45 μm , la recuperación de oro disminuye a 96.82% debido que existen partículas muy finas causadas por sobremolienda. En la Figura 1 se muestra la recuperación de oro a diferentes mallas con sus respectivas leyes de oro en mineral de cabeza y relave de flotación.

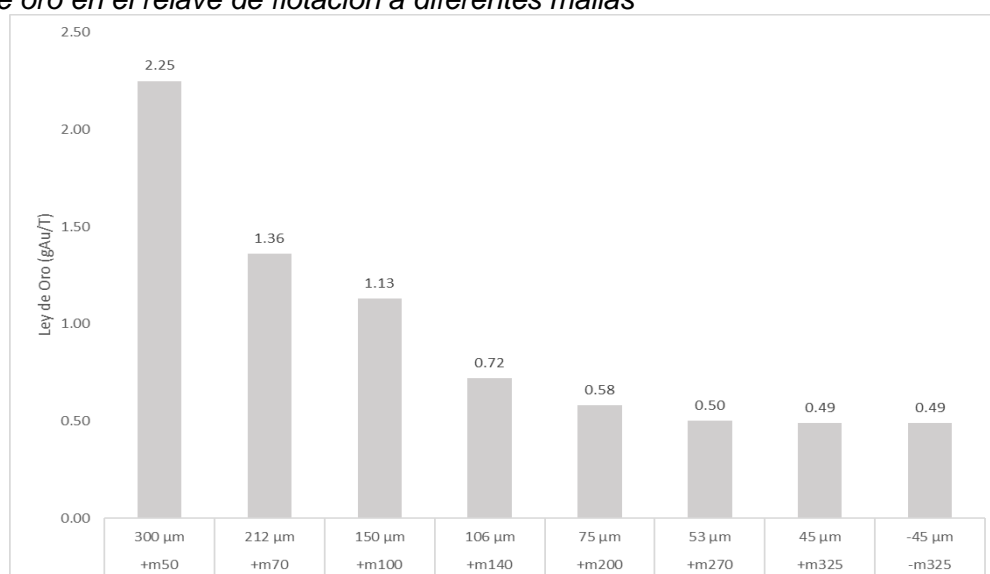
Figura 1
Recuperación de oro por mallas en el proceso de flotación



Nota: Fuente, elaboración propia.

En la Figura 2 se muestra la cantidad de oro presente en el relave de flotación a diferentes tamaños, donde se observa que en las fracciones granulométricas más gruesas: +300 µm, -300 µm /+212 µm, -212 µm /+150 µm y -150 µm /+106 µm se encuentra mayor presencia de oro con leyes de: 2.25, 1.36, 1.13 y 0.72 gAu/TMS, respectivamente.

Figura 2
Ley de oro en el relave de flotación a diferentes mallas



Nota: Fuente, elaboración propia.

1.2.1. Problema general

¿Cuál es la eficiencia de la implementación de una celda de flotación *flash* para la recuperación de oro en el proceso de flotación en una compañía minera al norte del Perú?

1.2.2. Problemas específicos

- a) ¿Cuál es el porcentaje del circuito actual de la recuperación de oro en el proceso de flotación?
- b) ¿Cuál es la recuperación de la flotación al aplicar el procedimiento metalúrgico de celda *flash* a nivel de laboratorio?
- c) ¿Es posible disminuir el contenido de oro en el relave de flotación mediante implementación de una celda de flotación *flash*?
- d) ¿Cuál es la carga circulante de oro en el circuito de clasificación mediante la implementación de una celda de flotación *flash*?

1.3. Objetivos del estudio

1.3.1. Objetivo general

Implementar una celda de flotación *flash* para optimizar la recuperación de oro en el proceso de flotación en una compañía minera aurífera al norte del Perú.

1.3.2. Objetivos específicos

- a) Calcular el porcentaje del circuito actual de la recuperación de oro en el proceso de flotación.
- b) Evaluar la recuperación de la flotación al aplicar el procedimiento metalúrgico de la celda *flash* a nivel de laboratorio.
- c) Disminuir el contenido oro en el relave de flotación mediante implementación de una celda de flotación *flash*.
- d) Disminuir la carga circulante de oro en el circuito de clasificación mediante implementación de una celda de flotación *flash*

1.4. Hipótesis del estudio

1.4.1. Hipótesis general

Si la compañía minera aurífera del norte del Perú realiza la implementación de una celda de flotación *flash*, entonces, se logra la optimización de la recuperación de oro en el proceso de flotación.

1.4.2. Hipótesis específicas

- a) El porcentaje actual de recuperación de oro en el circuito de flotación se encuentra entre 96 a 98 % según la ley de cabeza de mineral.
- b) La recuperación de flotación a nivel de laboratorio metalúrgico al implementar la celda *flash* se aproxima a 63.5%.
- c) En la planta de beneficio, luego de implementar la celda de flotación *flash*, el contenido de oro en el relave de flotación disminuye entre 0.10 a 0.20 gAu/TMS según la ley de oro en el mineral de cabeza.
- d) Al implementar la celda de flotación *flash* la carga circulante de oro disminuye en un 50%.

1.5. Antecedentes investigativos

Bianca Newcombe et. al (2013) determinaron que un circuito de flotación *flash* contribuyó al rendimiento global de la planta concentradora *Kanowna Belle* ubicado en *Kalgoorlie* al oeste de Australia, donde se realizaron dos campañas de tratamiento, con y sin el circuito de flotación *flash* en funcionamiento, usando dos tipos de mineral claramente diferentes: un mineral de “alta ley” (5.2 gAu/TMS), con un mineral dócil y un mineral de “baja ley” o de mayor competencia (3.7 gAu/TMS). El uso de dos minerales diferentes con las mismas especies minerales valiosas (oro y pirita) a través de la misma ruta de tratamiento permitió identificar más fácilmente cualquier tendencia en el rendimiento. Dado que en ambas campañas de estudio se utilizó la planta con y sin el circuito de flotación *flash* en funcionamiento, se pone de manifiesto la importante contribución de la celda de flotación *flash* a la recuperación global de la planta y a la ley final del concentrado. Los

resultados en la primera campaña, cuando el circuito de flotación *flash* estaba activo demostraron que la recuperación de oro fue: Flotación *Flash* 44.8%, Circuito de Flotación *Rougher* 22.4% y Circuito de Flotación *Scavenger* 18.5%, sin embargo, cuando el circuito de flotación *flash* estaba desactivado la distribución de la recuperación de oro estuvo dado por las siguientes recuperaciones: Circuito de Flotación *Rougher* 50.0% y Circuito de Flotación *Scavenger* 31.4%.

Los resultados en la segunda campaña, cuando el circuito de flotación *flash* estaba activo, la distribución de la recuperación de oro fue: Flotación *Flash* 40.2%, Circuito de Flotación *Rougher* 26.7% y Circuito de Flotación *Scavenger* 26.7%, y cuando el circuito de flotación *flash* estaba desactivado la distribución de la recuperación de oro resultó: Circuito de Flotación *Rougher* 51.3% y Circuito de Flotación *Scavenger* 25.6%. La recuperación de oro en cada etapa según su campaña se detalla en la Tabla 1.

Tabla 1

Recuperación de oro por etapas en cada campaña.

Recuperación de Oro por etapas	Flotación <i>Flash</i> (%)	Flotación <i>Rougher</i> (%)	Flotación <i>Scavenger</i> (%)	Total
Campaña 1: Flotación <i>Flash</i> On	44.8	22.4	18.5	85.7
Campaña 1: Flotación <i>Flash</i> Off	0.0	50.0	31.4	81.4
Campaña 2: Flotación <i>Flash</i> On	40.2	26.7	26.7	93.6
Campaña 2: Flotación <i>Flash</i> Off	0.0	51.3	25.6	76.9

Nota: Adaptación de Bianca Newcombe et. al, 2013

El circuito *flash* de esta planta concentradora pudo considerarse como el *Rougher* primario porque contribuye con más del 40% de recuperación del material valioso generando un aumento en la recuperación total de oro de por lo menos un 4%.

El análisis mineralógico de las muestras del estudio mostró que la alimentación de la celda de flotación *flash* (*Underflow* del ciclón) es de un grado mucho más alto y contiene una mayor proporción de material valioso bien liberado en comparación con la alimentación del circuito de flotación convencional (*Overflow* ciclón). La diferencia en las recuperaciones de oro y pirita, que se observaron sin el circuito de flotación *flash* en funcionamiento, es probablemente atribuible a un cambio en la forma en que se libera el oro en función del cambio en el desarrollo del circuito de molienda, que se requiere cuando se desconecta el circuito *flash*.

En el contexto peruano, Huacca (2021), planteó optimizar el proceso de flotación de los minerales auríferos en celda *flash*, para lo cual realizó la caracterización del mineral aurífero, seguidamente evaluó los parámetros óptimos de concentración y finalmente esto se aplicó a la celda de flotación *flash* en la planta concentradora de la Empresa Minera Cori Puno. Para esto se realizó una investigación de enfoque cuantitativo, vía una metodología experimental, revisión bibliográfica, diseño del experimento, preparación mecánica de la muestra, experimentación de la muestra, aplicación de resultados en planta concentradora. Con esta documentación y el resultado óptimo, se instaló una celda de flotación *flash* como pilotaje en planta concentradora. El autor concluyó que las recuperaciones globales sin el uso de la celda *flash* alcanzaron un promedio de 76.42% y con el uso de la celda de flotación *flash* a 77.54%.

De modo similar, Quispe (2018), presentó los resultados de pruebas piloto experimentales con el uso de una celda de flotación *flash*, en la Compañía Minera Bambas, trabajando con el *Underflow* del hidrociclón, logró obtener leyes en el concentrado de cobre, oro y plata de 35 %, 7.5 ppm y 170 ppm en promedio; y recuperaciones promedio de 59, 64 y 57 % respectivamente. La ubicación de la celda *flash* SK-80, estuvo en la

plataforma de los molinos de bolas 26' x 40' y su alimentación fue el *Underflow* del nido de ciclones. El concentrado y relave de esta celda se descargaron por gravedad y se juntaron con la descarga del molino de bolas y alimento fresco. Esta pulpa es bombeada a los hidrociclones nuevamente. El uso de una celda *flash* SK-80 como "celda piloto", pudo optimizar el proceso metalúrgico en favor de la planta concentradora, porque minimizó la sobremolienda de los minerales valiosos. El autor concluyó que con 50 % sólidos, 1500 g/L de densidad de pulpa en el alimento de la celda *flash*, 60 g/TMS de colector primario PAX Z-6 y con 150 mm de nivel de espuma se lograron obtener los mejores resultados tanto en la recuperación como en el concentrado final. Además, señaló que el costo de inversión proyectado para la instalación, costo de operaciones, mantenimiento, adquisición del equipo SK-80 y la infraestructura, constituyen una inversión rentable y de fácil recuperación.

Capítulo II. Marco teórico y conceptual

2.1. Descripción del proceso productivo de la planta de beneficio

2.1.1. Circuito de chancado

El circuito de chancado está diseñado a una capacidad de 225 TMHH con un P80 de 7 mm. La recepción del mineral se da a través de volquetes de capacidad de 35 TMS, que vierten su contenido a la cancha de gruesos. Un cargador frontal carga dicho mineral y alimenta a la tolva de gruesos que tiene como parrillas 12 módulos divididos cada uno en 15 aberturas de 20 x 40 cm, la capacidad viva de la tolva de gruesos es de 500 TMH. Las rocas (bancos de mineral) que no pasen por los módulos son retiradas por el cargador frontal, la retroexcavadora y de ser necesario el personal de operaciones, para ser derivadas a un área específica para su posterior fractura. Debajo de la tolva de gruesos está instalado el *Apron Feeder* que extrae el mineral y, este alimenta a la Faja transportadora N°1, junto con la faja colectora de finos, que recoge estos materiales que se extraen por el *Apron Feeder*.

La faja transportadora N°1 alimenta a la faja transportadora N°2. En dicha alimentación, se tiene un electroimán colgante para retirar, mediante fuerzas magnéticas, los materiales metálicos como alambres, clavos, platinas metálicas, etc., que son derivados, mediante un sistema de control automático, a un acopio temporal.

La faja transportadora N°2, alimenta a la *Grizzly*, el cual clasifica el mineral en dos productos. Los gruesos +2" alimentan a la faja transportadora N°3 (*picking belt*), y los finos -2" caen por gravedad mediante un *chute* a la faja transportadora N°4. La faja transportadora N°3 alimenta a la Chancadora primaria CS430 *Sandvik* que trabaja con CSS (*closed size setting*) de 30 mm el producto cae por gravedad mediante a la faja transportadora N°4 y ésta alimenta a la faja transportadora N°5. La faja transportadora N°5 alimenta a la Zaranda de doble piso LF7030D que clasifica en tres productos: gruesos, medios y finos. Los gruesos y medios a +10 mm descargan a la faja transportadora N°6 y

ésta a su vez a la faja transportadora N°7. Los finos a -10 mm descargan por gravedad a la faja transportadora N°8 y ésta a su vez a la faja transportadora N°9. La faja transportadora N°7 alimenta, mediante un *chute* de descarga, a la tolva intermedia de 50 TMS de capacidad útil. Debajo de la tolva intermedia, hay dos *Belt Feeders*: el *Belt Feeder* N°1 alimenta a la Chancadora secundaria CH440 *Sandvik* y el *Belt Feeder* N°2 alimenta a la Chancadora secundaria 44SBS *Telsmith*. Ambas chancadoras secundarias trabajan a un CSS (*closed size setting*) de 14 mm y su producto cae por gravedad a la faja transportadora N°4 haciendo una carga circulante de 200 a 400 %. La faja transportadora N°9 alimenta a la faja transportadora N°10, que es movable y puede invertir su giro de alimentación para el llenado de las 04 tolvas de finos, de 700 TMH de capacidad cada una. Una balanza instalada en la faja transportadora N°9 registra e indica el tonelaje del producto final de chancado.

2.1.2. Molienda y clasificación

El mineral chancado con un P80 de 7mm dispuesto en las tolvas de finos, pasa luego a la sección de molienda por medio de las fajas extractoras 1, 2, 3, 4, 5, 6, 7 y 8 (02 extractoras para cada tolva de finos). Las cuatro primeras van a dar a la faja transportadora "F", ésta a la faja transportadora "H", en la que se encuentra una balanza que registra la alimentación a la sección molienda, ésta alimenta la faja transportadora "N" y consecuentemente ésta al molino de bolas de 9'x8' N°02, si se procesará desde las tolvas de finos N°03 y N°04, las cuatro últimas extractoras alimentan a la faja transportadora 11, 12 y 13 secuencialmente llegando a alimentar al molino 9'x8' N°02, que actúa como molienda primaria, con descarga por parrillas y es complementado con otro molino de bolas de 9'x8' N°01, en serie en circuito cerrado de las mismas características. La pulpa descargada de ambos molinos es derivada a un cajón de bombas *Warman* y es bombeada hacia el nido de ciclones D-20 ICBA, en donde se produce una clasificación por tamaño de las partículas presentes, el producto grueso o *Underflow* retorna al molino 9'x8' N°01 y el producto fino u *Overflow* en pulpa pasa por la zaranda lineal T-NOVA que separa las

astillas del circuito, la malla de corte que alimenta al proceso de flotación está con una granulometría promedio de 52 a 55% -m200. Además, se tiene un molino 9'x8'N°03, que es utilizado como parte de la molienda secundaria, ya sea para incrementar el tonelaje o por mantenimiento de los otros dos.

2.1.3. Flotación

En la segunda etapa de recuperación de oro, tanto libre como asociado a los sulfuros, aplicando el proceso recuperación de "Flotación por Espumas". El circuito de flotación recibe como alimento el *Overflow* de los hidrociclones ICBA y está compuesto por tres bancos en serie de celdas Wemco Modelo 120 de 300 ft³. Por cada banco se tiene un arreglo de cuatro celdas, constituyendo la flotación *Rougher* y *Scavenger*, que proporcionan un tiempo total de residencia de 31 min.

El reactivo colector utilizado es el Xantato Amílico de Potasio (Z-6) y el colector selectivo *Aeropromoter* AR-404, además se usa el Sulfato de Cobre como activador de los sulfuros (Zn y Fe, en caso de tener pH encima de 9.0) y como espumante el MT-346. El Z-6 se dosifica desde antes en el circuito de molienda y también con los demás reactivos en la etapa de flotación.

2.1.4. Espesamiento de concentrados

La etapa de lavado del concentrado es necesaria para minimizar la concentración de los reactivos de flotación que puede interferir en el posterior proceso de cianuración. El concentrado *bulk*, primeramente, es clasificado en un hidrociclón de D-10. La fracción gruesa alimenta directamente a remolienda, y el rebose se alimenta al *feed well* del Espesador N°1 de 30'Øx10' (capacidad 200 m³). El rebose clarificado de este espesador, conteniendo restos de reactivos de flotación, retornan al cajón de las bombas WARMAN y el espesado es enviado al molino 5'x10'N°02 de remolienda.

2.1.5. Remolienda y clasificación

La descarga del hidrociclón D-10 y el espesador N°1 es alimentada al Molino 5'x10' N°02 (primer molino), donde se adiciona solución de cianuro de sodio y la pulpa es

alcalinizada con cal viva a un pH de 12.2 y bombeado al molino 5'x10'N°01 (segundo molino), la descarga del molino es bombeado al nido de hidrociclones GMAX D-10, donde se clasifica por medio de dos hidrociclones y uno en *stand by*. El *Underflow* es enviado al molino 5'x10'N°02, para que ocurra la remolienda del concentrado.

Los molinos 5'x10' N°02 y N°01, operan en serie y en circuito cerrado. El *Overflow* es el producto final de la remolienda y alimenta al espesador N° 5 de 42' x10'.

2.1.6. Separación sólido líquido

Es la etapa de separación sólido-líquido del producto del rebose del nido de hidrociclones GMAX D-10, se realiza en el espesador N° 5 de 42' x 12' (380 m³). El rebose de este espesador constituido por un líquido con sólidos en suspensión se denominada "solución rica" porque contiene todo el oro disuelto, almacenándose en un tanque de 20' x 20' (capacidad 178 m³), dicha solución alimenta al proceso *Merrill Crowe*.

2.1.7. Cianuración en tanques

La cianuración se inicia en la remolienda, pero requiere un mayor tiempo de cianuración, por lo que el producto del *Underflow* del espesador N° 5 pasa luego a cuatro tanques de agitación mecánica en serie de 25' x 30', en la que se inyecta aire a la pulpa en los tanques mediante la compresora ATLAS COPCO, estos agitadores operan a una densidad de pulpa entre 1280 a 1300 g/L, para ello se diluye con la solución empobrecida o "solución barren".

2.1.8. Lavado en contracorriente

Esta etapa se refiere al lavado en contracorriente (CCD) de los sólidos cianurados que salen del tanque agitador N°04 y es alimentado al espesador N°03. Para este lavado se utiliza tres espesadores de 30'x10' N° 3, 4, 2 y solución empobrecida o "solución barren" que proviene del proceso *Merrill Crowe*, donde el *Underflow* del espesador N°03 alimenta al espesador N°04, el *Underflow* del espesador N°04 alimenta al espesador N°02. El rebose del espesador N°02 alimenta al espesador N°04 y el rebose del espesador N°04

alimenta al espesador N°03 y el rebose (*Overflow*) de éste es la solución de lavado con valores recuperados que retorna a remolienda.

2.1.9. Merrill Crowe

Es el proceso aplicado para recuperar los valores disueltos y comprende 4 etapas:

Clarificación

La solución rica acumulada en el tanque 20'Ø x 20'H (capacidad 178 m³), pasa en forma simultánea por dos filtros JWI de 40 cámaras y/o el filtro SIEMENS de 60 cámaras. La clarificación se realiza en dos filtros prensa que operan en paralelo, manteniendo un tercero en *stand by*, aquí se eliminan la presencia de sólidos totales en suspensión en la solución rica, teniendo como resultado una solución con una turbidez menor a 1.0 NTU.

Desoxigenación

La solución clarificada en el proceso anterior ingresa a una torre de vacío en donde se elimina el oxígeno contenido en la solución por medio de una bomba de vacío hacia la atmósfera alcanzando una presión de -18.00 mmHg

Precipitación

A la solución rica clarificada y exenta de oxígeno se le agrega zinc en polvo como agente precipitante, el cual entra en contacto con el oro presente en la solución, reacciona inmediatamente formando un precipitado, el cual es filtrado.

Filtración del Precipitado

La filtración del precipitado en emulsión se realiza en dos filtros prensa JWI de 40 cámaras, estando uno de ellos en *stand by*. El precipitado es una mezcla de cemento de oro, plata, plomo, zinc y cobre, que viene a ser el producto final. La solución empobrecida denominada "solución barren" que sale de los filtros prensa retorna a la etapa de lavado de los sólidos cianurados.

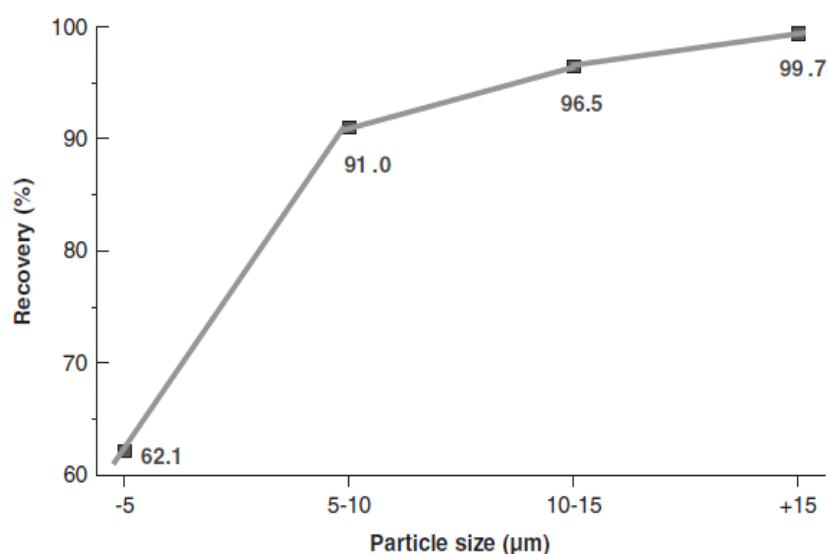
2.2. Comportamiento del oro en el sistema de clasificación y molienda

En el circuito de molienda – clasificación, el oro presenta un mecanismo de fractura diferente al mineral ganga, esto debido principalmente a sus propiedades físicas como su alta densidad y maleabilidad. Entre los principales efectos se tiene:

- Por la maleabilidad del oro, este no se fractura con facilidad siendo que la reducción de tamaño está entre seis a veinte veces más lenta que la de los minerales que lo acompañan. (Gorvenia, 2006).
- En la operación de clasificación el tamaño de corte (D50) es tres veces menor que el de los minerales acompañantes. (Gorvenia, 2006).
- La maleabilidad del oro fomenta la interacción entre partículas de oro, las partículas de ganga y los medios moledores, donde las partículas de oro tienden a ser impregnados sobre la superficie de partículas de ganga y medios moledores generando pérdidas en el proceso de flotación. (Gorvenia, 2006).
- Las partículas de oro pueden requerir de 50 a 100 pasadas por el circuito de molienda hasta que sea lo suficientemente fino para ser clasificado por el *Overflow* de hidrociclón (Laplante, 2002). Cuando las partículas de oro alcanzan valores menores a 7 μm , esto provocaría pérdida de eficiencia en la flotación, según se muestra en la Figura 3 (M.D. Adams, 2005).
- El contenido de oro libre en la carga de recirculación es a menudo superior a varios miles por ciento (comparado con los minerales de sulfuro alrededor del 200%) y por lo tanto es sensato apuntar a la recuperación de oro desde el circuito de molienda ya que proporciona una fuente de alimentación de alto grado (Gorvenia, 2006).
- Las grandes partículas de oro libres no se fracturan, sino que se desprenden, y pueden convertirse en escamas debido a su maleabilidad (Brook et al., 2003). Sin embargo, con la conminución continuada, las partículas de oro libre se tornan compactas y esféricas, mostrando signos de rotura como se muestra en la Figura 4.

Figura 3

Recuperación de oro fino libre según el tamaño de partícula



Nota: Adaptado de *Advances in gold ore processing*, M.D. Adams

Figura 4

Cambios en la forma del oro libre en función del tiempo de residencia en el circuito de molienda



Nota: Adaptado de *Advances in gold ore processing*, M.D. Adams

2.3. Flotación *flash*

La celda de flotación *flash* “SkimAir” o “SK” fue desarrollada por Outokumpu (ahora Outotec) a principios de la década de 1980 para “recuperar” minerales de alto grado ya liberados (Coleman, 2010). Fue diseñado para usarse antes de la flotación convencional en la carga circulante del molino de molienda y reducir la molienda excesiva de sulfuros (Bourke, 2002). La celda de flotación *flash* está específicamente diseñada con un fondo inclinado y descarga vertical, lo que permite el paso de partículas muy gruesas (ver Figura 5). La flotación *flash* es similar a la flotación convencional en términos de esquemas de reactivos y mecanismos, pero difiere en el diseño de la celda y características de alimentación y operatividad (MacKinnon, 2002).

Los factores clave que distinguen la flotación *flash* de una flotación convencional se describen según Newcombe et al. (2013a) así:

- Material de alimentación más grueso (carga circulante molienda),
- Mayor densidad de sólidos en la suspensión de alimentación,
- Menor tiempo de residencia (menor a 3 min) y
- Período de acondicionamiento limitado.

Figura 5
Esquema de celda de flotación flash

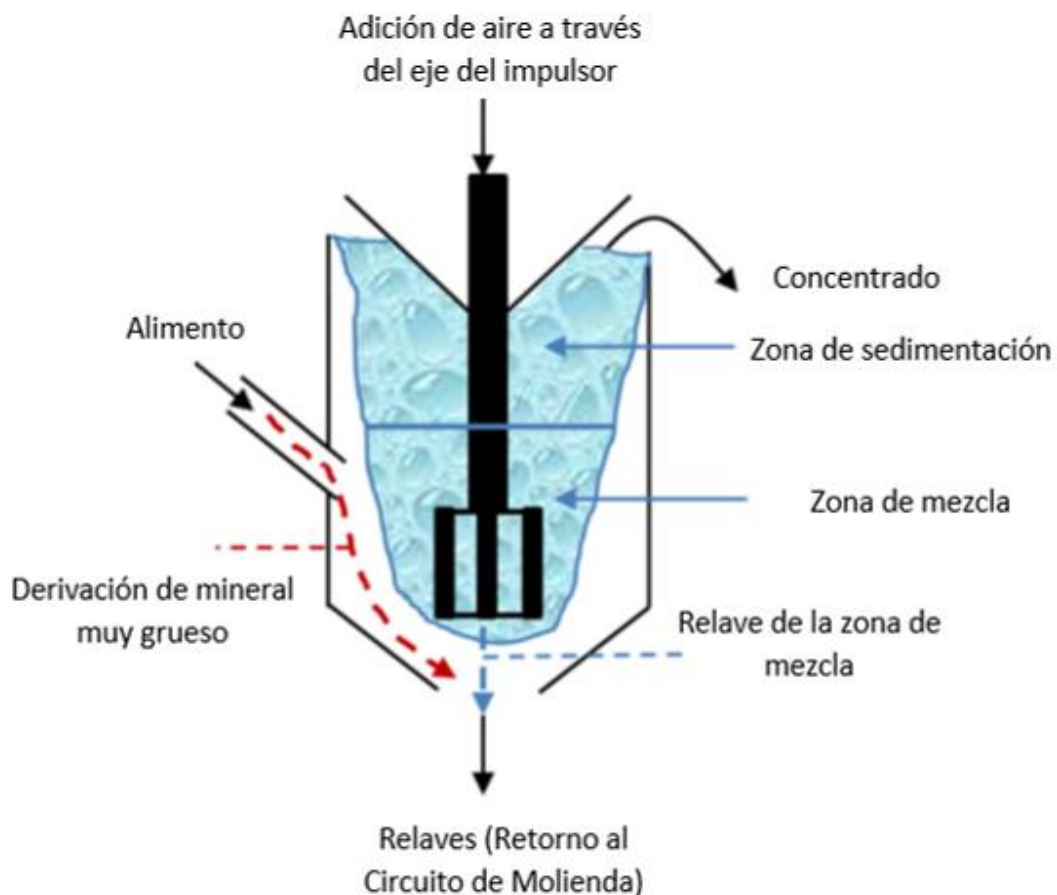


Nota: Adaptado de METSO, 2023, (<https://www.metso.com/es/portafolio/unidad-de-flotacion-flash-skimair/>)

Si bien los factores distintivos enumerados son significativos, también es importante tener en cuenta la posición de la celda de flotación *flash* dentro del circuito molienda clasificación ya que existen limitaciones del balance de agua y las adiciones de agua deben controlarse cuidadosamente para mantener el equilibrio dentro del circuito.

En el funcionamiento de la celda de flotación *flash*, el material grueso realiza un cortocircuito hacia la descarga, lo que evita la interferencia con la zona de flotación. (ver Figura 6) (MacKinnon et al., 2003).

Figura 6
Esquema interno de celda de flotación flash



Nota: Adaptación de *The hydrodynamics of an operating flash flotation cell* por Bianca Newcombe et. al, 2013)

Según Shen Z. (2021), esta máquina:

- Se instala en un cilindro de circulación de pulpa debajo del estator del impulsor para promover la circulación de la pulpa y la suspensión de partículas minerales debajo del impulsor, lo que permite que los minerales "flotables" ingresen al área del impulsor muchas veces y aumente la probabilidad de recolección,

- Se dispone en un canal de circulación en la parte superior del impulsor para generar la circulación, aumentar la fuerza y uniformidad de la agitación y hacer que los productos químicos entren en suficiente contacto con las partículas minerales.
- El cuerpo del tanque tiene un fondo cónico para eliminar cualquier ángulo muerto evitando obstrucciones y haciendo que los relaves se descarguen de forma uniforme a través del cono inferior.

El proceso de la celda *flash* proporciona una ley de alimentación más estable a la etapa posterior de las celdas de flotación convencionales al eliminar las fluctuaciones en la ley de cabeza, sino que también puede mejorar la recuperación general, el rendimiento del molino y la capacidad de la planta en general (Outotec, 2009). Al igual que con la flotación convencional, se deben considerar los efectos de las propiedades minerales, el tipo de reactivo y la dosis, el tiempo de residencia, las características de la celda y la velocidad del impulsor, pero se ha sugerido que el tamaño de las partículas, la dosificación de reactivos, la velocidad de aireación y la densidad de la pulpa son los factores claves que afectan el rendimiento.

2.4. Flotación convencional

Según Wills B.A., (2006), la flotación es un proceso de separación que aprovecha las diferencias de propiedades, ya sean naturales e inducidas de la superficie de los minerales, o sea cuando la superficie se humedece fácilmente con agua, es decir, sea hidrófila, o repele el agua, es decir, sea hidrófoba. Si es hidrofóbico, la partícula mineral puede adherirse a las burbujas de aire y flotar. El sistema es complejo, involucra tres fases (sólido, agua y aire) y la interacción de variables químicas y físicas. Las variables químicas tienen como objetivo controlar la transición entre el estado hidrofílico e hidrofóbico.

Las variables físicas incluyen las que resultan de las propiedades del mineral, como el tamaño y la composición de las partículas (liberación), y los factores derivados de la

máquina, como la tasa de aire y el tamaño de la burbuja. La combinación de física y química a menudo considera que la flotación se describe como un proceso de base fisicoquímica.

