

# **ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL**

**FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA Y  
AGORINDUSTRIA**

**DETERMINACIÓN DEL TIEMPO ÓPTIMO DE OPERACIÓN Y  
SIMULACIÓN DEL CAUDAL DE FLUIDIZACIÓN DEL  
CONCENTRADOR CENTRÍFUGO KNELSON**

**TRABAJO DE INTEGRACIÓN CURRICULAR PRESENTADO COMO  
REQUISITO PARA LA OBTENCIÓN DEL TÍTULO DE INGENIERO QUÍMICO**

**PABLO DANIEL ARIAS MARIN**

**pablo.arias@epn.edu.ec**

**DIRECTOR: EDDY FERNANDO PAZMIÑO IBARRA**

**eddy.pazmiño@epn.edu.ec**

**DMQ, febrero 2024**

## **CERTIFICACIONES**

Yo, Pablo Daniel Arias Marín declaro que el trabajo de integración curricular aquí descrito es de mi autoría; que no ha sido previamente presentado para ningún grado o calificación profesional; y, que he consultado las referencias bibliográficas que se incluyen en este documento.

---

Pablo Daniel Arias Marín

Certifico que el presente trabajo de integración curricular fue desarrollado por Pablo Daniel Arias Marín, bajo mi supervisión.

---

Eddy Fernando Pazmiño Ibarra  
DIRECTOR

## **DECLARACIÓN DE AUTORÍA**

A través de la presente declaración, afirmamos que el trabajo de integración curricular aquí descrito, así como el (los) producto(s) resultante(s) del mismo, son públicos y estarán a disposición de la comunidad a través del repositorio institucional de la Escuela Politécnica Nacional; sin embargo, la titularidad de los derechos patrimoniales nos corresponde a los autores que hemos contribuido en el desarrollo del presente trabajo; observando para el efecto las disposiciones establecidas por el órgano competente en propiedad intelectual, la normativa interna y demás normas.

Pablo Daniel Arias Marín

Eddy Fernando Pazmiño Ibarra

Luis Andrés Ullauri Sabala

## **DEDICATORIA**

El presente trabajo de titulación se lo dedico a toda mi familia y amigos que siempre fueron un apoyo fundamental para poder superar cada uno de los desafíos que implicó la culminación de esta etapa dentro de mi vida.

## **AGRADECIMIENTO**

Mi más profundo agradecimiento a mi familia, mi fuente inagotable de amor y apoyo. A mis padres, por ser los pilares fundamentales en mi vida, por su confianza incondicional, por sus consejos sabios, por inculcarme valores que me han guiado en este camino y por su sacrificio que ha permitido el seguirme desarrollando. A mis hermanas, por su cariño, su constante apoyo y por ser mi fuente de alegría y motivación.

A mi tutor, Eddy Pazmiño, le mi gratitud por su invaluable guía, su paciencia y su dedicación. A Luis Andrés por sus consejos, conocimiento, paciencia y apoyo constante que fueron fundamentales para el desarrollo y la culminación de este trabajo.

A mis amigos Christian, Janina, Alisson, Ayleen y Ali junto con todos mis amigos del Departamento de Metalurgia Extractiva, gracias por su amistad incondicional, por su apoyo constante. Su compañía y sus palabras de aliento me han motivado a seguir adelante en los momentos de duda a lo largo de toda mi carrera universitaria.

Agradezco al Programa de las Naciones Unidas para el Desarrollo (PNUD), por brindarme la oportunidad de realizar este trabajo y por su apoyo financiero. Al departamento de metalurgia extractiva (DEMEX), por su invaluable colaboración y por el apoyo brindado en el desarrollo de este trabajo.

A todas las personas que, de una u otra forma, han contribuido a mi formación personal y profesional, les expreso mi más sincero agradecimiento. Su apoyo y colaboración han sido fundamentales para alcanzar este logro tan importante en mi vida.

Este trabajo de grado es un reflejo del esfuerzo y la dedicación de todos ustedes. Gracias por ser parte de este sueño hecho realidad.

## ÍNDICE DE CONTENIDO

CERTIFICACIONES .....	II
DECLARACIÓN DE AUTORÍA .....	III
DEDICATORIA .....	IV
AGRADECIMIENTO .....	V
ÍNDICE DE CONTENIDO.....	VI
RESUMEN.....	VII
ABSTRACT.....	VIII
1 DESCRIPCIÓN DEL COMPONENTE DESARROLLADO .....	1
2 METODOLOGÍA.....	9
3 RESULTADOS, CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES .....	16
4 REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	26
5 Anexos .....	29
Anexo 1: Tablas resumen del análisis químico por fracciones. ....	29
Anexo 2: Resultados del análisis de las curvas de molienda obtenidos. ....	32
Anexo 3: Resultados de procesamiento.....	51
Anexo 4: Desarrollo de las ecuaciones empleadas para el modelo del caudal de fluidización. ....	51

## RESUMEN

El distrito minero de Nambija ha empleado la amalgamación de mercurio para recuperar oro, con un rendimiento máximo del 50%, lo que deja una proporción importante de oro en la ganga del mineral, descartado después en cuerpos aluviales cercanos. Para mejorar la eficiencia de recuperación, se propone implementar un sistema de concentración centrífuga Knelson, motivado por el aumento del contenido de oro en sedimentos de un sistema de biofiltración. El estudio se centra en analizar el impacto de variables operativas como el tiempo y el nivel de líquido en el sistema de concentración. Las técnicas que se emplearon para caracterizar los sedimentos fueron ensayo al fuego, difracción de rayos X y análisis granulométrico. Para la determinación del tiempo óptimo se realizaron ensayos donde se mantuvo un 40% de sólidos en la alimentación y se ajustó la velocidad del cono concentrador del equipo Knelson para asegurar una fuerza centrífuga adecuada sobre las partículas de oro. Se recolectaron muestras de relave para analizar la eficiencia del proceso a lo largo del tiempo de operación. Los resultados mostraron que el nivel de líquido en el tanque de almacenamiento no es una variable determinante en el caudal de fluidización, y se observó una distribución heterogénea del oro en partículas menores a 600  $\mu\text{m}$  en los sedimentos. Se determinó que el tiempo de operación óptimo se encuentra entre 3 y 7 minutos, indicando la viabilidad del sistema Knelson para mejorar la recuperación de oro en Nambija con ajustes precisos en las variables operativas logrando alcanzar recuperaciones cercanas a un 25%.

**PALABRAS CLAVE:** Concentración centrífuga, sedimentos aluviales, recuperación de oro, concentrador Knelson.

## ABSTRACT

The Nambija mining district has employed mercury amalgamation to recover gold, with a maximum yield of 50%, which leaves a significant proportion of gold in the ore gangue, later discarded in nearby alluvial bodies. To improve recovery efficiency, it is proposed to implement a Knelson centrifugal concentration system, motivated by the increased gold content in sediments from a biofiltration system. The study focuses on analyzing the impact of operational variables such as time and liquid level on the concentration system. Various techniques were used to characterize the sediments, such as fire assay and X-ray diffraction, and grinding was performed to liberate the contained gold, determining the optimum particle size for concentration. During the experimentation, 40% solids were maintained in the feed and the speed of the cone concentrator was adjusted to ensure adequate centrifugal force on the gold particles. Tailings samples were collected to analyze the efficiency of the process over the operating time. The results showed that the liquid level in the storage tank hardly affected the fluidization flow rate, and a heterogeneous distribution of gold in particles smaller than 600  $\mu\text{m}$  was observed in the sediments. An optimum operating time was determined to be between 3 and 7 minutes, indicating the feasibility of the Knelson system to improve gold recovery at Nambija with precise adjustments in the operating variables.

**KEYWORDS:** Centrifugal concentration, alluvial sediments, gold recovery, Knelson concentrator.

# **1 DESCRIPCIÓN DEL COMPONENTE DESARROLLADO**

Dentro del presente estudio se realizaron pruebas a escala piloto referente a la recuperación de oro fino acumulado en sedimentos generados debido a la implementación de un sistema de biofiltración dentro del río Nambija. Dicha recuperación de oro se realizó mediante el concentrador gravimétrico centrífugo Knelson modelo KC-MD7,5. La presente investigación fue realizada con el objetivo de proponer una alternativa para recuperar recursos minerales que actualmente tienen una baja o nula recuperación mediante métodos establecidos en la minería aurífera aluvial en el Ecuador como es el caso de una concentración gravimétrica en concentradores de tipo Z.

Previo a los ensayos de recuperación de oro en el concentrador Knelson, se realizó el análisis físico químico de los sedimentos mediante difracción de rayos X y ensayo al fuego asistido por espectroscopía de absorción atómica. Adicionalmente, se realizó la caracterización química de las fracciones obtenidas mediante un análisis granulométrico con el objetivo de determinar el tamaño de partícula en el cual se obtiene una mayor recuperación de oro. Posteriormente se determinaron curvas de molienda asociadas a cada sedimento.

Por otro lado, dentro de los parámetros de operación estudiados a escala piloto de un concentrador gravimétrico centrífugo, se tiene el caudal de fluidización para el cual se realizó una simulación para poder determinar la influencia del nivel de líquido almacenado dentro del reservorio en esta variable. Adicionalmente, se analizó el parámetro del tiempo de operación, puesto que, en el caso de que se sobrepase un tiempo óptimo una fracción del oro contenido en la alimentación se irá directamente hacia el relave, reduciendo el porcentaje de recuperación de este en el concentrado.

El estudio previamente descrito se realizó en tres muestras recolectadas en puntos distintos del sistema de biofiltración previamente mencionado, las cuales presentan similares propiedades fisicoquímicas, con el objetivo de verificar la reproducibilidad de su procesamiento.

## **1.1 Objetivo general**

Evaluar las condiciones de operación del concentrador centrífugo Knelson a escala piloto

## **1.2 Objetivos específicos**

- Caracterizar la muestra a procesar mediante difracción de rayos X, análisis granulométrico y ensayo al fuego.

- Determinar la curva de molienda de las muestras a procesar
- Simular y Verificar del efecto de la carga del tanque de almacenamiento del agua de fluidización en la presión de la fluidización del concentrador Knelson.
- Procesamiento del mineral mediante el concentrador Knelson.
- Caracterizar tanto de los concentrados como los relaves obtenidos en dicho procesamiento para la determinación del tiempo óptimo de operación.

### **1.3 Alcance**

a) Caracterizar la muestra a procesar mediante DRX, análisis granulométrico y ensayo al fuego

Tomando en cuenta una muestra de 50 kilogramos de sedimento. Se inició con una clasificación del tamaño de partícula del mismo, en donde se recolectó únicamente la fracción de un tamaño inferior a 2 mm reduciendo la masa de la muestra a 35 kilogramos. Posteriormente, se cuarteó dicha fracción de tal forma que se obtuvo una muestra representativa de 10 gramos obtenida mediante cuarteo para su posterior caracterización mineralógica mediante la difracción de rayos x.

Del mismo modo se recolectaron 2 kilogramos de una muestra representativa del mismo material para su posterior análisis granulométrico al igual que su análisis mediante el ensayo al fuego de cada una de las fracciones recolectadas para poder determinar el tamaño de partícula óptimo para obtener el mayor rendimiento.

b) Determinar la curva de molienda de las muestras a procesar.

Dicha curva de molienda se determinó mediante la realización de varios ciclos de molienda en seco durante 15, 30, 45, 60, 75 y 105 minutos.

Al final de cada ciclo de molienda se recolectaron 500 gramos del material molido, de los cuales se eliminó aquella fracción que presentó un tamaño de partícula inferior a 35  $\mu\text{m}$  mediante un proceso de deslamado para evitar alteraciones al momento de encontrar la granulometría del material. Después, la fracción restante se sometió a un proceso de análisis granulométrico.

c) Simulación y verificación del efecto de la carga del tanque de almacenamiento del agua de fluidización en la presión de la fluidización del concentrador Knelson.

