



**UNIVERSIDAD
DEL AZUAY**

DEPARTAMENTO DE POSGRADOS

**“Análisis de la cinética de flotación de minerales arcillosos variando
la cantidad de colectores y pH implementados en el proceso de
flotación perteneciente a la zona de estudio ”**

Trabajo de Titulación previo a la obtención del título de
Magíster en Minas con mención en Planeamiento Minero

Autor:

NESTOR ANDRÉS NAULA RUILOVA

Director:

MGTR. EDUARDO ANDRÉS LUNA MÉNDEZ

CUENCA, ECUADOR

2024

DEDICATORIA

Al niño de 8 años que un día dijo “cuando tenga 30 voy a...”

Néstor Andrés Naula Ruilova

AGRADECIMIENTOS

A todos mis familiares, amigos y compañeros, quienes directa e indirectamente colaboraron con la realización de este proyecto.

Mil gracias.

Néstor Andrés Naula Ruilova

RESUMEN

El presente trabajo tuvo como objetivo determinar en referencia a las condiciones del proceso de flotación implementado en la planta de beneficio del caso de estudio, en donde a través de una variación de la cantidad de colectores, pH, y el desarrollo de una cinética de flotación, se determinó el tiempo óptimo de flotación. Todos los análisis tuvieron como objetivo determinar los parámetros óptimos a implementar frente a la problemática de las arcillas en el proceso y poder obtener una mejor recuperación del mineral enriquecido que está asociado a la calcopirita.

De esta forma, luego de haber realizado un total de 30 ensayos se determinó que las mejores condiciones de trabajo para el sistema primario son bajo una concentración de sólidos del 32% y con un pH de 10, obteniendo así una recuperación de hasta el 93%; mientras que para los sistemas de limpieza y relimpieza se determinó que lo recomendable es trabajar con pH entre 12.3 a 12.4, obteniendo así una recuperación del 89%.

En contraste, en las demás condiciones planteadas, las recuperaciones en las etapas primarias varían entre el 70% y 80% al trabajar con concentraciones de 30% y pH de 9.5, mientras que en las etapas de limpieza y relimpieza las recuperaciones sólo llegan hasta el 78% con pH de 12.2.



Mgtr. Eduardo Andrés Luna Méndez

Director del trabajo de titulación

ABSTRACT

The objective of this work was to determine a methodology for the analysis of the flotation process implemented in the processing plant of the case study, where through a variation in the number of collectors, pH, and the development of flotation kinetics, the optimal flotation time was determined. All analyses were aimed at determining the optimal parameters to be implemented in the face of the clay problem in the process and to obtain a better recovery of the enriched mineral associated with them.

This way, after having carried out a total of 30 tests, it was determined that the best work methodology for the primary system is under a solids concentration of 32% and with a pH of 10, thus obtaining a recovery of up to 93%; while for the cleaning and re-cleaning systems it was determined that it is advisable to work with a pH between 12.3 and 12.4, thus obtaining a recovery of 89%.

In contrast, in the other proposed methodologies, recoveries in the primary stages vary between 70% and 80% when working with concentrations of 30% and pH of 9.5, while in the cleaning and re-cleaning stages, recoveries only reach up to 78% with pH of 12.2.



Mgtr. Eduardo Andrés Luna Méndez

Thesis director

ÍNDICE DE CONTENIDOS

DEDICATORIA.....	ii
AGRADECIMIENTOS.....	iii
RESUMEN.....	iv
ABSTRACT.....	v
ÍNDICE DE CONTENIDOS.....	vi
ÍNDICE DE FIGURAS.....	ix
ÍNDICE DE TABLAS.....	xi
INDICE DE ANEXOS.....	xiii
INTRODUCCIÓN	1
CAPÍTULO 1	2
MARCO TEÓRICO	2
1.1. Descripción del problema y justificación	2
1.2. Objetivos.....	3
<i>1.2.1. Objetivo general</i>	<i>3</i>
<i>1.2.2. Objetivos específicos.....</i>	<i>3</i>
1.3. Marco teórico	4
1.3.1. Geología local.	4
1.4 Cinética de flotación.	16

1.4.1.	<i>Modelo cinético García Zúñiga</i>	16
1.4.2.	<i>Ecuación cinética de García Zúñiga</i>	17
CAPÍTULO 2		21
METODOLOGÍA		21
2.1.	Trabajos de campo	21
2.1.1.	<i>Recolección de las muestras</i>	21
2.2.	Trabajos de laboratorio	21
2.2.6.1.	<i>Ensayos Rougher</i>	26
2.2.6.2.	<i>Ensayos Cleaner - Scavenger</i>	34
CAPÍTULO 3		40
ANÁLISIS DE RESULTADOS		40
3.1.	Análisis de variables implementadas	40
3.2.	Análisis de índices metalúrgicos	41
3.3.	Cinética de flotación	49
3.4.	Determinación del tiempo óptimo de flotación	57
3.5.	Determinación de las variables óptimas	58
CAPÍTULO 4		60
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES		60
4.1.	Conclusiones	60

4.2. Recomendaciones	61
BIBLIOGRAFÍA.....	62
ANEXOS.....	63

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1 Cinturón de cobre El Panguí (Gendall, 1995)	4
Figura 2 Celda de flotación mecánica (Arciniegas, 2012).....	9
Figura 3 Celda de flotación neumática (Arciniegas, 2012)	10
Figura 4 Columna de flotación (Arciniegas, 2012)	10
Figura 5 Razón (ct/co) vs tiempo; plano semi – log (Bustamante, Gaviria, & Restrepo, 2008) ..	17
Figura 6 Modelo de análisis en 10 minutos	29
Figura 7 Modelo de análisis en 12 minutos	29
Figura 8 Modelo de análisis en 14 minutos	30
Figura 9 Esquema de dosificación de colector en planta de estudio.....	31
Figura 10 Distribución de dosificación 1 para ensayos de flotación	32
Figura 11 Distribución de dosificación 2 para ensayos de flotación	32
Figura 12 Modelo de ensayo para análisis de laboratorio de etapa rougher.....	34
Figura 13 Modelo de análisis Cleaner – Scavenger.....	36
Figura 14 Dosificación de colector y espumante de las etapas Cleaner - Scavenger en campo...	37
Figura 15 Modelo de ensayo para análisis de laboratorio de etapas Cleaner - Scavenger	39
Figura 16 Modelo de ensayo No 18 de flotación rougher	44
Figura 17 Modelo de ensayo No 2 de flotación cleaner – scavenger	47
Figura 18 Modelo de ensayo No 6 de flotación cleaner – scavenger	48
Figura 19 Curva de recuperación vs tiempo, ensayos rougher 10-12-14 minutos.....	49
Figura 20 Análisis de cinética de flotación, ensayos rougher 10-12-14 minutos	50
Figura 21 Curva de recuperación vs tiempo, ensayo rougher No 18, 14 minutos	51
Figura 22 Análisis de la cinética de flotación del modelo de ensayo No 18	52
Figura 23 Curva de recuperación vs tiempo, ensayo cleaner - scavenger No 2	53

Figura 24 Análisis de la cinética de flotación del modelo de ensayo 2 cleaner – scavenger.....	54
Figura 25 Curva de recuperación vs tiempo, ensayo cleaner - scavenger No 6	55
Figura 26 Análisis de la cinética de flotación del modelo de ensayo 6 cleaner – scavenger.....	56

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1 Dosificación de reactivos en la planta de estudio	15
Tabla 2 Porcentajes minerales determinados por DRX	23
Tabla 3 Ley de cabeza del mineral de estudio	23
Tabla 4 Modelos de ensayos rougher de laboratorio	24
Tabla 5 Modelo 1 de dosificación para ensayos de laboratorio.....	25
Tabla 6 Modelo 2 de dosificación para ensayos de laboratorio.....	25
Tabla 7 Modelos de ensayos cleaner - scavenger de laboratorio.....	25
Tabla 8 Consumo de cal para determinar pH de ensayos	27
Tabla 9 Total de agua para cada concentración del ensayo	28
Tabla 10 Dosificación en campo para ensayos rougher de laboratorio	33
Tabla 11 Dosificación para ensayos rougher de laboratorio.....	33
Tabla 12 Parámetros de trabajo de las celdas Bach	34
Tabla 13 Dosificación en campo para ensayos Cleaner - Scavenger de laboratorio	37
Tabla 14 Dosificación para ensayos Cleaner - scavenger de laboratorio	38
Tabla 15 Relación de % de Cu, Relave y peso recuperados de los ensayos rougher	40
Tabla 16 Relación de % de Cu, Relave y peso recuperados de los ensayos cleaner - scavenger.	41
Tabla 17 Recuperación y razón de enriquecimiento de los ensayos rougher	42
Tabla 18 Selección del mejor condicionamiento de ensayos rougher	43
Tabla 19 Relación de % de Cu, Relave y peso recuperados del ensayo rougher 18	44
Tabla 20 Análisis de recuperación y razón de enriquecimiento en las etapas de concentración del ensayo rougher #18.....	44
Tabla 21 Tabla de rendimientos de concentrado y relave, ensayos cleaner - scavenger	45
Tabla 22 Tabla de razón de enriquecimiento de concentrado y relave, ensayos cleaner -	

scavenger.....	45
Tabla 23 Análisis de recuperación y razón de enriquecimiento en las etapas de concentración del ensayo cleaner - scavenger #2 y 6.....	47
Tabla 24 Determinación de tiempos óptimos y tiempos industriales	57

INDICE DE ANEXOS

Anexo 1 Diagrama de flujo del proceso de la planta de estudio.....	63
Anexo 2 Determinación del tipo de roca de estudio.	63
Anexo 3 Recolección de muestras en campo.....	64
Anexo 4 Trituración primaria y secundaria.	64
Anexo 5 Informe DRX de las muestras de estudio, laboratorio UTPL	65
Anexo 6 Análisis del contenido de cobre por el método de digestión total.....	65
Anexo 7 Análisis del contenido de azufre por el método de titulación.	66
Anexo 8 Modelo de distribución de flotación de la planta de estudio.....	67
Anexo 9 Molino cónico de laboratorio XMQ Miller.....	67
Anexo 10 Distribución del proceso de análisis de flotación de la planta de estudio	68
Anexo 11 Modelo de ensayo 1 para ensayos de flotación sistema cleaner - scavenger	69
Anexo 12 Modelo de ensayo 2 para ensayos de flotación sistema cleaner - scavenger	70
Anexo 13 Modelo de ensayo 3 para ensayos de flotación sistema cleaner - scavenger	71
Anexo 14 Modelo de ensayo 4 para ensayos de flotación sistema cleaner - scavenger	72
Anexo 15 Modelo de ensayo 5 para ensayos de flotación sistema cleaner - scavenger	73
Anexo 16 Modelo de ensayo 6 para ensayos de flotación sistema cleaner - scavenger	74

INTRODUCCIÓN

En la actualidad la formación geológica conocida como "Cinturón Zamora Cu-Au" es considerada como uno de los pilares de la economía del Ecuador, esto se debe a sus altas concentraciones de minerales de interés tales como el cobre, la plata, el molibdeno y el oro; minerales que son recuperados mediante procesos de metalurgia en plantas de procesamiento mineral denominadas como plantas de beneficio. Sin embargo, algunas de estas asociaciones minerales representan un problema al momento de realizar dichos procesos, tal es el caso de las arcillas que debido a su composición físico química representan un problema durante las diferentes etapas del proceso.

Es por tal motivo que se realizan continuamente estudios cuya finalidad es determinar cuáles podrían ser las mejores metodologías de trabajo aplicables a nivel industrial y que puedan ser favorables a futuro.

El presente trabajo se enfoca directamente en la etapa de concentración, que, para el caso de estudio, es el proceso de flotación; para el cual se recrearon situaciones reales a nivel de laboratorio cuya finalidad es mejorar la recuperación del mineral de interés, en este caso, el cobre; para esto variaremos condiciones como la concentración de sólidos, pH, colector, espumante y tiempo. De esta forma obtendremos los indicadores de recuperación y enriquecimiento óptimos para el trabajo.

Cabe recalcar que para el estudio, no nos enfocaremos directamente en aislar las arcillas, en cambio buscaremos tratar el mineral en su asociación natural tal y como llega al proceso de planta con la finalidad de recrear la situación del campo, para su tratamiento a escala de laboratorio.

CAPÍTULO 1

MARCO TEÓRICO

1.1. Descripción del problema y justificación

En el caso de estudio se pudo observar cómo durante el ingreso de material arcilloso en las diferentes etapas del proceso, modificaba considerablemente los parámetros ya establecidos.

Los inconvenientes parten desde la etapa de chancado, punto en el que el mineral demuestra sus características arcillosas al adherirse en las placas del chancador; al pasar por las bandas transportadoras, se adhiere los rodillos y banda.

Al momento de ingresar en la etapa de molienda el material provoca un fenómeno conocido como sobrecarga lineal, este fenómeno modifica el peso del molino alterando los valores de presión de levante y sonido, sin embargo, el mineral sigue fluyendo por la descarga del molino hacia las siguientes etapas.

Cuando el producto de molienda ingresa a la etapa de flotación, la pulpa presenta una alta concentración de arcillas en las celdas, lo que provoca que no se realice la recuperación de espuma en las celdas y a su vez, coloque al operador en posición de experimentación entre los colectores y espumantes con la finalidad de rescatar el proceso.

Por lo tanto, el enfoque directo de este proyecto es la realización de ensayos de flotación con el objetivo de determinar cuál sería el mejor tratamiento del mineral en su asociación natural, roca y arcilla; variando las condiciones de dosificación de colectores, espumantes, pH y tiempos óptimos de flotación y así poder establecer lineamientos que puedan facilitar el trabajo con este tipo de mineral en futuras labores de planta.

1.2. Objetivos

1.2.1. Objetivo general

Analizar la cinética de flotación en una celda convencional de laboratorio, variando la cantidad de colectores, espumantes y el pH de un mineral cuprífero de tipo arcilloso.

1.2.2. Objetivos específicos

- Caracterizar las muestras del mineral obtenidas para analizar los elementos presentes en la misma.
- Analizar la cinética de flotación en una celda convencional tipo Bach, variando la cantidad de colector, espumante y pH.
- Determinar el tiempo óptimo que debería ser implementado según las condiciones actuales de la planta.
- Analizar los resultados obtenidos y determinar las variables representativas para implementar en la planta de beneficio.

1.3. Marco teórico

1.3.1. Geología local.

La zona de estudios, localizada en la Parroquia Tundayme, pertenece a la formación geológica denominada como “Cinturón de Cobre El Panguí”, actualmente reconocido como “Cinturón Zamora Cu-Au”, la misma tiene una importante mineralización de pórfido de cobre y oro, es de origen epitermal y se caracteriza por las anomalías de cobre – molibdeno asociadas a stocks de pórfidos cupríferos compuestos de granodiorita y monzogranito. (Gendall, 1995)

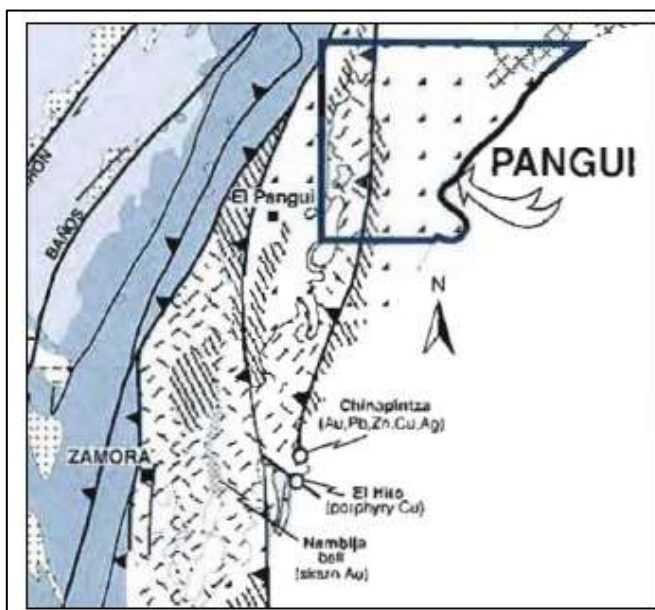


Figura 1 Cinturón de cobre El Panguí (Gendall, 1995)

1.3.2. Diseño de planta.

La planta de procesos de la zona de estudios es un diseño para la recuperación de concentrado tipo Bulk, el término hace referencia a “la mayor cantidad de minerales de interés” es decir, la mayor cantidad que puedan ser recuperados en el proceso.

El proceso empieza cuando el mineral extraído de mina es transportado al chancador

giratorio para reducir su tamaño a un promedio de 40 cm, luego, es transportado por un sistema de transferencia hasta el domo, el mismo que asegura una alimentación continua al proceso de planta.

El mineral del domo alimenta el sistema de molienda SAG a través de bandas transportadoras. El producto de la molienda SAG pasa por un harnero que clasifica la granulometría. El pasante de este proceso, llega a una piscina y el retenido recircula a un proceso de chancado secundario de roca dura, en esta etapa se crea un circuito cerrado entre el retenido del harnero, chancador secundario y molienda SAG.

El mineral pasante que llega a la piscina, es bombeado hacia una batería de hidrociclones que realiza una segunda clasificación, el pasante de la malla #200 pasa al proceso de flotación y el underflow del hidrociclón pasa a una molienda secundaria (molino de bolas). El producto de la molienda es depositado en la misma piscina en la que se deposita el producto de la molienda SAG, y en este punto tenemos otro circuito cerrado entre el underflow de la batería de hidrociclones y el producto de la molienda secundaria. El overflow (pasante) de la batería de hidrociclones pasa al proceso de flotación, el mismo que se compone de 3 etapas:

- Rougher: Reconocido como flotación primaria, su objetivo es recuperar la mayor cantidad de minerales de interés que se encuentren presentes en la pulpa. Es en esta etapa en la cual se agregan la mayor cantidad de reactivos tales como Xantato (colector), F501 (espumante). El pH común de trabajo oscila entre 9 y 10
- Cleaner: tal y como lo dice su nombre en inglés, es una etapa encargada de efectuar una limpieza del concentrado de espuma de la etapa primaria y elevar la ley del concentrado de cobre, en este punto no se agregan reactivos, pero se usa un sistema de columnas de flotación, cuyo principio es usar la presión de aire para modificar el

medio de la pulpa y a través de la generación de burbujas se recuperan minerales hidrófobos, los cuales se adhieren a las burbujas y ascienden a la superficie.

- Scavenger: utilizado como un proceso de relimpieza, su objetivo es realizar una nueva clasificación a partir de los relaves del proceso de limpieza. En esta etapa se agregan dosificaciones bajas de reactivos y su producto (concentrado) retorna al proceso de limpieza.

Finalmente, el concentrado de espuma pasa a un proceso de secado hasta un porcentaje de humedad del 8% y deja de llamarse concentrado de espuma, para designarse como concentrado de cobre, el mismo que es empaquetado y luego transportado hacia puerto cobre. Los relaves finales, producto de los procesos rougher y scavenger, van hacia la relavera del proyecto, en donde son tratados con la finalidad de recuperar la mayor cantidad de agua posible, la misma que es recirculada hacia el proceso de planta. (Mirador, 2022) (Anexo 1)

1.3.3. Colectores.

Químicamente son sustancias orgánicas clasificadas como surfactantes, es decir, sus moléculas se consideran como de doble carácter, uno de sus grupos es polar y el otro no polar. El grupo polar representa la parte hidrofílica de la molécula y el grupo no polar representa la parte hidrofóbica. Con todo esto podemos decir que los colectores pueden ser catiónicos o aniónicos. (Pavez, 2011)

La función principal del mismo es elevar la característica hidrofóbica, volviendo a la partícula repelente al agua. De esta forma dentro del proceso de flotación, el mineral hidrofóbico, alcanza la quimisorción y adsorción física, dando como resultado el ascenso de la partícula para su recolección.

En base a su uso, los colectores pueden ser clasificados de la siguiente forma:

- *Colectores de sulfuros:*

Denominados generalmente con el prefijo (tio = Sulfuro), son de carácter aniónico; una de sus principales características es que son solubles en agua y por lo general muy estables en un amplio rango de pH. Uno de los principales colectores de este grupo son los xantatos.

Sin embargo son muy sensibles a la oxidación y tienden a formar compuestos insolubles al contacto con iones metálicos pesados.

Con la finalidad de disminuir la sensibilidad a la oxidación, se emplean colectores del tipo ditiolfosfatos, los mismos que tienen un rango más selectivo que los xantatos con una afinidad hacia la pirita; por lo general se emplean para flotar sulfuros de cobre, de plomo y metales preciosos.

Otros colectores considerados para la flotación de sulfuros pero que tienen un menor impacto en la industria son los mercaptoobenzotisales, mercaptanos y ditiocarbamatos.

Actualmente la planta objeto de estudio usa como colector al xantato, este pertenece al grupo de colectores iónicos, del grupo sulfhídricos. (Bustamante, Gaviria, & Restrepo, 2008)

- ***Colectores de óxidos***

Para los minerales oxidados, se pueden usar colectores aniónicos y catiónicos.

- *Colectores aniónicos.* – utilizados para la colecta de minerales calcáreos, se presentan de dos tipos, adsorción por quimisorción, que forman carboxylatos insolubles de calcio y magnesio; y adsorción de tipo físico de la molécula de ácido según el rango de pH.
- *Colectores catiónicos.* – constituidos por un grupo polar nitrogenado y una cadena no polar alifática, se distinguen por el número de átomos de H que se reemplazan dentro de la molécula NH₃ por cadenas hidrocarburadas por aminas primarias hasta cuaternarias, en donde el radical mas común tiene de

12 a 16 carbonos; por lo general, son usados para flotar cuarzo o silicatos.

Debido a su alto costo son usadas para flotación de zinc y flotaciones inversas de minerales de hierro. (Bustamante, Gaviria, & Restrepo, 2008)

Actualmente la planta objeto de estudio usa como colector al xantato isopropílico de sodio; el mismo que es producto de la reacción del alcohol con el disulfuro de carbono, por lo general este tipo de químicos se originan a partir de sales del ácido xantático, resultantes de la reacción del alcohol con disulfuro de carbono. Otra característica de los xantatos es que son solubles en agua, lo cual facilita el proceso de dosificación según las dosificaciones requeridas. (Pavez, 2011)

1.3.4. Espumantes

Se consideran como agentes tensoactivos que se confirman de una parte polar (hidrofílica) y un parte no polar (hidrofóbica). La parte no polar es una cadena hidrocarbonada que se ordena hacía el lado del aire, mientras que, a parte polar, se enfoca hacia el lado del agua.

Su función principal es la de formar una capa de espuma lo suficientemente estable para soportar el peso del mineral y a su vez, transportarlo hacia la descarga de la celda. (Cyttec, 2002)

- ***Selección del espumante:***

Según (Cyttec, 2002), las características más importantes al momento de elegir el espumante son:

- Que la producción de espuma permita una buena separación mena – ganga.
- Espuma suficientemente estable para soportar el peso del mineral y suficientemente móvil para transportarlo.

