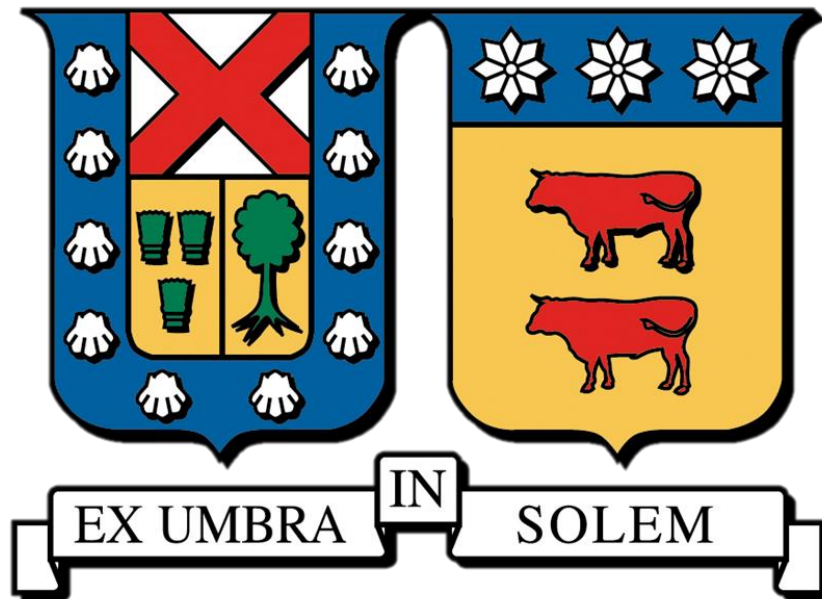


UNIVERSIDAD TÉCNICA FEDERICO SANTA MARÍA
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA DE MINAS, METALURGIA Y MATERIALES



“Análisis comparativo de colectores para evaluar el comportamiento en cinética de flotación a escala laboratorio”

MATÍAS FERNANDO SILVA VENEGAS

MEMORIA DE TITULACIÓN PARA OPTAR AL TÍTULO DE
INGENIERO CIVIL DE MINAS

Profesora guía: Dra. Francisca San Martín R.

SANTIAGO, ENERO 2026

CONSTANCIA DE VALIDACIÓN Y CONFIDENCIALIDAD DE MONOGRAFÍA A REPOSITORIO ACADÉMICO

1.- IDENTIFICACIÓN DEL TRABAJO ACADÉMICO

Tipo de monografía (marcar una opción): Memoria o trabajo de título Tesis de Postgrado

Título del trabajo: "Análisis comparativo de colectores para evaluar el comportamiento en cinética de flotación a escala laboratorio".

Nombre del candidato(a): MATÍAS FERNANDO SILVA VENEGAS

Carrera / Grado: INGENIERÍA CIVIL DE MINAS

Campus: SAN JOAQUÍN. **Departamento:** DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA DE MINAS, METALURGIA Y MATERIALES.

2.- VALIDACIÓN DEL PROFESOR GUÍA/DIRECTOR DE TESIS

Yo, Francisca San Martín Robbiano, en mi calidad de profesor(a) guía/director(a) del trabajo académico mencionado anteriormente **DEJO CONSTANCIA** que:

- He revisado esta versión del documento y corresponde a la versión final aprobada del trabajo.
- El trabajo cumple con los requisitos académicos y de formato establecidos por la institución.

3.- EVALUACIÓN DE CONFIDENCIALIDAD POR PROPIEDAD INDUSTRIAL (marcar una opción)

El trabajo **NO contiene** información que amerite confidencialidad y puede ser publicado de inmediato en repositorio con acceso abierto.

El trabajo **CONTIENE** información con potenciales implicancias de propiedad industrial o intelectual y requiere un periodo de confidencialidad (**embargo**) por (**marcar una opción**):

6 meses 12 meses 2 años 3 años 5 años 10 años

Fundamentación de la necesidad de confidencialidad (obligatorio si se solicita embargo):

4.- FIRMAS

Profesor(a) guía o director(a) de memoria o tesis:

Fecha: 05/03/2026

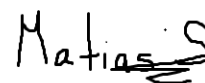
Firma:



Estudiante o Candidato(a):

Fecha: 06/01/2026

Firma:



Agradecimientos

Creo firmemente que el camino para culminar un estudio superior es, aunque acompañado, un camino que solo se completa avanzando paso a paso por cuenta propia, enfrentando altos y bajos, con motivación o sin ella, con miedo o con confianza. Por eso, quiero agradecer sinceramente a todas aquellas personas que fueron compañía y apoyo durante esta importante etapa de mi vida.

A Gonzalo, Zaira y Javiera, mis principales compañeros de carrera y grandes amigos, quienes muchas veces creyeron más en mí de lo que yo mismo lo hacía. Compartimos noches enteras de estudio intentando comprender cada materia, pero también supieron ser ese respiro necesario y un apoyo constante, haciendo mucho más llevaderos los desafíos que enfrentamos juntos.

A Javier, quien, aun perteneciendo a otra carrera, se cruzó en mi camino y nunca más se fue. Un gran confidente y apoyo, con quien compartí largas tardes y noches desahogándonos mientras jugábamos, encontrando alivio en la conversación y la compañía.

A José, Felipe, Jorge y Thiare, amigos que conservo desde el colegio, quienes me regalaron momentos de desconexión, risas y muy buenos ratos, estando siempre disponibles para escucharme cuando lo necesitaba.

A todos los amigos que conocí en mi último trabajo, quienes, sin saber lo difícil que estaba siendo ese período para mí, me recibieron con mucho cariño, me regalaron incontables risas y ayudaron a sanar partes de mí después de tantas amistades quebradas. En especial, a Samuel, Felipe, Giuli, Danitza, Sofía, Jesús, Constanza e Isidora, quienes dieron un paso más allá y se preocuparon por mí de manera constante.

A mis dos hermanos, José y Eduardo, quienes le dan un verdadero significado a la palabra familia. Fueron mis salvavidas en muchas ocasiones, ayudándome siempre desde su forma de ser y a su manera, cuando más lo necesitaba.

A mi profesora Francisca, quien me guió y aconsejó durante todo este proceso final, siempre dispuesta a resolver mis dudas y preguntas con paciencia y dedicación. Y a mi profesor Marcelo, quien me enseñó y acompañó en la parte práctica de mi trabajo final, aportándome no solo conocimientos relacionados con mi memoria, sino también muchos aprendizajes adicionales durante el tiempo en el laboratorio.

Finalmente, agradezco a todos aquellos que, día a día, me regalaron una sonrisa, un abrazo, un detalle, una comida o una palabra de aliento. Espero que sepan lo mucho que significaron esos gestos en momentos donde la motivación para levantarme no existía, cuando daba lo mejor de mí y aun así sentía que no era suficiente para muchos.

A todos ellos, mi más sincero agradecimiento. Este logro no es solo mío: cada uno merece llevarse una parte del haberme titulado y de haber contribuido a la persona que soy hoy, y a la que seguiré construyendo día a día, para ser el Matías que me gusta y me gustaría ser.

Resumen

La constante disminución de las leyes de los minerales de interés en la industria minera representa un desafío vigente. El agotamiento de yacimientos superficiales ricos en leyes ha llevado a la necesidad de explorar depósitos a mayores profundidades para mantener los niveles de producción, la disminución sostenida en las leyes de cobre implica procesar mayores volúmenes de mineral para obtener la misma cantidad de cobre fino. Esta realidad exige la implementación de tecnologías más eficientes en todas las etapas del procesamiento, siendo la flotación una operación clave para la recuperación de minerales valiosos.

La presente investigación se centra en la etapa de flotación, resaltando el papel fundamental de los colectores en la eficacia del proceso. Se incluye una revisión histórica del desarrollo de la flotación y se enfatiza la necesidad de estudios específicos, considerando la variabilidad mineralógica y las condiciones operacionales propias de cada yacimiento. La memoria describe una metodología rigurosa que abarca desde la preparación de muestras hasta los ensayos de flotación y evaluación comparativa de resultados.

En función del objetivo principal de evaluar y comparar la eficacia de distintos tipos de colectores en el proceso de flotación del mineral, este estudio busca determinar su influencia en la cinética de flotación. Contar con una data comparativa actualizada sobre la cinética de diferentes colectores es de gran importancia para la minería contemporánea, ya que permite optimizar la selección y dosificación de reactivos, reducir costos operacionales y mejorar la sostenibilidad del proceso al disminuir el consumo de insumos químicos ya sea para pequeña, mediana o gran minería.

Los resultados obtenidos del presente trabajo permitieron concluir que el tipo de colector influyó de manera determinante en la eficiencia del proceso de flotación del mineral sulfurado estudiado, afectando tanto la recuperación metalúrgica como la cinética del proceso. La flotación en ausencia de colector presentó recuperaciones inferiores al 10%, lo que evidenció la baja hidrofobicidad natural del mineral. Entre los reactivos evaluados, el AERO 4037 Promoter destacó como el colector más eficiente, alcanzando altas recuperaciones a bajas dosis, mientras que el AERO MX945 Promoter mostró un comportamiento progresivo con el aumento de la dosificación. En contraste, el AERO 727 Promoter evidenció sensibilidad a la sobredosificación y el AERO 343 Xanthate presentó una flotación rápida, pero con recuperaciones globales limitadas.

Desde el punto de vista cinético, el ajuste de los datos experimentales al modelo de García y Zúñiga permitió describir adecuadamente el comportamiento del sistema, demostrando que el efecto principal de los colectores consistió en aumentar la fracción de partículas flotables más que en acelerar la velocidad del proceso. Asimismo, se observó que el incremento de la dosis condujo a fenómenos de saturación y rendimientos decrecientes, lo que permitió identificar rangos óptimos de dosificación para cada colector. En conjunto, el estudio aportó antecedentes técnicos relevantes para la selección y optimización de reactivos en la flotación de minerales sulfurados de cobre bajo condiciones similares.

Índice

Capítulo I: Introducción.....	pág 6
1.1 Objetivos.....	pág 7
1.2 Hipótesis.....	pág 7
Capítulo II: Antecedentes del tema.....	pág 8
2.1 Definición del proceso de flotación.....	pág 8
2.2 Historia de la flotación de minerales.....	pág 9
2.3 El proceso de flotación de minerales.....	pág 11
2.4 Colectores en flotación.....	pág 18
2.5 Cinética de flotación.....	pág 30
2.6 Investigaciones recientes.....	pág 34
Capítulo III: Metodología.....	pág 41
3.1 Muestras minerales.....	pág 41
3.2 Reactivos.....	pág 41
3.3 Equipos.....	pág 47
3.4 Procedimientos.....	pág 48
Capítulo IV: Análisis de resultados y discusión.....	pág 53
4.1 Flotación Natural.....	pág 53
4.2 AERO 343 Xanthate.....	pág 56
4.3 AERO MX945 Promoter	pág 62
4.4 AERO 4037 Promoter	pág 68
4.5 AERO 727 Promoter	pág 74
Capítulo V: Conclusiones.....	pág 88
Capítulo VI: Bibliografía.....	pág 91
Capítulo VII: Anexos.....	pág 93

Capítulo I: Introducción

La constante disminución de las leyes de los minerales de interés en la industria minera constituye un desafío continuo en la actualidad. Esta tendencia se debe al progresivo agotamiento de los yacimientos superficiales ricos en ley, lo que obliga a la minería moderna a adentrarse en depósitos de mayor profundidad para mantener los niveles de producción alcanzados en décadas anteriores. Como consecuencia, los minerales extraídos presentan leyes más bajas y requieren procesar volúmenes significativamente mayores para obtener la misma cantidad de metal fino. Un ejemplo de esta situación se observa en la memoria anual de Codelco (2022), donde se reporta una disminución en la ley de cobre desde un 1,18% a comienzos de la década de 1990 hasta un 0,66% al cierre de 2022 [1]. Este descenso implica procesar casi el doble de tonelaje de mineral para producir la misma cantidad de cobre fino, lo que evidencia la necesidad de tecnologías más eficientes y sostenibles en las operaciones de concentración.

La presente investigación se centra en la etapa de flotación, proceso fundamental para la separación selectiva de minerales sulfurados de cobre. En particular, se destaca la relevancia de los colectores como reactivos determinantes en la eficiencia y selectividad del proceso. Si bien existen diversos estudios dedicados al análisis del rendimiento de distintos tipos de colectores —como el trabajo de Dhar et al. (2019) [2] sobre la flotación de sulfuros de cobre del yacimiento Nussir mediante mezclas de xantato, tionocarbamato y ditiofosfato; el de Bu et al. (2018) [3], enfocado en la flotación selectiva de calcopirita y galena con O-isopropil-N-etil tionocarbamato (IPETC); o el de Mulenga et al. (2019) [4], sobre la flotación de minerales Cu–Co utilizando amilxantato de potasio (PAX), ditiofosfato (DTP) y ditiocarbamato (DTC)— la mayoría de estas investigaciones se orientan principalmente a la determinación de un pH óptimo en base a la recuperación o la sinergia entre colectores, sin profundizar en un análisis detallado de la cinética de flotación asociada a la concentración del colector en particular y su propia influencia temporal en la recuperación del mineral.

En consecuencia, la presente memoria aborda una problemática poco explorada: la evaluación de la cinética de flotación en función del tipo y la concentración del colector. Para ello, se aplican modelos cinéticos que permiten cuantificar la velocidad de recuperación y la eficiencia del reactivo a lo largo del tiempo, determinando su influencia en parámetros característicos del proceso, como la constante cinética, el tiempo medio y la recuperación máxima.

Este enfoque proporciona una visión más completa del comportamiento dinámico del sistema, al no limitarse únicamente a los valores de recuperación final, sino a la evolución temporal del proceso de flotación. Además, generar data comparativa sobre la cinética de diferentes colectores reviste gran relevancia para la minería contemporánea, ya que permite optimizar la selección y dosificación de reactivos. Contar con este tipo de información facilita el diseño de estrategias de flotación más eficientes, reduce el consumo de insumos químicos, mejora la rentabilidad de las plantas concentradoras y contribuye a una operación minera más sustentable frente al desafío de procesar minerales de baja ley.

1.1 Objetivos

a. Objetivo General del Trabajo

- Evaluar y comparar la eficacia de diversos tipos de colectores en el proceso de flotación para un mineral sulfurado, con el fin de determinar su influencia en la cinética de flotación y la recuperación.

b. Objetivos Específicos

- Determinar recuperación de minerales de cobre en la flotación para evaluar el rendimiento de diferentes colectores.
- Establecer relaciones entre el tipo de colector utilizado y la cinética de flotación, identificando patrones y tendencias.
- Determinar la mejor opción de colector en base a los resultados cinéticos y de recuperación.

1.2 Hipótesis

a. Hipótesis general

- La eficiencia del proceso de flotación está directamente influenciada por el tipo de colector utilizado, ya que las diferencias en su composición y mecanismo de adsorción sobre la superficie mineral afectan la cinética de flotación, modificando la velocidad y el grado de recuperación del mineral valioso.

b. Hipótesis específicas

- El tipo de colector empleado influye significativamente en la recuperación del mineral, generando variaciones en el rendimiento metalúrgico del proceso de flotación.
- Existen relaciones identificables entre el tipo de colector y la cinética de flotación, de modo que cada colector presenta comportamientos característicos en términos de velocidad inicial, constante cinética y recuperación máxima.
- El colector que alcance la mayor constante cinética y recuperación final puede considerarse la alternativa más eficiente para las condiciones experimentales evaluadas, al optimizar la interacción mineral-reactivo y el desempeño del proceso.

Capítulo II: Antecedentes del tema

2.1. Definición del proceso de flotación:

La flotación es un proceso fisicoquímico de separación basado en las diferencias en las propiedades superficiales de las partículas minerales. A través de este método, es posible separar los minerales valiosos —como los de cobre, plomo o zinc— de los minerales de ganga presentes en la roca original [4].

Durante el proceso, las partículas del mineral previamente molido se ponen en contacto con burbujas de aire generadas en la pulpa mineral. Las partículas hidrofóbicas (con afinidad por el aire) tienden a adherirse a las burbujas y ascienden hasta la superficie, formando una espuma que concentra los minerales de interés. En cambio, las partículas hidrofílicas (con afinidad por el agua) permanecen en la fase líquida y son eliminadas como relaves. Esta diferencia en la afinidad superficial constituye la base de la flotación y permite realizar separaciones selectivas altamente eficientes [5].

La flotación es, por tanto, un proceso selectivo y controlado, que aprovecha las características fisicoquímicas de las superficies minerales para lograr una separación efectiva. Entre los métodos de concentración existentes, se distingue por ser el más versátil, eficiente y adaptable a distintos tipos de minerales, aunque también uno de los más complejos y sensibles a las condiciones operacionales, tales como el pH, el potencial redox, la dosificación de reactivos, el tamaño de partícula y el tiempo de acondicionamiento.

Dentro de los reactivos empleados, los colectores desempeñan un papel fundamental, ya que modifican la superficie de los minerales para inducir hidrofobicidad selectiva, favoreciendo su adhesión a las burbujas de aire. La eficacia del proceso de flotación depende, en gran medida, de la interacción entre el colector y la superficie mineral, así como de factores como su dosificación, concentración y tiempo de contacto.

En consecuencia, comprender los fundamentos fisicoquímicos que regulan estas interacciones resulta esencial para optimizar la recuperación de minerales valiosos. Este proceso no solo es clave para la eficiencia metalúrgica, sino también para la sustentabilidad de la industria minera, ya que permite aprovechar minerales de leyes decrecientes mediante una operación más precisa, eficiente y controlada.

2.2. Historia de la Flotación de minerales.

Como señala el profesor Azañero (2008) [6], la historia de la flotación representa una evolución tecnológica y científica de gran relevancia, que transformó de manera decisiva la industria minera y los métodos de separación de minerales. Aunque sus antecedentes se remontan a la antigüedad, la flotación moderna se consolidó recién en el siglo XX como una operación tecnológica esencial para el beneficio de minerales sulfurados.

El historiador Heródoto, en el siglo V a.C., ya mencionaba un método rudimentario en el que se empleaban plumas grasosas de ganso para capturar partículas de oro presentes en corrientes auríferas. Este procedimiento, basado en la afinidad de las partículas metálicas por superficies oleosas, constituye uno de los primeros antecedentes del principio de separación por diferencias en las propiedades superficiales, fundamento del proceso de flotación moderno.

El desarrollo sistemático de la flotación comenzó a tomar forma durante el siglo XIX. En 1860, William Haynes propuso el proceso conocido como “Bulk-Oil”, que marcó un hito inicial en la historia de la flotación moderna. Este método consistía en mezclar minerales finamente triturados con agua y aceite, lo que permitía que los sulfuros, por su carácter hidrofóbico, se adhirieran al aceite y pudieran separarse de la ganga. Aunque su aplicación industrial fue limitada, sentó las bases para posteriores perfeccionamientos.

A fines del siglo XIX y comienzos del XX se produjeron avances significativos. En 1877, los hermanos Bessel patentaron un proceso para el beneficio de grafito, en el que introdujeron el uso de burbujas de gas para flotar partículas previamente recubiertas con aceite. Este desarrollo marcó el inicio de la flotación por aire o gas, principio esencial de la flotación por espuma moderna.

En 1901 y 1902, los hermanos Frank y Stanley Elmore patentaron en Estados Unidos el proceso de flotación con aceite en masa (bulk oil process), que utilizaba una película de aceite sobre la pulpa mineral para permitir la adhesión de los sulfuros. Posteriormente, este método fue mejorado mediante la incorporación de ácidos grasos y ácido sulfúrico, lo que aumentó su eficiencia y aplicabilidad industrial.

En 1904, Edmund Elmore patentó en Gran Bretaña el proceso de flotación al vacío, en el cual se generaban burbujas de aire mediante reducción de presión, mejorando la recuperación de sulfuros. De forma paralela surgieron otros procedimientos, como el método Delprat-Potter, que también utilizaba flotación por espuma para la recuperación de minerales sulfurados.

El verdadero salto hacia la flotación espumosa moderna ocurrió en 1905, gracias a los ingenieros de la empresa Minerals Separation Ltd. —Sulman, Picard, Ballot y Howard Higgins—, quienes introdujeron un método innovador que utilizaba agitación mecánica para dispersar aire y una pequeña cantidad de aceite (menos del 1%) como agente espumante y colector. Esta innovación permitió procesar minerales de baja ley, recuperar valores metálicos contenidos en lamas y mejorar notablemente la eficiencia del proceso, sentando las bases del método de flotación aún vigente en la actualidad.

Durante las décadas siguientes, se desarrollaron celdas de flotación más eficientes, como las máquinas de Minerals Separation y la máquina Callow, que sustituyó la agitación mecánica por la inyección neumática de aire a través de columnas de burbujas, mejorando la separación entre los minerales valiosos y la ganga. Paralelamente, se inició el desarrollo de reactivos sintéticos —colectores, espumantes, activadores y depresores— que permitieron aumentar la selectividad del proceso.

En este contexto, se comprendió el papel de ciertos reactivos en la depresión y activación selectiva de minerales: el sulfato de cobre como activador de la esfalerita, los cianuros como depresores de pirita y esfalerita, y el bicromato como depresor de galena. Un aporte fundamental fue realizado por Gaudin (1929), quien demostró la influencia del pH en la flotabilidad de los minerales, introduciendo el control de esta variable como un factor clave en la tecnología de flotación.

A lo largo del siglo XX, la investigación en flotación evolucionó hacia una comprensión más profunda de la fisicoquímica de superficie, la termodinámica de interfaces y la cinética de adsorción de reactivos. Aunque el principio básico de la flotación por espuma se ha mantenido esencialmente sin cambios, los avances en el diseño de equipos y en la formulación de reactivos han permitido incrementar la eficiencia, la selectividad y la sustentabilidad del proceso.

En la actualidad, se utilizan principalmente tres tipos de celdas de flotación: las convencionales mecánicas, las de gran volumen y las columnas de flotación, además de un tipo en desarrollo conocido como celdas de contacto, que buscan optimizar la interacción partícula-burbuja. Estos avances, junto con la investigación en nuevos reactivos y sistemas automatizados de control, han consolidado a la flotación como una técnica esencial en la minería moderna, capaz de procesar minerales de baja ley y obtener concentrados de alta calidad con eficiencia y sostenibilidad [7].

2.3. El proceso de flotación de minerales

Previo al proceso de flotación, el mineral extraído desde la mina debe someterse a una reducción de tamaño con el objetivo de liberar las especies valiosas de la ganga que las acompaña. Esta reducción se lleva a cabo principalmente en dos etapas sucesivas: chancado y molienda.

La etapa de chancado tiene como propósito fragmentar el mineral hasta alcanzar un tamaño adecuado para la molienda posterior. Dependiendo de la dureza del mineral y de las características del circuito de procesamiento, pueden emplearse una o más fases de chancado: primario, secundario, terciario e incluso cuaternario. En estas etapas se utilizan equipos como chancadores de mandíbulas, giratorios, de cono o de rodillos, que reducen el tamaño del mineral desde fragmentos de decenas de centímetros hasta algunos milímetros.

Posteriormente, el mineral chancado es sometido a la molienda, proceso cuyo objetivo es alcanzar la liberación óptima de las partículas de valor, generalmente por debajo de los 150 μm . Para ello, se utilizan distintos tipos de molinos —de barras, de bolas o semiautógenos (SAG)— según la naturaleza del mineral y el diseño del circuito de molienda. Durante esta operación, el mineral se mezcla con agua para formar una suspensión acuosa, conocida como pulpa, la cual presenta una densidad y distribución granulométrica adecuadas para la etapa de flotación.

Una vez obtenida la pulpa de alimentación, esta se conduce a la etapa de flotación de minerales, donde se produce la separación selectiva entre las partículas valiosas y la ganga. En esta fase se aprovechan las diferencias en las propiedades fisicoquímicas de las superficies minerales, en particular su grado de hidrofobicidad o hidrofiliidad.

En las celdas de flotación, la pulpa es sometida a una inyección controlada de aire, el cual se dispersa en forma de burbujas finas que ascienden a través de la suspensión y entran en contacto con las partículas minerales. El proceso de flotación comprende dos fases principales: acondicionamiento y flotación propiamente tal.

Durante el acondicionamiento, se adicionan y dosifican los reactivos que controlan la selectividad del proceso:

- Colectores, que inducen la hidrofobicidad en las partículas de interés.
- Espumantes, que regulan la formación y estabilidad de la espuma.
- Activadores, que promueven la flotabilidad de ciertos minerales.
- Depresores, que inhiben la flotación de minerales no deseados.

Esta etapa incluye una mezcla intensiva de la pulpa durante un tiempo controlado, favoreciendo la adsorción químico-física del colector sobre las superficies minerales, así como las reacciones de activación y depresión necesarias para una separación selectiva.

Las partículas que han sido modificadas por la acción de los colectores adquieren carácter hidrofóbico y tienden a adherirse a las burbujas de aire, formando agregados partícula-burbuja estables. Estos agregados presentan una densidad aparente menor que la del medio circundante, por lo que ascienden hasta la superficie del estanque y se acumulan en forma de espuma mineralizada. Dicha espuma es retirada continuamente como concentrado, conteniendo la fracción rica en minerales valiosos. Por su parte, las partículas no hidrofóbicas permanecen en la pulpa y son evacuadas como relaves.

En la Figura 1 se presenta un esquema representativo de una celda de flotación, en el que se ilustran las principales corrientes del proceso —pulpa de alimentación, concentrado y relave—, así como los elementos que intervienen en la operación, tales como el sistema de agitación, la inyección de aire, el conjunto rotor–estator y el canal de descarga de espuma.

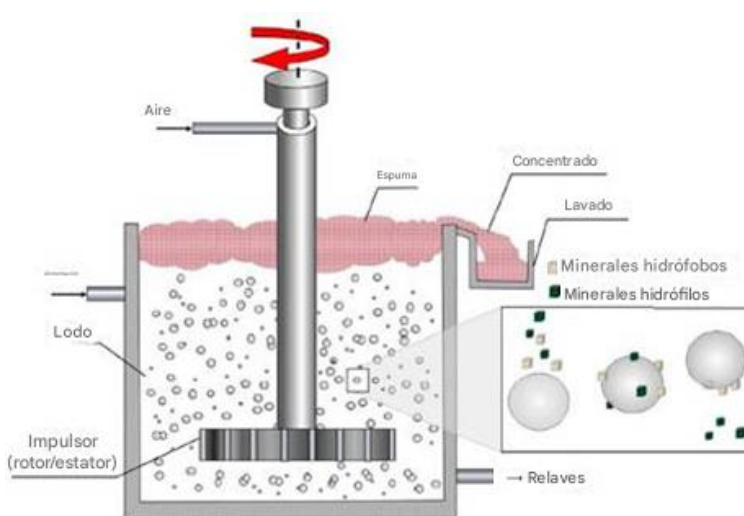


Figura 1: Esquema de una celda de flotación [7].

La hidrofobicidad constituye una propiedad fundamental en el proceso de flotación de minerales, ya que determina la capacidad de una partícula para adherirse a las burbujas de aire y, en consecuencia, ser transportada hacia la superficie en forma de espuma como se observa en la figura 2. Este fenómeno se basa en la transformación de superficies minerales hidrofílicas en superficies hidrofóbicas, permitiendo el establecimiento de un contacto estable entre la partícula y la burbuja.

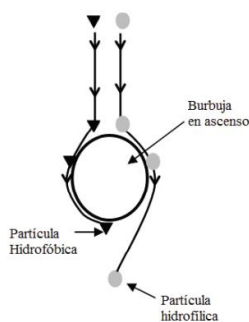


Figura 2: Interacción partícula-burbuja [9].

El grado de hidrofobicidad varía según la naturaleza mineralógica y la composición química del mineral. Minerales como los silicatos y óxidos suelen ser inherentemente hidrofílicos debido a la presencia de grupos polares ($-OH$) en su superficie, los cuales facilitan la formación de enlaces de hidrógeno con las moléculas de agua. En estos casos, la hidrofobicidad depende de factores como las fuerzas de dispersión de Van der Waals, la energía cohesiva del agua, las fuerzas de hidratación y las ionizaciones presentes en el interfaz sólido-líquido.

Para inducir hidrofobicidad en estas superficies se emplean reactivos colectores, tales como aminas, sulfonatos, xantatos, tionocarbamatos y ditionofosfatos, los cuales se adsorben sobre la superficie mineral mediante mecanismos electrostáticos, de intercambio iónico o de adsorción química. Esta adsorción sustituye las moléculas de agua de la capa hidratada por grupos orgánicos apolares del colector, reduciendo la energía superficial y aumentando el ángulo de contacto entre el mineral y la burbuja, lo que favorece la adherencia y la flotabilidad.

El pH del sistema es un factor determinante en este proceso. Según el potencial de superficie del mineral y la forma ionizada del colector, la interacción puede variar, dando lugar a tres regímenes de comportamiento:

- Región ácida: predominan cargas positivas en la superficie mineral, favoreciendo la adsorción de aniones (como xantatos).
- Región básica: la superficie adquiere carga negativa, lo que favorece la adsorción de colectores catiónicos (como aminas).
- Punto isoelectrónico: la carga superficial neta se aproxima a cero, reduciendo la adsorción electrostática y, por ende, la flotabilidad.

En el caso de los minerales sulfurados, como la calcopirita ($CuFeS_2$) y la galena (PbS), la hidrofobicidad puede variar considerablemente según la composición química, el grado de oxidación y el origen geológico del mineral. Algunos sulfuros presentan hidrofobicidad natural, producto de la exposición superficial de especies sulfuradas metálicas estables; otros, en cambio, requieren la adición de colectores para modificar sus propiedades interfaciales.

El fenómeno conocido como hidrofobicidad adquirida en minerales sulfurados está relacionado con transformaciones superficiales inducidas por oxidación, disolución de cationes metálicos y transiciones electrónicas superficiales, las cuales generan especies activas (como Cu^{2+} , Fe^{3+} o Pb^{2+}) capaces de interactuar con los grupos funcionales del colector. Estas reacciones, descritas por Bulatovic [8], explican por qué ciertos minerales pueden desarrollar hidrofobicidad incluso en ausencia de reactivos, o mostrar variaciones significativas en su flotabilidad dependiendo de las condiciones químicas del sistema.

La captación de las partículas minerales ocurre cuando estas colisionan con una burbuja de aire y se produce el fenómeno de adhesión, pudiendo originarse dos situaciones: una en la que se estabiliza el agregado partícula–burbuja (adhesión), o bien, una en la que ambas se separan antes de alcanzar la superficie (separación), como se muestra en la Figura 3.

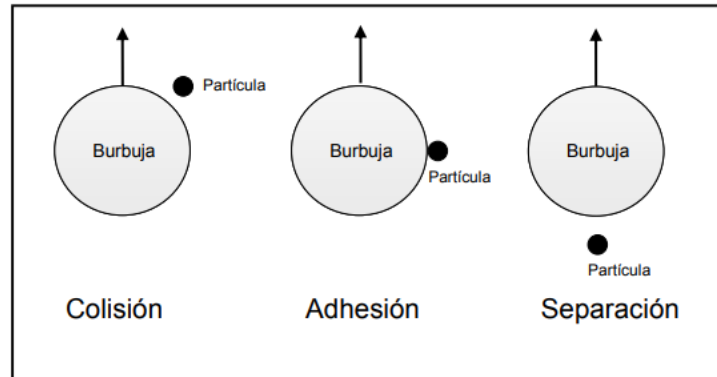


Figura 3: Estabilización agregado partícula-burbuja) [9].

La colisión corresponde al instante en que una partícula mineral se aproxima lo suficiente a una burbuja de aire como para que comiencen a actuar las fuerzas de interacción superficial entre ambas. Este acercamiento resulta del efecto combinado de diversas fuerzas, tales como la corriente del líquido, la inercia de la partícula, la gravedad, la flotabilidad y la fricción del fluido [10]. Solo cuando la distancia entre la partícula y la burbuja se reduce a un orden de magnitud micrométrico, las fuerzas hidrodinámicas y de atracción interfacial pueden superar las fuerzas de repulsión, permitiendo que se inicie un contacto efectivo.

Para que el proceso de flotación sea eficiente, es indispensable que, tras la colisión, la burbuja logre adherirse a la partícula y transportarla hasta la superficie. La adhesión depende tanto de las propiedades fisicoquímicas de la superficie mineral como del tamaño y masa de la partícula. En términos generales, el proceso resulta más favorable para partículas finas y medianas, ya que, si la partícula es demasiado grande, la fuerza de adhesión entre la burbuja y la partícula puede ser menor que su peso propio, provocando el desprendimiento antes de alcanzar la superficie [7].

El contacto efectivo entre la burbuja y la partícula ocurre únicamente cuando la burbuja desplaza la delgada película de agua que recubre la superficie del mineral. Para ello, la superficie debe presentar un carácter hidrofóbico o, al menos, una repulsión parcial hacia el agua. Si la superficie es completamente hidrofílica, la película líquida actúa como barrera física, impidiendo la adhesión. Una vez establecido el contacto, se forma un agregado partícula–burbuja, cuya estabilidad dependerá de las fuerzas interfaciales y de la consistencia de la espuma que sostiene las burbujas ascendentes.

Cuando el agregado alcanza la superficie, las burbujas de aire deben mantener su integridad para retener las partículas adheridas. Si la espuma es inestable o las burbujas colapsan, las partículas se desprenden y regresan a la pulpa, reduciendo la recuperación global. Por esta razón, la selección adecuada de espumantes y el control del tamaño y la velocidad de las burbujas resultan esenciales para mantener una flotabilidad eficiente y una recuperación óptima de los minerales valiosos.

En la Figura 4 se ilustran las fuerzas que actúan sobre el agregado partícula–burbuja, incluyendo tanto las fuerzas de adhesión —que mantienen unidas las fases sólida y gaseosa— como aquellas que tienden a separarlas. Estas interacciones generan una geometría característica en la zona de contacto, donde se forma un ángulo entre la superficie de la partícula y la burbuja, conocido como ángulo de contacto (θ).