Primero se determinó la altura de agua en el tanque de almacenamiento como una función que dependerá del tiempo mediante un balance de masa diferencial. Posteriormente, se incluyó el efecto de la altura de este en el caudal de descarga del sistema tomando en cuenta tanto el aporte de equipos de impulsión, como las pérdidas asociadas a la fricción generada debido al movimiento del fluido a través de los accesorios que conforman el sistema de tuberías a través del cual se alimenta el agua al concentrador centrífugo.

Dicho modelo se resolverá numéricamente mediante un algoritmo computacional. Finalmente, para la validación del modelo se realizó un simulacro de la descarga de dicho tanque durante la cual se registró la altura del nivel de líquido durante un intervalo de tiempo específico.

d) Procesamiento del mineral mediante el concentrador Knelson.

Una vez se ha alcanzado el tamaño de partícula requerido mediante una molienda en seco, se cargó el mineral previamente molido a un tanque agitado de 50 litros de capacidad junto con agua de tal forma que se obtuvo una pulpa con un porcentaje de sólidos del 40%. Y se alimentó al concentrador con una velocidad de 3 kilogramos de mineral seco por cada minuto durante 10 minutos.

A lo largo de dicho procesamiento se recolectaron los relaves generados en intervalos de 2 minutos entre cada medición obteniéndose un total de 11 muestras para cada ensayo.

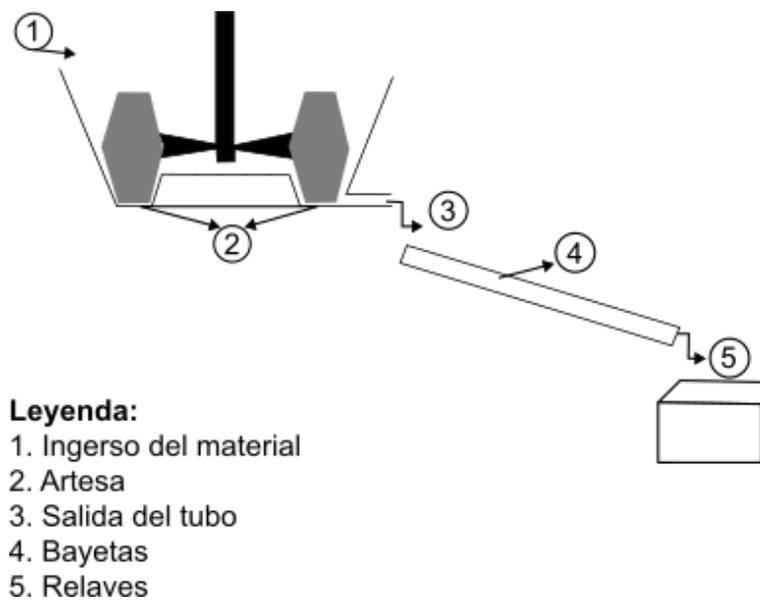
e) Caracterización tanto de los concentrados como los relaves obtenidos en dicho procesamiento para la determinación del tiempo óptimo de operación.

Una vez se recolectaron tanto los relaves como el concentrado final a partir del procesamiento previamente descrito se los preparó para su posterior análisis de contenido de oro mediante el ensayo al fuego.

## 1.4 Marco teórico

### Antecedentes

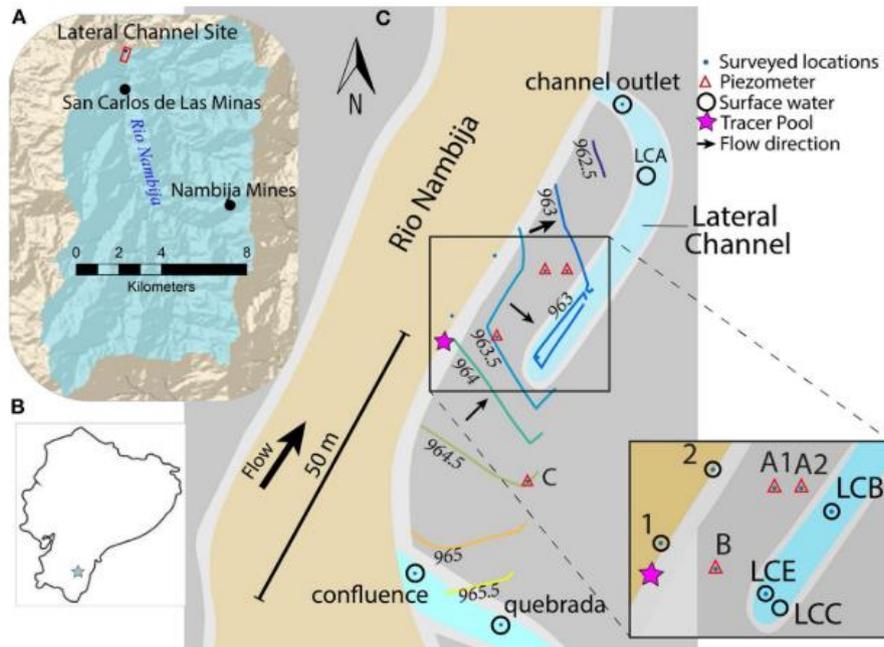
Dentro de los procesos de recuperación de oro que se llevan a cabo dentro de las diversas concesiones mineras que se encuentran dentro del territorio ecuatoriano se destaca como una de las primeras etapas la concentración gravimétrica. Específicamente dentro del distrito minero de Nambija ubicado en la provincia de Zamora Chinchipe en la parroquia San Carlos de las Minas, se realiza un proceso de recuperación que consiste principalmente en reducción de tamaño seguido de concentración gravimétrica mediante el uso de trapiche chileno y canalón (Figura 1.4.1) a partir del cual se obtiene un concentrado que posteriormente se somete a amalgamación con mercurio y destilación para finalmente recuperar el oro (Carling et al., 2013; Sandoval, 2001).



**Figura 1.4.1.** Esquema resumido de procesamiento de oro en el distrito minero de Nambija (Quintuna, 2017)

De acuerdo con Quintuna, (2017) a partir de los estudios que realizó sobre el proceso de recuperación de oro a partir de mineral en consorcios mineros ubicados en Nambija determinó que se alcanza una recuperación del 50%, con lo cual aproximadamente la mitad del material de interés es descargado junto con la corriente de relaves al río Nambija.

Se propone el procesamiento de los sedimentos que se arrastran en río por procesos de erosión o colas de procesamiento descargadas aguas arriba. Una parte de estos sedimentos han sido concentrados mediante la aplicación de sistema de biofiltración (Figura 1.4.2) en donde se aprovecha el flujo lateral del río para la recuperación de oro entre otros metales pesados (Johnson et al., 2020).



**Figura 1.4.2.** Sistema de biofiltración empleado (Johnson et al., 2020)

Mediante este método se logra alcanzar una concentración máxima de oro de 0,08 g por metro cúbico de aluvio (Johnson et al., 2020). Es decir, dichas corrientes aún pueden ser procesados mediante concentración gravimétrica debido a su composición mineralógica.

### **Sistemas de concentración gravimétrica**

Al momento de considerar alternativas para la recuperación de oro presente en sedimentos aluviales una de las principales alternativas a tomar en cuenta es la concentración gravimétrica que en comparación con otros métodos de recuperación como la cianuración y la flotación vienen a ser la alternativa con mayor eficacia en cuanto a costos tomando en cuenta su bajo impacto ambiental y la ausencia de reactivos químicos presentes en su régimen de operación con lo cual se reduce notablemente el nivel de contaminación a diferencia de las técnicas previamente mencionadas, de las cuales el relave de descargar requiere de un posterior tratamiento antes de ser descartado a la naturaleza.

Estos procesos de concentración gravimétrica se enfocan en una clasificación de partículas en función de su densidad, considerando que las partículas de oro presentan una densidad de 19,3 gramos por centímetro cúbico mientras que usualmente la ganga asociada compuesta principalmente por silicatos presenta una gravedad específica de aproximadamente 2,6 gramos por centímetro cúbico (Sen, 2010).

Dentro de las principales opciones para la obtención de concentrados de oro a partir de fuentes aluviales se tiene a los concentradores tipo “z” (Figura 1.4.3) los cuales son ampliamente empleados puesto que permite procesar altos volúmenes de material en períodos cortos de tiempo, requiere una baja inversión inicial, necesitando un mínimo costo de mantenimiento (Japa Suquilanda and Sanango Zaruma, 2022).

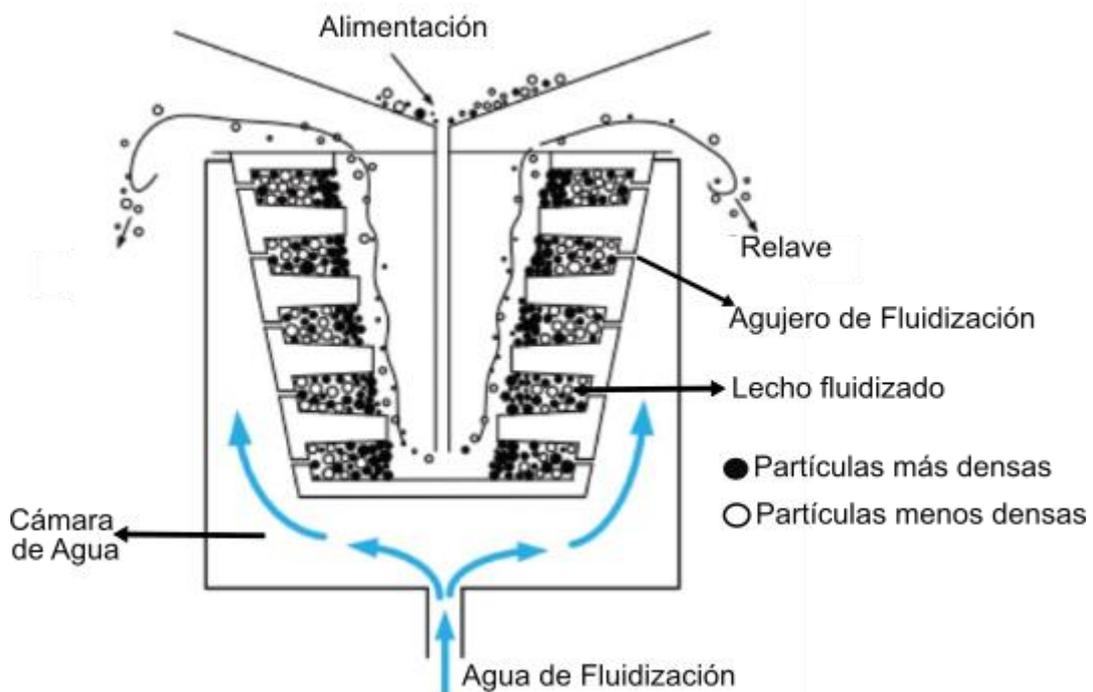
Por otra parte, de acuerdo con los estudios realizados por Acosta Fiallos y Feijoo Loayza, (2020) . Con el paso del tiempo una de las alternativas más empleada para incrementar la capacidad de procesamiento de los yacimientos aluviales de oro encontrado en el río Nambija es la concentración gravimétrica de tipo “z”. El cual también presenta desventajas, siendo la principal una baja recuperación de oro debido a una incorrecta configuración del ángulo de inclinación entre 11 y 30 grados cuando se ha determinado que se obtiene una mejor recuperación cuando se trabaja con un ángulo de inclinación de aproximadamente 7 grados debido al tamaño de partícula promedio el cual es aproximadamente 270  $\mu\text{m}$  alcanzando una recuperación máxima del 12% en el caso de oro fino (León Peñafiel, 2015; Robles Alvarado and Lojano García, 2022; Toapanta Ramos, 2022; Veiga and Gunson, 2020)



**Figura 1.4.3.** Concentrador de tipo “z” (Japa Suquilanda and Sanango Zaruma, 2022)

Debido a las desventajas mencionadas previamente se propone la realización de una concentración mediante el uso de equipos de concentración centrífuga como es el caso del concentrador Knelson, el cual basa su mecanismo de separación en la diferencia de la fuerza centrífuga aplicada sobre las partículas de oro y la ganga en donde debido al ingreso de agua acumulada dentro de la cámara de agua a través de los agujeros de fluidización de tal forma que dentro de los anillos del cono concentrador se forma un lecho fluidizado que permite la acumulación de aquellas partículas con una mayor densidad descartando aquellas partículas de menor densidad. La recolección del concentrado es un proceso batch, que ocurre después del corte de los flujos de alimentación deteniendo la operación del equipo para posteriormente extraer el cono saturado para su limpieza (Koppalkar, 2009).