El proceso de recuperación de material por flotación de la pulpa comprende tres mecanismos:

- a) Fijación selectiva a las burbujas de aire (“Verdadera Flotación” o “*True Flotation*”),
- b) Desbaste por las espumas a través de un medio líquido (normalmente agua) y
- c) Adhesión o atrapamiento físico de partículas en las burbujas de aire reflejadas en la espuma (a menudo denominado “adhesión”).

La unión de minerales valiosos a las burbujas de aire es el mecanismo más importante y representa la mayoría de las partículas que se recuperan en el concentrado.

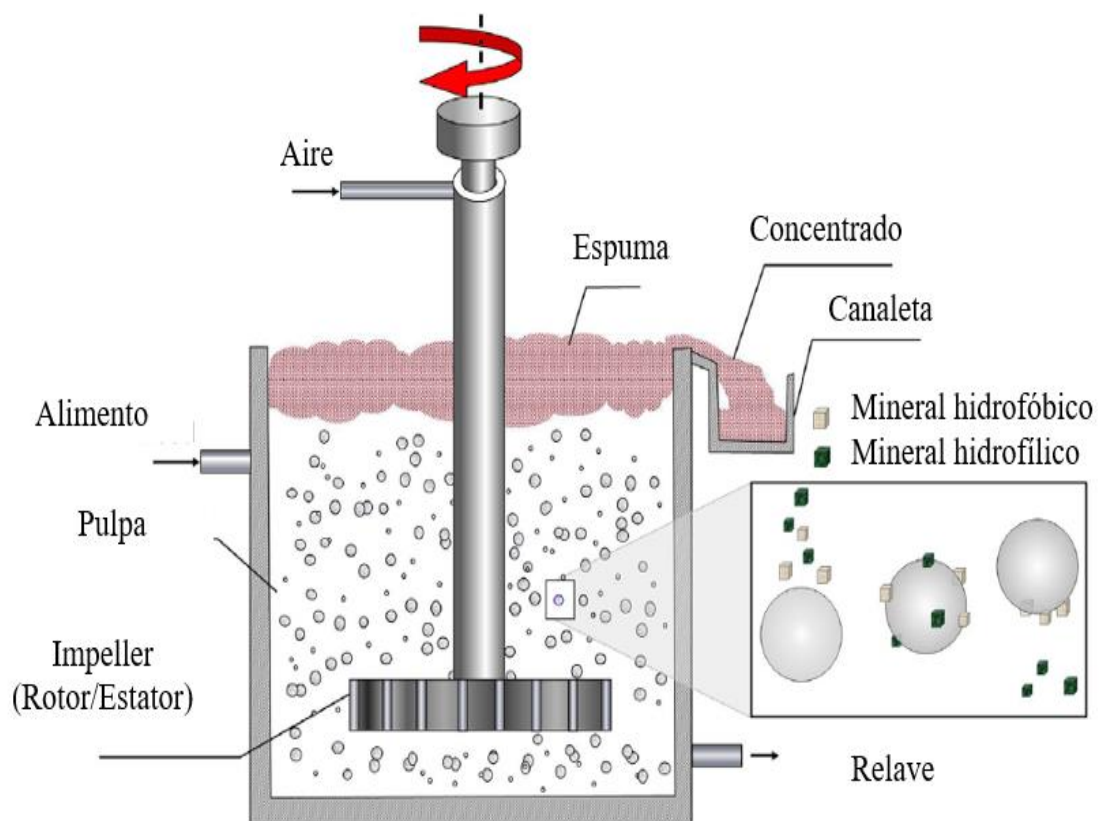
Aunque la “Flotación verdadera” es el mecanismo dominante para la recuperación de minerales valiosos, la eficiencia de separación entre el mineral valioso y la ganga también depende del grado de desbaste y atrapamiento físico. El desplazamiento de estos minerales ocurre en la fase de espuma y el control de la estabilidad de esta fase es importante para lograr una separación adecuada.

En la práctica industrial, el arrastre de ganga no deseada puede ser común y, por lo tanto, una sola etapa de flotación es usual. A menudo, se requieren varias etapas de flotación (para formar “circuitos”) para alcanzar una calidad económicamente aceptable de mineral valioso en el producto final. La flotación verdadera explota las diferencias en las propiedades superficiales de las partículas de varios minerales. Después de una rigurosa dosificación de reactivos, tales diferencias de propiedades superficiales se hacen evidentes facilitando la adhesión de una partícula en una burbuja de aire y elevarla (es decir, hacerla flotar) a la superficie del agua. Esto significa que la densidad de la burbuja - partícula es menor que la densidad de la pulpa circundante.

La Figura 7 ilustra el principio de “Flotación verdadera” en una celda de flotación mecánica. El agitador proporciona suficiente turbulencia en la fase de pulpa para promover la colisión de partículas y burbujas, lo que da como resultado la unión de partículas

hidrofóbicas a las burbujas (formando agregados de partículas - burbujas) y su transporte a la fase de espuma por diferencia de densidad para posteriormente recuperarlas. El proceso solo se puede aplicar a partículas relativamente finas, porque si son demasiado grandes, la adhesión entre la partícula y la burbuja será menor que el peso de la partícula y, por lo tanto, la burbuja dejará caer su carga, o la densidad del agregado de partículas - burbuja excederá la de la pulpa. Existe un rango de tamaño óptimo para la flotación y una investigación continua para expandir el rango de tamaño.

Figura 7
Principio de flotación



Nota: Adaptación de Wills' mineral processing technology por Wills B.A., 2006

En la concentración de flotación, el mineral valioso generalmente se transfiere a la espuma o fracción flotante, dejando la ganga en la pulpa o los relaves. Esta es la flotación directa y lo contrario es la flotación inversa, en la que la ganga se separa en la fracción de flotación. Una función de la fase de espuma es retener las partículas recolectadas y transportarlas a la canaleta de colección.

Otra función es mejorar la selectividad general del proceso de flotación. La espuma logra esto al permitir que el material ya recuperado se drene mientras retiene preferentemente el material adherido aumentando la ley del concentrado al mismo tiempo que disminuye la recuperación de objetos de valor. La relación entre la recuperación y la ley de concentrado es una compensación que debe gestionarse de acuerdo con las limitaciones operativas.

Las partículas minerales solo pueden adherirse a las burbujas de aire si son hasta cierto punto hidrofóbicas. Habiendo llegado a la superficie de la pulpa, las burbujas de aire solo continúan sosteniendo las partículas minerales si pueden formar una espuma estable, de lo contrario estallarán y dejarán caer las partículas minerales. Para lograr estas condiciones, es necesario utilizar los numerosos compuestos químicos conocidos como reactivos de flotación.

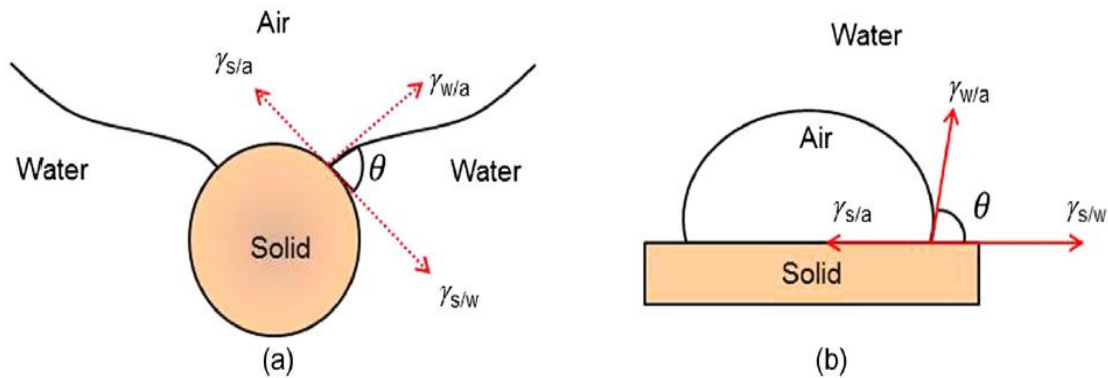
Las fuerzas que tienden a mantener una partícula en una burbuja se muestran en la Figura 8 (a), con la representación común del ángulo de contacto (medido por convención en el líquido) en la Figura 8 (b). Las fuerzas de tracción conducen al desarrollo de un ángulo entre la superficie del mineral y la superficie de la burbuja. La representación de las tensiones superficiales en el equilibrio se muestra en la Ecuación 1

$$\gamma_{s/a} = \gamma_{s/w} + \gamma_{w/a} \cos \theta \quad (1)$$

Donde $\gamma_{s/a}$, $\gamma_{s/w}$ y $\gamma_{w/a}$ son las tensiones superficiales (o energías) entre el sólido y el aire, el sólido y el agua, y el agua y el aire, respectivamente, y θ es el ángulo de contacto entre la superficie del mineral y la burbuja.

Figura 8

(a) Partícula adherida a burbuja y (b) Representación de ángulo de contacto y fuerzas de tensión superficial



Nota: Adaptación de *Wills' mineral processing technology* por Wills B.A., 2006

La fuerza requerida para romper la interface de burbuja de partículas se denomina trabajo de adhesión (*work of adhesion*), $w_{s/a}$ y es igual al trabajo requerido para separar la interface de aire sólido y producir interfaces de agua, y aire separadas. Estas se representan en la Ecuación 2:

$$w_{s/a} = \gamma_{w/a} + \gamma_{s/w} - \gamma_{s/a} \quad (2)$$

Uniendo la Ecuación 1 y la Ecuación 2 se obtiene la Ecuación 3:

$$w_{s/a} = \gamma_{w/a} (1 - \cos \theta) \quad (3)$$

Con la Ecuación 3, se puede ver que cuanto mayor es el ángulo de contacto, mayor es el trabajo de adhesión entre la partícula y la burbuja y más resistente es el sistema frente a las fuerzas disruptivas. Por tanto, la hidrofobicidad de un mineral aumenta con el ángulo de contacto. Se dice que los minerales con un ángulo de contacto alto son aerófilos, es decir, tienen mayor afinidad por el aire que por el agua. Los términos hidrofobicidad y flotabilidad a menudo se usan indistintamente. La hidrofobicidad es una condición necesaria, pero la flotabilidad incorpora otras propiedades, como el tamaño de las partículas, que afectan la capacidad de flotación. Dentro de la pulpa, cuando una partícula y una burbuja chocan la unión no es instantánea, sino que requiere tiempo, denominado tiempo de inducción.

El tiempo de inducción está asociado con las propiedades de la fina película de agua que separa la partícula y la burbuja justo antes de unirse. Para una superficie hidrofóbica, el tiempo de inducción es corto, unos pocos milisegundos, y si es menor que el tiempo que la partícula y la burbuja están en contacto, la unión es exitosa y la partícula flota. Con una superficie hidrófila, el tiempo de inducción es grande y excede el tiempo de contacto de la burbuja de partículas. Tanto el ángulo de contacto como el tiempo de inducción se utilizan para caracterizar las propiedades de la superficie relacionadas con la flotación. La mayoría de los minerales no son hidrofóbicos en su estado natural y se deben agregar reactivos de flotación a la pulpa.

Los reactivos más importantes son los colectores, que se adsorben en las superficies minerales, haciéndolas hidrofóbicas y facilitando la unión de las burbujas. Los reguladores se utilizan para controlar el proceso de flotación; estos activan o deprimen la unión mineral a las burbujas de aire y también se utilizan para controlar la dispersión de partículas y el pH del sistema. Los espumantes ayudan a producir las burbujas finas necesarias para aumentar las tasas de colisión y ayudar a mantener una espuma razonablemente estable.

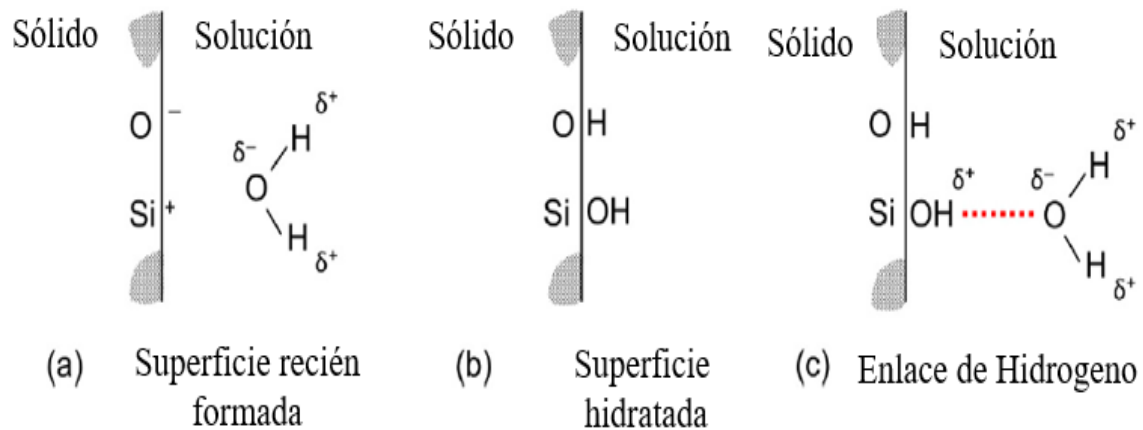
2.4.1. Clasificación de minerales según su polaridad

Todos los minerales se clasifican en tipos polares o no polares según las características de su superficie. La superficie de los minerales no polares se caracteriza por enlaces moleculares relativamente débiles. Los minerales están compuestos de moléculas covalentes unidas por fuerzas de Van Der Waals, y las superficies no polares no se adhieren fácilmente a los dipolos de agua y, en consecuencia, son naturalmente (inherentemente) hidrófobas, con ángulos de contacto entre 60° y 90°. Los minerales de este tipo, como el grafito, azufre, molibdenita, diamante, carbón y talco, tienen por lo tanto altas flotabilidades naturales. Aunque es posible hacer flotar estos minerales sin la ayuda de agentes químicos, es común aumentar su hidrofobicidad mediante la adición de aceites de hidrocarburos. Los minerales en capas, como la molibdenita y el talco, se rompen para

revelar bordes polares y caras en gran parte no polares; en general, son hidrofóbicos, pero tienden a volverse menos hidrofóbicos a medida que se reduce el tamaño de partícula, a medida que aumenta el equilibrio entre el borde y la cara. Los minerales con fuertes enlaces superficiales covalentes o iónicos se conocen como tipos polares y reaccionan fuertemente con las moléculas de agua; estos minerales son naturalmente hidrofílicos. La hidrofiliidad está asociada con una alta energía de superficie sólida y la hidrofobicidad con una baja energía de superficie sólida, donde alto y bajo están relacionados con la energía superficial del agua ($\gamma_{w/a} \sim 72 \text{ mJ m}^{-2}$). La energía de la superficie sólida se puede medir mediante cromatografía de gases inversa, una técnica que se está adaptando para caracterizar la superficie mineral en los sistemas de flotación (Ali et al., 2013). Estas mediciones revelan que las superficies son heterogéneas y tienen una distribución de sitios de energía. En consecuencia, cualquier medida, como el ángulo de contacto y el tiempo de inducción, debe tomarse como un valor promedio. La naturaleza de la interacción de una superficie con el agua se ilustra en la Figura 9, para el cuarzo, un mineral fuertemente hidrofílico. Recién rota, una superficie de cuarzo se tiene enlaces Si y O insatisfechos ("colgantes"), que se hidrolizan para formar grupos SiOH (silanol), que a su vez se unen con dipolos de agua. Cada vez que se identifica una interacción con el agua para formar esta superficie hidratada, indica una superficie hidrófila. El grupo polar de minerales se ha subdividido en varias clases según la magnitud de la polaridad (Wrobel, 1970), que aumenta de los grupos 1 a 5 (Tabla 2). Aparte de los metales nativos, los minerales del grupo 1 son todos sulfuros, que son débilmente polares debido a su enlace covalente, que es relativamente débil en comparación con el enlace iónico de los minerales de silicato, carbonato y sulfato.

Figura 9

Etapas de la exposición del cuarzo al agua (a) Superficie de cuarzo recién expuesto (b) Reacción de moléculas de agua para formar grupo SiOH (Silanol) (c) Formación de enlaces con moléculas de agua que hacen a la superficie hidrofílica.



Nota: Adaptación de *Wills' mineral processing technology* por Wills B.A., 2006

En general, el grado de polaridad, la energía superficial y la hidrofiliidad, aumenta desde los minerales sulfurados, pasando por sulfatos, carbonatos, halitas, fosfatos, etc., luego hasta los óxidos o hidróxidos y, finalmente, los silicatos y el cuarzo, que son fuertemente hidrófilos.

La naturaleza de la superficie se complica por el hecho de que todos los minerales liberan iones a la solución. Algunos minerales son semi-solubles y otros, como la silvita y la halita, son solubles y se procesan en su salmuera. En muchos casos, las especies de Calcio, Ca y Magnesio, Mg están presentes en las aguas de proceso.

Los minerales de sulfuro requieren un poco más de consideración ya que reaccionan con el oxígeno disuelto en el agua de proceso.

Tabla 2*Clasificación de los minerales de acuerdo a su polaridad*

Grupo 1	Grupo 2	Grupo 3 (a)	Grupo 4	Grupo 5
Galena	Baritina	Cerusita	Hematita	Zircón
Covelita	Anhidrita	Malaquita	Magnetita	Willemita
Bornita	Yeso	Azurita	Goethita	Hemimorfita
Calcosita	Anglesita	Wulfenita	Cromita	Berilo
Calcopirita			Ilmenita	Feldespato
Estibina		Grupo 3 (b)	Corundo	Sillimanita
Argentita		Fluorita	Pirolusita	Granate
Bismutonita		Calcita	Limonita	Cuarzo
Millerita		Witherita	Bórax	
Cobaltita		Magnesita	Wolframita	
Arsenopirita		Dolomita	Columbita	
Pirita		Apatito	Tantalita	
Esfalerita		Scheelita	Rutilo	
Oropimienta		Smithsonita	Casiterita	
Pentlandita		Rodocrosita		
Rejalgar		Siderita		
Nativos (Au, Pt, Ag, Cu)		Monazita		

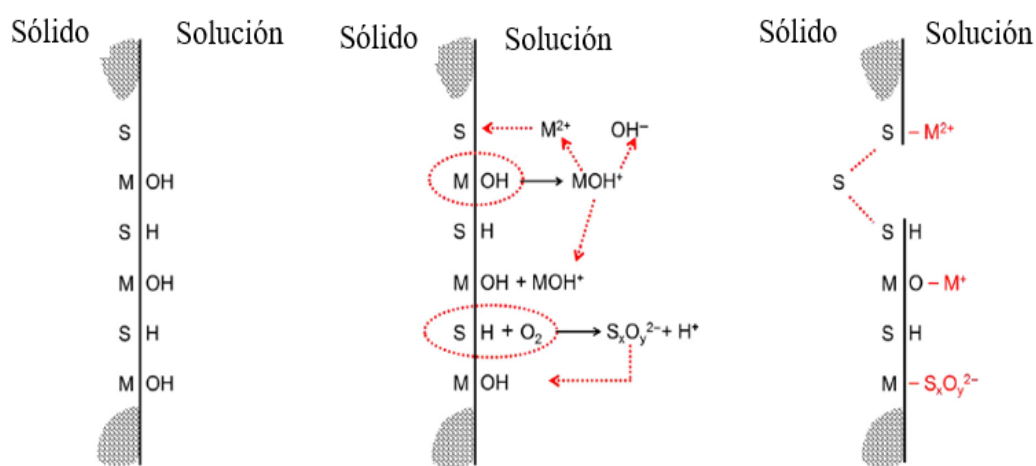
Nota: Adaptado de "Economic flotation of minerals" de Wrobel 1970

La Figura 10 muestra una serie de reacciones que producen una superficie "oxidada" que comprende grupos como M-OH y especies sulfoxi ($S_xO_y^{2-}$) dependiendo del pH y las condiciones oxidantes. Estas especies representan zonas hidrofílicas, que se unen con H del agua, lo que se suma a la capa hidratada y hace que la superficie sea más hidrófila. Un producto de oxidación que se muestra es S-S-S, un sulfuro o polisulfuro

deficiente en metal, los azufres se unen entre sí a medida que se elimina el ión metálico. En contraste con los otros productos de oxidación, esto representa un sitio hidrofóbico.

Figura 10

(a) Hidratación de la superficie del mineral sulfuroso, (b) Reacciones con oxígeno disuelto, para formar una variedad de especies de "oxidación" (c) Productos de reacción, la mayoría de los cuales hacen que la superficie sea más hidrófila.



(a) Superficie hidratada (b) Reacciones en la superficie (c) Superficie "reaccionada"

Nota: Adaptación de *Wills' mineral processing technology* por Wills B.A., 2006

2.4.2. Colectores

Se debe inducir hidrofobicidad a la mayoría de los minerales para que floten. Para tal objetivo, se agrega a la pulpa tensioactivos conocidos como colectores y se deja un tiempo de adsorción durante la agitación en lo que se conoce como período de acondicionamiento.

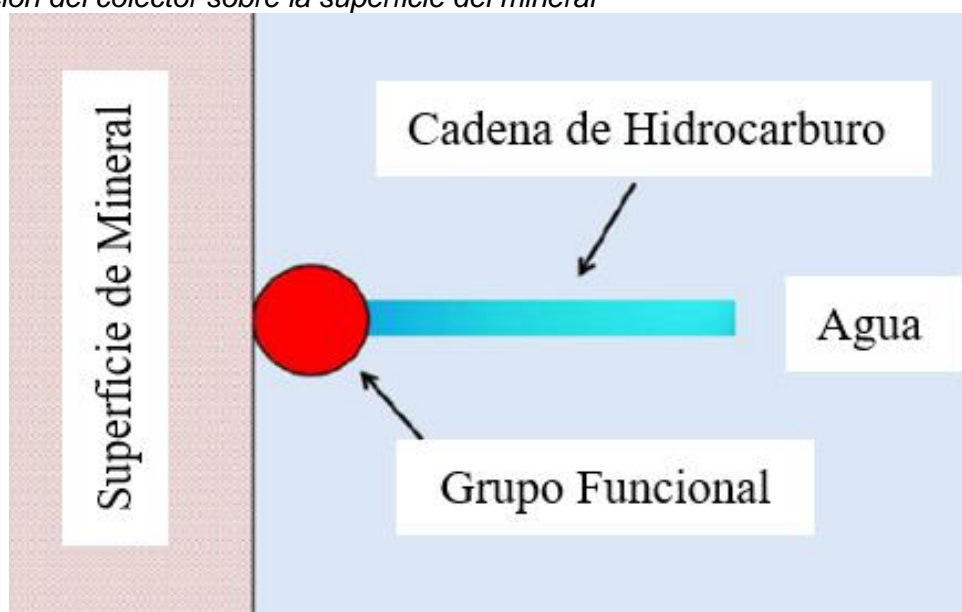
Los colectores son compuestos orgánicos que hacen que los minerales seleccionados sean hidrofóbicos, lo que reduce la estabilidad de la capa hidratada que separa el mineral de la burbuja de aire a un nivel, de tal manera, que se puede lograr la unión de la partícula a la burbuja; así mismo, los colectores reducen el tiempo de inducción.

Los colectores pueden ser compuestos no ionizantes, que son prácticamente insolubles y fuertemente hidrofóbicos. En algunas situaciones, se forma un colector

insoluble (denominado coloide colector) y parece adsorberse primero en la burbuja y luego se transfiere a la superficie del mineral tras la colisión (Burdukova y Laskowski, 2009). Los colectores ionizantes solubles son la forma más común y han encontrado una amplia aplicación. Son heteropolares, es decir, la molécula contiene un grupo hidrocarbonado no polar (cadena hidrocarbonada, R) y un grupo polar, que puede ser de varios tipos. El radical de hidrocarburo no polar tiene propiedades repelentes al agua, mientras que el grupo polar le da a la molécula solubilidad. El grupo polar es el grupo funcional y es a través de este grupo que ocurre la reacción con los sitios en la superficie del mineral (es decir, la adsorción). La Figura 11 muestra el resultado general de la adsorción, con la cadena hidrocarbonada no polar orientada hacia el agua, lo que hace que el sitio sea hidrofóbico.

Figura 11

Adsorción del colector sobre la superficie del mineral

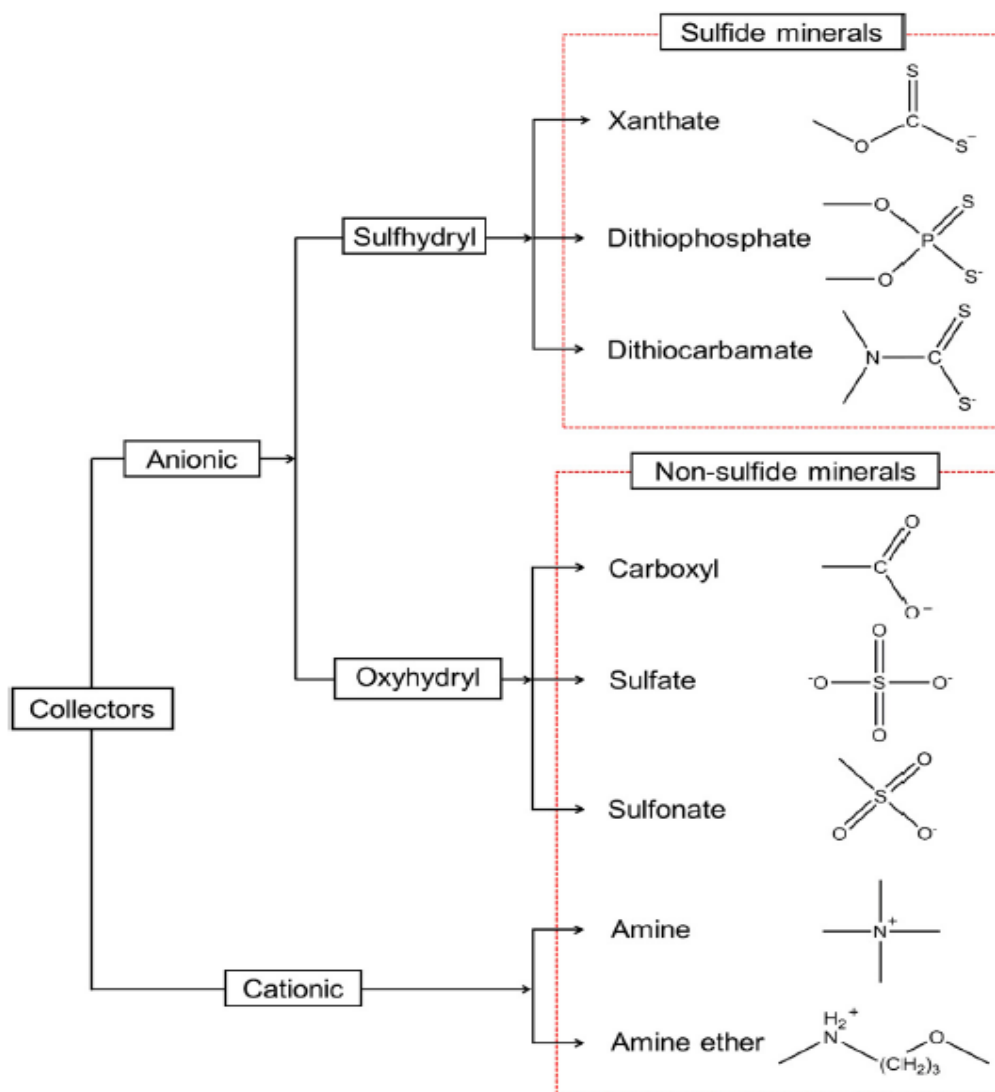


Nota: Adaptación de Wills' mineral processing technology por Wills B.A., 2006

La cobertura de la superficie por colector podría ser de hasta una monocapa (o más), pero generalmente es mucho menor. Siempre que los sitios hidrofóbicos de la superficie superen a los sitios hidrofílicos, en general la partícula se vuelve flotante. Los colectores ionizantes se pueden clasificar por el tipo de ion, aniónicos o catiónicos, o su principal aplicación, minerales no sulfurados o minerales sulfurados. La Figura 12 combina ambas clasificaciones.

Figura 12

Clasificación de los colectores ionizantes según su tipo, aniónicos o catiónicos, y su aplicación, principalmente para no sulfurados o sulfurados.



Nota: Adaptación de *Wills' mineral processing technology* por Wills B.A., 2006

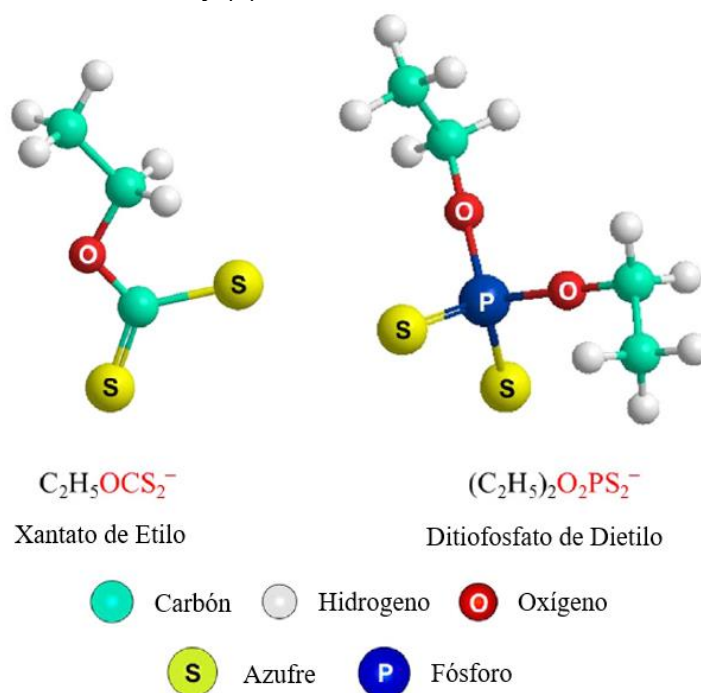
Los colectores aniónicos constan de dos tipos según la estructura del grupo polar: tipo sulfhidrilo y tipo oxihidrilo. El término sulfhidrilo se refiere al grupo SH presente en forma no disociada del colector. El término tiol se refiere al carbono unido al SH, es decir, C-SH o R-SH. Tanto el sulfhidrilo como el tiol (tio) se utilizan para describir esta clase de colectores. Son ampliamente utilizados en la flotación de minerales sulfurados (Avotins et al., 1994).

2.4.3. Colectores para minerales sulfuro

Los colectores de sulfhidrilo más utilizados son los xantatos, los ditiofosfatos y los carbamatos (Adkins y Pearse, 1992). La reacción con la superficie es a través de un átomo de azufre, siendo modificadas las propiedades de enlace por átomos adyacentes, especialmente por N y O y otros. Los mercaptanos son los compuestos de tiol más simples, la forma iónica que tiene la fórmula general $R-S^-$. La longitud de la cadena suele ser de C2 a C8. Los mercaptanos se han utilizado como colectores selectivos para algunos minerales de sulfuros refractarios (Shaw, 1981). Chen et al. (2010) reportan el uso de dodecil (C12) mercaptano como colector en flotación de pirita y arsenopirita aurífera. Los xantatos son los colectores de tioles más importantes. A diferencia de los mercaptanos, la cadena hidrocarbonada (R) no está unida directamente al azufre, sino a través de un enlace O-C. Están disponibles con cadenas de alquilo que van desde C2 a C6 (o superior) de cualquier tipo isomérico (Adkins y Pearse, 1992). Las cadenas de alquilo comunes son etilo, isopropilo, isobutilo y amilo. En la Figura 13 (a) se da un ejemplo de estructura. Los xantatos tienen buena solubilidad en agua y estabilidad en condiciones alcalinas y facilidad de fabricación, transporte, almacenamiento y manipulación. Sin embargo, debido a que interactúan con todos los sulfuros (la esfalerita y la pirrotita son excepciones parciales con los xantatos de cadena corta), los xantatos requieren agentes reguladores para lograr la selectividad entre los minerales de sulfuro. Los xantatos tienen la desventaja de descomponerse en CS_2 , lo que representa un peligro para la salud, y en las aguas de descarga, el exceso de xantato puede crear condiciones tóxicas para la vida acuática. Los ditiofosfatos son los segundos colectores de tioles más comunes y su uso se remonta a 1920 (Adkins y Pearse, 1992). En la Figura 13 (b) se da un ejemplo de estructura. En los colectores de ditiofosfato, el fósforo pentavalente reemplaza al carbono tetravalente, y ahora dos átomos de oxígeno se unen a sus respectivas cadenas de hidrocarburos. Los ditiofosfatos se pueden usar solos, pero generalmente se usan junto con xantatos u otros colectores.