- Que la espuma sea persistente para que la burbuja al romperse, vuelva a formarse continuamente.
- Ser capaces de generar burbujas pequeñas de 1 a 2 mm.

Para objeto en la planta de estudio, el espumante utilizado corresponde al F501, comúnmente usado en la flotación de sulfuros de cobre cuya característica especial es su rápida cinética en circuitos de flotación Rougher.

1.3.5. Tipos de celdas de flotación

Según (Arciniegas, 2012), para el proceso de flotación se usan tres tipos de celdas

- ***Celdas mecánicas***

Es uno de los tipos de celdas más común, se caracterizan por componerse de un impulsor mecánico que agita la pulpa y la dispersa.



Figura 2 Celda de flotación mecánica (Arciniegas, 2012)

- ***Celdas neumáticas***

Las celdas carecen de un impulsor, utilizan aire comprimido para agitar y airear la pulpa.



Figura 3 Celda de flotación neumática (Arciniegas, 2012)

- **Columnas de flotación**

Son equipos caracterizados por tener un flujo en contracorriente de las burbujas de aire con la pulpa y de las burbujas mineralizadas con el flujo de agua de lavado.

Su función es producir concentrados de ley superior con recuperaciones similares con una selectividad elevada hacia el mineral de interés; estas celdas no tienen agitador y su mantenimiento es menos costoso, ocupan menos espacio y su instalación eléctrica es mucho menos costosa.



Figura 4 Columna de flotación (Arciniegas, 2012)

1.3.6. Variables del proceso de flotación

- *Tipo de mineral.* - Cada mineral tiene propiedades físico químicas particulares, las mismas que influyen en la selección de procesos y dosificación de reactivos en el proceso de flotación. Los sulfuros requieren reactivos y condiciones muy diferentes a los minerales oxidados. (Wills, 2016)

Para el estudio, en una vista macroscópica podemos observar un pórfido de cobre, petrográficamente constituye una roca ígnea leucocrática granitoide con una textura fanerítica, equigranular de tamaño medio a fino. Mineralógicamente está constituido por plagioclasa, feldespato potásico, cuarzo, anfíboles y biotita secundaria.

Una vez sometida la muestra a un ensayo DRX se determinó las siguientes estructuras cristalinas; 35.5% de Cuarzo (SiO₂), 23.6% de Illita

((K,H₃O)Al₂(Si₃Al)O₁₀(OH)₂ · nH₂O), 19.4% de Feldespatos (KAlSi₃O₈), 16.3% de Albita (NaAlSi₃O₈), 2.7% de Moscovita (KAl₂(AlSi₃O₁₀)(OH)₂) y 2.4% de calcopirita (CuFeS₂).

De esta forma clasificamos la muestra como una roca Cuarzo Monzonita. (Anexo 2)

- *pH.* – Es una de las condiciones clave en el proceso de flotación; químicamente afecta a la carga superficial de las partículas minerales y la forma en como interactúan los reactivos con los mismos; especialmente cuando se trata de colectores y depresores. Por ejemplo para minerales sulfurados, lo recomendable son los ambientes alcalinos, mientras que para los óxidos, se requiere un pH ácido. (Wills, 2016)

En la planta de estudio el pH de trabajo es modificado solamente en el área de flotación, el mismo varía en dependencia de la etapa del proceso en específico, empezando por el sistema primario (rougher), en el cual se utiliza un pH entre 9 y

10, siendo el más común un pH de 9.5, por efectos de estudios realizados; sin embargo, en circunstancias diferentes por condiciones del mineral, el pH puede variar hasta 10.5.

En la etapa de limpieza (cleaner) los pH van desde 12.15 hasta 12.40, siendo dependencia de la etapa de limpieza, por lo general, la limpieza primaria puede variar entre 12.15 hasta 12.3 y la limpieza final entre 12.2 y 12.4.

Es precisamente en estas etapas en dónde se modifica el radical OH de la pulpa mediante el flujo de lechada de cal.

Para la etapa de re limpieza (scavenger), no se adiciona lechada de cal, por lo tanto, el pH del mismo dependerá a las condiciones de la etapa previa (cleaner), siendo las más importantes el pH y la concentración de la limpieza primaria. Por lo general, el pH de la etapa scavenger varía entre 10.5 y 11.5.

- *Porcentaje de sólidos.* – Generalmente conocida como concentración de la pulpa, determina la concentración de los sólidos minerales en la pulpa; por lo general un porcentaje de sólidos bajos mejora la movilidad de las partículas y la eficiencia del contacto entre la burbuja y la partícula, sin embargo, demasiada agua diluye el proceso. En cambio, un porcentaje de sólidos muy alto mejora el rendimiento pero así mismo aumenta la viscosidad de la pulpa, lo cual dificulta la flotación. (Wills, 2016)

En el proceso de planta las concentraciones varían según la etapa, en la etapa primaria (rougher) la concentración del mineral va de 32 a 34 % de concentración

de sólidos, sin embargo, por efectos de aumento de alimentación y sobredimensión de la alimentación, la concentración de sólidos puede llegar hasta el 36%.

Durante las etapas de limpieza, la concentración puede variar entre 15% - 20 % en la etapa de limpieza primaria y de 5 % a 10% en etapa de limpieza secundaria.

En la etapa scavenger, la concentración varía en dependencia de la concentración de la limpieza primaria, por lo general la concentración de la pulpa en esta etapa del proceso suele estar entre 18% y 25%.

- *Tiempo de residencia.* – Es una forma de denominar al análisis de cinética, en campo se entiende como tiempo que permanecen las partículas en las celdas de flotación. Un tiempo mayor podría favorecer a la recuperación, ya que aumenta la probabilidad de que las partículas del mineral de interés hagan contacto con las burbujas, sin embargo, también puede aumentar la recuperación de minerales no deseados. (Wills, 2016)

Para cumplir con los objetivos del estudio, partimos de los tiempos previamente determinados y que ya son utilizados por la empresa, de esta forma, conocemos que para la etapa rougher, el tiempo de residencia en el sistema es de 12 minutos, para la limpieza primaria es de 4 minutos, para la limpieza secundaria es de 3 minutos y para la etapa scavenger es de 7 minutos.

Una vez conocidos estos tiempos, usamos variantes de los mismos para realizar nuestros ensayos batch y con ellos poder analizar la cinética en las etapas primarias y de limpieza.

- *Temperatura.* – la temperatura es una de las variables que afectan la viscosidad de la pulpa y la solubilidad de los reactivos, mientras mas alta es la temperatura, mejor

es la cinética de flotación, sin embargo, también permite la descomposición de los reactivos como el colector y a la larga afecta a la estabilidad de la pulpa. (Wills, 2016)

La temperatura de la pulpa en el proceso depende mucho de la temperatura del agua que ingresa en el proceso, la temperatura del agua a su vez se ve afectada por la temperatura ambiente, la misma que oscila entre los 27°C hasta los 30°C, sin embargo, en el proceso la temperatura varía en dependencia a factores tales como la liberación de energía en la etapa de molienda y la agregación de cal en la etapa primaria de flotación. Por lo general, la temperatura de la pulpa puede llegar hasta los 38°C.

- *Acondicionamiento.* –Al iniciar el proceso de flotación, el acondicionamiento de la pulpa permite que los reactivos interactúen de manera efectiva con los minerales. Esta etapa se considera crucial para una correcta dispersión de los reactivos y el ajuste de la superficie mineral para que la misma sea receptiva para los colectores. La pulpa en flotación entra a una etapa previa de acondicionamiento en la cual se agrega una primera dosis de cal y reactivos con la finalidad de activar las propiedades del mineral que faciliten su recuperación, por lo general, suele ser de 3 minutos aproximadamente. (Mirador, 2022)
- *Dosificación de reactivos.* – La cantidad y el tipo de reactivos, como colectores, espumantes y modificadores juegan un papel vital en la selectividad y eficiencia del proceso. Un exceso de colectores puede reducir la selectividad, mientras que una baja dosis puede resultar en bajas recuperaciones del mineral de interés. (Wills, 2016)

dependiendo de la etapa de flotación y el tipo de reactivo la dosificación varía de la siguiente manera:

Tabla 1 Dosificación de reactivos en la planta de estudio

ETAPA	REACTIVO	DOSIFICACIÓN
Rougher	Xantato	14 a 15 lt/min aprox.
Scavenger	Xantato	3 a 5 lt/min aprox.
Rougher	Espumante	0.8 a 1 lt/min aprox.
Scavenger	Espumante	0.1 a 0.2 lt/min aprox.

Fuente: El autor

- *Remolienda.* – Esta etapa es un proceso muy común en la recuperación de minerales, su objetivo principal es el de reducir aún más el tamaño de las partículas después de una etapa de molienda. Al momento de reducir aún más el tamaño de la partícula se liberan completamente los minerales considerados como encapsulados que no fue posible liberar en las etapas primarias de molienda.

Dentro del proceso de flotación de la planta de estudio se realiza un proceso de remolienda con la finalidad de aumentar la recuperación en la etapa de limpieza, esta etapa se realiza en conjunto con un sistema de clasificación (baterías de hidrociclones). La finalidad de esta etapa es conseguir una granulometría correspondiente a la malla 325 (45 μm). El quipo utilizado para conseguir el objetivo, es el molino vertical, equipo de molienda ultrafina que usa una espiral y bolas de acero de 25 mm para disminuir el tamaño de partícula hasta la medida necesitada.

1.4 Cinética de flotación.

La cinética de flotación es la parte de la rama de estudios que analizan los fenómenos físicos que suceden dentro del proceso de flotación, la misma se enfoca directamente en la velocidad en la cual flotan las partículas. De esta forma se pueden determinar los cambios visibles en el concentrado con respecto al mineral de interés y el tiempo que transcurre en la recuperación del mismo.

Para objeto de estudio, nos enfocaremos en el modelo de García Zúñiga.

1.4.1. Modelo cinético García Zúñiga

El modelo de García – Zúñiga considera que el mineral flotable de concentración C es igual a la cantidad de reactivo según las suposiciones:

- Orden de reacción unitario donde $n = 1$
- La constante cinética de reacción posee un valor fijo K .

Con la evidencia experimental del modelo se puede validar el método para flotaciones de tiempos cortos, pues al asumir que K es valor fijo en el tiempo determina que la pendiente en la curva para tiempos muy largos varía notablemente, como podemos observar en la ilustración 2. (CASTRO, 2003)

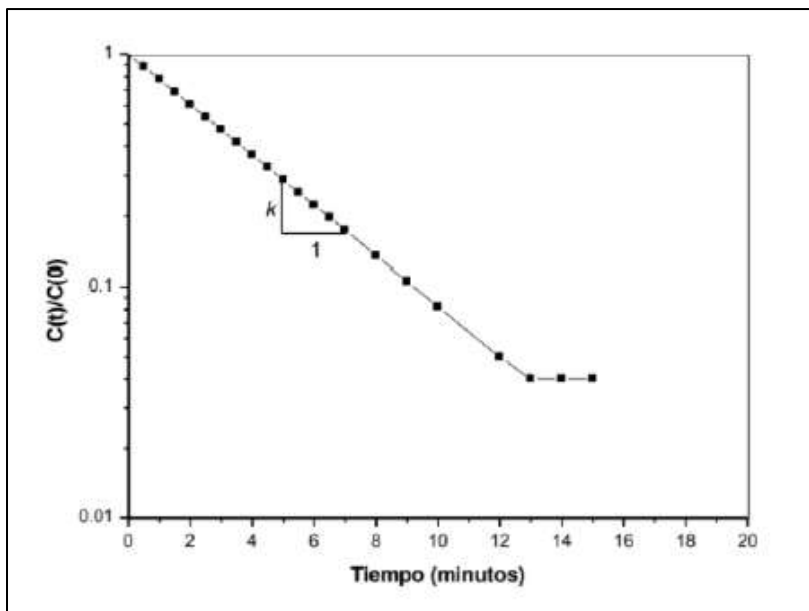


Figura 5 Razón (ct/co) vs tiempo; plano semi – log (Bustamante, Gaviria, & Restrepo, 2008)

De esta forma, la razón ct/co se explica como la probabilidad en que las partículas se pueden mantener dentro de la celda de flotación en un ambiente determinado, de lo cual:

$$\frac{Ct}{Co} = e^{-kt}$$

Respondiendo a condiciones de contorno en donde:

- a) $t = 0$ $C = Co$
- b) $t = t$ $C = Ct$

Las condiciones a y b son aplicadas en el plano semi – log donde se presenta una línea recta con pendiente k que es interceptada en 1 (Gaviria, 2007), a misma puede expresarse como:

$$\ln \frac{Ct}{Co} = -kt$$

1.4.2. Ecuación cinética de García Zúñiga.

La velocidad de flotación se expresa mediante la siguiente ecuación:

$$\frac{dC}{dt} = -kC$$

Donde C es la concentración de los minerales flotables, n es el orden de reacción y k la constante de flotación. Por lo tanto, podemos decir que, en una ecuación de primer orden, C_0 es la concentración a tiempo cero y C es la concentración a tiempo t . (Gaviria, 2007)

Por lo tanto, la ecuación utilizada para el proyecto es:

$$R_{(t)} = R_{\infty}[1 - e^{-kt}]$$

Donde:

- $R_{(t)}$: Recuperación para un tiempo t de flotación
- R_{∞} : Recuperación a tiempo infinito. Corresponde a la máxima recuperación obtenible de la especie.
- k : Constante cinética (1/min)
- t : Tiempo de flotación

1.4.3. Tiempo óptimo de flotación

La determinación del tiempo óptimo de flotación se puede establecer como aquel tiempo en el que la separación del mineral hidrófobo y mineral hidrofílico es máxima (Contreras, 2018).

Siendo así una descripción del tiempo que requieren en base a la velocidad con la que flotan las partículas hasta el punto donde la partícula mineral más lenta pueda ser extraída de la pulpa. (Linares, 2011)

1.4.4. Índices metalúrgicos

En base a las definiciones de (Bustamante, Gaviria, & Restrepo, 2008), los índices metalúrgicos son aquellos que relacionan la calidad de concentración con los índices del circuito y los más importantes son:

- *Recuperación mineral.* – es la relación entre el peso del mineral útil que hay en el concentrado y su proporción presente en la alimentación que ingresa al proceso de concentración.

$$R = \frac{\text{Peso de mineral de interés de concentrado}}{\text{Peso de mineral de interés de alimento}}$$

$$R = \frac{C \times T_C}{A \times T_A}$$

Donde:

- R : Recuperación del mineral
- C : Peso del concentrado
- T_C : Tenor de concentrado
- A : Peso del alimento
- T_A : Tenor de alimento

- *Enriquecimiento mineral.* – es la relación entre los tenores presentes en el mineral y la alimentación de forma similar en la recuperación.

$$R_E = \frac{T_C}{T_A}$$

Donde:

- R_E : Enriquecimiento mineral
- T_C : Tenor de concentrado
- T_A : Tenor de alimento

1.4.5. Método de caracterización de minerales

El método utilizado para caracterizar los minerales fue la difracción de rayos x, esta se considera como la única técnica de laboratorio que permite obtener a información de manera precisa; información como la composición química, la estructura cristalina, el

tamaño de los cristales, orientación preferida de las redes cristalinas y espesor de las capas.
(Perez, 2004)

El ensayo fue realizado por los laboratorios del departamento de geociencias de la UTPL – Loja, para lo cual usaron el equipo D8 ADVANCE. Para realizar la determinación cualitativa y semicuantitativa se utilizó el software High Score Plus y la base de datos Crystallography Open Database.

1.4.6. Etapas del proceso de flotación

En palabras de (Bustamante M. , 2005) podemos describir las etapas de la flotación bulk de la siguiente manera:

- *Rougher.* – se considera como la etapa primaria, recibe la alimentación del proceso global y su objetivo principal es maximizar la recuperación, es decir, se enfoca en la cantidad y no en la calidad.
- *Cleaner.* - se considera como una etapa intermedia del proceso cuyo objetivo principal es maximizar la ley de concentrado y generando el concentrado final, es decir prioriza la calidad antes de la cantidad.
- *Scavenger.* – considerada como una etapa de relimpieza, su objetivo es aumentar la recuperación de las colas de la etapa cleaner y reinstaurar el producto a la misma etapa; es decir maximiza la recuperación y genera las colas finales de todo el proceso.

CAPÍTULO 2

METODOLOGÍA

2.1. Trabajos de campo

2.1.1. Recolección de las muestras

Los trabajos de recolección de muestras fueron desarrollados de la siguiente forma:

- Solicitud de permiso para acceder a mina
- Ubicación del punto en específico en el que el mineral de interés es más abundante
- Ubicación geográfica (784653.64; 9604091.33) a 1339 msnm bajo el sistema PSAD 56 17S
- Recolección de aproximadamente 15 kg de muestra entre roca dura, material fino (arcillas)
- Traslado de las mismas al laboratorio para iniciar el análisis (Anexo 3)

2.2. Trabajos de laboratorio

2.2.1. Secado y cuarteo de la muestra

Para estándares de análisis la muestra recolectada es secada durante 24 horas a temperatura ambiente en un lugar seco y cubierto, para luego ser cuarteadas y homogenizadas.

2.2.2. Trituración primaria y secundaria

Las muestras en campo tienen un diámetro promedio de 20 cm, por lo tanto, es necesario reducir su tamaño a un promedio entre 5 y 10 cm en un triturador primario, tipo mandíbulas.

Posteriormente se realizó una trituración secundaria para reducir el tamaño hasta un promedio de 0.5 en un triturador tipo rodillos. El producto resultante de la trituración secundaria es tamizado en una malla #2 con la finalidad de que el retenido vuelva a pasar por la trituradora secundaria. (Anexo 4)

2.2.3. Cuarteo y preparación para análisis de cabeza

Es necesario conocer la cabeza (ley mineral) del producto obtenido del proceso de trituración para poder continuar con los análisis del estudio, por tanto, el material pasa por el siguiente proceso:

- Homogenizar y cuartear la muestra para obtener 3 muestras representativas.
- Pesar un promedio de 150 gramos de cada una de las muestras.
- Pulverizar durante 60 segundos.
- Tomar 100 gramos para realizar el análisis de cobre y caracterizar la muestra

2.2.4. Caracterización de las muestras

Para el estudio, se dispuso de los servicios del laboratorio de la UTPL – Loja, la misma que mediante ensayos de DRX pudieron determinar los siguientes elementos en la muestra: (Anexo 5)

Tabla 2 Porcentajes minerales determinados por DRX

MINERAL	PORCENTAJE %
Cuarzo	35.5
Illita	23.6
Feldespatos	19.4
Albita	16.3
Moscovita	2.7
Calcopirita	2.4

Fuente: El autor

2.2.5. Análisis químico de cabeza

El análisis de cabeza fue realizado por el personal de laboratorio de la planta de estudio; el método utilizado para determinar el contenido de cobre fue mediante digestión, mientras que la metodología utilizada para determinar el contenido de azufre, fue mediante el método de titulación. Para mayor información al respecto, se agrega la descripción de los mismos en los anexos 6 y 7.

Como resultado de los mismos conocemos que:

Tabla 3 Ley de cabeza del mineral de estudio

MINERAL	PORCENTAJE %
Cobre Cu	0.5448

Fuente: El autor

2.2.6. Ensayos de flotación

Una vez detallados los parámetros utilizados en planta tales como, pH, dosificación, concentración (anexo 8) se distribuyó los ensayos de la siguiente manera para objeto de

estudio:

Tabla 4 Modelos de ensayos rougher de laboratorio

<i>Distribución de ensayos rougher</i>				
pH	Concentración %	Tiempo min	Dosificación	No ensayo
9,5	30	10	1	1
9,5	30	10	2	2
9,5	30	12	1	3
9,5	30	12	2	4
9,5	30	14	1	5
9,5	30	14	2	6
9,5	32	10	1	7
9,5	32	10	2	8
9,5	32	12	1	9
9,5	32	12	2	10
9,5	32	14	1	11
9,5	32	14	2	12
10	30	10	1	13
10	30	10	2	14
10	30	12	1	15
10	30	12	2	16
10	30	14	1	17
10	30	14	2	18
10	32	10	1	19
10	32	10	2	20
10	32	12	1	21
10	32	12	2	22
10	32	14	1	23
10	32	14	2	24

Fuente: El autor

En la tabla 4 podemos observar la distribución de cada ensayo y como se manejaron los valores correspondientes a pH, concentración de sólidos, tiempos de flotación y la prueba de dosificación.

Tabla 5 Modelo 1 de dosificación para ensayos de laboratorio

DOSIFICACIÓN DE XANTATO PRUEBA 1		
Sistema primario Rougher	Dosificación	Unidad
<i>Rougher</i>	12000	ml/min
Sistema scavenger	Dosificación	Unidad
<i>Scavenger</i>	2400	ml/min
DOSIFICACIÓN DE F501 (ESPUMANTE) EN EL SISTEMA		
Sistema primario Rougher	Dosificación	Unidad
<i>Rougher</i>	700	ml/min
Sistema scavenger	Dosificación	Unidad
<i>Scavenger</i>	70	ml/min

Fuente: El autor

La tabla 5 indica la dosificación correspondiente al modelo de prueba No 1 para los ensayos.

Tabla 6 Modelo 2 de dosificación para ensayos de laboratorio

DOSIFICACIÓN DE XANTATO PRUEBA 2		
Sistema primario Rougher	Dosificación	Unidad
<i>Rougher</i>	9000	ml/min
Sistema scavenger	Dosificación	Unidad
<i>Scavenger</i>	2000	ml/min
DOSIFICACIÓN DE F501 (ESPUMANTE) EN EL SISTEMA		
Sistema primario Rougher	Dosificación	Unidad
<i>Rougher</i>	600	ml/min
Sistema scavenger	Dosificación	Unidad
<i>Scavenger</i>	60	ml/min

Fuente: El autor

La tabla 6 indica la dosificación correspondiente al modelo de prueba No 2 para los ensayos.

Tabla 7 Modelos de ensayos cleaner - scavenger de laboratorio

Distribución de ensayos cleaner - scavenger			
pH	Tiempo min	Dosificación	No ensayo
12,2	10	1	1
12,2	12	2	2
12,2	14	Mejor resultado entre 1 - 2	3
12,4	10	1	4
12,4	12	2	5

12,4	14	Mejor resultado entre 1 - 2	6
------	----	-----------------------------	---

Fuente: El autor

La tabla 7 indica el pH, tiempos de flotación y la prueba de dosificación correspondiente a los ensayos cleaner - scavenger.

La cantidad de ensayos desarrollados han ido dirigidos a determinar cuál de todos los condicionamientos analizados resulta ser el mejor al momento de trabajar con el mineral de interés. Una vez determinadas las mejores condiciones, se analizó el comportamiento del mismo en los sistemas cleaner.