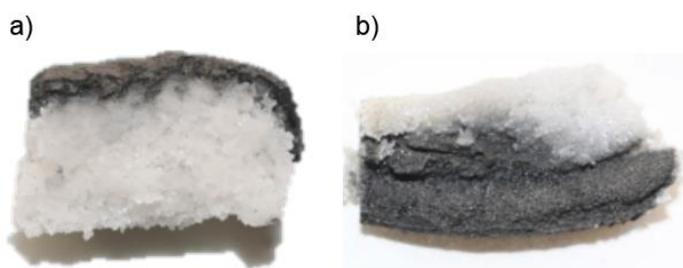
Adicionalmente, de acuerdo con los estudios realizados por (Sen, 2010) este tipo de concentrador alcanza elevados porcentajes de recuperación cuando se trabaja con partículas de oro con un tamaño de partícula de entre 75 – 106 micrómetros alcanzando un porcentaje de recuperación igual al 50%.



**Figura 1.4.4.** Esquema de funcionamiento del concentrador Knelson. Adaptado de (Chen, Yang, Tong, Niu, et al., 2020)

Por otro lado, este equipo de concentración es sujeto de estudio debido a la gran cantidad de parámetros que intervienen en su funcionamiento como pueden ser: Granulometría de la alimentación, porcentaje de sólidos en la alimentación, presión de fluidización, tiempo de operación, entre otros (Koppalkar, 2009; Sen, 2010; Toapanta Ramos, 2022).

Es así como de acuerdo con lo estudios realizados por Chen, Yang, Tong, Liu, et al., (2020), la velocidad de alimentación del agua de fluidización al cono concentrador presenta una alta influencia dentro del concentrado del material, por ejemplo, en el caso de que se maneje un bajo caudal de fluidización se favorece la compactación de la ganga dentro de los anillos del cono concentrador, lo cual a su vez provoca que el material más denso se acumule en la zona más superficial del mismo (Figura 1.4.5). Facilitando que se den pérdidas en las fracciones más finas del material de interés en los relaves mientras que para un elevado caudal de alimentación de agua se mejora las condiciones de fluidización en el interior de los anillos permitiendo que se dé un intercambio entre el material más denso y la ganga, permitiendo así incrementar su recuperación.



**Figura 1.4.5.** Morfología del material acumulado en los anillos del cono concentrador cuando se manejan a) Bajos caudales de fluidización b) Altos caudales de fluidización (Chen, Yang, Tong, Liu, et al., 2020).

Por otro lado, en cuanto al tiempo de operación del concentrador se refiere se ha determinado a escala piloto el mantener operativo un sistema de concentración centrífuga durante períodos de tiempo muy prologados puede ocasionar pérdidas del material fino en el relave reduciendo así el porcentaje de recuperación del material (Ccari Ramos, 2022)

Finalmente, dentro del presente trabajo se estudiaron las variaciones del caudal de fluidización debido al efecto de la presión hidrostática generada por el agua almacenada, así como se determinó el tiempo de operación óptimo para maximizar el porcentaje de recuperación de oro tomando como parámetros fijos el porcentaje de sólidos en la alimentación, así como el flujo de alimentación del sedimento a procesar.

## 2 METODOLOGÍA

Para el presente trabajo se siguió un método hipotético-deductivo. Para lo cual, se consideraron los parámetros de operación recomendados por el fabricante junto con los datos de la caracterización del mineral: tamaño de partícula promedio y la distribución de tamaño del oro contenido en el sedimento. Adicionalmente, como variable estudiada se tiene la concentración de oro en los relaves generados como una función del tiempo de operación del sistema de concentración centrífuga.

### 2.1 Elaboración de un sistema de alimentación continuo

#### Armado del sistema

Para la creación de un sistema de alimentación continua se realizó una previa selección de los equipos a emplear, siendo estos un agitador mecánico, una bomba de lodos de la marca Quinn Process Equipment Co y el concentrados Knelson modelo KC-MD 7,5. Una vez establecidos los equipos principales a emplear dentro del procesamiento del mineral muestreado, se procedió con la identificación de aquellas instalaciones auxiliares necesarias para garantizar un funcionamiento adecuado para el mismo, dentro de los principales equipos auxiliares se encuentra una bomba centrífuga y un tanque de almacenamiento el cual se empleó para abastecer del agua de fluidización del concentrador Knelson (Figura 2.1.1).



**Figura 2.1.1.** Sistema de procesamiento a emplear (1: Tanque de almacenamiento del agua de fluidización, 2: Bomba centrífuga, 3: Línea de alimentación del agua de fluidización, 4: Concentrador Knelson, 5: Bomba de lodos, 6: Tanque de acondicionamiento).

## Modelado del sistema de alimentación del agua de fluidización

Una vez armado el sistema de operación continuo mostrado en la Figura 2.1.1 se procedió con el registro de todos los accesorios presentes en el mismo para la posterior implementación de las respectivas constantes de pérdidas energéticas (ver anexo 3). Posteriormente, se plantea un balance de masa diferencial (Ecuación 2.1.1), tomando en cuenta como volumen de control tanto al tanque como todo el sistema de tuberías al que este se encuentra conectado hasta la descarga de la corriente de relaves del concentrador Knelson (Knelson Gold Concentrators Inc.). Adicionalmente, para el cálculo del caudal de descarga de dicho sistema se está tomando en cuenta las leyes de conservación de la energía mecánica tomando en cuenta las pérdidas generadas por la fricción a lo largo del sistema de alimentación (Ecuación 2.1.2, Ecuación 2.1.3, Ecuación 2.1.4 y Ecuación 2.1.5).

$$\frac{dm}{dt} = m_{in} - m_{out}$$

**Ecuación 2.1.1.** Ecuación general del balance de masa sin generación ni consumo de materia.

$$\frac{P_{salida}}{\gamma} + \frac{V_{salida}^2}{2g} + z_{salida} = \frac{P_{S.Agua}}{\gamma} + \frac{V_{S.Agua}^2}{2g} + z_{S.Agua} - h_{fricción} + h_{bomba}$$

**Ecuación 2.1.2.** Ecuación de Bernoulli empleada tomando en cuenta pérdidas de energía debido a la fricción, así como aportes energéticos debido a la presencia de bombas.

$$hf_{tuberías} = f \times \left(\frac{L}{D}\right) \left(\frac{v^2}{2g}\right)$$

**Ecuación 2.1.3.** Ecuación de Darcy-Wisbach, empleada para la estimación de pérdidas en tuberías.

$$K = f \times \left(\frac{Leq}{D}\right)$$

**Ecuación 2.1.4.** Estimación de la constante de pérdidas en accesorios en función de la longitud característica.

$$\frac{1}{\sqrt{f}} = -2 \log_{10} \left( \frac{\epsilon}{3,7D} + \frac{2,51}{Re\sqrt{f}} \right)$$

**Ecuación 2.1.5.** Ecuación de Colebrook-White para la determinación del factor de fricción de Darcy-Weisbach.

En donde:  $P$  corresponde a la presión tanto en la descarga del circuito como en la superficie de agua dentro del tanque,  $v$  corresponde con la velocidad del fluido en los mismos puntos,  $z$  corresponde con la altura en la que se está dando la descarga al igual que el nivel de agua almacenada,  $h_{fricción}$  hace referencia a las pérdidas energéticas debido a la fricción con la tubería y sus respectivos accesorios,  $h_{bomba}$  corresponde con la energía que aporta la bomba implementada,  $L$  es la longitud de la tubería,  $D$  es el diámetro de la sección de tubería a analizar,  $K$  es la constante de los accesorios considerados,  $f$  es el factor de fricción de Darcy y  $\epsilon$  corresponde con la rugosidad del material de las tuberías analizadas (acero y PVC) (ver anexo 3).

Luego, para completar el modelado del sistema se empleó el método de discretización de ecuaciones diferenciales de Euler descrito por la ecuación 3 manteniendo un intervalo de tiempo acorde con los límites superior e inferior de las alturas del tanque, como límite inferior se manejó un valor de 0,08 metros para evitar la cavitación de la bomba integrada en el sistema mientras que como límite superior se manejó en 33 centímetros.

Finamente se realizó la verificación del modelo implementado mediante un ensayo que consistió en llenar el tanque de agua hasta una altura de 33 centímetros y dejar que el sistema de alimentación del agua de fluidización del equipo opere durante 5 minutos. Cada minuto se registró la altura alcanzada y finalmente se compararon los resultados experimentales con los del modelo planteado.

## **2.2 Caracterización de muestras**

### **Análisis granulométrico**

Para la determinación de la granulometría de las muestras a procesar se inició con la homogeneización de esta mediante un manto, seguido del cuarteo empleando un divisor de muestras de tipo Jones hasta que se han recolectado aproximadamente 500 gramos de muestra. Luego, se realizó el deslamado de la misma, para lo cual se emplearon las mallas número 100 y 400 de la marca ASTM E.-11, correspondientes a una abertura de 150 y 38 micrómetros respectivamente. El proceso de deslamado se realizó en un tamiz vibratorio Fritsch Analysette 03.501 en dos etapas empleando 250 gramos de la muestra previamente homogeneizada en cada una. Una vez finalizado el proceso de deslamado caracterizado por la ausencia de material en la corriente de salida del tamiz vibratorio, se recolectaron las fracciones retenidas en cada uno de los tamices para su posterior secado en una estufa a una temperatura de 93 grados Celsius.

Una vez se ha obtenido la muestra deslamada y secada se procedió con el armado de la torre de tamices a emplearse para el análisis granulométrico para lo cual se emplearon malla de número 10, 30, 60, 100, 140, 200, 270 y 400 de acuerdo con la normativa ASTM E-11 corresponden con los tamaños de partícula 2000, 600, 250, 150, 106, 75, 53 y 38 micrómetros respectivamente.

Después se colocó la fracción de material deslamado retenido en la malla 100 del proceso anterior en la parte superior de la torre descrita previamente, mientras que la fracción retenida en la malla 400 del proceso de deslamado se colocó desde la malla 140 cuidando de no superar los 250 gramos de muestra cargado a la torre de tamices. Finalmente se colocó la torre cargada de la muestra en el tamiz vibratorio ATM Arrow DuraTap™ para iniciar con el análisis durante 15 minutos. Una vez transcurrido el tiempo necesario se registraron los pesos del material retenido en cada una de las mallas descritas previamente.

Cabe mencionar que este procedimiento se realizó con 500 gramos de muestra dentro de la determinación del tamaño de partícula promedio para la construcción de las curvas de molienda, mientras que para la caracterización del sedimento de cabeza el análisis se realizó con 2 kilogramos de muestra.