Este parámetro constituye un indicador directo del grado de hidrofobicidad de la superficie mineral y, por ende, de su capacidad para adherirse a una burbuja de aire. En términos generales:

- Un ángulo de contacto grande (θ elevado) indica una fuerte adhesión entre la partícula y la burbuja, lo que se traduce en una alta probabilidad de permanencia del agregado y una mayor flotabilidad.
- Un ángulo de contacto pequeño (θ reducido) refleja una superficie más hidrofílica y una unión débil, aumentando la probabilidad de desprendimiento de la partícula antes de alcanzar la superficie.



Figura 4: Fuerzas interactivas agregado partícula-burbuja [7].

En el proceso de flotación, la modificación de la superficie mineral constituye un aspecto esencial para lograr la separación selectiva de los minerales de interés respecto de la ganga. Este cambio en las propiedades superficiales se realiza principalmente mediante el uso de reactivos químicos, los cuales ajustan la afinidad de las partículas por el agua o por el aire.

Los minerales valiosos son tratados con colectores, reactivos cuya función es inducir hidrofobicidad en la superficie mineral. Este cambio permite que las partículas se adhieran a las burbujas de aire durante la flotación y sean transportadas hacia la superficie en forma de espuma mineralizada. En contraste, los minerales de ganga se mantienen hidrofílicos, es decir, con afinidad por el agua, ya sea de forma natural o mediante el uso de depresores, reactivos que bloquean los sitios activos de la superficie e impiden la adsorción del colector, evitando así su flotación.

Además del uso de reactivos, la modificación superficial puede lograrse ajustando las condiciones fisicoquímicas de la pulpa, tales como el pH, el potencial electroquímico (Eh), la fuerza iónica o la composición del medio acuoso. Estos parámetros influyen directamente en la carga superficial de las partículas y en la especiación química de los colectores, modificando la intensidad de la interacción entre ambos. De esta forma, mediante un control adecuado de las condiciones de la pulpa, es posible optimizar la afinidad de los minerales por el agua o por el aire, facilitando su separación selectiva durante la flotación.

Esquemáticamente, este fenómeno se representa en la Figura 5, donde se muestra el caso de un mineral hidrofílico. En su superficie se encuentran iones libres o grupos polares que interactúan fuertemente con las moléculas de agua, formando una capa de hidratación que impide el contacto directo con las burbujas de aire. Esta condición reduce significativamente la probabilidad de adhesión y, en consecuencia, la flotabilidad del mineral.

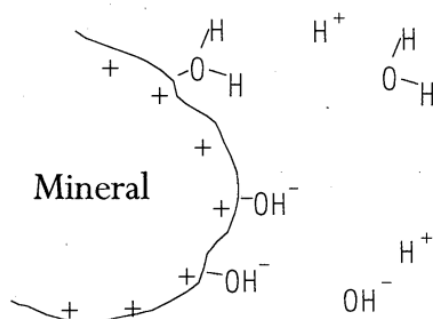


Figura 5: Mineral hidrofílico [11].

Por otro lado, en la Figura 6 se ilustra el caso de un mineral que ha sido hidrofobizado mediante la acción de un colector químico. En esta situación, las moléculas del colector se adsorben selectivamente sobre la superficie del mineral, reemplazando parte del agua adsorbida. Dichas moléculas poseen una estructura anfifílica, compuesta por:

- Una cabeza polar, que se une química o electrostáticamente a los sitios metálicos del mineral;
- Una cadena hidrocarbonada apolar, que se orienta hacia el exterior y no interactúa con el agua.

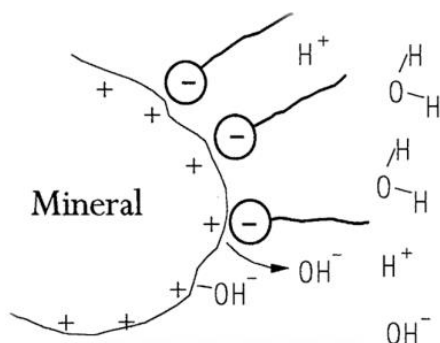


Figura 6: Mineral hidrofóbico [11].

Como resultado, se forma una capa hidrofóbica o recubrimiento orgánico sobre la superficie del mineral, lo que reduce su energía superficial y aumenta el ángulo de contacto con las burbujas de aire. Este cambio convierte la superficie previamente hidrofílica en una superficie aerofílica, capaz de repeler el agua y adherirse eficazmente a las burbujas durante el proceso de flotación.

Este fenómeno explica la selectividad del proceso de flotación, ya que permite que únicamente las partículas modificadas por el colector asciendan junto con las burbujas, mientras que las partículas hidrofílicas permanezcan en la pulpa y sean finalmente descartadas como relaves.

Los parámetros de acondicionamiento —como el orden y secuencia de adición de reactivos, la dosificación, el pH, el potencial redox (Eh), la temperatura, el tiempo de acondicionamiento, la densidad de pulpa y la energía de mezcla (expresada mediante el gradiente de velocidad G)— influyen directamente en la cinética de adsorción del colector y en la evolución temporal de la hidrofobicidad de las partículas.

Diversos estudios y ensayos operacionales han demostrado que la velocidad de adsorción del colector y su dependencia con la concentración pueden modelarse mediante expresiones cinéticas, lo que permite comprender y predecir la capacidad de las partículas para formar agregados partícula–burbuja una vez que el aire es introducido en la pulpa. Por lo tanto, el control de las condiciones de acondicionamiento constituye un factor determinante en la eficiencia global del proceso de flotación.

Tras el acondicionamiento, la pulpa acondicionada se alimenta a las celdas de flotación, donde se produce la transferencia partícula–burbuja y la posterior separación sólido–gas. En la práctica industrial, el proceso de flotación se organiza en etapas operativas con funciones y objetivos específicos, que permiten optimizar tanto la recuperación como la ley del concentrado. Estas etapas son:

- **Rougher:** Corresponde a la primera etapa del proceso y tiene como objetivo maximizar la recuperación de los minerales valiosos. Se opera bajo condiciones que favorecen la captura rápida de partículas, tales como mayores tiempos de residencia, dosificaciones elevadas de colector y energías de mezcla moderadas, priorizando la recuperación sobre la selectividad.
- **Cleaner:** Comprende una o varias etapas posteriores, en las cuales el concentrado rougher se somete a nuevas celdas para mejorar la ley del concentrado, eliminando las partículas de ganga arrastradas durante la flotación primaria. En esta etapa se busca mayor selectividad, aun cuando ello implique una ligera disminución de la recuperación.
- **Scavenger:** Incluye las corrientes destinadas a recuperar los valores remanentes que no fueron capturados en la etapa rougher, reduciendo las pérdidas de mineral valioso en el relave. El producto obtenido en esta etapa suele recircularse a las etapas de limpieza o procesarse según el esquema de la planta.

2.4. Colectores en flotación

Como se ha mencionado previamente, en la industria minera se emplea una amplia variedad de reactivos químicos que desempeñan un papel determinante en la eficiencia y selectividad del proceso de flotación. Entre estos, los colectores destacan como los agentes más importantes, ya que controlan la hidrofobicidad selectiva de las partículas minerales y, en consecuencia, la capacidad de separación entre los minerales valiosos y la ganga.

Los colectores son sustancias químicas activas de superficie que modifican las propiedades interfaciales de los minerales, promoviendo que determinadas partículas —aquellas que reaccionan con el colector— se adhieran a las burbujas de aire y asciendan hacia la superficie, mientras que las no modificadas permanecen en la pulpa. Este efecto se logra mediante la adición controlada del colector a la pulpa mineral, permitiendo su adsorción durante la etapa de acondicionamiento, en la cual la agitación favorece la dispersión del reactivo y su interacción con los sitios activos de la superficie mineral.

Desde el punto de vista químico, los colectores se clasifican en dos grandes grupos: ionizantes y no ionizantes.

- Los colectores no ionizantes son compuestos prácticamente insolubles en agua y altamente hidrofóbicos. Se utilizan principalmente en minerales que ya poseen una hidrofobicidad natural, como el carbón y la molibdenita, donde su función consiste en reforzar la afinidad natural por el aire sin necesidad de modificar químicamente la superficie mineral.
- Los colectores ionizantes, en cambio, son solubles en agua y se disocian en iones capaces de interactuar electrostática o químicamente con los sitios activos de la superficie mineral. Estos se dividen, a su vez, en:
 - Colectores aniónicos, tales como xantatos, tionocarbamatos, ditiofosfatos y ácidos grasos;
 - Colectores catiónicos, entre los que destacan las aminas y las sales de amonio cuaternario.

La elección del tipo de colector depende directamente del tipo de mineral tratado: los aniónicos se aplican preferentemente en minerales sulfurados, mientras que los catiónicos se utilizan en minerales no sulfurados, como silicatos y óxidos.

La Figura 7 resume estas clasificaciones. Los colectores ionizantes presentan una estructura molecular heteropolar, compuesta por dos partes funcionalmente distintas:

- Un grupo polar, que constituye el sitio activo de la molécula y es responsable de la adsorción sobre la superficie mineral;
- Una cadena hidrocarbonada no polar, que confiere carácter hidrofóbico a la superficie una vez adsorbido el colector.

El grupo polar puede presentar distintas naturalezas químicas —por ejemplo, grupos $-C=S$, $-C=O$, $-OH$, $-COOH$ o $-NH_2$ —, y su forma de adsorción puede ser física (fisisorción) o química (quimisorción), dependiendo de la fuerza y tipo de enlace formado con los cationes superficiales del mineral.

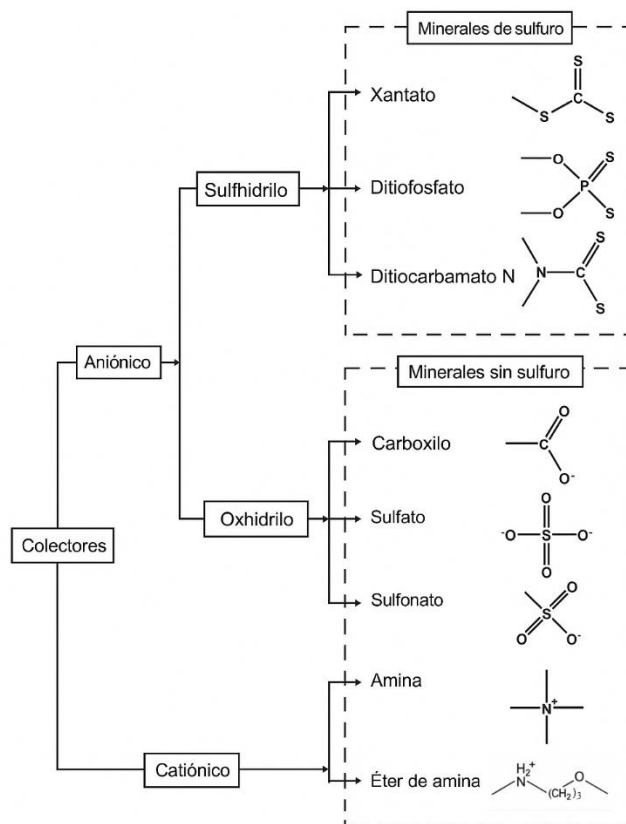


Figura 7: Clasificación de colectores [12].

En la Figura 8 se ilustra el estado posterior a la adsorción de las moléculas del colector, donde se observa cómo la cadena hidrocarbonada no polar se orienta hacia la fase acuosa, generando una capa orgánica hidrofóbica sobre la superficie mineral. Cuando la proporción de sitios hidrofóbicos supera a la de sitios hidrofílicos, la partícula alcanza una condición de flotabilidad en equilibrio; es decir, adquiere la afinidad necesaria por el aire para adherirse a las burbujas y participar activamente en el proceso de flotación.

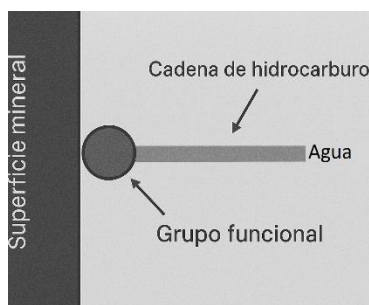


Figura 8: Adsorción del colector [12].

La Tabla 1 presenta una lista de algunos colectores principales y sus aplicaciones típicas:

Tabla 1: Familias de Colectores para Minerales Sulfurados y No Sulfurados [12].

Tipo de mineral	Familia de colectores	Fórmula general	Valor de R	Aplicación
Minerales sulfurados	Xantato, alquilo	$R-O-C(=S)S^-$	C2-C8	Principalmente para Cu, Zn, Cu-Mo, Au, PGM, Ni y minerales oxidados
	Ditiofosfato, dialquilo	$(R_1O)(R_2O)P(S)S^-$	C2-C6	Ampliamente usado con xantatos para PGM, Fe, Cu, Pb, Cu-Mo, Au y sulfuros complejos
	Ditiocarbamato, dialquilo	$(R_1)(R_2)N-C(=S)S^-$	C2-C6	Minerales de PGM, Cu, Pb
	Ditiofosfinato, dialquilo	$(R_1)(R_2)P(=S)S^-$	C2-C4	Ampliamente usado, especialmente para sulfuros complejos, ej. complejos de Pd con S y Se
	Tionocarbamato, dialquilo	$(R_1)(R_2)N-C(=S)-O^-$	C2-C4	Ampliamente usado para Cu, Cu-Mo
Minerales no sulfurados	Ácidos grasos y sus sales	$R-COO^-$	C8-C22	Usado ampliamente para P, ZnO, CuO, Ni, Nb, Ti, Cu-Co, Sn, W
	Aminas primarias	H_2N-R	C12-24	Ampliamente usadas, ej. cuarzo, ZnO, Ti, Sn
	Éter amina	$R-O-(CH_2)_3-NH_2$	C6-C13	Cuarzo, silicatos de Al
	Sulfonatos de petróleo	$R-SO_3^-$	C14-C17	Ampliamente usados, ej. Ti, W, Fe
	Hidroxamatos	$R-C(=O)NHO^-$	C5-C14	Tierras raras; Sn, W, Mn, silicatos de Al, cuarzo

Los colectores aniónicos se clasifican en dos categorías según la estructura de su grupo polar: sulfhidrilo (-SH) y oxihidrilo (-OH).

Los colectores de sulfhidrilo se emplean ampliamente en la flotación de minerales sulfurados, mientras que los de oxihidrilo, caracterizados por la presencia de un grupo -OH en su estructura, se utilizan principalmente en la flotación de minerales no sulfurados. En estos últimos, la cadena hidrocarbonada suele ser más larga que en los colectores de sulfhidrilo, lo que les confiere una mayor afinidad por superficies más hidrofílicas.

Por su parte, los colectores catiónicos están basados en nitrógeno pentavalente y pueden presentarse como aminas primarias o éter-aminas, cuyas cadenas hidrocarbonadas suelen tener una longitud comprendida entre C₁₂ y C₂₄. Estos colectores se aplican principalmente a minerales no sulfurados y suelen encontrarse en forma de sales de sodio (Na) o potasio (K). Cabe destacar que los aniones asociados no participan directamente en el mecanismo de adsorción del colector sobre la superficie mineral.

Asimismo, existen los colectores anfóteros, que poseen tanto funciones catiónicas como aniónicas, las cuales varían según el pH del medio. Estos colectores se han empleado con éxito en el procesamiento de depósitos fosfáticos y para mejorar la selectividad en la flotación de casiterita.

Los colectores se utilizan en bajas concentraciones, ya que una dosificación excesiva puede inducir la flotación no deseada de otros minerales, reduciendo la selectividad del proceso. Una vez que un colector se ha adsorbido sobre la superficie mineral, su eliminación resulta mucho más difícil que prevenir su adsorción inicial. Un exceso de colector también puede alterar la estabilidad de la espuma, provocando desde su inmovilidad hasta su colapso. En algunos casos, se genera una acumulación de burbujas en la pulpa, formando agregados burbuja-partícula que pueden arrastrar materiales indeseados hacia el concentrado.

La longitud de la cadena hidrocarbonada influye notablemente en la capacidad del colector para inducir hidrofobicidad en las partículas minerales. En general, cadenas más largas generan una mayor hidrofobicidad, aunque a costa de una menor selectividad. Esta relación se debe a que los minerales no sulfurados, por su naturaleza más hidrofílica, requieren cadenas más largas para compensar dicha característica. Sin embargo, la longitud de la cadena se encuentra limitada por la solubilidad del colector en el medio acuoso.

En la práctica, es común emplear combinaciones de colectores dentro de un mismo sistema de flotación. Habitualmente, se aplica primero un colector selectivo para recuperar las partículas más hidrofóbicas, seguido de otro más potente pero menos selectivo, destinado a flotar las partículas de recuperación más lenta. Asimismo, los colectores mixtos se utilizan para mejorar la selectividad y optimizar la recuperación global del proceso.

A lo largo del tiempo se han desarrollado cientos de colectores diferentes, cuya selección depende de las características específicas del mineral, del tipo de impurezas presentes y de las condiciones operacionales del proceso de flotación.

a) Colectores de minerales no sulfurados:

- Ácidos grasos

Los ácidos grasos, como el ácido oleico y el ácido linoleico, se encuentran entre los colectores más utilizados y eficaces para este tipo de minerales. Presentan un alto rendimiento en la flotación de minerales que contienen calcio, bario, estroncio y magnesio, así como en carbonatos de metales no ferrosos y sales solubles de metales alcalinos y alcalinotérreos. Su efectividad se debe a la formación de sales metálicas de ácidos grasos, las cuales se adsorben sobre la superficie del mineral, generando una capa hidrofóbica que facilita la adhesión de las partículas a las burbujas de aire.

- Aminas

Las aminas constituyen la siguiente categoría relevante dentro de los colectores de minerales no sulfurados. Ejemplos comunes incluyen la dodecilamina y otras alquilaminas de cadena larga, las cuales son especialmente eficaces en la flotación inversa de menas de hierro, donde actúan sobre minerales de ganga silicatada como el cuarzo. Estos colectores funcionan mediante un mecanismo de adsorción electrostática, en el cual los cationes amonio se fijan a las superficies cargadas negativamente de los minerales, confiriéndoles hidrofobicidad. La longitud de la cadena hidrocarbonada de las aminas influye directamente en su poder colector y en su selectividad.

- Sulfonatos de petróleo

Los sulfonatos de petróleo poseen propiedades similares a las de los ácidos grasos, aunque presentan un poder colector ligeramente menor. No obstante, destacan por su mayor selectividad, lo que los convierte en reactivos adecuados para la recuperación de minerales como barita, celestita, fluorita, apatita, cromita, cianita, mica, casiterita y scheelita. Su acción se basa en la adsorción superficial mediante interacciones electrostáticas y de Van der Waals, lo que permite una separación más controlada en sistemas complejos. Por su estabilidad en medios variables de pH, los sulfonatos son especialmente útiles en procesos donde se requiere una separación precisa entre minerales con características superficiales semejantes.

- Hidroxamatos (ácidos alquilhidroxámicos)

Los hidroxamatos o ácidos alquilhidroxámicos constituyen una categoría de colectores utilizada principalmente en la flotación de minerales difíciles o poco reactivos. Estos compuestos poseen cadenas hidrocarbonadas de entre C₆ y C₁₄ y tienen la capacidad de formar complejos o quelatos estables con diversos cationes metálicos, tales como Fe²⁺, Mn²⁺, Cu²⁺ y elementos de tierras raras.

Gracias a esta propiedad, los hidroxamatos se emplean en la recolección de minerales como pirocloro, moscovita, fosforita, hematita, pirolusita, rodonita, rodocrosita, crisocola, malaquita, bornita y calcita, además de su uso en la flotación de oro y otros metales preciosos.

b) Colectores de minerales sulfurados:

Los colectores más utilizados en la flotación de sulfuros son los xantatos, ditiofosfatos y carbamatos, aunque también se emplean otros compuestos como los mercaptanos. Estos últimos, formados por tioles simples con cadenas hidrocarbonadas de C₂ a C₈, se han usado como colectores selectivos para minerales de sulfuro refractario. En particular, el dodecilmercaptano (C₁₂) ha demostrado ser eficaz en la flotación de pirita aurífera y arsenopirita.

- Xantatos

Los xantatos constituyen los colectores más utilizados en la flotación de sulfuros. Son compuestos de tioles que presentan una cadena alquílica (R) unida al átomo de azufre mediante un enlace O–C–S. Las cadenas alquílicas pueden variar entre C₂ y C₆ o incluso más largas, lo que influye directamente en su poder colector y selectividad. Estos reactivos destacan por su buena solubilidad en agua, estabilidad en medios alcalinos y bajo costo, factores que explican su amplia aplicación industrial. Sin embargo, su selectividad es limitada, por lo que suelen requerir el uso de reguladores o modificadores de pH para controlar la flotabilidad diferencial entre minerales sulfurados. Además, su descomposición puede liberar CS₂, generando potenciales impactos ambientales.

- Ditiofosfatos

Los ditiofosfatos constituyen el segundo grupo más común de colectores de tioles empleados en flotación. Utilizados desde la década de 1920, estos reactivos reemplazan el carbono tetravalente de los xantatos por un fósforo pentavalente, el cual se une a dos átomos de oxígeno conectados a sus respectivas cadenas hidrocarbonadas. Esta estructura les otorga mayor estabilidad térmica y química que los xantatos, además de un rango más amplio de pH operativo. Los ditiofosfatos se aplican frecuentemente en combinación con xantatos para mejorar la selectividad y recuperación en minerales complejos. Las cadenas alquílicas utilizadas suelen variar entre C₂ y C₆, ajustándose según el tipo de mineral tratado.

- Ditiocarbamatos

Los ditiocarbamatos derivan estructuralmente de los xantatos, pero en su molécula el átomo de oxígeno se reemplaza por nitrógeno, lo que modifica su comportamiento químico. Esta sustitución incrementa la densidad electrónica del átomo de azufre, aumentando la reactividad del colector, aunque reduciendo su selectividad. En comparación, los ditiofosfatos y ditiocarbamatos son más estables en un rango amplio de pH que los xantatos. La naturaleza de sus grupos funcionales influye directamente en la adsorción selectiva sobre superficies metálicas activas, lo que los hace especialmente útiles en la flotación de sulfuros de cobre y plomo.

En términos comparativos, la secuencia de selectividad entre estos tres grupos de colectores suele establecerse como: ditiocarbamatos < xantatos < ditiofosfatos.

El objetivo principal al desarrollar colectores más selectivos es reducir la necesidad de grandes dosis de cal para alcanzar selectividad, especialmente durante la flotación diferencial frente a la pirita al emplear xantatos.

- Ditiofosfinatos

Los ditiofosfinatos comparten similitudes estructurales con los ditiofosfatos, pero presentan una diferencia fundamental: los grupos alquilo (R) están directamente unidos al átomo de fósforo, sin oxígeno ni nitrógeno en su estructura. Esta configuración les confiere una alta reactividad y la capacidad de formar complejos metálicos más estables que los generados por los ditiofosfatos. Por ello, se consideran reactivos de alta eficacia en la flotación de minerales sulfurados complejos o de baja ley, especialmente en sistemas donde se busca una separación precisa entre especies mineralógicas con propiedades superficiales similares.

- Tionocarbamatos

Los tionocarbamatos representan otra clase importante de colectores utilizados en la flotación selectiva de sulfuros metálicos, destacando por su capacidad quelante. Esta propiedad se debe a la presencia simultánea de dos grupos funcionales activos (C–S y N–H), que permiten la formación de complejos estables con iones metálicos presentes en la superficie de los minerales. Un ejemplo ampliamente reconocido es el Z200, desarrollado por Dow Chemical, correspondiente a un tionocarbamato de N-etilo de O-isopropilo. En esta molécula, el grupo isopropilo se une al átomo de oxígeno y el etilo al átomo de nitrógeno, formando complejos de seis miembros altamente estables y efectivos. Este tipo de colectores se emplea con éxito en la flotación de sulfuros de cobre, plomo y zinc, mostrando un excelente equilibrio entre selectividad y estabilidad química.

En cuanto al consumo de colectores, este se expresa habitualmente en kilogramos por tonelada de mineral tratado y, en condiciones normales, oscila entre 1 y 4 kg por tonelada de metal recuperado. No obstante, dichos valores pueden variar según el tipo de colector, la naturaleza del mineral y las condiciones operacionales del proceso. La concentración del colector en solución también desempeña un papel crucial, ya que influye directamente en la velocidad de adsorción y en la eficiencia global del proceso de flotación. Cabe destacar que existen diferencias significativas entre los resultados obtenidos en ensayos de laboratorio y aquellos observados en operaciones industriales, debido principalmente a la variabilidad en la densidad de pulpa (porcentaje de sólidos), que puede afectar la dispersión y disponibilidad del reactivo en la fase líquida.

Comprender la relación entre la estructura molecular del colector y su actividad constituye uno de los aspectos más relevantes en la investigación actual sobre flotación de minerales. El objetivo es desarrollar colectores con estructuras químicas optimizadas, capaces de ajustarse a las necesidades específicas de recuperación y selectividad de cada sistema mineralógico. Si bien el modelado molecular ha mostrado avances significativos para predecir la interacción entre colectores y superficies minerales, aún persiste el desafío de representar con precisión las condiciones reales de operación, incluyendo efectos de impurezas, potencial electroquímico y microestructura superficial.

Por otro lado, se tienen los antecedentes de la adsorción de estas clasificaciones:

a) Adsorción del colector en sistemas de minerales sin sulfuro

En la flotación de minerales no sulfurados, los colectores oxihidrilos aniónicos y las aminas catiónicas constituyen los principales agentes utilizados. Debido a la gran diversidad mineralógica de estos sistemas, la adsorción del colector sobre la superficie mineral puede explicarse mediante dos mecanismos fundamentales: la adsorción química y la adsorción física, ambos dependientes de la naturaleza de la superficie y del pH del medio.

- Adsorción química

La adsorción química implica la formación de un enlace químico entre el colector y los cationes metálicos presentes en la superficie del mineral. Este proceso se describe comúnmente mediante un modelo donador-aceptor de electrones, donde el grupo funcional -COO^- del colector actúa como donador, cediendo electrones al catión metálico superficial, que actúa como aceptor.

Un ejemplo representativo de este mecanismo es la formación de oleato de calcio durante la flotación de minerales que contienen Ca^{2+} , en la cual el grupo carboxilato del ácido graso se une químicamente al ion calcio de la superficie mineral, generando una capa hidrofóbica estable. Este tipo de adsorción es altamente específica y depende tanto de la estructura del colector como de la energía superficial del mineral, influyendo directamente en la selectividad del proceso de flotación.

- Adsorción física

La adsorción física, por su parte, se basa principalmente en interacciones electrostáticas entre el colector y la superficie cargada del mineral, sin formación de enlaces químicos. En este mecanismo, la carga superficial de las partículas minerales adquiere un rol determinante, siendo controlada principalmente por el pH de la pulpa.

Por ejemplo, la goethita presenta un potencial zeta positivo a pH bajo y negativo a pH alto. Esto implica que un colector aniónico será atraído hacia la superficie de la goethita a pH bajo, mientras que un colector catiónico será favorecido a pH alto, producto de las interacciones electrostáticas con la carga superficial. Este tipo de adsorción es reversible y depende de la fuerza iónica del medio, así como de la especiación del colector.

- Influencia del pH y punto isoeléctrico

El comportamiento de carga de un mineral depende directamente del pH del medio, ya que este determina la proporción de iones adsorbidos o disociados en la superficie.

- A pH bajo (por debajo de aproximadamente 6.7 en el caso de la goethita), la pérdida de iones OH^- en los sitios de Fe genera una carga superficial positiva.
- A pH alto (por encima de 6.7), la eliminación de iones H^+ de los grupos oxigenados produce una carga negativa.

El pH al cual la carga superficial es nula se denomina punto isoeléctrico (IEP:isoelectric point) o punto de carga cero (PZC: point of zero charge), y es una propiedad característica de cada mineral. En el caso de la goethita, el IEP se sitúa alrededor de pH 6.7, valor similar al observado en otros óxidos de hierro, como la hematita y la magnetita.

El modelo electrostático de flotación se basa en esta relación y propone que, por debajo del IEP, los colectores aniónicos son más efectivos, mientras que por encima del IEP predominan los colectores catiónicos. Sin embargo, esta división no es absoluta, ya que las superficies minerales pueden presentar sitios activos heterogéneos, con diferentes afinidades y cargas locales, incluso a valores de pH próximos al IEP.

- Interacción combinada y consideraciones prácticas

En la práctica, tanto las interacciones químicas como las electrostáticas pueden coexistir durante la adsorción de colectores, dependiendo de la composición superficial del mineral, la energía de los sitios activos y las condiciones del medio. Algunos minerales presentan superficies heterogéneas, lo que dificulta la identificación del mecanismo predominante. Además, las diferencias en el punto isoeléctrico (IEP) entre minerales pueden utilizarse como referencia para ajustar las condiciones de flotación selectiva, aunque otros factores —como la especiación química del colector en función del pH— también influyen de forma significativa.

Las interacciones electrostáticas afectan no solo la adsorción de los colectores, sino también las interacciones partícula-partícula. Por ejemplo, en sistemas que contienen cuarzo y goethita, dentro del rango de pH 3–6.7, ambos minerales presentan cargas opuestas, lo que promueve su atracción electrostática y conduce a la formación de agregados mixtos, fenómeno conocido como heterocoagulación. Este proceso es indeseable en el beneficio de minerales de hierro, ya que reduce la eficiencia de separación. En cambio, a pH alcalino, tanto el cuarzo como los óxidos de hierro adquieren carga negativa, provocando una repulsión electrostática que favorece la dispersión de las partículas y mejora la selectividad del proceso.

En ciertos sistemas, los colectores pueden formar precipitados coloidales —denominados coloides colectores— en lugar de adsorberse directamente como iones sobre la superficie mineral. Estos coloides cargados interactúan electrostáticamente con las partículas minerales, favoreciendo la flotación selectiva. Un ejemplo característico se observa en la flotación de potasa en salmueras saturadas, donde los colectores de amina pueden generar coloides colectores con carga positiva que heterocoagulan con la silvita cargada negativamente, permitiendo así la flotación selectiva de la halita.

Cabe destacar que tanto las partículas minerales como las burbujas de aire poseen carga eléctrica superficial. En la mayoría de los casos, las burbujas presentan una carga negativa en el rango operativo de pH, lo que puede inducir heterocoagulación con partículas cargadas positivamente. Sin embargo, este efecto no suele representar un mecanismo de recuperación dominante en los procesos de flotación convencionales, aunque puede tener relevancia en sistemas con alta concentración de iones o en medios de baja fuerza iónica.

- Interacción entre las cadenas hidrocarbonadas.

Finalmente, otro fenómeno que contribuye a la hidrofobicidad superficial es la interacción entre las cadenas hidrocarbonadas adyacentes del colector, conocida como interacción hidrofóbica o interacción cadena–cadena. Este efecto es más pronunciado en colectores de cadena larga y se observa principalmente en sistemas sin sulfuro. No obstante, a concentraciones elevadas, estas interacciones pueden favorecer la formación de una segunda capa de adsorción invertida, lo que aumenta la hidrofiliidad superficial y reduce la flotabilidad, provocando la depresión del proceso de flotación.

b) Adsorción del colector en sistemas de minerales con sulfuro

En la flotación de minerales sulfurados, los colectores tiol desempeñan un papel esencial debido a su capacidad para formar enlaces químicos estables mediante la donación de electrones del átomo de azufre al metal superficial del mineral, proceso conocido como quimisorción. La selectividad de estos colectores se basa en su afinidad específica por los metales base, con los cuales forman precipitados altamente insolubles, en contraste con su baja reactividad hacia elementos como Si, Ca y Mg, propios de la ganga no sulfurada.

- Adsorción química

Aunque la adsorción puede ocurrir de manera directa sobre la superficie mineral, diversos estudios han evidenciado que la presencia de productos de oxidación en los sulfuros sugiere la existencia de un mecanismo de intercambio iónico, particularmente en el caso del xantato.

En este proceso, se establece un enlace químico entre el catión metálico superficial y el átomo de azufre del colector, dando origen a la formación de xantato metálico adsorbido.

Un factor crítico en este mecanismo es el pH del medio, ya que un aumento del pH tiende a deprimir la flotación, debido a que los iones hidroxilo (OH^-) compiten con el colector por los sitios activos de adsorción, reduciendo la disponibilidad de sitios metálicos para la formación del enlace químico.

- Adsorción electroquímica

Además del enfoque químico, la flotación de sulfuros puede interpretarse desde un mecanismo electroquímico, en el cual una especie actúa como donante de electrones (anódica) y otra como aceptora de electrones (catódica).

En la interfaz mineral–agua, los minerales sulfurados presentan sitios anódicos y catódicos, siendo el oxígeno disuelto (O_2) el aceptor de electrones más frecuente. Este intercambio de electrones provoca la oxidación parcial de la superficie mineral, generando sitios metálicos activos que facilitan la adsorción de los colectores tiol.

La mayoría de los minerales sulfurados, por su naturaleza semiconductor, pueden facilitar la transferencia electrónica, influyendo directamente en la eficiencia de adsorción y en la cinética de flotación.

El estudio de este comportamiento se realiza mediante diagramas de corriente–potencial, en los cuales el potencial de equilibrio o de reposo se alcanza cuando las corrientes anódica y catódica se igualan en ausencia de un potencial externo aplicado. La medición del potencial de reposo y su conversión a la escala estándar del electrodo de hidrógeno (E.H.) son procedimientos experimentales comunes en los estudios electroquímicos de flotación. Estos análisis permiten determinar la capacidad de oxidación o reducción de la superficie mineral y, por tanto, su tendencia a interactuar con el colector.

- Orden de potenciales y comportamiento relativo

Diversas investigaciones han establecido un orden relativo de potencial de reposo para sulfuros comunes y acero dulce, que refleja su tendencia electroquímica y su capacidad de adsorción de colectores tiol. Dicho orden es el siguiente:

Pirita > Calcopirita > Esfalerita > Pentlandita > Pirrotita > Galena > Acero dulce.