Para realizar los ensayos, primero se realizó moliendas en base al tiempo aplicado generalmente en planta en base a análisis anteriores con los cuales se ha determinado el trabajo óptimo del área de molienda, el mismo que por motivos de la empresa no varía en el proceso. El tiempo considerado como óptimo en molienda ha sido de 180 segundos en un equipo XMQ Miller, molino cónico (Anexo 9) para lo cual se realizó el siguiente proceso:

- Pesar 500 gramos de muestra.
- Se agrega una definida cantidad de agua con la finalidad de alcanzar la concentración necesaria, la misma se determina en base a un cálculo.
- Una vez transcurrido los 180 segundos, se descargar el mineral a través de una malla #20 con la finalidad de separar el mineral inchancable de esta etapa.

2.2.6.1. Ensayos Rougher

Ya determinadas las condiciones para los análisis, se procedió a realizar los ensayos en base a la variación de pH, concentración, tiempos y dosificación; para lo cual primero se analizó el modelo actual de distribución del ensayo de laboratorio de la planta de estudio y

luego se realizó el cambio de las condiciones de campo a laboratorio:

- **pH:**

Para los ensayos rougher se analizan los pH de 9.5 y 10 para lo cual se determina el consumo de cal para alcanzar esos pH durante el acondicionamiento, para determinarlo se usó la prueba y error consiguiendo los siguientes resultados:

Tabla 8 Consumo de cal para determinar pH de ensayos

pH	Gramos de cal
9.5	0.2 g
10	0.31 g

Fuente: El autor

- **Concentración:**

$$\%C = \frac{Mmin}{Mtp}$$

Donde:

- *Mmin*: masa del mineral
- *Mtp*: Masa total de la pulpa
- *%c*: Porcentaje de sólidos o concentración

Por ejemplo, nuestros análisis varían entre una concentración de 30 y 32%, y nuestra masa de mineral para cada estudio es fija en 500g, por lo tanto:

Para entenderlo de una forma clara, si nos piden una pulpa con una concentración de 30% sólidos, significa que, del peso total de la pulpa, los 500 g representan el 30%, entonces el 70% restante será de agua. Por lo tanto, primero despejamos la masa total de la pulpa

$$Mtp = \frac{500 \text{ g}}{0.3}$$

$$Mtp = 1666.7 \text{ g}$$

Luego determinamos el total de agua,

$$Ma = 1666.7 \text{ gr} - 500 \text{ gr}$$

$$Ma = 1164.7$$

Por lo tanto, el total de agua necesario para obtener una pulpa con concentración del 30% es necesario agregar un total de 1.17 lt de agua, la misma que va distribuida entre el proceso de molienda, descarga del molino, clasificación por malla #20 (0.84 mm) y acondicionamiento en celda Bach.

Tabla 9 Total de agua para cada concentración del ensayo

%C	Total, de agua a agregar
30%	1165 ml = 1.17 lt
32%	1063 ml = 1 lt

Fuente: El autor

- **Tiempos:**

Los tiempos de análisis para la etapa rougher fueron de 10 – 12 y 14 minutos, los cuales se los considera solamente para el paleteo, etapa en la cual se recoge la espuma con el mineral de interés. Actualmente la planta de estudio trabaja con un tiempo de 12 minutos.

Fuera de estos tiempos, se tiene definido tiempos para el acondicionamiento del mineral, colector y espumante, los cuales son:

- Acondicionamiento de pulpa: 3 minutos
- Acondicionamiento de colector: 3 minutos
- Acondicionamiento de espumante: 1 minuto

Para realizar los modelos de ensayos, primer nos basamos en el modelo de laboratorio ya establecido en la planta de estudio. (Anexo 10)

Por lo tanto, el esquema de tiempos de los ensayos queda definido de esta forma:

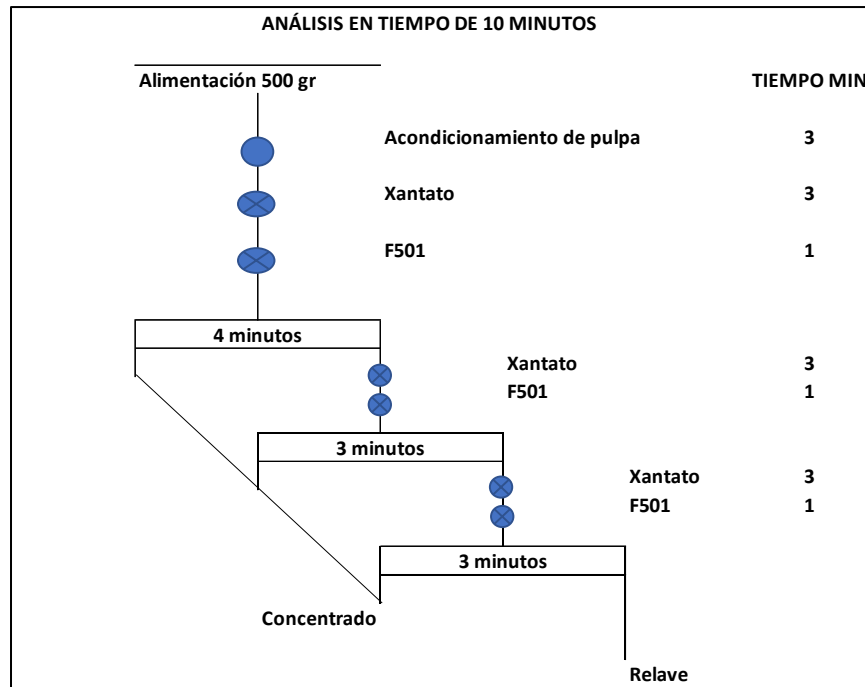


Figura 6 Modelo de análisis en 10 minutos

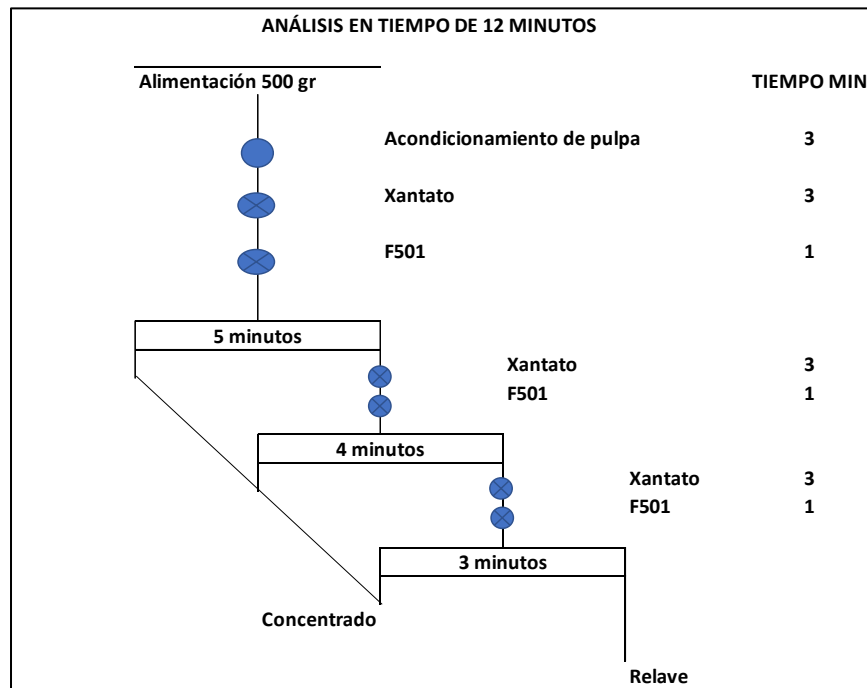


Figura 7 Modelo de análisis en 12 minutos

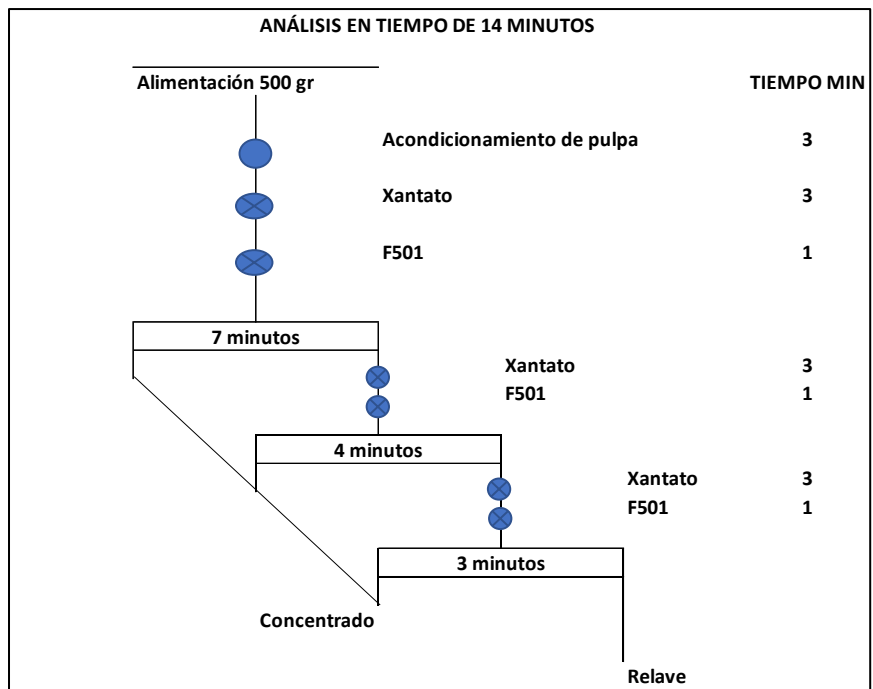


Figura 8 Modelo de análisis en 14 minutos

- **Dosificación:**

Para la dosificación de reactivos primero se debe realizar un cálculo para transformar el total de planta, a ensayos de laboratorio; por lo tanto:

$$\frac{Dosificación \times C.Reactivo \times Tiempo}{M_{mineral}} = g/T$$

En donde:

- *Dosificación:* corresponde a la dosificación establecida para el ensayo
- *Concentración de reactivo:* Corresponde a la concentración del xantato, en este caso 9.09%. En el caso del espumante, se considera la densidad del fluido, la misma es entregada por el proveedor y en este caso corresponde a 0.909 g/cm³.
- *Tiempo:* corresponde a la dosificación del reactivo, en este caso, 60 segundos.
- *Masa de mineral:* Corresponde al total de alimentación por hora de la planta

de estudio, en este caso 1650 T/hora.

Una vez sea obtenido el resultado, realizamos el siguiente cálculo para determinar el consumo real para los 500 g de nuestra muestra a analizar, la misma que no va más allá de transformar el peso total de g/T y el resultado dividirlo para la concentración del reactivo en el laboratorio.

$$\frac{(\frac{g}{T} \times \text{Peso muestra } g)/100000}{0.5\%} =$$

En la planta de estudio, la dosificación total de colector en el sistema rougher es de 15800 ml/min para el colector y de 820 ml/min para el espumante, el mismo que se distribuye de la siguiente forma:

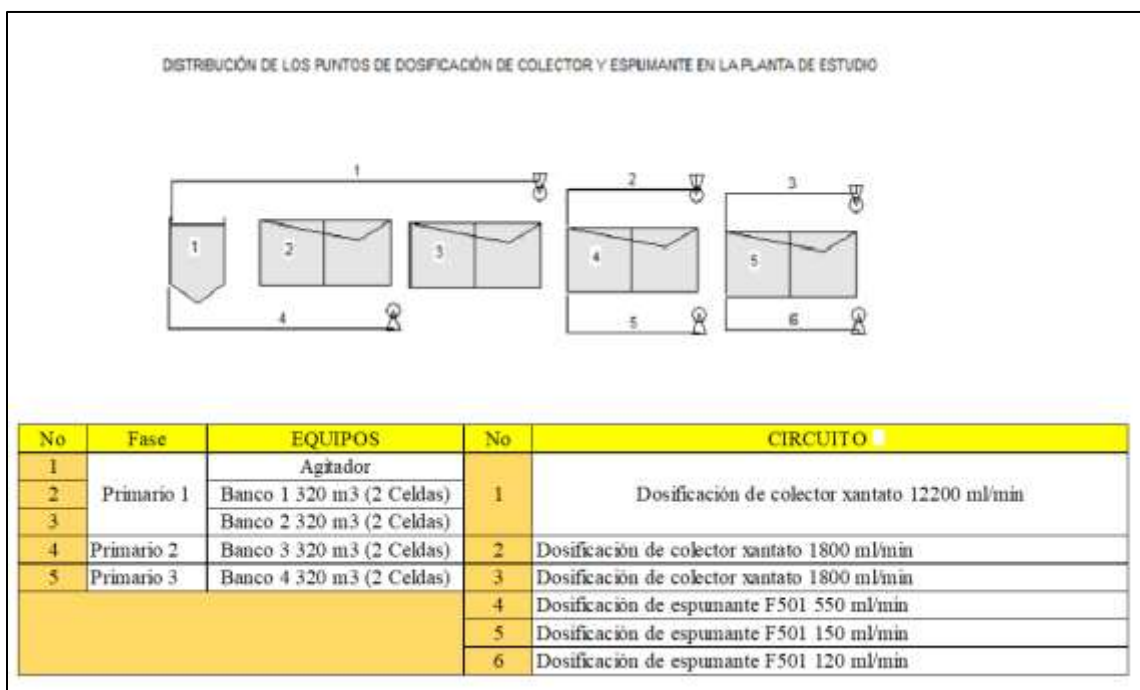


Figura 9 Esquema de dosificación de colector en planta de estudio

Para nuestro ensayo el total de dosificación sería de 12000 ml/min y de 9000 ml/min para el colector y de 700 ml/min y 600 ml/min para el espumante; los cuales irían distribuidos de la siguiente manera:

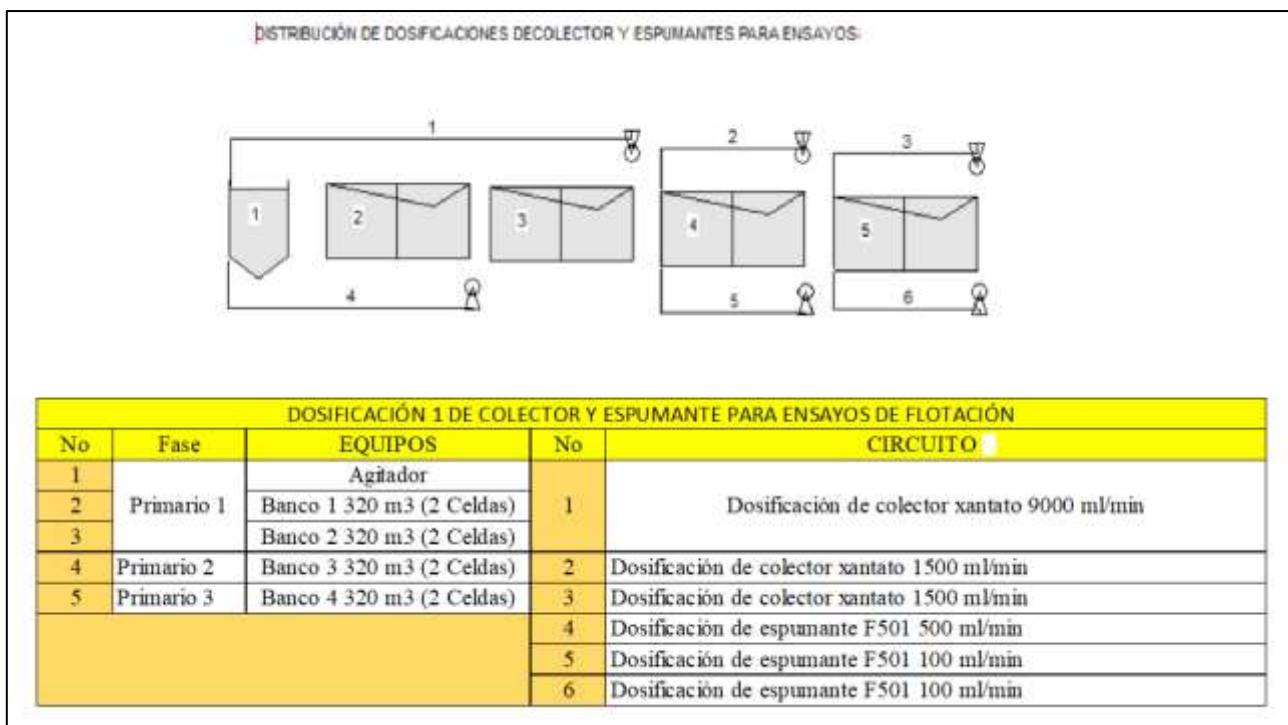


Figura 10 Distribución de dosificación 1 para ensayos de flotación

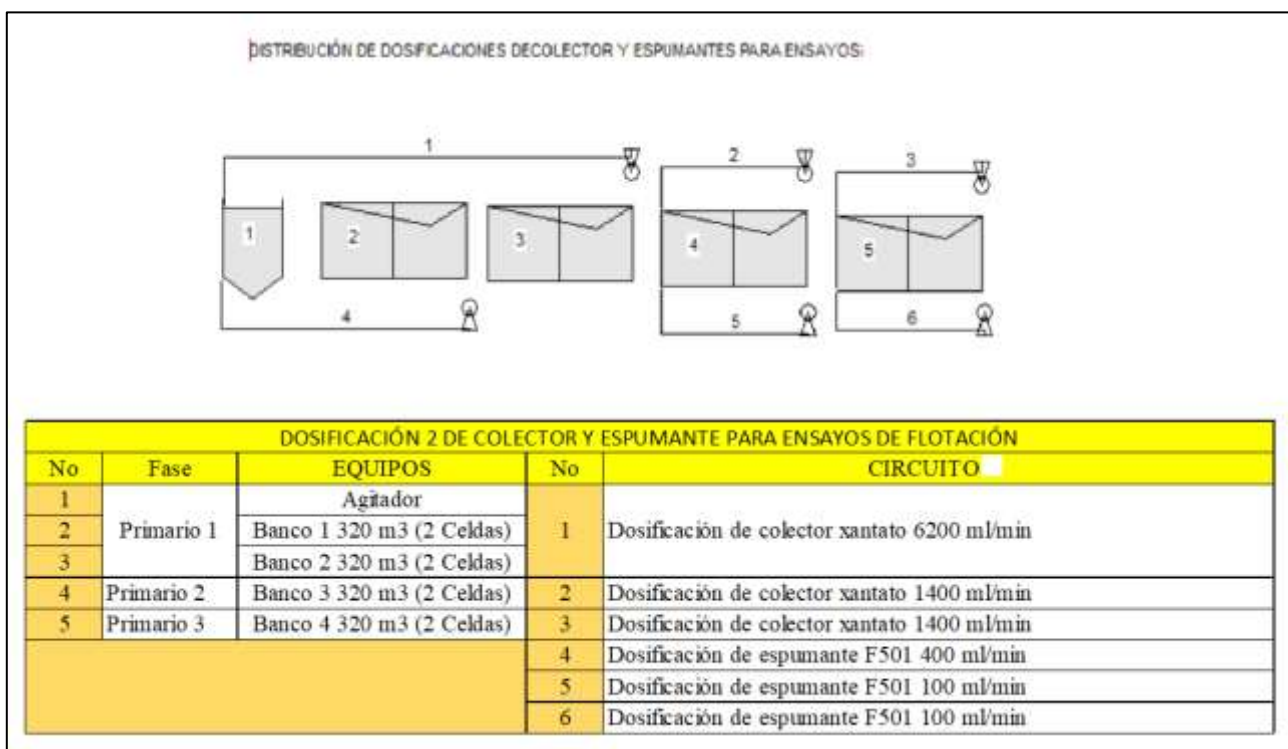


Figura 11 Distribución de dosificación 2 para ensayos de flotación

Por lo tanto, las dosificaciones para los ensayos quedan distribuidas de la siguiente manera:

Tabla 10 Dosificación en campo para ensayos rougher de laboratorio

DOSIFICACIÓN	ETAPA	COLECTOR ml/min	ESPUMANTE ml/min
1	Primario 1	9000	500
	Primario 2	1500	100
	Primario 3	1500	100
2	Primario 1	6200	400
	Primario 2	1400	100
	Primario 3	1400	100

Fuente: El autor

Con la distribución en campo ya establecida se realiza la transformación de estos valores en campo, a valores de consumo en laboratorio utilizando la fórmula indicada:

Tabla 11 Dosificación para ensayos rougher de laboratorio

DOSIFICACIÓN	ETAPA	COLECTOR ml	ESPUMANTES gotas
1	Primario 1	3,0	1,7
	Primario 2	0,5	0,3
	Primario 3	0,5	0,3
2	Primario 1	2,0	1,3
	Primario 2	0,5	0,3
	Primario 3	0,5	0,3

Fuente: El autor

En el caso del espumante, debido a que se agrega en forma de gotas, no se puede agregar en 0.3 gotas, por lo tanto, se debe agregar al entero próximo, en este caso, para 0.3 se agrega 1 gota, para 1.3 se agregan 2 gotas, y para 1.7, se agregan 2 gotas.