Figura 13

Estructura de (a) Xantato de Etilo y (b) Ditioposfato de Dietilo.



Nota: Adaptación de *Wills' mineral processing technology* por Wills B.A., 2006

Están disponibles con cadenas de alquilo que van desde C2 a C6 (o superior) de cualquier tipo isomérico. En los ditiocarbamatos, el nitrógeno reemplaza al oxígeno en la estructura de otro tipo de xantato. En comparación con el xantato, tanto los ditioposfatos como los ditiocarbamatos son más estables en un rango más amplio de pH. La estructura de los colectores determina su interacción con el mineral. El oxígeno es un átomo electronegativo fuerte y en los xantatos extraen electrones del azufre, reduciendo la densidad electrónica, lo que también reduce su reactividad en comparación con los mercaptanos. Los dos átomos de oxígeno en los ditioposfatos reducen aún más la densidad electrónica del azufre, lo que hace que estos colectores sean menos reactivos que el xantato. En cambio, con el ditiocarbamato, el nitrógeno, al ser menos electronegativo que el oxígeno, hace que este colector sea más reactivo que el xantato. En general, cuanto más reactivo es el colector menos selectivo es su comportamiento.

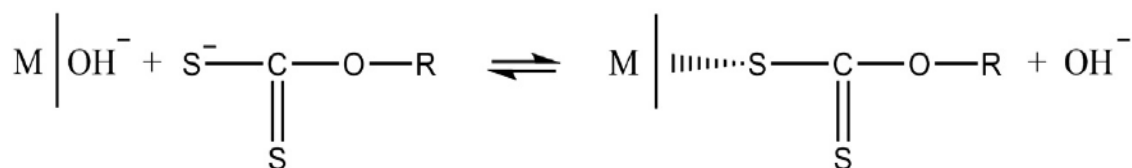
2.4.4. Adsorción de colectores en sistemas minerales de sulfuro

En la flotación de minerales sulfurados, los principales colectores son del tipo sulfhidrilo (tiol). La adsorción implica predominantemente la formación de enlaces químicos, es decir, la quimisorción, a través de la acción donadora de electrones del azufre. Se sabe que los colectores de tioles forman precipitados altamente insolubles con metales básicos, pero no con elementos como Si, Ca y Mg, que dan a los tioles su selectividad sobre la ganga sin sulfuro (Bulatovic, 2007).

Un posible mecanismo de adsorción es el intercambio de iones entre algunos de los productos de oxidación en la superficie del sulfuro, ilustrado para la adsorción de Xantato en la Figura 14 (Shergold, 1984).

Figura 14

Mecanismo de intercambio de iones



Nota: Adaptación de Wills' mineral processing technology por Wills B.A., 2006

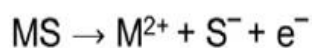
El resultado final es un enlace químico entre el catión metálico en la superficie y el azufre del xantato. Este mecanismo ayuda a comprender que el aumento del pH deprime la flotación, ya que el OH⁻ hidrofílico compite con el colector por los sitios de adsorción. Una variación importante en el modelo de donante/aceptor de electrones es donde el aceptor de electrones es el oxígeno. Este es el modelo de flotación electroquímico o de transferencia de electrones (Chander, 2003; Woods, 2010).

El mecanismo electroquímico se refiere a una especie que dona electrones, la especie oxidante o anódica, y otra que acepta los electrones, la especie reductora o catódica. La *interface* de agua mineral de sulfuro alberga sitios anódicos y catódicos, como se muestra en la Figura 15.

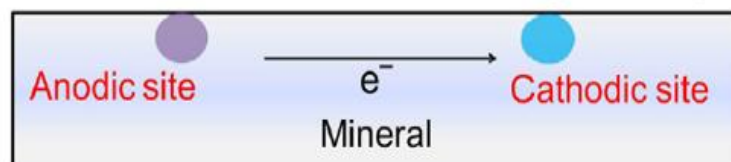
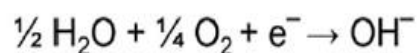
Figura 15

Representación de una interface de sulfuro de agua mineral que alberga sitios anódicos (oxidación) y catódicos (reducción).

Reacción de Oxidación (Aniónico)



Reacción de Reducción (Catiónico)

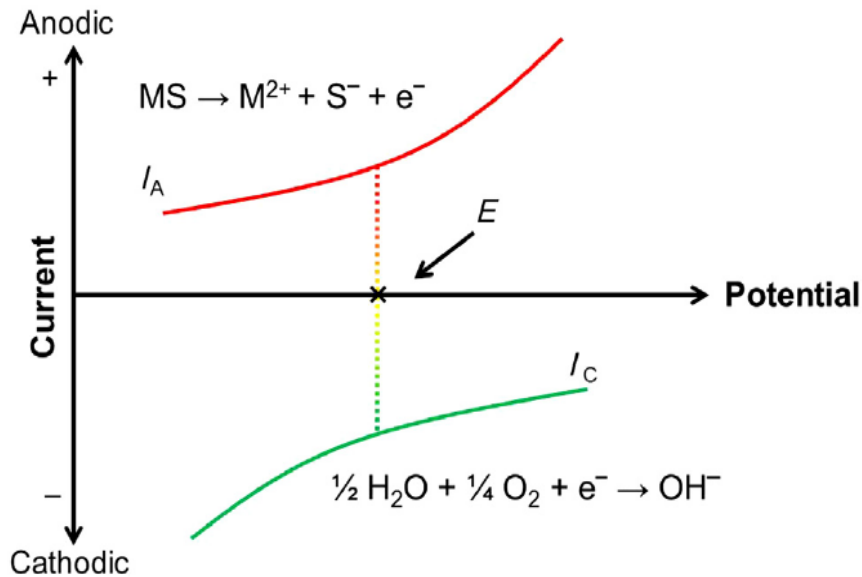


Nota: Adaptación de *Wills' mineral processing technology* por Wills B.A., 2006

En el sitio anódico, el sulfuro metálico se oxida y los electrones liberados se transfieren al sitio catódico, donde se produce la reducción del oxígeno disuelto en el agua para producir iones OH⁻. El oxígeno es el aceptor de electrones común en los sistemas de flotación, pero en ocasiones pueden estar involucrados otros aceptores de electrones, por ejemplo, iones férricos, que se reducen a iones ferrosos. La mayoría de los minerales de sulfuro son semiconductores y pueden sustentar el proceso de transferencia de electrones. Una forma de representar el proceso es utilizar un diagrama de potencial actual, como se muestra en la Figura 16. Aquí, la corriente asociada con las reacciones anódica y catódica se representa frente al potencial electroquímico: a medida que aumenta el potencial, aumenta la corriente anódica y disminuye la corriente catódica. Sin potencial externo aplicado, el potencial de equilibrio E es cuando la corriente anódica I_A es igual a la corriente catódica I_C. Este es el potencial E que se mide. El potencial de equilibrio también se conoce como potencial de circuito abierto (*open circuit potential*); y cuando se mide sobre un mineral solo, se le conoce como potencial residual (*rest potential*).

Figura 16

Diagrama de potencial que representa las reacciones anódica y catódica.



Nota: Adaptación de *Wills' mineral processing technology* por Wills B.A., 2006

2.4.5. Espumantes

Los espumantes tienen tres funciones principales en la flotación (Klimpel e Isherwood, 1991):

- Ayuda a la formación y conservación de pequeñas burbujas,
- Reducir la velocidad de subida de la burbuja y
- Ayuda a la formación de espuma.

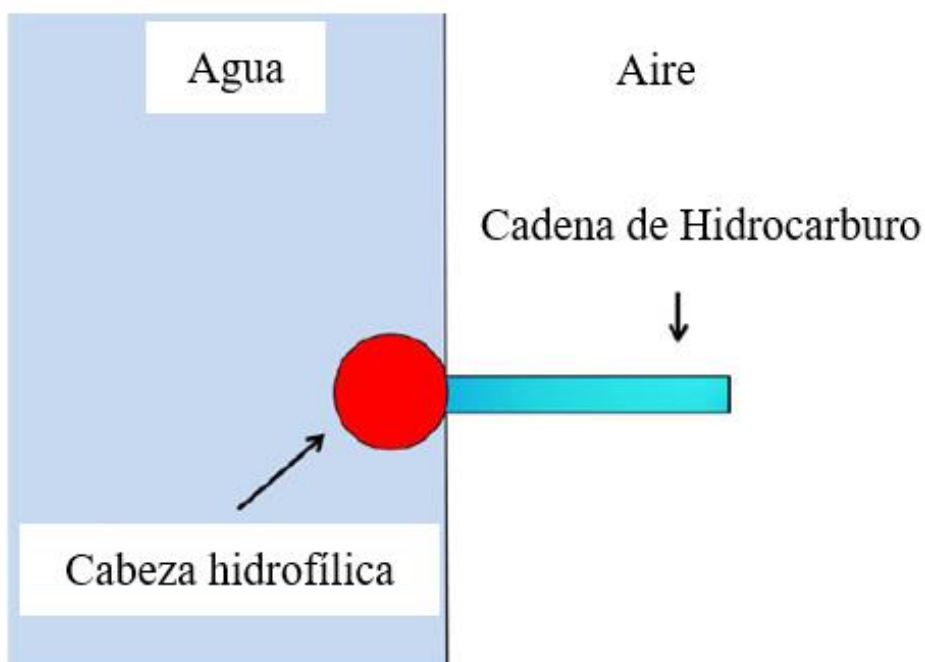
La reducción del tamaño de las burbujas aumenta el número y el área superficial total de las burbujas, lo que aumenta la tasa de colisión con las partículas y, por lo tanto, aumenta la cinética de flotación. La reducción de la velocidad de subida aumenta el tiempo de residencia de las burbujas en la pulpa, lo que aumenta el número de colisiones con las partículas y, por lo tanto, aumenta aún más la cinética.

La formación de una espuma significa que las burbujas no revientan cuando alcanzan la parte superior de la pulpa, lo que permite que las partículas recolectadas se desborden como producto flotante. Al igual que los colectores, los espumantes son una clase de tensioactivo, esta vez activos en la interface aire-agua. La mayoría de los

espumantes son compuestos heteropolares que comprenden un grupo polar (es decir, hidrofílico), típicamente hidroxilo, y una cadena de hidrocarburo hidrofóbico. Cuando las moléculas tensioactivas están en agua, los dipolos de agua se combinan fácilmente (enlace H) con los grupos polares, pero prácticamente no hay reacción con el grupo hidrocarbonado no polar, siendo la tendencia a forzar a este último a pasar a la fase de aire. Por lo tanto, la estructura heteropolar de la molécula del espumante conduce a su adsorción en la interface aire-agua, con los grupos no polares orientados hacia el aire y los grupos polares hacia el agua (Figura 17). El espumador controla así las propiedades de la interface aire-agua.

Figura 17

Estructura de molécula espumante y orientación en la interface



Nota: Adaptación de Wills' mineral processing technology por Wills B.A., 2006

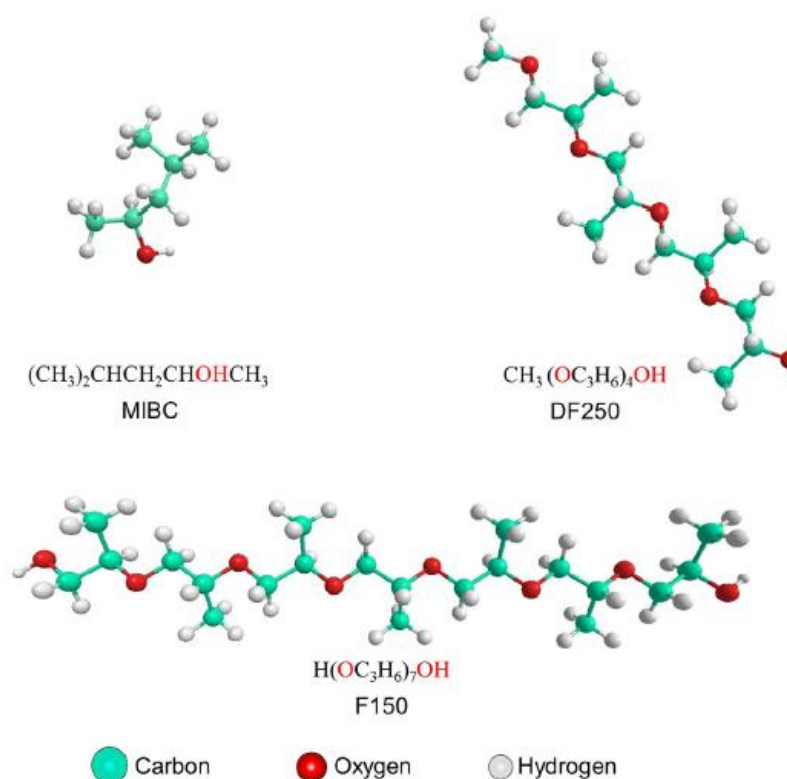
Inicialmente, los aceites naturales como el aceite de pino se usaban como espumantes, pero su uso disminuyó con los años. Algunas propiedades de recolección de los aceites naturales también interfirieron con la selectividad del proceso. Tener propiedades de recolección y formación de espuma en el mismo reactivo puede dificultar la flotación selectiva. Los principales espumantes comerciales en la actualidad son los

alcoholes y los poliglicoles (Klimpel e Isherwood, 1991) con un tercer tipo, parafinas sustituidas con alcoxi, por ejemplo, trietoxi butano, en algunos usos. Los espumantes de alcohol ($C_nH_{2n+1}OH$) generalmente contienen un solo grupo hidroxilo (OH) y están restringidos a 5 o 7 carbonos, ya sea de cadena lineal o ramificada. Los alcoholes de cadena más corta no son suficientemente activos en la superficie y los alcoholes de cadena más larga son cada vez más insolubles. Un espumante de alcohol común es MIBC, metil isobutil carbinol ($(CH_3)_2CHCH_2CH(OH)CH_3$). Dicho sea de paso, el nombre se deriva de la construcción de la antigua nomenclatura a partir de una base de alcohol metílico (CH_3OH) o carbinol; el nombre químico formal moderno es 4-metil-2-pentanol. Los espumantes de poliglicol incluyen polipropilenglicoles (PPG) ($H(OC_3H_6)_mOH$), éteres alquílicos de PPG ($C_nH_{2n+1}(OC_3H_6)_mOH$) y éteres alquílicos de polietilenglicol ($C_nH_{2n+1}(OC_2H_4)_mOH$), que forman una gran clase con estructura molecular y peso molecular variables.

El grupo propoxi ($PO=OC_3H_6$) y el grupo etoxi ($EO=OC_2H_4$) hacen que estos tensioactivos sean fácilmente solubles en agua al introducir el enlace éter -O-, que actúa como otro sitio polar. Dos espumantes de la familia del polipropileno son DF250 ($CH_3(PO)_4OH$), un éter metílico de PPG, y F150 ($H(PO)_7OH$), y un PPG. La denominación alternativa consiste en utilizar un acrónimo e incluir el peso molecular. Por ejemplo, F150 es PPG de peso molecular 425, dando el nombre de PPG425. La Figura 18 muestra la estructura de MIBC, DF250 y F150.

Figura 18

Estructuras de tres espumantes: MIBC, DF250 y F150.



Nota: Adaptación de *Wills' mineral processing technology* por Wills B.A., 2006

La disponibilidad y el costo siguen siendo consideraciones importantes en la selección de un espumante, pero muchas operaciones buscan nuevos espumantes o mezclas de espumantes que se adapten a la operación.

Pugh (2007) estimó que los éteres: MIBC y PPG representan más del 80 % de los espumantes que se utilizan hoy en día en la flotación de minerales metálicos. Se pueden agregar espumantes como mezclas. Una razón es manejar una amplia gama de tamaños de partículas. Se ha observado que un solo espumador generalmente no puede hacer flotar la amplia distribución de tamaño de partícula típica de una alimentación de flotación; en general, MIBC se adapta a partículas más finas, y los poliglicoles a partículas más gruesas (Klimpel, 1995). Otro argumento a favor de las mezclas es tratar de lograr cierta independencia sobre la reducción del tamaño de las burbujas y la estabilización de la espuma.

2.4.6. Diseño experimental

El diseño de experimentos o llamado “DOE” (También como diseño experimental, experimentos diseñados industrialmente (IDE) y experimentos diseñados estadísticamente (SDE) ha existido durante casi un siglo. Desarrollado por el estadístico y biólogo evolutivo inglés Sir Ronald Fisher como un método para probar y evaluar el rendimiento de los cultivos en estaciones agrícolas en Inglaterra. El método tardó en ganar aceptación en otras industrias hasta la década de 1960. Luego se convirtió en un pilar de la revolución de mejora continua que lanzó el resurgimiento de la fabricación japonesa. Con la llegada del *software* de computadora para simplificar el diseño experimental y el análisis de datos (e. g., *Stat Easet*, Minitab), el enfoque ahora está ganando aceptación en todas las disciplinas de ingeniería.

Es particularmente adecuado para las industrias de procesamiento y fabricación donde muchas variables pueden interactuar de manera compleja. El diseño experimental es un proceso estructurado para investigar la relación entre las variables de entrada y los efectos, factores y respuestas de salida en un proceso. Los factores de entrada múltiples se consideran y controlan simultáneamente para garantizar que los efectos en las respuestas de salida sean causales y estadísticamente significativos. Cada variable recibe el mismo peso en todo su rango mediante la codificación de las variables en el análisis de regresión (máx. = 1, min. = -1), lo que genera la magnitud relativa del efecto de cada factor y una medida de la interacción entre factores. DOE, por lo tanto, representa una gran mejora sobre el enfoque experimental tradicional de un factor a la vez (*one-factor-at-a-time* o “OFAT”), al proporcionar información estadística sobre la importancia y la magnitud de cada factor y sus interacciones, a través del método de análisis de varianza (*Analysis of variance* o “ANOVA”) desarrollado por Fisher quién también desarrolló los conceptos estadísticos aplicados de la prueba F y la distribución z.

El ANOVA proporciona ecuaciones (funciones de transferencia) para cada respuesta en términos de los factores de entrada que exhiben el nivel de significación deseado (por ejemplo, niveles de confianza del 90 o 95 %). Los modelos de proceso desarrollados por métodos DOE caen en el ámbito de la modelización empírica; es decir, no se basan en una representación física o química del proceso, sino en una regresión matemática que sólo debe aplicarse dentro del rango de los factores de entrada utilizados en su desarrollo. El método DOE, una vez aprendido, tiene el potencial de brindar la máxima información al menor costo en términos de tiempo y recursos.

El diseño experimental moderno ha evolucionado a partir de los diseños factoriales completos de Fisher, que tenía una grave limitación debido al número de factores que podían investigarse razonablemente. La Ecuación 4 muestra la cantidad de pruebas “N” que se tiene que efectuar si se van a probar “k” factores a “L” niveles:

$$N = L^k \quad (4)$$

En 3 niveles (bajo, alto, punto medio), un diseño de 3 factores requeriría 27 pruebas, un diseño de 4 factores, 81 pruebas y para 5 factores, 243 pruebas.

Si solo se prueban los niveles alto y bajo, los números de prueba se vuelven más razonables 8, 16 y 32, respectivamente. Por lo tanto, los diseños factoriales completos generalmente se llevan a cabo solo en niveles bajos y altos, y son adecuados para, como máximo, 5 (32 ejecuciones) o 6 (64 ejecuciones) factores.

Los diseños factoriales fraccionados fueron introducidos en la década de 1930 por Yates (1937) para ampliar el número de factores que podían probarse razonablemente. El número de pruebas ahora requeridas se representa en la Ecuación 5:

$$N = L^{k-q} \quad (5)$$

Donde “q” es 1,2,3. . . etc., y representa un medio, un cuarto, un octavo. . .etc. (diseño fraccionario). Debido a que no todas las condiciones se prueban para cada variable

frente a todas las demás variables, parte de la información sobre las interacciones de los factores es imperceptible de las interacciones de otros factores.

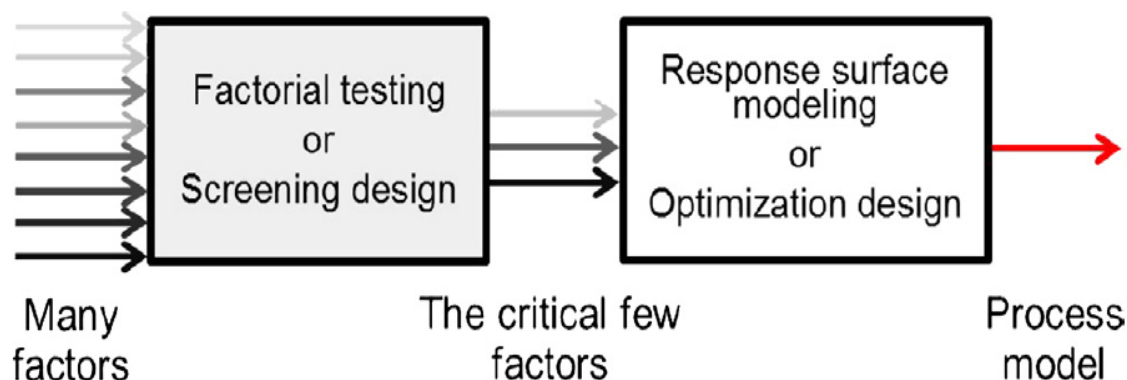
Los factores en DOE pueden ser cuantitativos o cualitativos, una característica que mejora su aplicabilidad al procesamiento de minerales donde no todos los factores son continuos (p. ej., encendido - apagado, o Colaborador A versus Colaborador B). El DOE moderno ha dividido el proceso de diseño general en dos etapas.

En la primera etapa se prueban muchos factores para determinar aquellos que son críticos para el proceso, y se denomina prueba factorial o etapa de selección.

En la segunda etapa, estos factores críticos se vuelven a probar en múltiples niveles para establecer una relación matemática más sólida que se adapte mejor a la optimización del proceso. La representación gráfica se ve en la Figura 19.

Figura 19

Proceso de dos pasos para el diseño experimental moderno.



Nota: Adaptación de Wills' mineral processing technology por Wills B.A., 2006

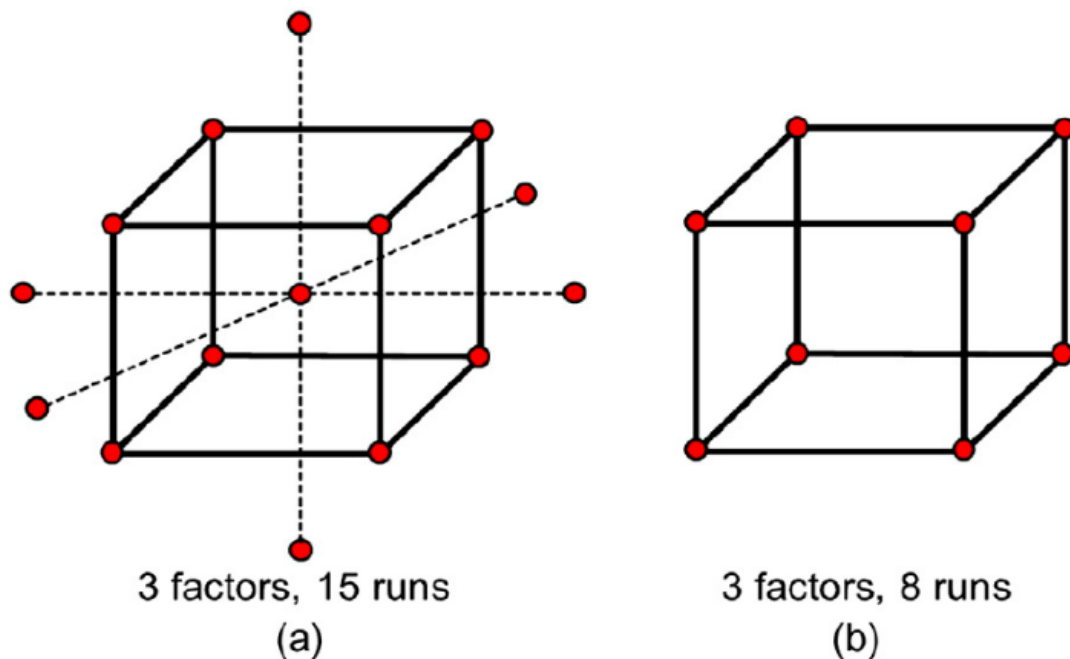
Esta etapa se conoce como modelado de superficie de respuesta (RSM) (porque las ecuaciones resultantes pueden ser no lineales) o etapa de optimización. Si se conocen los factores clave del proceso, las pruebas pueden pasar directamente a la etapa de optimización. Un diseño experimental preferido para la optimización es el diseño compuesto central (CCD), que se muestra en la Figura 20 (a) que prueba los factores en 5 niveles y requiere 15 pruebas (sin contar las réplicas) para 3 factores y 25 pruebas para 4 factores. También se muestra con fines de comparación en la Figura 20 (b) la

representación 3D de un diseño de 3 factores y 2 niveles (2^3). Tenga en cuenta que, en el CCD, cada factor se prueba en 5 niveles, lo que mejora en gran medida la definición de respuesta sobre el diseño factorial de 2 niveles.

En la Figura 21 se muestra un ejemplo de superficie de respuesta que usa CCD para identificar las condiciones óptimas para la recuperación de tungsteno de sílice en un concentrador Knelson seco. Al igual que con cualquier trabajo de prueba experimental, una vez que se han identificado las condiciones óptimas, se debe realizar una serie de corridas de confirmación para validar los resultados.

Figura 20

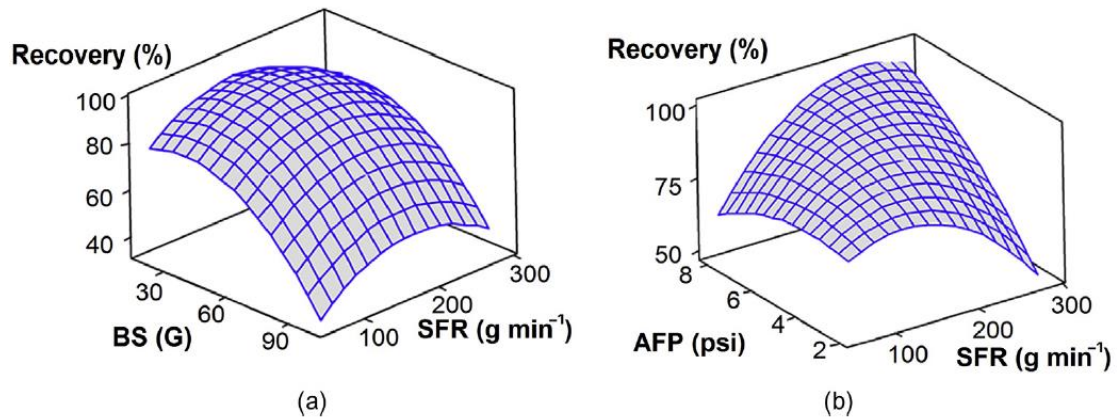
Representación 3D de: (a) diseño compuesto central (CCD) que tiene 3 factores (ejes x, y y z), y (b) diseño factorial completo.



Nota: Adaptación de Wills' mineral processing technology por Wills B.A., 2006

Figura 21

Ejemplos de gráficos de superficie de respuesta de un DOE diseñado por CCD: (a) BS: Velocidad del recipiente (G), SFR: Tasa de alimentación de sólidos (g min^{-1}) y (b) AFP: aire presión de fluidificación (psi)



Nota: Adaptación de Koçkılıç, et al., 2015

El rigor del método de diseño experimental lo hace muy adecuado para pruebas piloto y de laboratorio donde se puede minimizar el efecto de las variables no controladas (Anderson, 2006). Uno de los desafíos de cualquier trabajo de prueba de planta es el control de las condiciones del proceso durante la prueba, y esto es tanto el caso de la aplicación de la metodología DOE como lo es para cualquier otro enfoque de prueba en una planta (Napier-Munn, 2010).

Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación

3.1. Evaluación del circuito actual

Para evaluar el circuito actual de flotación se realizaron pruebas de normalidad a los dos principales indicadores metalúrgicos del proceso de flotación: Recuperación de oro y leyes de oro presentes en el relave. La evaluación fue realizada con datos obtenidos en planta de beneficio desde el mes de enero a diciembre del 2022. Los datos analizados debieron cumplir las variables de control que se muestra en la Tabla 3.

Tabla 3

Variables de control

Variable de control	Unidad	Mínimo	Máximo
Tonelaje	TMSD	1780	1820
Grado de molienda	% - m200	51	53
Dosificación de Z-6	g/TMS	40	50
Dosificación de CuSO ₄	g/TMS	60	80
Dosificación de MT-346	g/TMS	5.0	7.0
pH en flotación	-	8.5	9.5

Nota: Elaboración Propia

Tanto la recuperación como la ley de oro en el relave de flotación son agrupadas según la ley de oro en el mineral de cabeza, en cinco rangos: >10, [10-12>, [12-14>, [14-16> y ≥16 gAu/TMS.

Para las pruebas de normalidad se utilizó el *Software* Minitab 2019, el cual, empleó el método de Anderson – Darling, bajo los siguientes pasos:

- a) Ingresar al *Software Minitab* versión 19
- b) Copiar los datos de recuperación de oro en el proceso de flotación (ley de cabeza desde las celdas C1 al C5) como se muestra en la Figura 22

Figura 22

Ingreso de datos a la interface del software Minitab versión 19

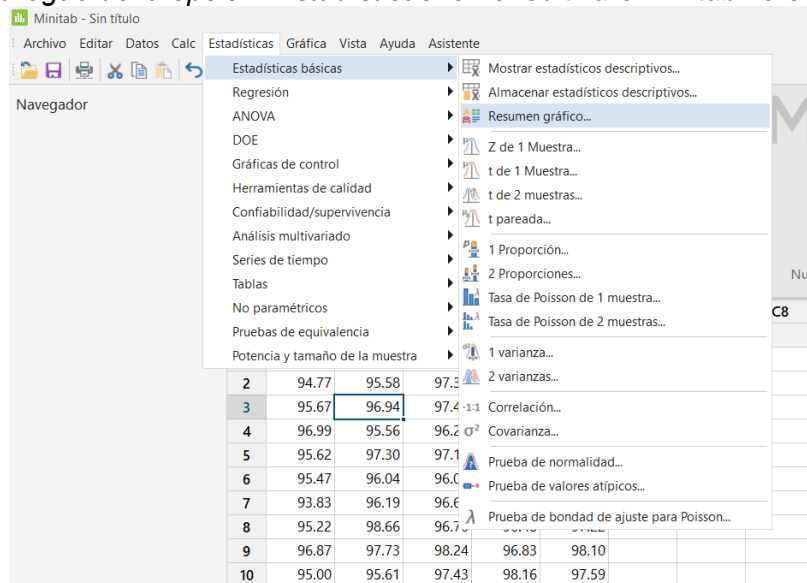
*	C1	C2	C3	C4	C5	C6	C7	C8	C9	C10	C11	C12	C13
	<10	[10-12>	[12-14>	[14-16>	≥16								
1	94.23	96.84	96.27	97.36	97.77								
2	94.77	95.58	97.33	96.21	97.31								
3	95.67	96.94	97.41	97.30	97.36								
4	96.99	95.56	96.28	97.61	97.53								
5	95.62	97.30	97.16	97.57	97.70								
6	95.47	96.04	96.07	96.76	98.74								
7	93.83	96.19	96.65	97.00	97.45								
8	95.22	98.66	96.70	96.48	97.22								
9	96.87	97.73	98.24	96.83	98.10								
10	95.00	95.61	97.43	98.16	97.59								
11	96.05	95.73	94.75	97.22	97.42								
12	95.63	96.38	95.53	97.51	97.05								
13	95.53	96.23	96.80	98.14	97.94								
14	94.48	95.51	97.07	95.84	97.79								
15	95.97	97.42	97.02	96.87	97.48								
16	94.35	96.64	97.41	97.71	96.75								
17	95.56	95.70	95.27	97.38	97.94								
18	94.90	96.75	97.18	97.92	96.97								
19	95.99	97.73	94.88	97.85	98.71								
20	96.64	95.67	97.71	97.90	97.09								

Nota: Elaboración propia

- c) Una vez introducidos los datos en la hoja de trabajo, se dirige el cursor hacia la barra de opciones y se pulsa la opción “Estadísticas” luego “Estadísticas Básicas” posteriormente “Resumen Gráfico” como se muestra en la Figura 23.