Este orden indica que minerales como la pirita y la calcopirita presentan mayores potenciales de oxidación, lo cual favorece la formación de especies superficiales activas y una mayor interacción con el colector, mientras que minerales como la galena muestran menor reactividad electroquímica, requiriendo condiciones específicas para su activación.

La pirita, con el potencial de reposo más alto, suele describirse como el mineral más “noble” dentro de este grupo.

- Reacción anódica de adsorción del xantato.

La adsorción del xantato sobre la superficie de los minerales sulfurados se interpreta como una reacción anódica, en la cual el xantato se oxida (pierde electrones) con mayor facilidad que el propio mineral.

En el caso particular de la galena (PbS), el potencial de equilibrio de la reacción galena–xantato es menor que el potencial de reposo del mineral, lo que explica su alta reactividad y facilidad de flotación. Tras la adsorción, el potencial medido en la superficie disminuye hasta alcanzar un valor denominado potencial mixto (E_m), el cual refleja la condición de equilibrio entre múltiples procesos electroquímicos que ocurren simultáneamente en la superficie del sulfuro.

- Potencial de pulpa y equilibrio electroquímico

En condiciones reales de flotación, se utiliza el término potencial de pulpa para describir el comportamiento electroquímico del sistema. La adición de xantato generalmente produce una disminución del potencial de pulpa, fenómeno reportado experimentalmente por Labonté y Finch (1990).

El potencial mixto representa el equilibrio entre:

- Corriente anódica, asociada a la adsorción y oxidación del xantato, y
- Corriente catódica, correspondiente a la reducción del oxígeno disuelto (O_2).

En consecuencia, la adsorción efectiva del xantato combina mecanismos químicos (intercambio iónico con el metal superficial) y mecanismos electroquímicos, resultando en la formación de un enlace covalente entre el átomo de azufre del colector y el catión metálico del mineral.

- Influencia del pH en la flotación de sulfuros

El modelo electroquímico es aplicable a todos los colectores de tipo tiol, y permite explicar el efecto depresor del pH sobre la flotación de sulfuros. Un aumento en la concentración de iones hidroxilo (OH^-) desplaza la reacción catódica en sentido inverso, lo que reduce la interacción del xantato con la superficie del mineral. En consecuencia, un pH elevado dificulta la formación de especies hidrofóbicas activas, disminuyendo la recuperación del mineral y favoreciendo su depresión.

- Efecto del oxígeno disuelto (OD) y del potencial de pulpa

El oxígeno disuelto (OD) desempeña un papel determinante en la adsorción del xantato y en el desarrollo de la hidrofobicidad superficial. Cuando la concentración de OD es baja, la reacción catódica se ve limitada, lo que impide que el xantato adsorbido genere una capa hidrofóbica suficientemente activa para promover la flotación. Tanto la reducción del OD como el aumento del pH provocan un desplazamiento del potencial de pulpa hacia valores más negativos, lo que disminuye la corriente anódica y, por consiguiente, reduce la cantidad de xantato adsorbido.

- Evidencias experimentales y comportamiento de la galena.

Johnson et al. (1982) reportaron una baja recuperación de galena cuando el potencial de pulpa disminuía por el consumo de oxígeno en el molino. En ensayos posteriores, observaron que una mayor aireación de la pulpa aumentaba tanto la ley como la recuperación de plomo (Pb), debido al incremento del potencial de pulpa, que favorecía la reacción del xantato con la galena.

El potencial variaba desde -150 mV en la descarga del molino hasta $+150$ mV en las etapas intermedias del banco de flotación, confirmando —mediante pruebas con mezclas de aire y nitrógeno— que el aumento del oxígeno disuelto (OD) y del potencial de pulpa mejora la recuperación de galena.

- Oxidación del xantato y formación de dixantógeno.

Al comparar los potenciales de reposo de los sulfuros, se observa que la pirita presenta el valor más alto, situándose por encima del potencial correspondiente a la formación del dixantógeno, reacción en la que el oxígeno actúa como aceptor de electrones. El dixantógeno, producto de la oxidación del xantato en la superficie de la pirita, es una molécula neutra, poco soluble y altamente hidrófoba, que puede contribuir a la hidrofobicidad del mineral.

Sin embargo, aún no se ha determinado con certeza si esta especie es la responsable directa del comportamiento hidrofóbico de la pirita o si su efecto depende de las condiciones de oxidación y del potencial de pulpa.

2.5. Cinética de flotación

El proceso de flotación comprende la interacción dinámica de tres fases principales: una solución acuosa (fase líquida), burbujas de gas (fase gaseosa) y partículas minerales (fase sólida). El rendimiento global del proceso depende estrechamente de las interacciones físicoquímicas que ocurren en las interfaces entre estas fases, así como de la influencia combinada de los reactivos de flotación (colectores, espumantes y modificadores) y de las condiciones hidrodinámicas del sistema.

El desempeño de la flotación, evaluado usualmente en términos de recuperación y ley del concentrado, varía con el tiempo y está determinado por múltiples factores: la naturaleza mineralógica, el tamaño de partícula, el tipo y dosificación de colector, la energía de agitación, el flujo de aire, el pH, y otras condiciones operacionales. Cualquier variación en uno de estos parámetros puede alterar significativamente la velocidad y eficiencia del proceso, por lo que resulta indispensable un enfoque cuantitativo que permita comprender su evolución temporal.

Para este propósito, se recurre al concepto de cinética de flotación, el cual describe y cuantifica la velocidad con que las partículas minerales son recuperadas hacia el concentrado. Este enfoque considera la flotación como un proceso dinámico y progresivo, donde la recuperación aumenta con el tiempo siguiendo una tendencia característica que depende tanto del tipo de mineral como de las condiciones del sistema.

La cinética de flotación se enfoca, por tanto, en analizar la velocidad de interacción entre partículas y burbujas, determinando la tasa de transporte del mineral hacia la espuma. En términos prácticos, esta velocidad se asocia directamente con la cantidad de mineral recuperado dentro de un intervalo de tiempo determinado, lo que convierte a la constante cinética de flotación en un parámetro clave para evaluar la eficiencia del proceso y la acción de los reactivos empleados.

Los fundamentos teóricos de la cinética de flotación fueron establecidos por Zúñiga (1935), quien demostró que la recuperación de mineral en función del tiempo sigue un comportamiento exponencial, reflejo de la naturaleza probabilística de las colisiones partícula-burbuja. Este modelo clásico propone que la recuperación acumulada puede expresarse mediante la Ecuación 1:

$$\frac{dP}{dt} = -kP \quad (1)$$

donde P representa el número de partículas minerales en la celda de flotación en el tiempo t, y k, conocida como constante de velocidad, representa la velocidad a la que las partículas flotan, considerada como una medida de la flotabilidad. El signo negativo en la expresión indica la eliminación progresiva de las partículas flotantes con el tiempo.

Basándose en una analogía con una reacción química, el proceso de flotación puede describirse considerando que los reactivos corresponden a las burbujas de aire y a las partículas minerales, mientras que el producto resultante es el agregado partícula-burbuja.

Bajo esta concepción, la velocidad del proceso depende de la frecuencia con que las partículas y las burbujas colisionan, se adhieren y permanecen unidas el tiempo suficiente para ser transportadas hacia la superficie.

Desde la introducción inicial del modelo cinético de flotación propuesto por Zúñiga (1935) —expresado mediante la Ecuación 1—, numerosos investigadores han desarrollado y refinado diferentes formulaciones con el propósito de representar de manera más precisa y completa el comportamiento real del proceso. Estas modificaciones buscan incorporar la influencia de diversos factores operacionales y físicoquímicos, tales como el tamaño y concentración de partículas, la distribución de burbujas, la hidrodinámica de la celda, la naturaleza del colector y las condiciones de pH o potencial electroquímico, entre otros.

Una formulación más general del modelo clásico se expresa en la Ecuación 2, donde la constante de velocidad (k) deja de ser un parámetro puramente empírico y pasa a representar un término compuesto, capaz de incluir implícitamente múltiples parámetros que afectan la probabilidad de captura y la velocidad de recuperación. En este contexto, la constante cinética puede ser vista como una función integral de las condiciones del sistema, reflejando tanto las propiedades del mineral y del colector, como las características hidrodinámicas y reológicas de la pulpa:

$$\frac{dP(t)}{dt} = -k(t)P^n(t)B^m(t), \quad (2)$$

En la Ecuación 2, las variables P , k , B y t representan, respectivamente, la concentración de partículas, la constante de velocidad distribuida, la concentración de burbujas y el tiempo de flotación. Los exponentes n y m indican el orden de la reacción respecto a las partículas y burbujas, respectivamente.

De manera general, se acepta que los modelos de cinética de flotación de primer orden (donde $n = 1$) describen adecuadamente la mayoría de los sistemas de flotación, bajo la suposición de que la concentración de burbujas en la celda se mantiene constante durante el proceso. Este enfoque simplificado permite obtener una representación práctica de la recuperación mineral en función del tiempo, conservando una buena aproximación experimental para minerales sulfurados comunes.

Al integrar la Ecuación 2 con respecto a la variable P e introducir la relación $R = (P_0 - P)/P_0$, donde R corresponde a la fracción de recuperación de partículas y P_0 a la concentración inicial de partículas, se obtiene la Ecuación 3, que describe la variación temporal de la recuperación durante la flotación.

En esta expresión, el término R_∞ representa la recuperación de equilibrio, también denominada recuperación máxima o recuperación final, la cual se alcanza teóricamente cuando el proceso de flotación se prolonga indefinidamente ($t \rightarrow \infty$). Esta formulación corresponde al modelo clásico de cinética de flotación de primer orden, ampliamente utilizado para caracterizar y comparar el comportamiento de diferentes minerales y reactivos.

A lo largo del tiempo, se han desarrollado diversos modelos cinéticos con el propósito de comprender, describir y predecir la respuesta del proceso de flotación bajo distintas condiciones operacionales y tipos de minerales. Sin embargo, no existe consenso entre los investigadores respecto a un modelo único y universal capaz de representar de forma exacta todas las operaciones de flotación, debido a la complejidad de los fenómenos interfaciales involucrados.

En este contexto, se han propuesto varios modelos que han demostrado buen nivel de ajuste experimental en diferentes escenarios. Entre los más reconocidos y aplicados se encuentran los modelos Clásico, Kelsall, Rectangular Discretizado (Klimpel) y Gamma, los cuales se resumen en la Tabla 2, mostrando sus ecuaciones características, supuestos principales y aplicaciones típicas en sistemas minerales de distinta naturaleza.

Tabla 2: Descripción modelos cinéticos de flotación [13].

<i>Designación</i>	<i>Ecuación</i>	<i>Parámetros cinéticos</i>
<i>Modelo Clásico</i>	$R = R_{\infty} (1 - e^{-kt})$ (3)	R_{∞} y k
<i>Modelo de Kelsall</i>	$R = \theta(1 - e^{-kst}) + (1 - \theta)(1 - e^{-kft})$ (4)	θ , ks y kf
<i>Modelo de Klimpel</i>	$R = R_{\infty} [1 - (1/kt)(1 - e^{-kt})]$ (5)	R_{∞} y k
<i>Modelo Gamma</i>	$R = R_{\infty} [1 - (1 / (1 + kot)^a)]$ (6)	R_{∞} y $k = ak_0$

Cada modelo cinético presenta características particulares y se basa en supuestos específicos que buscan describir el comportamiento del proceso de flotación bajo distintas condiciones operacionales.

Modelo Clásico (de primer orden)

El modelo clásico de primer orden, derivado del trabajo inicial de Zúñiga (1935) y posteriormente desarrollado por Gaudin (1957), es el más utilizado para describir la cinética global de flotación. Se basa en el supuesto de que la tasa de flotación es proporcional a la cantidad de partículas aún no flotadas, y que la concentración de burbujas permanece constante durante el proceso. Su ecuación general relaciona la recuperación con el tiempo mediante una constante cinética k , que refleja la velocidad del proceso.

Este modelo se aplica ampliamente en ensayos de laboratorio y en procesos industriales con minerales sulfurados, debido a su simplicidad y a la facilidad de interpretar los parámetros. Es particularmente útil para comparar el efecto de diferentes colectores o condiciones de operación sobre la velocidad de flotación y la recuperación máxima.

Modelo de Kelsall (1961)

El modelo de Kelsall se formuló para distinguir entre dos fracciones de partículas dentro del sistema: una de flotación rápida ($1 - \theta$) y otra de flotación lenta (θ), cada una con su propia constante de velocidad (k_f y k_s). Esta diferenciación permite representar con mayor realismo la heterogeneidad de la pulpa mineral, donde coexisten partículas de distinto tamaño, grado de liberación y afinidad por el colector.

El modelo es especialmente útil en estudios de sistemas mixtos o con minerales de flotabilidad variable, así como para analizar el fenómeno de arrastre, ya que permite relacionar la cinética de flotación de las partículas minerales y del agua transportada por la espuma. Sin embargo, al involucrar hasta seis parámetros ajustables, puede presentar sobreajuste (overfitting) y reducir su capacidad predictiva si no se calibra adecuadamente. Por ello, se emplea principalmente en investigaciones detalladas o en análisis comparativos de reactivos y condiciones operacionales.

Modelo Rectangular Discretizado (Klimpel, 1980)

El modelo de Klimpel propone una visión intermedia entre los modelos de primer orden y los de múltiples componentes, considerando que las partículas presentan una distribución continua de constantes de velocidad, la cual se aproxima mediante una discretización rectangular en intervalos representativos. De este modo, el modelo describe sistemas donde las partículas no pueden dividirse claramente en fracciones rápida o lenta, sino que poseen un rango de velocidades intermedias.

Este enfoque ofrece un mejor ajuste experimental en sistemas complejos o en mezclas polimetálicas, permitiendo capturar la influencia de factores como el tamaño de partícula o la distribución de colectores sobre la cinética global. Es comúnmente empleado en análisis de laboratorio con minerales heterogéneos y en estudios de optimización de reactivos, donde se busca caracterizar el comportamiento cinético sin aumentar excesivamente el número de parámetros.

Modelo Gamma (Randolph y Rollins, 1981)

El modelo Gamma surge como una generalización estadística del modelo clásico, asumiendo que la constante de velocidad (k) no es uniforme, sino que sigue una distribución de probabilidad Gamma. Esto permite representar de forma más flexible la variabilidad natural en la flotabilidad de las partículas y en la frecuencia de colisión y adhesión con las burbujas.

Su principal ventaja radica en que describe adecuadamente procesos con amplias distribuciones de velocidades, manteniendo una base matemática compacta. Se utiliza principalmente en estudios de modelación avanzada, simulación de circuitos de flotación y ajuste de datos experimentales con alta dispersión, donde se requiere un modelo robusto que considere la naturaleza estadística del proceso.

En conjunto, estos modelos proporcionan herramientas complementarias para describir la cinética de flotación según el tipo de mineral, las condiciones operacionales y los objetivos del estudio. La selección del modelo adecuado depende del nivel de complejidad del sistema, la calidad de los datos experimentales y el grado de detalle requerido para interpretar los mecanismos que controlan la recuperación mineral.

2.6. Investigaciones recientes.

Algunos de los estudios relacionados con el tema desarrollado en esta memoria fueron realizados por Dhar et al. (2019) [2] en su artículo “Flotation of Nussir Ore: Effect of collectors and depressants”. En este trabajo se investigó el comportamiento de los minerales de cobre presentes en el mineral Nussir, compuesto principalmente por bornita, calcopirita y calcocita, en presencia de diferentes colectores y depresores bajo condiciones controladas de flotación. El objetivo principal del estudio fue evaluar la influencia de distintos tipos de colectores y agentes modificadores sobre la recuperación y selectividad de los minerales de cobre, considerando que el mineral Nussir contiene una combinación compleja de sulfuros de cobre y hierro.

La investigación se realizó mediante ensayos de microflotación y flotación a escala de laboratorio, utilizando muestras representativas del mineral Nussir. Los colectores evaluados incluyeron xantato de potasio (PAX), ditiofosfato y tionocarbamato, mientras que como depresores se emplearon cianuro de sodio (NaCN), sulfato de zinc ($ZnSO_4$) y dextrina. Las pruebas se efectuaron bajo distintas condiciones de pH y dosificación de colectores, con el fin de determinar su efecto en la recuperación y selectividad de los sulfuros de cobre frente a la pirita.

De los resultados obtenidos, se destacan los siguientes hallazgos relevantes:

- En ausencia de depresores, se observó una alta flotabilidad de la pirita, lo que redujo la selectividad del concentrado de cobre.
- La adición de $ZnSO_4$ y NaCN como depresores mejoró la selectividad, reduciendo la flotación de la pirita y aumentando la recuperación de los sulfuros de cobre.
- Entre los colectores probados, el PAX (xantato de potasio) presentó la mayor recuperación total de cobre, aunque con menor selectividad; en cambio, el tionocarbamato mostró un comportamiento más selectivo, obteniendo concentrados con mayor ley de cobre y menor contenido de hierro.
- El ditiofosfato presentó una recuperación intermedia, pero con buena estabilidad en el rango de pH neutro a ligeramente alcalino.

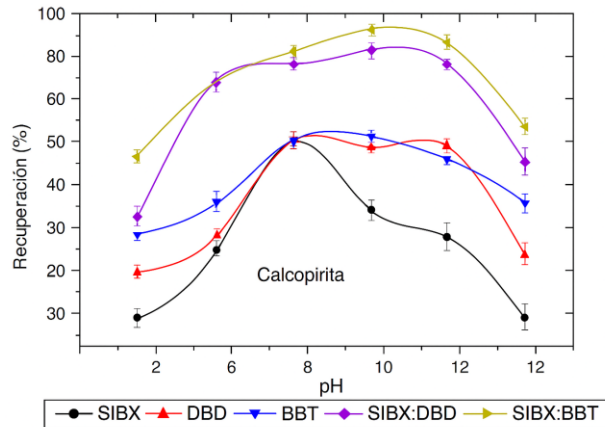


Figura 9: Recuperación de CuFeS_2 por colector y pH [2].

En conclusión, el estudio de Dhar et al. (2019) demuestra que la elección adecuada del tipo de colector y depresor tiene un efecto directo en la eficiencia y selectividad de la flotación del mineral Nussir. El uso de tionocarbamatos o ditiofosfatos, junto con depresores selectivos, permite mejorar la calidad del concentrado de cobre y reducir la flotación de pirita, aportando criterios valiosos para la optimización de circuitos industriales de flotación de sulfuros complejos.

También se hace mención del estudio de Bu et al. (2018) [3] en su artículo “Fundamental Flotation Behaviors of Chalcopyrite and Galena Using O-Isopropyl-N-Ethyl Thionocarbamate as a Collector”. En el estudio, se investigó el comportamiento de flotación de los minerales calcopirita (CuFeS_2) y galena (PbS) utilizando el O-isopropil-N-etil tionocarbamato (IPETC) como colector, con el objetivo de evaluar la selectividad del reactivo y el efecto del pH sobre la adsorción del colector y la flotabilidad de ambos minerales.

Los ensayos se llevaron a cabo en dos etapas principales: microflotación y análisis de adsorción superficial, complementados con técnicas espectroscópicas (FTIR) y simulaciones de dinámica molecular.

De ello, se obtuvieron los siguientes resultados para las pruebas de microflotación:

- La recuperación de calcopirita fue consistentemente superior a la de galena en todo el rango de pH estudiado.
- Se observó un pH óptimo cercano a 9.5, en el cual la diferencia de flotabilidad entre ambos minerales alcanzó aproximadamente un 20%, evidenciando una buena selectividad del IPETC hacia la calcopirita.
- A valores de pH superiores a 10, la flotabilidad disminuyó debido a la competencia de los iones OH^- por los sitios activos de la superficie mineral, reduciendo la adsorción del colector.

Por otro lado, los análisis de adsorción y espectroscopía FTIR mostraron:

- Una adsorción específica y estable del IPETC sobre la superficie de la calcopirita, atribuida a la formación de enlaces Cu–S–C del colector.
- La galena presentó una adsorción significativamente menor, confirmando su baja afinidad con el IPETC.
- Las simulaciones de dinámica molecular respaldaron los resultados experimentales, mostrando energías de interacción más favorables para el sistema IPETC–calcopirita que para IPETC–galena.

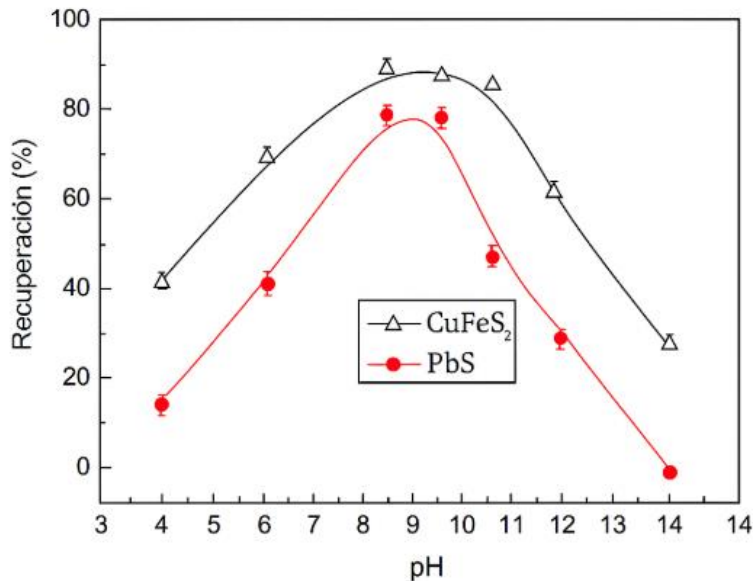


Figura 10: Recuperación de calcopirita y galena en función del pH [3].

En conclusión, el estudio de Bu et al. (2018) demuestra la efectividad del IPETC como colector selectivo para la calcopirita bajo condiciones alcalinas, aportando información valiosa sobre la influencia del pH y la interacción superficial. No obstante, deja un vacío importante en torno a la evaluación cinética y la influencia directa de la concentración del colector sobre la flotación, lo que justifica la necesidad de investigaciones que profundicen en este aspecto.

Algunos de los estudios relacionados al tema a desarrollar en esta memoria fueron realizados por L.T. Tijsseling et al (2019) [4] en su artículo “Flotation of Mixed Oxide–Sulphide Copper–Cobalt Minerals Using Xanthate, Dithiophosphate and Dithiocarbamate Collectors”

En este trabajo, se investigó la flotación de minerales mixtos de cobre y cobalto que contenían tanto fases sulfuradas (como calcocita, bornita y calcopirita) como fases oxidadas (malaquita, cuprita y heterogenita), utilizando tres tipos de colectores: xantato (PAX), ditioposfato (DTP) y ditiocarbamato (DTC).

El estudio tuvo como objetivo comparar la eficiencia y selectividad de cada colector en la recuperación de cobre y cobalto en diferentes condiciones de pH.

De los ensayos de flotación a escala de laboratorio, se obtuvieron los siguientes resultados:

- El ditiocarbamato (DTC) presentó la mayor recuperación total de cobre ($\approx 86\%$) y de cobalto ($\approx 70\%$), superando a los colectores tradicionales (PAX y DTP).
- El ditiofosfato (DTP) mostró una buena selectividad, pero con recuperaciones levemente menores ($\approx 81\%$ Cu y 63% Co).
- El xantato (PAX), aunque eficaz en sulfuros puros, presentó baja eficiencia en la recuperación de las fases oxidadas, con recuperaciones cercanas al 75% de Cu y 55% de Co.
- El pH óptimo para los sulfuros se encontró entre 9 y 10, mientras que para los óxidos fue cercano a 8, destacando la dependencia del rendimiento con el tipo de mineral.

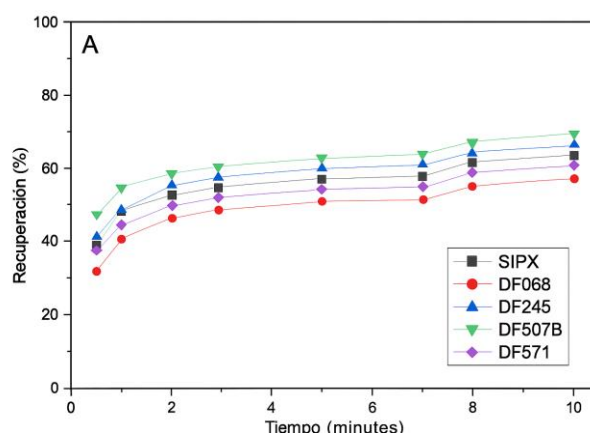


Figura 11: Recuperación de cobre vs tiempo de diferentes colectores [4].

En conclusión, el estudio de L.T. Tijsseling et al. (2019) demuestra que el ditiocarbamato (DTC) puede mejorar significativamente la recuperación global de cobre y cobalto en menas mixtas, ofreciendo ventajas prácticas para su aplicación industrial. No obstante, la investigación se enfoca únicamente en el tipo de colector y el pH, sin abordar la influencia cinética asociada a la concentración del colector, lo que resalta la importancia de investigaciones futuras orientadas a comprender ese efecto sobre la dinámica del proceso de flotación.

Algunos de los estudios relacionados al tema a desarrollar en esta memoria, la realizaron (Gülay et al, 2021) en su artículo “Comparison of anionic, cationic and amphoteric collectors used in pyrite flotation”. En el estudio, se investigó el comportamiento de la pirita en procesos de flotación utilizando diferentes tipos de colectores, específicamente xantatos como colectores aniónicos y aminas como colectores catiónicos. Se llevó a cabo en dos escalas: microflotación y flotación a escala de laboratorio (bench scale) utilizando una muestra de mineral de calcopirita y pirita [14].

De ello, se obtuvieron los siguientes resultados para la microflotación:

- Se observó que las aminas, a diferencia de los xantatos, eran efectivas para flotar la pirita en un rango de pH alcalino.
- La recuperación de pirita fue significativamente mayor en pH alcalinos cuando se utilizaron colectores de tipo amina, lo que sugiere su idoneidad para la flotación de pirita en estas condiciones.

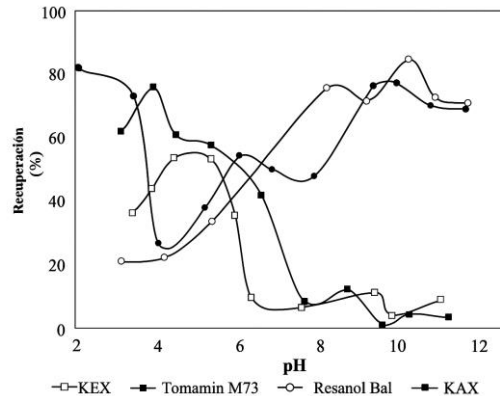


Figura 12: Recuperación de pirita para diferentes colectores [14].

Por otro lado, se obtuvieron los siguientes resultados de las pruebas de flotación a escala de laboratorio:

- En las pruebas de flotación a escala de laboratorio con una muestra de mineral real que contenía calcopirita y pirita, se observó que los colectores de tipo amina (en particular, Tomamine M73 y Resanol Bal) lograron recuperaciones significativamente mayores de pirita en comparación con los xantatos.
- Se obtuvieron recuperaciones de pirita del 71.6% y 76.2% con Resanol Bal y Tomamine M73, respectivamente, lo que indica su eficacia en la flotación de pirita.
- Estos resultados de las pruebas a escala de laboratorio fueron consistentes con los obtenidos en las microflotaciones, lo que confirma la superioridad de los colectores de tipo amina en la recuperación de pirita.

En conclusión, el estudio destaca las ventajas de utilizar colectores de tipo amina para la flotación de pirita en condiciones de pH alcalino, lo que ofrece una alternativa prometedora a los colectores de xantato tradicionales. Este enfoque tiene el potencial de simplificar el proceso de flotación en aplicaciones industriales, reducir los costos operativos y mejorar la recuperación de pirita como mineral valioso, al tiempo que se minimiza el impacto ambiental del consumo de ácido.

Otro estudio interesante para el desarrollo de esta memoria lo realizaron (Shima Rahimi et al, 2017) en su artículo “Comparative studies of two cationic collectors in the flotation of pyrolusite and calcite”, el cual se centró en investigar la flotación de los minerales de pirolusita y calcita, dos minerales importantes en la industria minera de manganeso. Se evaluaron dos colectores diferentes, la dodecilamina (DDA) y el cloruro de dodeciltrimetilamonio (DTAC), para determinar su eficacia en la recuperación de estos minerales en diferentes condiciones. La metodología utilizada incluyó experimentos de microflotación, flotación de mineral y análisis de características de superficie [15].

Uno de los aspectos más destacados de esta investigación es la comparación directa de dos colectores ampliamente utilizados, la dodecilamina (DDA) y el cloruro de dodeciltrimetilamonio (DTAC), en términos de su efectividad en la flotación de pirolusita y calcita.

Para la flotación de pirolusita se obtuvieron los siguientes resultados:

- DDA demostró ser más efectivo que DTAC en la flotación de pirolusita en un rango de pH de 7 a 8. La recuperación máxima de pirolusita alcanzó un impresionante 89% con DDA, mientras que DTAC logró una recuperación del 73% en condiciones similares. Estos resultados indican que DDA es más selectivo y eficiente en la recuperación de pirolusita bajo estas condiciones.
- Los análisis de zeta potencial sugirieron que la interacción entre DDA y pirolusita es más fuerte en comparación con DTAC. DDA aumenta la carga superficial de pirolusita, lo que lleva a una adsorción más densa del colector. Esto respalda la mayor eficacia de DDA en la flotación de pirolusita.

Para la flotación de calcita se obtuvieron los siguientes resultados:

- La respuesta a DDA y DTAC es menos diferencial que en el caso de la pirolusita. La recuperación de calcita varía en un rango más estrecho y alcanza su máximo a alrededor del 33.8% con DTAC y un pH de 7.5. Sin embargo, se encontró que el uso de DDA resulta en una recuperación de calcita ligeramente más alta en comparación con DTAC en condiciones alcalinas.
- Los análisis de zeta potencial y FTIR revelaron que DDA también muestra una mayor densidad de adsorción en la superficie de la calcita en comparación con DTAC. Esto podría explicar la ligera ventaja de DDA en términos de recuperación de calcita.

Los resultados de esta investigación concluyen que DDA es más efectivo y selectivo en la flotación de pirolusita en comparación con DTAC. Los análisis de zeta potencial y FTIR respaldan estas observaciones, demostrando una mayor densidad de adsorción de DDA en las superficies de los minerales. En el caso de la calcita, la ventaja de DDA es menos pronunciada, pero aún evidente en condiciones alcalinas. Además, el uso de carbonato de sodio como depresor se destacó como una estrategia eficaz para reducir la flotación de calcita.

Por otro lado, se tiene también la investigación realizada por (J. Taguta & V. Ross, 2021) en su artículo “The Application of a Nitrile-based Collector in the Flotation of a Platreef PGM Ore”, El estudio se enfocó en evaluar el uso de Tecflote S11, un colector basado en nitrilo, en la flotación de un mineral de platino del grupo (PGM) extraído de la zona de Platreef en Sudáfrica. Se comparó el desempeño de Tecflote con un colector tradicional basado en tioles, conocido como potassium amyl xanthate (PAX) [16].

Los resultados obtenidos fueron:

- A dosis bajas de 80 g/t, Tecflote y PAX como colectores individuales lograron recuperaciones similares de 3E (platino, paladio y oro), níquel (Ni) y hierro (Fe). Tecflote mostró ser más eficiente como colector de cobre (Cu) en estas condiciones.
- A dosis más altas (160 g/t), PAX superó a Tecflote en términos de recuperación de 3E, Cu, Ni y Fe. Duplicar la dosis de colector fue perjudicial para Tecflote, pero beneficioso para PAX.
- Una combinación 50:50 de Tecflote con DTP, DTC o PAX logró mejoras en las recuperaciones sin pérdida en la concentración de 3E.
- La combinación Tecflote-PAX alcanzó las mejores recuperaciones de 3E, Cu y Ni.

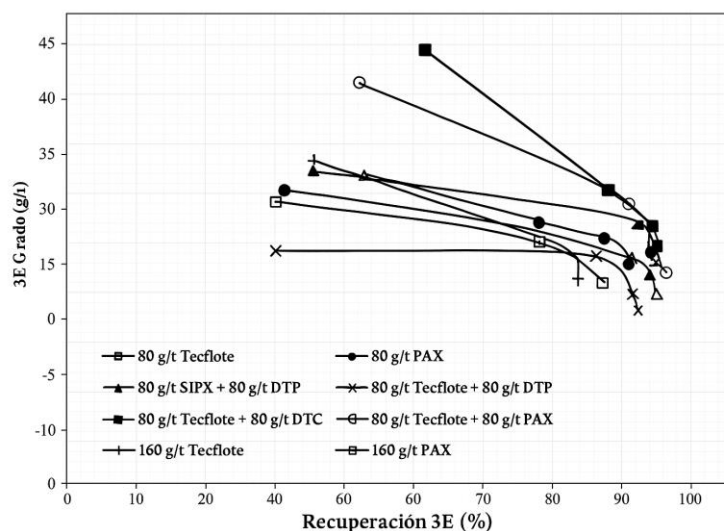


Figura 13: Grado vs recuperación de 3E para diferentes colectores [16].

El estudio demostró que la elección del colector y su combinación son fundamentales para la eficiencia de la flotación en el mineral de Platreef PGM. Mientras Tecflote mostró ventajas en ciertos escenarios, la combinación de Tecflote con un colector fuerte como PAX condujo a los mejores resultados en términos de recuperación de metales.

El estudio J. Taguta, et al, 2018 en su artículo: “Investigating the interaction of thiol collectors and collector mixtures with sulphide minerals using thermochemistry and microflotation” investigó la interacción de colectores de tioles y mezclas de colectores con minerales de sulfuro utilizando termoquímica y microflotación, donde los colectores principales utilizados fueron el etil xantato de sodio (SEX) y el dietil ditiocarbamato (diethyl-DTC) [17].