Como tal, una vez definidas todas las variantes el ensayo de flotación del sistema rougher, queda definido de la siguiente manera:

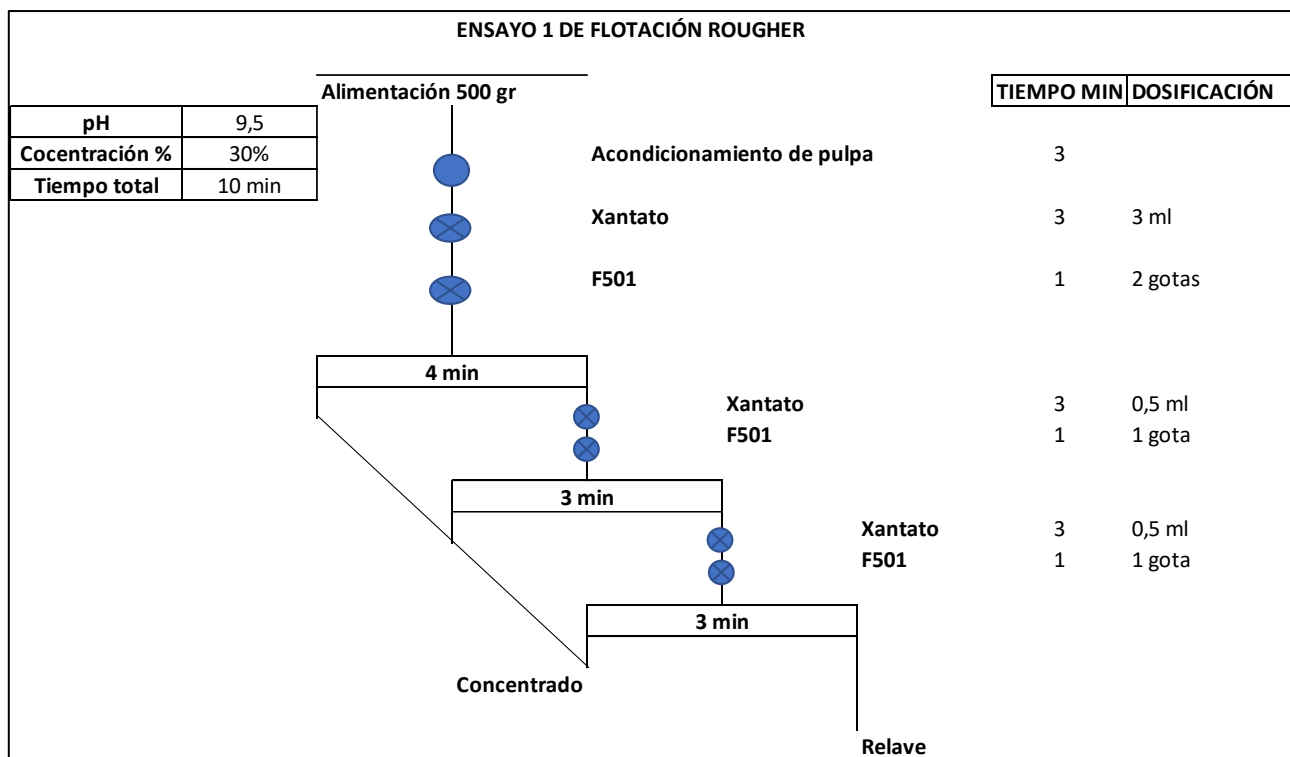


Figura 12 Modelo de ensayo para análisis de laboratorio de etapa rougher.

Por tanto, para los 24 ensayos rougher, se utilizan los mismos condicionamientos, variando solamente las condicionantes en cuanto a pH, tiempo, concentración y dosificación; los demás factores como tiempos de acondicionamiento de pulpa y reactivos se mantienen iguales.

Los parámetros de la celda Bach para los ensayos son:

Tabla 12 Parámetros de trabajo de las celdas Bach

Parámetro	Valor	Unidad
Aire	180	Psi
Revoluciones	1600-1700	RPM

Fuente: El autor

2.2.6.2. Ensayos Cleaner - Scavenger

Una vez definidas las mejores condiciones para el sistema rougher, se realizan los

ensayos cleaner y scavenger partiendo nuevamente desde la etapa rougher.

Para los ensayos correspondientes a cleaner y scavenger se utiliza la misma metodología para definir el consumo de reactivos, sin embargo, la concentración luego de la etapa de remolienda es más complicada de definir, debido a que la remolienda se realiza minimizando lo máximo posible el consumo de agua.

Por lo tanto, una vez obtenido el concentrado del ensayo rougher, entra a remolienda por 2 minutos, se realiza un ensayo de flotación Bach en una celda de 1lt de volumen, se analiza el relave que corresponde al M1 y con el concentrado se realiza un ensayo de flotación Bach en una celda de 0.75 lt de volumen, el relave se analiza ya que corresponde al M2 y el concentrado pasa a un ensayo final de flotación Bach en una celda de 0.5 lt de volumen cuyos resultados corresponderán al concentrado de espuma y relave de concentrado.

Por lo tanto, las condiciones para el ensayo son las siguientes:

- Tiempo de remolienda: 10 minutos
- Tiempo de acondicionamiento: 3 minutos
- Rpm de celda Bach: 1600 – 1700 rpm
- Presión de aireación: 180 psi
- Consumo de cal para agua de trabajo (limpieza de paletas, cubetas y lavado):
2 g de cal para dos litros de agua; el pH del agua de trabajo varía entre 12 y 12.2

Una vez definidos estos parámetros, podemos indicar los parámetros de análisis.

- **pH:**

Los pH planteados para los ensayos fueron de 12.2 a 12.40, sin embargo, el consumo de cal no fue el mismo entre ensayo y ensayo, motivo por el cuál es necesario revisar los

anexos (11 al 16) que corresponden a cada uno de los ensayos cleaner para reconocer el consumo de cal previsto entre cada uno de los mismos.

No obstante, el ensayo considerado como el mejor resultado se analiza y se detalla en el capítulo siguiente.

- Tiempo:

Los tiempos analizados fueron de 10 y 12 minutos solamente en las etapas de paleteo, sin considerar los tiempos fijos de acondicionamiento de pulpa, colector y espumante.

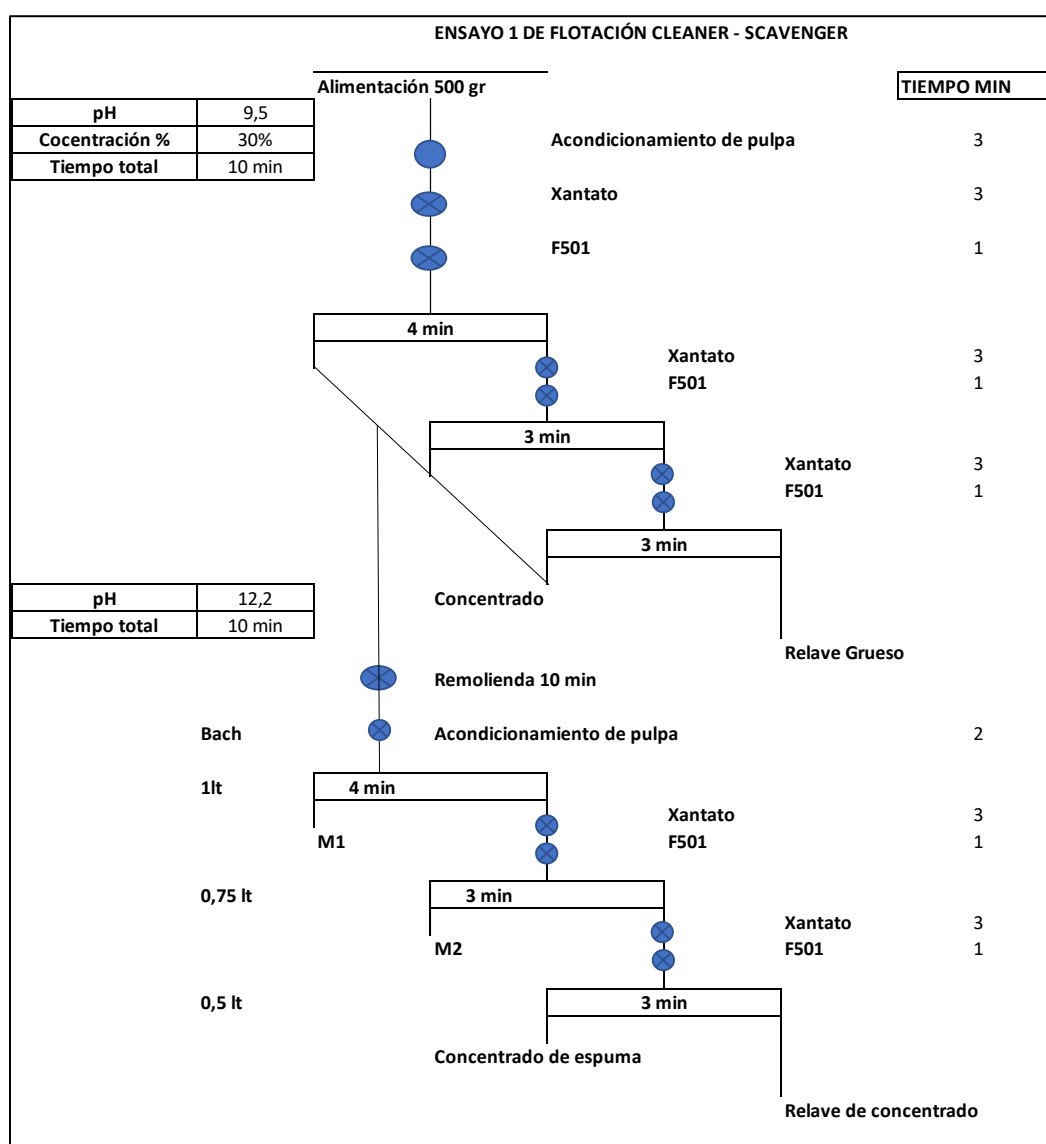


Figura 13 Modelo de análisis Cleaner – Scavenger

- Dosificación:

Para la dosificación, al igual que en los ensayos rougher, primero definimos el total de colector y espumante que se agrega en planta; 3000 ml/min de colector en el total en el sistema scavenger y 100 ml/min de espumante en total para la misma etapa. Recordemos en las etapas Cleaner, no se agregan reactivos.

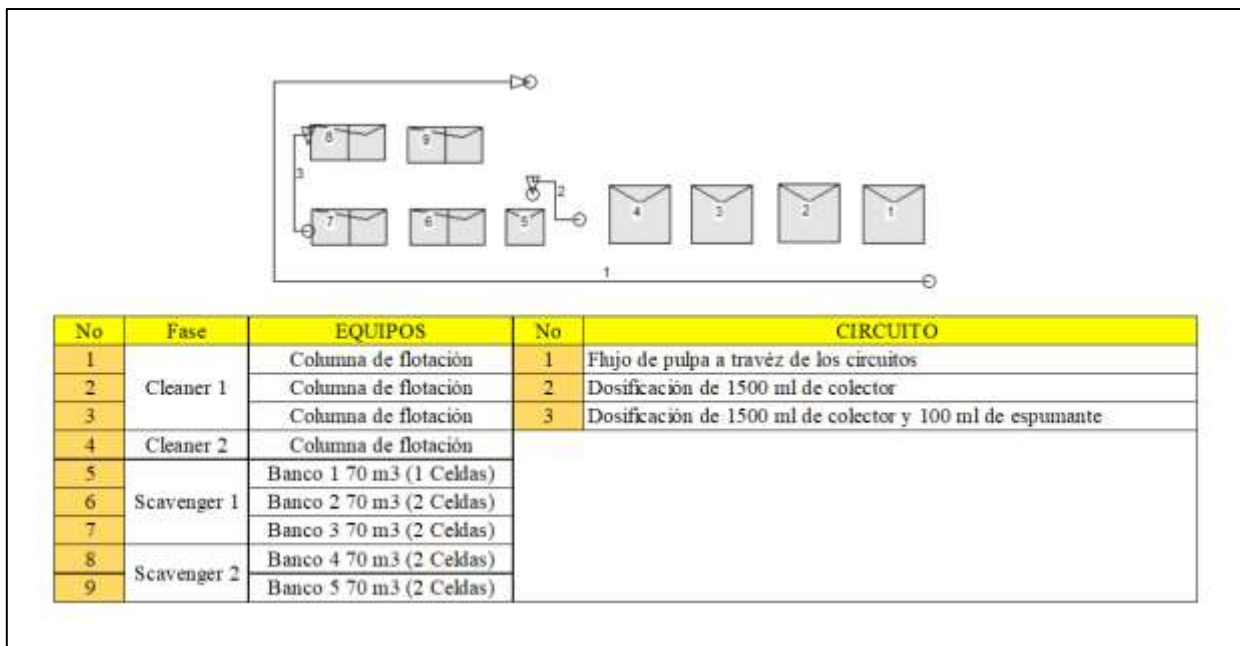


Figura 14 Dosificación de colector y espumante de las etapas Cleaner - Scavenger en campo

Por lo tanto, en los modelos de análisis definidos previamente, las dosificaciones para los ensayos en campo quedan así:

Tabla 13 Dosificación en campo para ensayos Cleaner - Scavenger de laboratorio

DOSIFICACIÓN	ETAPA	COLECTOR ml/min	ESPUMANTE ml/min
1	Scavenger 1	1200	-
	Scavenger 2	1200	70
	Cleaner	-	-
2	Scavenger 1	1000	-
	Scavenger 2	1000	60
	Cleaner	-	-

Fuente: El autor

Como en los ensayos rougher, usamos la fórmula establecida y obtenemos:

Tabla 14 Dosificación para ensayos Cleaner - scavenger de laboratorio

DOSIFICACIÓN	ETAPA	COLECTOR ml	ESPUMANTES gotas
1	Scavenger 1	0,4	-
	Scavenger 2	0,4	0,2
	Cleaner	-	-
2	Scavenger 1	0,3	-
	Scavenger 2	0,3	0,2
	Cleaner	-	-

Fuente: El autor

De igual forma, para el caso del espumante, debemos recordar que los valores se deben aproximar al entero más cercano, por ende, la dosificación de espumante será de 1 gota.

Por lo tanto, una vez definidas todas las condiciones, nuestro modelo de análisis queda determinado de la siguiente forma:

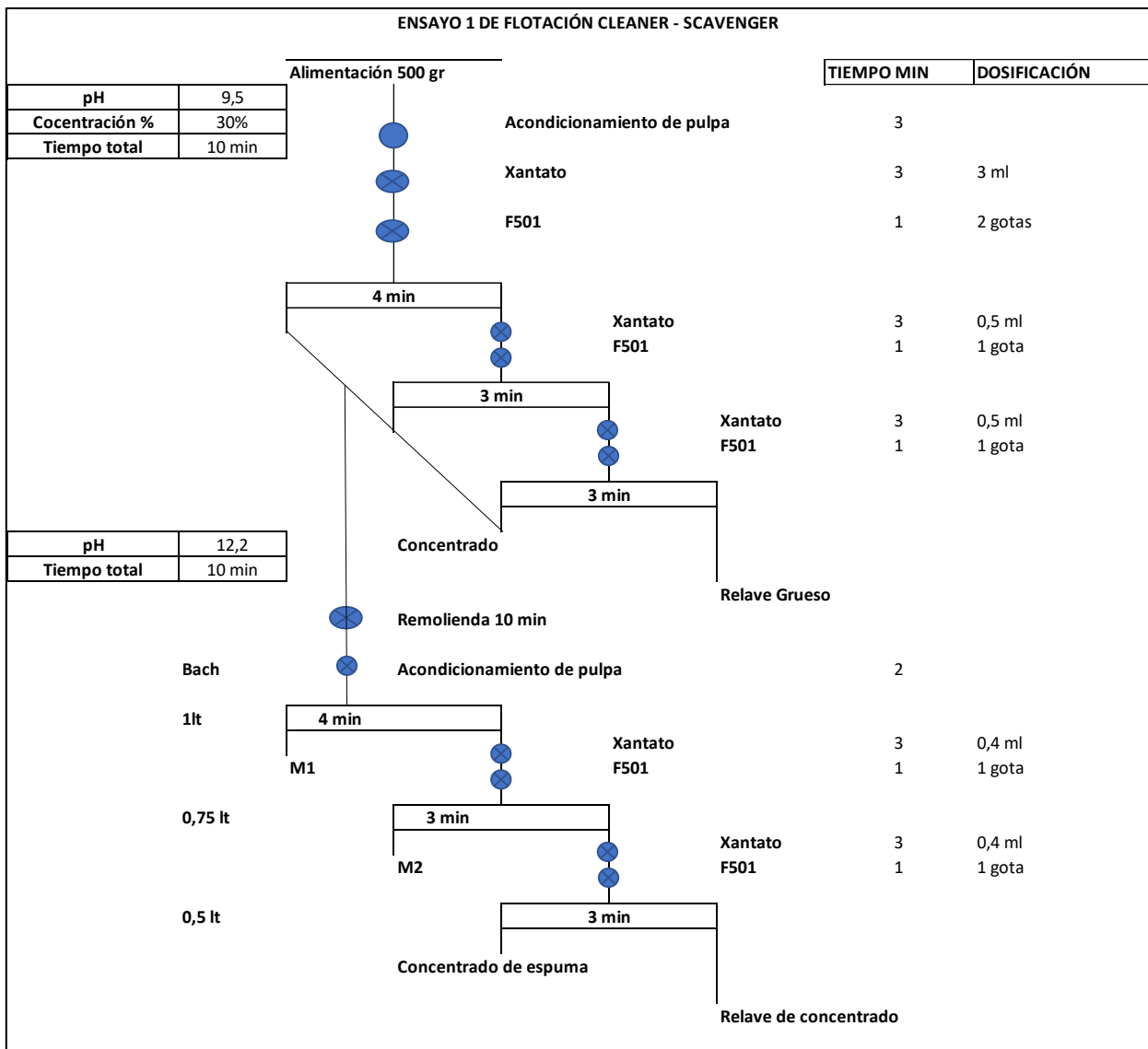


Figura 15 Modelo de ensayo para análisis de laboratorio de etapas Cleaner - Scavenger

CAPÍTULO 3

ANÁLISIS DE RESULTADOS

3.1. Análisis de variables implementadas

3.1.1. Ensayos rougher.

Una vez realizados los ensayos de laboratorio podemos analizar los siguientes resultados:

Tabla 15 Relación de % de Cu, Relave y peso recuperados de los ensayos rougher

RESULTADOS DE % CONCENTRADO DE CU, RELAVE Y PESOS DE LOS ENSAYOS ROUGHER					
Mineral primario	0,5448		Muestra inicial		500 g
Ensayo	Concentrado	Peso (g)	Relave	Peso (g)	peso total (g)
1	2,674	83,71	0,0575	409,72	493,43
2	2,898	81,3	0,0524	402,55	483,85
3	2,775	84,58	0,0489	410,01	494,59
4	2,109	112,58	0,0496	384,57	497,15
5	2,574	89,2	0,0578	406,03	495,23
6	2,587	89,81	0,0564	406,29	496,10
7	2,631	89,18	0,0542	406,26	495,44
8	3,195	75,61	0,0656	419,68	495,29
9	3,834	61,14	0,0665	435,47	496,61
10	3,088	80,18	0,0607	415,78	495,96
11	3,085	81,45	0,0609	415,51	496,96
12	2,761	89,45	0,0550	408,45	497,90
13	4,068	48,6	0,1564	431,46	480,06
14	3,051	74,47	0,0784	415,10	489,57
15	3,427	73,89	0,0787	417,21	491,10
16	2,531	87,68	0,0690	382,99	470,67
17	2,100	87,68	0,0690	382,99	470,67
18	2,106	120,45	0,0450	377,08	497,53
19	2,721	82,45	0,0623	416,04	498,49
20	2,751	84,82	0,0602	411,54	496,36
21	2,124	118,6	0,0522	379,95	498,55
22	2,406	83,7	0,0642	414,40	498,10
23	2,521	84,8	0,0574	410,57	495,37
24	2,575	87,68	0,0600	410,45	498,13

Fuente: El autor

3.1.2. Ensayos Cleaner – Scavenger

Determinado el mejor condicionamiento para los ensayos rougher, el mismo que será analizado a profundidad en el apartado 3.2; se realizó los ensayos correspondientes a las etapas cleaner – scavenger, obteniendo los siguientes resultados:

Tabla 16 Relación de % de Cu, Relave y peso recuperados de los ensayos cleaner - scavenger

RESULTADOS DE % CONCENTRADO DE CU, RELAVE Y PESOS DE LOS ENSAYOS CLEANER - SCAVENGER											
Min. Primario	0,5448		Peso inicial	500 g							
Ensayos	Concentrado	Peso	Medio 1	Peso	Medio 2	Peso	Relave conc	Peso	Relave grueso	Peso	Peso total
1	25,81	5,14	0,6447	48,14	2,5762	5,52	8,56	2,1	0,1073	431,32	492,22
2	21,53	9,12	0,2597	56,24	1,676	8,36	4,5	4,09	0,0839	421,79	499,6
3	19,89	8,54	0,3076	55,12	0,307	8,22	4,8941	4,5	0,0865	422,8	499,18
4	19,68	8,52	0,3056	54,11	0,3082	8,15	4,3465	4,72	0,0782	420,65	496,15
5	18,55	9,45	0,3325	65,55	2,759	5,82	1,066	8,66	0,0861	402,53	492,01
6	20,00	9,1	0,3528	73,74	2,9	11,98	0,5656	4,72	0,903	398,02	497,56

Fuente: El autor

3.2. Análisis de índices metalúrgicos

Para realizar los análisis correspondientes de nuestros resultados usamos las fórmulas correspondientes a la recuperación y razón de enriquecimiento, las cuales usan información tal como: (Bustamante, Gaviria, & Restrepo, 2008)

$$R = \frac{C \times tc}{A \times ta} \qquad Re = \frac{tc}{ta}$$

Donde:

- C : Peso de concentrado
- T_c : Tenor de concentrado (%)
- A : Peso de alimento
- T_a : Tenor de alimento (%)

3.2.1. Ensayos rougher

En base a las fórmulas establecidas determinamos los siguientes rendimientos y recuperación en los 24 ensayos realizados.

Tabla 17 Recuperación y razón de enriquecimiento de los ensayos rougher

RESULTADOS DE % CONCENTRADO DE CU Y RELAVE DE LOS ENSAYOS ROUGHER						
Mineral primario	0,5448	Muestra inicial		500 g		
Ensayo	Concentrado	Relave	Rec. Cu	Rendimiento	Rec Relave	Rend. Relave
1	2,674	0,0575	82,17	4,91	8,649	0,106
2	2,898	0,0524	86,50	5,32	7,744	0,096
3	2,775	0,0489	86,16	5,09	7,360	0,090
4	2,109	0,0496	87,18	3,87	7,002	0,091
5	2,574	0,0578	84,27	4,72	8,615	0,106
6	2,587	0,0564	85,30	4,75	8,412	0,104
7	2,631	0,0542	86,15	4,83	8,083	0,099
8	3,195	0,0656	88,68	5,86	10,107	0,120
9	3,834	0,0665	86,05	7,04	10,631	0,122
10	3,088	0,0607	90,89	5,67	9,265	0,111
11	3,085	0,0609	92,24	5,66	9,289	0,112
12	2,761	0,0550	90,66	5,07	8,247	0,101
13	4,068	0,1564	72,58	7,47	24,773	0,287
14	3,051	0,0784	83,41	5,60	11,947	0,144
15	3,427	0,0787	92,96	6,29	12,054	0,144
16	2,531	0,0690	81,47	4,65	9,701	0,127
17	2,100	0,0690	67,59	3,85	9,701	0,127
18	2,106	0,0450	93,12	3,87	6,229	0,083
19	2,721	0,0623	82,36	4,99	9,515	0,114

20	2,751	0,0602	85,66	5,05	9,095	0,110
21	2,124	0,0522	92,48	3,90	7,281	0,096
22	2,406	0,0642	73,93	4,42	9,767	0,118
23	2,521	0,0574	78,48	4,63	8,652	0,105
24	2,575	0,0600	82,88	4,73	9,041	0,110

Fuente: El autor

Una vez determinados los valores en cuanto a recuperación y razón de enriquecimiento, se procede a determinar cuál es el mejor condicionamiento entre todos los ensayos realizados, para lo cual consideramos factores como:

- *Relave*: siendo el menor posible y realizable en el proceso tanto en laboratorio como en campo.
- *Recuperación*: procure ser la más alta posible, recordando que el sistema rougher es la etapa en la cual se busca recuperar el mayor contenido posible
- *Concentrado y razón de enriquecimiento*: siendo valores intermedios entre todos los resultados enfocados en que en este punto no buscamos calidad sino cantidad.