### **Caracterización Química**

Se recolectaron de 60 gramos de la muestra original previamente homogenizada y cuarteada empleando un paleo y manteo junto con la implementación de un divisor jones. Después de que la muestra haya sido pulverizada se separaron 5 gramos para su caracterización mineralógica mediante difracción de rayos X en el equipo Bruker AXS D8 Advance model.

Por otro lado, de la fracción de muestra restante se cuarteo hasta obtener 30 gramos de muestra, para su posterior caracterización mediante ensayo al fuego, para lo cual se empleó una carga fundente compuesta por: 45 gramos de litargirio, 30 gramos de bórax, 20 gramos de carbonato de sodio, 7 gramos de sílice junto con 0,3 gramos de nitrato de potasio y 4 gramos de harina. Una vez pesada la carga fundente previamente descrita se procedió a homogenizar la misma junto con la fracción de muestra previamente mencionada mediante un manteo.

Después de la homogenización la carga (muestra más fundente) se colocó en un crisol de arcilla en donde se añadió 1 mililitro de una solución de nitrato de plata 4,33 g/L, luego se añadió una cobertura de bórax para iniciar el proceso de fundición dentro de un horno a gas artesanal a una temperatura de 1000 °C aproximadamente durante 45 minutos.

Inmediatamente después de que se completó el tiempo de fusión y se observó que el material fundido ya no presentaba indicios de una reacción química se procedió con la extracción y colada del mismo en una lingotera cónica.

Pasados 15 minutos se extrajo de la lingotera el régulo formado y se separó la fase metálica formada de la fase escoria el mismo, previa a la extracción del régulo se colocó una copela dentro de la mufla de marca Thermo Scientific modelo Linderberg Blue M para iniciar su precalentamiento a 950 °C. Mientras se realizaba dicho precalentamiento se realizó un moldeado de la fase metálica empleando un martillo de acero hasta llegar a una forma semejante a la de un paralelepípedo. Finalmente, se colocó el régulo moldeado dentro de la copela sin sacar esta última de la mufla dando inicio al proceso de copelación durante 40 minutos aproximadamente. Finalmente, se extrajo la copela junto con el doré.

Luego se colocó el doré obtenido en un tubo de ensayo en baño maría, dentro del cual se añadió 1 mililitro de agua destilada junto con 1 mililitro de ácido nítrico respectivamente. Una vez han transcurrido aproximadamente 15 minutos y tras verificarse que la fracción de plata perteneciente al doré se haya disuelto completamente se realizaron 3 lavados con agua destilada. Una vez completados los lavados se añadieron 4 mililitros de agua regia la cual se elaboró previamente mezclando ácido nítrico con ácido clorhídrico manteniendo una proporción de 3 a 1. Una vez colocada el agua regia en el tubo de ensayo se lo volvió a colocar en baño maría durante 5 minutos hasta que se observó que el sólido presente en el inicio se encontrase completamente disuelto en la solución; posteriormente se añadió agua destilada al tubo de ensayo hasta completar un volumen de 10 mililitros. Finalmente, la muestra aforada a 10 mililitros se lee mediante espectroscopía de absorción atómica en el equipo Perkin Elmer AAnalyst 300 el cual previamente fue calibrado para la lectura de oro empleando una curva de calibración para concentraciones de 5, 10, 15 y 30 ppm. Una vez obtenidos la lectura correspondiente se realizó una conversión a gramos por tonelada, tomando en cuenta el volumen de aforo y la cantidad de muestra procesada.

Es importante mencionar que dentro de los ensayos de malla valorada se realizó el procedimiento descrito para el análisis granulométrico, con la diferencia de que en este caso se procesaron 2000 gramos de material previamente homogeneizado, después de que se completó el análisis granulométrico de dicha muestra se procedió con su caracterización química mediante ensayo al fuego.

## 2.3 Procesamiento de muestras

### Molienda

Una vez completada la caracterización del material, se colocaron 30 kilogramos de material dentro de un molino de bolas con una carga de 110 kg de bolas de acero y se operó durante 25 minutos con una velocidad de operación de 44 rpm. Después de este periodo de tiempo, se recolectaron 500 gramos de muestra para su posterior análisis granulométrico, este procedimiento se realizó hasta que se alcanzó el tamaño de partícula de acuerdo con los resultados obtenidos mediante la cuantificación de oro en las fracciones de oro retenidas en el análisis granulométrico.

### Descripción del equipo Knelson KC-MD 7,5

Tal como se mencionó previamente el concentrador centrífugo a emplear para el procesamiento del sedimento previamente caracterizado es el correspondiente con el modelo KC-MD 7,5 (Figura 2.3.1), el cual consta de un cono concentrador con un diámetro de aproximadamente 7,5 pulgadas (19.05 cm). Posee un motor de 1 hp (0,75 kW) con el cual se alcanza una velocidad de rotación del cono igual a 970 rpm permitiendo que el material pueda ser sujeto a una fuerza centrífuga equivalente a 60 veces la fuerza ejercida debido a la aceleración de la gravedad. Dentro de los rangos operacionales recomendados por el fabricante se tienen los siguientes: Tamaño de alimentación máximo 4,7 milímetros, tamaño de partícula de 2 milímetros, permite su operación desde una alimentación totalmente húmeda hasta pulpas que presenten un 75 % de sólidos en peso, en cuanto a los caudales de agua de fluidización se recomienda una operación entre 27 a 45 litros por minuto.



**Figura 2.3.1.** Concentrador Knelson MD7,5 empleado en los ensayos (1: Tolva de alimentación, 2: Cámara de fluidización, 3: Descarga del relave, 4: Motor, 5: Línea de fluidización, 6: Cono concentrador, 7: Anillos concentradores).

## Procesamiento del material

Una vez se ha verificado que se ha alcanzado el tamaño de partícula adecuado mediante la molienda, se preparó la pulpa con dicho material para lo cual se cargaron aproximadamente 30 L de agua y se fue agregando el mineral progresivamente durante 15 minutos. Luego, se determinó el porcentaje de sólidos mediante la implementación de una balanza Marcy (Figura 2.3.2). Hasta que se alcanzó un porcentaje de sólidos igual al 40% tomando en cuenta una gravedad específica del material igual a 2,2 la cual se determinó mediante el uso de la misma balanza.

Después de que se preparó una pulpa con un porcentaje de sólidos del 40% se procedió con el encendido tanto del concentrador como su respectivo sistema de alimentación de acuerdo con la siguiente secuencia: Sistema de fluidización, concentrador centrífugo y finalmente sistema de alimentación. Una vez iniciado el procesamiento se continuó con la adición tanto de material seco como agua en el tanque de acondicionamiento hasta completar un tiempo de operación de 13 minutos. Durante dicho tiempo se recolectaron las muestras correspondientes con los relaves generados cada dos minutos empezando una vez completado el primer minuto de operación, una vez completado el ensayo se recolectó el concentrado obtenido y se secaron las muestras de los relaves obtenidas. Se realizó su caracterización mediante ensayo al fuego.



Figura 2.3.2. Balanza Marcy

### 3 RESULTADOS, CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

#### 3.1 Resultados

##### Caracterización

Tomando en cuenta los resultados mostrados en la Tabla 3.1.1 se puede destacar un elevado contenido tanto de minerales pertenecientes al grupo de las Plagioclasas como de cuarzo, alcanzando un contenido de entre el 38 al 53 y entre el 32 al 44 por ciento respectivamente. Esto se debe principalmente a que ambos minerales presentan una baja densidad igual a 2,6 gramos por metro cúbico (Alonso Rodríguez, 2010). Por lo cual, estos pueden ser transportados fácilmente a lo largo de los ríos permitiendo su posterior deposición en aquellas zonas donde se presenten bajos flujos de agua (Basile, 2018). Adicionalmente, de acuerdo con los estudios realizados por (Arias González and Gonzales Vásquez, 2003) dentro de las zonas aledañas al río Nambija se tienen formaciones mineralógicas ricas tanto en plagioclasas como en cuarzo, justificando así la presencia de estas dentro de los sedimentos recolectados.

**Tabla 3.1.1.** Análisis Mineralógico de las muestras procesadas.

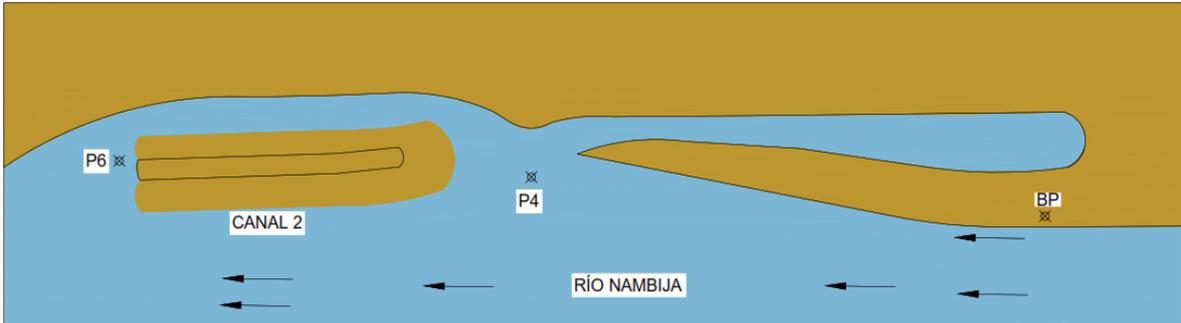
Mineral	Fórmula	Contenido P4 [%]	Contenido P6 [%]	Contenido BP [%]
Grupo plagioclasas	$(\text{Na,Ca})\text{Al}(\text{Si,Al})\text{Si}_2\text{O}_8$	38	52	53
Cuarzo	$\text{SiO}_2$	42	33	32
Caolinita	$\text{Al}_2(\text{Si}_2\text{O}_5)(\text{OH})_4$	4	2	2
Moscovita	$\text{KAl}_2(\text{AlSi}_3\text{O}_{10})(\text{OH})_2$	5	6	5
Clorita	$(\text{Mg,Fe})_3(\text{Si,Al})_4\text{O}_{10}(\text{OH})_2 \cdot (\text{Mg,Fe})_3(\text{OH})_6$	<1%	3	4
Cordierita	$\text{Mg}_2\text{Al}_4\text{Si}_5\text{O}_{18}$	2	2	1
Clinocloro	$(\text{Mg,Fe})_5\text{Al}(\text{Si,Al})_4\text{O}_{10}(\text{OH})_8$	5	3	2
Arsenopirita	$\text{FeAsS}$	2	<1%	<1%
Rutilo	$\text{TiO}_2$	2	<1%	<1%

Por otro lado, de acuerdo con los resultados mostrados en la (Figura 3.1.3 a) se puede observar que para el caso de las muestras recolectadas tanto en la barrera del piezómetro como en el punto 6 del biofiltro el oro acumulado en dichos puntos se encuentra distribuido en un amplio rango de tamaños de partícula, lo cual concuerda con lo mencionado por (Mitchell, Evans and Styles, 1977) en donde se muestra que dentro de la caracterización del contenido de oro en sedimentos aluviales se destaca que este suele encontrarse distribuido dentro de un amplio rango de tamaños de partícula, desde 100 micrómetros hasta a 3,5 milímetros demostrando así la heterogeneidad del mismo.