Los resultados obtenidos fueron:

- Colectores en Minerales de Sulfuro: La termoquímica mostró que el dietil-DTC tenía una entalpía de adsorción significativamente más alta que el SEX. Esto sugirió que el dietil-DTC tenía una afinidad más fuerte por las superficies minerales de sulfuro.
- Colectores en Mezclas: Cuando se mezclaron el SEX y el dietil-DTC en diferentes proporciones, se observó una sinergia en términos de la entalpía de adsorción. La mezcla de colectores resultó en entalpías de adsorción más altas que las esperadas por simple adición.
- Microflotación con Colectores: La microflotación mostró que el SEX no aumentaba significativamente la recuperación en comparación con la flotación sin colector. El dietil-DTC mejoró ligeramente la recuperación. Sin embargo, las mayores mejoras en la recuperación se observaron cuando se usaron mezclas de colectores.
- Minerales Mixtos: Cuando se trabajó con mezclas de calcopirita y pirita, se observaron cambios significativos en la interacción con los colectores en comparación con los minerales puros. La pirita tenía una recuperación muy pobre por sí sola, pero al mezclarse con calcopirita y tratarla con SEX, la recuperación de la pirita mejoraba significativamente. Se observaron efectos similares en la recuperación de calcopirita al mezclarla con pirita y tratarla con dietil-DTC.

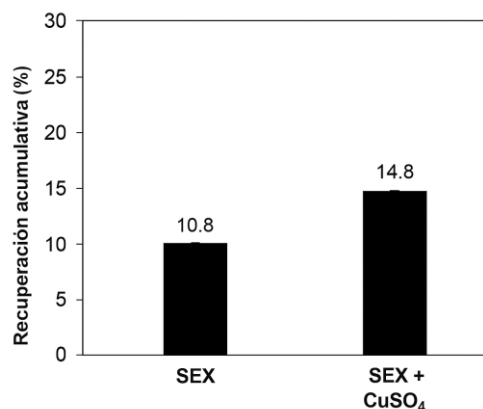


Figura 14: Recuperación del mineral sulfuro [17].

El estudio concluye que la adición de pequeñas cantidades de dietil-DTC a SEX en una mezcla resultó en una sinergia significativa, tanto en términos de entalpía de adsorción como de recuperación en la microflotación. Además, se observaron cambios sustanciales en la interacción entre los colectores y los minerales cuando se trabajó con mezclas de minerales de sulfuro, lo que sugiere la existencia de interacciones galvánicas entre los minerales que afectan la flotación. Estos hallazgos tienen implicaciones importantes para la optimización de procesos de flotación en la recuperación de minerales de sulfuro.

El estudio de Bowen Li et al 2023 “Different Aryl Thiourea Compounds as Flotation Collectors in a Lead–Zinc Sulfide Mixed System” investigó la capacidad de diferentes compuestos de tiourea arílica como colectores en un sistema de flotación de galena (PbS) y esfalerita (ZnS) en el contexto de la separación selectiva de estos minerales [18].

Para ello, se utilizaron muestras de galena y esfalerita con alta pureza. Se preparó una mezcla artificial de minerales a una proporción de 1:1. Se emplearon tres compuestos de tiourea arílica (13DTA, 1PTA y 11DTA) como colectores en los experimentos de flotación.

Los resultados obtenidos fueron:

- Los experimentos de flotación demostraron que el 11DTA tenía una mayor capacidad de recolección y selectividad para la galena en comparación con otros colectores.
- La cantidad de 11DTA adsorbido en la superficie de la galena fue significativamente mayor que en la esfalerita.
- Las mediciones FTIR mostraron que el 11DTA se adsorbió fuertemente en la superficie de la galena, formando enlaces químicos.
- Las mediciones de potencial zeta indicaron una interacción más fuerte del 11DTA con la galena en comparación con la esfalerita.
- Las mediciones XPS confirmaron la adsorción de 11DTA en la galena y su falta de adsorción en la esfalerita.

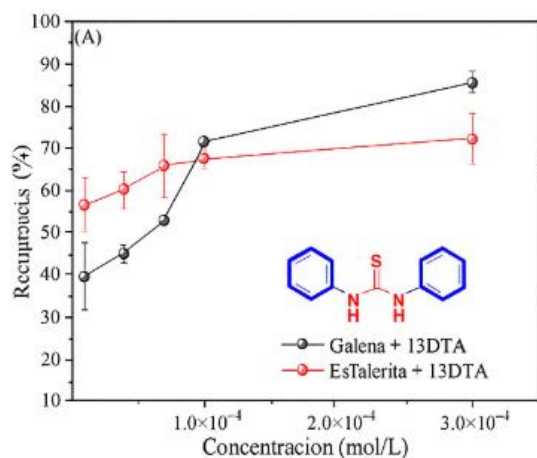


Figura 15: Recuperación mineral vs concentración de colector [18].

De lo que se pudo concluir:

- El 11DTA demostró ser un colector eficaz para la separación selectiva de galena y esfalerita en el proceso de flotación.
- La adsorción de 11DTA en la galena fue mucho más fuerte que en la esfalerita, lo que explica la mayor selectividad.
- Los cálculos de DFT respaldaron la idea de que el 11DTA tenía una mayor reactividad química y una mejor afinidad por la galena.

Capítulo III: Metodología

La metodología experimental utilizada en este estudio se desarrolló en el laboratorio de procesamiento de minerales del departamento de Ingeniería Civil Minas, con el objetivo de determinar el colector más eficiente para la recuperación del mineral mediante pruebas de flotación. Para ello, se siguió una secuencia de etapas que comprendieron la conminución, homogenización, clasificación, pulverización, acondicionamiento y flotación del mineral.

3.1. Muestras minerales:

Se trabajó con un mineral previamente caracterizado, cuya composición indicaba aproximadamente un 10% de minerales de cobre (principalmente sulfuros como calcopirita) con granulometría 100% bajo malla #10 (1,7 mm).

3.2. Reactivos:

Para la comparación de los colectores, se utilizarán 4 tipos distintos en dosis de 20 g/t, 40 g/t y 80 g/t, un espumante y un depresante:

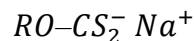
3.2.1. AERO 343 – Sodium Isopropyl Xanthate (SIPX)

Fórmula: $(CH_3)_2CH-O-CS_2Na$.

PM: 158,21g/mol.

Familia química: Xantatos (colectores tiol/sulfhidrilo, aniónicos).

Estructura general (xantato):



donde R es un radical orgánico (en este caso, isopropilo).

Grupo funcional activo:

- Xantato / ditiocarbonato: $-CS_2^-$

El AERO 343 corresponde a un xantato de sodio de cadena isopropílica, ampliamente utilizado como colector aniónico en la flotación de minerales sulfurados. Presenta buena solubilidad en agua y alta reactividad frente a superficies metálicas sulfuradas. El grupo xantato ($-CS_2^-$) se adsorbe sobre sitios metálicos activos formando especies hidrofóbicas tipo metal-xantato, incrementando la hidrofobicidad del mineral y favoreciendo una **cinética rápida** con **selectividad media**. Se emplea comúnmente en la flotación de calcopirita, esfalerita activada, galena y otros sulfuros metálicos, siendo además un reactivo de referencia para comparar colectores de mayor complejidad.

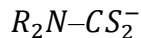
3.2.2. AERO MX945 Promoter

Familia química: Tionocarbamatos / (frecuentemente descrito en práctica industrial junto a ditiocarbamatos modificados).

Tipo: Colector aniónico tipo tiol.

Estructura general (ditiocarbamato/tionocarbamato, forma aniónica activa):

- Ditiocarbamato (representación general):



- En términos funcionales, lo importante es $N-C(=S)-S$ (tio-carbamato/ditiocarbamato), con sustituyentes R propietarios.

Grupo funcional activo:

- Ditiocarbamato/tionocarbamato: $-NCS_2^-$

El AERO MX945 corresponde a un colector tipo tiol, formulado dentro de la familia de los tionocarbamatos modificados, diseñado para aumentar recuperación y selectividad en la flotación de sulfuros de cobre, especialmente en minerales de respuesta compleja o parcialmente oxidados. Su grupo funcional activo basado en el motivo $-NCS_2^-$ presenta alta capacidad de coordinación (quelación) con cationes metálicos superficiales, formando complejos más estables que los generados por xantatos. Esto se traduce en mayor fuerza colectora, buena respuesta a bajas dosificaciones, y mejor selectividad frente a pirita. La densidad reportada del reactivo es de 0,88–0,90 g/cm³. Se utiliza principalmente en la flotación de calcopirita, calcocita y sulfuros de cobre parcialmente oxidados, frecuentemente mostrando recuperaciones superiores en comparación con xantatos convencionales.

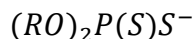
3.2.3. AERO 4037 Promoter

Familia química: Colector mixto (tiol) basado en ditiolfosfatos + tionocarbamatos modificados (formulación propietaria).

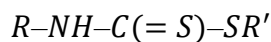
Tipo: Colector/promotor para sulfuros de cobre.

Estructuras generales representativas:

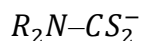
- Ditiolfosfato (anión activo):



- Tionocarbamato/tionocarbamato (representación general):



o bien, en forma aniónica tipo ditiocarbamato/tiono:



Grupos funcionales activos:

- Ditionofosfato: $P(S)S^-$ (grupo tiosforado sulfurado)
- (Tio/tiono)carbamato: motivo $C(=S)-S_y/o-NCS_2^-$

El AERO 4037 corresponde a un colector/promotor mixto formulado por la combinación de un componente tipo tionocarbamato modificado y una sal tipo ditionofosfato. Esta formulación híbrida permite aprovechar la sinergia entre ambos grupos funcionales: el componente tipo (tio/tiono) carbamato aporta una alta capacidad de complejación con iones metálicos superficiales, mientras que el ditionofosfato incrementa la reactividad y estabilidad de adsorción sobre minerales sulfurados de cobre. Como resultado, se logra una mayor eficiencia y cinética de flotación respecto de un xantato convencional, especialmente en circuitos donde se requiere una respuesta rápida o una mejora en recuperación. La densidad del reactivo es de 1,067 g/mL.

3.2.4. AERO 727 Promoter

Familia química: Mezcla tipo “fatty acid / tall oil” con surfactantes y agentes orgánicos (formulación comercial).

Tipo: Colector/promotor para minerales no sulfurados o sistemas mixtos (tendencia más asociada a adsorción física y modificación superficial).

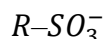
Estructuras generales representativas (según familia):

- Ácido graso / carboxilato (activo en pulpa):



(donde R es una cadena hidrocarbonada larga, típicamente $C_{16}-C_{18}$)

- Sulfonato (representación general de surfactante):



Grupo funcional activo:

- Carboxilato: $-COO^-$
- Sulfonato: $-SO_3^-$

El AERO 727 es un promotor/colector de naturaleza principalmente surfactante, formulado a partir de mezclas de ácidos grasos y compuestos orgánicos auxiliares (por ejemplo, sulfonatos y agentes de acoplamiento). Su base química favorece la modificación de la humectabilidad superficial, incrementando la hidrofobicidad efectiva de ciertas especies minerales, particularmente en sistemas donde existen fases oxidadas, minerales naturalmente más hidrofílicos o condiciones mixtas de flotación. El modo de acción se asocia a adsorción física y formación de capas hidrofóbicas, además de contribuir a la estabilidad de espuma y

a una mejor dispersión del reactivo en pulpa, mejorando el transporte de partículas hacia la fase espumosa.

3.2.5. AEROFROTH 70 FROTHER

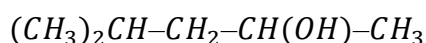
Familia química: Alcoholes alifáticos oxigenados (alcoholes y cetonas de cadena media).

Componentes principales: Metil isobutil carbinol (MIBC) y disobutil cetona.

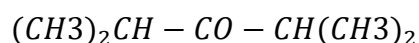
Densidad: 0,81 g/mL.

Estructuras químicas representativas:

a) Metil isobutil carbinol (MIBC):



b) Disobutil cetona (DIBK):



Grupos funcionales activos

- Grupo hidroxilo (-OH) en el alcohol (MIBC)
- Grupo carbonilo (>C=O) en la cetona (DIBK)

El AEROFROTH 70 es un espumante ampliamente utilizado en procesos de flotación debido a su capacidad para generar espumas estables, finas y uniformes. Está formulado a partir de alcoholes y cetonas de cadena media, los cuales poseen una tensión superficial adecuada para promover la formación y estabilidad de burbujas sin generar una espuma excesivamente persistente.

El grupo hidroxilo del MIBC confiere carácter polar parcial, permitiendo la orientación de la molécula en la interfase aire-agua, mientras que la cadena hidrocarbonada favorece la reducción de la tensión superficial. La presencia de disobutil cetona complementa este efecto, aportando estabilidad mecánica a la espuma y controlando el tamaño de burbuja.

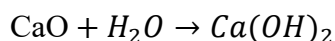
Actúa como un modificador de la fase gaseosa, mejorando la dispersión del aire, la estabilidad de las burbujas y el transporte de partículas hidrofóbicas hacia la espuma. Su acción no depende de interacciones químicas directas con el mineral, sino de la optimización del entorno físico de flotación, lo que permite una cinética más eficiente y una mejor recuperación global.

3.2.6. Óxido de Calcio

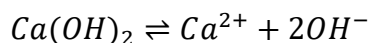
Familia química: Óxidos metálicos alcalinotérreos

Tipo: Regulador de pH / Depresor químico inorgánico

Al entrar en contacto con el agua, el óxido de calcio se hidrata rápidamente según la reacción:



Posteriormente, el hidróxido de calcio se disocia parcialmente:



Grupo funcional activo

- Ion hidróxido (OH^-)
- Ion calcio (Ca^{2+})

El CaO actúa como agente alcalinizante y depresor, elevando el pH del sistema y modificando la química superficial de los minerales presentes. El aumento del pH favorece la formación de especies hidroxiladas sobre superficies minerales, particularmente en sulfuros de hierro como la pirita, disminuyendo su flotabilidad.

El ion calcio puede adsorberse sobre sitios activos de la superficie mineral o formar precipitados superficiales (por ejemplo, hidróxidos o carbonatos), lo que reduce la afinidad de estas especies por los colectores sulfurados. De esta forma, se incrementa la selectividad del proceso, favoreciendo la flotación de minerales valiosos como la calcopirita y suprimiendo la flotación de ganga o minerales no deseados.

3.3. Equipos

3.3.1. Cortador giratorio

Equipo utilizado para dividir la muestra de mineral en diferentes capachos, garantizando una distribución homogénea y representativa del material.

3.3.2. Molino de bolas

Molino de bolas de laboratorio modelo MB-316 marca Labtech Hebro, fabricado en acero inoxidable AISI 316, con dimensiones de 8" de diámetro y 11" de alto. Permite obtener un producto bajo malla #70 (212 μm).

3.3.3. Agitador de tamices

Agitador de tamices DuraTap modelo DT258 marca Advantech Manufacturing, con capacidad para 7 tamices de 8" de diámetro por 2" de alto o 14 tamices de 8" de diámetro por 1" de alto. Opera con un motor de ¼ HP (220V/60 Hz), realizando 278 oscilaciones y 150 golpes por minuto.

3.3.4. Cortador giratorio

Cortador giratorio modelo DRR20 marca Labtech Hebro, con capacidad de 20 litros y hasta 20 segmentos cortadores, que permiten dividir la muestra en fracciones similares. Posee un extractor inferior para el material de rechazo.

3.3.5. Bomba de vacío

Bomba de vacío de membrana modelo R-300 marca Boeco, con vacío máximo de 650 mmHg y caudal máximo de 20 L/min. Motor de 1/8 HP y 1400 rpm.

3.3.6. Pulverizador

Molino de anillos modelo LM2 marca Labtech Essa, equipado con elevador MILLMATE™ y ollas de 800 cm³, 1 L o 2 L. Logra un 95% bajo 75 μm en 3 minutos.

3.3.7. Celda de flotación

Celda de flotación de laboratorio marca EDEMET, acrílica de 1,5 L, con velocidad de giro del agitador entre 600 y 1600 rpm, temporizador programable, suministro interno de aire con control electrónico y sistema de recuperación de concentrado.

3.3.8. Medidor de pH

Medidor de pH de sobremesa modelo Orion™ Star A111 marca Thermo Scientific™, capaz de medir pH, potencial (mV) y temperatura. Incluye soporte articulado para el electrodo.

3.4. Procedimientos

3.4.1. Preparación de muestras.

La preparación de la muestra se realizó en el laboratorio de procesamiento de minerales, con el objetivo de obtener un material homogéneo y de granulometría controlada, adecuado para las pruebas de flotación.

En primer lugar, se preparó una muestra representativa empleando un proceso de roleo y cuarteo, con el fin de obtener una fracción adecuada para los ensayos de flotación.

Posteriormente, la muestra mineral caracterizada se sometió a molienda en seco, en un molino de bolas de laboratorio modelo MB-316 marca Labtech Hebro durante 20 minutos, con el propósito de obtener un producto con un tamaño inferior a la malla #70 (212 μm).

El material molido fue clasificado en un agitador de tamices DuraTap modelo DT258 marca Advantech Manufacturing, durante 8 minutos, utilizando la malla #70 como criterio de separación. El material retenido sobre la malla fue reincorporado al molino para una segunda molienda. Aquellas pequeñas fracciones que, tras la molienda, no lograron pasar completamente bajo la malla #70 fueron pulverizadas en un molino de anillos modelo LM2 marca Labtech Essa, hasta alcanzar una fineza de 100% bajo 75 μm.

Una vez obtenido todo el material bajo la malla #70, se procedió a su división mediante un cortador de rifles, obteniendo dos fracciones iguales. Una de ellas fue subdividida en 20 partes similares utilizando un cortador giratorio modelo DRR20 marca Labtech Hebro, generando submuestras homogéneas y representativas.

Finalmente, todo el material obtenido bajo la malla #70 fue homogeneizado para su utilización en las pruebas de flotación.

3.4.2. Flotación con Acondicionamiento de Colectores.

Previo a los ensayos, se verificó el correcto funcionamiento de la celda de flotación de laboratorio marca EDEMET, asegurando un adecuado control de agitación, aireación y temporización.

3.4.3. Determinación de parámetros de flotación.

Para todas las pruebas se estableció un volumen operativo total de 1400 mL, correspondiente al volumen total de pulpa (mineral + agua).

La densidad del mineral se determinó mediante el método del picnómetro, utilizando un triplicado de mediciones que entregó una densidad promedio de 2,8856 g/mL. La densidad del agua destilada a 16 °C de 0,998 g/mL.

El mineral presentaba una humedad del 2%, corregida a base seca para el cálculo de masas.

Para lograr una concentración de sólidos (C_p) del 30% en peso, las masas de agua y mineral se calcularon mediante las ecuaciones:

$$C_p = \frac{m_s}{m_s + m_l} \times 100 \quad (7)$$

$$V_t = \frac{m_s}{\rho_s} + \frac{m_l}{\rho_l} \quad (8)$$

donde:

- C_p = concentración de sólidos en peso (%)
- m_s = masa de sólidos o mineral seco (g)
- m_l = masa de líquido o agua (g)
- V_t = volumen total de pulpa (mL)
- ρ_s = densidad del mineral (g/mL)
- ρ_l = densidad del agua (g/mL)

Despejando:

$$m_l = V_t \times \frac{\rho_s(1-C_p)}{C_p\rho_l + \rho_s(1-C_p)} \quad (9)$$

$$m_s = \frac{C_p}{1-C_p} \times m_l \quad (10)$$

Reemplazando los valores experimentales:

$$V_t = 1400 \text{ mL}, C_p = 0,30, \rho_s = 2,8856 \text{ g/mL}, \rho_l = 0,998 \text{ g/mL}$$
$$m_l = 1400 \times \frac{2,8856(1 - 0,30)}{(0,30)(0,998) + 2,8856(1 - 0,30)} = 1217,37 \text{ g}$$
$$m_s = \frac{0,30}{1 - 0,30} \times 1217,37 = 521,73 \text{ g}$$

Por lo que, para cada ensayo se utilizaron 521,73 g de mineral seco y 1217,37 g de agua destilada para alcanzar una pulpa al 30% de sólidos.

Se evaluaron cuatro colectores distintos:

- AERO 343 XANTHATE (sólido),
- AERO MX945 Promoter (densidad = 0,89 g/mL),
- AERO 4037 Promoter (densidad = 1,067 g/mL),
- AERO 727 Promoter (densidad = 1,3125 g/mL).

Cada colector fue utilizado a tres concentraciones distintas: 20, 40 y 80 g/t, y todos los ensayos se realizaron por triplicado para garantizar la reproducibilidad de los resultados, para ello se consideró la masa m_c para la aplicación del colector AERO 343 xanthate y el volumen V_c para la aplicación de los 3 colectores líquidos restantes.

El cálculo de la masa y volumen de colector se realizó en base a la masa de mineral seco utilizada (521,73 g = 0,52173 t), según:

$$m_c = \frac{C \times m_s}{10^6} \quad (11) \quad \text{y} \quad V_c = \frac{m_c}{\rho_c} \quad (12)$$

Donde:

- m_c = masa del colector a agregar (g)
- C = concentración del colector (g/t)
- m_s = masa de mineral seco (g)
- ρ_c = densidad del colector (g/mL)
- V_c = volumen del colector a adicionar (mL)

Obteniéndose así la siguiente tabla de cantidad a utilizar por ensayo:

Tabla 3: Dosis de reactivos según concentraciones. Fuente: Creación Propia.

Colector	Densidad (g/mL)	Dosis (g/t)	Masa (g)	Volumen (μL)
AERO 343 XANTHATE	sólido	20	0,01043	-
		40	0,02087	-
		80	0,04174	-
AERO MX945 Promoter	0,890	20	-	11,72
		40	-	23,44
		80	-	46,89
AERO 4037 Promoter	1,067	20	-	9,78
		40	-	19,56
		80	-	39,12
AERO 727 Promoter	1,312	20	-	7,95
		40	-	15,91
		80	-	31,82
AEROFROTH 70 FROTHER	0.81	20	-	12,88
CaO	1 mol/L	-	-	-

Añadido a esto, en todos los ensayos se empleó el espumante AEROFROTH 70 FROTHER en una dosis fija de 13 μL, valor más cercano a 12,88 μL. Considerando, además, un pH de operación que se mantuvo constante en 11, ajustado mediante la adición de CaO 1M durante el acondicionamiento.

El mineral seco y el agua destilada fueron incorporados a la celda de flotación, completando el volumen operativo de 1400 mL. Posteriormente, se homogenizó la pulpa y se adicionó el colector correspondiente en la dosis calculada, seguido del espumante.

El acondicionamiento se realizó durante 6 minutos a una velocidad de agitación de 1200 rpm. Una vez finalizado, se inició la etapa de flotación, manteniendo un flujo de aire constante de 10 L/min durante un tiempo total de 6 minutos.

Durante la flotación se efectuaron cortes cinéticos a los tiempos de 0, 0,25, 0,5, 0,75, 1, 2, 3, 4,5 y 6 minutos, retirando cuidadosamente el concentrado espumoso en cada intervalo con el fin de determinar la evolución temporal de la recuperación del mineral valioso.

Finalizado el último intervalo, se detuvo la agitación y se procedió a recolectar las fracciones correspondientes a concentrado total. Cada fracción obtenida fue filtrada al vacío utilizando papel filtro de 125 mm de diámetro, asegurando una adecuada separación sólido-líquido y minimizando pérdidas de material fino.

Posteriormente, los sólidos retenidos en los filtros se trasladaron a bandejas metálicas y se introdujeron en un horno de secado Labtech modelo DO0.8ME, manteniendo una temperatura controlada de 80 °C durante 24 horas, con el objetivo de eliminar completamente la humedad residual antes del pesaje.

Una vez completado el secado, las muestras se pesaron para determinar el rendimiento de cada fracción (concentrado). Los valores obtenidos se utilizaron posteriormente para el cálculo de recuperación metalúrgica y eficiencia del proceso de flotación, según el colector y la dosis aplicada.

Todos los ensayos se realizaron en triplicado, considerando en los análisis posteriores los valores promedio obtenidos en cada serie de flotaciones.

Capítulo IV: Resultados y discusión.

A continuación, se presentan y analizan los resultados obtenidos a partir de los ensayos de flotación realizados sobre la muestra de mineral estudiada. El objetivo del trabajo de memoria busca evaluar el efecto de distintos tipos de colectores y sus concentraciones sobre la recuperación del mineral valioso, determinando además los parámetros cinéticos asociados al proceso para identificar las condiciones más favorables de operación para el uso de los colectores.

La evolución temporal de la recuperación fue registrada mediante cortes cinéticos, lo que permitió modelar la cinética de flotación utilizando la ecuación de primer orden propuesta por García y Zúñiga. Para el ajuste de los datos experimentales a dicho modelo se empleó la herramienta Solver de Excel, la cual permitió minimizar el error entre los valores experimentales y teóricos mediante un proceso iterativo de optimización. De esta forma, se obtuvieron los parámetros R_{∞} (recuperación máxima teórica) y k (constante de velocidad de flotación).

4.1. Flotación Natural

Con el propósito de establecer una base de comparación para los posteriores ensayos con diferentes colectores, se realizó una flotación de referencia sin adición de reactivos colectores. Esta prueba permite determinar la respuesta natural del mineral frente al proceso de flotación, es decir, su grado de hidrofobicidad intrínseca y su tendencia a flotar únicamente por efectos físicos, sin influencia de sustancias que mejoren la adhesión partícula–burbuja. Los datos experimentales obtenidos en esta flotación fueron tratados mediante el modelo cinético de García y Zúñiga (G–Z), ajustando los parámetros de velocidad aparente de flotación (k) y recuperación máxima (R_{∞}), que para este caso resultaron ser $k = 0.0374 \text{ s}^{-1}$ y $R_{\infty} = 0.0922$, respectivamente.

Tabla 4: Flotación de referencia sin colector. Fuente: Creación Propia.

Tiempo (s)	Masa (g)	Masa Acumulada (g)	Recuperación Acumulada	Modelo G-Z	Error ²
15.00	2.15	2.15	0.0412	0.03961	0.00000
30.00	1.09	3.24	0.0620	0.06221	0.00000
45.00	0.69	3.93	0.0752	0.07511	0.00000
60.00	0.31	4.24	0.0813	0.08246	0.00000
120.00	0.32	4.56	0.0874	0.09121	0.00001
180.00	0.20	4.76	0.0911	0.09213	0.00000
270.00	0.15	4.90	0.0940	0.09224	0.00000
360.00	0.09	4.99	0.0957	0.09224	0.00001
Total	4.99				0.00003

De acuerdo con la tabla de resultados, se observa que la masa acumulada aumenta con el tiempo hasta alcanzar los 4.99 g, valor correspondiente a la suma total de concentrado recuperado durante el ensayo. Considerando la masa inicial de 521.73 g, la recuperación

acumulada final fue de 0.0957, equivalente a un 9.57% de recuperación. Este valor indica que el mineral presenta una baja hidrofobicidad natural, lo cual confirma que gran parte de las partículas no poseen afinidad por el aire y permanecen en la pulpa.

La recuperación en ausencia de colector proviene fundamentalmente de dos mecanismos: por un lado, la flotabilidad natural de una mínima proporción de partículas de calcopirita que poseen cierta oxidación superficial favorable (como Cu-O o Cu-OH) capaz de interactuar débilmente con el espumante; y por otro, el arrastre hidráulico y mecánico de partículas finas hacia la espuma, promovido exclusivamente por la acción del Aerofroth 70. Este último mecanismo suele ser responsable de la mayor parte de la recuperación observada en pruebas en blanco.

El modelo de García y Zúñiga mostró un adecuado ajuste con respecto a los valores experimentales, evidenciado por las pequeñas diferencias entre los datos de recuperación acumulada (R_{acum}) y los calculados por el modelo (Modelo G-Z), con errores cuadráticos medios del orden de 10^{-4} . Esto demuestra que el modelo representa adecuadamente la tendencia del sistema y describe la disminución progresiva de la velocidad de flotación a medida que las partículas flotables se reducen.

El valor bajo de la constante cinética ($k = 0.0374 \text{ s}^{-1}$) refleja una flotación lenta, propia de minerales que no cuentan con colectores que favorezcan la adherencia partícula-burbuja. Asimismo, la recuperación máxima teórica ($R_{\infty} = 0.0922$) sugiere que solo un porcentaje reducido del mineral posee una hidrofobicidad natural suficiente para ser recuperado, probablemente asociado a fases oxidadas o sulfuros parcialmente expuestos.

Estos resultados constituyeron la referencia base para la comparación con los ensayos posteriores en presencia de colectores. Cualquier cambio en la constante cinética o en la recuperación máxima permitirá cuantificar la eficiencia del reactivo en la mejora de la hidrofobicidad superficial y de la cinética global de flotación.

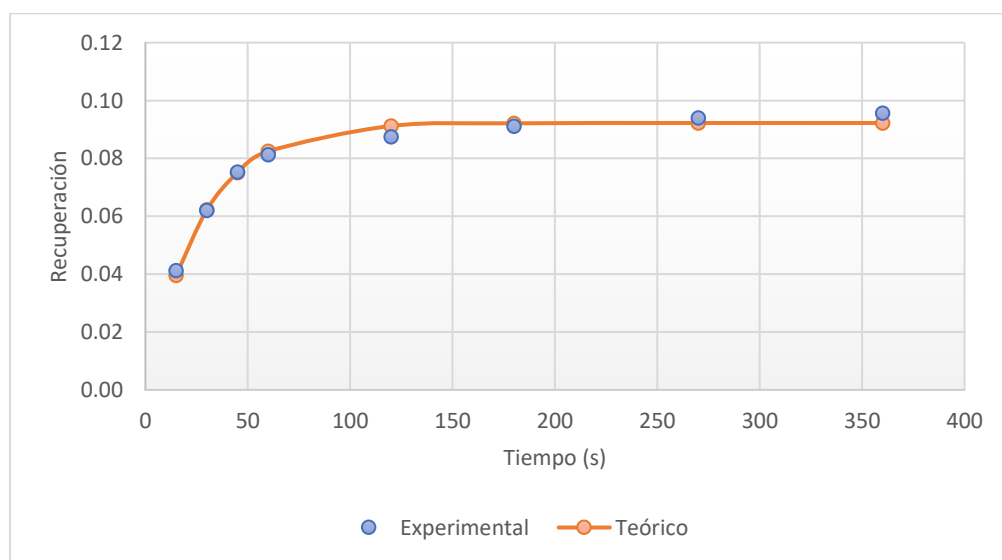


Figura 16: Cinética de flotación sin Colector. Fuente: Creación Propia.

A partir del modelo cinético ajustado a los datos experimentales, fue posible estimar los tiempos característicos necesarios para alcanzar distintos porcentajes de la recuperación asintótica R_{∞} . Los cálculos muestran que el sistema requiere aproximadamente 60 s (1 min) para alcanzar el 90% de R_{∞} , cerca de 80 s (1,33 min) para llegar al 95% de R_{∞} y alrededor de 120 s (2 min) para alcanzar el 99% de R_{∞} . Estos valores reflejan la rapidez con que progresa la flotación en ausencia de colector y permiten identificar una zona operacional eficiente dentro del proceso.

El valor de R_{∞} obtenido es relativamente bajo ($\approx 9.22\%$), lo que confirma que la flotación sin colector presenta una capacidad limitada de recuperación. Esto se observa también en la forma de la curva experimental, la cual tiende a estabilizarse entre los 80 y 120 segundos, indicando que, a partir de ese intervalo, las ganancias adicionales en recuperación se vuelven marginales.

Al aplicar un criterio operativo basado en alcanzar un nivel de eficiencia razonable —por ejemplo, $\geq 95\%$ del potencial máximo del sistema—, se identifica que un tiempo cercano a 80 s (1,3 min) resulta óptimo. Después de ese punto, la pendiente de la curva disminuye considerablemente, por lo que el aumento de recuperación por unidad de tiempo deja de justificar el mayor consumo energético o el tiempo adicional de operación.

Si se adopta un criterio más conservador, orientado a aproximarse lo más posible al límite teórico de recuperación, un tiempo de 120 s (≈ 2 min) resulta adecuado. En este lapso, el modelo predice aproximadamente 98,9% de R_{∞} y coincide con uno de los puntos evaluados experimentalmente, lo que respalda su aplicabilidad práctica. Por otra parte, se observa que extender el tiempo de flotación más allá de 180–360 s no aporta beneficios significativos. En este rango, la recuperación apenas varía, por lo que prolongar la operación únicamente incrementaría el consumo de energía y tiempo sin mejorar el desempeño del proceso.

4.2. AERO 343 Xanthate

El primer colector evaluado en este estudio fue AERO 343 Xanthate, un xantato de sodio ampliamente utilizado en la flotación de sulfuros de cobre, hierro y otros metales base. Los xantatos suelen representar la primera opción para evaluar la respuesta de un mineral sulfurado, ya que actúan como referencia para comparar el rendimiento de colectores más complejos o modificados.

En la Tabla 5 (Anexos) se presenta la masa acumulada de mineral recuperado para cada dosis de colector, mientras que en la Figura 17 se muestra la evolución de la recuperación en función del tiempo.

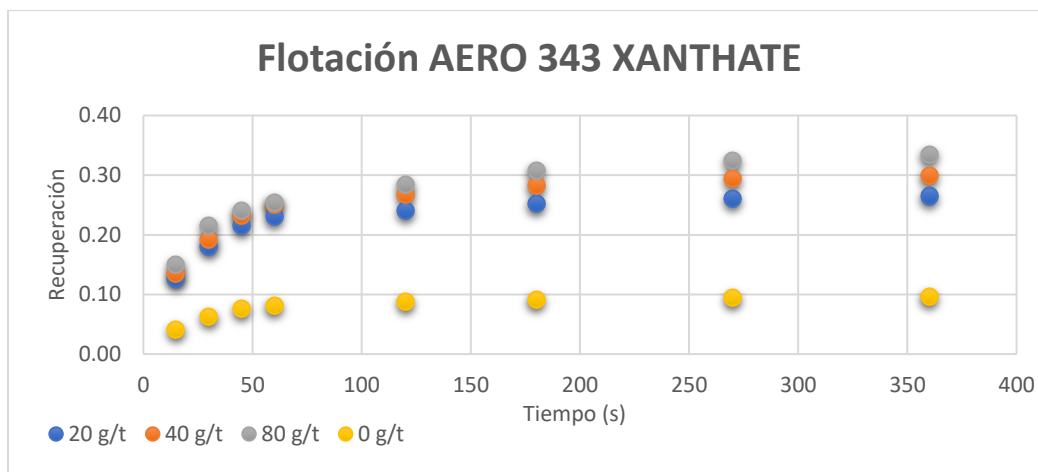


Figura 17: Recuperación por dosis de AERO 343 XANTHATE. Fuente: Creación Propia.