Por lo tanto, con estas directrices se determina que el mejor condicionamiento entre los ensayos realizados corresponde al ensayo No. 18, debido a que cumple todo lo antes mencionado

Tabla 18 Selección del mejor condicionamiento de ensayos rougher

Ensayo	Concentrado	Relave	Recuperación	Rendimiento
18	2,106	0,0450	93,12	3,87

Fuente: El autor

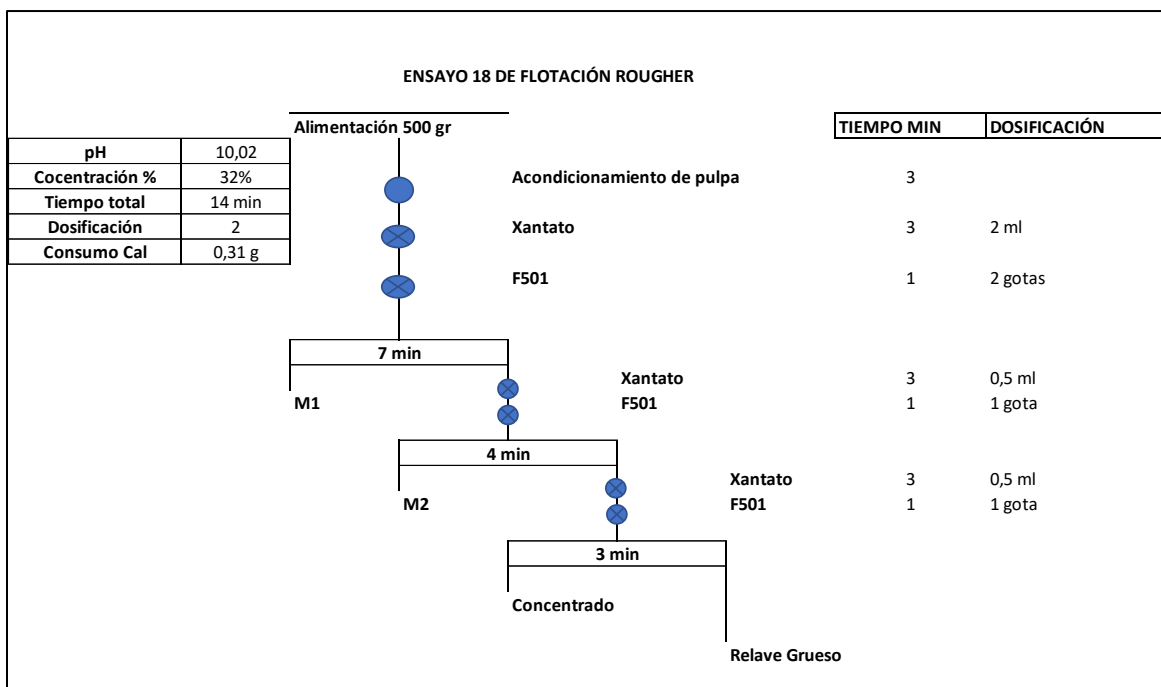


Figura 16 Modelo de ensayo No 18 de flotación rougher

Tabla 19 Relación de % de Cu, Relave y peso recuperados del ensayo rougher 18

RESULTADOS DE % CONCENTRADO DE CU Y RELAVE DEL ENSAYO 18									
Mineral primario		0,5448	Muestra inicial		500 g				
Ensayo	M1	Peso	M2	Peso	M3	Peso	Relave	Peso	Peso total
18	4,227	58,6	0,606	34,2	0,5889	28,65	0,4054	375,4	495,85

Fuente: El autor

Una vez realizado el ensayo, se analizaron los índices para cada medio y relave, obteniendo los siguientes resultados:

Tabla 20 Análisis de recuperación y razón de enriquecimiento en las etapas de concentración del ensayo rougher #18

RENDIMIENTOS Y RECUPERACIÓN DEL ENSAYO 18					
Mineral primario		0,5448	Muestra inicial		500 g
Tiempo	%	Peso	Recuperación %		Re
7 min	4,227	58,6	90,93		7,76
4 min	0,606	34,2	7,61		1,11
3 min	0,5889	28,65	6,19		1,08
Relaves	0,4054	375,4	55,9		0,744

Fuente: El autor

3.2.2. Ensayos cleaner – scavenger

Al analizar los índices de recuperación y razón de enriquecimiento de los ensayos cleaner – scavenger obtuvimos los siguientes resultados:

Tabla 21 Tabla de rendimientos de concentrado y relave, ensayos cleaner - scavenger

RESULTADOS DE RECUPERACIÓN DE CONCENTRADO DE CU Y RELAVES DE LOS ENSAYOS CLEANER - SCAVENGER											
Min. Primario	0,5448		Peso inicial	500 g							
Ensayos	Concentrado	Rec	Medio 1	Rec	Medio 2	Rec	Relave con	Rec	Relave grueso	Rec	Total Cu
1	25,81	48,70	0,64	11,39	2,58	5,22	8,56	6,60	0,11	16,99	65,32
2	21,53	72,10	0,26	5,36	1,68	5,14	4,50	6,76	0,08	12,99	82,60
3	19,89	62,37	0,31	6,22	0,31	0,93	4,89	8,08	0,09	13,43	69,52
4	19,68	61,54	0,31	6,07	0,31	0,92	4,35	7,53	0,08	12,08	68,53
5	18,55	64,35	0,33	8,00	2,76	5,89	1,07	3,39	0,09	12,72	78,25
6	20,00	66,81	0,35	9,55	2,90	12,75	0,57	0,98	0,09	13,19	89,12

Fuente: El autor

El total de Cu corresponde a la sumatoria de los rendimientos de concentrado, medio 1 y medio 2.

Tabla 22 Tabla de razón de enriquecimiento de concentrado y relave, ensayos cleaner - scavenger

RESULTADOS DE RAZÓN DE ENRIQUECIMIENTO DE CONCENTRADO DE CU Y RELAVE DE LOS ENSAYOS CLEANER - SCAVENGER											
Min. Primario	0,5448		Peso inicial	500 g							
Ensayos	Concentrado	Re	Medio 1	Re	Medio 2	Re	Relave con	Re	Relave grueso	Re	Total Re

1	25,81	47,38	0,64	1,18	2,58	4,73	8,56	15,71	0,11	0,20	53,29
2	21,53	39,53	0,26	0,48	1,68	3,08	4,50	8,26	0,08	0,15	43,08
3	19,89	36,51	0,31	0,56	0,31	0,56	4,89	8,98	0,09	0,16	37,64
4	19,68	36,12	0,31	0,56	0,31	0,57	4,35	7,98	0,08	0,14	37,24
5	18,55	34,05	0,33	0,61	2,76	5,06	1,07	1,96	0,09	0,16	39,72
6	20,00	36,71	0,35	0,65	2,90	5,32	0,57	1,04	0,09	0,17	42,68

Fuente: El autor

De igual forma, ya determinados los indicadores de recuperación y razón de enriquecimiento, podemos determinar cuál es el mejor condicionamiento entre los ensayos realizados, para lo cual consideramos factores como:

- **Relave:** siendo el menor posible y realizable en el proceso tanto en laboratorio como en campo. Se debe considerar que en nuestros ensayos no comprenden etapas de recirculación, sino, solo el análisis lineal del proceso, por lo cual no se asemeja directamente al relave de planta.
- **Recuperación:** procure estar entre 80% y 90% considerando que valores mayores a esos no corresponden a una buena limpieza del mineral.
- **Concentrado:** Oscile entre lo que comúnmente es trabajado en planta (24%-26%) recordando que en nuestros ensayos no realizamos recirculación entre los circuitos de scavenger 1 y cleaner 1 (anexo 8), lo cual mejora la calidad y clasificación del concentrado de cobre, sino que sólo analizamos los procesos de forma lineal.
- **Razón de enriquecimiento:** Se considera que al ser una tapa de limpieza y relimpieza la razón de enriquecimiento debe ser mucho mayor a la etapa rougher. Se considera que en estas etapas es mejor la calidad antes que la cantidad.

Por lo tanto, con estas directrices se determinó que podemos analizar dos

condicionamientos, correspondientes a los ensayos 2 y 6.

Tabla 23 Análisis de recuperación y razón de enriquecimiento en las etapas de concentración del ensayo cleaner - scavenger #2 y 6

Ensayos	Recuperación %	R. Enriquecimiento
2	82,6	43,08
6	89,12	42,68

Fuente: El autor

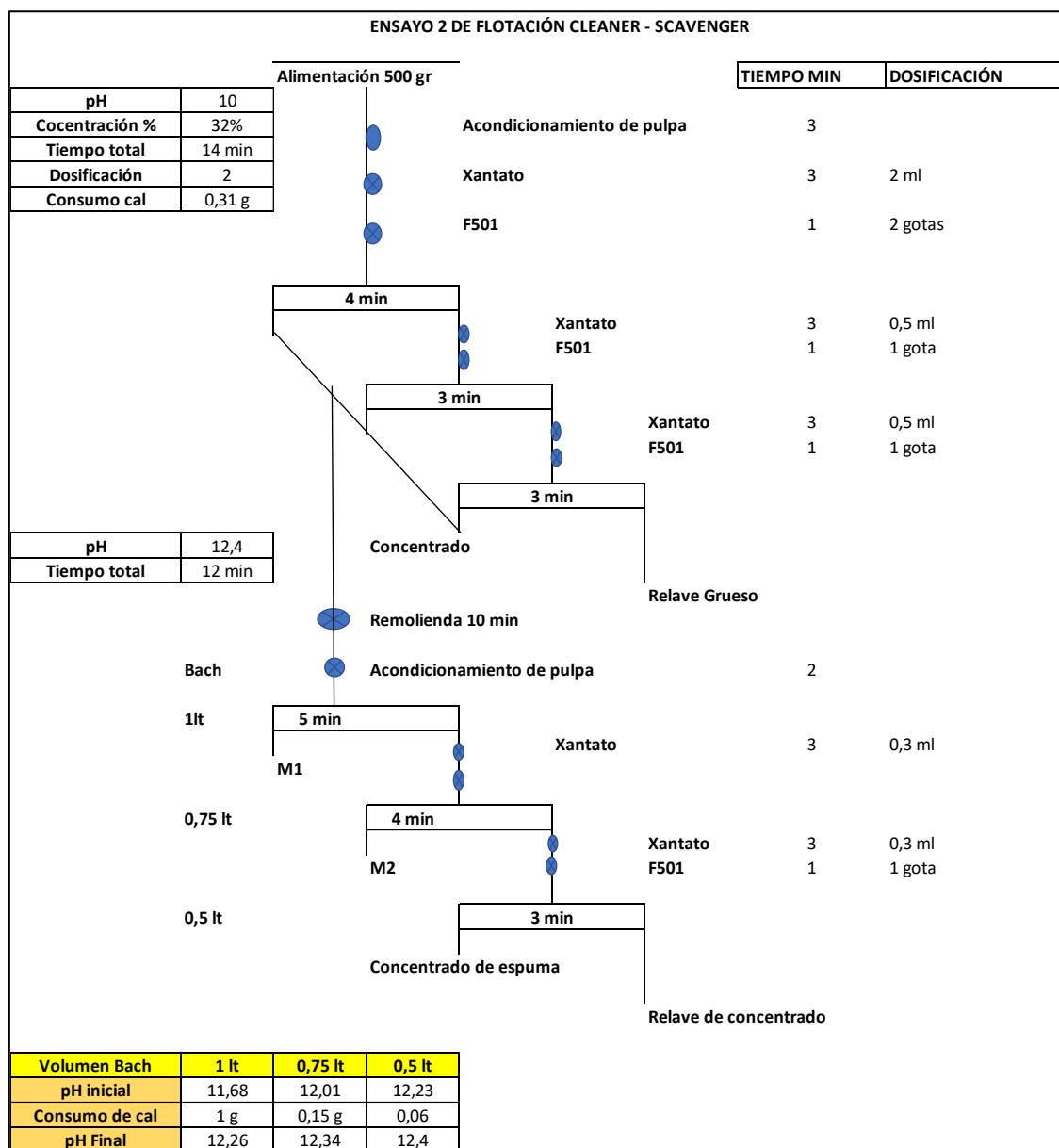


Figura 17 Modelo de ensayo No 2 de flotación cleaner – scavenger

Para el ensayo número 6 la dosificación se determinó en base al mejor resultado del ensayo 4 y 5, siendo seleccionada la dosificación del ensayo número 5 como la mejor, por tanto, la dosificación del modelo del ensayo número 6 corresponde a la dosificación 2. El ensayo queda de la siguiente forma.

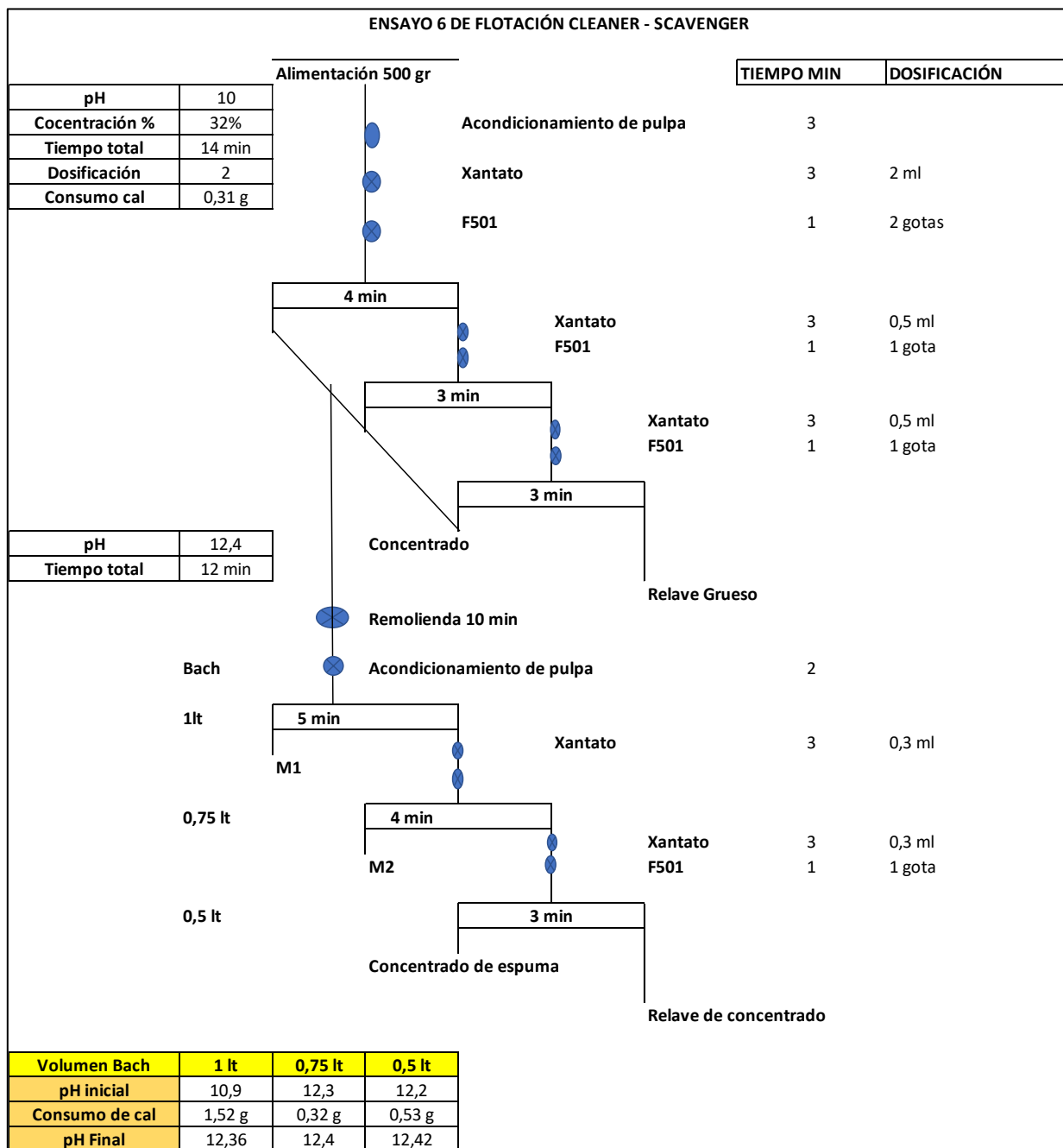


Figura 18 Modelo de ensayo No 6 de flotación cleaner – scavenger

3.3. Cinética de flotación

El modelo de análisis de cinética de flotación de García – Zúñiga determina la velocidad de las partículas de interés en relación a la ganga dentro de la etapa de flotación, la finalidad de la misma es representar la cinética de flotación de concentrado Kc y la cinética de flotación de la ganga Kg.

Los valores son calculados mediante la fórmula revisada en el apartado 1.4.2.

3.3.1. Sistema Rougher

Para el análisis de cinética del sistema rougher consideramos el análisis de los mejores resultados de los 24 ensayos seleccionando un ensayo de 10 minutos, un ensayo de 12 minutos y un ensayo de 14 minutos, con lo cual obtuvimos los siguientes resultados.

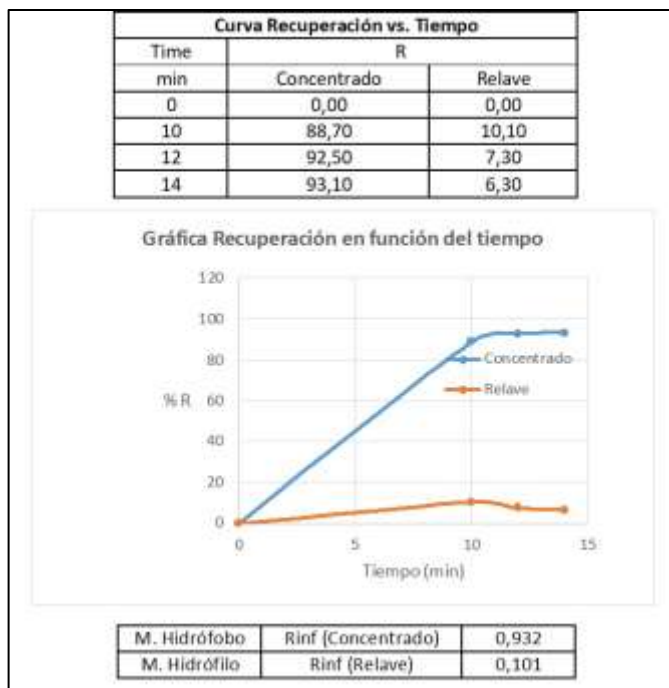


Figura 19 Curva de recuperación vs tiempo, ensayos rougher 10-12-14 minutos

En la figura 16, *Recuperación en función del tiempo* se observa como en dependencia del tiempo aumenta el porcentaje de recuperación y disminuye el porcentaje de relave.

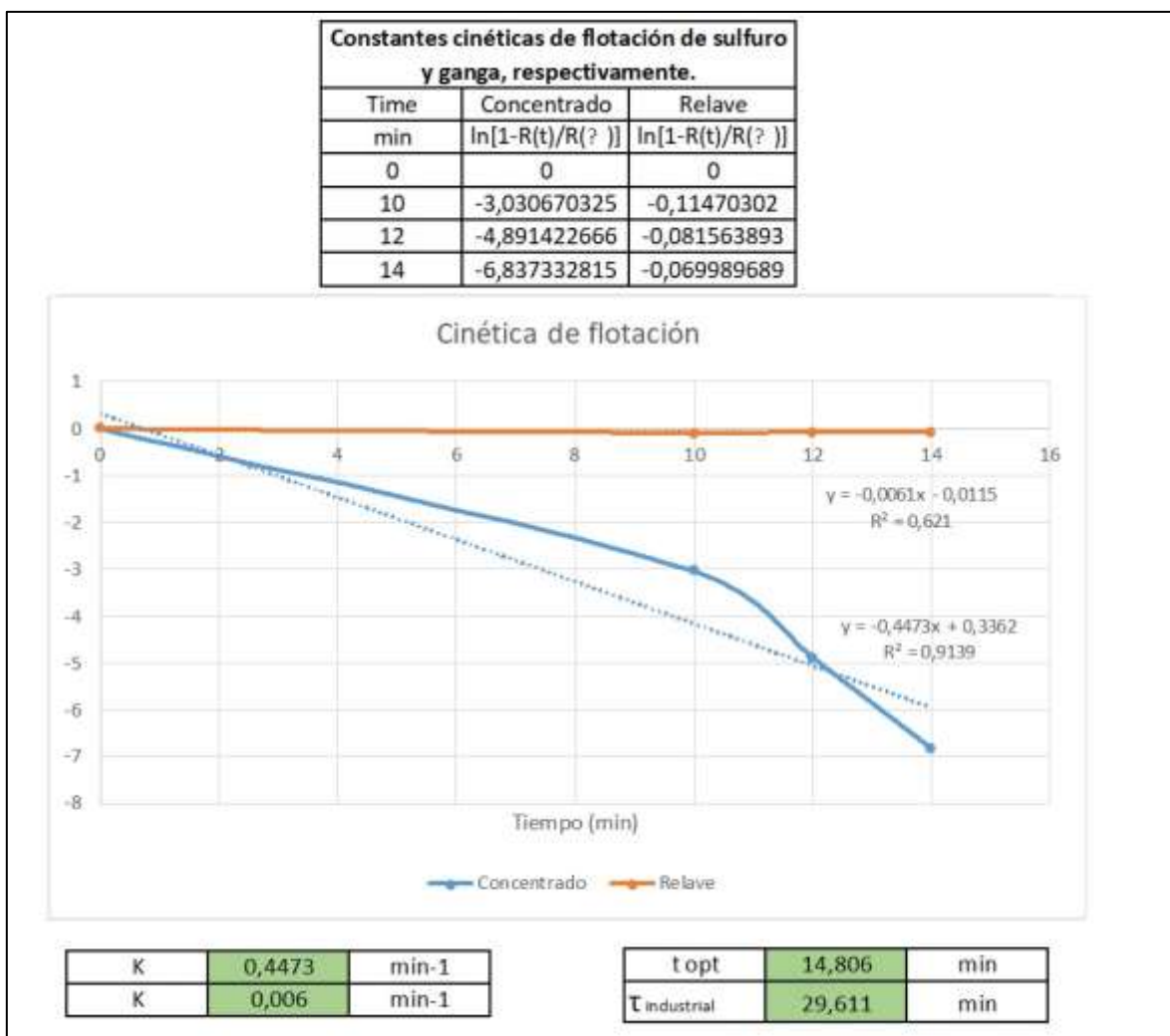


Figura 20 Análisis de cinética de flotación, ensayos rougher 10-12-14 minutos

Mientras que con la gráfica de *cinética de flotación* se obtuvo los valores correspondientes a k_c 0.4473 y k_r 0.006 con los cuales se obtuvo un tiempo óptimo de 14.8 min, entrando en el tiempo de análisis del modelo número 18 de los ensayos rougher, el mismo que se determinó como el mejor modelo de condicionamiento para desarrollar el trabajo.