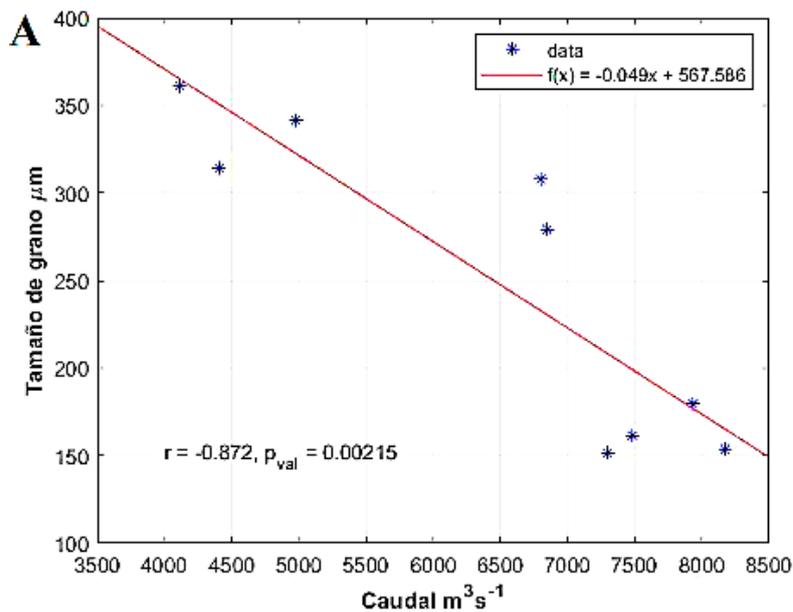
Sin embargo, no se evidenció la presencia de oro en las fracciones con un tamaño de partícula superior a los 600 micrómetros. Por lo cual, es importante el tomar en cuenta que tal como se mencionó dentro del marco teórico la fuente de oro dentro de estos sedimentos solamente corresponde a la descarga de los procesos de concentración gravimétrica artesanales empleados en el distrito minero de Nambija aguas arriba de la zona en donde se encuentra ubicado el sistema de biofiltración, en donde al emplearse principalmente la amalgamación el material que recuperan es principalmente oro grueso el cual dentro de esta investigación se definió como aquel material que presenta un tamaño de partícula superior a 700  $\mu\text{m}$  que a su vez está de acuerdo con los estudios realizados por Torkaman, Veiga, Lavkulich y Klein (2023); en el caso de que se trabaje con muestras donde el oro se encuentra en un rango de tamaño de partícula inferior 700 micrómetros se presenta bajo rendimiento en su recuperación mediante amalgamación.

Adicionalmente, se destaca la heterogeneidad entre las muestras analizadas, dado por un incremento en el porcentaje de recuperación de oro para tamaños de partículas entre 150 y 250 micrómetros, en donde a comparación con las muestras recolectadas en el punto 6 (P6) y en la barrera del piezómetro (BP) (**Figura 3.1.1**). Dentro de las zonas previamente mostradas, se inició en el punto P4 debido al flujo transversal de agua se alcanza un bajo caudal, mientras que en el punto 6 que se encuentra aguas abajo del sistema de biofiltración debido a la geografía del terreno este presenta un mayor caudal, lo cual implica una menor granulometría en los sedimentos acumulados aguas abajo de acuerdo con la relación entre el tamaño de grano de sedimentos y el caudal del río mostrada en la **Figura 3.1.2**, por ende el oro asociado a dichos sedimentos presentará una menor granulometría en comparación con el oro depositado aguas arriba.

Por otro lado, a partir de los análisis químicos realizados en las fracciones de sedimento retenidos en cada una de las fracciones del análisis granulométrico se determinó la concentración de oro en cada una de las muestras recolectadas en los puntos ilustrados en la **Figura 3.1.1** obteniendo así leyes de oro igual a 0,185; 0,202 y 0,13 gramos por tonelada de sedimento para las muestras de BP, P4 y P6 respectivamente.

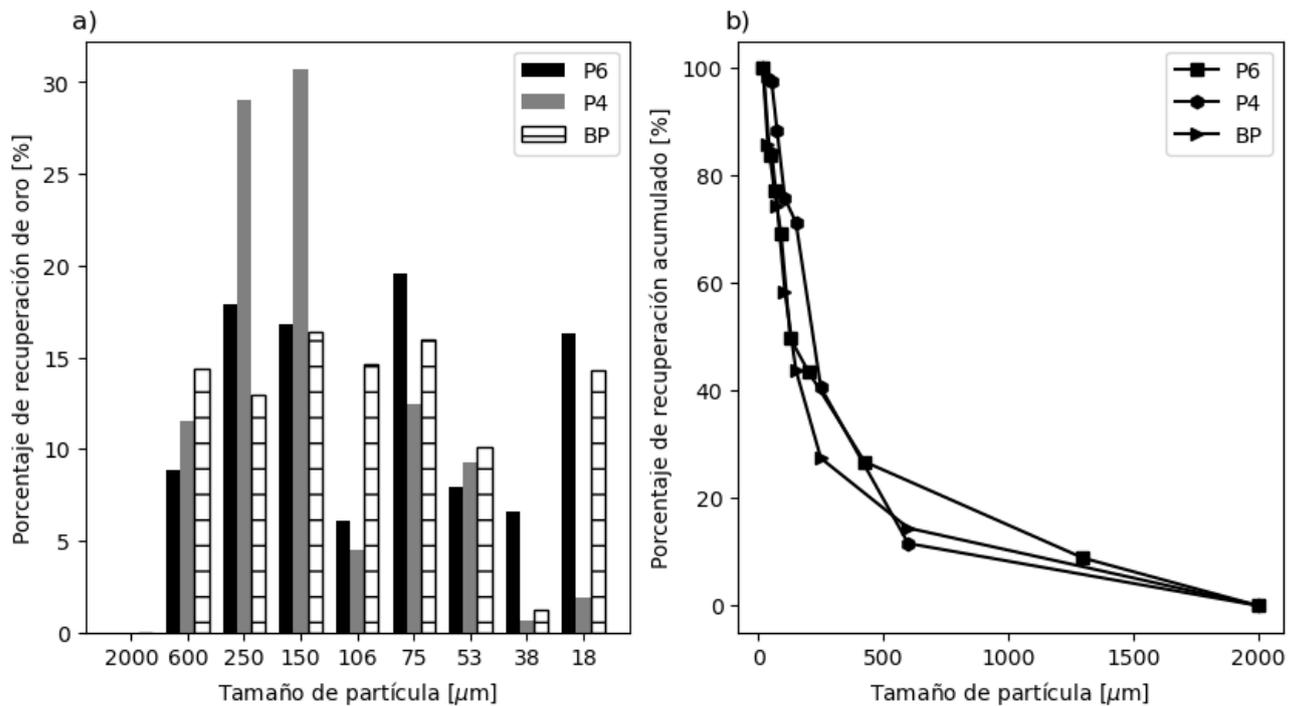


**Figura 3.1.1.** Puntos de muestreo a lo largo del sistema de biofiltración.



**Figura 3.1.2.** Diagrama del tamaño de grano del sedimento como una función del caudal (Sibaja Castillo, 2021)

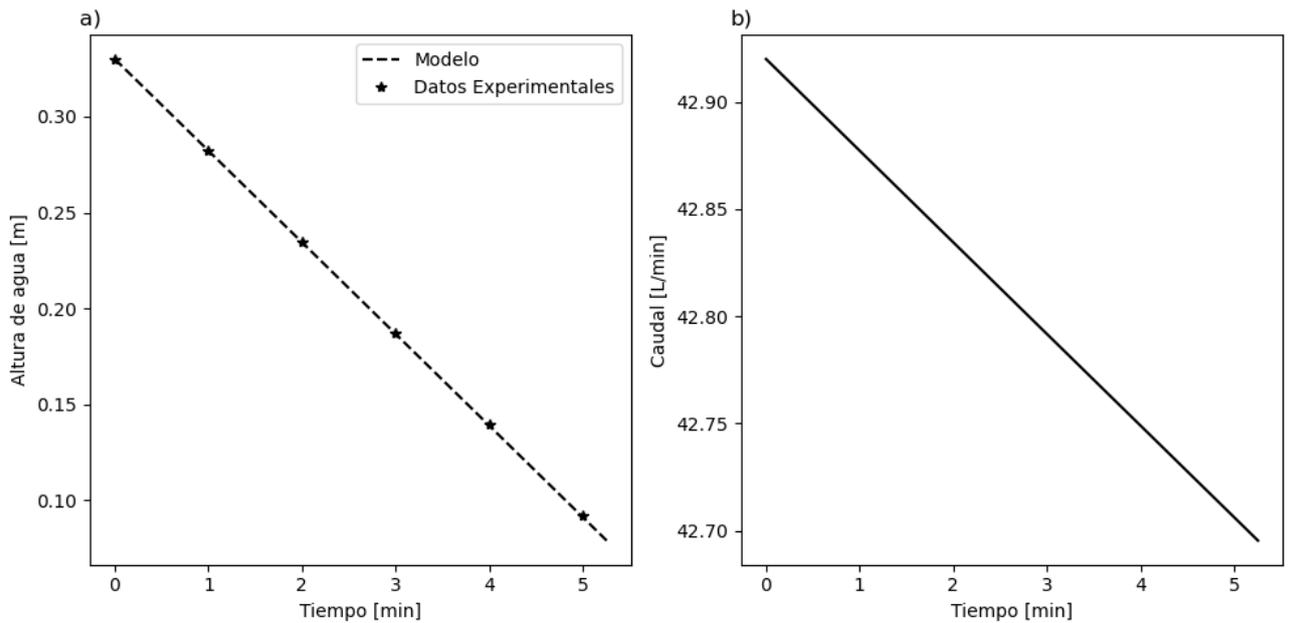
Por otro lado, tal como se evidencia en la (Figura 3.1.3 b) las recuperaciones de oro acumuladas son cercanas al 50% para un tamaño de partícula cercano a los 100 micrómetros para las tres muestras. Demostrando así la necesidad de realizar un proceso de molienda de tal forma que se libere una mayor cantidad de oro presente dentro del material, incrementando así la cantidad de material susceptible de recuperación por métodos gravimétricos (Grewal, Van Kleek and McAlister, 2020).



**Figura 3.1.3.** Análisis químico por fracciones: a) Porcentaje de recuperación individual en cada malla para las muestras P4, P6, y PB, b) Porcentaje de recuperación acumulado.

### Modelado del caudal de fluidización

A partir de los resultados mostrados en la Figura 3.1.4 se evidencia un buen ajuste entre los valores predichos de la altura del tanque, en comparación con los datos obtenidos experimentalmente, permitiendo así una estimación acertada del caudal del agua de fluidización alimentada al concentrador Knelson. Observando que a lo largo de 5 minutos de operación la relación que se mantiene entre el tiempo de descarga del tanque con la magnitud de descarga es inversamente proporcional, similar a la tendencia mostrada en los estudios realizados por Flores Azcona (2011). En donde se obtiene esta misma tendencia bajo un período de tiempo mucho menor, dicha diferencia se da debido a que en el presente trabajo se implementó una bomba centrífuga auxiliar dentro del circuito de alimentación del agua de fluidización (Figura 2.1.1). La cual permite el compensar el decaimiento de la presión ejercida por la columna de líquido mermando así el efecto de esta en el caudal de descarga.