Figura 23

Barra de despliegue de la opción “Estadísticas” en el software Minitab versión 19

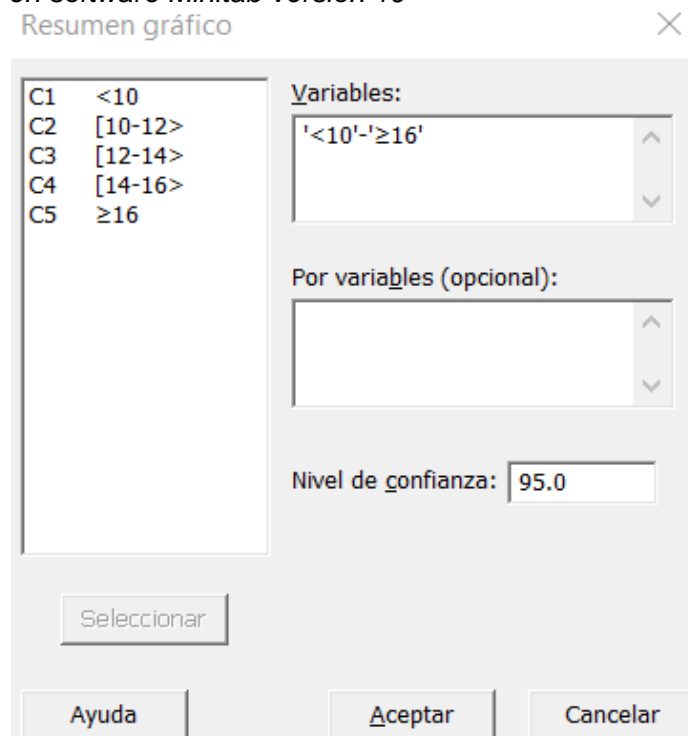


Nota: Elaboración propia

- d) Aparece una ventana “Resumen Gráfico” para luego seleccionar todas las variables del C1 al C5. Se coloca un nivel de confianza de 95.0 (no muestra el %) como se visualiza en la Figura 24.

Figura 24

Resumen Gráfico en software Minitab versión 19



Nota: Elaboración propia

3.2. Prueba de cinética de flotación *flash* usando una celda convencional

El propósito de las pruebas de laboratorio usando una celda convencional de laboratorio fue obtener data de cinética de la flotación para verificar la posibilidad de aplicar una celda de flotación *flash* para el procesamiento del mineral. El procedimiento se detalla a continuación y se puede visualizar en la Figura 25.

Para el desarrollo de las pruebas metalúrgicas se realizó un muestreo de 12 h en la descarga de los molinos secundarios 9x8 N°1 y N°3, En la Figura 26, se muestran los puntos de muestreo. Al mismo tiempo, se tomaron 40 L de agua de proceso del circuito de molienda, el cual será empleado en los procesos posteriores como el tamizado en húmedo y como agua de reposición durante las pruebas de flotación. Tamizar en húmedo la muestra obtenida de la descarga de los molinos secundarios con la ayuda de la malla 30 (300 μ m o 600 μ m). Se utilizó el agua del proceso colectada para realizar el tamizaje. Se toma la fracción 100% +600 μ m para secar, pesar y enviar a análisis químico.

Terminado el tamizado, se decantaron y filtraron los finos. Una vez dejado el material grueso en el fondo del balde, se colocó sobre un plástico extendido. Enseguida de tener los finos filtrados (-600 μ m), se retiraron del filtro para homogenizar ambos productos sobre un plástico con la ayuda de una espátula de 3" en forma de "X" llevando la muestra del extremo hacia el centro y luego del centro hacia los extremos, repitiendo este paso por lo menos 10 veces.

Luego de homogenizar extender y muestrear por incrementos hasta obtener 9 muestras de 1980 g húmedos para una celda de flotación de 2.5 L, se añadió 500 mL de agua a todas las muestras para mantener los sólidos bajo el agua.

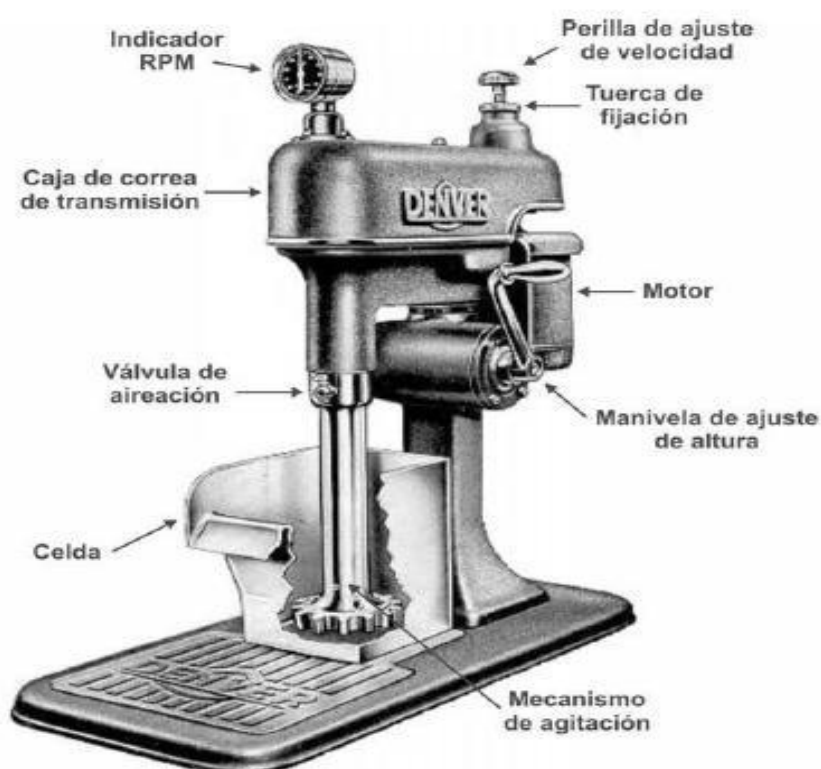
En todo el proceso de tamizado se usó el agua de proceso para asegurar que no varíe el pH o Eh durante la etapa de preparación de la muestra, ya que esto afectará los resultados de flotación.

Se seleccionó de manera aleatoria una de las muestras y se adicionó a la celda de flotación de laboratorio.

Se añadió agua del proceso para completar el volumen de la celda a unos 30 mm de la parte superior del labio de la espuma con el agitador en marcha. Se trabajó con una celda autoaspirante DENVER elevando el mecanismo de agitación con la ayuda de la manivela de ajuste (Ver Figura 27) de tal forma que se observen 2 hilos del eje. Se adicionaron los reactivos e inició a flotar inmediatamente sin ningún tipo de acondicionamiento, fue importante no pasar entre 5 a 10 segundos. Se recogieron las muestras de concentrado a los 30, 60, 90 y 120 s (tiempo acumulado).

Figura 27

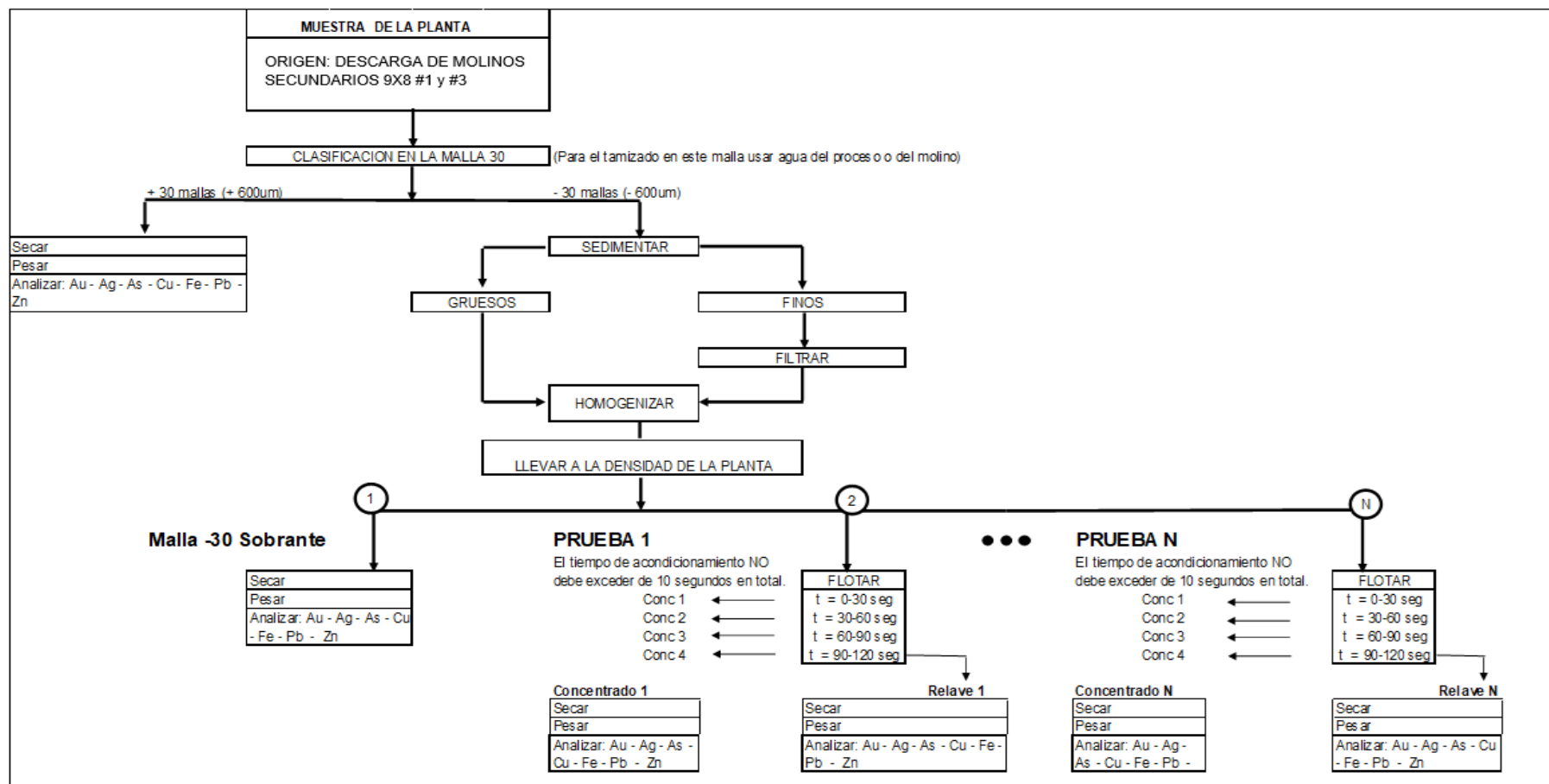
Celda autoaspirante DENVER de laboratorio



Nota: Adaptado de "Implementación de una columna de flotación para reducir el contenido de cenizas en carbones Magallánicos", Pinto, 2011

Figura 25.

Procedimiento de prueba metalúrgica de cinética de flotación flash estándar (45% de sólidos).



Nota: Elaboración propia

3.2.1. Condiciones operativas de pruebas de cinética de flotación flash

Para la prueba de cinética de flotación *flash* N°1, N°2 y N°3 se emplea: (1) el espumante MT-346, (2) espumante MT -346 y el colector Z-6, y (3) espumante MT-346, el colector Z-6 y el activador AR-404, tal como se detallan en las Tabla 4, Tabla 5 y Tabla 6, respectivamente. Las pruebas se realizaron por triplicado para garantizar la precisión de los resultados.

Tabla 4

Condiciones de flotación flash para la prueba N°1

Parámetro	Unidades	Valor
Densidad de pulpa	g/L	1657.36
Gravedad Especifica	-	3.02
pH	-	8.43
Espumante MT-346	g/TMS	1
Celda	L	2.5
Porcentaje de solidos	%	45
Acondicionamiento	s	Menos de 10
Velocidad de agitación	rpm	1800

Nota: Elaboración propia

Tabla 5

Condiciones de flotación flash para la prueba N°2

Parámetro	Unidades	Valor
Densidad de pulpa	g/l	1657.36
Gravedad Especifica	-	3.02
pH	-	8.43
Espumante MT-346	g/TMS	1
Colector Z-6	g/TMS	30.4
Celda	L	2.5
Porcentaje de solidos	%	45
Acondicionamiento	s	Menos de 10
Velocidad de agitación	rpm	1800

Nota: Elaboración propia

Tabla 6*Condiciones de flotación flash para la prueba N°3*

Parámetro	Unidades	Valor
Densidad de pulpa	g/l	1657.36
Gravedad Especifica	-	3.02
pH	-	8.43
Espumante MT-346	g/TMS	1
Colector Z-6	g/TMS	30.4
Activador AR-404	g/TMS	4
Celda	L	2.5
Porcentaje de solidos	%	45
Acondicionamiento	s	Menos de 10
Velocidad de agitación	rpm	1800

Nota: Elaboración propia

3.3. Análisis granulométrico valorado de la sección de molienda - flotación

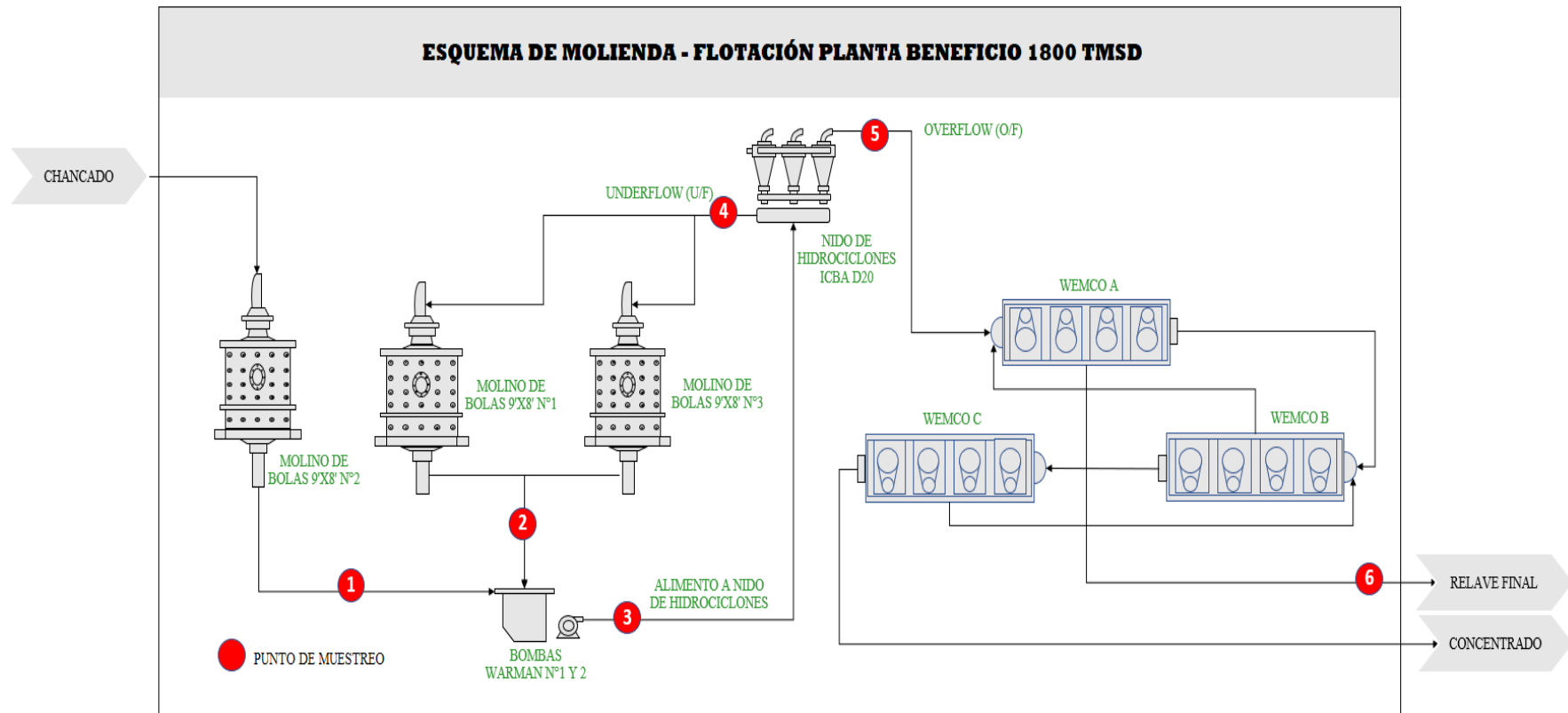
El análisis granulométrico valorado en la sección de molienda – flotación tuvo el objetivo de identificar en qué punto de muestreo, se presenta la mayor cantidad de finos de oro recuperables por flotación, por lo tanto, esto determinaba el lugar dónde va a ser instalada la celda de flotación *flash*. Los puntos de muestreo se ilustran en la Figura 28.

El muestreo fue realizado por 12 h en los siguientes puntos:

1. Descarga de la molienda primaria (Descarga molino 9x8 N°2),
2. Descarga de los molinos secundaria. (Descarga molinos 9x8 N°1 y N°3),
3. Alimento al nido de hidrociclón D20,
4. *Underflow* del nido de hidrociclón D20,
5. *Overflow* del nido de hidrociclón D20 y
6. Relave de flotación de celdas convencionales WEMCO.

Figura 28.

Puntos de muestreo para análisis granulométrico valorado



Nota: Elaboración propia

3.4. Diseño experimental de variables independientes en la flotación *flash*

Con el objetivo de encontrar las variables independientes o factores más significativas que intervienen en el proceso de la celda *flash*, se realizó un diseño experimental factorial fraccionado de 5 factores: Colector Z-6, activador CuSO₄, espumante MT-346, activador AR-404 y el porcentaje de sólidos de la pulpa. Los valores mínimos y máximos fueron los consumos de reactivos en planta de beneficio en el año 2022 como se muestran en la Tabla 7.

Tabla 7

Factores o variables independientes con sus valores mínimos y máximos

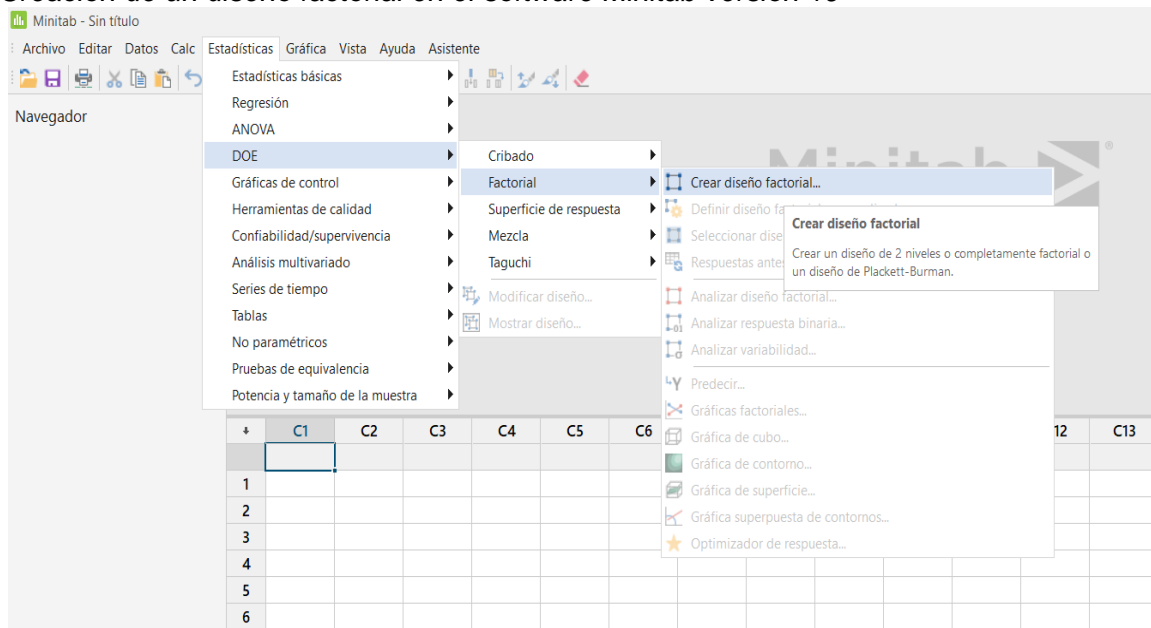
	Factores o variables independientes	Unidades	Mínimo (-)	Máximo (+)
X1	CuSO ₄	g/TMS	0	120
X2	Z-6	g/TMS	20	60
X3	AR-404	g/TMS	0	20
X4	MT-346	g/TMS	5	10
X5	Porcentaje Sólidos	%	35	45

Nota: Elaboración propia

Una vez definidos los valores mínimos y máximos de las variables independientes, se sigue la siguiente rutina de pasos:

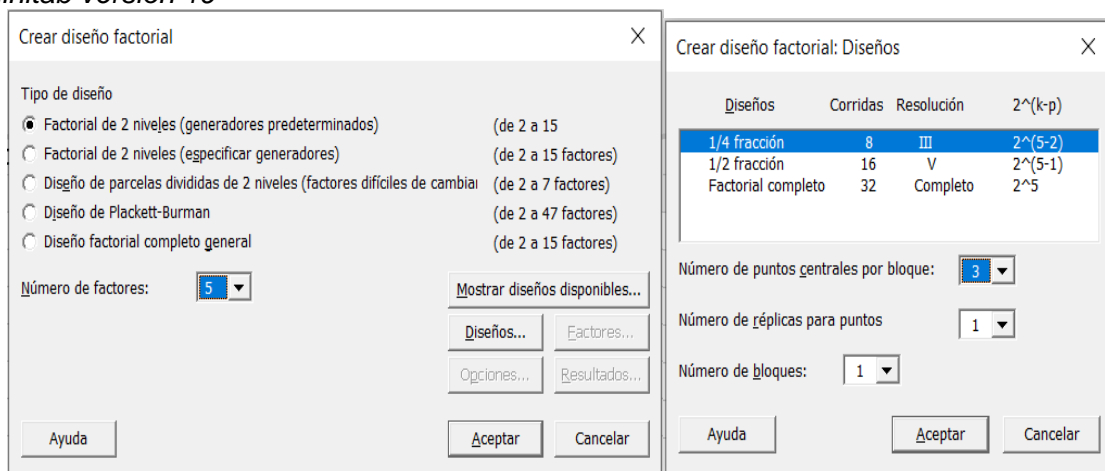
- Ingresar al *Software* Minitab versión 19
- Pulsar la opción “Estadísticas”, luego seleccionamos “DOE”, posteriormente “Factorial” y finalmente “Crear diseño factorial” como se muestra en la Figura 29
- Se abre la ventana de “Crear diseño factorial” se pulsa en “Factorial de 2 niveles (generadores predeterminados)” se selecciona 5 factores y pulsa en “Diseños” se abre otra ventana de “Crear diseño factorial: Diseños”, se selecciona 1/4 de fracción con 2 números de puntos centrales por bloque, como se muestra en la Figura 30.

Figura 29
 Creación de un diseño factorial en el software Minitab versión 19



Nota: Elaboración propia

Figura 30
 Selección del diseño experimental fraccional con 3 réplicas centrales en el software Minitab versión 19



Nota: Elaboración propia

- d) Luego se pulsa en “Factores” y se abre la ventana “Crear diseño factorial: Factores” y se define las variables independientes con sus rangos mínimos y máximos, como se muestra en la Figura 31.

Figura 31

Variables independientes con sus respectivos rangos mínimos y máximos en el software Minitab versión 19

Factor	Nombre	Tipo	Bajo	Alto
A	CuSO4	Numérico	0	120
B	Z-6	Numérico	20	60
C	AR-404	Numérico	0	20
D	MT-346	Numérico	5	10
E	%S	Numérico	35	45

Nota: Elaboración propia

Para medir la significancia de cada variable independiente se realiza la matriz de efectos, donde se emplea la Ecuación 6:

$$E = \frac{\sum Y_+ - \sum Y_-}{\binom{N}{2} x (r)} \quad (6)$$

Donde:

$\sum Y_+$: Sumatoria de las respuestas correspondientes al nivel superior del factor o variable en estudio.

$\sum Y_-$: Sumatoria de las respuestas correspondientes al nivel inferior del factor o variable en estudio.

N: Número de pruebas experimentales.

r: Número de réplicas en el diseño.

3.5. Evaluación del circuito optimizado

Luego de implementar la celda de flotación *flash* se realizaron pruebas de normalidad a las recuperaciones de oro en el proceso de flotación, también en las leyes de oro en el relave de flotación desde 08 de febrero del 2023 hasta el 31 de marzo del 2023. La prueba de normalidad se aplicó a 65 datos empleando el Software Minitab versión 19 con la misma metodología especificada en el ítem 3.1.

Capítulo IV. Análisis y discusión de resultados

4.1. Evaluación del proceso de flotación antes de implementar la celda *flash*.

Se obtuvo un total de 582 datos con una distribución normal, los cuales fueron agrupados según su ley de cabeza mostrando el resultado de los dos principales indicadores metalúrgicos del proceso de flotación (Recuperación de oro y leyes de oro presente en el relave con sus respectivas desviaciones estándar, como se muestra en la Tabla 8.

Tabla 8

Cantidad de datos de recuperación de flotación según ley de cabeza

Ley Cabeza (gAu/TMS)	Cantidad de datos	%	Recuperación (%) *	Desviación Estándar (σ) **	Ley de relave (gAu/TMS) ***	Desviación Estándar (σ) ****
<10	100	17.18	96.06	0.96	0.38	0.09
[10-12>	164	28.18	96.52	0.87	0.42	0.11
[12-14>	175	30.07	96.82	0.90	0.46	0.13
[14-16>	60	10.31	97.18	0.70	0.47	0.12
≥ 16	83	14.26	97.94	0.48	0.52	0.12
Total	582	100.00				

Nota:

* Recuperación de oro en el proceso de flotación en el año 2022

** Desviación estándar de los datos de recuperación de oro de flotación

*** Ley de oro en el relave de flotación en el año 2022

**** Desviación estándar de los datos de la ley de oro en el relave de flotación

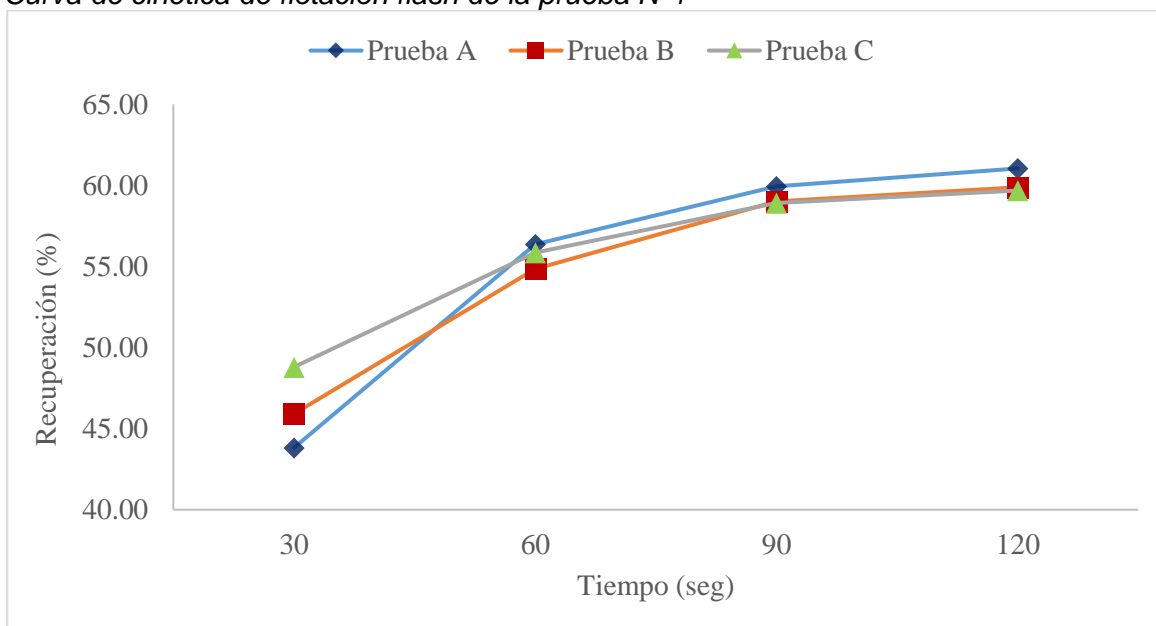
Cuando la ley de cabeza es mayor e igual de 10 gAu/TMS y menor de 12 gAu/TMS se obtuvo un total de 164 datos que representa el 28.18 % de los datos; el cual se tomó como referencia para aplicar el procedimiento a nivel de laboratorio de una celda *flash* debido que para el año 2023 se proyecta procesar 1800 TMSD con una ley de oro en la cabeza de 10.31 gAu/TMS.

4.2. Resultados de las pruebas de cinética de flotación flash

Las curvas de cinética de flotación flash N°1, 2 y 3 se ilustran en las Figuras 32, 33 y 34. Las leyes de concentrados y relaves de flotación se detallan en las Tablas 9, 10 y 11 con respectivos balances metalúrgicos en las Tablas 12,13 y 14.