Los resultados revelan una tendencia clara, la recuperación aumenta de manera significativa a medida que se incrementa la dosis de colector.

El sistema sin colector (0 g/t) presenta la recuperación más baja, con un valor máximo cercano al 9.57%, correspondiente a la flotación natural del mineral. La adición de 20 g/t genera un aumento notable en la recuperación, alcanzando aproximadamente 26–27%, lo que representa un incremento absoluto de entre 16 y 17 puntos porcentuales respecto a la condición sin colector, equivalente a un aumento relativo cercano al +170% en la recuperación.

Al incrementar la dosis a 40 g/t, la recuperación sube hasta aproximadamente 29–30%, lo que corresponde a un aumento adicional de 3–4 puntos porcentuales respecto a los 20 g/t. Si se compara directamente con la prueba sin colector, esta condición representa una mejora total cercana a +20 puntos porcentuales.

Finalmente, la dosis de 80 g/t alcanza las recuperaciones más altas del estudio, aproximadamente 33–35%. Este valor corresponde a un incremento de 4–5 puntos porcentuales respecto a 40 g/t y un aumento total de +24–25 puntos porcentuales respecto a la flotación sin colector. Sin embargo, el incremento entre 40 y 80 g/t es menos pronunciado que entre 20 y 40 g/t, lo que sugiere la proximidad a una zona de saturación de sitios activos,

donde la adsorción adicional del colector ya no se traduce en incrementos proporcionales de recuperación.

A pesar de la mejora observada, las recuperaciones alcanzadas con AERO 343 ($\approx 25\text{--}35\%$) siguen siendo moderadas considerando lo esperado para xantatos bajo condiciones favorables. En sistemas ideales —superficie fresca, pH moderado (8–9), ausencia de oxidación y buena liberación del mineral— estos colectores suelen alcanzar recuperaciones entre 50 y 70% en calcopirita. En este estudio, el pH elevado (~ 11) reduce la adsorción del colector debido a la competencia de OH^- por los sitios activos, generando depresión natural de la calcopirita. Adicionalmente, la posible oxidación superficial disminuye la capacidad de quimisorción del xantato, mientras que su cadena corta limita su eficacia frente a sulfuros parcialmente oxidados.

Desde el punto de vista cinético, se observa que la mayor parte de la recuperación ocurre en los primeros 60 segundos, especialmente para las dosis de 40 y 80 g/t, donde la curva muestra una rápida estabilización. La pendiente inicial más pronunciada confirma que el AERO 343 actúa con cinética rápida, promoviendo una captura temprana de partículas sulfuradas. El contraste respecto al sistema sin colector evidencia el papel determinante del reactivo en la adhesión partícula–burbuja.

En la tabla 6 (Anexos) y figura 18 se muestra la cinética de flotación para la concentración de 20 g/t del colector de xantato a lo largo del tiempo:

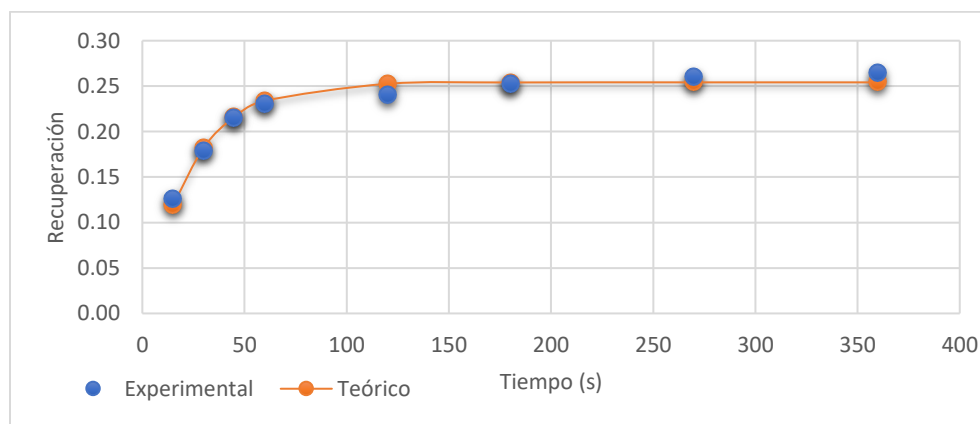


Figura 18: Cinética de flotación dosis 20 g/t AERO 343 XANTHATE. Fuente: Creación Propia.

La incorporación de esta concentración generó un incremento sustancial tanto en la recuperación como en la velocidad global del proceso, en comparación con la flotación sin colector.

La masa total recuperada fue de 13.80 g, lo que corresponde a una recuperación experimental final de 0.0265 (26.45%). Este valor representa un aumento de ≈ 16.9 puntos porcentuales respecto de la recuperación en blanco (9.57%), confirmando que el xantato ejerce un efecto notable en la activación superficial de la calcopirita y, en consecuencia, en la hidrofobicidad del mineral.

Durante los primeros 60 s, la curva presenta una pendiente inicial marcada, alcanzando 0.230 de recuperación. Esta fase corresponde al rápido agotamiento de las partículas más fácilmente flotables, donde la adsorción inicial del colector y la captura por las burbujas ocurren a gran velocidad.

A partir de los 60–120 s, la recuperación comienza a estabilizarse, formándose una meseta cinética, indicativa de la disminución del número de partículas disponibles para flotar y del inicio de la zona de rendimientos decrecientes.

El ajuste de los datos al modelo cinético de García y Zúñiga (G–Z) mostró una correspondencia muy sólida entre la recuperación experimental y la teórica, con errores cuadrados del orden de 10^{-7} a 10^{-6} y un error cuadrático medio total cercano a 3×10^{-6} . Este comportamiento confirma que el modelo representa de manera adecuada la dinámica del sistema. Los parámetros obtenidos del ajuste fueron una constante cinética $k = 0.04215 \text{ s}^{-1}$ y una recuperación máxima teórica $R_{\infty} = 0.2542$, valores que reflejan una cinética de flotación más rápida y una mayor capacidad de recuperación respecto de la prueba sin colector, coherente con el comportamiento esperado para un xantato activo sobre minerales sulfurados.

A partir del modelo se calcularon los tiempos característicos asociados a la recuperación asintótica, obteniéndose $t_{90} \approx 55 \text{ s}$, $t_{95} \approx 70 \text{ s}$ y $t_{99} \approx 110 \text{ s}$. Estos resultados indican que el sistema alcanza su zona operativa óptima entre los 70 y 110 segundos, intervalo en el cual la curva ya ha entrado en su región de estabilización y los incrementos adicionales de recuperación se vuelven marginales. En consecuencia, este rango de tiempo puede considerarse el óptimo para la flotación con una dosis de 20 g/t, al ofrecer el mejor equilibrio entre eficiencia metalúrgica y tiempo operativo.

En la tabla 7 (Anexos) y figura 19 se muestra la cinética de flotación para la concentración de 40 g/t del colector de xantato:

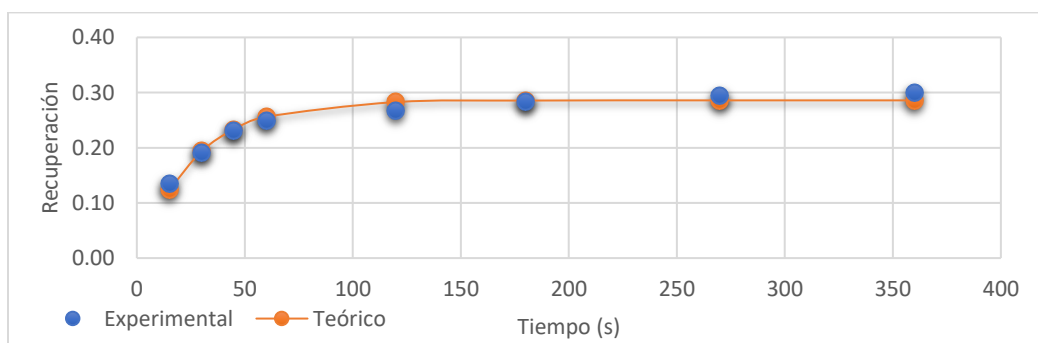


Figura 19: Cinética de flotación dosis 40 g/t AERO 343 XANTHATE. Fuente: Creación Propia.

En esta condición se recuperaron 15.60 g de mineral, correspondientes a una recuperación final experimental de $R_{exp} = 0.2990$ (29.90%). Este valor representa un incremento de aproximadamente +20 puntos porcentuales respecto a la flotación sin colector (9.57%) y +3.45 puntos porcentuales en comparación con la dosis de 20 g/t. En términos de masa

recuperada, la mejora equivale a +10.61 g frente al sistema sin colector y +1.80 g respecto de la condición de 20 g/t.

La cinética muestra un ascenso inicial marcado: a los 15 segundos la recuperación ya alcanza 0.1353 y a los 60 segundos llega a 0.2498, evidenciando una flotación temprana más rápida que en las dosis anteriores. Entre los 60 y 120 s, la pendiente comienza a disminuir, y el incremento de recuperación se reduce a 0.017, reflejando el inicio de una meseta parcial. Entre 120 y 180 segundos, la recuperación aumenta solo 0.015, confirmando la transición hacia una etapa de rendimientos decrecientes. A partir de 180 segundos, el sistema entra en una meseta clara: de 180 a 270 segundos el incremento es de 0.0106, y entre 270 y 360 segundos apenas aumenta en 0.0053. Con ello, puede estimarse que el $\geq 95\%$ de la recuperación final se alcanza aproximadamente entre 180 y 270 segundos, momento a partir del cual la mejora es mínima.

Comparado con 0 g/t, el uso de 40 g/t no solo incrementa significativamente la recuperación final, sino que también acelera la flotación durante los primeros instantes (cinética temprana más pronunciada). Frente a 20 g/t, la dosis de 40 g/t mejora tanto la recuperación inicial como la final, aunque la aparición de la meseta ocurre en tiempos similares. El beneficio marginal entre 20 y 40 g/t es moderado, del orden de ≈ 3.5 puntos porcentuales, lo que sugiere acercarse a una zona de saturación del colector.

El ajuste del modelo cinético de García y Zúñiga (G-Z) muestra una buena correspondencia con los datos experimentales, con errores cuadrados del orden de 10^{-4} . Los parámetros obtenidos fueron una constante cinética $k = 0.03773 \text{ s}^{-1}$ y una recuperación máxima teórica $R_{\infty} = 0.2858$. Aunque R_{∞} vuelve a incrementarse respecto de 20 g/t, la constante cinética k disminuye ligeramente, indicando que la flotación con 40 g/t tiende a aumentar el total recuperable pero no acelera la velocidad inicial de captura. Además, el modelo presenta una leve subestimación en tiempos largos: a 360 s el valor teórico (0.2858) queda por debajo del experimental (0.2990), lo cual sugiere la presencia de una fracción de partículas de flotación lenta que prolonga la cola de la curva aun en condiciones cercanas a la meseta.

En la tabla 8 (Anexos) y figura 20 se muestra la cinética de flotación para la concentración de 40 g/t del colector de xantato:

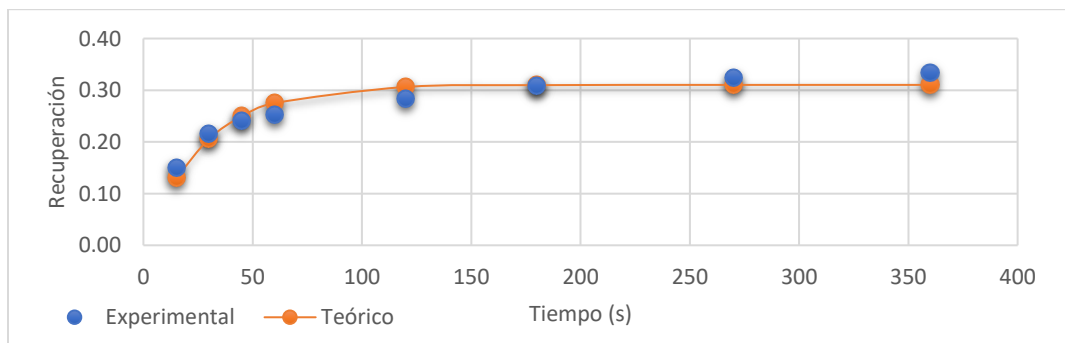


Figura 20: Cinética de flotación dosis 80 g/t AERO 343 XANTHATE. Fuente: Creación Propia.

En esta condición se recuperaron 17.41 gramos de concentrado, lo que equivale a una recuperación experimental final de 0.3337 (33.37%). Este valor representa un incremento importante respecto de las condiciones previas: +23.80 puntos porcentuales en comparación con la prueba sin colector (9.57%), +6.92 puntos respecto de 20 g/t (26.45%) y +3.47 puntos respecto de 40 g/t (29.90%). En términos de masa, el aumento es también consistente: +12.42 gramos frente a 0 g/t, +3.61 gramos frente a 20 g/t y +1.81 gramos respecto de 40 g/t. Aunque la recuperación continúa aumentando con la dosis, se evidencia que el beneficio marginal disminuye progresivamente, lo cual sugiere que el sistema se aproxima a un régimen de saturación del colector.

La cinética muestra una flotación inicial rápida durante los primeros 45 segundos, con una recuperación que asciende hasta 0.2403, reflejando una alta disponibilidad de sitios activos y una notable eficiencia de captura burbuja-partícula en esta etapa temprana. A partir de los 60 segundos, la pendiente de la curva disminuye y se inicia una meseta incipiente (0.2534), seguida de un tramo de estabilización más marcado entre 120 y 180 segundos, donde la recuperación pasa de 0.2839 a 0.3076, con incrementos mínimos. Desde los 180 segundos en adelante, el sistema entra completamente en una meseta sostenida, alcanzando solo 0.3337 a los 360 s, lo que confirma un comportamiento dominado por una fracción de partículas lentas o de baja flotabilidad residual.

El ajuste mediante el modelo cinético de García y Zúñiga (G-Z) representa adecuadamente la tendencia experimental, con un error cuadrático medio total de 2.2×10^{-3} . No obstante, se observa una subestimación leve en tiempos largos, ya que el modelo predice 0.3103 frente a la recuperación experimental de 0.3337, lo cual es consistente con la presencia de una fracción lenta que prolonga la cola de la curva. Los parámetros determinados fueron una constante cinética $k = 0.03626 \text{ s}^{-1}$ y una recuperación máxima teórica $R_{\infty} = 0.3102$. El valor de k evidencia que la velocidad de flotación no sigue aumentando con la mayor dosis; de hecho, resulta similar al valor obtenido en la flotación sin colector (0.0374 s^{-1}) y menor que el registrado para 20 g/t (0.0422 s^{-1}), indicando que el incremento de dosis no acelera la cinética, sino que actúa principalmente aumentando la fracción total de partículas colectables.

El modelo permitió estimar los tiempos característicos del proceso, obteniéndose aproximadamente $t_{90} \approx 60 \text{ s}$, $t_{95} \approx 80 \text{ s}$ y $t_{99} \approx 120 \text{ s}$. Estos resultados confirman que el sistema alcanza su zona de recuperación prácticamente máxima dentro de los primeros dos minutos de flotación. Más allá de los 180 segundos, los incrementos adicionales se vuelven insignificantes, por lo que prolongar el tiempo de operación no aporta mejoras relevantes en la recuperación y solo implicaría un mayor consumo energético sin beneficios operacionales.

Los resultados obtenidos para las tres concentraciones evaluadas del colector AERO 343 Xanthate (20, 40 y 80 g/t), en comparación con la flotación sin colector, muestran un comportamiento claramente dependiente de la dosis, caracterizado por un incremento progresivo de la recuperación y una tendencia hacia la saturación tanto en términos cinéticos como de recuperación máxima. El análisis conjunto de las cinéticas revela una relación dosis-respuesta bien definida, donde el colector mejora la hidrofobicidad y la fracción

recuperable del mineral, pero con un rendimiento marginal decreciente a medida que la dosificación aumenta.

El paso desde 0 a 20 g/t constituye el cambio más significativo del sistema. En esta etapa, el xantato incrementó notablemente tanto la constante cinética k (de 0.0374 a 0.0422 s⁻¹) como la recuperación máxima R_{∞} (de 0.0922 a 0.2542), reflejando una activación efectiva de la superficie mineral. A bajas dosis, el colector tiende a adsorberse primero sobre los sitios más reactivos o sulfurados de la calcopirita, lo que provoca una mejora inmediata en la hidrofobicidad y una flotación más rápida durante los primeros segundos del proceso. Esta etapa corresponde a la zona de mayor eficiencia química del colector, donde pequeñas cantidades producen efectos altamente significativos.

El incremento de la dosis de 20 a 40 g/t mantuvo la tendencia ascendente en la recuperación, aumentando R_{∞} hasta 0.2858, aunque la mejora en la constante cinética fue mínima. Esto indica que, si bien el colector continúa aumentando la cantidad total de partículas flotables, el sistema comienza a ingresar en una zona de meseta cinética donde la velocidad ya no se incrementa. En este punto, el colector ha cubierto la mayor parte de los sitios superficialmente activos, por lo que los aumentos de recuperación provienen principalmente de la activación de fracciones menos reactivas, las cuales requieren mayor tiempo para ser flotadas.

Finalmente, el paso de 40 a 80 g/t exhibe con claridad la aparición de un régimen de saturación. Aunque la recuperación máxima teórica aumenta ligeramente (0.2858 → 0.3102), la constante cinética disminuye nuevamente (0.0377 → 0.0363 s⁻¹), lo que demuestra que el incremento de la dosis no acelera la flotación y solo agrega una fracción mínima de partículas adicionales al concentrado. Este comportamiento es típico de sistemas donde la superficie mineral ya se encuentra prácticamente cubierta por el colector y donde las burbujas operan cerca de su capacidad límite de captura. En estas dosis elevadas pueden aparecer efectos como sobreadSORCIÓN, competencia por sitios activos o incluso agregación del colector en solución, lo cual dificulta una mejora cinética adicional.

En síntesis, el comportamiento del AERO 343 Xanthate refleja un mecanismo de adsorción progresiva sobre la superficie mineral:

- A bajas concentraciones (20 g/t): ocurre la activación más marcada, aumentando fuertemente k y R_{∞} gracias a la adsorción en los sitios superficiales más reactivos.
- A concentraciones intermedias (40 g/t): se alcanza una cobertura más uniforme, elevando la recuperación, pero sin acelerar la cinética, evidenciando el inicio de la saturación.
- A altas concentraciones (80 g/t): el sistema se encuentra prácticamente saturado; la recuperación incrementa marginalmente, mientras que la cinética disminuye ligeramente.

4.3. AERO MX945 Promoter

A continuación, se evaluó el colector AERO MX945 Promoter manteniendo las condiciones experimentales constantes de pH y volumen operativo. Los resultados obtenidos mostraron un comportamiento cinético característico de una flotación de primer orden, con una recuperación rápida durante los primeros segundos de operación y una tendencia a estabilizarse, en este caso, después de los 120 segundos.

En la Tabla 9 (Anexos) se presenta la masa acumulada de mineral recuperado para cada dosis de colector, mientras que en la Figura 21 se muestra la evolución de la recuperación en función del tiempo.

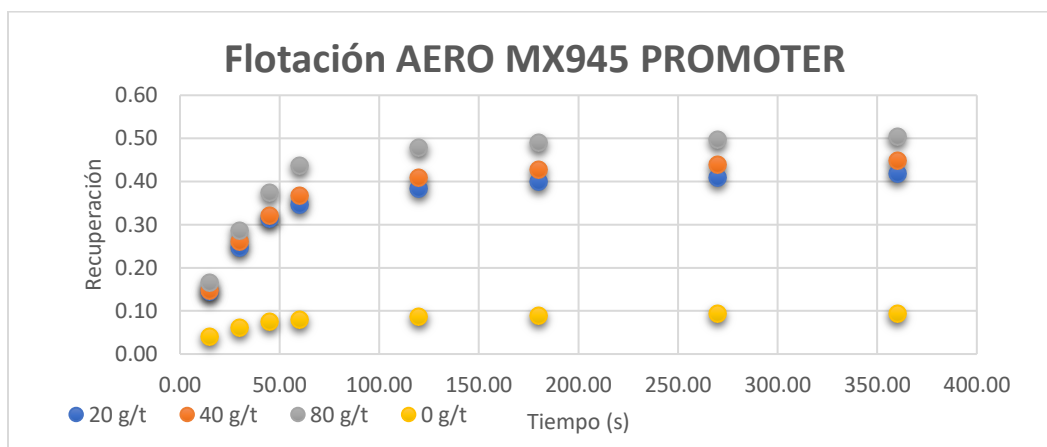


Figura 21: Recuperación por dosis de AERO MX945 PROMOTER. Fuente: Creación Propia.

De acuerdo con los datos presentados en la Tabla 9, la masa total de mineral recuperado mostró un incremento significativo al aumentar la dosis del colector AERO MX945 PROMOTER, evidenciando una clara mejora respecto de la flotación en blanco. En ausencia de colector (0 g/t), la masa total recuperada fue de 4.99 gramos, correspondiente principalmente a la flotabilidad natural y al arrastre mecánico.

- A 20 g/t, la masa recuperada aumentó hasta 21.82 gramos, lo que representó un incremento aproximado del 337 % respecto del blanco, reflejando una fuerte activación de la superficie mineral.
- A 40 g/t, la masa total recuperada alcanzó 23.38 gramos, equivalente a un 368 % más que el valor obtenido sin colector y a un 7.2 % adicional respecto de la condición de 20 g/t. Este aumento indicó que, aun cuando la mayor parte de las partículas activas respondieron a la dosis de 20 g/t, una fracción adicional del mineral continuó siendo colectada al incrementar la concentración.
- A 80 g/t, la masa recuperada ascendió a 26.32 gramos, lo que implicó un incremento del 428 % respecto del blanco, un 20.6 % más que 20 g/t y un 12.6 % más que 40 g/t. Si bien la tendencia fue creciente, los incrementos porcentuales se redujeron a medida que aumentó la dosis, evidenciando un comportamiento cercano a la saturación.

Según se observó en la Figura 21, todas las dosis mostraron un crecimiento rápido de la recuperación durante los primeros 45–60 segundos, periodo en el que ocurrió la flotación de las partículas más reactivas y con mayor afinidad por el colector. Posteriormente, las curvas tendieron a estabilizarse entre los 120 y 180 segundos, lo que indicó el agotamiento de las partículas fácilmente flotables y la transición hacia una zona de rendimientos decrecientes. La dosis de 80 g/t se mantuvo consistentemente por encima de las demás, con diferencias especialmente marcadas en los primeros 30–60 s, lo que confirmó una mayor cinética inicial y una mayor cobertura superficial del colector.

El desempeño observado fue coherente con las características químicas del AERO MX945, un tionocarbamato modificado con alta selectividad por sulfuros de cobre y una notable capacidad para promover la flotación de superficies parcialmente oxidadas. A pH elevado (≈ 11), donde la adsorción de xantatos suele limitarse, este tipo de colectores mantuvo una adsorción más estable sobre calcopirita, favoreciendo la formación de superficies hidrofóbicas incluso en partículas con grados intermedios de oxidación. Esto explicó tanto la mayor recuperación total como la cinética más rápida que se obtuvo en comparación con la flotación en blanco y respecto de lo esperable para colectores convencionales.

El MX945 PROMOTER mostró un efecto fuertemente positivo sobre el sistema, incrementando de forma sustancial la masa recuperada y presentando una flotación rápida y eficiente, especialmente en las etapas iniciales del proceso. Aunque la respuesta continuó mejorando con la dosis, los incrementos marginales decrecientes sugirieron que el sistema se aproximó a una saturación natural de la superficie mineral.

En la tabla 10 (Anexos) y figura 22 se muestra la cinética de flotación para la concentración de 20 g/t del colector MX945:

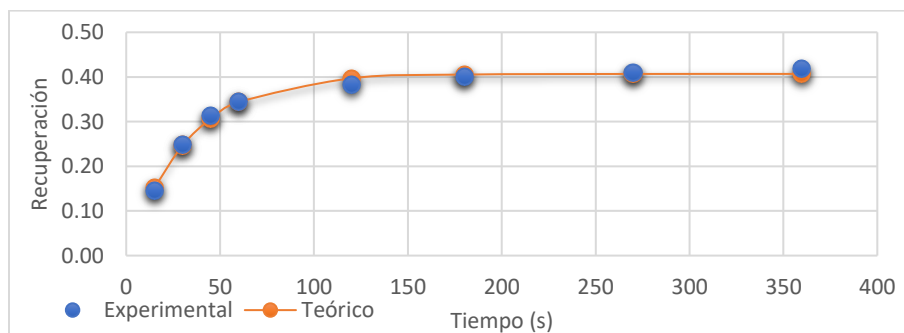


Figura 22: Cinética de flotación dosis 20 g/t AERO MX945 PROMOTER. Fuente: Creación Propia.

A partir del ajuste con el modelo de García y Zúñiga, se obtuvieron los parámetros $R_{\infty} = 0.4068$ y $k = 0.0311 \text{ s}^{-1}$, junto con un error cuadrático medio total de $4,5 \times 10^{-4}$. Este valor, del mismo orden que el observado para las otras condiciones, confirma una excelente correspondencia entre los datos experimentales y la curva teórica, lo que indica que la cinética observada se ajustó adecuadamente a un modelo de primer orden.

En términos de comportamiento cinético, la flotación mostró una marcada velocidad inicial, concentrando la mayor parte de la recuperación en los primeros 60 segundos. En este intervalo, la recuperación acumulada alcanzó aproximadamente un 34%, equivalente al 82% del valor final, lo que evidencia una rápida adsorción del colector sobre la superficie de las partículas sulfuradas y una eficiente captura por parte de las burbujas. Después de los 120 segundos, la curva comenzó a estabilizarse progresivamente, avanzando hacia una meseta y alcanzando una recuperación máxima experimental de 41,8% a los 360 segundos, lo que confirma que la mayor actividad del colector ocurre en la etapa temprana del proceso.

En cuanto al desempeño global, la dosis de 20 g/t permitió cuadruplicar la recuperación obtenida en la flotación en blanco, la cual alcanzó solo 9,57%. El aumento hasta 41,8% representa una mejora relativa cercana al +336% en la recuperación final. Este incremento confirma que el colector activó una fracción importante del mineral que, en ausencia de reactivo, permanecía hidrofílica. No obstante, pese al aumento sustancial en R_{∞} , la disminución de la pendiente después de los 120 segundos sugiere que el colector no mantuvo un efecto cinético sostenido a tiempos prolongados, indicando que la fracción más fácilmente flotable se recuperó rápidamente.

Al comparar los parámetros cinéticos entre la flotación en blanco y la dosis de 20 g/t, se observó un contraste importante en la recuperación límite, pero no en la velocidad del proceso. En la condición sin colector, la recuperación máxima teórica fue $R_{\infty} = 0.09224$, mientras que con 20 g/t aumentó a 0.4068, lo que corresponde a un incremento del +341% en la capacidad total de recuperación. Sin embargo, la constante cinética disminuyó ligeramente de $k = 0.0374 \text{ s}^{-1}$ (sin colector) a $k = 0.0311 \text{ s}^{-1}$ (20 g/t), una reducción del 17%. Esto implica que el colector no aceleró la velocidad de flotación; por el contrario, la hizo marginalmente más lenta, aunque permitió que una fracción mucho mayor del mineral se volviera hidrofóbica y, por tanto, flotable.

En la tabla 11 (Anexos) y figura 23 se muestra la cinética de flotación para la concentración de 40 g/t del colector MX945:

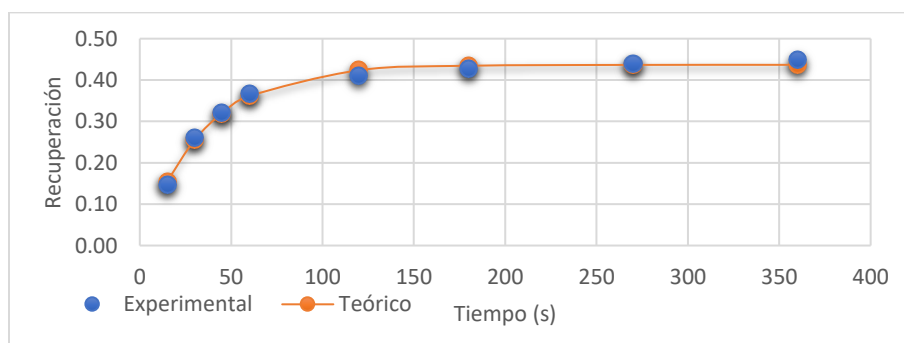


Figura 23: Cinética de flotación dosis 40 g/t AERO MX945 PROMOTER. Fuente: Creación Propia.

La dosis de 40 g/t mostró un comportamiento cinético coherente con un proceso de primer orden, caracterizado por una ganancia rápida de recuperación en los primeros instantes y una posterior estabilización. El ajuste al modelo de García-Zúñiga entregó los parámetros $R_{\infty} = 0.4367$ y $k = 0.02927 \text{ s}^{-1}$, con un error cuadrático acumulado del orden de $4,9 \times 10^{-4}$, lo que evidencia una representación excelente de los datos experimentales. La recuperación acumulada a los 360 segundos alcanzó un valor experimental de 0.4482 (44.82 %), ligeramente superior a la asíntota modelada (≈ 0.4367), lo cual sugiere la presencia de una pequeña fracción de partículas de flotación lenta que no queda completamente capturada por el modelo de un solo término cinético.

Desde el punto de vista cinético, el sistema mantuvo una rápida flotación inicial: a los 60 segundos ya se había recuperado aproximadamente el 82 % del total finalmente obtenido, y a los 120 segundos se alcanzó cerca del 91 %, lo que refleja una cinética temprana eficiente, similar a la observada en la dosis de 20 g/t, aunque con una constante k ligeramente menor. Esta disminución moderada en k indica que el incremento de dosis desde 20 hasta 40 g/t no acelera la flotación, sino que incrementa la fracción de mineral que efectivamente puede flotar, aumentando la recuperación global sin modificar de forma relevante la velocidad inicial del proceso.

La comparación directa entre 20 y 40 g/t clarifica este comportamiento: la recuperación teórica máxima R_{∞} aumenta de 0.4068 a 0.4367 (+3,0 puntos porcentuales), mientras que la constante cinética disminuye levemente de 0.03111 a 0.02927 s^{-1} ($\approx -5,9 \%$). Operacionalmente, esto implica que 40 g/t entrega un mejor rendimiento en términos de recuperación final, aunque con una velocidad apenas menor, diferencia mínima y totalmente compatible con la variabilidad experimental propia de ensayos de flotación.

Al contrastar estos resultados con los obtenidos en la flotación en blanco (0 g/t), las mejoras son sustanciales. La recuperación máxima teórica aumenta de $R_{\infty} = 0.09224$ a 0.4367, lo que representa un incremento relativo del 400 %, reflejando la fuerte capacidad del AERO MX945 PROMOTER para inducir hidrofobicidad en la superficie mineral. No obstante, la constante cinética del blanco ($k = 0.0374 \text{ s}^{-1}$) resulta incluso ligeramente mayor que la obtenida con 40 g/t. Esto confirma que el beneficio principal del colector a esta dosis no se manifiesta en una mayor rapidez del proceso, sino en la expansión significativa de la fracción de partículas que adquieren características hidrofóbicas, incrementando la recuperación final sin aumentar la velocidad de flotación.

Estos resultados demuestran que el colector AERO MX945 PROMOTER, a una dosis de 40 g/t, optimiza de forma notable la recuperación del mineral, aunque su impacto sobre la cinética inicial es limitado.

En la tabla 12 (Anexos) y figura 24 se muestra la cinética de flotación para la concentración de 80 g/t del colector MX945:

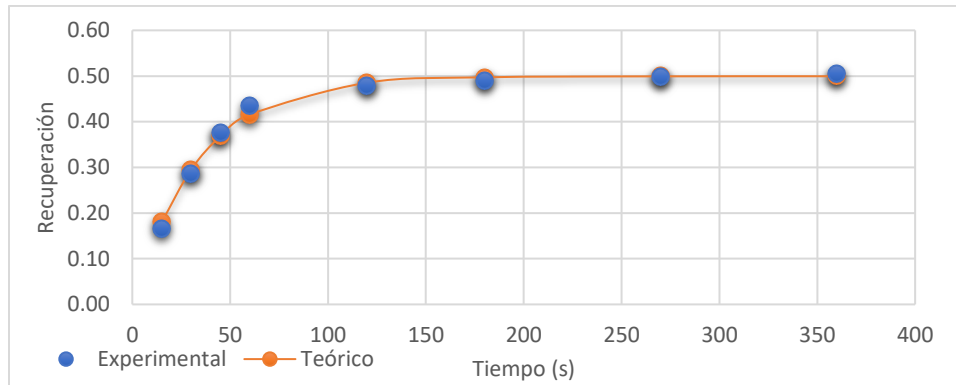


Figura 24: Cinética de flotación dosis 80 g/t AERO MX945 PROMOTER. Fuente: Creación Propia.

La dosis de 80 g/t del colector AERO MX945 PROMOTER correspondió a la mayor concentración evaluada y mostró el rendimiento más alto en toda la serie de ensayos. La masa total recuperada alcanzó 26.32 g, equivalente a una recuperación experimental acumulada de 0.5045 (50.45 %), lo que representa un incremento muy significativo en comparación con la flotación en blanco, que solo alcanzó 4.99 g (9.57 %). Esto implica que la recuperación a 80 g/t fue aproximadamente 5,3 veces mayor, evidenciando un efecto sustancial en la activación de las partículas sulfuradas presentes en la muestra.