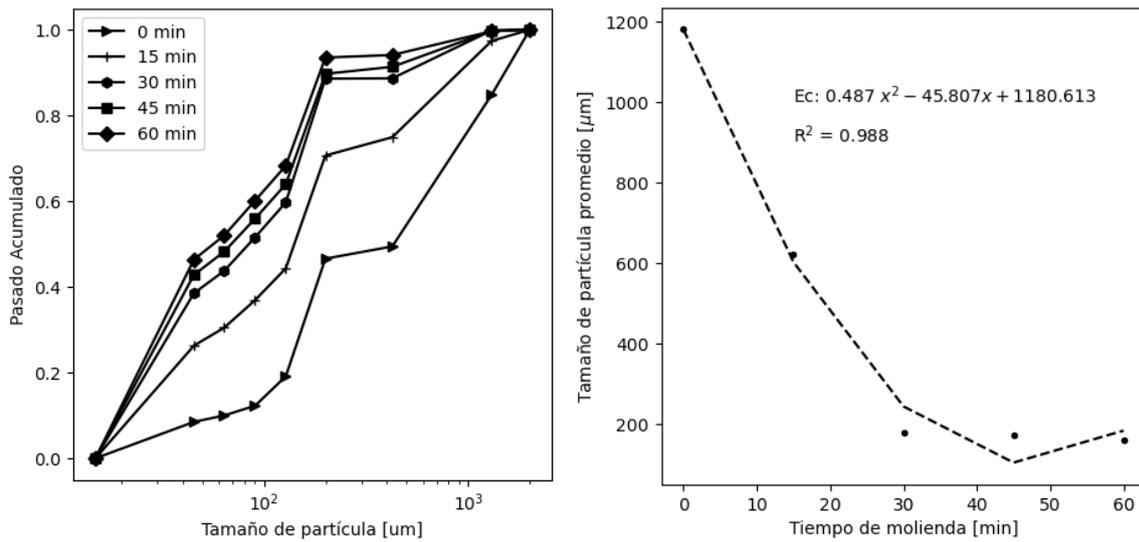


**Figura 3.1.4.** a) Validación del modelo de descarga del tanque de almacenamiento del agua de Fluidización. b) Predicciones del caudal de fluidización.

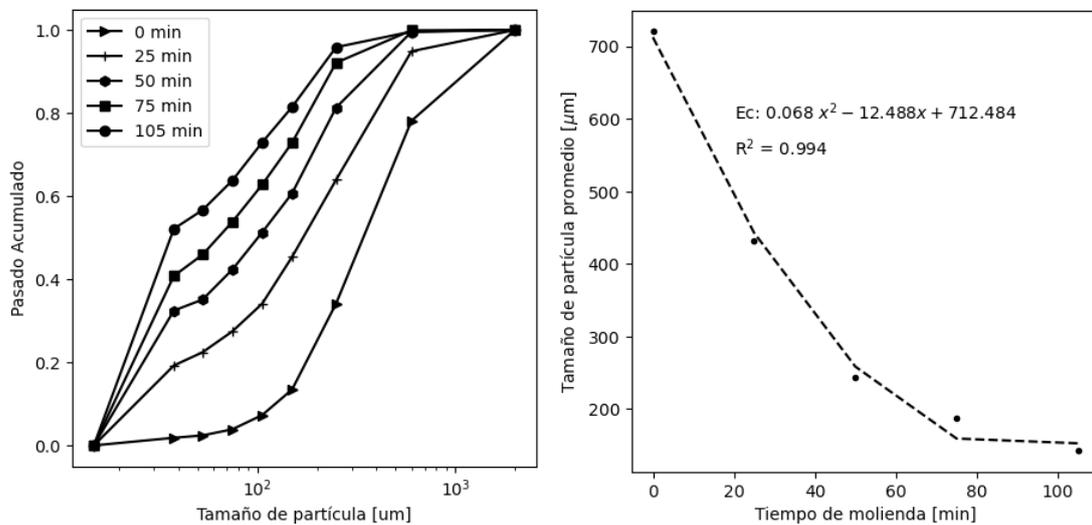
Por otro lado, a pesar de que dispone de una bomba auxiliar que permite el mantener un flujo más estable a lo largo del tiempo se evidencia un cambio en el mismo. Sin embargo, dicha variación pasando de un valor inicial de 43 litros por minutos a un valor final de 42,7 litros por minuto tomando en un porcentaje de reducción igual al 0,01 por ciento en comparación con el valor inicial lo cual al momento de contrastar con los ensayos realizados por Chen, Yang, Tong, Liu, et al., (2020), en donde se analiza el efecto del caudal de fluidización en el porcentaje de recuperación de oro realizando variaciones en esta variable de aproximadamente en un 200 % probando caudales de 3, 6 y 9 litros por minuto.

### Molienda

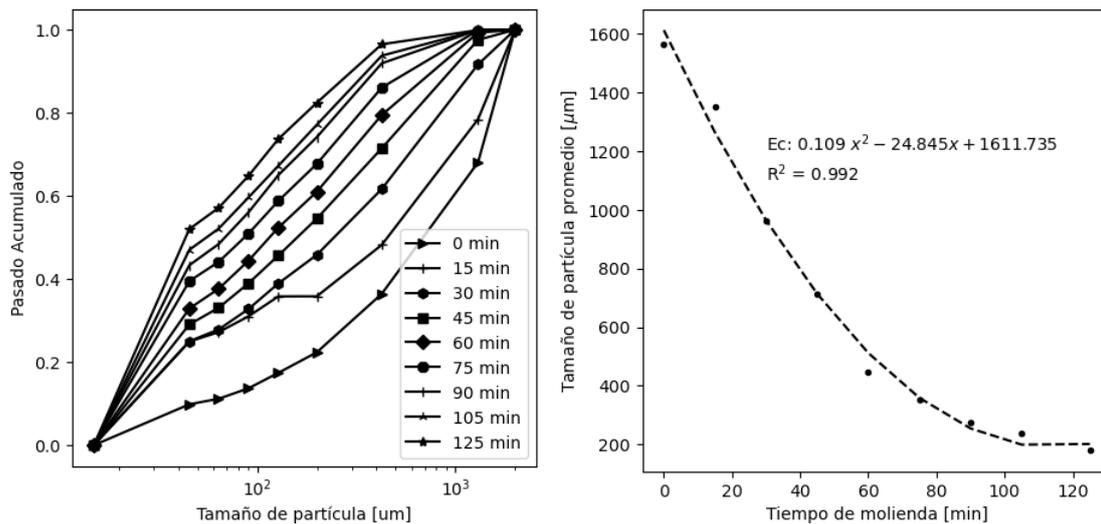
De acuerdo con los resultados ilustrados en las figuras Figura 3.1.5, Figura 3.1.6 y Figura 3.1.7 se muestra que con el incremento del tiempo de molienda se obtiene un material con tamaño promedio de partícula cada vez más pequeño. Esto se da debido a los distintos mecanismos de reducción de tamaño dentro de un molino de bolas siendo los principales la abrasión, escisión y fractura. Los cuales de acuerdo con Monov, Sokolov y Stoenchev, (2012) se dan debido al roce entre las propias partículas del material dentro del molino, debido a la compresión ejercida por la carga del molino y finalmente debido al impacto entre las bolas de acero con la carga del material (Monov et al., 2012).



**Figura 3.1.5.** Análisis Granulométricos y curvas de molienda correspondiente a la muestra obtenida en la barrera del piezómetro a distintos tiempos de molienda.



**Figura 3.1.6.** Análisis Granulométricos y curvas de molienda correspondiente a la muestra obtenida en el punto 4 del biofiltro a distintos tiempos de molienda.



**Figura 3.1.7.** Análisis Granulométricos y curvas de molienda correspondiente a la muestra obtenida en el punto 6 del biofiltro a distintos tiempos de molienda.

Por otro lado, de acuerdo con los estudios realizados por (Fatahi and Farzanegan, 2017) el tamaño de partícula es una de las variables más relevantes dentro de un sistema de concentración gravimétrica centrífuga con decremento del tamaño de partícula se tiene un decaimiento en el porcentaje de recuperación de oro debido a que al momento de que se realiza el procesamiento de una alimentación con tamaños de partícula mucho menores estas estarán sujetas a una mayor fuerza centrífuga relativa lo que implica en que estas sean enviadas fuera del cono concentrador junto con el resto de la ganga asociada al metal que se desea recuperar.

Sin embargo, dentro de los procesos de concentración gravimétrica es importante alcanzar una liberación adecuada del material de interés para facilitar los procesos de recuperación posteriores (Mwanga, 2010). Pero, de acuerdo con las curvas de molienda obtenidas para cada una de las muestras procesadas (Figuras Figura 3.1.5, Figura 3.1.6 y Figura 3.1.7) se observa una tendencia cuadrática con un coeficiente de correlación promedio igual a 0,99 lo que indica una reducción de tamaño cuya variación de tamaño se reduce hasta un punto en el que se alcanza un límite asintótico, el cual representa el tamaño máximo de partícula que se puede alcanzar bajo las condiciones de molienda empleadas.

Esto se debe principalmente a que a medida que se incrementa el tiempo de molienda, también incrementa la cantidad de partículas finas presentes dentro del molino las cuales tenderán ya sea a aglomerarse o a recubrir los medios molidores del molino generando así una amortiguación de la energía que se genera por el impacto de los medios molidores, por lo cual es necesario el incrementar el esfuerzo que ejerce el molino sobre el material

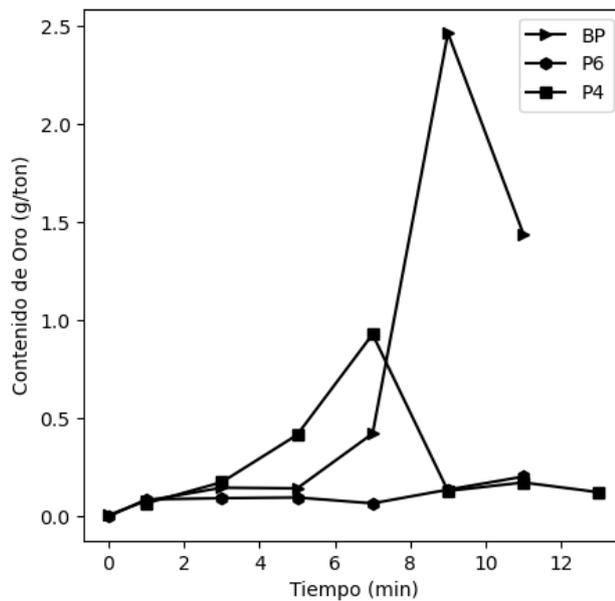
modificando las condiciones operativas del mismo (Riera Loachamín and Valdivieso Crespo, 2022).

### **Concentración centrífuga**

Tomando en cuenta la Figura 3.1.8 en donde se grafica la concentración en gramos de oro por tonelada de relave seco para ensayos realizados manteniendo un tiempo de operación entre 12 y 13 minutos recolectando muestras del relave generado cada dos minutos. El ensayo realizado con la muestra recolectada en la barrera del sistema de biofiltración (BP) se interrumpió el procesamiento una vez transcurrieron los primeros 7 minutos de operación y se reanudó el proceso, es por esto que se da un incremento brusco en el contenido de oro en el relave, debido a que en la reanudación del proceso de concentración una fracción del concentrado acumulado en la operación previa es arrastrada por el agua de fluidización fuera del cono concentrador, demostrando así la acumulación de oro dentro el mismo.

Por otro lado, en el caso de la muestra recolectada en el punto 4 del sistema de biofiltración (P4) durante los primeros 3 minutos de operación se mantuvo un flujo de alimentación inestable de la pulpa de material hacia el concentrador Knelson debido a taponamiento que se generaban dentro de la tubería de alimentación, por lo cual se incrementó el flujo de alimentación para garantizar que se eliminen las obstrucciones generadas en la tubería, reduciendo así en gran medida el tiempo de residencia dentro del cono concentrador, limitando así este intercambio de material en el lecho fluidizado que se forma dentro de los anillos del cono (Chen, Yang, Tong, Niu, et al., 2020; Koppalkar, 2009).