Para el análisis de cinética del modelo de ensayo número 18 de etapa rougher se consideraron las recuperaciones de la tabla 20 y como tal se obtuvieron los siguientes resultados.

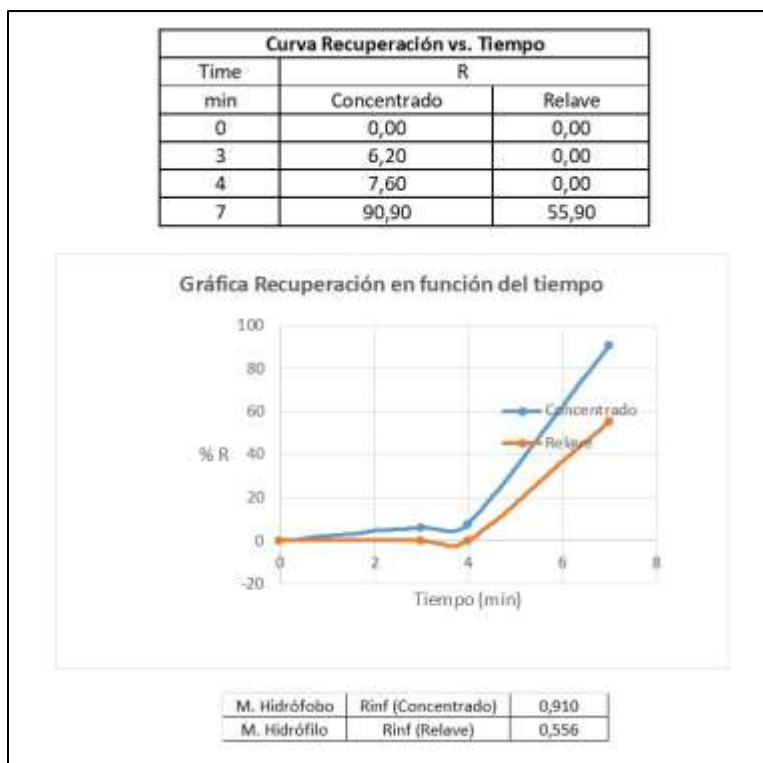


Figura 21 Curva de recuperación vs tiempo, ensayo rougher No 18, 14 minutos

En la figura 18, curva de recuperación en función del tiempo se puede observar como a mayor tiempo aumenta la recuperación, sin embargo, en este caso el relave lleva una tendencia alta debido a que en base al modelo de análisis se analiza sólo el relave final del ensayo a 14 minutos. Sin embargo, la recuperación es favorable para el proceso, además de que los resultados son aplicables al campo.

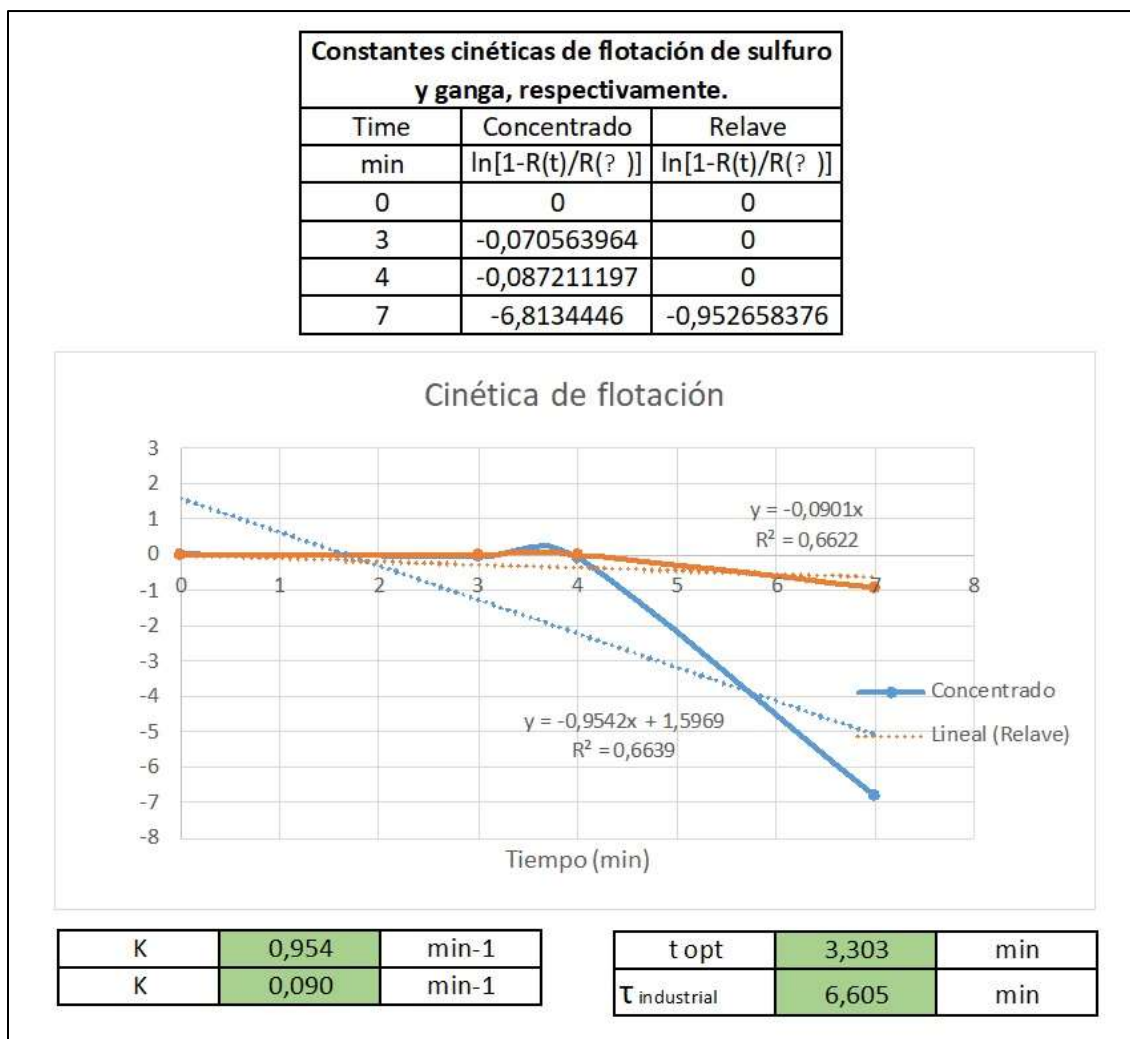


Figura 22 Análisis de la cinética de flotación del modelo de ensayo No 18

En la gráfica de *cinética de flotación* se determinaron los valores correspondientes a K_c 0.954 y K_r 0.09 con lo cual se determinó que el tiempo óptimo de flotación es de aproximadamente 3 minutos, mientras que el tiempo industrial correspondería a casi 7 minutos, tiempo que concierne al tiempo aplicado en el ensayo para la etapa denominada como primario 1 (Figura 6). Por lo general, para los ensayos realizados por el laboratorio de la planta de estudio, el tiempo de la etapa primaria 1 es de 5 minutos, por lo tanto, podemos considerar que el tiempo correspondiente a 7 minutos entra en los estándares de análisis y por tanto figura un tiempo favorable para un mejor porcentaje de recuperación.

3.3.2. Sistema cleaner scavenger

En lo correspondiente al sistema cleaner - scavenger se analizaron los modelos correspondientes al ensayo 2 y el ensayo 6, para lo cual usamos la información correspondiente a la recuperación en la tabla 21.

Por lo tanto, se obtuvo los siguientes resultados.

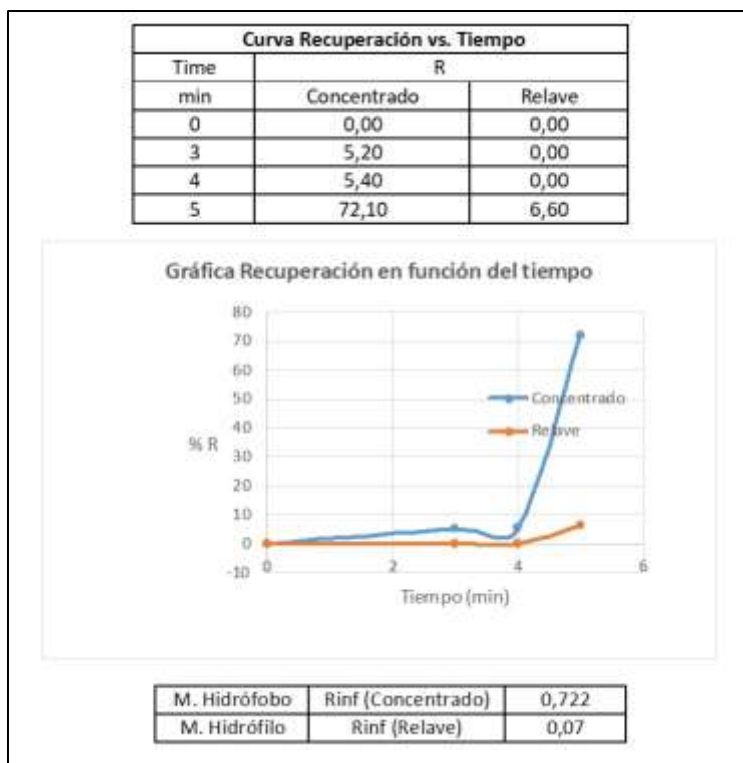


Figura 23 Curva de recuperación vs tiempo, ensayo cleaner - scavenger No 2

En la *gráfica de recuperación en función del tiempo* podemos observar como la recuperación aumenta en relación al tiempo, sin embargo, la curva de relave se mantiene por debajo del 1%. Con lo cuál podemos tener una imagen que demuestra la eficiencia de las condiciones del ensayo.

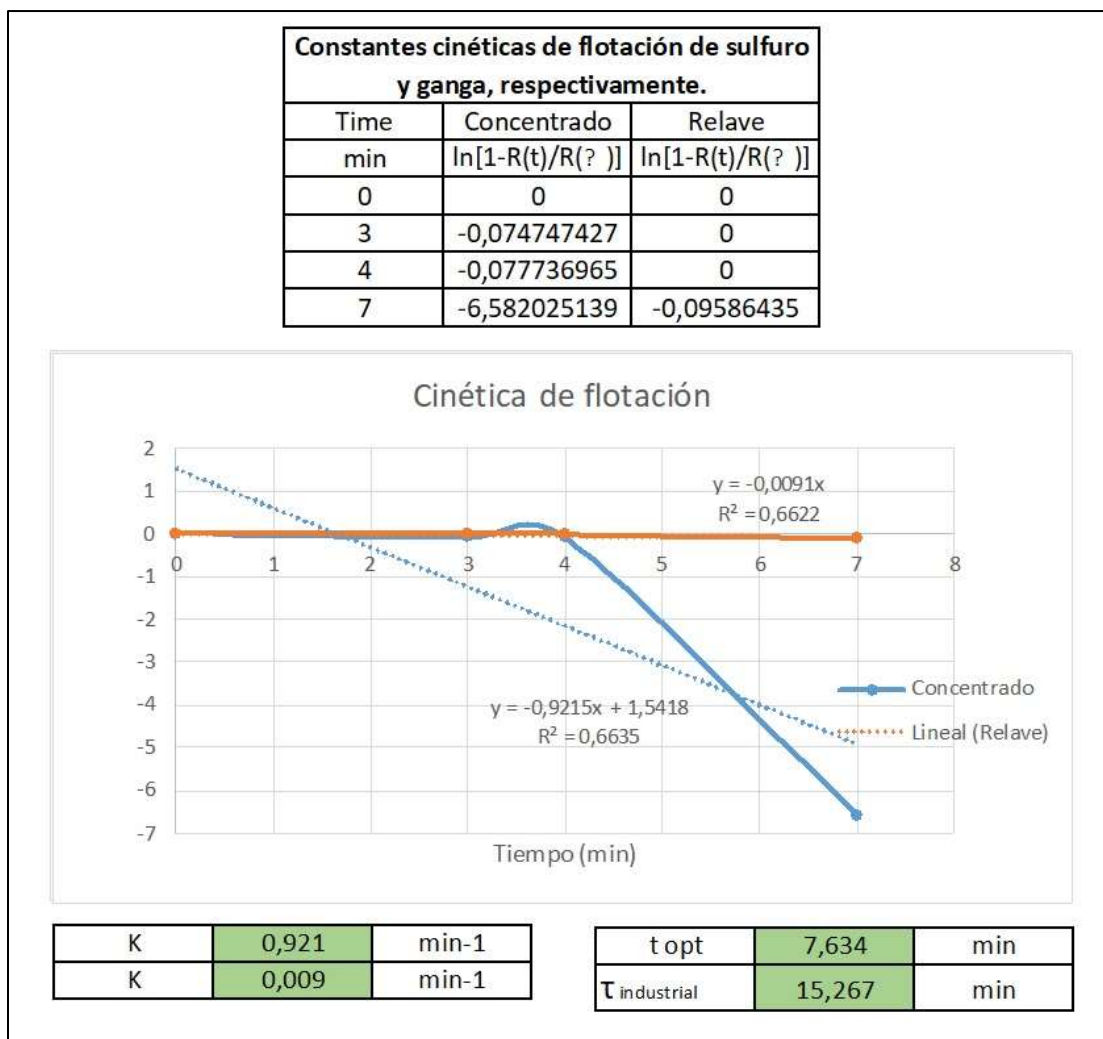


Figura 24 Análisis de la cinética de flotación del modelo de ensayo 2 cleaner – scavenger

Con la gráfica de *cinética de flotación* se pudo obtener los valores correspondientes a K_c 0.921 y K_r 0.009; valores con lo cual se pudo determinar un tiempo óptimo de 8 minutos aproximadamente. Mientras que el tiempo industrial corresponde a 15 minutos, tiempo que en campo se considera dentro del rango habitual de trabajo considerando que en el ensayo de laboratorio no se realizaron etapas de recirculación como es lo habitual de la planta de estudio. Sin embargo, los resultados son óptimos para su aplicación.

Para comparar los resultados mencionados analizamos el modelo de ensayo 6 del sistema cleaner – scavenger, con el que se obtuvo los siguientes resultados.

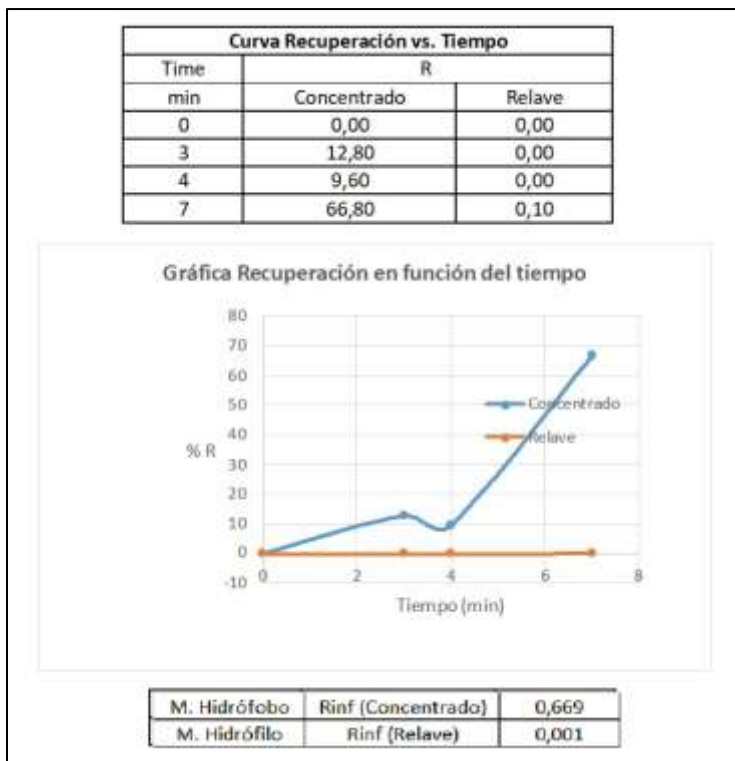


Figura 25 Curva de recuperación vs tiempo, ensayo cleaner - scavenger No 6

En el ensayo 6 se observa en la gráfica en función del tiempo como la recuperación aumenta en relación al tiempo, pero en este caso el relave es menor al 1%. Con lo cuál corroboramos la eficiencia de las condiciones del ensayo.

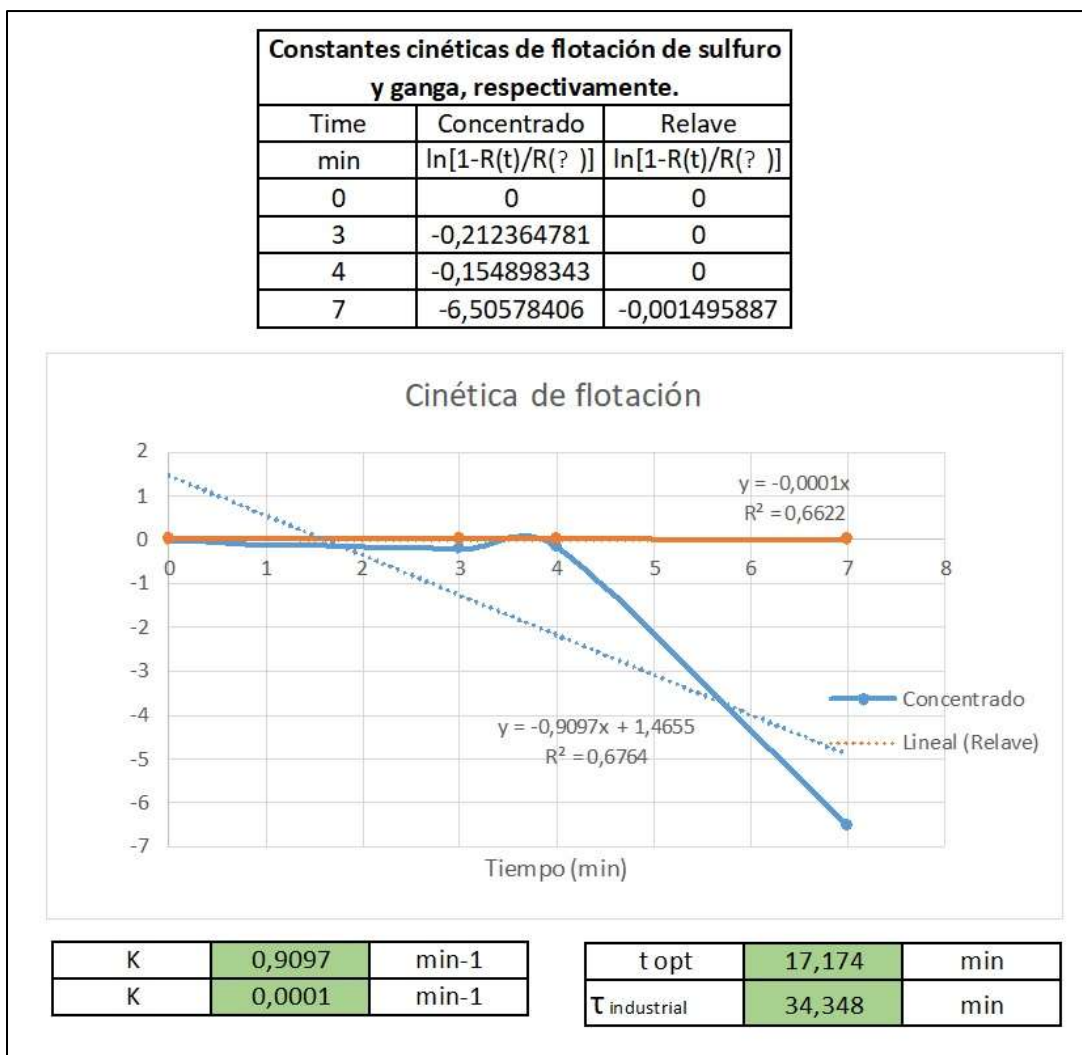


Figura 26 Análisis de la cinética de flotación del modelo de ensayo 6 cleaner – scavenger

Con la gráfica de cinética de flotación se obtuvo los datos correspondientes a K_c 0.9097 y k_r 0.0001, valores con los que se obtuvo un tiempo óptimo de 17 minutos aproximadamente y un tiempo industrial de 34 minutos, tiempo que en campo correspondería al proceso incluyendo las etapas de recirculación, etapas con las que se busca disminuir el relave de la misma forma que en el resultado del ensayo de laboratorio.

Al considerar que el tiempo óptimo del ensayo 2 (8 min) es aproximadamente la mitad del tiempo óptimo del ensayo 6 (17 min) se considera que existe una relación entre las condiciones de ambos ensayos; si examinamos detenidamente podemos considerar que

ambos comparten el tiempo de análisis en laboratorio de 12 minutos, la misma dosificación y el mismo pH que en este caso es entre 12.3 y 12.4. Con esto se determina que el modelo es factible para su aplicación en planta. Consideremos que ambos ensayos tienen una recuperación sobre el 80% y su enriquecimiento se mantiene por sobre el 40%. Lo cuál cumple los estándares del proceso.

3.4. Determinación del tiempo óptimo de flotación

Con los resultados obtenidos en el apartado 3.3 fue posible obtener las constantes correspondientes a Kc o $KH-Fobo$ y $Kgo KH-Filo$ que responden a la cinética de concentrado y relave respectivamente. Estos datos nos servirán para aplicar un modelo matemático que sirve para obtener el tiempo óptimo aplicable a cada modelo de flotación analizado; de igual manera se obtiene el tiempo óptimo industrial para ser aplicado en planta. El tiempo óptimo se obtiene con la siguiente ecuación:

$$t_{op} = \left(\frac{1}{k_{HFOBO} - k_{HFILO}} \right) * \ln \left(\frac{R_{\infty HFOBO} * k_{HFOBO}}{R_{\infty HFILO} * k_{HFILO}} \right)$$

Tabla 24 Determinación de tiempos óptimos y tiempos industriales

Sistema	Tiempo óptimo Top	Tiempo industrial (2 x Top)
Rougher	3,3 min	7 min
Cleaner – Scavenger	17 min	34 min

Fuente: El autor

3.5. Determinación de las variables óptimas.

Obtenidas todas las variables favorables en base a los resultados de los ensayos podemos determinar que las variables óptimas aplicables al proceso para trabajar con minerales enriquecidos de tipo arcilloso son las siguientes.