Figura 32

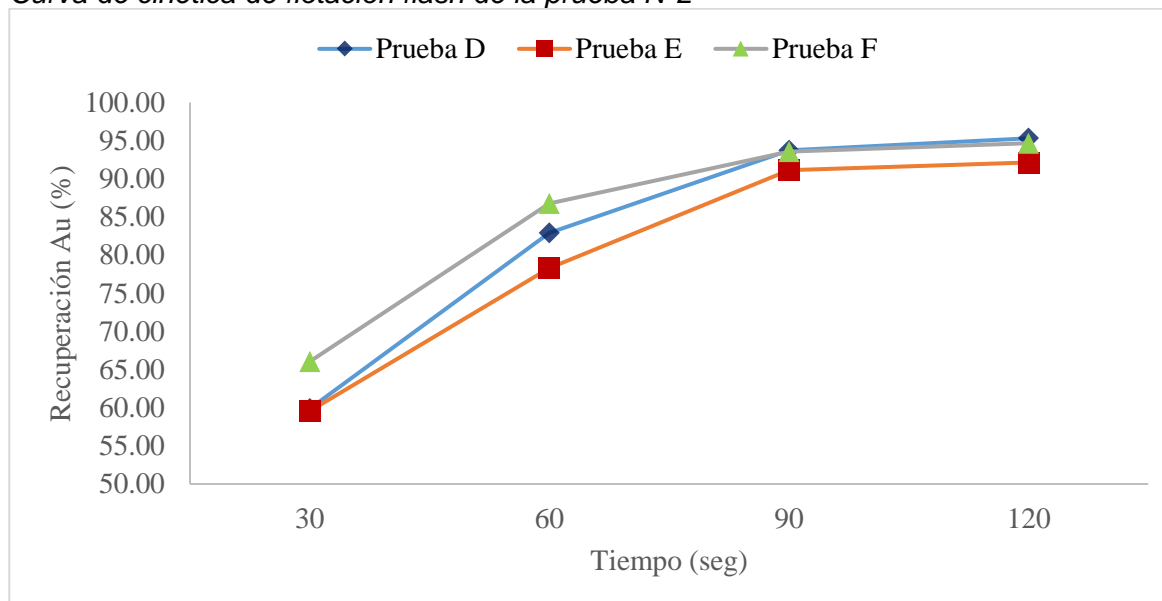
Curva de cinética de flotación flash de la prueba N°1



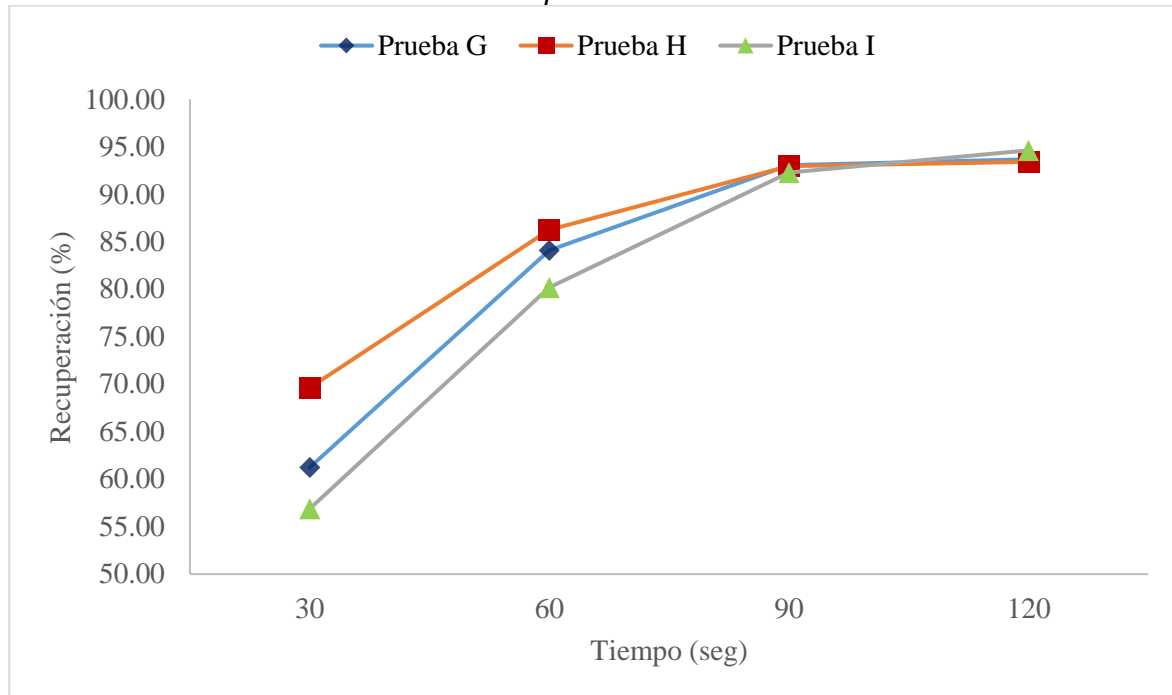
Nota: Elaboración propia

Figura 33

Curva de cinética de flotación flash de la prueba N°2



Nota: Elaboración propia

Figura 34*Curva de cinética de flotación flash de la prueba N°3*

Nota: Elaboración propia

Tabla 9*Leyes de concentrado y relave de la prueba de flotación N° 1*

Prueba	Descripción	Peso (%)	Au (g/TMS)	Ag (g/TMS)	As(%)	Cu(%)	Fe(%)
A	Concentrado 30 s	9.81	511.68	139.11	0.84	0.15	37.63
	Concentrado 60 s	3.12	461.34	151.31	1.05	0.12	33.73
	Concentrado 90 s	1.06	385.37	129.05	1.06	0.10	22.22
	Concentrado 120 s	0.66	193.72	68.48	1.22	0.07	9.28
	Relave	85.35	52.30	19.14	2.31	0.02	5.03
B	Concentrado 30 s	10.79	478.44	146.86	0.83	0.15	36.42
	Concentrado 60 s	2.15	467.59	147.51	1.04	0.12	31.94
	Concentrado 90 s	0.97	480.88	80.92	1.14	0.10	17.80
	Concentrado 120 s	0.63	154.36	37.30	1.01	0.06	7.85
	Relave	85.46	52.77	13.05	2.44	0.02	5.13
C	Concentrado 30 s	8.99	508.040	158.62	0.63	0.14	39.94
	Concentrado 60 s	1.72	383.710	126.80	0.72	0.13	28.99
	Concentrado 90 s	0.97	296.110	83.78	0.81	0.07	12.29
	Concentrado 120 s	0.64	111.590	27.56	0.79	0.05	7.90
	Relave	87.67	70.07	16.50	1.96	0.03	6.58

Nota: Elaboración propia

Tabla 10*Leyes de concentrado y relave de la prueba de flotación N° 2*

Prueba	Descripción	Peso (%)	Au (g/TMS)	Ag (g/TMS)	As(%)	Cu(%)	Fe(%)
D	Concentrado 30 s	13.49	438.03	168.27	3.85	0.14	35.88
	Concentrado 60 s	5.34	425.67	124.35	9.37	0.13	33.85
	Concentrado 90 s	2.31	463.28	134.73	12.16	0.12	25.08
	Concentrado 120 s	0.91	171.50	506.90	5.11	0.08	9.30
	Relave	77.95	5.94	6.15	1.10	0.01	2.19
E	Concentrado 30 s	13.98	478.54	161.46	4.01	0.14	35.43
	Concentrado 60 s	5.05	416.45	106.00	8.70	0.13	32.19
	Concentrado 90 s	2.51	576.15	149.19	11.58	0.12	25.28
	Concentrado 120 s	0.69	161.52	91.50	5.52	0.07	11.36
	Relave	77.78	11.35	6.98	1.17	0.01	2.25
F	Concentrado 30 s	14.46	491.27	201.40	2.91	0.13	38.96
	Concentrado 60 s	5.34	417.42	125.08	10.96	0.13	33.43
	Concentrado 90 s	1.65	442.74	121.68	11.00	0.11	21.43
	Concentrado 120 s	0.70	171.23	40.78	3.51	0.05	8.69
	Relave	77.85	7.37	3.55	1.22	0.02	2.48

*Nota: Elaboración propia***Tabla 11***Leyes de concentrado y relave de la prueba de flotación N° 3*

Prueba	Descripción	Peso (%)	Au (g/TMS)	Ag (g/TMS)	As(%)	Cu(%)	Fe(%)
G	Concentrado 30 s	15.20	412.60	126.02	4.89	0.13	39.96
	Concentrado 60 s	5.56	421.21	129.10	10.63	0.12	33.50
	Concentrado 90 s	2.22	413.29	127.63	11.59	0.12	21.57
	Concentrado 120 s	0.48	134.67	60.26	4.26	0.07	9.62
	Relave	76.54	8.46	3.05	0.45	0.01	2.27
H	Concentrado 30 s	15.54	484.95	251.30	5.03	0.12	38.74
	Concentrado 60 s	4.22	426.22	137.41	12.12	0.14	35.09
	Concentrado 90 s	1.66	436.23	118.62	9.07	0.12	22.22
	Concentrado 120 s	0.56	85.49	45.80	3.41	0.07	10.18
	Relave	78.02	9.14	6.85	0.72	0.02	2.53
I	Concentrado 30 s	13.51	449.75	147.08	3.88	0.13	37.75
	Concentrado 60 s	5.33	466.93	132.47	9.43	0.12	34.43
	Concentrado 90 s	2.68	482.57	141.10	12.40	0.12	28.89
	Concentrado 120 s	0.69	361.79	120.30	17.46	0.08	37.45
	Relave	77.79	7.39	3.25	1.84	0.01	5.56

Nota: Elaboración propia

Tabla 12

Balance metalúrgico de la prueba de flotación N° 1

Producto	Peso (%)	Leyes							Recuperación					R.C		
		Au (g/TMS)	Ag (g/TMS)	As(%)	Cu(%)	Fe(%)	Pb(%)	Zn(%)	Au (%)	Ag (%)	As(%)	Cu(%)	Fe(%)		Pb(%)	Zn(%)
Concentrado	7.89	464.45	138.88	0.83	0.14	34.06	1.21	0.80	41.08	32.27	4.54	33.65	39.63	38.69	11.68	12.68
Relave (-30m)	49.11	58.48	16.23	2.23	0.02	5.59	0.23	0.78	32.21	23.49	75.86	36.37	40.50	46.15	70.90	
Relave (+30m)	43.00	55.39	34.93	0.66	0.02	3.13	0.09	0.22	26.71	44.24	19.60	29.98	19.87	15.16	17.41	
Cabeza	100.00	89.17	33.95	1.45	0.03	6.78	0.25	0.54	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	

Producto	Peso (%)	Leyes							Recuperación					R.C		
		Au (g/TMS)	Ag (g/TMS)	As(%)	Cu(%)	Fe(%)	Pb(%)	Zn(%)	Au (%)	Ag (%)	As(%)	Cu(%)	Fe(%)		Pb(%)	Zn(%)
Concentrado	7.89	464.45	138.88	0.83	0.14	34.06	1.21	0.80	41.08	32.27	4.54	33.65	39.63	38.69	11.68	12.68
Relave	92.11	57.04	24.96	1.50	0.02	4.44	0.16	0.52	58.92	67.73	95.46	66.35	60.37	61.31	88.32	
Cabeza	100.00	89.17	33.95	1.45	0.03	6.78	0.25	0.54	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	

Nota: Elaboración propia

Tabla 13

Balance metalúrgico de la prueba de flotación N° 2

Producto	Peso (%)	Leyes							Recuperación						R.C	
		Au (g/TMS)	Ag (g/TMS)	As(%)	Cu(%)	Fe(%)	Pb(%)	Zn(%)	Au (%)	Ag (%)	As(%)	Cu(%)	Fe(%)	Pb(%)		Zn(%)
Concentrado	12.62	450.69	161.74	5.85	0.13	33.77	1.42	1.27	63.78	60.13	51.07	50.79	62.88	72.61	29.70	7.92
Relave (-30m)	44.38	8.22	5.56	1.16	0.01	2.30	0.05	0.63	4.09	7.27	35.72	18.97	15.07	8.49	51.70	
Relave (+30m)	43.00	66.63	25.74	0.44	0.02	3.48	0.11	0.23	32.13	32.60	13.21	30.24	22.05	18.91	18.60	
Cabeza	100.00	89.17	33.95	1.45	0.03	6.78	0.25	0.54	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	

Producto	Peso (%)	Leyes							Recuperación						R.C	
		Au (g/TMS)	Ag (g/TMS)	As(%)	Cu(%)	Fe(%)	Pb(%)	Zn(%)	Au (%)	Ag (%)	As(%)	Cu(%)	Fe(%)	Pb(%)		Zn(%)
Concentrado	12.62	450.69	161.74	5.85	0.13	33.77	1.42	1.27	63.78	60.13	51.07	50.79	62.88	72.61	29.70	7.92
Relave	87.38	36.96	15.49	0.81	0.02	2.88	0.08	0.43	36.22	39.87	48.93	49.21	37.12	27.39	70.30	
Cabeza	100.00	89.17	33.95	1.45	0.03	6.78	0.25	0.54	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	

Nota: Elaboración propia

Tabla 14

Balance metalúrgico de la prueba de flotación N° 3

Producto	Peso (%)	Leyes							Recuperación						R.C	
		Au (g/TMS)	Ag (g/TMS)	As(%)	Cu(%)	Fe(%)	Pb(%)	Zn(%)	Au (%)	Ag (%)	As(%)	Cu(%)	Fe(%)	Pb(%)		Zn(%)
Concentrado	12.85	440.61	159.73	6.73	0.12	36.00	1.41	1.38	63.52	60.49	59.84	48.67	68.28	73.28	33.08	7.78
Relave (-30m)	44.15	8.33	4.39	1.00	0.01	3.46	0.12	0.66	4.12	5.71	30.67	17.96	22.51	21.83	54.01	
Relave (+30m)	43.00	67.11	26.68	0.32	0.02	1.45	0.03	0.16	32.36	33.80	9.49	33.37	9.21	4.89	12.91	
Cabeza	100.00	89.17	33.95	1.45	0.03	6.78	0.25	0.54	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	

Producto	Peso (%)	Leyes							Recuperación						R.C	
		Au (g/TMS)	Ag (g/TMS)	As(%)	Cu(%)	Fe(%)	Pb(%)	Zn(%)	Au (%)	Ag (%)	As(%)	Cu(%)	Fe(%)	Pb(%)		Zn(%)
Concentrado	12.85	440.61	159.73	6.73	0.12	36.00	1.41	1.38	63.52	60.49	59.84	48.67	68.28	73.28	33.08	7.78
Relave	87.15	37.33	15.39	0.67	0.02	2.47	0.08	0.41	36.48	39.51	40.16	51.33	31.72	26.72	66.92	
Cabeza	100.00	89.17	33.95	1.45	0.03	6.78	0.25	0.54	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	

Nota: Elaboración propia

4.3. Resultados del análisis granulométrico valorado

El análisis granulométrico valorado de la descarga del molino de bolas primario (Marcy 9'x 8' N° 2), se muestra en la Tabla 15.

Tabla 15

Análisis valorado de la descarga del molino primario

Malla	Abertura (µm)	Peso (%)	Peso Ac- (%)	Peso (TMS/H)	Ley Au (gAu/T)	Finos Au (gAu/H)	Distribución Au (%)
+m50	300	32.25	67.75	24.19	1.25	30.23	4.55
+m70	212	18.56	49.19	13.92	2.78	38.70	5.82
+m100	150	15.16	34.03	11.37	9.69	110.18	16.57
+m140	106	12.15	21.88	9.11	15.23	138.78	20.87
+m200	75	10.12	11.76	7.59	16.14	122.50	18.42
+m270	53	4.72	7.04	3.54	29.56	104.72	15.75
+m325	45	1.85	5.19	1.38	30.18	41.80	6.29
-m325	-45	5.19	0.00	3.89	20.05	78.04	11.74
Total		100.00		75.00	8.87	664.96	100.00

Nota: Elaboración propia

El análisis granulométrico valorado de la descarga de los molinos secundarios (Marcy 9'x 8' N° 1 y 3), se muestra en la Tabla 16.

Tabla 16

Análisis valorado de la descarga de los molinos secundarios

Malla	Abertura (µm)	Peso (%)	Peso Ac- (%)	Peso (TMS/H)	Ley Au (gAu/T)	Finos Au (gAu/H)	Distribución Au (%)
+m50	300	29.48	70.52	69.11	74.13	5123.31	30.01
+m70	212	17.95	52.57	42.06	85.16	3582.09	20.98
+m100	150	12.55	40.02	29.41	88.16	2593.06	15.19
+m140	106	9.80	30.22	22.97	71.26	1636.64	9.59
+m200	75	9.10	21.13	21.32	64.15	1367.93	8.01
+m270	53	4.86	16.27	11.39	64.84	738.70	4.33
+m325	45	1.56	14.70	3.67	72.48	265.80	1.56
-m325	-45	14.70	0.00	34.46	51.23	1765.35	10.34
		100.00		234.40	72.84	17072.88	100.00

Nota: Elaboración propia

El análisis granulométrico valorado del alimento al nido de hidrociclones GMAX D20, se muestra en la Tabla 17.

Tabla 17

Análisis valorado del alimento al hidrociclón D-20

Malla	Abertura (µm)	Peso (%)	Peso Ac- (%)	Peso (TMS/H)	Ley Au (gAu/T)	Finos Au (gAu/H)	Distribución Au (%)
+m50	300	30.40	69.60	94.05	68.20	6414.58	31.17
+m70	212	15.60	54.00	48.28	70.69	3412.55	16.58
+m100	150	10.87	43.13	33.62	70.80	2380.44	11.57
+m140	106	6.52	36.62	20.16	68.15	1373.82	6.68
+m200	75	7.29	29.32	22.56	69.27	1562.96	7.60
+m270	53	4.26	25.07	13.17	63.28	833.58	4.05
+m325	45	1.47	23.60	4.54	58.24	264.14	1.28
-m325	-45	23.60	0.00	73.02	59.39	4336.53	21.07
Total		100.00		309.40	66.51	20,578.61	100.00

Nota: Elaboración propia

El análisis granulométrico valorado del *Underflow* del nido de hidrociclones GMAX D20 se muestra en la Tabla 18.

Tabla 18

Análisis valorado del underflow del hidrociclón D-20

Malla	Abertura (µm)	Peso (%)	Peso Ac- (%)	Peso (TMS/H)	Ley Au (gAu/T)	Finos Au (gAu/H)	Distribución Au (%)
+m50	300	38.97	61.03	91.34	70.18	6409.94	32.44
+m70	212	17.99	43.05	42.16	80.69	3402.28	17.22
+m100	150	10.78	32.27	25.27	92.10	2326.96	11.78
+m140	106	5.26	27.01	12.32	104.86	1292.15	6.54
+m200	75	5.80	21.21	13.60	107.00	1455.21	7.36
+m270	53	2.85	18.36	6.68	107.74	720.01	3.64
+m325	45	0.82	17.54	1.92	112.79	216.64	1.10
-m325	-45	17.54	0.00	41.11	95.76	3936.36	19.92
Total		100.00		234.40	84.30	19,759.56	100.00

Nota: Elaboración propia

El análisis granulométrico valorado del *overflow* del nido de hidrociclones GMAX

D20 se muestra en la Tabla 19.

Tabla 19

Análisis valorado del overflow del hidrociclón D-20

Malla	Abertura (μm)	Peso (%)	Peso Ac- (%)	Peso (TMS/H)	Ley Au (gAu/T)	Finos Au (gAu/H)	Distribución Au (%)
+m50	300	3.62	96.38	2.71	1.71	4.64	0.57
+m70	212	8.15	88.23	6.11	1.68	10.27	1.25
+m100	150	11.14	77.09	8.36	6.40	53.49	6.53
+m140	106	10.45	66.64	7.84	10.42	81.67	9.97
+m200	75	11.95	54.69	8.96	12.02	107.75	13.15
+m270	53	8.65	46.04	6.49	17.50	113.57	13.87
+m325	45	3.49	42.55	2.61	18.17	47.51	5.80
-m325	-45	42.55	0.00	31.91	12.54	400.17	48.86
Total		100.00		75.00	10.92	819.05	100.00

Nota: Elaboración propia

El análisis granulométrico valorado del relave de flotación se muestra en la Tabla 20.

Tabla 20

Análisis valorado del relave de flotación

Malla	Abertura (μm)	Peso (%)	Peso Ac- (%)	Peso (TMS/H)	Ley Au (gAu/T)	Finos Au (gAu/H)	Distribución Au (%)
+m50	300 μm	3.80	96.20	2.61	1.05	2.74	8.87
+m70	212 μm	10.15	86.05	6.98	0.70	4.88	15.80
+m100	150 μm	14.15	71.90	9.73	0.59	5.74	18.57
+m140	106 μm	9.41	62.49	6.47	0.45	2.91	9.42
+m200	75 μm	8.13	54.37	5.59	0.39	2.15	6.96
+m270	53 μm	5.14	49.23	3.53	0.36	1.27	4.12
+m325	45 μm	2.95	46.28	2.03	0.35	0.71	2.30
-m325	-45 μm	46.28	0.00	31.81	0.33	10.50	33.97
				68.75	0.45	30.91	100.00

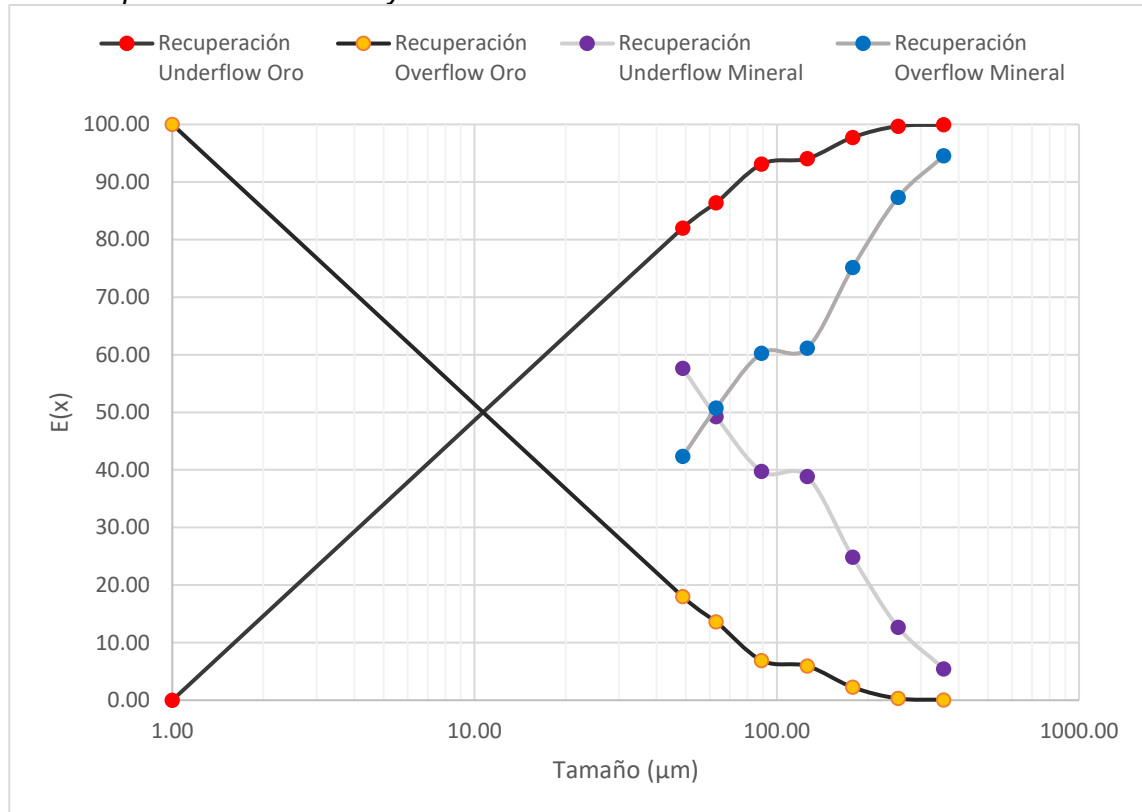
Nota: Elaboración propia

4.3.1 Curvas de partición de oro en el hidrociclón

En la Figura 35 se visualiza la curva de partición de mineral y oro. El d50 obtenido para el mineral es de 61.76 μm , mientras que el d50 del oro es 10.95 μm .

Figura 35

Curva de partición de mineral y oro.



Nota: Elaboración propia

4.4. Diseño experimental de variables independientes en la flotación *flash*

Desarrollando el diseño experimental obtenido por el Software Minitab versión 19 se construyó la Tabla 21 a escala real y codificada, donde “Y” es la variable dependiente, es decir, el porcentaje de recuperación de oro para cada prueba experimental, los cuales fueron obtenidos empleando el procedimiento descrito en el ítem 3.2 de la presente investigación.

Tabla 21*Desarrollo del diseño de experimentos*

N° prueba	REAL					CODIFICADA					RESPUESTA
	X1	X2	X3	X4	X5	Z1	Z2	Z3	Z4	Z5	Y
1	0	20	0	10	45	-	-	-	+	+	60.18
2	120	20	0	5	35	+	-	-	-	-	58.16
3	0	60	0	5	45	-	+	-	-	+	61.08
4	120	60	0	10	35	+	+	-	+	-	63.45
5	0	20	20	10	35	-	-	+	+	-	60.15
6	120	20	20	5	45	+	-	+	-	+	58.28
7	0	60	20	5	35	-	+	+	-	-	59.08
8	120	60	20	10	45	+	+	+	+	+	63.28
9	60	40	10	7.5	40	0	0	0	0	0	59.03
10	60	40	10	7.5	40	0	0	0	0	0	58.74

Nota: Elaboración propia

En la Tabla 22 se visualiza la matriz de efectos.

Tabla 22*Matriz de efecto de factores o variables independientes*

	Factor	Efecto	
	E _{X1}	CuSO ₄	0.6700
	E _{X2}	Z-6	2.5300
	E _{X3}	AR-404	-0.5200
	E _{X4}	MT-346	2.6150
	E _{X5}	%S	0.4950

Nota: Elaboración propia

La dosificación del espumante MT-346 (E_{x4}): Es la variable de mayor influencia sobre la variable respuesta, al variar la dosificación del espumante MT-346 de 5 a 10 g/TMS el porcentaje de recuperación aumenta en 2.62 %.

La dosificación del colector Z-6 (E_{x2}): Es la segunda variable de mayor influencia sobre la variable respuesta, al variar la dosificación del colector Z-6 de 20 a 60 g/TMS el porcentaje de recuperación aumenta en 2.53%.

La dosificación del CuSO_4 (E_{x1}): Presenta un efecto positivo sobre la variable respuesta, e indica que al aumentar dosificación del CuSO_4 de 0 a 120 g/TMS el porcentaje de recuperación aumenta en 0.67 %.

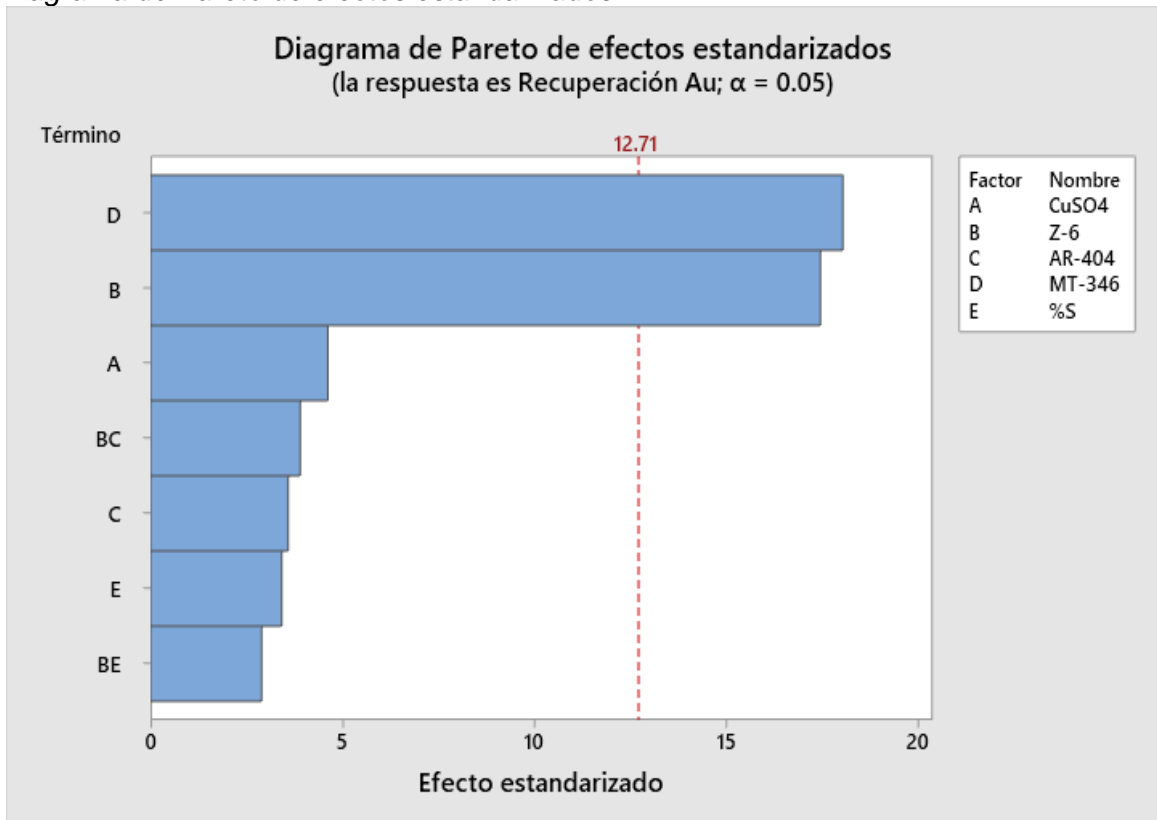
La dosificación del activador AR-404 (E_{x3}): Presenta un efecto negativo sobre la variable respuesta, e indica que al aumentar dosificación del CuSO_4 de 0 a 20 g/TMS el porcentaje de recuperación disminuye en 0.52 %.

El aumento del % Sólidos (E_{x5}): Presenta un efecto positivo sobre la variable respuesta e indica que al aumentar el % Sólidos de 35 a 45 el porcentaje de recuperación aumenta en 0.495%

Empleando el *software* estadístico Minitab version 19, también se esbozó el diagrama de Pareto de efectos estandarizados y fue mostrado en la Figura 36. Este diagrama muestra que la dosificación del colector Z-6 y la dosificación del espumante MT-346 son significativos, ya que los dos pasan la línea de referencia o el indicador de Fisher.

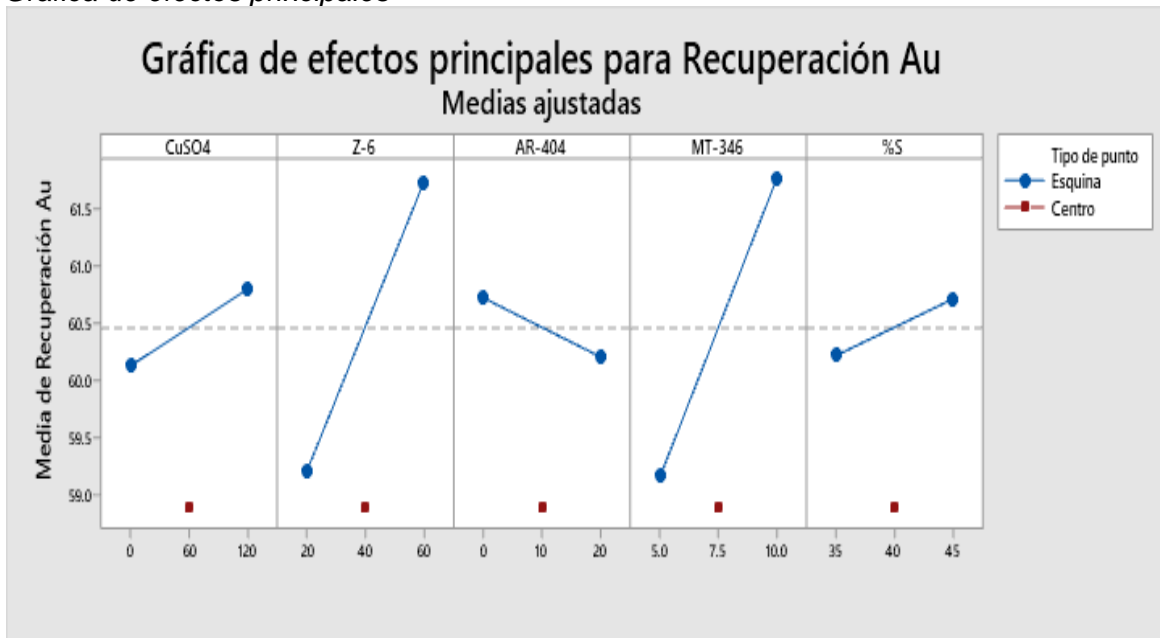
En la Figura 37 se realizó el diagrama de efectos principales, donde, cada punto representa la media del porcentaje de recuperación de oro para un nivel de un factor. La línea central horizontal muestra la media de la variable respuesta de procesamiento para todas las pruebas experimentales. La gráfica muestra que a una mayor dosificación de colector Z-6 y espumante MT-346 tendrá un efecto positivo en la variable respuesta, siendo las dos variables independientes más significativas. Las variables independientes CuSO_4 , AR-404 y % Sólidos no son muy significativas sobre el proceso investigado.