Por lo que una fracción del oro alimentado durante estos períodos de alta alimentación se pierda hacia el exterior del sistema de concentración debido a una reducción en el tiempo de residencia de este, incrementando así el contenido de oro en el relave tal como se evidencia desde el minuto 3 hasta el minuto 9 de operación de la muestra P4. Adicionalmente, en el caso de la muestra recuperada en el punto 6 del canal formado debido a la construcción del biofiltro mostrado en la Figura 3.1.1 se evidencia que a partir de los 7 primeros se da un incremento en el contenido de oro en el relave, mientras que en el caso de las muestras BP y P4 se evidencia este incremento en los primeros 5 y 3 minutos respectivamente, esto se puede deber a las condiciones heterogéneas del flujo de alimentación de la pulpa de sedimento formada junto con la heterogeneidad de las muestras descritas previamente.



**Figura 3.1.8.** Diagrama de concentración de oro presente en el relave como una función del tiempo de operación del concentrador.

Finalmente, a partir del procesamiento del material se recolectaron 1000, 1923, y 961,8 gramos de concentrado de las muestras BP, P4 y P6 respectivamente. Cada uno con una concentración de oro igual a 1,40, 0,72 y 0,97 gramos por tonelada logrando recuperaciones iguales a 24, 23 y 27 por ciento para las muestras previamente mencionadas. Cabe recalcar que los porcentajes de recuperación que se alcanzaron son inferiores a los estimados en la sección de caracterización química del material debido a la influencia del parámetro analizado en esta sección tomando en cuenta que durante estos ensayos se superó el tiempo óptimo de operación con el objetivo de evidenciar la saturación del cono.

### 3.2 Conclusiones

Los sedimentos acumulados dentro del sistema de biofiltración presentan una distribución de oro heterogénea presentando un mayor contenido de oro en la fracción con un tamaño de partícula por debajo de los 600 micrómetros. Por lo que existe la necesidad de un proceso de molienda hasta tamaños cercanos a 100 micrómetros para incrementar el porcentaje de recuperación de oro hasta un 50%. Adicionalmente mediante el análisis químico realizado por fracciones se destaca una ley de cabeza de oro igual a 0,185; 0,202 y 0,13 gramos por cada tonelada de sedimento para las muestras BP, P4 y P6 respectivamente.

A partir del modelo realizado se verifica la influencia del nivel de agua almacenado dentro del tanque en el caudal de fluidización alimentado al concentrador Knelson. Sin embargo, las variaciones causadas no logran generar un efecto significativo en cuanto al porcentaje de recuperación de oro se refiere. Por otro lado, dentro del proceso de molienda se evidencia un decaimiento en la reducción de tamaño a medida que se incrementa el tiempo de molienda. Alcanzando un tamaño de partícula mínimo igual a aproximadamente 110 micrómetros.

A partir de los estudios realizados se obtiene un rango de operación óptimo del sistema de concentración centrífugo entre 3 a 7 minutos de operación. Tomando en cuenta la influencia del contenido de oro como tal dentro de la alimentación y el efecto de otras variables tales como la velocidad de alimentación, interrupción de la operación de dicho sistema. Se llegó a un porcentaje de recuperación de oro en el concentrado igual al 24, 23 y 27% para las muestras recolectadas en los puntos BP, P4 y P6. Manteniendo un porcentaje de sólidos constante igual al 40% así como un caudal de fluidización de 42 litros por minuto.

### **3.3 Recomendaciones**

Realizar ensayos modificando el porcentaje de sólidos en la alimentación, así como la modificación del flujo de alimentación.

Modificar el sistema de alimentación continua de tal manera de que se asegure un flujo de alimentación estable a lo largo del proceso de operación del sistema de concentración.

## 4 REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Acosta Fiallos, F. and Feijoo Loayza, C. (2020). RECUPERACIÓN DE ORO MEDIANTE CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA UTILIZANDO CONCENTRADORES TIPO Z EN EL DISTRITO MINERO ZAMORA-ECUADOR. *FIGEMPA: Investigación y Desarrollo*, 1(2), 42–49. <https://doi.org/10.29166/revfig.v1i2.2283>
- Alonso Rodríguez, J. (2010). *Propiedades Físicas: Densidad y Porosidad*. Retrieved from <https://www.researchgate.net/publication/237009661>
- Arias González, J. H. and Gonzales Vásquez, R. S. (2003). *Explotación y Beneficio del Mineral Aurífero del Sector “El Playón” de la Mina Nambija*.
- Basile, P. A. (2018). *Transporte de Sedimentos y Morfodinámica de Ríos Aluviales* (1st ed., Vol. 1). Rosario: UNR. Recuperado de [www.unreditora.edu.ar](http://www.unreditora.edu.ar)
- Carling, G. T., Diaz, X., Ponce, M., Perez, L., Nasimba, L., Pazmino, E., ... Johnson, W. P. (2013). Particulate and dissolved trace element concentrations in three southern ecuador rivers impacted by artisanal gold mining. *Water, Air, and Soil Pollution*, 224(2). <https://doi.org/10.1007/s11270-012-1415-y>
- Ccari Ramos, E. (2022). *Optimizción de la recuperación en conetración gravimétrica de oro en los frentes Pomarani - Cruz de oro Cori Puno S.A.C.* Puno. Retrieved from [http://tesis.unap.edu.pe/bitstream/handle/20.500.14082/17839/Ccari\\_Ramos\\_Etzon.pdf?sequence=1&isAllowed=y](http://tesis.unap.edu.pe/bitstream/handle/20.500.14082/17839/Ccari_Ramos_Etzon.pdf?sequence=1&isAllowed=y)
- Chen, Q., Yang, H., Tong, L., Liu, Z., Chen, G. and Wang, J. (2020). Analysis of the operating mechanism of a Knelson concentrator. *Minerals Engineering*, 158. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2020.106547>
- Chen, Q., Yang, H. ying, Tong, L. lin, Niu, H. qun, Zhang, F. sheng and Chen, G. min. (2020, June 15). Research and application of a Knelson concentrator: A review. *Minerals Engineering*. Elsevier Ltd. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2020.106339>
- Comisión Nacional del Agua. (2011). *Manual para la Elaboración y Revisión de Proyectos Ejecutivos de Sistemas de Riego Parcelario*.
- Fatahi, M. R. and Farzanegan, A. (2017). DEM simulation of laboratory Knelson concentrator to study the effects of feed properties and operating parameters. *Advanced Powder Technology*, 28(6), 1443–1458. <https://doi.org/10.1016/j.apt.2017.03.011>

- Fernández Díez, P. (2010). *Mecánica de Fluidos* (1st ed., Vol. 3).
- Flores Azcona, A. (2011). *Estimación del Caudal de Descarga de un Tanque Abierto*. Retrieved from [https://www.repositoriodigital.ipn.mx/bitstream/123456789/14099/1/SEPI\\_ESIME\\_UA.pdf](https://www.repositoriodigital.ipn.mx/bitstream/123456789/14099/1/SEPI_ESIME_UA.pdf)
- Grewal, I., Van Kleek, M. and McAlister, S. (2020). *Gravity Recovery of Gold From Within Grinding Circuits*.
- Japa Suquilanda, J. P. and Sanango Zaruma, H. L. (2022). *Recuperación de minerales mediante la utilización de un concentrador gravimétrico tipo Z*. Cuenca.
- Johnson, W. P., Pazmiño, E., Frederick, L., Ron, C., Chica, A. and Tapia, L. (2020). Contaminant Removal and Precious Metal Recovery by Lateral Channel Filtration in Mining-Impacted Alluvial Floodplains. *Frontiers in Water*, 2. <https://doi.org/10.3389/frwa.2020.586698>
- Koppalkar, S. (2009). *Effect of Operating Variables in Knelson Concentrators: A Pilot -Scale Study*.
- León Peñafiel, P. J. (2015). ESTABILIZACIÓN DE TALUDES EN EL SECTOR “EL TIERRERO” DE LA MINA NAMBIJA.
- Mitchell, C. J., Evans, J. and Styles, M. T. (1977). *A review of Golf-Particle-Size and Recovery Methods*.
- Monov, V., Sokolov, B. and Stoenchev, S. (2012). Grinding in ball mills: Modeling and process control. *Cybernetics and Information Technologies*, 12(2), 51–68. <https://doi.org/10.2478/cait-2012-0012>
- Mwanga, A.-R. (2010). *The Design of a Mobile Concentrator Plant for Gold Extraction form Tailings in Tanzania*. Retrieved from <https://www.diva-portal.org/smash/get/diva2:1024591/FULLTEXT01.pdf>
- Quintuna, J. (2017). *Evaluación de los Procesos Tradicionales en la Minería Artesanal (ASM), Distritos Mineros Chinapinza y Nambija, Provincia de Zamora Chinchipe*. Retrieved from [www.utpl.edu.ec](http://www.utpl.edu.ec)
- Riera Loachamín, D. E. and Valdivieso Crespo, F. S. (2022). *Determinación del Índice de Moliendabilidad en materiales metálicos y no metálicos mediante la implementación de un molino de bond*.

- Robles Alvarado, J. C. and Lojano García, G. A. (2022). *Análisis de la resistencia a la compresión simple en morteros utilizando relave minero de la planta de beneficio GOLDSERVIPLANT CIA LTDA, Portovelo - El Oro.*
- Sandoval, F. (2001). La Pequeña Minería en el Ecuador.
- Sen, S. (2010). Gold recovery by KC from grinding circuit of Bergama CIP plant. *Revista Escola de Minas*, 63, 539–545. Recuperado de <http://www.redalyc.org/articulo.oa?id=56416593017>
- Sibaja Castillo, D. J. (2021). *Caracterización Textural de Sedimentos Superficiales del Río Magdalena (Calamar, Bolívar)*. Barranquilla. Retrieved from <https://manglar.uninorte.edu.co/bitstream/handle/10584/10197/10018548102.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
- Toapanta Ramos, D. C. (2022). ESTUDIO DE CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA DE SEDIMENTOS ALUVIALES DEL RÍO NAMBIJA MEDIANTE CONCENTRADOR KNELSON.
- Torkaman, P., Veiga, M., Lavkulich, L. and Klein, B. (2023). Investigation of techniques to replace amalgamation in artisanal gold mining operations. *International Journal of Sustainable Energy and Environmental Research*, 12(2), 17–30. <https://doi.org/10.18488/13.v12i2.3422>
- Veiga, M. M. and Gunson, A. J. (2020, November 1). Gravity concentration in artisanal gold mining. *Minerals*. MDPI AG. <https://doi.org/10.3390/min10111026>

## 5 ANEXOS

### Anexo 1: Tablas resumen del análisis químico por fracciones.

Tabla A1. 1. Resultados obtenidos a partir del análisis químico por fracciones para el sedimento P4.

Malla N°	Tamaño de partícula (um)	Peso Retenido (g)	Concentración (mg/L)	Concentración sin blanco (mg/L)	Ley (mg/kg)	Contenido de oro (mg)	Recuperación de oro	Recuperación Acumulada
10	2000	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0%	0%
30	600	437.72	0.50	0.32	0.11	46.69	12%	12%
60	250	879.50	0.58	0.40	0.13	117.27	29%	41%
100	150	413.50	1.08	0.90	0.30	124.05	31%	71%
140	106	123.10	0.62	0.44	0.15	18.05	4%	76%
200	75	68.40	2.39	2.21	0.74	50.39	12%	88%
270	53	29.60	3.96	3.78	1.26	37.30	9%	97%
400	38	11.30	0.90	0.72	0.24	2.71	1%	98%
-400	18	36.88	0.80	0.62	0.21	7.62	2%	100%
Alimentación Recalculada		2000.00			0.202	404.079		

Tabla A1. 2. Resultados obtenidos a partir del análisis químico por fracciones para el sedimento P6.