El comportamiento cinético mostró una flotación muy rápida durante los primeros instantes del proceso. A los 45 segundos, la recuperación acumulada llegó a 0.3751, lo que equivale a cerca del 74 % del total final obtenido. A los 60 segundos, la recuperación aumentó a 0.4361, superando el 86 % del valor final, lo que indica que la mayor parte del mineral flotable fue capturado en el primer minuto de operación. Posteriormente, la curva comenzó a estabilizarse, formando una meseta entre los 120 y 180 segundos, donde los incrementos de recuperación fueron menores (0.4781 a 0.4897). Desde los 180 hasta los 360 segundos, la recuperación aumentó solo marginalmente hasta alcanzar el valor final de 0.5045, consolidando un comportamiento típico de sistemas que se aproximan a su límite asintótico.

El modelo de García y Zúñiga se ajustó adecuadamente a los datos experimentales, obteniéndose los parámetros $R_{\infty} = 0.4994$ y $k = 0.02975 \text{ s}^{-1}$, con un error total del orden de 9×10^{-4} . La superposición entre la curva experimental y la teórica fue elevada, aunque el valor experimental final resultó ligeramente mayor que la asíntota estimada, lo que podría interpretarse como la presencia de una fracción lenta adicional no capturada completamente por el modelo de primer orden.

En relación con 20 g/t, la recuperación final aumentó desde 0.4181 hasta 0.5045, lo que representa +8.6 puntos porcentuales, mientras que la constante cinética disminuyó de 0.0311 a 0.02975 s^{-1} , una reducción cercana al 4.3 %. Esto indica que el aumento de dosis no aceleró el proceso, sino que incrementó la fracción total de partículas capaces de flotar. Frente a 40 g/t, la recuperación pasó de 0.4482 a 0.5045 (+5.6 puntos porcentuales), y la constante cinética descendió levemente de 0.0293 a 0.02975 s^{-1} , variación que se mantiene dentro del

rango normal de dispersión experimental y que confirma la estabilidad del comportamiento cinético.

En contraste con la flotación en blanco (0 g/t), la mejora fue sustancial. El parámetro R_{∞} pasó de 0.09224 a 0.4994, lo que representa un incremento relativo de aproximadamente 442 %, demostrando la efectividad del MX945 PROMOTER para incrementar la proporción de partículas hidrofóbicas que alcanzan el concentrado. La constante cinética, en cambio, mostró un comportamiento contrario: el valor $k = 0.0374 \text{ s}^{-1}$ del blanco fue mayor que el $k = 0.02975 \text{ s}^{-1}$ obtenido a 80 g/t, diferencia que refuerza la conclusión ya observada con otras dosis: el colector incrementa la recuperación total, pero no acelera el proceso de flotación, el cual mantiene una cinética proporcionalmente estable independiente de la dosis aplicada.

El comportamiento global del AERO MX945 PROMOTER evidenció una adsorción progresiva y cada vez más extensa sobre la superficie mineral al aumentar la dosis, con un claro efecto de rendimientos decrecientes en la recuperación.

- A 20 g/t, el colector se adsorbió preferentemente en los sitios más reactivos, pasando de una recuperación límite de la flotación en blanco de $R_{\infty} \approx 0.09$ a aproximadamente $R_{\infty} \approx 0.41$. La mayor parte del mineral flotable se recuperó en el primer minuto, con una constante cinética $k \approx 0.0311 \text{ s}^{-1}$, muy similar al valor del blanco, lo que indicó una flotación rápida y eficiente en las etapas iniciales, debida principalmente al aumento de la fracción de partículas hidrofobizadas más que a un cambio en la velocidad del proceso.
- A 40 g/t, la superficie mineral se encontró más uniformemente cubierta por el colector, lo que elevó la recuperación máxima teórica a $R_{\infty} \approx 0.44$ y la recuperación experimental a ~45 %, con un incremento de unos 3 puntos porcentuales respecto de 20 g/t. La constante cinética descendió ligeramente a $k \approx 0.0293 \text{ s}^{-1}$, manteniendo una velocidad inicial alta, pero sin aceleración adicional. En esta condición, el aumento de dosis se tradujo principalmente en una mayor cantidad de partículas hidrofobizadas, mientras que la rapidez de captura se mantuvo prácticamente en el mismo orden de magnitud.
- A 80 g/t, la cobertura superficial se aproximó a la saturación, alcanzándose la mayor recuperación de toda la serie ($R_{\infty} \approx 0.50$, recuperación experimental ~50 %). La constante cinética se situó en $k \approx 0.02975 \text{ s}^{-1}$, muy cercana a la de 40 g/t, lo que mostró que la cinética no cambió de forma significativa pese al aumento de concentración. El incremento de recuperación entre 40 y 80 g/t fue de alrededor de 5–6 puntos porcentuales, es decir, importante pero claramente menor que el salto observado entre el blanco y 20 g/t.

Desde el punto de vista operativo, el intervalo 40–80 g/t marcó una zona de saturación relativa: el proceso alcanzó una meseta estable de recuperación, con aumentos moderados frente a un mayor consumo de reactivo. En este contexto, 40 g/t se perfiló como una dosis óptima práctica, al combinar una recuperación elevada (del orden de 45 %) con un uso más

eficiente de colector, mientras que 80 g/t solo se justificaría en escenarios donde se priorice la máxima recuperación metalúrgica por sobre el costo químico adicional.

4.4. AERO 4037 Promoter

A continuación, se evaluó el colector AERO 4037 Promoter manteniendo las condiciones experimentales constantes de pH y volumen operativo. Los resultados obtenidos mostraron un comportamiento cinético característico de una flotación de primer orden, con una recuperación rápida durante los primeros segundos de operación y una tendencia a estabilizarse, en este caso, después de los 110 segundos.

En la Tabla 13 (Anexos) se presenta la masa acumulada de mineral recuperado para cada dosis de colector, mientras que en la Figura 25 se muestra la evolución de la recuperación en función del tiempo.

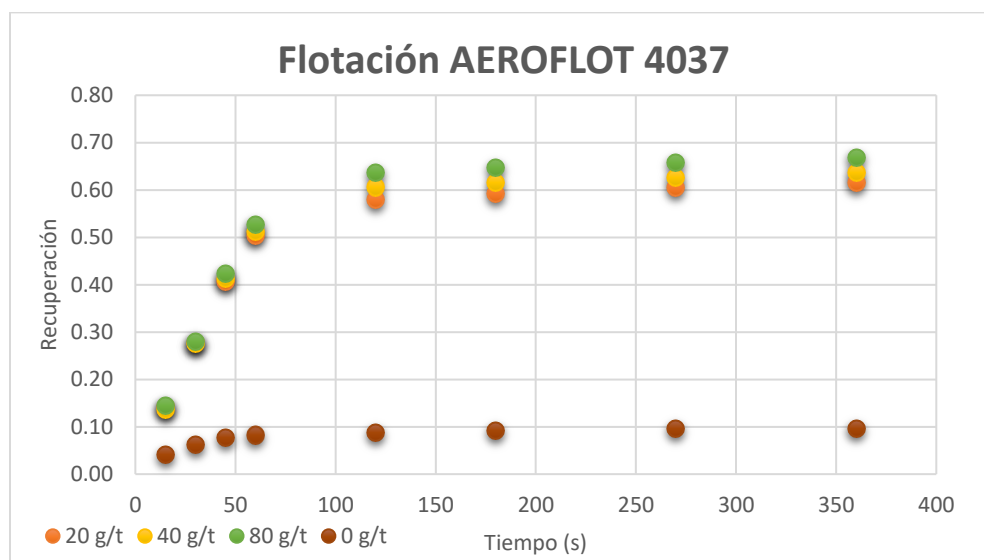


Figura 25: Recuperación de mineral con AEROFLOT 4037. Fuente: Creación Propia.

El comportamiento del colector AEROFLOT 4037 mostró un gran incremento en comparación de la recuperación mineral de la flotación en blanco, sin embargo, solo mostró leves incrementos de la recuperación de mineral con el aumento de la concentración.

Al incorporar 20 g/t del colector, la recuperación aumentó abruptamente hasta 32.06 gramos, representando un incremento del 542 % respecto al blanco. Este cambio significativo indica que, incluso a bajas concentraciones, el colector logró activar de manera eficiente la superficie mineral, permitiendo la adhesión de una gran fracción de partículas a las burbujas de aire.

Al aumentar la dosis a 40 g/t, la masa total recuperada fue de 33.18 gramos, apenas un 3.5 % superior al valor obtenido con 20 g/t. Aunque la recuperación mejora, el incremento es

considerablemente menor que el observado al pasar desde la condición sin colector. Posteriormente, la dosificación de 80 g/t elevó la recuperación hasta 34.88 gramos, lo que corresponde a un aumento del 5.1 % respecto a 40 g/t y de un 8.8 % respecto a 20 g/t. Si bien la tendencia es ascendente, los aumentos progresivos de masa recuperada se vuelven cada vez menos pronunciados, lo cual sugiere que el sistema comienza a aproximarse a una zona de saturación superficial con la adición de la dosis mínima utilizada.

El análisis cinético presentado en la Figura 25 muestra que el colector AEROFLOT 4037 promueve una flotación extremadamente rápida durante los primeros 45 segundos en todas las concentraciones evaluadas. En este intervalo, se obtiene entre el 40 y el 50 % de la recuperación total final en cada dosis. Esta etapa inicial, caracterizada por una pendiente pronunciada, indica una fuerte afinidad del colector por las partículas sulfuradas más reactivas, logrando una adsorción efectiva que potencia su hidrofobicidad en muy corto tiempo. Entre los 45 y los 120 segundos, la curva entra en una fase de transición donde la tasa de recuperación disminuye, pero aún se observan aumentos moderados, alcanzando entre el 85 y el 90 % de la recuperación final al minuto dos de flotación. A partir de los 120 segundos, todas las dosis muestran un comportamiento de meseta, con incrementos muy bajos en la recuperación, lo que confirma que el sistema ha alcanzado su equilibrio cinético en ese punto.

La comparación entre las distintas concentraciones revela que la mayor ganancia relativa ocurre entre la flotación en blanco y la dosis de 20 g/t, donde el colector logra activar la mayoría de las partículas susceptibles de flotación. El paso de 20 a 40 g/t genera mejoras discretas, evidenciando que los sitios de adsorción más favorables ya han sido cubiertos en la primera dosificación. De 40 a 80 g/t se observa nuevamente un aumento en la masa recuperada, aunque de poca magnitud, lo que indica que las partículas recuperadas en esta última condición corresponden a fracciones menos reactivas, posiblemente con mayor grado de oxidación o menor exposición del mineral útil.

El AEROFLOT 4037, por su naturaleza tiólica y alta afinidad por minerales sulfurados, actúa principalmente a través de una adsorción intensa y rápida, lo que explica la rápida ganancia inicial observada en todas las dosis. Su capacidad para interactuar con partículas parcialmente oxidadas o con menor reactividad superficial permite justificar los incrementos observados en 40 y 80 g/t, aun cuando la mayor parte de los sitios activos ya había sido cubierta en 20 g/t. Sin embargo, el hecho de que la cinética sea prácticamente idéntica entre 20, 40 y 80 g/t, y que las diferencias aparezcan mayormente en la recuperación final y no en la velocidad del proceso, confirma que el sistema se aproxima progresivamente a su límite de cobertura superficial. Esto significa que el colector sigue aumentando la fracción total flotada, pero no acelera significativamente la captura de partículas con el tiempo.

Estos resultados permiten concluir que el colector AEROFLOT 4037 presenta una respuesta altamente eficiente incluso a bajas dosis, con mejoras contundentes respecto al blanco, una cinética rápida concentrada en los primeros 45–60 segundos y un comportamiento que tiende a la saturación a medida que se aumenta la concentración. El rango entre 20 y 40 g/t puede

considerarse como una zona de alta eficiencia, mientras que 80 g/t maximiza la recuperación, pero con retornos decrecientes en relación con el incremento del consumo de reactivo.

En la tabla 14 (Anexos) y figura 26 se muestra la cinética de flotación para la concentración de 20 g/t del colector AEROFLOT 4037:

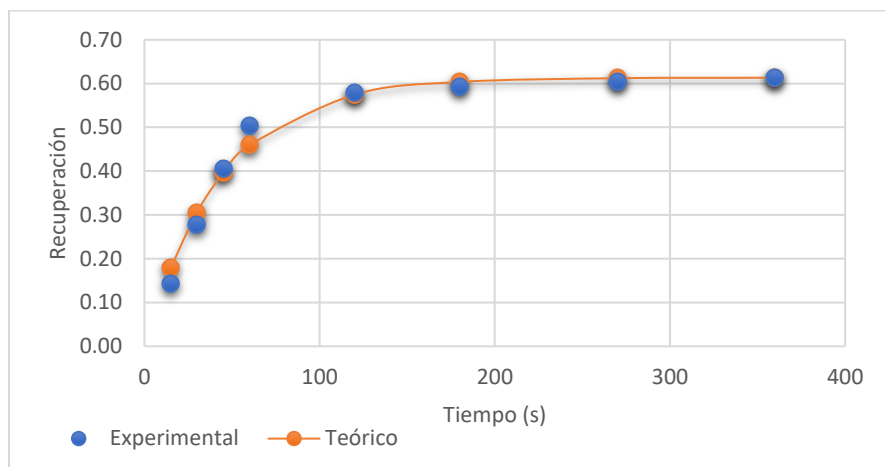


Figura 26: Cinética de flotación dosis 20 g/t AEROFLOT 4037. Fuente: Creación Propia.

La flotación realizada con el colector AEROFLOT 4037 a una dosis de 20 g/t mostró un desempeño metalúrgico sobresaliente, destacándose por una recuperación elevada y una cinética de flotación que se ajustó adecuadamente al modelo de García y Zúñiga. La masa total recuperada alcanzó 32.06 gramos, lo que corresponde a una recuperación experimental final de 0.6144 (61.44%) al cabo de los 360 s. Este valor es particularmente relevante, ya que evidencia que incluso con una dosis moderadamente baja de colector fue posible recuperar más del 60% del mineral alimentado, posicionando a este ensayo como una referencia de alta eficiencia para este reactivo.

La evolución temporal de la recuperación confirma una acción rápida y efectiva del AEROFLOT 4037 desde los primeros instantes. En tan solo 15 segundos, la recuperación alcanza un valor de 0.1423, incrementándose a 0.2776 a los 30 segundos y alcanzando 0.4058 a los 45 segundos. Hacia los 60 segundos, la recuperación acumulada llegó a 0.5036, lo que significa que más del 80% de la recuperación final se logró dentro del primer minuto de operación. Este comportamiento revela la presencia de una fracción significativa de partículas de respuesta rápida, que son hidrofobizadas con facilidad por el colector, generando una captura eficiente durante la etapa de arranque.

Posteriormente, el sistema ingresó en una zona de meseta. A los 120 segundos, la recuperación alcanzó 0.5791, aumentando finalmente a 0.6144 a los 360 segundos. Este incremento marginal indica que el proceso pasó a estar controlado por una fracción lenta del mineral, cuya flotación adicional requiere tiempos prolongados. Desde el punto de vista operativo, este comportamiento sugiere que la mayor parte de la recuperación útil se obtiene antes de los 90–120 s, mientras que los tiempos posteriores aportan solo un beneficio de pulido.

El ajuste del modelo de García y Zúñiga mostró una correspondencia sólida con los datos experimentales. Se obtuvo una recuperación máxima teórica $R_{\infty} = 0.6132$, prácticamente idéntica a la recuperación final observada, lo que confirma que el sistema alcanzó su límite de flotabilidad bajo esta condición. La constante cinética estimada fue $k = 0.0267 \text{ s}^{-1}$, un valor representativo de una cinética rápida durante los primeros instantes y con un avance suave hacia la meseta. La baja dispersión de los errores (del orden de 10^{-3} a 10^{-5}) respalda la validez del ajuste y la reproducibilidad del comportamiento del sistema.

En comparación con la flotación en blanco (recuperación final 0.0957) la dosis de 20 g/t produjo un incremento notable de +51.9 puntos porcentuales de recuperación, equivalente a un aumento relativo superior al 540%. Este contraste evidencia la marcada dependencia del mineral respecto a la presencia de colector, así como la elevada selectividad del AEROFLOT 4037 para hidrofobizar las partículas sulfuradas presentes. Además, la diferencia entre la recuperación observada a 20 g/t y las dosis superiores (40 y 80 g/t) es menor que la diferencia respecto al blanco, lo que sugiere que gran parte de la superficie mineral activa se cubre eficazmente ya desde esta concentración.

La dosis de 20 g/t se comportó como una condición altamente eficiente, combinando una cinética rápida, una recuperación elevada y una muy buena concordancia con el modelo cinético, lo que la convierte en una referencia sólida para evaluar posteriormente el impacto de concentraciones mayores en términos de incremento marginal de recuperación.

En la tabla 15 (Anexos) y figura 27 se muestra la cinética de flotación para la concentración de 40 g/t del colector AEROFLOT 4037:

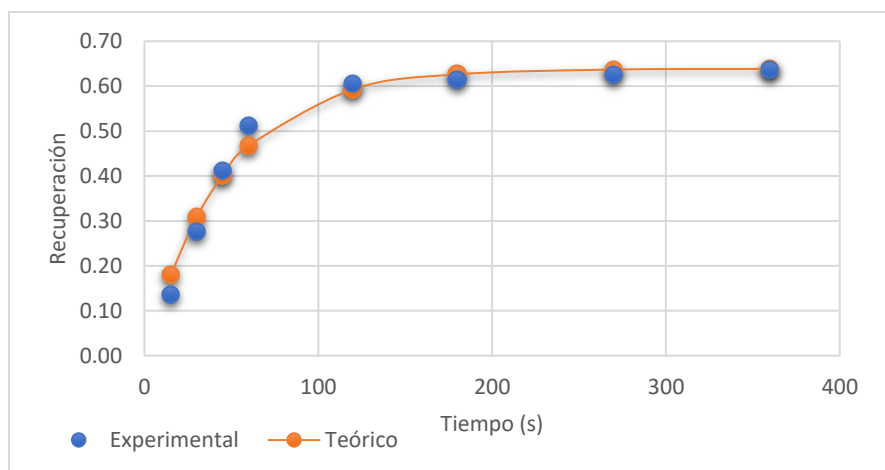


Figura 27: Cinética de flotación dosis 40 g/t AEROFLOT 4037. Fuente: Creación Propia.

La flotación realizada con el colector AEROFLOT 4037 a una dosis de 40 g/t mostró un rendimiento metalúrgico robusto, con una masa total recuperada de 33.18 gramos, equivalente a una recuperación acumulada experimental de 0.6360 (63.60%) al cabo de los 360 segundos de operación. Este valor coincide estrechamente con el comportamiento teórico estimado mediante el modelo de García y Zúñiga, el cual predijo un $R_{\infty} = 0.6383$,

confirmando que el sistema alcanzó prácticamente su límite máximo de recuperación dentro del tiempo de ensayo. El ajuste del modelo fue adecuado, con errores al cuadrado en el orden de 10^{-3} a 10^{-4} , lo que evidencia buena representatividad experimental.

En la evolución temporal de la recuperación se distingue con claridad una etapa inicial de flotación rápida, típica de sistemas donde el colector presenta una fuerte afinidad por los sitios reactivos del mineral. A los 15 segundos, la recuperación alcanzó 0.1358, aumentando a 0.2753 a los 30 segundos, y llegando a 0.4126 a los 45 segundos. Este incremento acelerado demuestra que el colector logra hidrofobizar eficazmente las partículas de respuesta rápida durante los primeros instantes, facilitando su adhesión a las burbujas y permitiendo un transporte ágil hacia la fase espumante. A los 60 segundos, la recuperación ya alcanzaba 0.5128, lo que implica que en solo un minuto se obtuvo más del 80% de la recuperación final, evidenciando una cinética altamente eficiente en la etapa inicial.

Posteriormente, a partir de los 120 segundos, la curva entra en una fase de desaceleración hacia la meseta. La recuperación aumentó de 0.6055 a los 120 segundos, a 0.6153 a los 180 segundos, luego a 0.6263 a los 270 segundos, hasta llegar finalmente a 0.6360 a los 360 segundos. Estos incrementos marginales indican que el proceso comienza a estar limitado por partículas de baja flotabilidad —ya sea por su textura superficial, tamaño o distribución de especies mineralógicas— que requieren tiempos mayores para su captura o que solo pueden recuperarse bajo un régimen de flotación lenta. Este comportamiento coincide con una fracción mineral que ya ha sido hidrofobizada en su totalidad dentro del sistema, alcanzando así un estado de saturación donde el colector adicional no incrementa significativamente la velocidad cinética, pero sí permite completar la recuperación de partículas rezagadas con un leve aumento.

En términos cinéticos, el ajuste del modelo entregó una constante $k = 0.02197 \text{ s}^{-1}$, ligeramente menor a la obtenida para 20 g/t ($k \approx 0.0230 \text{ s}^{-1}$). Esto sugiere que, aunque la dosis de 40 g/t logra una mayor recuperación máxima, no necesariamente incrementa la velocidad del proceso, sino que tiende a estabilizarla. La ligera disminución de k puede corresponder a fenómenos de saturación superficial, redistribución del colector hacia sitios menos expuestos o la formación de capas colectoras más gruesas que no aumentan la velocidad de adsorción inicial. Sin embargo, el aumento de la recuperación total indica que la mayor dosis permite hidrofobizar una proporción más amplia de partículas, incluso aquellas de menor reactividad.

Comparada con la dosis de 20 g/t, la flotación con 40 g/t presenta: un aumento de recuperación final de +2.16 puntos porcentuales, una cinética inicial muy similar, y una meseta un poco más alta, reflejando una mayor fracción de mineral flotable alcanzado el equilibrio.

La flotación con 40 g/t de AEROFLOT 4037 se caracteriza por una cinética sostenida de intensidad media, una recuperación elevada y una meseta estable que refleja un sistema casi saturado. Esto convierte a esta dosis en una opción eficiente cuando se requiere maximizar la recuperación sin necesidad de incrementar significativamente la velocidad cinética inicial.

En la tabla 16 (Anexos) y figura 28 se muestra la cinética de flotación para la concentración de 80 g/t del colector AEROFLOT 4037:

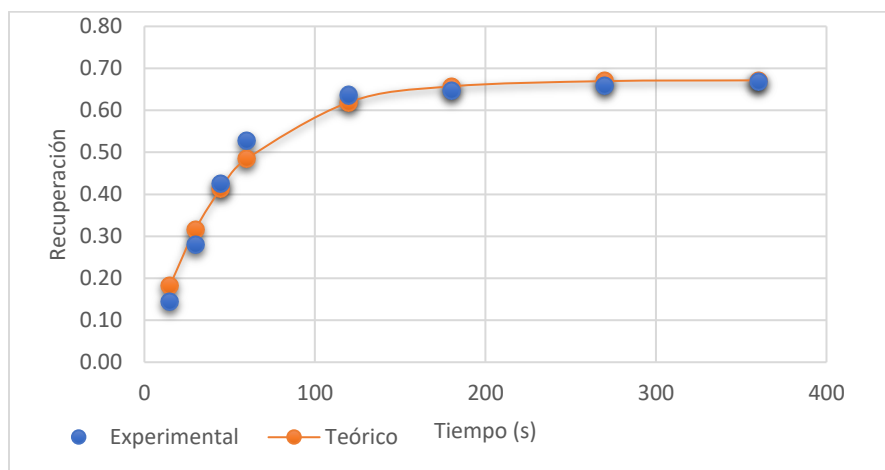


Figura 28: Cinética de flotación dosis 80 g/t AEROFLOT 4037. Fuente: Creación Propia.

En la flotación realizada con el colector AEROFLOT 4037 a una dosis de 80 g/t, se obtuvo la mayor recuperación de toda la serie evaluada para este reactivo. La masa total recuperada fue de 34.88 gramos, lo que corresponde a una recuperación acumulada experimental de 0.6685 (66.85%) al cabo de los 360 segundos de operación. Este valor se ajustó muy bien a la recuperación teórica estimada mediante el modelo de García-Zúñiga, que entregó un $R_{\infty} = 0.6713$, diferencia mínima que indica que el sistema alcanzó prácticamente su límite de flotación bajo las condiciones ensayadas. El ajuste cinético fue adecuado, con errores al cuadrado entre 10^{-3} y 10^{-4} , lo cual refleja una buena descripción matemática del comportamiento experimental.

La evolución temporal de la recuperación mostró nuevamente una etapa inicial de flotación rápida, coherente con los resultados obtenidos a menores dosis, pero con niveles de recuperación más altos. A los 15 segundos, la recuperación alcanzó 0.1448, aumentando a 0.2801 a los 30 segundos y llegando a 0.4242 a los 45 segundos. En tan solo 45 segundos ya se había recuperado más del 42% del total alimentado, lo que evidencia que el AEROFLOT 4037 actúa con alta eficiencia sobre la fracción de partículas de respuesta rápida. A los 60 s, la recuperación ascendió a 0.5275, superando el 50% en apenas un minuto de flotación. Este comportamiento confirma que el colector genera una hidrofobización amplia y efectiva, favoreciendo la adhesión temprana a las burbujas.

A partir de los 120 segundos, la cinética ingresó en una zona de meseta definida. A este tiempo la recuperación era de 0.6360, incrementándose sólo marginalmente en los siguientes tiempos: 0.6464 (180 segundos), 0.6579 (270 segundos) y 0.6685 (360 segundos). Esta secuencia deja en evidencia que, una vez flotada la fracción de rápida y mediana respuesta, el sistema queda controlado por partículas de flotación lenta, cuyo aporte incremental es pequeño y requiere tiempos prolongados para completarse. Esta condición es típica de

sistemas cercanos a la saturación de colector, donde la cinética deja de estar limitada por disponibilidad de reactivo y pasa a depender de características propias del mineral.

El ajuste al modelo de García-Zúñiga permitió obtener una constante cinética aproximada de $k = 0.0213 \text{ s}^{-1}$, valor que representa una cinética de intensidad media—similar a la observada a 40 g/t—confirmando que el aumento de dosis no acelera la velocidad de flotación, sino que incrementa la recuperación máxima alcanzable. Es decir, la dosis de 80 g/t no genera una flotación más rápida, pero sí produce una hidrofobización más completa del mineral, ampliando la fracción flotable y elevando levemente la meseta teórica del proceso.

En comparación con la dosis de 40 g/t, la recuperación final aumentó de 0.6360 a 0.6685, equivalente a una mejora relativa del 5.1%, mientras que la constante cinética se mantuvo prácticamente sin variación. Esto confirma que, para el AEROFLOT 4037, el incremento de recuperación con la dosis se debe principalmente a un aumento de la cobertura superficial del colector y no a un impacto en la velocidad de adhesión partícula-burbuja. Frente a la flotación en blanco, la diferencia es aún más marcada: la dosis de 80 g/t multiplica la recuperación por un factor cercano a 7 veces, lo que confirma la fuerte afinidad del colector por el mineral objetivo.

La flotación con 80 g/t de AEROFLOT 4037 se caracteriza por una etapa inicial muy rápida, seguida de una meseta amplia y estable, alcanzando recuperaciones cercanas al 67% en los 360 segundos de operación. El buen ajuste al modelo confirma que la dosis aplicada es suficiente para activar prácticamente todo el potencial flotable del mineral, y que la cinética posterior a los 120 segundos corresponde mayormente a la recuperación de partículas lentas.

4.5. AERO 727 Promoter

A continuación, se evaluó el colector AEROFLOT 727 manteniendo las condiciones experimentales constantes de pH y volumen operativo. Los resultados obtenidos mostraron un comportamiento cinético característico de una flotación de primer orden, con una recuperación rápida durante los primeros segundos de operación y una tendencia a estabilizarse.

En la Tabla 17 (Anexos) se presenta la masa acumulada de mineral recuperado para cada dosis de colector, mientras que en la Figura 29 se muestra la evolución de la recuperación en función del tiempo.

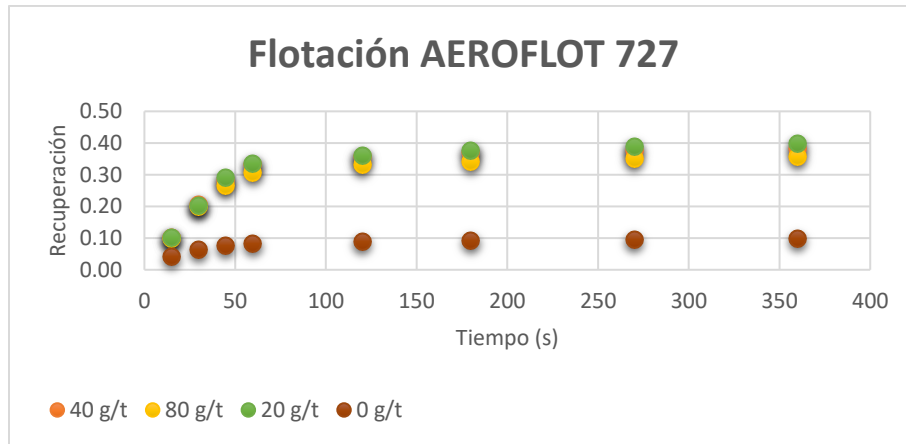


Figura 29: Recuperación en función del tiempo con colector AEROFLOT 727. Fuente: Creación Propia.

En los ensayos con el colector AEROFLOT 727 se observó un marcado efecto de la dosis sobre la masa de mineral recuperado y sobre la evolución temporal de la flotación. Para la dosis de 20 g/t la masa recuperada aumentó hasta 20.72 gramos, es decir, un incremento aproximado del 315 % respecto al blanco y la mayor recuperación de toda la serie para este reactivo. Al elevar la dosis a 40 g/t, la masa total flotada disminuyó levemente a 19.98 gramos, lo que representa una reducción del 3.6 % respecto de 20 g/t, aunque aún supone un aumento cercano al 300 % frente a la condición sin colector. Con 80 g/t, la recuperación bajó a 18.55 gramos, equivalente a un 10.5 % menos que en 20 g/t, manteniendo un incremento del orden del 270 % sobre el blanco.

El análisis cinético de la Figura 29 muestra que las diferencias entre dosis se definen principalmente en los primeros 60 segundos, en ese intervalo la dosis de 20 g/t supera rápidamente el 0.25 a los 30 segundos y llega a aproximadamente 0.32 a los 60 segundos. Las curvas de 40 g/t y 80 g/t siguen trayectorias similares, pero sistemáticamente por debajo de la de 20 g/t, situándose alrededor de 0.30–0.31 y 0.28–0.29 a los 60 segundos, respectivamente. A partir de los 120 segundos todas las curvas entran en una fase de meseta, manteniendo la misma jerarquía: la dosis de 20 g/t finaliza con recuperaciones cercanas a 0.39–0.40, seguida por 40 g/t (≈ 0.38) y, finalmente, 80 g/t (≈ 0.36), lo que indica que la mayor parte de la diferencia entre dosis se define en la flotación de las partículas de respuesta rápida, mientras que la etapa lenta solo consolida esas diferencias sin ampliarlas.

Este comportamiento es coherente con las propiedades del AEROFLOT 727, un colector tiólico de intensidad moderada, eficaz para hidrofobizar superficies sulfuradas activas, pero sensible a la sobredosificación. A una dosis relativamente baja (20 g/t), el colector parece cubrir de manera eficiente los sitios activos relevantes, maximizando la fracción de mineral flotable y otorgando una buena cinética inicial. Sin embargo, al aumentar la concentración a 40 y 80 g/t, es probable que se produzca una adsorción menos ordenada y fenómenos asociados a la saturación de superficie y del medio (formación de capas múltiples, cambios en el balance de cargas, efectos sobre la estabilidad y textura de la espuma), de modo que

parte del colector deja de contribuir a una flotación efectiva, reduciendo la recuperación neta de mineral útil.

Los resultados indican que, para el AEROFLOT 727 en las condiciones de este estudio, la dosis de 20 g/t se comportó como un óptimo operativo, logrando la mejor combinación entre magnitud de recuperación y velocidad de flotación, mientras que dosis superiores no aportaron beneficios adicionales e incluso provocaron una disminución progresiva en la recuperación global.

En la tabla 18 (Anexos) y figura 30 se muestra la cinética de flotación para la concentración de 20 g/t del colector AEROFLOT 727:

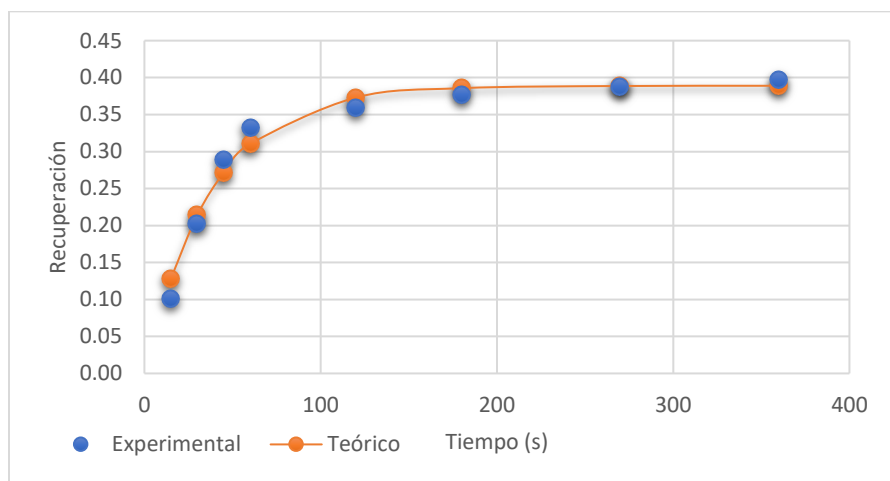


Figura 30: Cinética de flotación 20 g/t colector AEROFLOT 727. Fuente: Creación Propia.