Figura 36
 Diagrama de Pareto de efectos estandarizados



Nota: Elaboración propia

Figura 37
 Gráfica de efectos principales



Nota: Elaboración propia

4.5. Diseño experimental hexagonal de las dos variables más significativas

Siendo la dosificación del colector Z-6 y el espumante MT-346 las dos variables independientes más significativas se realizó un diseño experimental hexagonal de 2 factores con el objetivo de encontrar un rango de dosificación óptima.

Con los valores mínimos y máximos mostrados en la Tabla 23 se generó una cantidad de 9 pruebas experimentales, incluida tres réplicas en el punto central, las cuales aumentan la precisión y confiabilidad de las pruebas

Tabla 23

Factores experimentales con sus valores mínimos y máximos

Factores		Unidades	Mínimo (-)	Máximo (+)
X1	Z-6	g/TMS	10	60
X2	MT-346	g/TMS	2	8

Nota: Elaboración propia

Realizando la codificación de los valores mínimos y máximos de las variables independientes se crea el diseño experimental mostrado en la Tabla 24 a escala real y codificada, donde “Y” es la variable respuesta, es decir, el porcentaje de recuperación de oro para cada prueba experimental los cuales fueron obtenidos empleando el procedimiento descrito en el ítem 3.2 del presente capítulo.

Tabla 24

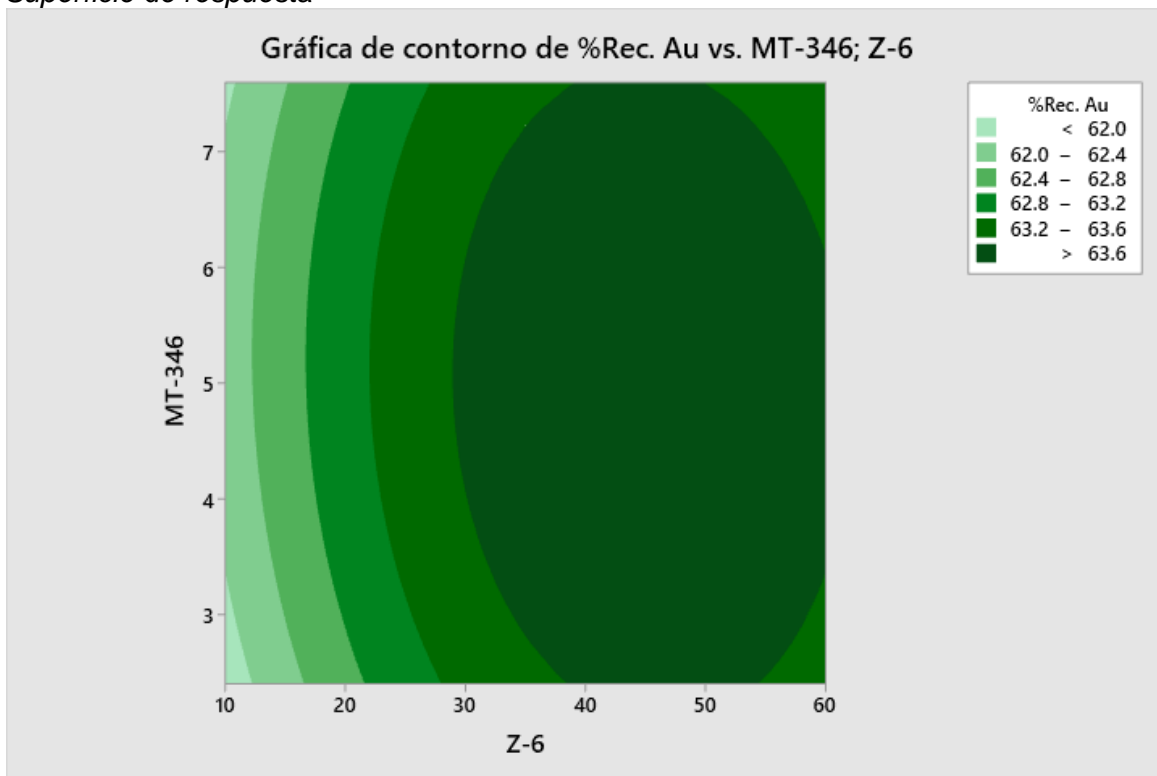
Matriz de diseño de experimento hexagonal

N° PRUEBA	REAL		CODIFICADO		RESPUESTA
	X1	X2	Z1	Z2	Y
1	60.000	5.000	1	0	63.84
2	47.500	7.598	0.5	0.866	63.48
3	22.500	7.598	-0.5	0.866	63.09
4	10.000	5.000	-1	0	62.03
5	22.500	2.402	-0.5	-0.866	63.01
6	47.500	2.402	0.5	-0.866	63.54
7	35.000	5.000	0	0	63.84
8	35.000	5.000	0	0	63.78
9	35.000	5.000	0	0	63.89

Nota: Elaboración propia

Del diseño de experimentos se obtiene la superficie de respuesta que se visualiza en la Figura 38. Para obtener las máximas recuperaciones se empleó una cantidad de colector entre 40 a 50 g/TMS mientras que el espumante MT-346 se puede dosificar entre 1 a 7 g/TMS.

Figura 38
Superficie de respuesta



Nota: Elaboración propia

4.6. Prueba de flotación *flash* en *Bach*

Con el objetivo de obtener la recuperación más óptima a nivel de laboratorio del proceso de la celda *flash* se realizaron pruebas de flotación *flash* en *Bach* empleando el procedimiento descrito en el ítem 3.2 del presente trabajo de investigación y las dosificaciones encontradas en el diseño experimental hexagonal. Las condiciones y parámetros de la prueba de flotación se detallan en la Tabla 25. El balance metalúrgico de la prueba de flotación *flash* en *Bach* se detallan en la Tabla 26. Se realizaron tres réplicas de la prueba para garantizar la precisión de los resultados.

Tabla 25*Condiciones y parámetros de flotación flash en Bach*

Parámetro	Unidades	Valor
Densidad de pulpa	g/L	1657.36
Porcentaje de solidos	%	45
Gravedad Especifica	-	3.02
pH	-	8.43
Colector Z-6	g/TMS	45
Espumante MT-346	g/TMS	4
CuSO ₄ *	g/TMS	10
Tiempo de acondicionamiento	s	Menos de 10
Volumen de celda	L	2.5
Velocidad de agitación	rpm	1800

Nota: Se emplea CuSO₄ por el remante que tiene el circuito de molienda – flotación.

Tabla 26*Balance metalúrgico de la prueba de flotación flash en bach*

	Producto	Peso (%)	Leyes	Recuperación	R.C
			Au (g/TMS)	Au (%)	
Prueba 1	Concentrado	12.70	438.40	63.87	7.87
	Relave	87.30	36.08	36.13	
	Cabeza	100.00	87.18	100.00	
Prueba 2	Concentrado	12.61	426.55	63.91	7.93
	Relave	87.39	34.75	36.09	
	Cabeza	100.00	84.15	100.00	
Prueba 3	Concentrado	13.36	383.06	63.84	7.48
	Relave	86.64	33.46	36.16	
	Cabeza	100.00	80.18	100.00	

Nota: De la Tabla 26 se obtiene una recuperación promedio de 63.87% con un *ratio* de concentración de 7.76.

4.7. Recuperación de oro a nivel de laboratorio del proceso de flotación optimizado (Flotación *Flash* + Flotación Convencional).

Para el año 2023 se proyectó procesar 1800 TMSD con una ley de oro en la cabeza de 10.31 gAu/TMS. Al implementar la celda de flotación *flash* y asumiendo la recuperación de oro optimizada del 63.87 % se tendría 120 TMS de concentrado con una ley de 98.78 gAu/TMS, dejando al circuito convencional de flotación (WEMCO) con 1680 TMS con una ley de 3.99 gAu/TMS. La distribución de oro proyectada se muestra en la Tabla 27.

Tabla 27

Distribución de oro al implementar la celda de flotación flash

Producto	Peso (TMS)	Leyes (gAu/TMS)	Finos (gAu)	Recuperación (%)
Cabeza	1800	10.31	18,558.00	
Conc Celda <i>Flash</i>	120	98.78	11,852.99	63.87
Cabeza Flotación	1680	3.99	6,705.01	

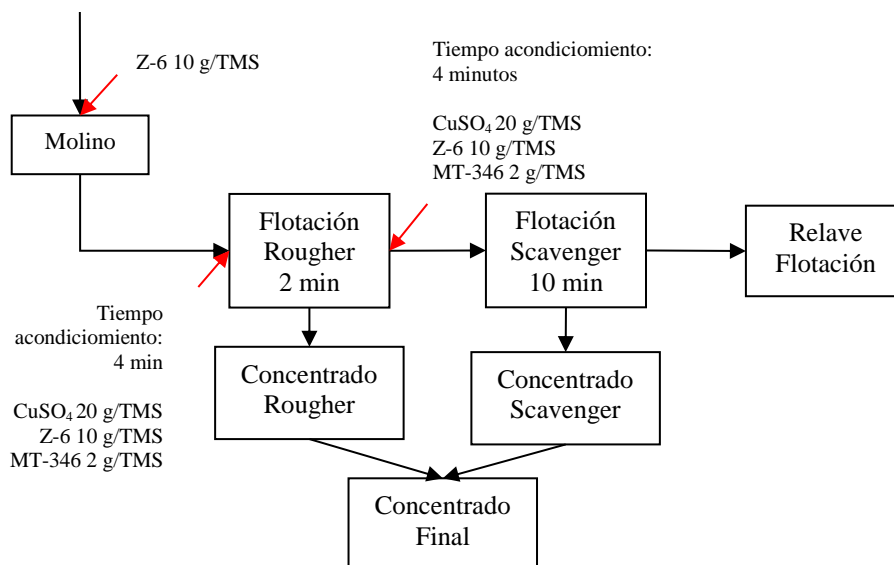
Nota: Elaboración propia

Para encontrar la recuperación de oro a nivel de laboratorio del nuevo proceso de flotación (flotación *flash* + celdas convencionales WEMCO) es necesario conocer la recuperación de oro que se obtendría en el proceso convencional WEMCO para ello se realizan pruebas de flotación *Bach* para una ley de cabeza de 4 gAu/TMS.

La prueba de flotación estándar se detalla en la Figura 39, donde se realizaron tres pruebas para garantizar la precisión de los resultados. El balance metalúrgico obtenido en las pruebas se muestra en la Tabla 28.

Figura 39

Esquema de flotación estándar para celdas convencionales WEMCO



Nota: Elaboración propia

Tabla 28

Balance metalúrgico de oro para una ley de cabeza de 4 gAu/TMS

	Producto	Peso (%)	Leyes	Recuperación	R.C
			Au (g/TMS)	Au (%)	
Prueba 1	Concentrado	4.12	91.00	93.11	
	Relave	95.88	0.29	6.89	24.30
	Cabeza	100.00	4.02	100.00	
	Producto	Peso (%)	Leyes	Recuperación	R.C
			Au (g/TMS)	Au (%)	
Prueba 2	Concentrado	4.23	88.65	93.20	
	Relave	95.77	0.28	6.67	23.65
	Cabeza	100.00	4.02	99.87	
	Producto	Peso (%)	Leyes	Recuperación	R.C
			Au (g/TMS)	Au (%)	
Prueba 3	Concentrado	3.98	94.16	93.27	
	Relave	96.02	0.33	7.78	25.10
	Cabeza	100.00	4.06	101.06	

Nota: De la Tabla 28 se obtiene una recuperación promedio de 93.19% con un ratio de concentración de 24.35.

Uniendo los resultados en las pruebas a nivel de laboratorio se obtiene una recuperación estimada de oro de 97.54 % para una ley de oro en la cabeza de 10.31 gAu/TMS, el balance metalúrgico del oro se muestra en la Tabla 29.

Tabla 29

Balance metalúrgico de oro a nivel de laboratorio

Producto	Peso (TMS)	Leyes (gAu/TMS)	Finos (gAu)	Recuperación (%)
Cabeza	1800	10.310	18,558.00	
Conc Celda <i>Flash</i>	120	98.775	11,852.99	63.87
Cabeza Flotación	1680	3.99	6,705.01	
Conc Celda Convencionales	69.0	90.56	6,248.39	33.67
Relave Flotación	1611	0.28	456.61	
			Recuperación Total	97.54

Nota: Elaboración propia

A nivel de laboratorio se demostró que con una ley de cabeza de 10.31 gAu/TMS se logra una recuperación de 63.87% de oro en la etapa de celda *flash* y una recuperación de 33.67% en la etapa convencional en total se obtiene una recuperación de 97.54% siendo superior en 1.02% a lo actual que es 96.52 %.

4.8. Selección de equipo

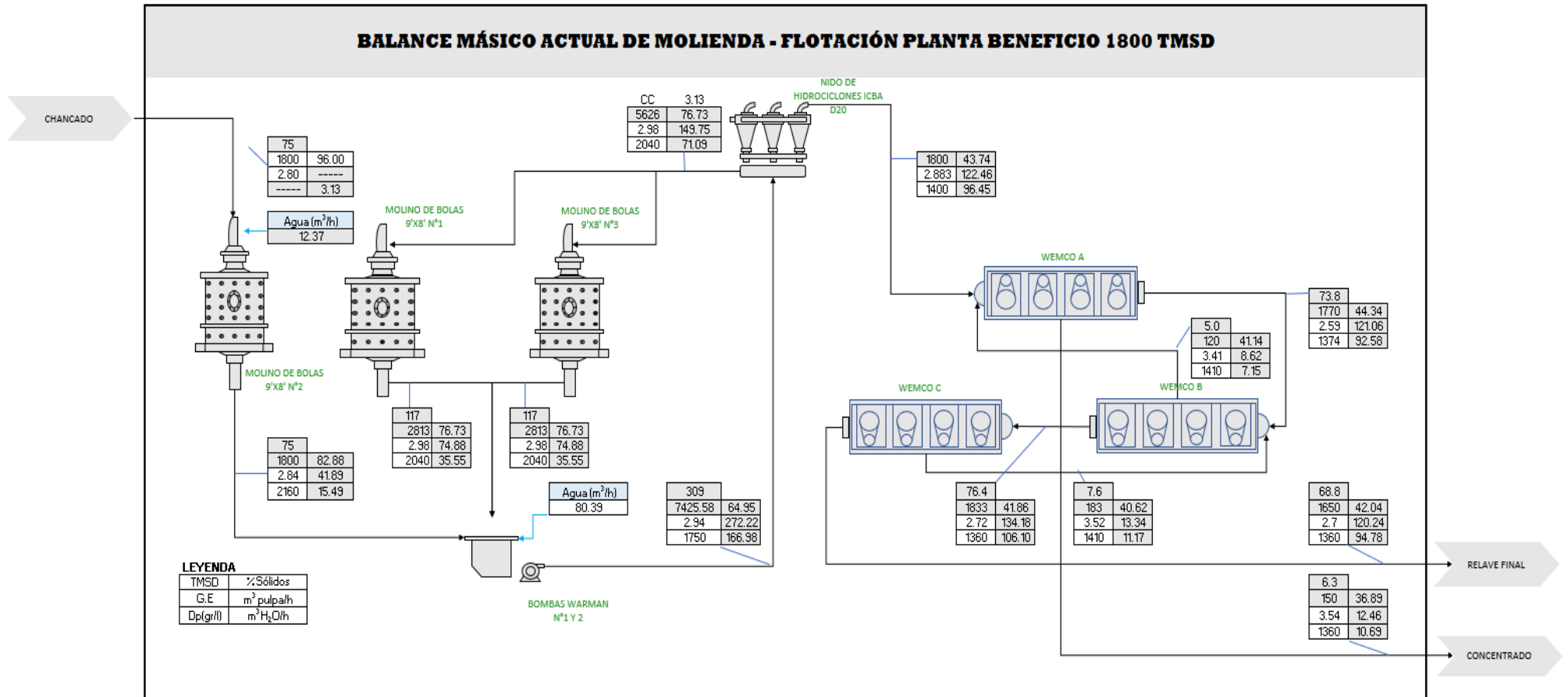
El principal propósito de la implementación de una celda de flotación *flash* es recuperar el material valioso en la etapa de molienda o producto “grueso” de molienda, por lo tanto, la instalación será a la salida de la molienda secundaria 9x8 N° 1 y/o 9x8 N° 3, en donde se procesa un tonelaje de 5626 TMSD (carga circulante) o 234 TMSH según muestra el balance másico del circuito de molienda – flotación en la Figura 40. Los fabricantes de celda *flash* tienen sus presentaciones en función al *feed rate* (TMSH) y pueden ser de 80, 240 o 500 TMSH. En este caso específico se seleccionó una de 240 TMSH, es decir, la celda de flotación *flash* -240.

4.9. Periodo de retorno

Se empleó el periodo de retorno como un indicador económico, el cual se resume en la Tabla 30.

Figura 40

Balance másico actual de molienda – flotación para 1800 TMSD



Nota: Elaboración propia

Tabla 30*Periodo de retorno de inversión*

Periodo (mes)	Dic-22 0	Ene-23 1	Feb-23 2	Mar-23 3	Abr-23 4	May-23 5	Jun-23 6	Jul-23 7	Ago-23 8
Producción planta (g Au)		557,508.07	528,508.97	566,573.32	559,944.57	568,455.85	559,770.76	572,567.01	571,875.37
Incremento de finos (g Au)		2,787.54	2,642.54	2,832.87	2,799.72	2,842.28	2,798.85	2,862.84	2,859.38
Incremento de finos (Oz Au)		89.62	84.96	91.08	90.01	91.38	89.99	92.04	91.93
Ingreso por periodo (USD)		163,836.05	155,314.03	166,500.08	164,552.07	167,053.30	164,500.99	168,261.45	168,058.20
Inversión inicial (USD)	-1,151,658.00								
Ingreso actualizado (USD/mes)		161,813.38	151,502.78	160,409.22	156,575.29	156,992.86	152,685.69	154,247.95	152,159.63
Ingreso acumulado (USD)		161,813.38	313,316.17	473,725.39	630,300.68	787,293.54	939,979.23	1,094,227.19	1,246,386.82
Tasa de interés (mensual)	1.25%								
Incremento de recuperación (%)	0.50								
Precio de oro (USD/Oz) *	1,828.09								
Periodo de retorno (meses) **	7.76								

Nota:

*El precio del oro fue asumido como el promedio de todo el año 2022

** Es el periodo de retorno de la inversión realizada

Nota: Fuente, elaboración propia

4.10. Análisis granulométrico valorado de la sección de molienda – flotación luego de implementar celda de flotación flash

En la Tabla 31 se muestra el análisis granulométrico valorado del alimento al nido de hidrociclones GMAX D20 luego de implementar la celda *flash*.

Tabla 31

Análisis valorado del alimento al hidrociclón D-20

Malla	Abertura (µm)	Peso (%)	Peso (TMSH)	Ley Au (gAu/TMS)	Finos Au (gAu/H)	Distribución Au (%)
+m50	300	27.40	68.86	20.77	1430.04	20.39
+m70	212	12.19	30.64	24.80	759.88	10.83
+m100	150	9.41	23.66	31.21	738.44	10.53
+m140	106	6.94	17.44	36.93	644.01	9.18
+m200	75	10.49	26.36	37.84	997.70	14.22
+m270	53	4.34	10.91	32.43	353.85	5.04
+m325	45	1.87	4.70	33.70	158.55	2.26
-m325		27.36	68.77	28.10	1932.42	27.55
		100.00	251.35	27.91	7,014.88	100.00

Nota: Elaboración propia

En la Tabla 32 se muestra el análisis granulométrico valorado del *Underflow* del nido de hidrociclones GMAX D20 luego de implementar la celda *flash*

Tabla 32

Análisis valorado del underflow (U/F) hidrociclón D-20

Malla	Abertura (µm)	Peso (%)	Peso (TMSH)	Ley Au (gAu/TMS)	Finos Au (gAu/H)	Distribución Au (%)
+m50	300	36.45	66.11	21.58	1426.62	21.56
+m70	212	13.19	23.92	31.51	753.66	11.39
+m100	150	9.01	16.33	43.36	708.16	10.70
+m140	106	6.28	11.40	53.60	610.84	9.23
+m200	75	8.87	16.08	58.78	945.13	14.28
+m270	53	3.11	5.65	58.12	328.11	4.96
+m325	45	1.33	2.41	60.12	144.84	2.19
-m325		21.76	39.47	43.06	1699.38	25.68
		100.00	181.35	36.49	6,616.73	100.00

Nota: Elaboración propia

En la Tabla 33 se muestra el análisis granulométrico valorado del *Overflow* del nido de hidrociclones GMAX D20 luego de implementar la celda *flash*.

Tabla 33

Análisis valorado del overflow del hidrociclón D-20

Malla	Abertura (µm)	Peso (%)	Peso (TMSH)	Ley Au (gAu/TMS)	Finos Au (gAu/H)	Distribución Au (%)
+m50	300	5.50	3.85	0.89	3.43	0.86
+m70	212	9.78	6.84	0.91	6.23	1.56
+m100	150	10.40	7.28	4.16	30.28	7.61
+m140	106	8.52	5.97	5.56	33.17	8.33
+m200	75	14.41	10.09	5.21	52.56	13.20
+m270	53	7.31	5.12	5.03	25.74	6.46
+m325	45	3.18	2.23	6.15	13.71	3.44
-m325		40.90	28.63	8.14	233.03	58.53
		100.00	70.00	5.69	398.14	100.00

Nota: Elaboración propia

En la Tabla 34 se muestra el análisis granulométrico valorado del relave de la flotación.

Tabla 34

Análisis valorado del relave de flotación

Malla	Abertura (µm)	Peso (%)	Peso (TMSH)	Ley Au (gAu/TMS)	Finos Au (gAu/H)	Distribución Au (%)
+m50	300 µm	4.15	2.76	0.95	2.62	12.13
+m70	212 µm	11.16	7.42	0.50	3.71	17.18
+m100	150 µm	15.16	10.08	0.47	4.74	21.93
+m140	106 µm	9.41	6.26	0.33	2.07	9.56
+m200	75 µm	8.13	5.40	0.31	1.67	7.75
+m270	53 µm	5.14	3.42	0.25	0.85	3.96
+m325	45 µm	2.95	1.96	0.20	0.39	1.82
-m325	-45 µm	43.91	29.20	0.19	5.55	25.68
		100.00	66.50	0.32	21.60	100.00

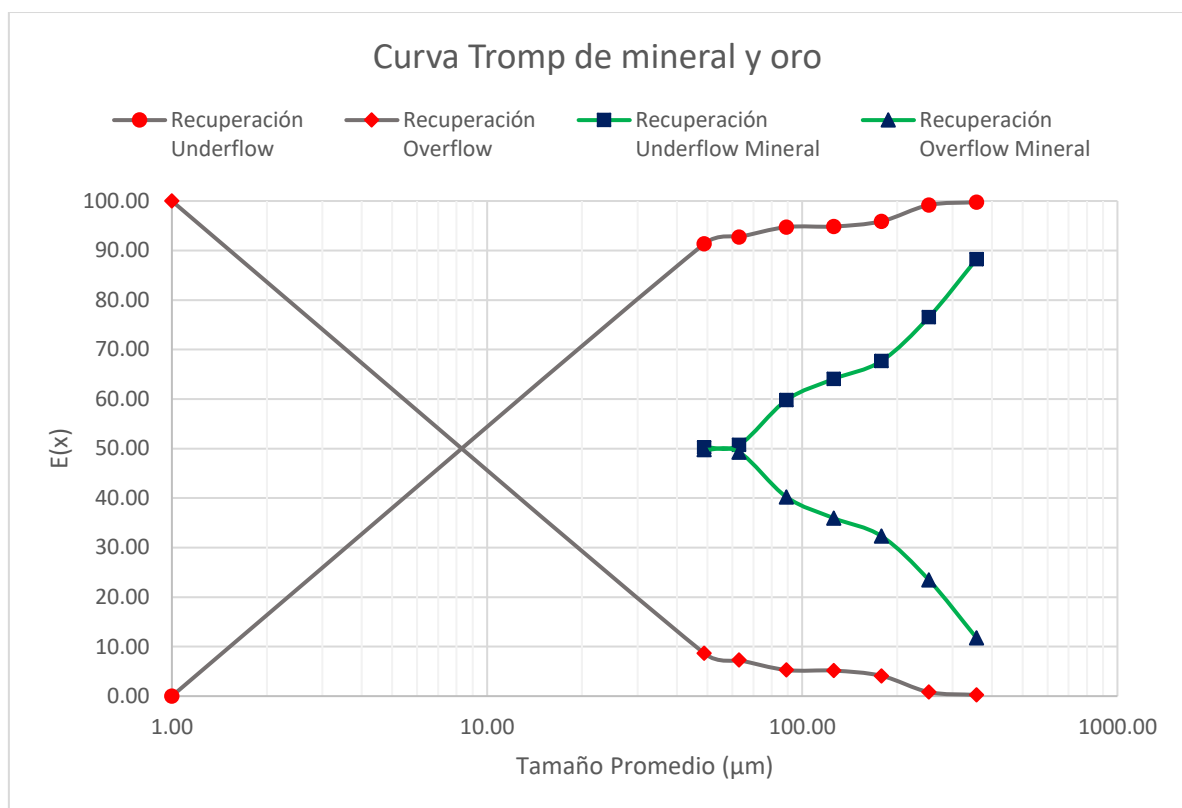
Nota: Elaboración propia

4.10.1 Curvas de partición de oro en el hidrociclón luego de optimizar

En la Figura 41 se visualiza la curva de partición de mineral y oro. El d50 obtenido para el mineral es de 54.18 μm , mientras que el d50 del oro es 8.37 μm .

Figura 41

Curva de partición de mineral y oro luego de implementar la celda de flotación flash.



Nota: Fuente, elaboración propia

4.11. Resultados a nivel de planta después de implementar la celda de flotación flash

Luego de implementar la celda de flotación *flash* se obtuvieron 65 datos que siguen una distribución normal. Los resultados de la ley de oro en el relave y la recuperación de oro del proceso de flotación antes y después de implementar la celda de flotación *flash* se muestran en la Tabla 35.

Tabla 35*Resultados de la ley de oro en el relave y recuperación de flotación*

Ley Cabeza (gAu/TMS)	Ley (gAu/TMS) *		Recuperación (%) **	
	Sin Celda <i>Flash</i>	Con Celda <i>Flash</i>	Sin Celda <i>Flash</i>	Con Celda <i>Flash</i>
<10	0.38	0.21	96.06	97.71
[10-12>	0.42	0.28	96.52	97.92
[12-14>	0.46	0.29	96.82	97.95
[14-16>	0.47	0.34	97.18	98.03
≥ 16	0.52	0.35	97.94	98.31

Nota:

* Ley de oro en el relave de flotación

*** Recuperación de oro en el proceso de flotación

Para una ley de oro en la cabeza menor a 10 gAu/TMS la recuperación de flotación aumenta de 96.06 a 97.71% y la ley de oro en el relave de flotación disminuye de 0.38 a 0.21 gAu/TMS.

Para una ley de cabeza mayor e igual a 10 gAu/TMS y menor a 12 gAu/TMS la recuperación de flotación aumenta de 96.52 a 97.92% y la ley de oro en el relave de flotación disminuye de 0.42 a 0.28 gAu/TMS.

Para una ley de cabeza mayor e igual a 12 gAu/TMS y menor a 14 gAu/TMS la recuperación de flotación aumenta de 96.82 a 97.95% y la ley de oro en el relave de flotación disminuye de 0.46 a 0.29 gAu/TMS.

Para una ley de cabeza mayor e igual a 14 gAu/TMS y menor a 16 gAu/TMS la recuperación de flotación aumenta de 97.18 a 98.03% y la ley de oro en el relave de flotación disminuye de 0.47 a 0.34 gAu/TMS.

Para una ley de cabeza mayor e igual a 16 gAu/TMS la recuperación de flotación aumenta de 97.94 a 98.31% y la ley de oro en el relave de flotación disminuye de 0.52 a 0.35 gAu/TMS.

4.12. Resultados de la carga circulante después de implementar la celda de flotación *flash*

Evaluando el circuito de clasificación convencional se tiene 1662% de carga circulante de oro frente a 2412% de carga circulante de oro empleando la celda de flotación como se muestra en la Tabla 36, lo cual muestra que disminuye la recirculación de oro en el circuito de molienda y así se evita la liberación excesiva o sobremolienda.

Tabla 36

Carga circulante de oro en el circuito de clasificación con y sin celda flash

Malla	Con Celda <i>Flash</i>		Sin Celda <i>Flash</i>	
	Recuperación <i>Overflow</i>	Recuperación <i>Underflow</i>	Recuperación <i>Overflow</i>	Recuperación <i>Underflow</i>
+m50	0.24	99.76	0.07	99.93
+m70	0.82	99.18	0.30	99.70
+m100	4.10	95.90	2.25	97.75
+m140	5.15	94.85	5.94	94.06
+m200	5.27	94.73	6.89	93.11
+m270	7.27	92.73	13.62	86.38
+m325	8.65	91.35	17.99	82.01
-m325	12.06	87.94	9.23	90.77
Total	5.68	94.32	3.98	96.02
Carga Circulante	16.62		24.12	

Nota: Elaboración propia

Conclusiones

Al implementar la celda de flotación *flash* SK240 se logró optimizar la recuperación de oro en el proceso. Al momento de procesar un mineral con una ley de oro en la cabeza (a) menor a 10 gAu/TMS, la recuperación de flotación aumentó en 1.65% de 96.06 a 97.71%; (b) mayor e igual a 10 gAu/TMS y menor a 12 gAu/TMS, la recuperación de flotación aumentó en 1.4% de 96.52 a 97.92%; (c) mayor e igual a 12 gAu/TMS y menor a 14 gAu/TMS, la recuperación de flotación aumentó en 1.13 % de 96.82 a 97.95%; (d) mayor e igual a 14 gAu/TMS y menor a 16 gAu/TMS, la recuperación de flotación aumentó en 0.85 % de 97.18 a 98.03%, y (e) mayor e igual a 16 gAu/TMS, la recuperación de flotación aumentó en 0.37% de 97.94 a 98.31%.

Se obtuvo una recuperación de oro de 97.54% a nivel de laboratorio metalúrgico, donde se recuperó el 63.87% en la celda de flotación *flash* y 33.67% en las celdas convencionales al procesar un mineral con una ley de cabeza de 10.31 gAu/TMS.

Al implementar la celda de flotación *flash* SK240 se logró disminuir el contenido valioso de oro en el relave de flotación. Al momento de procesar un mineral con una ley de oro en la cabeza: (a) menor a 10 gAu/TMS, la ley de oro en el relave de flotación disminuyó de 0.38 a 0.21 gAu/TMS; (b) mayor e igual a 10 gAu/TMS y menor a 12 gAu/TMS, la ley de oro en el relave de flotación disminuyó de 0.42 a 0.28 gAu/TMS; (c) mayor e igual a 12 gAu/TMS y menor a 14 gAu/TMS, la ley de oro en el relave de flotación disminuyó de 0.46 a 0.29 gAu/TMS; (d) mayor e igual a 14 gAu/TMS y menor a 16 gAu/TMS, la ley de oro en el relave de flotación disminuyó de 0.47 a 0.34 gAu/TMS; y (e) mayor e igual a 16 gAu/TMS, la ley de oro en el relave de flotación disminuyó de 0.52 a 0.35 gAu/TMS.