3.5.1. Etapa Rougher

- **Concentración de sólidos:** 32%
- **pH:** 10
- **Dosificación:** con un total de 9 lt/min para el colector y 600 ml para el espumante (Observar figura 8)
- **Tiempo:** determinado en base al ensayo de cinética, el tiempo optimo industrial en la etapa rougher corresponde a 7 minutos aproximadamente, tiempo en el cual se obtiene la máxima recuperación mineral

3.5.2. Etapa cleaner – scavenger

En base a los resultados obtenidos de los ensayos y análisis se determina que las variables de esta etapa quedan de la siguiente manera:

- **pH:** en base al resultado obtenido del ensayo 6, el pH óptimo de trabajo para etapa de limpieza va desde 12.3 a 12.4 (Observar figura 15)
- **Dosificación:** en base a la dosificación 2 (Tabla 13) con un total de 2 lt/min de colector y 60 ml/min para el espumante (Observar figura 11)

- **Tiempo:** con los ensayos de cinética se determinó que el tiempo óptimo industrial es 15 minutos, tiempo en el cual se obtiene la mejor recuperación y enriquecimiento del mineral de interés.

CAPÍTULO 4

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

4.1. Conclusiones

Luego de haber analizado todos los resultados del estudio podemos concluir que:

- La muestra analizada corresponde a una roca de tipo monzogranito, la misma que se compone de cuarzo, illita, feldespatos, albita, moscovita y calcopirita.
- De todos estos minerales, la illita se presenta como componente arcilloso con un 23,6% total en roca de estudio. Basados en que para determinar este porcentaje se utilizaron 2 gramos de muestra para el ensayo DRX, podemos decir de manera general que, de cada tonelada de mineral procesado, 0.24 toneladas corresponden a arcillas; como la planta tiene un procesamiento base de 1700 T/h, podemos decir entonces que, de toda la alimentación, 401 toneladas corresponden a arcillas; cantidad por la cual el mineral representa un desafío dentro de las diferentes etapas del proceso.
- La cinética de flotación se realizó para los sistemas rougher y cleaner – scavenger, los resultados determinaron que el tiempo óptimo de flotación en la etapa rougher es de 7 minutos, tiempo en el cual se tiene una recuperación de más del 90%, tomando a consideración que en la etapa rougher se procura obtener la mayor recuperación.
- Para los sistemas cleaner – scavenger, en base a los análisis de cinética se determinó que el tiempo óptimo industrial es de 15 minutos, tiempo en el cual tanto la recuperación como la razón de enriquecimiento representan un alto porcentaje, tomando a consideración que esta etapa está enfocada directamente

en aumentar el enriquecimiento del mineral de interés, así con una recuperación del 89% el enriquecimiento se mantiene sobre el 40%.

- En conjunto con los ensayos de flotación en celda convencional Bach de laboratorio, se concluye que para el sistema rougher el porcentaje de sólidos debe estar en 32%, el pH de la pulpa debe mantenerse en 10 y se debe usar una dosificación de 9 lt/min para el colector y 600 ml/min para el espumante.
- En cuanto al sistema cleaner – scavenger se concluye que el pH de la pulpa debe estar entre 12.3 y 12.4 con una dosificación de 2 lt/min para el colector y 60 ml/min para el espumante.

4.2. Recomendaciones

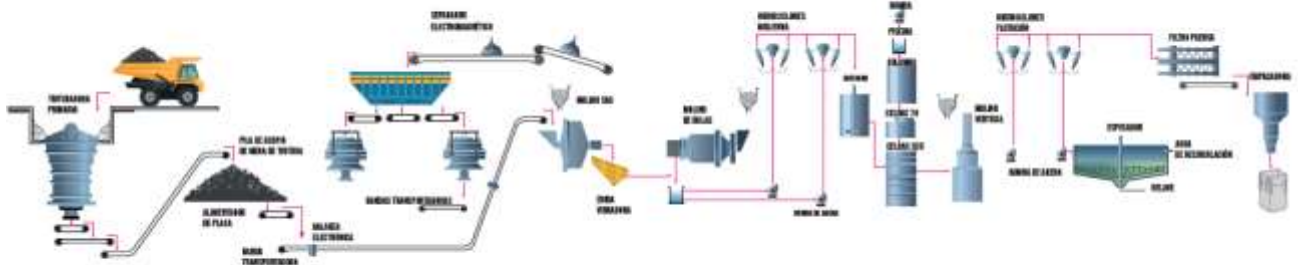
- Se recomienda aplicar los resultados del estudio sobre todo en lo correspondiente a la dosificación, tomando a consideración que disminuir el consumo de reactivos reduce significativamente un gasto recurrente dentro de las operaciones de planta
- Se recomienda realizar ensayos enfocados en el consumo de reactivos de forma recurrente y que vayan dirigidos a analizar y comparar los cambios de forma histórica como hitos dentro de la empresa.
- Se recomienda realizar ensayos de flotación enfocados en la mineralogía de las rocas del yacimiento, esto con la finalidad de llevar de la mano la geología y la metalurgia como ramas complementarias del proceso.
- Se recomienda analizar el impacto directo entre el consumo de reactivos y el tratamiento de aguas de recirculación para determinar la influencia que pueda o no tener el residuo de reactivo en la misma y por tanto en los procesos.

BIBLIOGRAFÍA

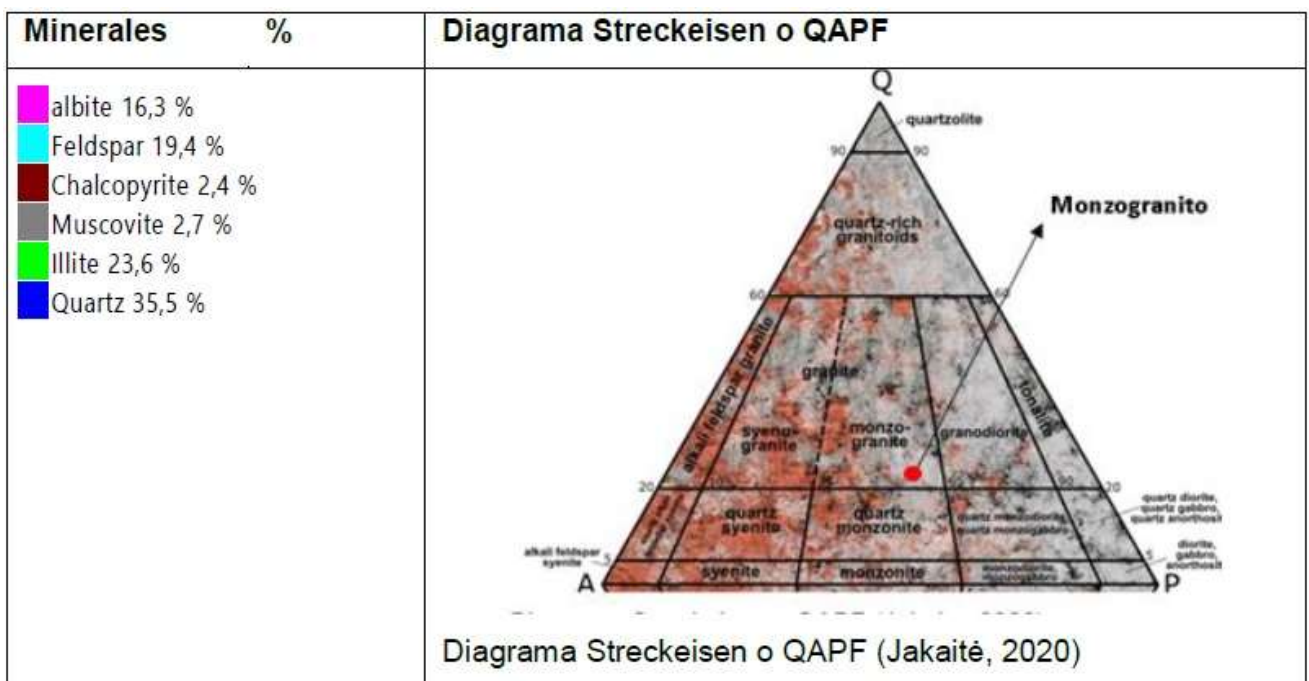
- Bustamante, M. (2005). *Diseño óptimo de circuitos de flotación*. Perú: Biblioteca Pedro Zulen.
- Bustamante, O., Gaviria, A., & Restrepo, O. (2008). *Notas de la clase de la asignatura de concentración de minerales*. Medellín, Colombia: Facultad de minas, escuela de minerales.
- CASTRO, S. G. (2003). *Flotación, fundamentos y aplicaciones*. Concepción, Chile.: Departamento de ingeniería y metalurgia DIMET.
- Contreras, G. (2018). *Estudio De La Hidrofobicidad De Calcopirita - Hidrofobicidad Selectiva De Calcopirita Con Diferentes Colectores*. Cuenca: Universidad del Azuay.
- Cytec, I. I. (2002). *Mining Chemicals Handbook*. En R. . Capanema: Industries Incorporated.
- Gaviria, A. R. (2007). *Notas De Clase Programa De La Asignatura : Hidrometalurgia Aplicada Linea De Metales Preciosos*. Colombia: Instituto de minerales CIMEX.
- Gendall, I. R. (1995). Discovery of a Jurassic Porphyry Copper Belt, Pangui. *SEG Newsletter*, 111(Seg), 7–15.
- Linares, N. (9 de Junio de 2011). *Cinetica del Proceso de Flotación de Espumas - Capitulo III*. Obtenido de Obtenido de Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann:: <https://es.slideshare.net/Gamarra/capitulo-iiicineticadelprocesodeflocaciondeminales-1>
- Mainville, P. (2017). Proceedings of the 12th International Symposium on Mining with Backfill. *Pulsation from positive displacement pumps*, (pág. 7).
- Mirador, D. d. (2022). *Proceso de planta de beneficio*. Tundayme.
- Pavez, O. (2011). *Apuntes De Concentración De Minerales I*. Atacama: Universidad de Atacama.
- Perez, J. (2004). *Difracción de rayos x*. Cartagena: Universidad Politécnica de Cartagena. Obtenido de [https://www.malvernpanalytical.com/es/products/technology/xray-analysis/x-ray-diffraction#:~:text=La%20difracci%C3%B3n%20de%20rayos%20X%20\(XRD\)%20es%20la%20C3%BAnica%20t%C3%A9cnica,el%20espesor%20de%20las%20c](https://www.malvernpanalytical.com/es/products/technology/xray-analysis/x-ray-diffraction#:~:text=La%20difracci%C3%B3n%20de%20rayos%20X%20(XRD)%20es%20la%20C3%BAnica%20t%C3%A9cnica,el%20espesor%20de%20las%20c)apas.
- Sheshpari, M. (2015). A review of underground mine backfilling methods with emphasis on cemented paste backfill. Electronic. *Journal of Geotechnical Engineering*. 20. 5183-5208., 26. Obtenido de [https://www.researchgate.net/publication/282307412_A_review_of_underground_mine_backfilling_methods_with_emphasis_on_cemented_paste_backfill]

ANEXOS

DIAGRAMA DE FLUJO DEL PROCESO DE BENEFICIO



Anexo 1 Diagrama de flujo del proceso de la planta de estudio.



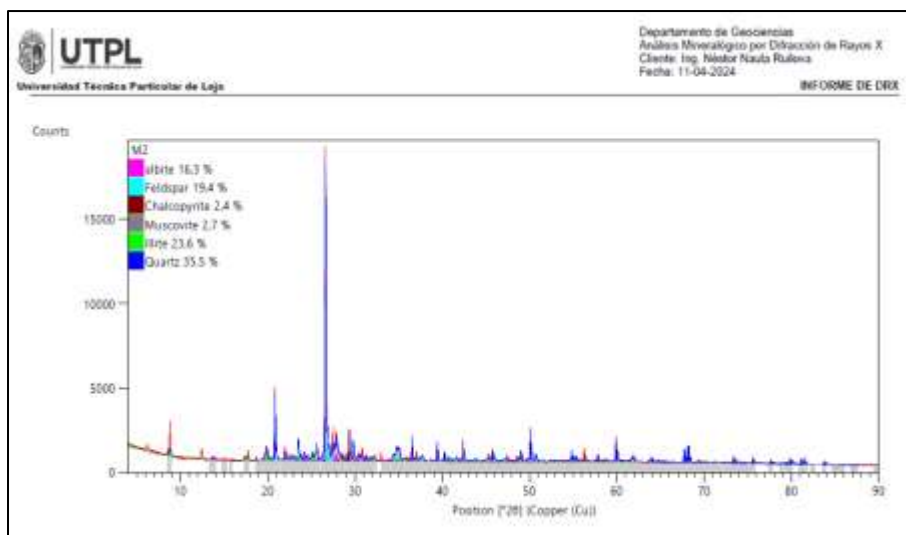
Anexo 2 Determinación del tipo de roca de estudio.



Anexo 3 Recolección de muestras en campo.



Anexo 4 Trituración primaria y secundaria.



Anexo 5 Informe DRX de las muestras de estudio, laboratorio UTPL

Análisis de contenido de Cobre por el método de digestión total

Este procedimiento tiene como finalidad de eliminar las sales como primera fase, en segunda instancia se produce un proceso de oxidación de los minerales de cobre convirtiéndolos en una solución a continuación de detalles de forma ordenada y sistemática la marcha analítica de proceso de digestión, lo que significa que no se puede obviar los pasos, caso contrario el ensayo se tendría que repetir.

- De la muestra pulverizada se pesa en una balanza electrónica de alta precisión (1 gramo o 10.0mg)
- La muestra de 0.1g, se coloca en un vaso de precipitación de 100ml
- Se humedece la muestra con 5 a 10 gotas de agua, tener en cuenta de no verter el agua sobre la muestra podría volatizar la muestra, y tendría que volver a realizar el ensayo de nuevo, es aconsejable vapor sobre las paredes internas del vaso de precipitación
- Añadimos (1.25-1.3)ml de Hidróxido de Amonio
- Agregamos 10ml de HCL 36.46g/mol (Ácido Clorhídrico)
- Una vez adicionado todos los ingredientes anteriores en el vaso de precipitación, este se lleva hacia un platocalentador con una temperatura de 250-280°C, se deja consumir hasta una cantidad de 5ml.
- Agregamos 10ml de Ácido Nítrico (85%) en el vaso de precipitación y dejamos sobre el platocalentador hasta que quede 3ml.
- Sobre la muestra de 3ml, se adiciona 5ml de HCL (36.46g/mol), colocamos sobre el platocalentador lo dejamos disecar en su totalidad.
- Sobre la muestra seca se coloca 5ml de HCL + 15 ml de agua destilada, sobre la boca del vaso de precipitación se coloca una luna de reloj; para que no emita vapores, se deja hervir por 7 minutos.
- La solución obtenida se vierte en balón aforado de 100ml, la parte faltante se adiciona agua destilada hasta aforar a los 100ml
- Se Agita el balón, la muestra se encuentra lista para ser analizada por absorción atómica
- En el equipo de Absorción atómica se calibra la curva con tres muestras Estándares, una vez calibrada se procede a realizar la lectura de los análisis.
- Se procede a realizar los cálculos.

$$Cu(\%) = \frac{p \times V \times F}{m \times 10000}$$

Anexo 6 Análisis del contenido de cobre por el método de digestión total.

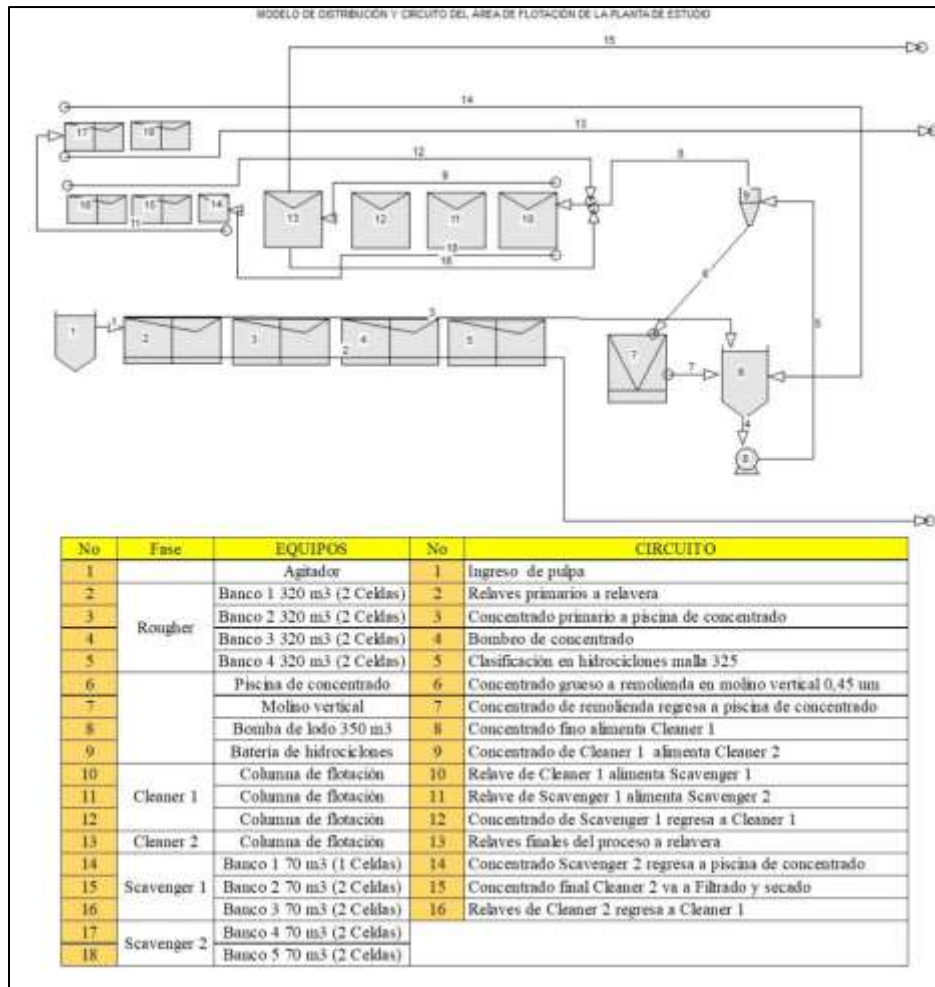
Análisis De Contenido de Azufre por el Método De Titulación

- Pesamos 0.1gramos de muestra pulverizada
- Luego colocamos en un crisol rectangular de 6cmx1cm x0.6cm de alto
- Se enciende el horno, se deja calentar hasta que alcance una temperatura de 1250°C
- Mientras el horno este en proceso de calentamiento, se procede a preparar la solución de peróxido de hidrogeno (400ml peróxido sodio + 40ml de rojo de metilo + azul de metilo) se agrega estos dos componentes hasta dar un color morado.
- El equipo de titulación está compuesto en circuito cerrado horno vaporizador de gases de sulfuros conectados con la campana de titulación, esta campana de titulación está conectada a conductos: agua destilada; Na(OH) y peróxido de hidrogeno.
- Antes de ingresar las muestras al horno hay que regular la campana de titulación, dejando caer hidróxido de sodio Na(OH) hasta que alcance un color verde, encerar la bureta.
- Se introduce la muestra en el tubo portamuestras del horno luego se coloca el tapo y se deja que se evapore de 2 a 3minutos.
- La inyección de los gases producidos por la quema de azufre va producir que se cambie de color verde a morado, en ese momento abrimos el paso de la solución de hidróxido de sodio hasta que cambie a color verde, luego se inyecta agua destilada hasta que cambie de color, después dejamos caer por goteo hasta que cambie de color verde, y repetimos hasta que el color verde sea constante.
- Una vez que la muestra de haya calcinado totalmente se procede a realizar la lectura de consumo de hidróxido de sodio Na(OH) en la bureta, se registra esta cantidad.
- Con los datos obtenidos en las diferentes fases de ensayo, se procede a realizar los cálculos matemáticos, los mismos que se encuentran respaldados en las hojas de cálculo de esta investigación.

$$S(\%) = \left(\frac{V - V_0}{m} \right) * 100$$


$$X(\%) = (F (V - V_0) / m) * 100$$

Anexo 7 Análisis del contenido de azufre por el método de titulación.

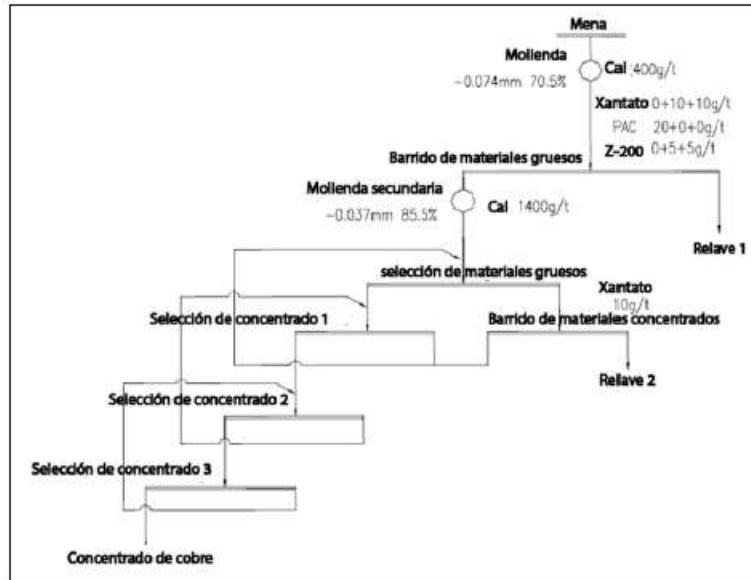


Anexo 8 Modelo de distribución de flotación de la planta de estudio.