En la flotación realizada con el colector AEROFLOT 727 a una dosis de 20 g/t se recuperó un total de 20.72 gramos de mineral acumulado, lo que corresponde a una recuperación experimental final de 0.3970 (39.70%) al cabo de 360 segundos. Este valor coincide muy estrechamente con la recuperación máxima predicha por el modelo de García y Zúñiga ($R_{\infty} = 0.3889$), indicando que el sistema alcanzó prácticamente el límite teórico de flotación bajo estas condiciones. La concordancia entre ambos valores, junto con errores al cuadrado del orden de 10^{-3} a 10^{-4} , evidencia un ajuste adecuado del modelo y una reproducibilidad consistente del comportamiento cinético observado.

La cinética muestra una etapa inicial de flotación rápida y eficiente durante los primeros 60 segundos: la recuperación aumenta hasta 0.2024 a los 30 segundos y 0.2895 a los 45 segundos, alcanzando 0.3327 a los 60 segundos. Esto implica que más del 80% de la recuperación final ocurre durante el primer minuto de operación, lo que demuestra que el AEROFLOT 727 hidrofobiza de manera efectiva las partículas de respuesta rápida, favoreciendo su adhesión temprana a las burbujas y su incorporación selectiva a la espuma. Sin embargo, a partir de los 120 segundos la curva ingresa en una meseta claramente definida. La recuperación aumenta solo marginalmente, pasando de 0.3569 a los 120 segundos a 0.3767 a los 180 segundos, 0.3877 a los 270 segundos y finalmente 0.3970 a los 360

segundos. La presencia de esta zona de rendimientos decrecientes indica que, una vez flotada la fracción mineral más favorable, el sistema queda dominado por partículas de baja exposición superficial o texturas mineralógicas menos reactivas, cuya recuperación depende de una cinética lenta.

Esto se ve reforzado por el valor de la constante cinética $k = 0.0266 \text{ s}^{-1}$, que describe un proceso de velocidad media: suficientemente rápido para capturar la fracción más flotable, pero limitado en su capacidad para movilizar la fracción lenta incluso prolongando el tiempo de flotación. En conjunto, el comportamiento obtenido evidencia que el AEROFLOT 727 a 20 g/t es un colector capaz de activar aproximadamente el 40% del mineral presente, generando una respuesta cinética eficiente al inicio, pero con un techo de recuperación bien definido. Esto sugiere que, bajo esta dosis, el colector actúa principalmente sobre partículas con mineralogía favorable (mayor exposición de sulfuros o mejor liberación), mientras que la fracción restante presenta características que no permiten una hidrofobización completa, lo que explica la estabilidad de la meseta y la ausencia de incrementos significativos incluso extendiendo la duración del proceso.

En comparación con la flotación en blanco, la dosis de 20 g/t de AEROFLOT 727 mostró un aumento muy significativo en la magnitud de la recuperación, la masa flotada aumentó aproximadamente cuatro veces la recuperación del blanco. Sin embargo, la constante cinética disminuyó levemente a $k \approx 0.0266 \text{ s}^{-1}$, lo que sugiere que el beneficio del AERO 727 no residió en acelerar la flotación respecto de la pulpa sin colector, sino en aumentar el número de partículas que pueden responder al proceso, amplió la población de partículas hidrofóbicas, pero la velocidad con que cada subpoblación flotable se incorporó al concentrado se mantuvo del mismo orden que en la flotación natural.

En la tabla 19 (Anexos) y figura 31 se muestra la cinética de flotación para la concentración de 40 g/t del colector AEROFLOT 727:

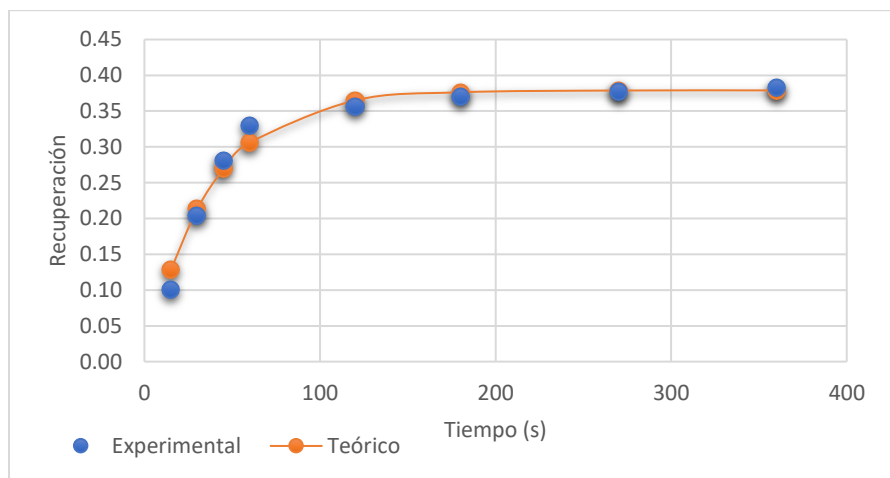


Figura 31: Cinética de flotación dosis 40 g/t AERO 727. Fuente: Creación Propia.

En la flotación realizada con el colector AEROFLOT 727 a una dosis de 40 g/t, se obtuvo una masa total recuperada de 19.98 gramos, equivalente a una recuperación acumulada

experimental de 0.3829 (38.29%) al término de los 360 segundos de ensayo. Este valor es muy cercano al predicho por el modelo de García y Zúñiga, que estimó una recuperación máxima teórica de $R_{\infty} = 0.37894$, acompañado de una constante cinética $k = 0.02747 \text{ s}^{-1}$. Las diferencias entre el comportamiento experimental y el teórico son mínimas, como lo reflejan los errores al cuadrado del orden de $10^{-4} - 10^{-3}$, indicando que el modelo describe adecuadamente la cinética del sistema y que la flotación alcanzó prácticamente su límite operacional bajo esta concentración de colector.

La evolución temporal de la recuperación exhibe el patrón característico del AEROFLOT 727: una fase inicial de flotación rápida seguida de una estabilización temprana en meseta. A los 15 segundos la recuperación fue de 0.1009, aumentando a 0.2044 a los 30 segundos y a 0.2808 a los 45 segundos. Esto confirma que, durante el primer minuto, el colector permite recuperar la mayor parte de las partículas de respuesta rápida, tal como se refleja en el hecho de que a los 60 segundos la recuperación alcanza 0.3299, lo que corresponde a cerca del 86% de la recuperación final. A partir de los 120 segundos el sistema entra en una zona de rendimientos decrecientes: la recuperación aumenta suavemente desde 0.3557 (120 segundos) hasta 0.3829 (360 segundos), lo que indica que la fracción lenta del mineral domina la etapa final del proceso y que el tiempo adicional solo aporta mejoras marginales.

Al comparar esta condición con la flotación en blanco (0 g/t), cuya recuperación total fue de 0.0499 (4.99%), el aumento proporcionado por 40 g/t es del orden de +667%, una mejora significativa que demuestra la efectividad del AERO 727 para activar superficies minerales que naturalmente poseen baja flotabilidad. Sin embargo, al comparar esta dosis con la recuperación obtenida a 20 g/t (39.70%), se observa que la recuperación a 40 g/t disminuye levemente en -1.41 puntos porcentuales, equivalente a una caída relativa de -3.55%. Este resultado indica que el incremento de dosis no mejora la fracción de mineral flotable y sugiere la posibilidad de fenómenos como sobredosis, competencia por sitios de adsorción, o saturación temprana del sistema, donde la superficie mineral ya se encontraba suficientemente cubierta a 20 g/t y un aumento adicional de colector no aporta beneficios, e incluso podría interferir con la estabilidad del agregado partícula-burbuja.

En términos cinéticos, el comportamiento también es consistente con esta interpretación: la constante k a 40 g/t (0.02747 s^{-1}) es prácticamente igual a la observada para 20 g/t ($\approx 0.0266 \text{ s}^{-1}$), lo que demuestra que el incremento de colector no acelera la velocidad de flotación ni mejora la eficiencia inicial. De hecho, tanto R_{∞} como la forma de la curva indican que el sistema se aproxima a un techo de recuperación cercano al 40%, independientemente de si la dosis es 20 o 40 g/t. Esto confirma que el AERO 727 posee una capacidad limitada para activar nuevas fracciones del mineral, posiblemente debido a su especificidad de adsorción o a una menor afinidad con ciertas especies presentes en la muestra, lo que restringe el aumento de recuperación incluso cuando se incrementa la concentración del reactivo.

En la tabla 20 (Anexos) y figura 32 se muestra la cinética de flotación para la concentración de 80 g/t del colector AEROFLOT 727:

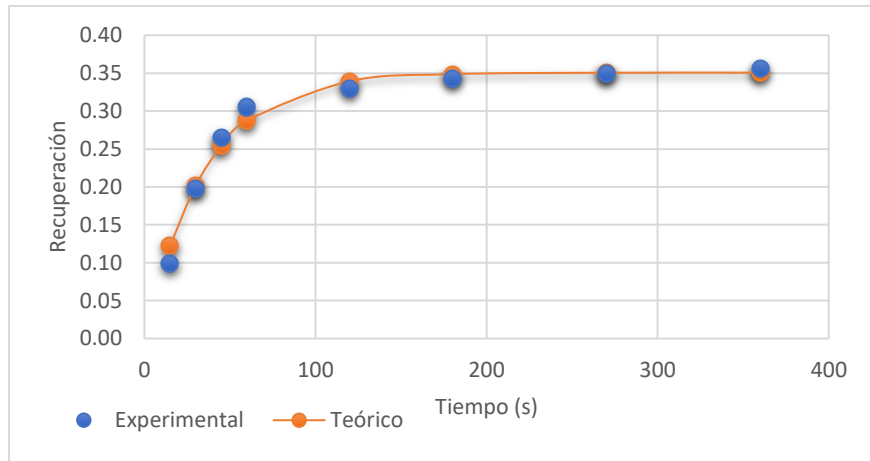


Figura 32: Cinética de flotación dosis 80 g/t AERO 727. Fuente: Creación Propia.

En la flotación realizada con el colector AERO 727 a una dosis de 80 g/t se obtuvo una masa total recuperada de 18.55 gramos, correspondiente a una recuperación acumulada experimental de 0.3555 (35.55%) al cabo de los 360 segundos. Este valor es coherente con la recuperación máxima teórica entregada por el modelo de García y Zúñiga ($R_{\infty} = 0.35075$), lo que indica que el sistema alcanzó prácticamente su límite de flotación bajo esta condición. La cercanía entre datos experimentales y modelados, junto con errores al cuadrado del orden de $10^{-4} - 10^{-3}$, refleja un ajuste adecuado y un comportamiento cinético estable. La evolución temporal muestra una etapa inicial rápida: a los 15 segundos ya se había alcanzado una recuperación de 0.0988, que aumentó a 0.1974 a los 30 segundos y a 0.2653 a los 45 segundos. Dentro del primer minuto se flotó cerca del 75% del total recuperado, lo que evidencia que este colector es capaz de hidrofobizar con rapidez las partículas de mejor respuesta. A partir de los 60 a 120 segundos la recuperación asciende con menor intensidad (0.3052 y 0.3298, respectivamente), y desde ese punto la curva entra en una meseta clara en la que el incremento por intervalo indica rendimientos decrecientes propios de un sistema cercano a la saturación.

En términos comparativos, la respuesta obtenida con 80 g/t se sitúa ligeramente por debajo de la registrada a 20 g/t (39.70%) y prácticamente al mismo nivel que la de 40 g/t (38.29%). Esto implica que el incremento de dosis desde 20 hasta 80 g/t no genera mejoras significativas en la recuperación total, ya que la variación entre la dosis más baja y la más alta es solo de – 4.15 puntos porcentuales, equivalente a una disminución relativa cercana al 10.5%. Este comportamiento refuerza la idea de que el AEROFLOT 727 alcanza su techo operacional en torno a 20 g/t, y que mayores dosificaciones no expanden la fracción de mineral flotable. Si se compara con la flotación en blanco, el efecto del colector sí es marcado: la aplicación de 20 g/t incrementó la recuperación en un 330%, 40 g/t en un 315% y 80 g/t en un 285%. Sin embargo, aunque todos los tratamientos con colector representan una mejora sustancial respecto del blanco, el hecho de que el aumento de dosis vaya acompañado de reducciones progresivas de recuperación sugiere un fenómeno de sobreconsumo, probablemente asociado a saturación superficial, competencia entre moléculas adsorbidas o incluso formación de películas o agregados que limitan la eficiencia de captura.

Las constantes cinéticas obtenidas también refuerzan esta interpretación. El valor $k \approx 0.0286 \text{ s}^{-1}$ para 80 g/t es prácticamente igual al de 20 g/t y 40 g/t, lo que indica que el aumento de dosis no acelera la velocidad de flotación inicial. En otras palabras, el colector no incrementa la intensidad cinética del proceso, sino que opera dentro de un régimen estable en el cual la fracción de partículas rápidas se recupera siempre a un ritmo similar, independiente de la dosis. Lo que sí cambia ligeramente con la dosis es el posicionamiento de la meseta, pero incluso este efecto se ve limitado: R_{∞} para 20 g/t fue ≈ 0.389 , para 40 g/t ≈ 0.379 y para 80 g/t ≈ 0.351 . Esta disminución progresiva de la capacidad máxima de flotación puede deberse a fenómenos como sobredosificación, bloqueo de sitios activos, arrastre de partículas hidrofóbicas re-agregadas o interferencias del colector en exceso sobre la estabilidad de la espuma.

A continuación, se presenta un análisis comparativo del efecto de la dosis sobre las constantes cinéticas de recuperación máxima (R_{∞}) y velocidad aparente de flotación (k) para todos los colectores estudiados. Este enfoque permite identificar cómo responde cada reactivo frente al incremento de concentración y si dicho aumento se traduce en mejoras reales tanto en la cantidad total de mineral flotable como en la rapidez del proceso. Al contrastar las diferentes dosis con sus respectivos valores de R_{∞} y k —junto con la flotación en blanco como referencia— es posible reconocer comportamientos como incrementos efectivos, zonas de saturación, rendimientos decrecientes o incluso pérdidas de eficiencia asociadas a sobredosificación. Este análisis integrado resulta fundamental para comprender la interacción de cada colector con la superficie mineral y para determinar las condiciones operacionales óptimas dentro del proceso de flotación.

En la tabla 21 (Anexos) y gráfico 33 se presenta la variación de las constantes cinéticas de flotación para el colector AERO 343 Xanthate:

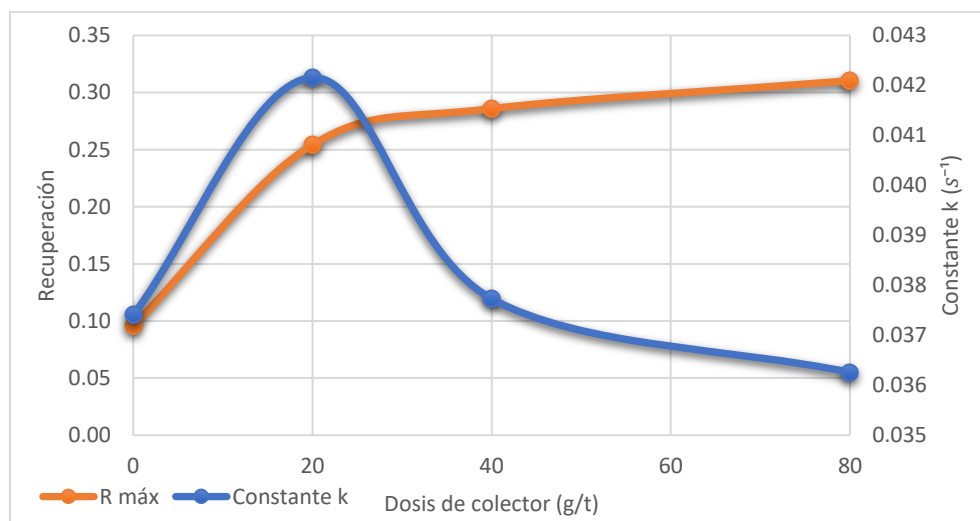


Figura 33: Efecto dosis AERO 343 XANTHATE en la cinética de flotación. Fuente: Creación Propia.

El análisis del efecto de la dosis del colector AERO 343 sobre la cinética de flotación revela una relación no lineal entre la concentración del colector y los parámetros cinéticos R_{\max} y k , indicando un comportamiento de tipo saturante y posteriormente decreciente.

En cuanto a la recuperación máxima (R_{\max}), se observa un incremento significativo al pasar de 0 g/t (flotación en blanco) con un valor de 0.0957 a 0.2858 en la dosis de 40 g/t, lo que representa un aumento aproximado del 55%. Este aumento refleja que la presencia de colector mejora la hidrofobicidad de las partículas minerales, promoviendo su adhesión a las burbujas de aire y favoreciendo la recuperación. Sin embargo, a 20 g/t, la recuperación máxima es de 0.2542, lo que indica que el incremento entre 20 y 40 g/t es moderado, mientras que a 80 g/t el R_{\max} desciende a 0.3103, mostrando que, a partir de cierta concentración, el efecto positivo del colector comienza a estabilizarse y luego tiende a decrecer, probablemente debido a la saturación de la superficie mineral o a un exceso de colector en la solución, lo cual puede interferir con la formación de espuma estable.

Respecto a la constante cinética k , los valores muestran una tendencia opuesta: el mayor valor se registra a 20 g/t (0.04215 s^{-1}), indicando una mayor velocidad inicial del proceso de flotación. A partir de este punto, la constante comienza a disminuir progresivamente hasta 0.03626 s^{-1} en 80 g/t, lo que sugiere que el exceso de colector no mejora la cinética, sino que podría ralentizarla por fenómenos de agregación de partículas o exceso de burbujas recubiertas de reactivo que reducen la eficiencia de captura.

Al analizar conjuntamente ambas variables, se puede determinar que el comportamiento del sistema con el AERO 343 no es proporcional: el aumento de dosis no genera un incremento sostenido ni en la recuperación ni en la velocidad del proceso. La dosis de 20 g/t representa un punto donde la cinética alcanza su máxima velocidad, mientras que 40 g/t entrega la mejor recuperación global, pero sin una mejora sustancial en la rapidez. Más allá de esa concentración, el sistema entra en una zona de saturación, donde los incrementos de dosis resultan ineficaces o incluso contraproducentes.

En consecuencia, la dosis óptima del AERO 343 puede situarse entre 20 y 40 g/t, dependiendo del objetivo operativo: si se busca una flotación rápida, 20 g/t sería más eficiente; si se prioriza una mayor recuperación final, 40 g/t resulta más favorable. No obstante, dosis superiores no aportan beneficios significativos y solo aumentan el consumo de reactivo. En conjunto, estos resultados reflejan un comportamiento saturante y parcialmente decreciente, característico de sistemas donde la superficie mineral alcanza rápidamente su cobertura máxima por el colector.

En la tabla 22 (Anexos) y gráfico 34 se presenta la variación de las constantes cinéticas de flotación para el colector AEROFLOT MX945:

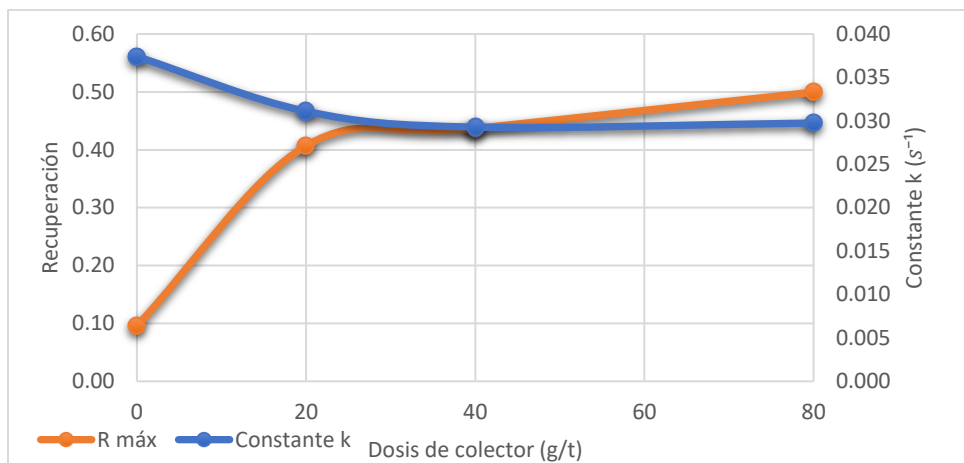


Figura 34: Efecto dosis AeroFlot MX945 en la cinética de flotación. Fuente: Creación Propia.

El análisis del efecto de la dosis del colector AERO MX945 sobre la cinética de flotación muestra una tendencia saturante con leve carácter decreciente en las dosis más altas, tanto para la recuperación máxima (R_{\max}) como para la constante de velocidad (k). Esta relación evidencia que el incremento del colector mejora la respuesta del sistema solo hasta un punto, después del cual el exceso de reactivo no contribuye de manera positiva e incluso puede interferir en el proceso de flotación.

En cuanto a la recuperación máxima, se observa un aumento significativo entre la flotación en blanco (0 g/t) y la dosis de 20 g/t, pasando de 0.0957 a 0.4068, lo que representa un incremento de más del 400%. Esto confirma la eficacia del AERO MX945 en promover la hidrofobicidad de las partículas minerales y facilitar su adherencia a las burbujas. Sin embargo, al aumentar la dosis a 40 g/t, R_{\max} solo crece ligeramente hasta 0.4367, mostrando que el sistema empieza a alcanzar una zona de saturación. Finalmente, en 80 g/t, la recuperación máxima llega a 0.4996, lo que corresponde a una ganancia menor en proporción al incremento de dosis, lo cual sugiere que las superficies activas del mineral ya se encuentran cubiertas por el colector y que el exceso de este no incrementa la flotabilidad de manera significativa.

Por su parte, la constante cinética k muestra una tendencia inversa. Su valor inicial en 0 g/t es de 0.0374 s^{-1} , y alcanza un máximo relativo en 20 g/t con 0.0311 s^{-1} , tras lo cual disminuye ligeramente a 0.0293 s^{-1} en 80 g/t. Esto implica que, aunque el proceso sigue siendo eficiente en términos de recuperación, la velocidad del fenómeno de flotación tiende a ralentizarse con dosis más altas, probablemente debido a fenómenos de exceso de colector en la interfaz aire-agua o a la formación de una película superficial más gruesa que reduce la eficiencia de colisión burbuja-partícula.

En conjunto, el comportamiento del sistema con el colector MX945 puede describirse como saturante con tendencia decreciente en altas dosis. La dosis óptima se encuentra alrededor de 40 g/t, punto en el que la recuperación se estabiliza sin pérdidas apreciables de cinética y con un equilibrio adecuado entre velocidad y rendimiento global. Dosis superiores (como 80 g/t)

no solo no mejoran significativamente la recuperación, sino que tienden a ralentizar la flotación, lo que se traduce en un consumo innecesario de reactivo y posibles problemas de selectividad o estabilidad de espuma.

En términos operacionales, estos resultados demuestran que el AERO MX945 es un colector eficiente a dosis moderadas, capaz de generar una recuperación cercana al 50% sin requerir incrementos excesivos de concentración. El sistema alcanza un punto de saturación a partir de 40 g/t, donde la superficie mineral ya se encuentra suficientemente cubierta, por lo que incrementos adicionales de dosis solo provocan rendimientos marginales y una ligera pérdida de velocidad de flotación.

En la tabla 23 (Anexos) y gráfico 35 se presenta la variación de las constantes cinéticas de flotación para el colector AEROFLOT 4037:

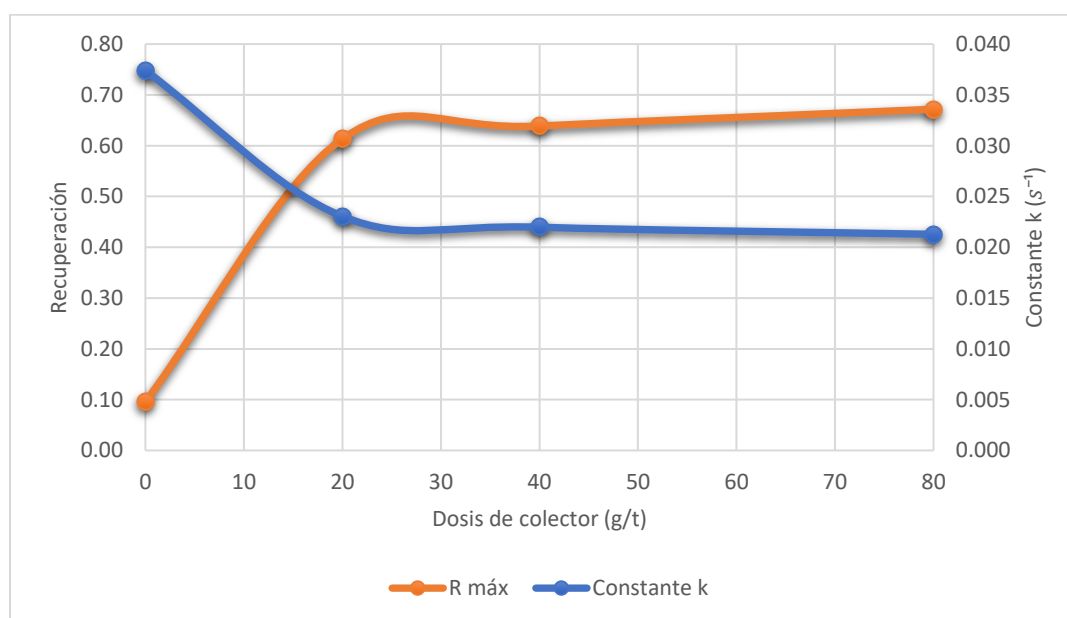


Figura 35: Efecto dosis AeroFlot 4037 en la cinética de flotación. Fuente: Creación Propia.

El comportamiento del colector AEROFLOT 4037 frente al aumento de dosis muestra con mucha claridad un sistema que pasa de una flotación limitada (sin colector) a una flotación de alta recuperación con dosis bajas, y luego entra en una etapa de saturación donde los incrementos de reactivo solo elevan levemente la meseta de recuperación, pero no mejoran la velocidad del proceso.

En la flotación en blanco el modelo entrega un $R_{\max} = 0.0957$ y una constante cinética $k = 0.0374 \text{ s}^{-1}$. Esto describe un sistema que flota relativamente rápido, pero con muy poca masa realmente flotable: hay velocidad, pero no hay superficie hidrofóbica suficiente. Al incorporar 20 g/t de AEROFLOT 4037 ocurre el salto más importante de toda la serie: el R_{\max} sube bruscamente hasta 0.6134 (más de tres veces el valor del blanco), es decir, el colector activa una gran fracción del mineral y permite que ese material pueda ser recuperado.

Al mismo tiempo, el k baja a 0.0230 s^{-1} , lo que significa que el proceso se vuelve un poco más lento en términos aparentes, pero ahora tiene mucho más “material flotable” que recuperar. Esta combinación ($R_{\text{máx}}$ muy alto y k medio) es la señal típica de que el colector está funcionando bien.

Cuando la dosis aumenta a 40 g/t , el $R_{\text{máx}}$ ya no crece tanto: pasa de 0.6134 a 0.6386 , es decir, solo unos 2–3 puntos más de recuperación teórica. El k prácticamente no cambia (baja a 0.0220 s^{-1}), por lo que el sistema mantiene la misma forma de curva: rápida al inicio y luego en meseta. Esto indica que, a partir de esta dosis, la superficie mineral disponible está casi completamente cubierta y el colector empieza a trabajar en la fracción más difícil de flotación.

Al llegar a 80 g/t , el sistema confirma el carácter saturante: el $R_{\text{máx}}$ sube un poco más hasta 0.6717 , pero el k vuelve a disminuir ligeramente hasta 0.0213 s^{-1} . El aumento de recuperación existe, pero ya es marginal respecto del aumento de dosis. Esto muestra que el colector sigue siendo capaz de “exprimir” unos puntos extra de recuperación, pero lo hace a costa de una cinética cada vez menos intensa y con rendimientos decrecientes.

En conjunto, el efecto de la dosis para el AEROFLOT 4037 no es proporcional. Es claramente saturante: el mayor beneficio se obtiene al pasar de $0 \rightarrow 20 \text{ g/t}$; de $20 \rightarrow 40 \text{ g/t}$ el aumento existe, pero es moderado; y de $40 \rightarrow 80 \text{ g/t}$ el aumento es pequeño. Bajo este patrón, puede considerarse que la dosis eficiente está en el rango $20\text{--}40 \text{ g/t}$: allí ya se alcanza más del 95% de la recuperación que el colector puede entregar, sin que la cinética se deteriore demasiado. Dosis más altas solo elevan un poco la meseta, pero no cambian la forma de la curva ni el tiempo en que se alcanza la zona de meseta.

En la tabla 24 (Anexos) y gráfico 36 se presenta la variación de las constantes cinéticas de flotación para el colector AEROFLOT 727:

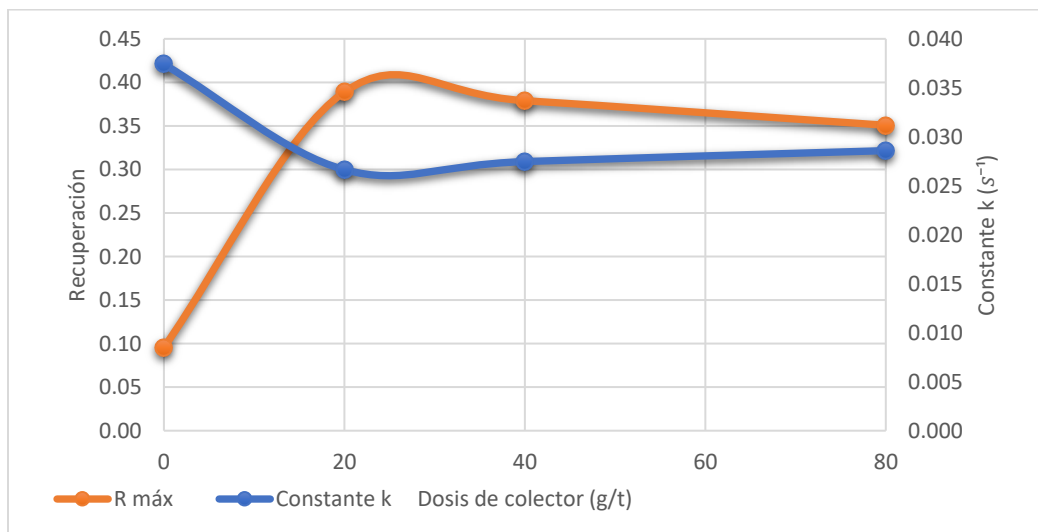


Figura 36: Efecto dosis AEROFLOT 727 en la cinética de flotación. Fuente: Creación Propia.

Para el colector AERO 727 el efecto de la dosis sobre la cinética de flotación es claro: hay un salto muy marcado al pasar de 0 g/t a 20 g/t, y luego el sistema entra rápidamente en una zona de saturación con tendencia decreciente. En la flotación en blanco el modelo entrega un $R_{\max} = 0.0957$ y una $k = 0.0374 \text{ s}^{-1}$, lo que representa un sistema que flota relativamente rápido, pero con una recuperación muy baja por falta de hidrofobicidad. Al incorporar 20 g/t de 727, el R_{\max} prácticamente se duplica hasta 0.3890, mostrando que el colector sí es capaz de activar una fracción importante del mineral. Al mismo tiempo la constante cinética baja a 0.0266 s^{-1} , es decir, el proceso se vuelve un poco más lento en apariencia, pero ahora hay mucha más masa flotable, por lo que la flotación pasa a estar controlada por el agotamiento de las partículas recuperables y no por la ausencia de colector.

Cuando la dosis aumenta a 40 g/t, el sistema no sigue mejorando: el R_{\max} baja levemente a 0.3790 y la k solo sube muy poco hasta 0.0275 s^{-1} . Esto indica que la superficie mineral ya está prácticamente cubierta a 20 g/t y que el colector adicional no encuentra suficientes sitios activos para seguir elevando la recuperación. La forma de la curva en el gráfico lo confirma: la línea de R_{\max} alcanza su máximo en 20 g/t y después se aplanan. Finalmente, a 80 g/t el comportamiento es abiertamente decreciente: el R_{\max} baja a 0.3507 y la constante cinética queda en 0.0286 s^{-1} . Aquí el exceso de colector no solo deja de ayudar, sino que probablemente empieza a interferir (sobre cobertura, cambios en la fase espuma o en la dispersión), de modo que la flotación no puede superar el techo alcanzado con la dosis más baja.

El patrón para el AERO 727 no es proporcional: un pequeño aumento de dosis (0 \rightarrow 20 g/t) genera un gran efecto, pero aumentos posteriores (20 \rightarrow 40 \rightarrow 80 g/t) no solo no lo mejoran, sino que lo deterioran ligeramente. Por eso, la dosis óptima para este colector se identifica en 20 g/t, porque es el punto donde se obtiene la mayor recuperación teórica y todavía se conserva una cinética razonable. A partir de ahí el sistema se comporta como un sistema saturado con leve caída, lo que significa que seguir aumentando el colector solo aumenta el consumo químico sin un beneficio real en la flotación.

Para complementar el análisis cinético y profundizar en el comportamiento metalúrgico de cada colector, se presentan a continuación las tablas y curvas de recuperación en función del tiempo para cada una de las dosis evaluadas. Estos resultados permiten observar directamente cómo evoluciona la flotación desde los primeros segundos del proceso hasta alcanzar la meseta final, evidenciando diferencias en la rapidez inicial, en la eficiencia global y en la respuesta del mineral ante variaciones de concentración del reactivo.