Al implementar la celda de flotación *flash* SK240 se logró disminuir la carga circulante de oro de 2412 a 1662% cuando se procesa un mineral con una ley de cabeza de 10.31 gAu/TMS.

Recomendaciones

Realizar estudios hidrometalúrgicos de la celda *flash* (Flujo de aire de ingreso, tamaño de burbujas, velocidad superficial de aire, etc.) y realizar otro diseño experimental con las nuevas variables de control.

Evaluar la recuperación de oro al implementar un proceso unitario de gravimetría para recuperar el oro gravimétricamente recuperable (GRG) y complementar el proceso de flotación (*flash* y convencional).

Realizar pruebas de granulometría del concentrado actual frente al concentrado obtenido a la flotación *flash* para ajustar parámetros en los procesos posteriores de remolienda.

Referencias bibliográficas

- Adkins, S.J., Pearse, M.J., 1992. The influences of collector chemistry on kinetics and selectivity in base-metal sulphide flotation. *Miner. Eng.* 5 (3-5), 295-310.
- Anderson, C.G., 2006. The use of design of experimentation software in laboratory testing and plant optimization. *Proc. 38th Annual Meeting of the Canadian Mineral Processors Conf.*, Ottawa, ON, Canada, pp. 577-606.
- Ali, S.S.M., et al., 2013. Introducing inverse gas chromatography as a method of determining surface heterogeneity of minerals for flotation. *Powder Technol.* 249, 373-377.
- Avotins, P.V., et al., 1994. Recent advances in sulfide collector development. In: Mulukutla, P.S. (Ed.), *Reagents for Better Metallurgy*. SME, Littleton, CO, USA, pp. 47-56.
- Bourke, P., 2002. *Flash* flotation of copper and gold, In *Output*. Outokumpu, pp. 7-11.
- Brook, C., Small, G., Michelmore, A., Skinner, W., Grano, S., Collection and characterization of free gold particles from low grade copper concentrator streams and methods to improve their recovery. *Canadian Metallurgical Quarterly*, 2003, 42(3), 261-270.
- Bulatovic, S.M., 2007. *Handbook of Flotation Reagents: Chemistry, Theory and Practice*. Flotation of Sulfide Ores, vol. 1. Elsevier, Amsterdam, Netherlands.
- Burdukova, E., Laskowski, J.S., 2009. Effect of insoluble amine on bubble surfaces on particle-bubble attachment in potash flotation. *Can. J. Chem. Eng.* 87 (3), 441-447.
- Chander, S., 2003. A brief review of pulp potentials in sulfide flotation. *Int. J. Miner. Process.* 72 (1-4), 141-150.

- Coleman, R., 2010. Maximise your recoveries in a *flash*, In Output Australia. pp. 4-7.
- Gorvenia Gorvenia, Hilario Damaso, 2006, Proyecto de circuito de flotación *flash* en la mejora de recuperación de oro grueso, tesis de pregrado.
- Huacca Mamani M.E. (2021). Optimización del proceso de flotación de minerales auríferos en celda *flash* para mejorar la recuperación de oro en la empresa minera Cori Puno. Tesis para título profesional de Ing. Metalurgista.
- Klimpel, R.R., Isherwood, S., Some industrial implications of changing frother chemical structure. International Journal of Mineral Processing, 1991, 33(1-4), 369-381.
- Klimpel, R.R., 1995. The influence of frother structure on industrial coal flotation. In: Kawatra (Ed.), High-Efficiency Coal Preparation. SME, Littleton, CO, USA, pp. 141-151. (Chapter 12).
- Koçkkılıç, O., et al., 2015. A design of experiments investigation into dry separation using a Knelson concentrator. Miner. Eng. 72 (0), 73-86.
- Laplante, A., Dunne, R., 2002a. The gravity recoverable gold test and *flash* flotation, In Proceedings of 34th Annual Canadian Mineral Processors Operators Conference. McGill University & Newcrest Mining Limited, Ottawa, p. Paper 7.
- Laplante, A., Gray, S., 2005. Advances in gravity gold technology, In Developments in mineral processing: Advances in gold ore processing, ed. Adams, M.D. Elsevier B.V., Amsterdam, The Netherlands, pp. 280-307
- MacKinnon, S., 2002. The interaction of *flash* flotation with closed circuit grinding, In Minerals Engineering and Extractive Metallurgy. Western Australian School of Mines, Kalgoorlie.
- MacKinnon, S., Yan, D., Dunne, R., The interaction of *flash* flotation with closed circuit grinding. Minerals Engineering, 2003, 16, 1149-1160.

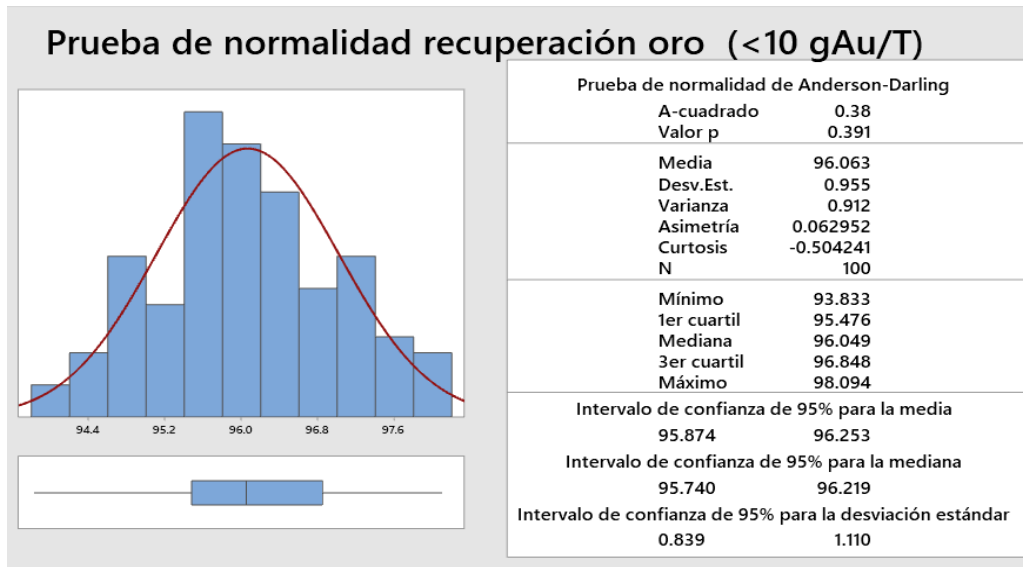
- Mike D. Adams, 2005, *Advances in gold ores processing*, Elsevier B.V, Amsterdam, The Netherlands.
- Napier-Munn, T., 2010. Designing and analysing plant trials. In: Greet C.J. (Ed.), *Flotation Plant Optimization*. AusIMM, pp. 175-190. Spectrum Series, No 15.
- Newcombe, B., Bradshaw, D., Wightman, E., The hydrodynamics of an operating *flash* flotation cell. *Minerals Engineering*, 2013a, 41(0), 86-96.
- Newcombe, B., Wightman, E., Bradshaw, D., The role of a *flash* flotation circuit in an industrial refractory gold concentrator. *Minerals Engineering*, 2013b, 53(0), 57-73.
- Outotec, 2009. SkimAir reduces nickel overgrinding at Leinster Nickel Operation, In Case study: Minerals processing solutions.
- Quispe de la Cruz, W.J. (2018). Estudio mediante la realización de pruebas experimentales de flotación *Flash* SkimAir 80, en la Compañía Minera las Bambas. Tesis para título profesional de Ing. Metalurgista. UNSA.
- Shergold, H.L., 1984. Flotation in mineral processing. In: Ives, K.J. (Ed.), *The Scientific Basis of Flotation*, vol. 75. Martinus Nijhoff Publishers, Netherlands, pp. 229-288.
- Wills, B.A., *Wills' mineral processing technology: An introduction to the practical aspects of ore treatment and mineral recovery*. 7th edn. 2006, Butterworth Heinemann, Oxford, U.K.
- Wrobel, S.A., 1970. Economic flotation of minerals. *Mining Mag.* 122 (4), 281-282.
- Yates, F., 1937. The design and analysis of factorial experiments (Technical report). Technical Communication No. 35 of the Commonwealth Bureau of Soils (alternatively attributed to the Imperial Bureau of Soil Science), Harpenden, UK.
- Zhengchan Shen, *Principles and Technologies of Flotation Machine*, Springer, 2021, Beijing, China

Anexos

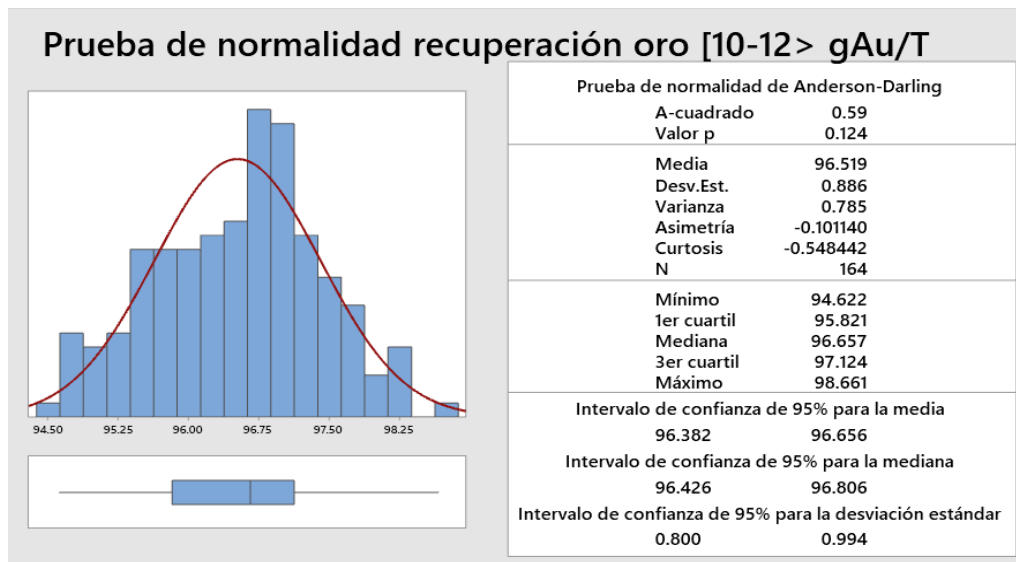
Anexo 1: Prueba de normalidad de recuperación de oro para una ley de cabeza menor a 10 gAu/TMS antes de implementar la celda de flotación <i>flash</i>	1
Anexo 2: Prueba de normalidad de recuperación de oro para una ley de cabeza mayor e igual a 10 gAu/TMS y menor a 12 gAu/TMS antes de implementar la celda de flotación <i>flash</i>	1
Anexo.3: Prueba de normalidad de recuperación de oro para una ley de cabeza mayor e igual a 12 gAu/TMS y menor a 14 gAu/TMS antes de implementar la celda de flotación <i>flash</i>	2
Anexo 4: Prueba de normalidad de recuperación de oro para una ley de cabeza mayor e igual a 14 gAu/TMS y menor a 16 gAu/TMS antes de implementar la celda de flotación <i>flash</i>	2
Anexo 5: Prueba de normalidad de recuperación de oro para una ley de cabeza mayor e igual a 16 gAu/TMS antes de implementar la celda de flotación <i>flash</i>	3
Anexo 6: Prueba de normalidad para la ley de oro en el relave de flotación para una ley de cabeza menor a 10 gAu/TMS antes de implementar la celda de flotación <i>flash</i>	3
Anexo 7: Prueba de normalidad para la ley de oro en el relave de flotación para una ley de cabeza mayor e igual a 10 gAu/TMS y menor a 12 gAu/TMS antes de implementar la celda de flotación <i>flash</i>	4
Anexo 8. Prueba de normalidad para la ley de oro en el relave de flotación para una ley de cabeza mayor e igual a 12 gAu/TMS y menor a 14 gAu/TMS antes de implementar la celda de flotación <i>flash</i>	4
Anexo 9: Prueba de normalidad para la ley de oro en el relave de flotación para una ley de cabeza mayor e igual a 14 gAu/TMS y menor a 16 gAu/TMS antes de implementar la celda de flotación <i>flash</i>	5
Anexo 10: Prueba de normalidad para la ley de oro en el relave de flotación para una ley de cabeza mayor e igual a 16 gAu/TMS antes de implementar la celda de flotación <i>flash</i> .	5
Anexo 11: Prueba de normalidad de recuperación de oro para una ley de cabeza menor a 10 gAu/TMS luego de implementar la celda de flotación <i>flash</i>	6

Anexo 12: Prueba de normalidad de recuperación de oro para una ley de cabeza mayor e igual a 10 gAu/TMS y menor a 12 gAu/TMS luego de implementar la celda de flotación <i>flash</i>	6
Anexo 13: Prueba de normalidad de recuperación de oro para una ley de cabeza mayor e igual a 12 gAu/TMS y menor a 14 gAu/TMS luego de implementar la celda de flotación <i>flash</i>	7
Anexo 14: Prueba de normalidad de recuperación de oro para una ley de cabeza mayor e igual a 14 gAu/TMS y menor a 16 gAu/TMS luego de implementar la celda de flotación <i>flash</i>	7
Anexo 15: Prueba de normalidad de recuperación de oro para una ley de cabeza mayor e igual a 16 gAu/TMS con celda flash luego de implementar la celda de flotación <i>flash</i>	8
Anexo 16: Prueba de normalidad para la ley de oro en el relave de flotación para una ley de cabeza menor a 10 gAu/TMS luego de implementar la celda de flotación <i>flash</i>	8
Anexo 17: Prueba de normalidad para la ley de oro en el relave de flotación para una ley de cabeza mayor e igual a 10 gAu/TMS y menor a 12 gAu/TMS luego de implementar la celda de flotación <i>flash</i>	9
Anexo 18: Prueba de normalidad para la ley de oro en el relave de flotación para una ley de cabeza mayor e igual a 12 gAu/TMS y menor a 14 gAu/TMS luego de implementar la celda de flotación <i>flash</i>	9
Anexo 19: Prueba de normalidad para la ley de oro en el relave de flotación para una ley de cabeza mayor e igual a 14 gAu/TMS y menor a 16 gAu/TMS luego de implementar la celda de flotación <i>flash</i>	10
Anexo 20: Prueba de normalidad para la ley de oro en el relave de flotación para una ley de cabeza mayor e igual a 16 gAu/TMS luego de implementar la celda de flotación <i>flash</i>	10
MATRIZ DE CONSISTENCIA DE LA INVESTIGACIÓN (Matriz lógica)	11

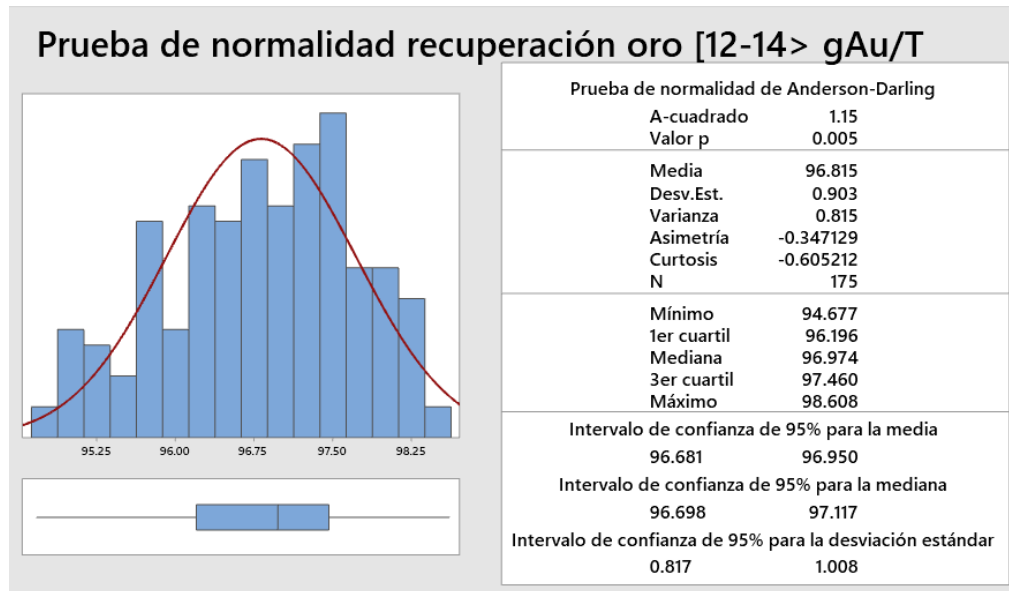
Anexo 1: Prueba de normalidad de recuperación de oro para una ley de cabeza menor a 10 gAu/TMS antes de implementar la celda de flotación *flash*.



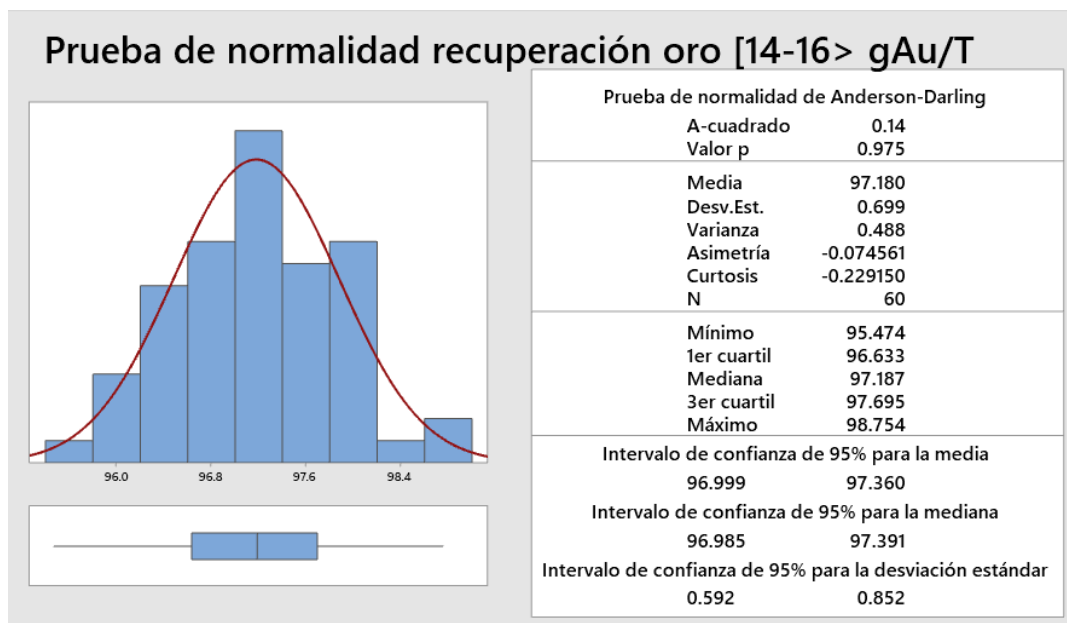
Anexo 2: Prueba de normalidad de recuperación de oro para una ley de cabeza mayor e igual a 10 gAu/TMS y menor a 12 gAu/TMS antes de implementar la celda de flotación *flash*



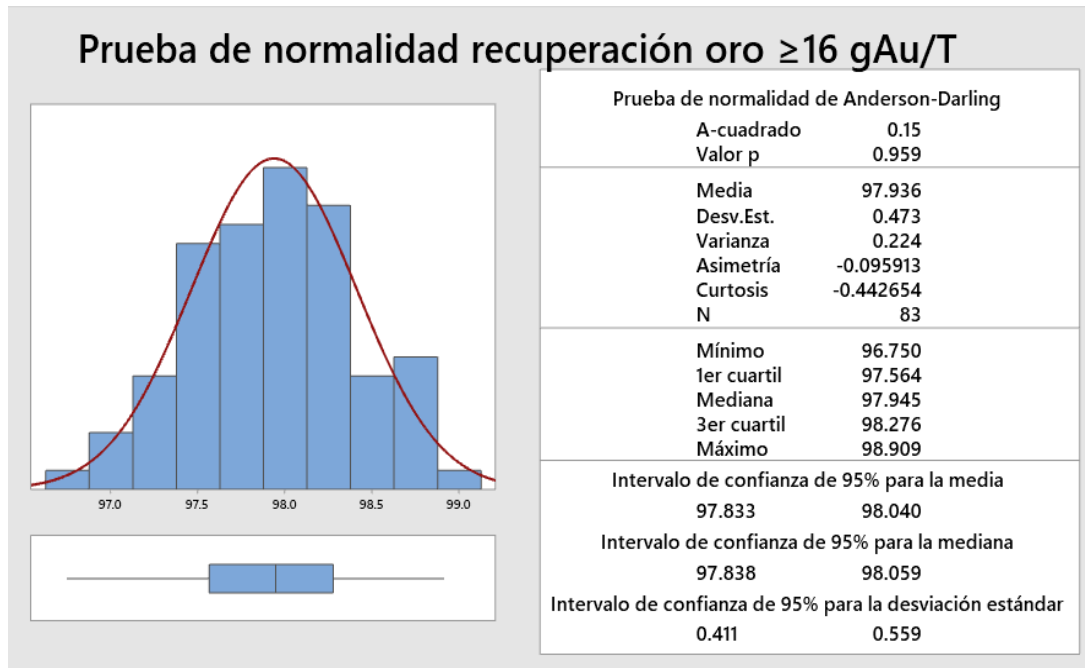
Anexo.3: Prueba de normalidad de recuperación de oro para una ley de cabeza mayor e igual a 12 gAu/TMS y menor a 14 gAu/TMS antes de implementar la celda de flotación *flash*.



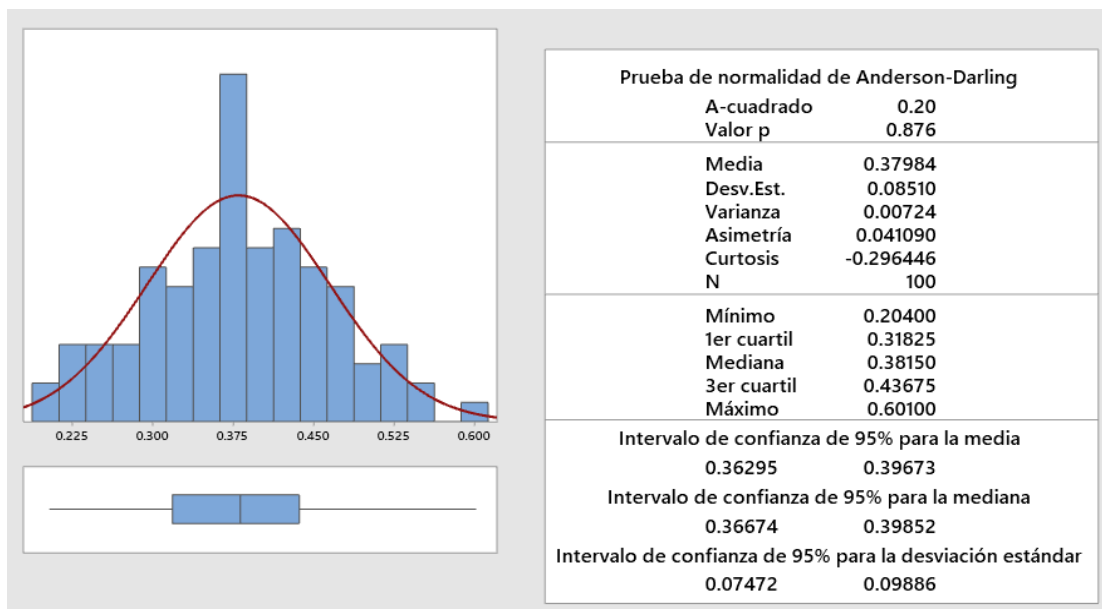
Anexo 4: Prueba de normalidad de recuperación de oro para una ley de cabeza mayor e igual a 14 gAu/TMS y menor a 16 gAu/TMS antes de implementar la celda de flotación *flash*.



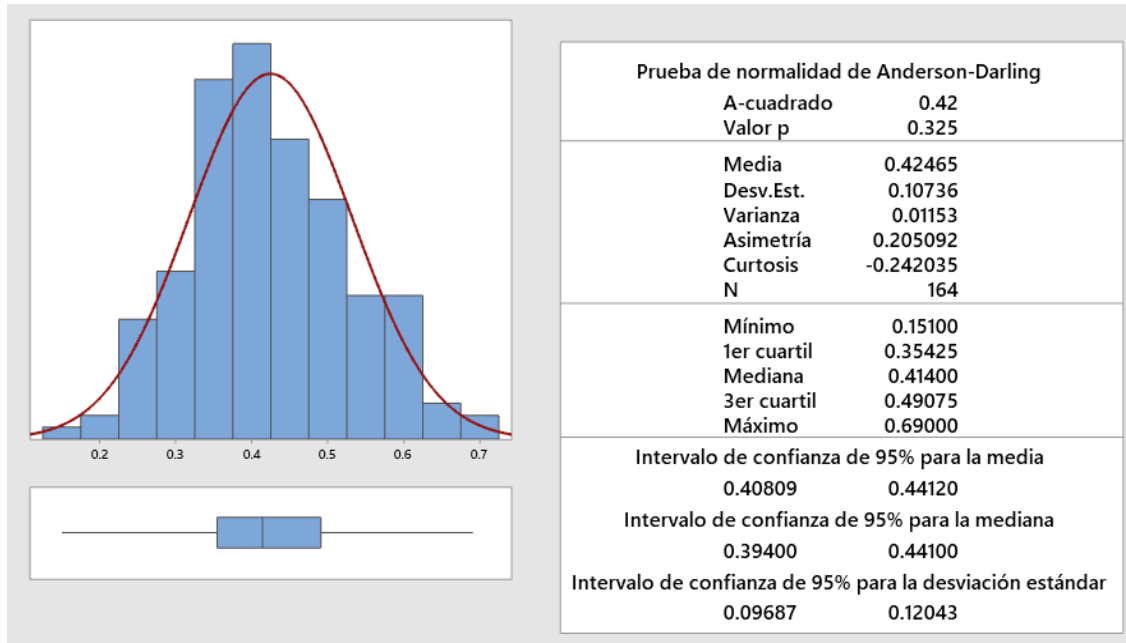
Anexo 5: Prueba de normalidad de recuperación de oro para una ley de cabeza mayor e igual a 16 gAu/TMS antes de implementar la celda de flotación *flash*.



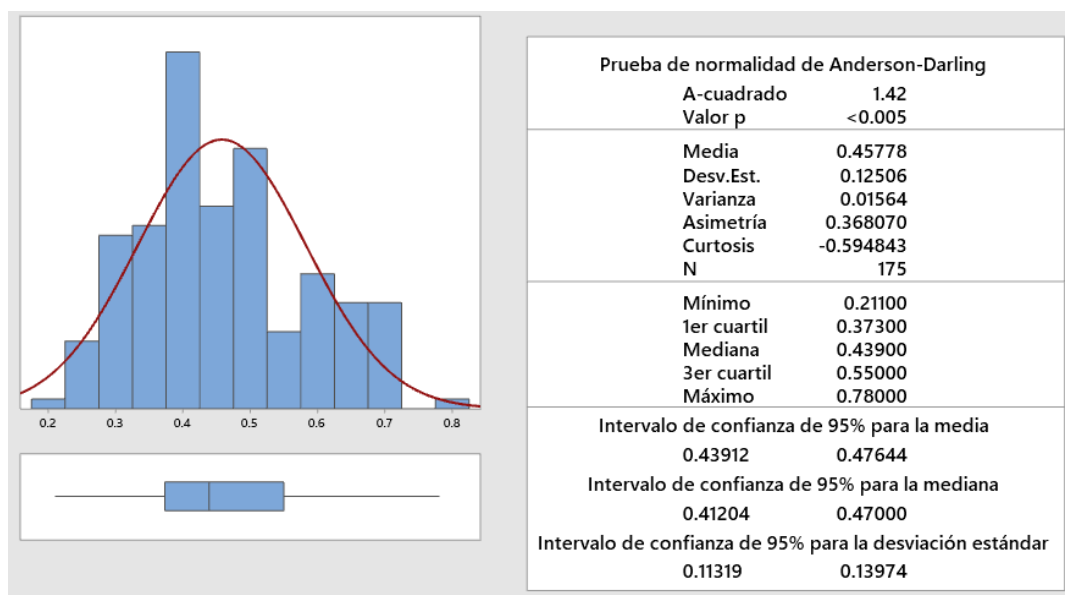
Anexo 6: Prueba de normalidad para la ley de oro en el relave de flotación para una ley de cabeza menor a 10 gAu/TMS antes de implementar la celda de flotación *flash*.



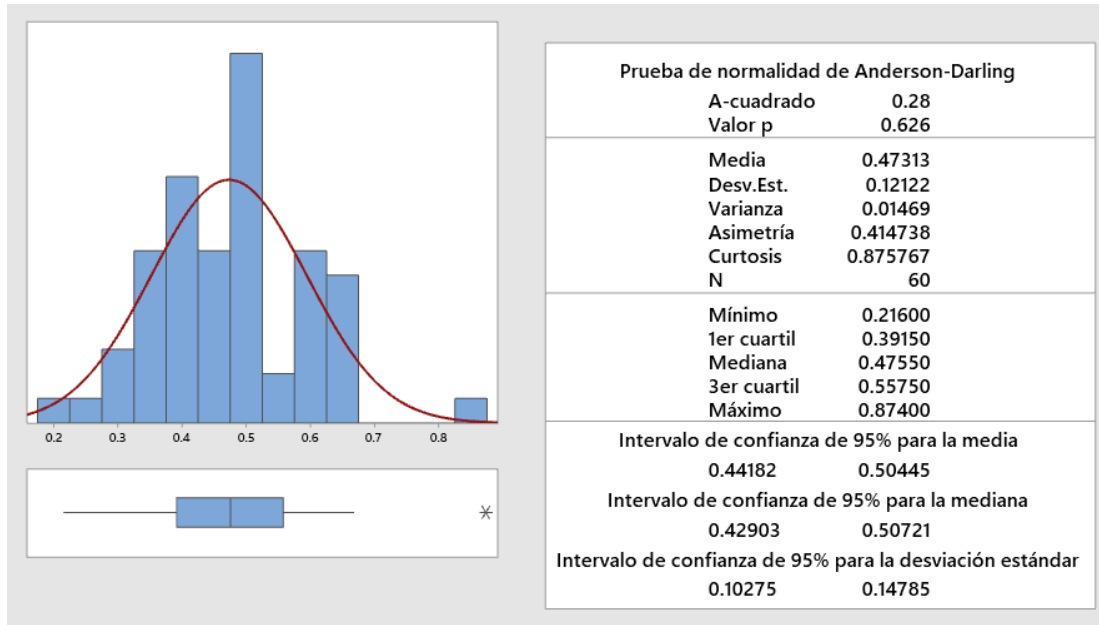
Anexo 7: Prueba de normalidad para la ley de oro en el relave de flotación para una ley de cabeza mayor e igual a 10 gAu/TMS y menor a 12 gAu/TMS antes de implementar la celda de flotación *flash*.