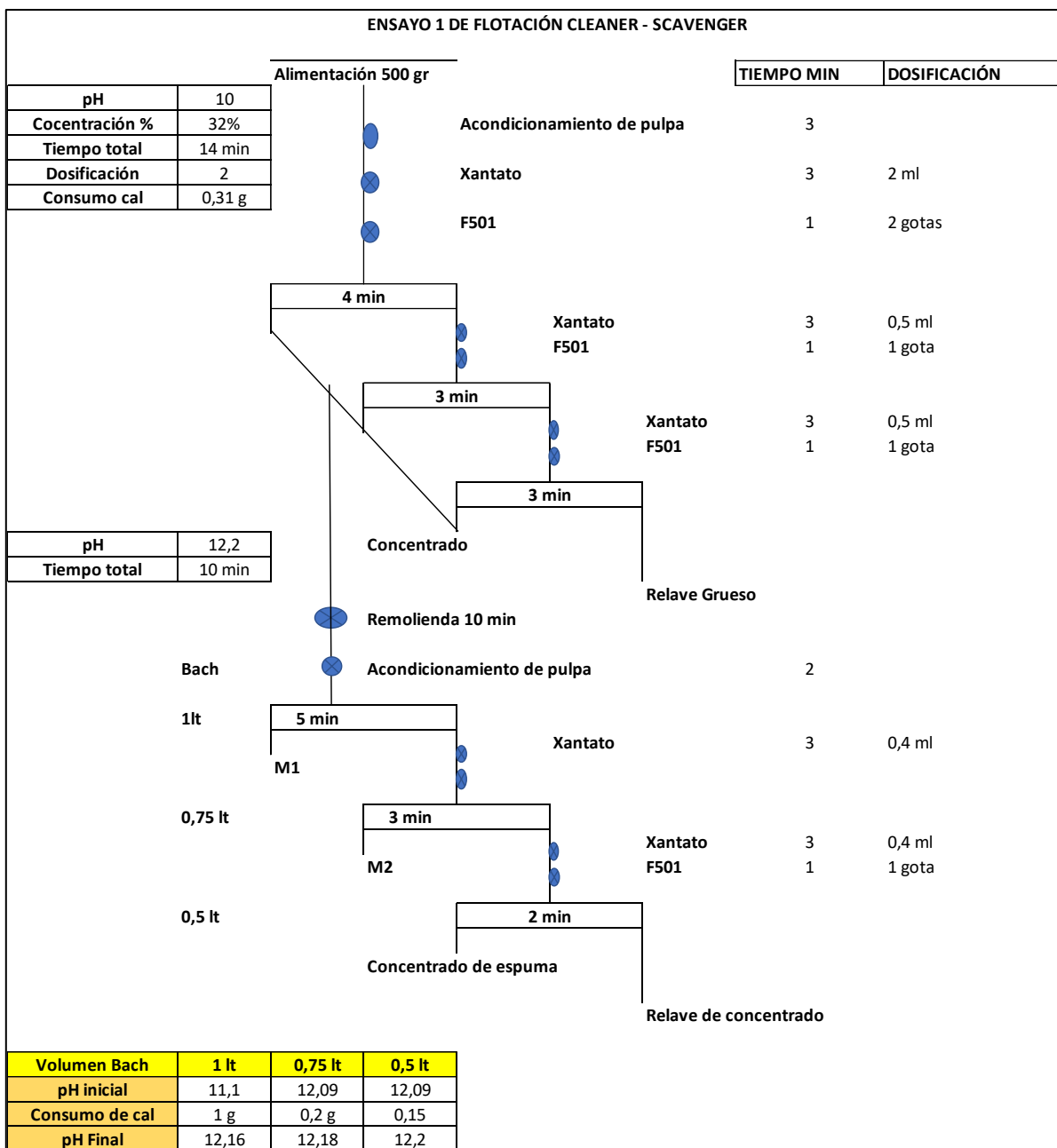
Especificaciones técnicas			
Modelo	XMQ Conical Ball Mill (XMQ 240 × 90)		
Capacidad interna	7000ml		
Tamaño de alimentación (mm)	< 3		
Tamaño de salida (micras)	de 74 a 20		
Potencia del motor (kw)	0,55		
Carga de molienda	D(mm)	#	Peso(gr)
	26	15	1514,87
	23	68	3914,96
	17,5	136	3894,98
La dimensión (mm)	1052*640*1160		
Peso (kg)	170		
Vc, Velocidad rotacional (rpm)	57		
Origen	Jiangxi, China (Mainland)		
Fuente	(Jinshibao, 2016)		



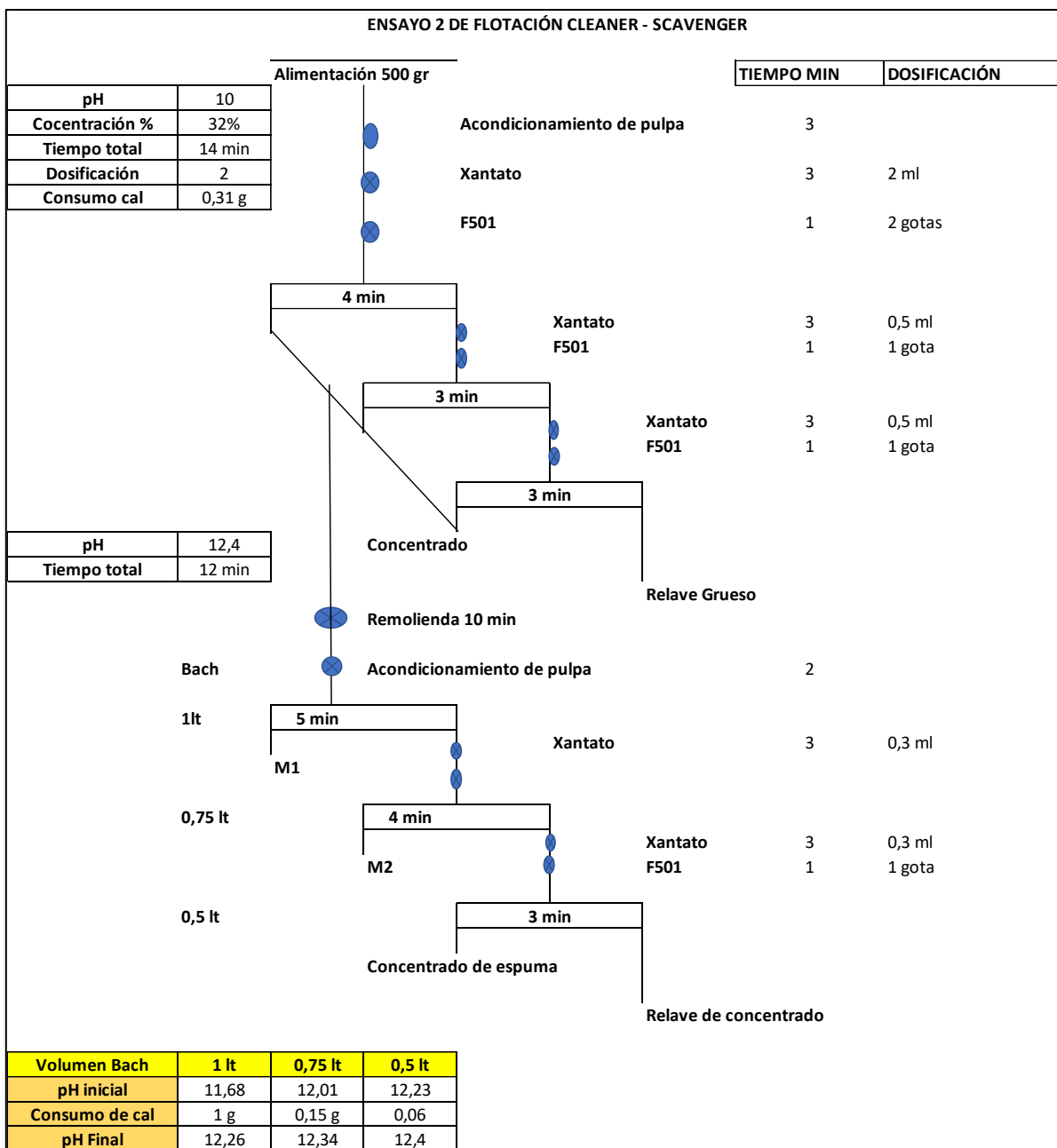
Anexo 9 Molino cónico de laboratorio XMQ Miller



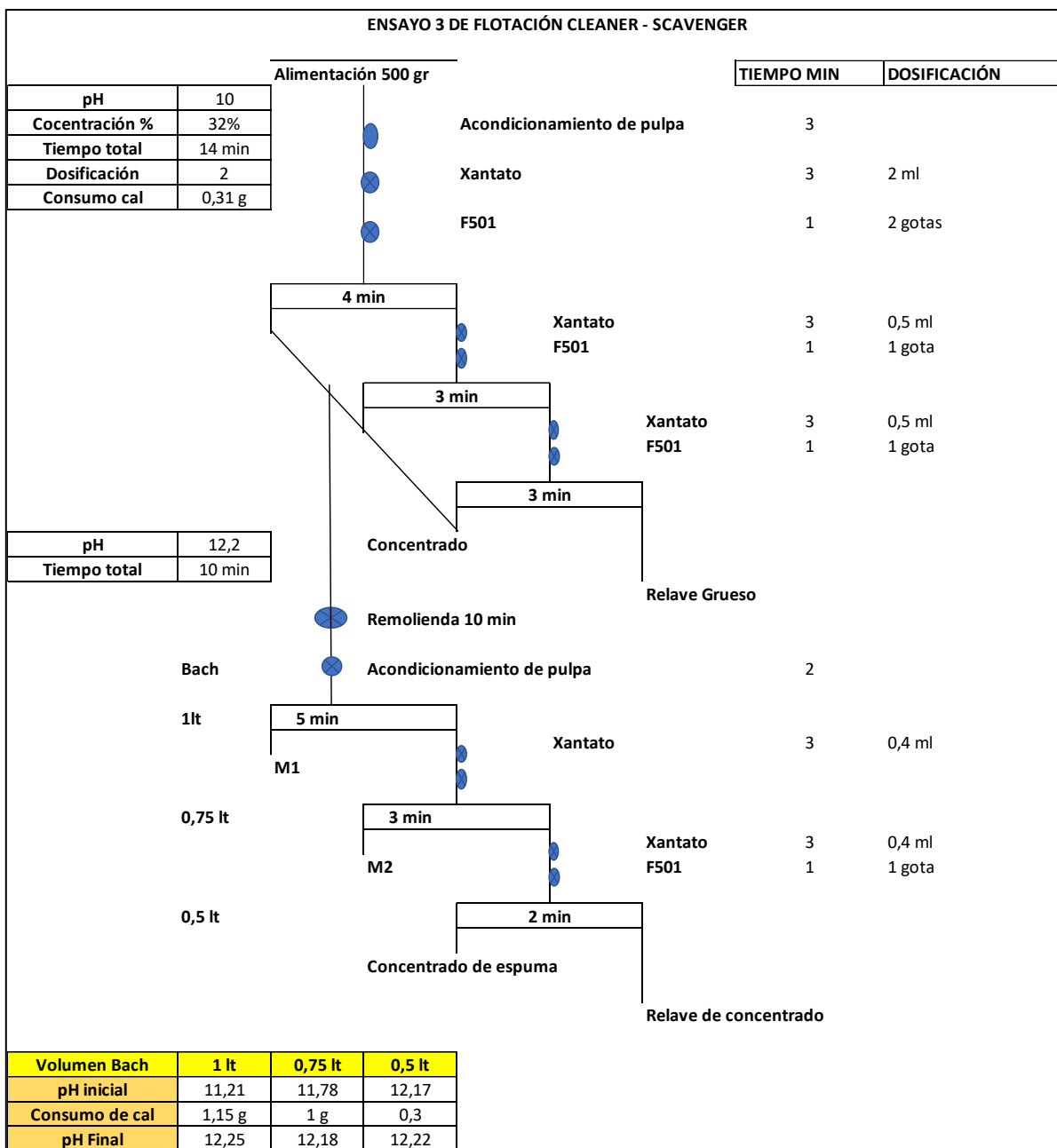
Anexo 10 Distribución del proceso de análisis de flotación de la planta de estudio



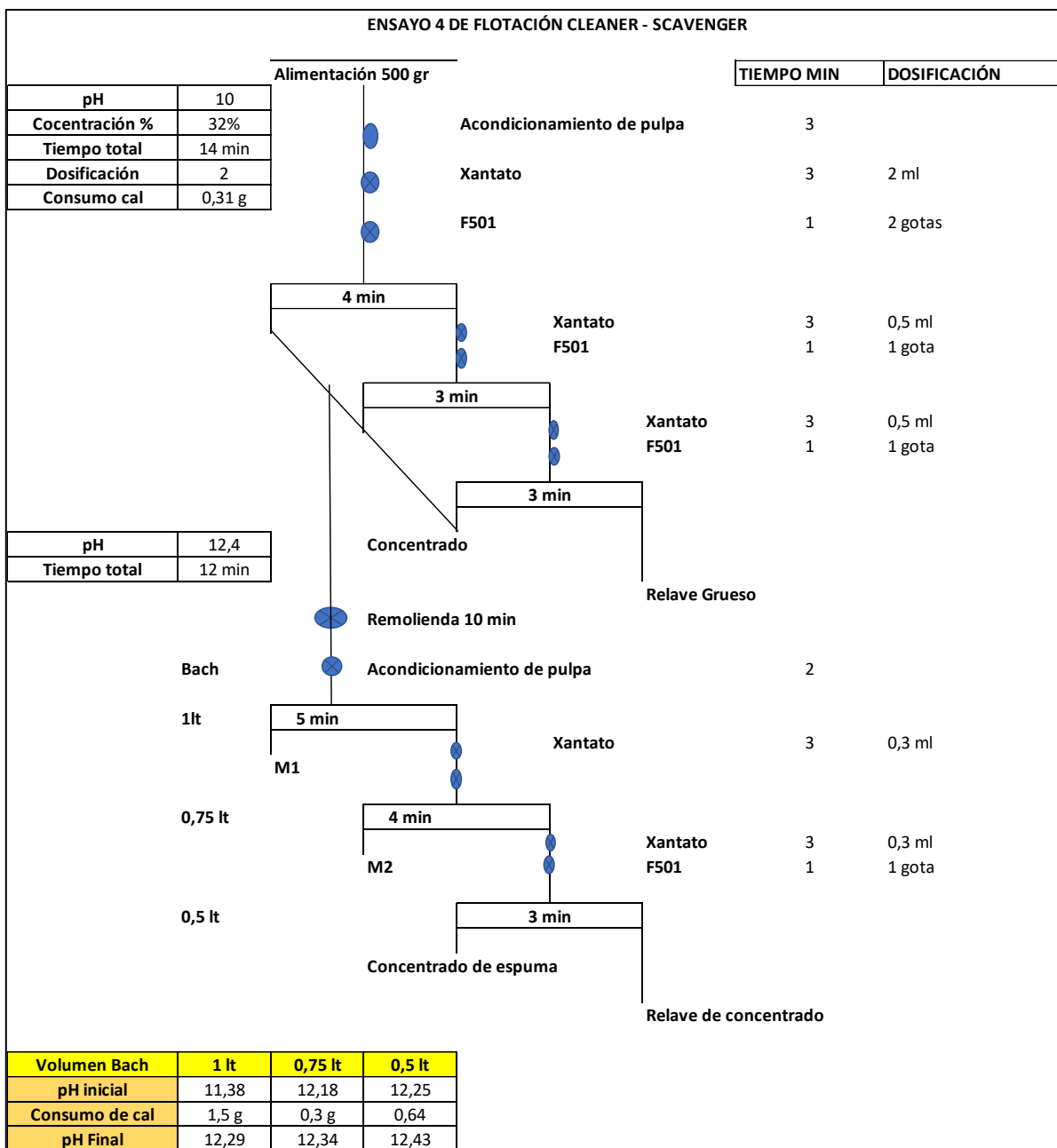
Anexo 11 Modelo de ensayo 1 para ensayos de flotación sistema cleaner - scavenger



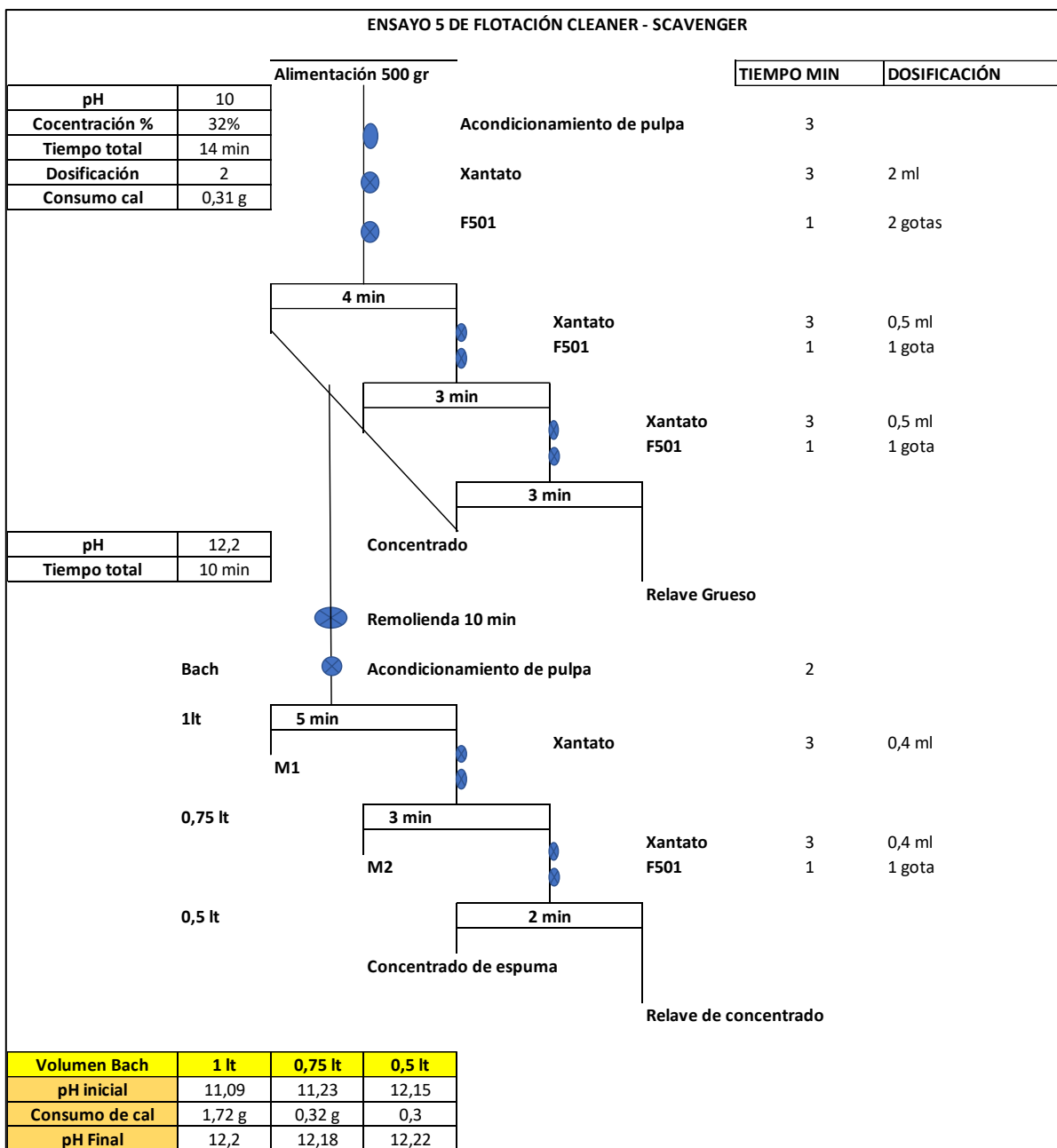
Anexo 12 Modelo de ensayo 2 para ensayos de flotación sistema cleaner - scavenger



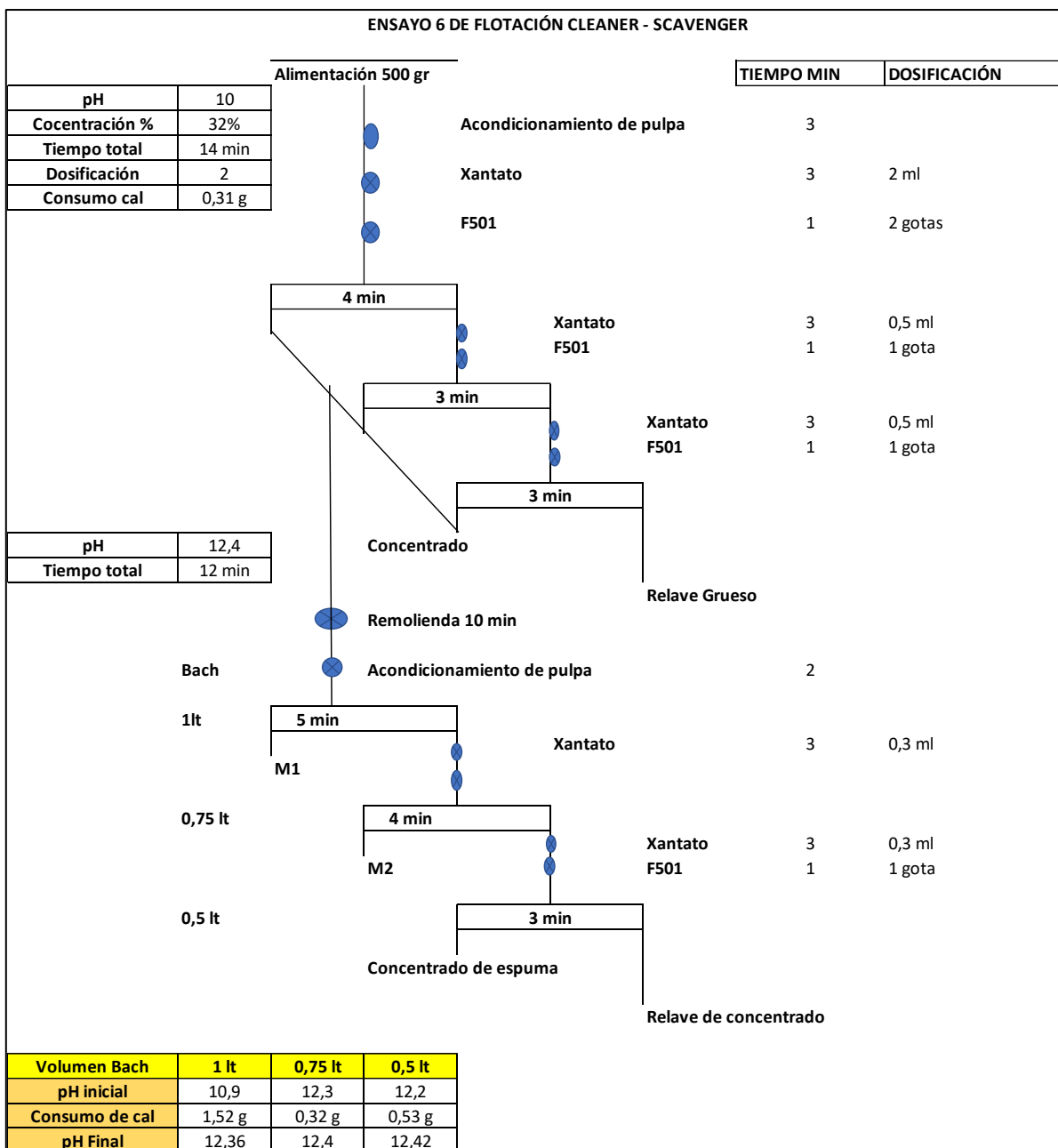
Anexo 13 Modelo de ensayo 3 para ensayos de flotación sistema cleaner - scavenger



Anexo 14 Modelo de ensayo 4 para ensayos de flotación sistema cleaner - scavenger



Anexo 15 Modelo de ensayo 5 para ensayos de flotación sistema cleaner - scavenger



Anexo 16 Modelo de ensayo 6 para ensayos de flotación sistema cleaner - scavenger