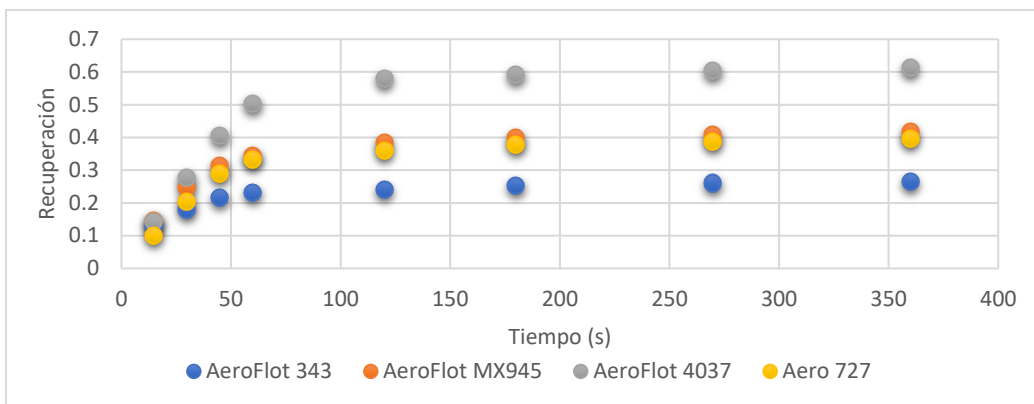


Figura 37: Recuperación por colector a dosis 20 g/t. Fuente: Creación Propia.

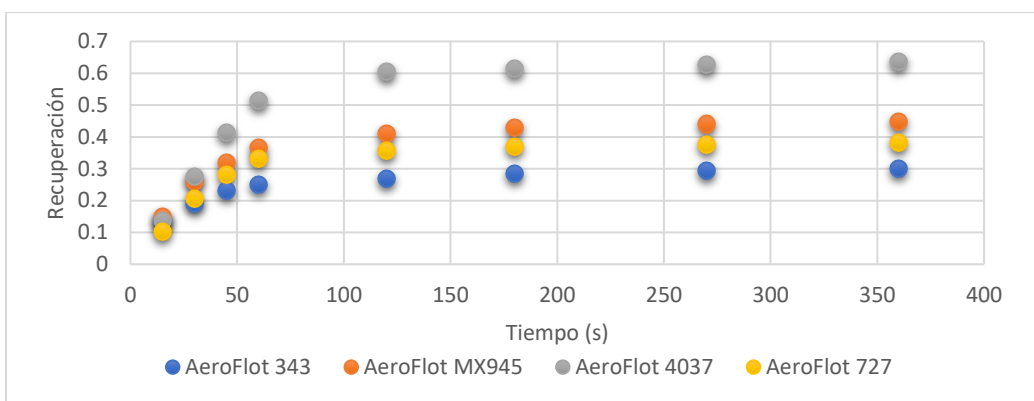


Figura 38: Recuperación por colector a dosis 40 g/t. Fuente: Creación Propia.

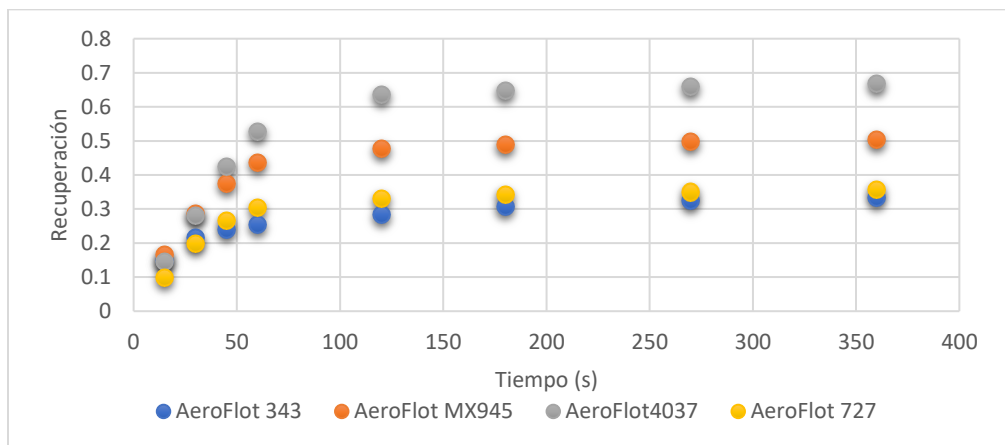


Figura 39: Recuperación por colector a dosis 80 g/t. Fuente: Creación Propia.

En la comparación entre los cuatro colectores a dosis fijas (20, 40 y 80 g/t), el AeroFlot 4037 se destaca como el más eficiente en todos los casos, tanto en la recuperación experimental como en la masa total colectada. A 20 g/t alcanza una recuperación de 0.614, a 40 g/t de 0.639 y a 80 g/t de 0.672, con incrementos relativos de alrededor de 4 a 5 % entre las dosis. Esto refleja un comportamiento saturante, donde el aumento de dosis deja de generar mejoras significativas, evidenciando una alta afinidad entre el colector y la superficie mineral. En

contraste, el MX945 presenta una tendencia proporcional, con recuperaciones de 0.418, 0.457 y 0.499, incrementando cerca de un 19 % relativo entre 20 y 80 g/t, lo que sugiere que aún no ha alcanzado su punto de saturación. Por su parte, el AeroFlot 727 muestra un leve descenso en recuperación al aumentar la dosis (0.389 a 0.355, una reducción del 10 % relativo), lo que indica sobredosificación o interferencia en la adsorción del reactivo. Finalmente, el AeroFlot 343 mantiene las menores recuperaciones (0.264 a 0.312) y una masa total inferior, lo que confirma su baja eficiencia global pese a su comportamiento estable.

En términos cinéticos, el AeroFlot 343 muestra las mayores constantes k ($\approx 0.037 \text{ s}^{-1}$), indicando una flotación inicial rápida, aunque con una recuperación limitada. Este comportamiento sugiere una adsorción inmediata sobre partículas de fácil flotación, pero una incapacidad de sostener la hidrofobización a largo plazo. Por otro lado, el AeroFlot 4037 presenta valores moderados de k ($\approx 0.022 \text{ s}^{-1}$), pero logra la mayor recuperación final, lo que evidencia una flotación más sostenida y completa. El MX945 exhibe una ligera disminución de k con la dosis (de 0.031 a 0.029 s^{-1}), asociado a una saturación progresiva sin pérdida de eficiencia. En cambio, el 727 mantiene k prácticamente constante ($0.026\text{--}0.028 \text{ s}^{-1}$), mostrando una cinética estable, pero sin ganancia significativa en recuperación.

La forma de las curvas muestra que el AeroFlot 4037 alcanza la meseta alrededor de los 120 segundos, lo que refleja una adsorción efectiva y una flotación temprana de la mayor parte del mineral. El MX945 y el 727 presentan un aumento más prolongado, estabilizándose cerca de los 270 segundos, lo que sugiere una cinética más lenta y una cobertura superficial menos eficiente. El 343, en cambio, llega rápidamente a su meseta con una baja recuperación, indicando una flotación de las partículas más fáciles y un escaso arrastre posterior. Este comportamiento demuestra diferencias en la interacción entre el colector y la mineralogía del sistema.

Al comparar la coherencia entre los valores experimentales y teóricos ($R_{m\acute{a}x}$), el AeroFlot 4037 muestra la mejor correspondencia, con desviaciones menores al 2 %, lo que confirma un aprovechamiento casi total de la dosis. El MX945 mantiene un buen ajuste, aunque con pequeñas desviaciones, mientras que el 727 y el 343 presentan brechas mayores, reflejando una menor estabilidad en la flotación y menor correlación con el modelo G-Z. En conjunto, el AeroFlot 4037 se consolida como el colector más equilibrado, combinando buena cinética, alta recuperación y eficiencia en el uso del reactivo, seguido por el MX945. El 727 muestra pérdida de rendimiento por sobredosificación y el 343, aunque rápido, presenta la menor eficiencia global.

Capítulo V: Conclusiones

El presente trabajo de memoria tuvo como propósito evaluar y comparar la eficacia de distintos tipos de colectores en el proceso de flotación de un mineral sulfurado de cobre, analizando su influencia tanto en la recuperación metalúrgica como en la cinética del proceso. A partir de los resultados experimentales obtenidos, del ajuste cinético mediante el modelo de García y Zúñiga y del análisis comparativo entre colectores y dosis, del cual se determinó que la eficiencia del proceso de flotación estuvo directamente influenciada por el tipo de colector utilizado. La flotación en ausencia de colector presentó una recuperación máxima experimental de 9,57%, con un valor teórico de $R_{\infty} \approx 0,0922$ y una constante cinética de $k = 0,0374 \text{ s}^{-1}$, lo que evidenció una flotabilidad natural limitada del mineral. La incorporación de colectores modificó de manera significativa tanto la recuperación final como la cinética del proceso, confirmando que las diferencias en la composición química y en el mecanismo de adsorción de los reactivos condicionaron el desempeño global del sistema.

Se comprobó que todos los colectores evaluados incrementaron la recuperación del mineral de cobre respecto de la flotación en blanco, aunque con comportamientos claramente diferenciados:

- El AEROFLOT 4037 presentó el mejor desempeño metalúrgico. A 20 g/t se alcanzó una recuperación experimental de 61,44% ($R_{\infty} \approx 0,613$), aumentando a 63,60% ($R_{\infty} \approx 0,638$) a 40 g/t y a 66,85% ($R_{\infty} \approx 0,671$) a 80 g/t, evidenciando un comportamiento saturante.
- El AERO MX945 mostró una respuesta progresiva, con recuperaciones experimentales de 41,81% ($R_{\infty} \approx 0,407$) a 20 g/t, 44,82% ($R_{\infty} \approx 0,437$) a 40 g/t y 50,45% ($R_{\infty} \approx 0,499$) a 80 g/t, sin alcanzar una saturación clara dentro del rango estudiado.
- El AEROFLOT 727 alcanzó su mayor recuperación a 20 g/t, con 39,70% ($R_{\infty} \approx 0,389$), disminuyendo a 38,29% ($R_{\infty} \approx 0,379$) a 40 g/t y a 35,55% ($R_{\infty} \approx 0,351$) a 80 g/t, lo que evidenció efectos de sobredosificación.
- El AERO 343 Xanthate presentó las menores recuperaciones, con valores de 26,45% ($R_{\infty} \approx 0,254$) a 20 g/t, 29,90% ($R_{\infty} \approx 0,286$) a 40 g/t y 33,37% ($R_{\infty} \approx 0,310$) a 80 g/t, reflejando una eficiencia limitada bajo las condiciones experimentales evaluadas.

Estos resultados confirmaron que el tipo de colector influyó de manera significativa en la recuperación del mineral.

El ajuste de los datos experimentales al modelo cinético de García y Zúñiga permitió describir adecuadamente el comportamiento del sistema, con errores cuadráticos bajos en todos los ensayos. El análisis de las constantes cinéticas mostró que la velocidad aparente de flotación no aumentó necesariamente con la dosis de colector:

- El AERO 343 presentó las mayores constantes cinéticas, con $k = 0,0422 \text{ s}^{-1}$ a 20 g/t, disminuyendo a $k = 0,0377 \text{ s}^{-1}$ a 40 g/t y $k = 0,0363 \text{ s}^{-1}$ a 80 g/t, indicando una flotación inicial rápida, pero con recuperación limitada.

- El AEROFLOT 4037 mostró constantes cinéticas moderadas y estables, con $k \approx 0,0267 \text{ s}^{-1}$ a 20 g/t, $k \approx 0,0220 \text{ s}^{-1}$ a 40 g/t y $k \approx 0,0213 \text{ s}^{-1}$ a 80 g/t, asociadas a una flotación sostenida y de alta recuperación.
- El AERO MX945 presentó valores de $k = 0,0311 \text{ s}^{-1}$ a 20 g/t, $k = 0,0293 \text{ s}^{-1}$ a 40 g/t y $k = 0,0298 \text{ s}^{-1}$ a 80 g/t, evidenciando una ligera disminución de la velocidad con el aumento de dosis.
- El AEROFLOT 727 mantuvo valores prácticamente constantes, con $k \approx 0,0266 \text{ s}^{-1}$ a 20 g/t, $k \approx 0,0275 \text{ s}^{-1}$ a 40 g/t y $k \approx 0,0286 \text{ s}^{-1}$ a 80 g/t, sin mejoras cinéticas asociadas al incremento de concentración.

En todos los casos se observó que el efecto principal del colector fue aumentar la fracción de partículas flotables (R_{∞}), mientras que la velocidad del proceso permaneció dentro de un rango acotado o incluso disminuyó con la dosis.

El análisis conjunto de recuperación, constantes cinéticas y consumo de reactivo permitió concluir que:

- El AEROFLOT 4037 fue el colector más eficiente del estudio, al alcanzar recuperaciones superiores al 60% con dosis tan bajas como 20 g/t, manteniendo constantes cinéticas estables y una rápida llegada a la meseta ($\sim 120 \text{ s}$). El rango óptimo se situó entre 20 y 40 g/t, donde se obtuvo más del 95% del R_{∞} máximo del sistema.
- El AERO MX945 se comportó como una alternativa eficiente y progresiva, identificándose 40 g/t como la dosis óptima desde un punto de vista operacional, con $R_{\infty} \approx 0,437$ y $k \approx 0,029 \text{ s}^{-1}$.
- El AEROFLOT 727 presentó su mejor desempeño a 20 g/t, con $R_{\infty} \approx 0,389$, mientras que dosis superiores no aportaron beneficios y redujeron la recuperación.
- El AERO 343 resultó adecuado como colector de referencia cinética, pero mostró una eficiencia metalúrgica inferior, con recuperaciones máximas inferiores al 35% incluso a altas dosis.

Con ello, estableciendo que el colector que alcanzó la mejor combinación entre recuperación máxima y comportamiento cinético correspondió a la alternativa más eficiente bajo las condiciones experimentales evaluadas.

Se concluyó que la selección y dosificación del colector constituyeron variables críticas para el desempeño del proceso de flotación, ya que determinaron no solo la magnitud de la recuperación alcanzable, sino también la estabilidad cinética y la eficiencia en el uso de reactivos. Los resultados demostraron que una mayor velocidad inicial de flotación no garantizó necesariamente una mayor recuperación final, y que el aumento indiscriminado de la dosis de colector condujo, en varios casos, a rendimientos decrecientes o a efectos de sobredosificación que limitaron el desempeño metalúrgico del sistema.

El análisis integral permitió establecer rangos de dosificación óptimos para cada colector, destacando al AEROFLOT 4037 como la alternativa más eficiente bajo las condiciones experimentales evaluadas, al combinar altas recuperaciones, buena estabilidad cinética y un uso eficiente del reactivo. De este modo, el estudio cumplió con los objetivos propuestos y aportó criterios técnicos concretos para la selección de colectores en la flotación de minerales sulfurados de cobre.

Como recomendación para futuras investigaciones, se identificó la conveniencia de ampliar el análisis hacia sistemas de flotación más complejos, incorporando estudios de selectividad metalúrgica, leyes de concentrado y comportamiento de minerales de ganga, con el fin de evaluar el impacto de cada colector no solo en la recuperación, sino también en la calidad del producto final. Asimismo, resultaría relevante analizar el efecto combinado de colectores mixtos, variaciones de pH, potencial redox y tiempos de acondicionamiento, con el propósito de optimizar aún más la interacción mineral-reactivo.

Capítulo VI: Referencias Bibliográficas

- [1] CODELCO. (2022). *Memoria_Codelco_2022*.
- [2] Dhar, P., Thornhill, M., & Kota, H. R. (2019). Comparison of single and mixed reagent systems for flotation of copper sulphides from Nussir ore. *Minerals Engineering*, 142, 105930. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2019.105930>
- [3] Bu, Y., Hu, Y., Sun, W., Gao, Z., & Liu, R. (2018). *Fundamental flotation behaviors of chalcopyrite and galena using O-isopropyl-N-ethyl thionocarbamate as a collector. Minerals*, 8(3), 115. <https://doi.org/10.3390/min8030115>
- [4] L.T. Tijsseling et al (2019). Flotation of mixed oxide–sulphide copper–cobalt minerals using xanthate and dithiophosphate with sodium hydrosulphide as sulphidising agent. *Minerals Engineering*, 23(15), 1117–1123. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2010.07.006>
- [5] CODELCO. (2019). “Burbujas de cobre.”
- [6] Azareño A. (2008). *5.-FLOTACIÓN: ANTECEDENTES HISTÓRICOS*.
- [7] Wills, B. A. (Barry A., Napier-Munn, Tim., Wills, B. A. (Barry A., & Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre. (2006). *Wills’ mineral processing technology : an introduction to the practical aspects of ore treatment and mineral recovery*. Elsevier/BH.
- [8] Bulatovic, S. M. (2007). *Handbook of flotation reagents : chemistry, theory and practice*. Elsevier.
- [9] Zhang, W., & Finch, J. A. (2009). *WATER OVERFLOW RATE AND BUBBLE SURFACE AREA FLUX IN FLOTATION*.
- [10] Pyke, B. (2004). Bubble-Particle Capture in Turbulent Flotation Systems. (B. App.Sci.(Hons), B. Bus), Ian Wark Research Institute, University of South Australia, Adelaide, Australia.
- [11] Henwood, & Daryl. (1994). *THE EFFECT OF CONDITIONING ON FROTH FLOTATION*.
- [12] Wills, B. A., & Finch, J. E. (2016). *Wills’ mineral processing technology: An introduction to the practical aspects of ore treatment and mineral recovery (Eighth edition)*. Elsevier.
- [13] Murhula, E., Hashan, M., & Otsuki, A. (2023). Effect of Solid Concentration and Particle Size on the Flotation Kinetics and Entrainment of Quartz and Hematite. *Metals*, 13(1). <https://doi.org/10.3390/met13010053>
- [14] Bulut, G., Sirkeci, A. A., & Arı, B. (2021). Comparison of Anionic, Cationic and Amphoteric Collectors used in Pyrite Flotation. *Physicochemical Problems of Mineral Processing*, 57(5), 15–22. <https://doi.org/10.37190/PPMP/140014>
- [15] Rahimi, S., Irannajad, M., & Mehdilo, A. (2017). Comparative studies of two cationic collectors in the flotation of pyrolusite and calcite. *International Journal of Mineral Processing*, 167, 103–112. <https://doi.org/10.1016/j.minpro.2017.07.016>

- [16] Taguta, J., & Ross, V. (2022). The Application of a Nitrile-based Collector in the Flotation of a Platreef PGM Ore. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, 43(6), 716–719.
<https://doi.org/10.1080/08827508.2021.1920411>
- [17] Taguta, J., O'Connor, C. T., & McFadzean, B. (2018). Investigating the interaction of thiol collectors and collector mixtures with sulphide minerals using thermochemistry and microflotation. *Minerals Engineering*, 119, 99–104.
<https://doi.org/10.1016/j.mineng.2018.01.027>
- [18] Li, B., Sun, W., Gao, Z., Zheng, R., & Cao, J. (2023). Different Aryl Thiourea Compounds as Flotation Collectors in a Lead–Zinc Sulfide Mixed System. *Minerals*, 13(6).
<https://doi.org/10.3390/min13060759>

Capítulo VII: Anexos

Tabla 5: Cinética de flotación colector AERO 343 XANTHATE. Fuente: Creación Propia.

Tiempo (s)	Masa Mineral (g)			
	0 g/t	20 g/t	40 g/t	80 g/t
15.00	4.30	6.57	7.06	7.80
30.00	2.17	2.79	2.90	3.43
45.00	1.38	1.90	2.13	1.31
60.00	0.63	0.76	0.94	0.69
120.00	0.64	0.56	0.94	1.59
180.00	0.39	0.58	0.80	1.24
270.00	0.30	0.41	0.55	0.83
360.00	0.17	0.24	0.28	0.53
Total	9.98	13.80	15.60	17.41

Tabla 6: Cinética de flotación dosis 20 g/t AERO 343 XANTHATE. Fuente: Creación Propia.

Tiempo (s)	Masa (g)	Masa Acumulada (g)	Recuperación Acumulada	Modelo G-Z	Error ²
15.00	6.57	6.57	0.1259	0.01191	0.000000
30.00	2.79	9.36	0.1794	0.01824	0.000000
45.00	1.90	11.26	0.2157	0.02161	0.000000
60.00	0.76	12.02	0.2303	0.02339	0.000000
120.00	0.56	12.57	0.2410	0.02526	0.000001
180.00	0.58	13.15	0.2521	0.02541	0.000000
270.00	0.41	13.56	0.2599	0.02542	0.000000
360.00	0.24	13.80	0.2645	0.02542	0.000001
Total	13.80				0.000003

Tabla 7: Cinética de flotación dosis 40 g/t AERO 343 XANTHATE. Fuente: Creación Propia.

Tiempo (s)	Masa (g)	Masa Acumulada (g)	Recuperación Acumulada	Modelo G-Z	Error ²
15.00	7.06	7.06	0.1353	0.1235	0.00014
30.00	2.90	9.96	0.1910	0.1937	0.00001
45.00	2.13	12.09	0.2317	0.2335	0.00000
60.00	0.94	13.03	0.2498	0.2561	0.00004
120.00	0.94	13.97	0.2678	0.2827	0.00022
180.00	0.80	14.77	0.2831	0.2855	0.00001
270.00	0.55	15.32	0.2937	0.2858	0.00006
360.00	0.28	15.60	0.2990	0.2858	0.00017
Total	15.60				0.00065

Tabla 8: Cinética de flotación dosis 80 g/t AERO 343 XANTHATE. Fuente: Creación Propia.

Tiempo (s)	Masa (g)	Masa Acumulada (g)	Recuperación Acumulada	Modelo G-Z	Error ²
15.00	7.80	7.80	0.1495	0.1302	0.0004
30.00	3.43	11.23	0.2152	0.2057	0.0001
45.00	1.31	12.53	0.2403	0.2496	0.0001
60.00	0.69	13.22	0.2534	0.2751	0.0005
120.00	1.59	14.81	0.2839	0.3063	0.0005
180.00	1.24	16.05	0.3076	0.3098	0.0000
270.00	0.83	16.88	0.3235	0.3103	0.0002
360.00	0.53	17.41	0.3337	0.3103	0.0005
Total	17.41				0.0022

Tabla 9: Recuperación en masa de mineral para AERO MX945 PROMOTER. Fuente: Creación Propia.

Tiempo (s)	Masa Mineral (g)			
	0 g/t	20 g/t	40 g/t	80 g/t
15.00	2.15	7.59	7.72	8.60
30.00	1.09	5.32	5.83	6.34
45.00	0.69	3.44	3.15	4.64
60.00	0.31	1.68	2.46	3.18
120.00	0.32	1.98	2.20	2.19
180.00	0.20	0.83	0.96	0.60
270.00	0.15	0.53	0.59	0.42
360.00	0.09	0.44	0.45	0.35
Total	4.99	21.82	23.38	26.32

Tabla 10: Cinética de flotación dosis 20 g/t AERO MX945 PROMOTER. Fuente: Creación Propia.

Tiempo (s)	Masa (g)	Masa Acumulada (g)	Recuperación Acumulada	Modelo G-Z	Error ²
15.00	7.59	7.59	0.1454	0.1517	0.00004
30.00	5.32	12.91	0.2475	0.2468	0.00000
45.00	3.44	16.35	0.3134	0.3065	0.00005
60.00	1.68	18.03	0.3456	0.3439	0.00000
120.00	1.98	20.01	0.3835	0.3971	0.00018
180.00	0.83	20.84	0.3994	0.4053	0.00003
270.00	0.53	21.38	0.4097	0.4067	0.00001
360.00	0.44	21.82	0.4181	0.4068	0.00013
Total	21.82				0.00045

Tabla 11: Cinética de flotación dosis 40 g/t AERO MX945 PROMOTER. Fuente: Creación Propia.

Tiempo (s)	Masa (g)	Masa Acumulada (g)	Recuperación Acumulada	Modelo G-Z	Error ²
15.00	7.72	7.72	0.1480	0.1552	0.00005
30.00	5.83	13.55	0.2598	0.2552	0.00002
45.00	3.15	16.71	0.3202	0.3197	0.00000
60.00	2.46	19.17	0.3674	0.3613	0.00004
120.00	2.20	21.37	0.4097	0.4237	0.00020
180.00	0.96	22.34	0.4281	0.4345	0.00004
270.00	0.59	22.93	0.4395	0.4365	0.00001
360.00	0.45	23.38	0.4482	0.4367	0.00013
Total	23.38				0.00049

Tabla 12: Cinética de flotación dosis 80 g/t AERO MX945 PROMOTER. Fuente: Creación Propia.

Tiempo (s)	Masa (g)	Masa Acumulada (g)	Recuperación Acumulada	Modelo G-Z	Error ²
15.00	8.60	8.60	0.1648	0.1798	0.00023
30.00	6.34	14.94	0.2863	0.2949	0.00007
45.00	4.64	19.57	0.3751	0.3686	0.00004
60.00	3.18	22.75	0.4361	0.4157	0.00042
120.00	2.19	24.95	0.4781	0.4855	0.00005
180.00	0.60	25.55	0.4897	0.4972	0.00006
270.00	0.42	25.97	0.4978	0.4994	0.00000
360.00	0.35	26.32	0.5045	0.4995	0.00003
Total	26.32				0.00090

Tabla 13: Recuperación de mineral con AEROFLOT 4037. Fuente: Creación Propia.

Tiempo (s)	Masa Mineral (g)			
	0 g/t	20 g/t	40 g/t	80 g/t
15.00	2.15	7.43	7.09	7.55
30.00	1.09	7.06	7.28	7.06
45.00	0.69	6.69	7.16	7.52
60.00	0.31	5.10	5.23	5.39
120.00	0.32	3.94	4.83	5.66
180.00	0.20	0.68	0.51	0.54
270.00	0.15	0.61	0.58	0.60
360.00	0.09	0.56	0.51	0.55
Total	4.99	32.06	33.18	34.88

Tabla 14: Cinética de flotación 20 g/t colector AEROFLOT 4037. Fuente: Creación Propia.

Tiempo (s)	Masa (g)	Masa Acumulada (g)	Recuperación Acumulada	Modelo G-Z	Error ²
15.00	7.43	7.43	0.1423	0.1792	0.00136
30.00	7.06	14.48	0.2776	0.3060	0.00081
45.00	6.69	21.17	0.4058	0.3958	0.00010
60.00	5.10	26.27	0.5036	0.4594	0.00195
120.00	3.94	30.22	0.5791	0.5747	0.00002
180.00	0.68	30.89	0.5921	0.6037	0.00013
270.00	0.61	31.50	0.6038	0.6121	0.00007
360.00	0.56	32.06	0.6144	0.6132	0.00000
	32.06				0.00445

Tabla 15: Cinética de flotación 40 g/t colector AEROFLOT 4037. Fuente: Creación Propia.

Tiempo (s)	Masa (g)	Masa Acumulada (g)	Recuperación Acumulada	Modelo G-Z	Error ²
15.00	7.09	7.09	0.1358	0.1793	0.00189
30.00	7.28	14.37	0.2753	0.3082	0.00108
45.00	7.16	21.53	0.4126	0.4010	0.00013
60.00	5.23	26.76	0.5128	0.4677	0.00203
120.00	4.83	31.59	0.6055	0.5928	0.00016
180.00	0.51	32.10	0.6153	0.6263	0.00012
270.00	0.58	32.67	0.6263	0.6369	0.00011
360.00	0.51	33.18	0.6360	0.6383	0.00001
	33.18				0.00554

Tabla 16: Cinética de flotación 80 g/t colector AEROFLOT 4037. Fuente: Creación Propia.

Tiempo (s)	Masa (g)	Masa Acumulada (g)	Recuperación Acumulada	Modelo G-Z	Error ²
15.00	7.55	7.55	0.1448	0.1835	0.00150
30.00	7.06	14.61	0.2801	0.3169	0.00135
45.00	7.52	22.13	0.4242	0.4138	0.00011
60.00	5.39	27.52	0.5275	0.4842	0.00187
120.00	5.66	33.18	0.6360	0.6194	0.00028
180.00	0.54	33.73	0.6464	0.6571	0.00011
270.00	0.60	34.33	0.6579	0.6695	0.00013
360.00	0.55	34.88	0.6685	0.6713	0.00001
	34.88				0.00536

Tabla 17: Recuperación de la masa de mineral con AEROFLOT 727. Fuente: Creación Propia.

Tiempo (s)	Masa Mineral (g)			
	0 g/t	20 g/t	40 g/t	80 g/t
15.00	2.15	5.26	5.26	5.15
30.00	1.09	5.30	5.40	5.14
45.00	0.69	4.55	3.99	3.54
60.00	0.31	2.25	2.56	2.08
120.00	0.32	1.40	1.35	1.28
180.00	0.20	0.89	0.71	0.67
270.00	0.15	0.57	0.38	0.36
360.00	0.09	0.49	0.32	0.32
Total	4.99	20.72	19.98	18.55

Tabla 18: Cinética de flotación 20 g/t colector AEROFLOT 727. Fuente: Creación Propia.

Tiempo (s)	Masa (g)	Masa Acumulada (g)	Recuperación Acumulada	Modelo G-Z	Error ²
15.00	5.26	5.26	0.1008	0.1281	0.0008
30.00	5.30	10.56	0.2024	0.2141	0.0001
45.00	4.55	15.11	0.2895	0.2717	0.0003
60.00	2.25	17.36	0.3327	0.3103	0.0005
120.00	1.40	18.76	0.3596	0.3730	0.0002
180.00	0.89	19.65	0.3767	0.3857	0.0001
270.00	0.57	20.23	0.3877	0.3886	0.0000
360.00	0.49	20.72	0.3970	0.3889	0.0001
Total	20.72				0.0020

Tabla 19: Cinética de flotación 40 g/t colector AERO 727. Fuente: Creación Propia.

Tiempo (s)	Masa (g)	Masa Acumulada (g)	Recuperación Acumulada	Modelo G-Z	Error ²
15.00	5.26	5.26	0.1009	0.1279	0.0007
30.00	5.40	10.66	0.2044	0.2128	0.0001
45.00	3.99	14.65	0.2808	0.2689	0.0001
60.00	2.56	17.21	0.3299	0.3061	0.0006
120.00	1.35	18.56	0.3557	0.3649	0.0001
180.00	0.71	19.27	0.3694	0.3763	0.0000
270.00	0.38	19.65	0.3767	0.3787	0.0000
360.00	0.32	19.98	0.3829	0.3789	0.0000
	19.98				0.0017

Tabla 20: Cinética de flotación 80 g/t colector AERO 727. Fuente: Creación Propia.

Tiempo (s)	Masa (g)	Masa Acumulada (g)	Recuperación Acumulada	Modelo G-Z	Error ²
15.00	5.15	5.15	0.0988	0.1223	0.0006
30.00	5.14	10.30	0.1974	0.2020	0.0000
45.00	3.54	13.84	0.2653	0.2539	0.0001
60.00	2.08	15.92	0.3052	0.2876	0.0003
120.00	1.28	17.20	0.3298	0.3394	0.0001
180.00	0.67	17.87	0.3425	0.3487	0.0000
270.00	0.36	18.23	0.3494	0.3506	0.0000
360.00	0.32	18.55	0.3555	0.3507	0.0000
	18.55				0.0012

Tabla 21: Efecto dosis AERO 343 XANTHATE en la cinética de flotación. Fuente: Creación Propia.

Dosis (g/t)	R _{máx} (%)	k (s ⁻¹)
0	0.0957	0.03740
20	0.2542	0.04215
40	0.2858	0.03773
80	0.3103	0.03626

Tabla 22: Efecto dosis AEROFLOT MX945 en la cinética de flotación. Fuente: Creación Propia.

Dosis (g/t)	R _{máx} (%)	k (s ⁻¹)
0	0.0957	0.03740
20	0.4068	0.03111
40	0.4367	0.02927
80	0.4996	0.02975

Tabla 23: Efecto dosis AeroFlot 4037 en la cinética de flotación. Fuente: Creación Propia.

Dosis (g/t)	R _{máx} (%)	k (s ⁻¹)
0	0.0957	0.0374
20	0.6134	0.0230
40	0.6386	0.0220
80	0.6717	0.0213

Tabla 24: Efecto dosis AEROFLOT 727 en la cinética de flotación. Fuente: Creación Propia.

Dosis (g/t)	Rmax (%)	k (s ⁻¹)
0	0.1845	0.0374
20	0.3890	0.0266
40	0.3790	0.0275
80	0.3507	0.0286

Tabla 25: Masa recuperada por colector a dosis 20 g/t. Fuente: Creación Propia.

Tiempo (s)	Mineral (g)			
	343	mx945	4037	727
15.00	6.57	7.59	7.43	5.26
30.00	2.79	5.32	7.06	5.30
45.00	1.90	3.44	6.69	4.55
60.00	0.76	1.68	5.10	2.25
120.00	0.56	1.98	3.94	1.40
180.00	0.58	0.83	0.68	0.89
270.00	0.41	0.53	0.61	0.57
360.00	0.24	0.44	0.56	0.49
Total	13.80	21.82	32.06	20.72

Tabla 26: Masa recuperada por colector a dosis 40 g/t. Fuente: Creación Propia.

Tiempo (s)	Mineral (g)			
	343	mx945	4037	727
15.00	7.06	7.72	7.09	5.26
30.00	2.90	5.83	7.28	5.40
45.00	2.13	3.15	7.16	3.99
60.00	0.94	2.46	5.23	2.56
120.00	0.94	2.20	4.83	1.35
180.00	0.80	0.96	0.51	0.71
270.00	0.55	0.59	0.58	0.38
360.00	0.28	0.45	0.51	0.32
Total	15.60	23.38	33.18	19.98

Tabla 27: Masa recuperada por colector a dosis 80 g/t. Fuente: Creación Propia.

Tiempo (s)	Mineral (g)			
	343	mx945	4037	727
15.00	7.80	8.60	7.55	5.15
30.00	3.43	6.34	7.06	5.14
45.00	1.31	4.64	7.52	3.54
60.00	0.69	3.18	5.39	2.08
120.00	1.59	2.19	5.66	1.28
180.00	1.24	0.60	0.54	0.67
270.00	0.83	0.42	0.60	0.36
360.00	0.53	0.35	0.55	0.32
Total	17.41	26.32	34.88	18.55