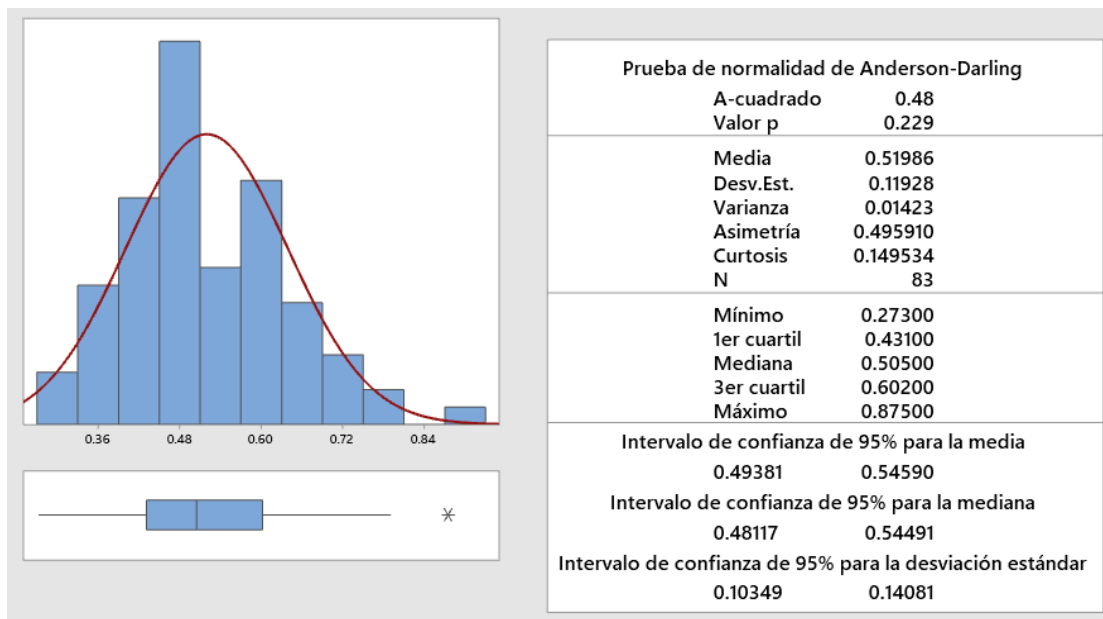
Anexo 8. Prueba de normalidad para la ley de oro en el relave de flotación para una ley de cabeza mayor e igual a 12 gAu/TMS y menor a 14 gAu/TMS antes de implementar la celda de flotación *flash*.



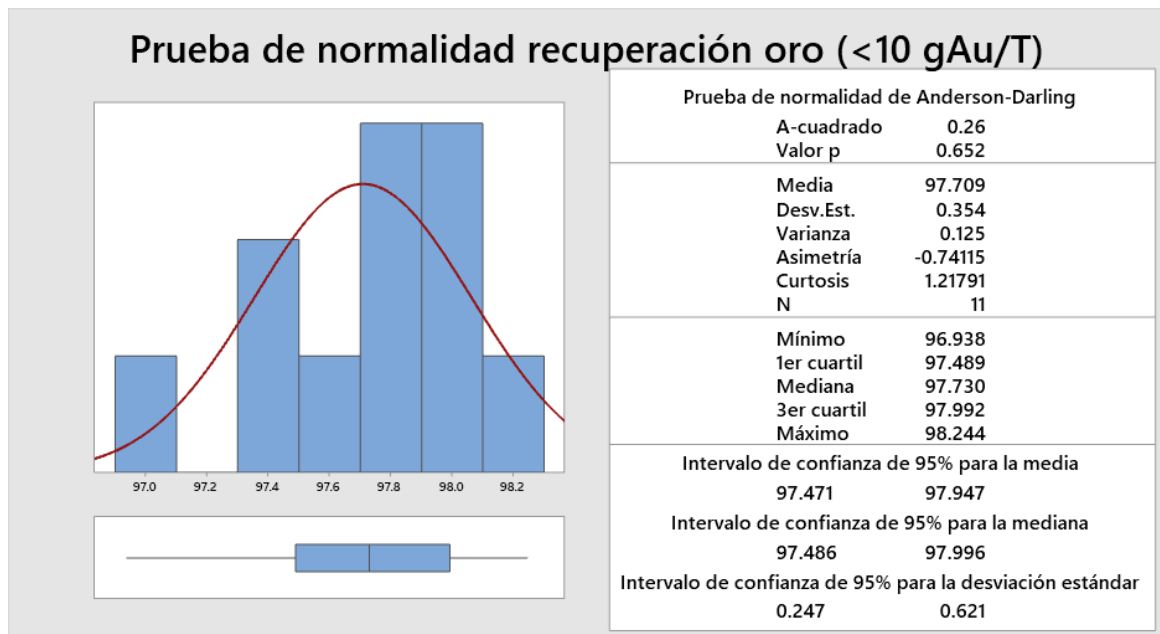
Anexo 9: Prueba de normalidad para la ley de oro en el relave de flotación para una ley de cabeza mayor e igual a 14 gAu/TMS y menor a 16 gAu/TMS antes de implementar la celda de flotación *flash*.



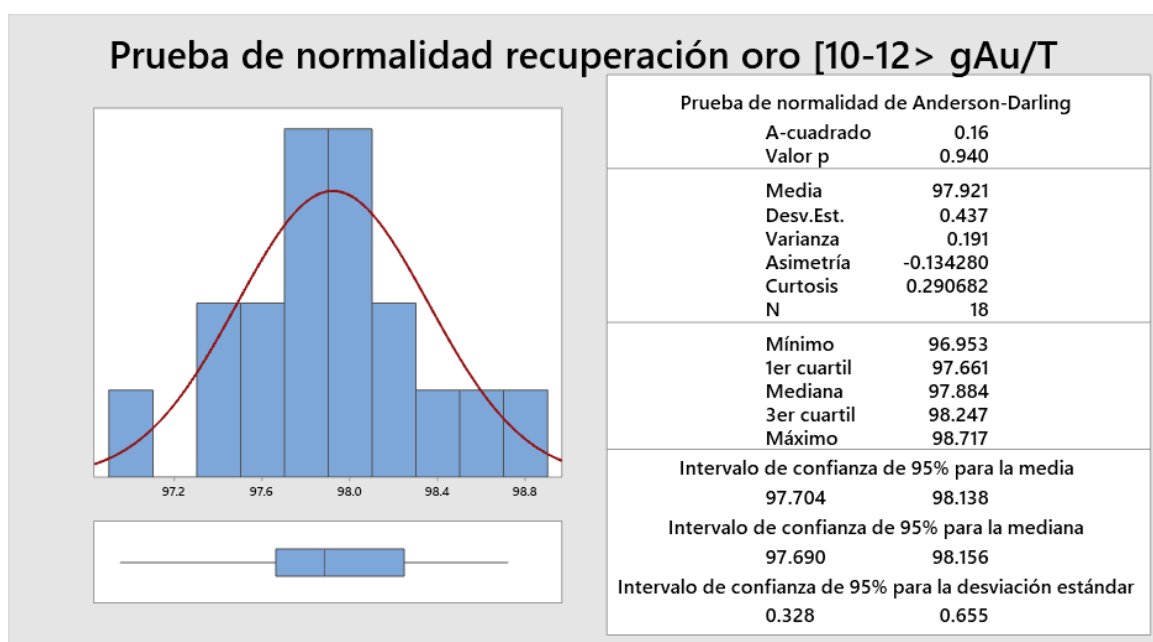
Anexo 10: Prueba de normalidad para la ley de oro en el relave de flotación para una ley de cabeza mayor e igual a 16 gAu/TMS antes de implementar la celda de flotación *flash*.



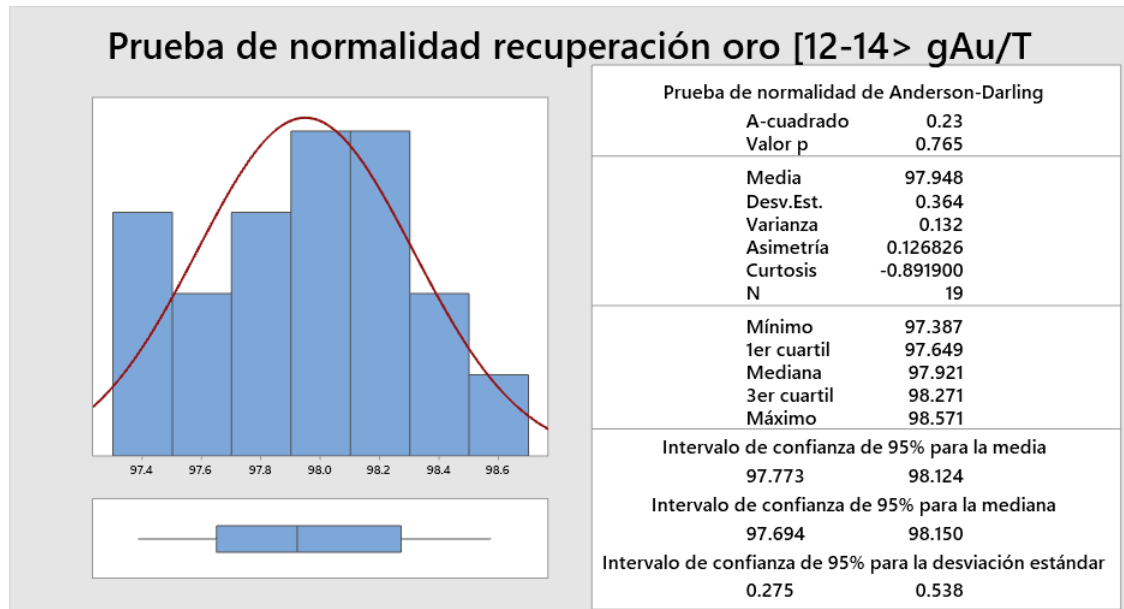
Anexo 11: Prueba de normalidad de recuperación de oro para una ley de cabeza menor a 10 gAu/TMS luego de implementar la celda de flotación flash.



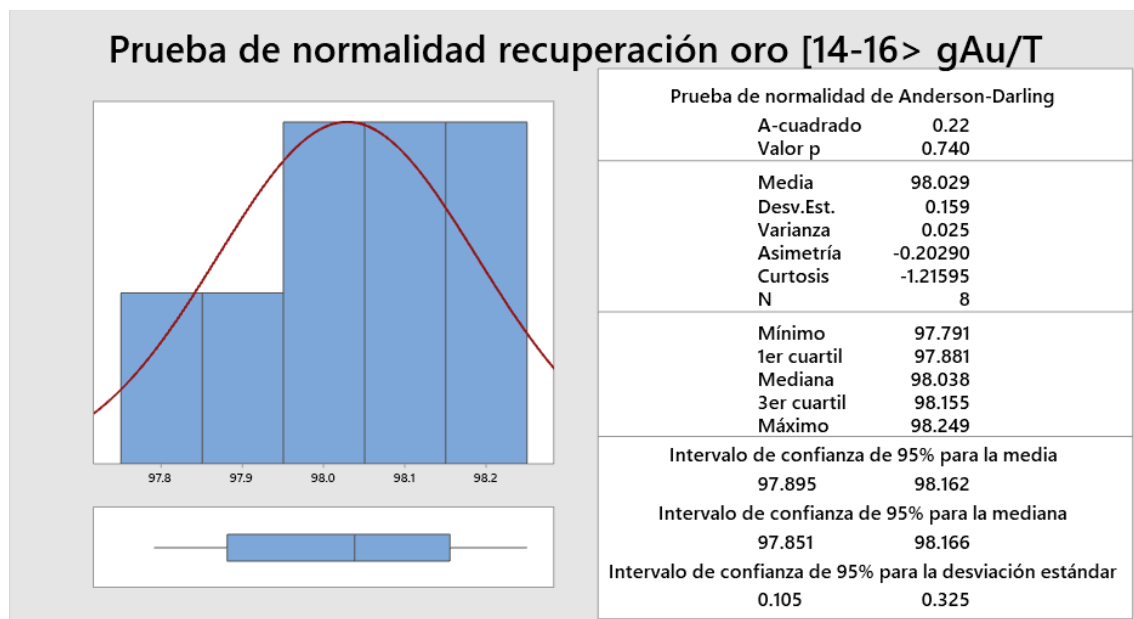
Anexo 12: Prueba de normalidad de recuperación de oro para una ley de cabeza mayor e igual a 10 gAu/TMS y menor a 12 gAu/TMS luego de implementar la celda de flotación flash.



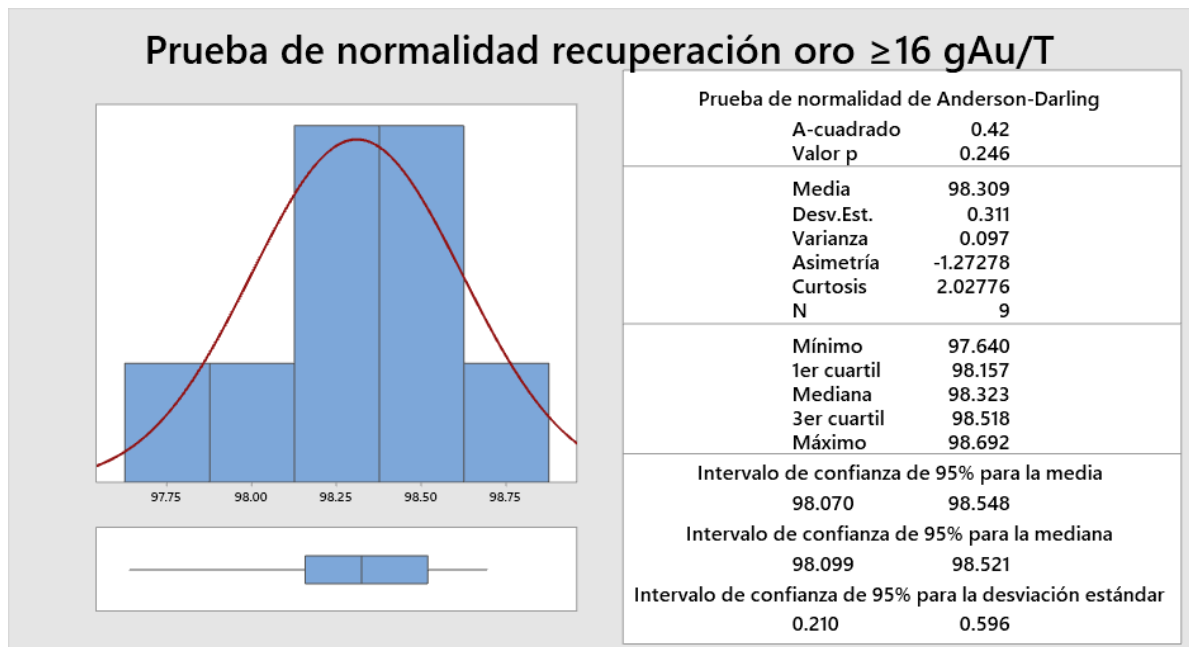
Anexo 13: Prueba de normalidad de recuperación de oro para una ley de cabeza mayor e igual a 12 gAu/TMS y menor a 14 gAu/TMS luego de implementar la celda de flotación *flash*.



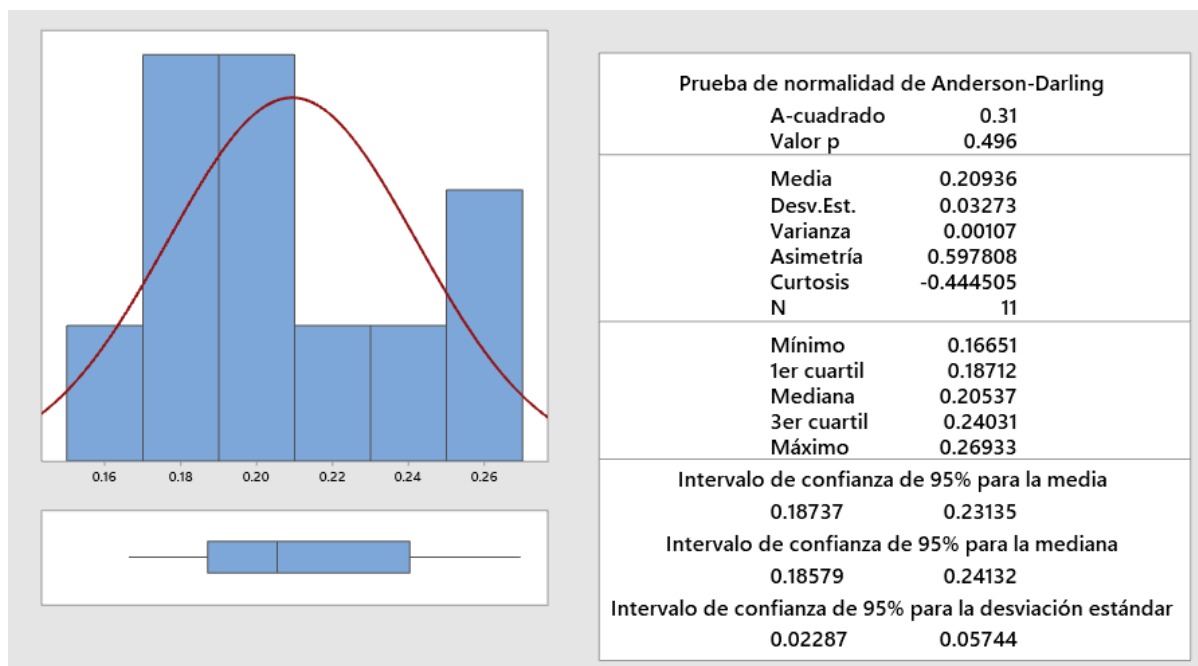
Anexo 14: Prueba de normalidad de recuperación de oro para una ley de cabeza mayor e igual a 14 gAu/TMS y menor a 16 gAu/TMS luego de implementar la celda de flotación *flash*.



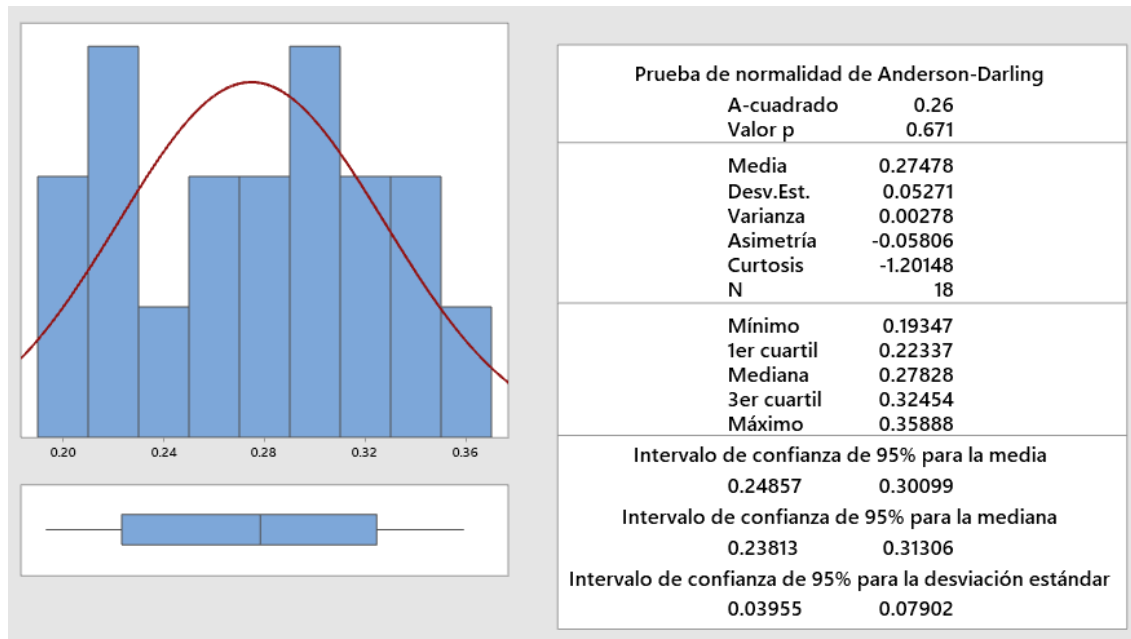
Anexo 15: Prueba de normalidad de recuperación de oro para una ley de cabeza mayor e igual a 16 gAu/TMS con celda flash luego de implementar la celda de flotación *flash*.



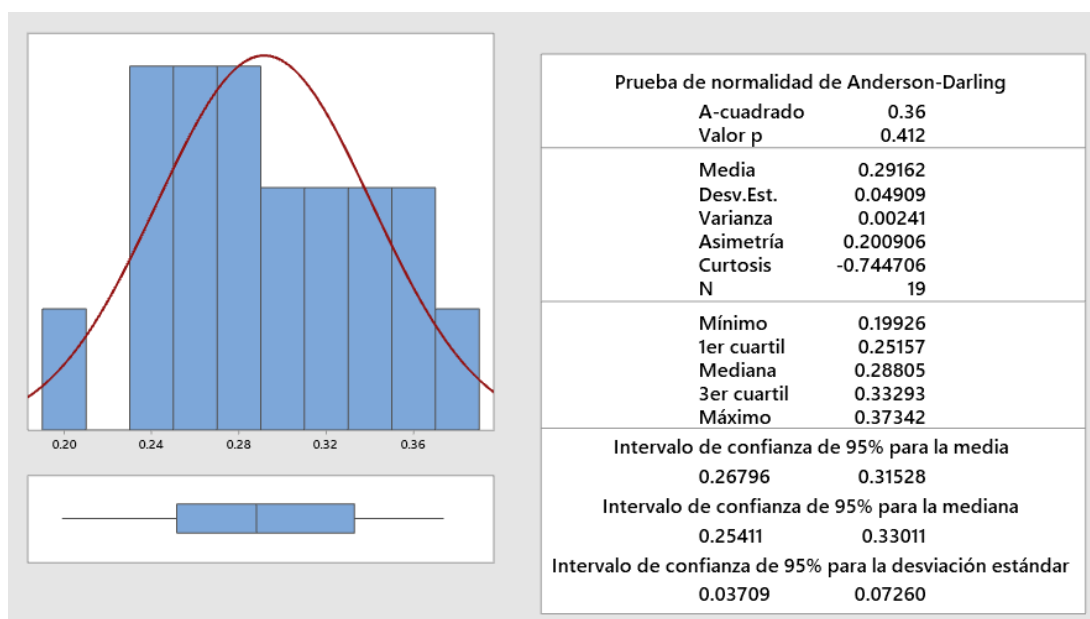
Anexo 16: Prueba de normalidad para la ley de oro en el relave de flotación para una ley de cabeza menor a 10 gAu/TMS luego de implementar la celda de flotación *flash*.



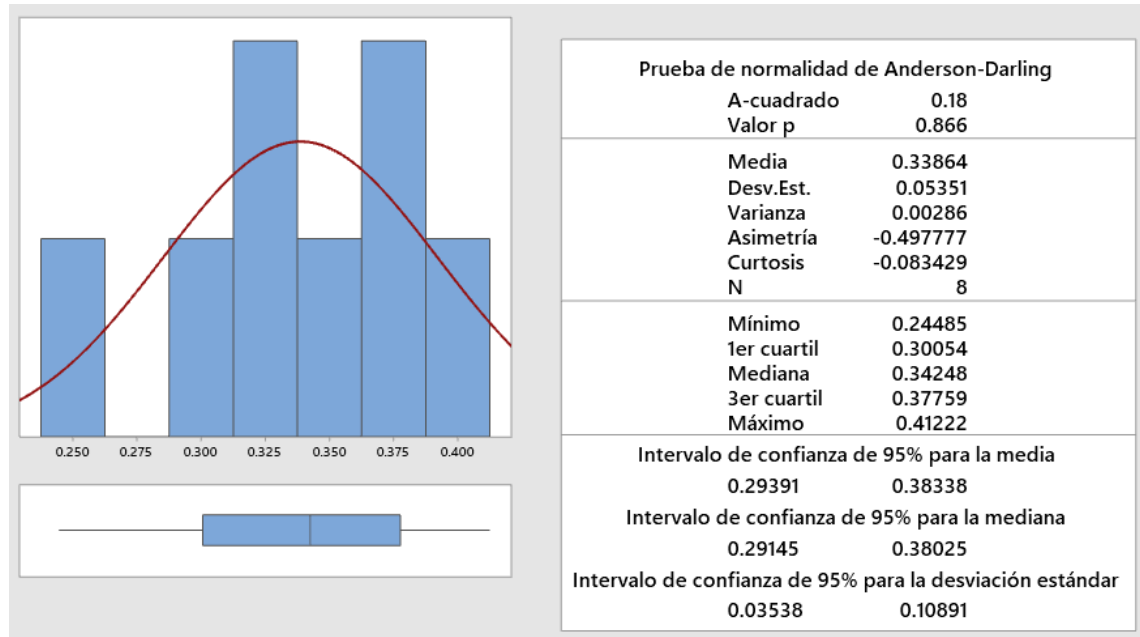
Anexo 17: Prueba de normalidad para la ley de oro en el relave de flotación para una ley de cabeza mayor e igual a 10 gAu/TMS y menor a 12 gAu/TMS luego de implementar la celda de flotación *flash*.



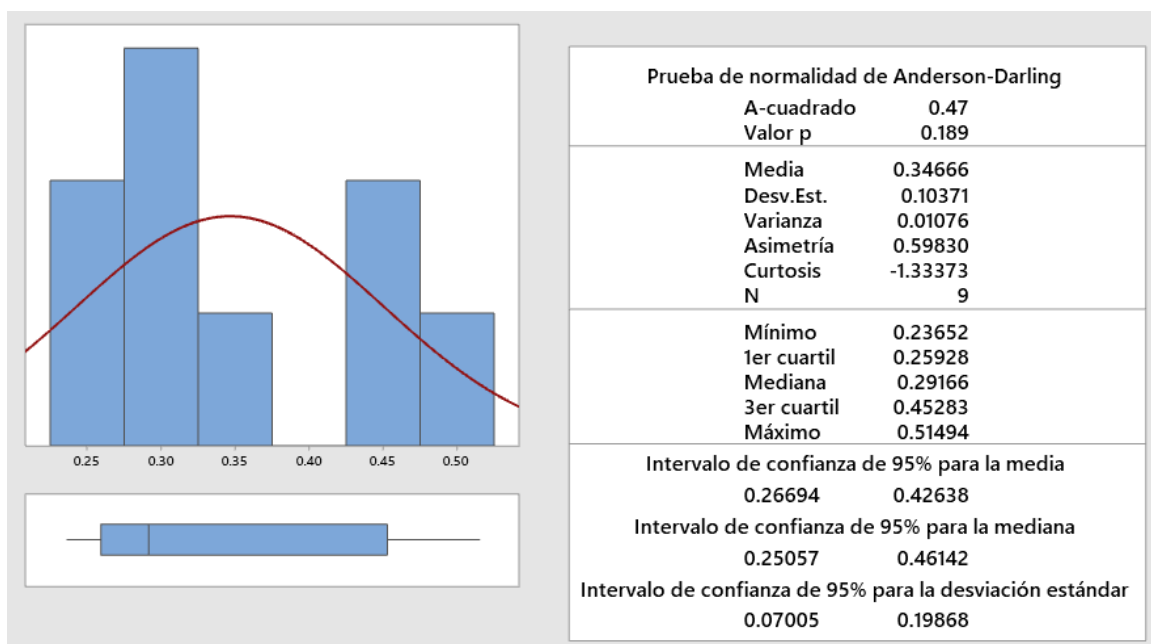
Anexo 18: Prueba de normalidad para la ley de oro en el relave de flotación para una ley de cabeza mayor e igual a 12 gAu/TMS y menor a 14 gAu/TMS luego de implementar la celda de flotación *flash*.



Anexo 19: Prueba de normalidad para la ley de oro en el relave de flotación para una ley de cabeza mayor e igual a 14 gAu/TMS y menor a 16 gAu/TMS luego de implementar la celda de flotación *flash*.



Anexo 20: Prueba de normalidad para la ley de oro en el relave de flotación para una ley de cabeza mayor e igual a 16 gAu/TMS luego de implementar la celda de flotación *flash*.



MATRIZ DE CONSISTENCIA DE LA INVESTIGACIÓN (Matriz lógica)

PROBLEMA	OBJETIVOS	FUNDAMENTO TEÓRICO / ANTEC.	HIPÓTESIS	VARIABLES Y DIMENSIONES	METODOLOGÍA
<p>Problema general ¿Cuál es la efectividad de la implementación de una celda de flotación flash para la recuperación de oro en el proceso de flotación en una compañía minera al norte del Perú?</p> <p>Problemas específicos ¿Cuál es el porcentaje actual de la recuperación de oro en el circuito de flotación? ¿Cuál es la recuperación de la flotación al aplicar el procedimiento metalúrgico de celda flash a nivel de laboratorio? ¿Es posible disminuir el contenido de oro en el relave de flotación mediante implementación de una celda de flotación flash? ¿Cuál es la carga circulante de oro en el circuito de clasificación mediante la implementación de una celda de flotación flash?</p>	<p>Objetivo General Implementar una celda de flotación flash para optimizar la recuperación de oro en el proceso de flotación en una compañía minera aurífera al norte del Perú.</p> <p>Objetivos Específicos Evaluar el porcentaje del circuito actual de la recuperación de oro en el proceso de flotación. Evaluar la recuperación de la flotación al aplicar el procedimiento metalúrgico de la celda flash a nivel de laboratorio. Disminuir el contenido oro en el relave de flotación mediante implementación de una celda de flotación flash. Disminuir la carga circulante de oro en el circuito de clasificación mediante implementación de una celda de flotación flash</p>	<p>Bianca Newcombe et. al. (2013) The role of a flash flotation circuit in an industrial refractory gold concentrator, Minerals Engineering. Australia.</p> <p>Bianca Newcombe, D. Bradshaw, E. Wightman (2012). The hydrodynamics of an operating flash flotation cell.</p> <p>Huacca Mamani M.E. (2021). Optimización del proceso de flotación de minerales auríferos en celda flash para mejorar la recuperación de oro en la empresa minera Cori Puno. Tesis para título profesional de ing. Metalurgista. UNAP.</p> <p>Qispe de la Cruz, W.J. (2018). Estudio mediante la realización de pruebas experimentales de flotación Flash SkimAir 80, en la Compañía Minera las Bambas. Tesis para título profesional de ing. Metalurgista. UNSA.</p>	<p>Hipótesis General: Si la compañía minera aurífera del norte del Perú realiza la implementación de una celda de flotación flash, entonces, se logra la optimización de la recuperación de oro en el proceso de flotación.</p> <p>Hipótesis específicas: El porcentaje actual de recuperación de oro en el circuito de flotación se encuentra entre 96 a 98 % según la ley de cabeza de mineral La recuperación de flotación a nivel de laboratorio metalúrgico al implementar la celda flash se aproxima a 63.5%. En la planta de beneficio, luego de implementar la celda de flotación flash, el contenido de oro en el relave de flotación disminuye entre 0.10 a 0.20 gAu/TMS según la ley de oro en el mineral de cabeza. Al implementar la celda de flotación flash la carga circulante de oro disminuye en un 50%.</p>	<p>VI: Factores de implementación de una celda de flotación flash (CuSO₄, Z-6, AR-404, MT-346, %S)</p> <p>VD: Recuperación de oro en el proceso flotación</p> <p>Variables de control:</p> <ul style="list-style-type: none"> - Tonelaje de procesamiento entre 1780 a 1820 TMS/día - Ley de oro en el mineral de cabeza. - Reactivos de flotación estándar: Colector Z-6 entre 40 a 50 g/T Espumante MT-346 entre 5 a 7 g/T. Activador CuSO₄ entre 60 a 80 g/T - Grados de molienda entre 51 a 53 %-m200 (P80) - pH en flotación entre 8.5 a 9.5 	<p>Tipo de investigación: Es una investigación aplicada tecnológica</p> <p>Método experimental Diseño experimental de laboratorio aplicado Desarrollo tecnológico</p> <p>Unidad de análisis: Mineral sulfuroso con presencia de oro en matriz de pirita y arsenopirita.</p> <p>Procedimiento: 1ro. Diagnóstico del circuito actual 2do. Pruebas a nivel de laboratorio 3ro. Fase experimental</p> <p>Técnica e instrumentos -Balance másico actual y optimizado de molienda-flotación planta-beneficio -Balance metalúrgico de planta beneficio - Prueba para diseño de la celda flash.</p>