Malla N°	Tamaño de partícula (um)	Peso Retenido (g)	Concentración (mg/L)	Concentración sin blanco (mg/L)	Ley (mg/kg)	Contenido de oro (mg)	Recuperación de oro	Recuperación Acumulada
10	2000	0	0	0.00	0.00	0.00	0%	0%
30	600	688.9	0.12	0.10	0.03	22.96	9%	9%
60	250	634.4	0.24	0.22	0.07	46.52	18%	27%
100	150	108.1	1.23	1.21	0.40	43.60	17%	44%
140	106	264.8	0.2	0.18	0.06	15.89	6%	50%
200	75	70.5	2.18	2.16	0.72	50.76	20%	69%
270	53	48.6	1.29	1.27	0.42	20.57	8%	77%
400	38	28.2	1.84	1.82	0.61	17.11	7%	84%
-400	18	156.5	0.83	0.81	0.27	42.26	16%	100%
Alimentación Recalculada		2000.00			0.1298	259.671		

Tabla A1. 3. Resultados obtenidos a partir del análisis químico por fracciones para el sedimento BP.

Malla Nº	Tamaño de partícula (um)	Peso Retenido (g)	Concentración (mg/L)	Concentración sin blanco (mg/L)	Ley (mg/kg)	Contenido de oro (mg)	Recuperación de oro	Recuperación Acumulada
10	2000	0	0	0.00	0.00	0.00	0%	0%
30	600	485.1	0.35	0.33	0.11	53.36	14%	14%
60	250	627.1	0.25	0.23	0.08	48.08	13%	27%
100	150	379.5	0.5	0.48	0.16	60.72	16%	44%
140	106	166.1	1	0.98	0.33	54.26	15%	58%
200	75	132.3	1.36	1.34	0.45	59.09	16%	74%
270	53	55.4	2.04	2.02	0.67	37.30	10%	85%
0,185,	38	24.5	0.56	0.54	0.18	4.41	1%	86%
-400	18	130	1.24	1.22	0.41	52.87	14%	100%
Alimentación Recalculada		2000.00			0.1850	370.091		

## Anexo 2: Resultados del análisis de las curvas de molienda obtenidos.

**Tabla A2. 1.** Análisis granulométrico previo a la molienda del sedimento recolectado en el punto 4.

Malla N°	Tamaño de partícula (um)	Peso (g)	Retenido (%)	Retenido Acumulado (%)	Pasado Acumulado (%)
10	2000	0.00	0.00	0.00	1.00
30	600	437.72	0.22	0.22	0.78
60	250	879.50	0.44	0.66	0.34
100	150	413.50	0.21	0.87	0.13
140	106	123.10	0.06	0.93	0.07
200	75	68.40	0.03	0.96	0.04
270	53	29.60	0.01	0.98	0.02
400	38	11.30	0.01	0.98	0.02
-400	15	36.88	0.02	1.00	0.00

**Tabla A2. 2.** Análisis granulométrico después de 25 minutos de molienda del sedimento recolectado en el punto 4.

Malla N°	Tamaño de partícula (um)	Peso (g)	Retenido (%)	Retenido Acumulado (%)	Pasado Acumulado (%)
10	2000	0.00	0.00	0.00	1.00
30	600	25.70	0.05	0.05	0.95
60	250	154.70	0.31	0.36	0.64
100	150	92.70	0.19	0.55	0.45
140	106	56.30	0.11	0.66	0.34
200	75	33.30	0.07	0.73	0.27
270	53	25.20	0.05	0.78	0.22
400	38	15.90	0.03	0.81	0.19
-400	15	96.20	0.19	1.00	0.00

**Tabla A2. 3.** Análisis granulométrico después de 50 minutos de molienda del sedimento recolectado en el punto 4.

Malla N°	Tamaño de partícula (um)	Peso (g)	Retenido (%)	Retenido Acumulado (%)	Pasado Acumulado (%)
10	2000	0.00	0.00	0.00	1.00
30	600	2.40	0.00	0.00	1.00
60	250	91.10	0.18	0.19	0.81
100	150	103.10	0.21	0.39	0.61
140	106	47.00	0.09	0.49	0.51
200	75	44.70	0.09	0.58	0.42
270	53	36.20	0.07	0.65	0.35
400	38	13.20	0.03	0.68	0.32
-400	15	162.30	0.32	1.00	0.00

**Tabla A2. 4.** Análisis granulométrico después de 75 minutos de molienda del sedimento recolectado en el punto 4.

Malla N°	Tamaño de partícula (um)	Peso (g)	Retenido (%)	Retenido Acumulado (%)	Pasado Acumulado (%)
10	2000	0.00	0.00	0.00	1.00
30	600	0.50	0.00	0.00	1.00
60	250	39.00	0.08	0.08	0.92
100	150	96.20	0.19	0.27	0.73
140	106	50.50	0.10	0.37	0.63
200	75	44.70	0.09	0.46	0.54
270	53	39.60	0.08	0.54	0.46
400	38	25.50	0.05	0.59	0.41
-400	15	204.00	0.41	1.00	0.00

**Tabla A2. 5.** Análisis granulométrico después de 105 minutos de molienda del sedimento recolectado en el punto 4.

Malla N°	Tamaño de partícula (um)	Peso (g)	Retenido (%)	Retenido Acumulado (%)	Pasado Acumulado (%)
10	2000	0.00	0.00	0.00	1.00
30	600	2.00	0.00	0.00	1.00
60	250	18.80	0.04	0.04	0.96
100	150	71.90	0.14	0.19	0.81
140	106	42.70	0.09	0.27	0.73
200	75	45.70	0.09	0.36	0.64
270	53	35.70	0.07	0.43	0.57
400	38	22.50	0.05	0.48	0.52
-400	15	260.70	0.52	1.00	0.00

**Tabla A2. 6.** Análisis granulométrico previo a la molienda del sedimento recolectado en el punto 6.

Malla N°	Tamaño de partícula (um)	Peso (g)	Retenido (%)	Retenido Acumulado (%)	Pasado Acumulado (%)
10	2000	0.00	0.00	0.00	1.00
30	1300	159.80	0.32	0.32	0.68
60	425	158.10	0.32	0.64	0.36
100	200	70.30	0.14	0.78	0.22
140	128	24.70	0.05	0.83	0.17
200	90.5	18.60	0.04	0.86	0.14
270	64	12.60	0.03	0.89	0.11
400	45.5	6.70	0.01	0.90	0.10
-400	15	49.20	0.10	1.00	0.00

**Tabla A2. 7.** Análisis granulométrico después de 15 minutos de molienda del sedimento recolectado en el punto 6.

Malla N°	Tamaño de partícula (um)	Peso (g)	Retenido (%)	Retenido Acumulado (%)	Pasado Acumulado (%)
10	2000	0.00	0.00	0.00	1.00
30	1300	107.90	0.22	0.22	0.78
60	425	151.10	0.30	0.52	0.48
100	200	61.80	0.12	0.64	0.36
140	128	0.10	0.00	0.64	0.36
200	90.5	24.00	0.05	0.69	0.31
270	64	19.00	0.04	0.73	0.27
400	45.5	11.40	0.02	0.75	0.25
-400	15	124.70	0.25	1.00	0.00

**Tabla A2. 8.** Análisis granulométrico después de 30 minutos de molienda del sedimento recolectado en el punto 6.

Malla N°	Tamaño de partícula (um)	Peso (g)	Retenido (%)	Retenido Acumulado (%)	Pasado Acumulado (%)
10	2000	0.00	0.00	0.00	1.00
30	1300	41.90	0.08	0.08	0.92
60	425	149.90	0.30	0.38	0.62
100	200	79.10	0.16	0.54	0.46
140	128	34.40	0.07	0.61	0.39
200	90.5	30.80	0.06	0.67	0.33
270	64	24.60	0.05	0.72	0.28
400	45.5	14.20	0.03	0.75	0.25
-400	15	125.10	0.25	1.00	0.00

**Tabla A2. 9.** Análisis granulométrico después de 45 minutos de molienda del sedimento recolectado en el punto 6.

Malla N°	Tamaño de partícula (um)	Peso (g)	Retenido (%)	Retenido Acumulado (%)	Pasado Acumulado (%)
10	2000	0	0	0	1
20	1300	12.3	0.0246	0.0246	0.9754
30	425	130.5	0.261	0.2856	0.7144
40	200	84.5	0.169	0.4546	0.5454
40	128	44.4	0.0888	0.5434	0.4566
60	90.5	33.4	0.0668	0.6102	0.3898
70	64	29.5	0.059	0.6692	0.3308
130	45.5	20.1	0.0402	0.7094	0.2906
-400	15	145.3	0.2906	1	0

**Tabla A2. 10.** Análisis granulométrico después de 60 minutos de molienda del sedimento recolectado en el punto 6.

Malla Nº	Tamaño de partícula (um)	Peso (g)	Retenido (%)	Retenido Acumulado (%)	Pasado Acumulado (%)
10	2000	0.00	0.00	0.00	1.00
30	1300	3.60	0.01	0.01	0.99
60	425	99.10	0.20	0.21	0.79
100	200	92.30	0.18	0.39	0.61
140	128	43.10	0.09	0.48	0.52
200	90.5	39.80	0.08	0.56	0.44
270	64	33.80	0.07	0.62	0.38
400	45.5	23.80	0.05	0.67	0.33
-400	15	164.50	0.33	1.00	0.00

**Tabla A2. 11.** Análisis granulométrico después de 75 minutos de molienda del sedimento recolectado en el punto 6.

Malla N°	Tamaño de partícula (um)	Peso (g)	Retenido (%)	Retenido Acumulado (%)	Pasado Acumulado (%)
10	2000	0.00	0.00	0.00	1.00
30	1300	0.80	0.00	0.00	1.00
60	425	68.90	0.14	0.14	0.86
100	200	91.80	0.18	0.32	0.68
140	128	44.50	0.09	0.41	0.59
200	90.5	39.30	0.08	0.49	0.51
270	64	34.10	0.07	0.56	0.44
400	45.5	23.10	0.05	0.61	0.40
-400	15	197.50	0.40	1.00	0.00

**Tabla A2. 12.** Análisis granulométrico después de 90 minutos de molienda del sedimento recolectado en el punto 6.

Malla Nº	Tamaño de partícula (um)	Peso (g)	Retenido (%)	Retenido Acumulado (%)	Pasado Acumulado (%)
10	2000	0.00	0.00	0.00	1.00
30	1300	0.40	0.00	0.00	1.00
60	425	40.10	0.08	0.08	0.92
100	200	88.80	0.18	0.26	0.74
140	128	45.60	0.09	0.35	0.65
200	90.5	44.80	0.09	0.44	0.56
270	64	38.20	0.08	0.52	0.48
400	45.5	25.50	0.05	0.57	0.43
-400	15	216.60	0.43	1.00	0.00

**Tabla A2. 13.** Análisis granulométrico después de 105 minutos de molienda del sedimento recolectado en el punto 6.

Malla Nº	Tamaño de partícula (um)	Peso (g)	Retenido (%)	Retenido Acumulado (%)	Pasado Acumulado (%)
10	2000	0.00	0.00	0.00	1.00
30	1300	0.40	0.00	0.00	1.00
60	425	30.90	0.06	0.06	0.94
100	200	83.10	0.17	0.23	0.77
140	128	49.30	0.10	0.33	0.67
200	90.5	38.10	0.08	0.40	0.60
270	64	37.50	0.08	0.48	0.52
400	45.5	25.60	0.05	0.53	0.47
-400	15	235.10	0.47	1.00	0.00

**Tabla A2. 14.** Análisis granulométrico después de 125 minutos de molienda del sedimento recolectado en el punto 6.

Malla N°	Tamaño de partícula (um)	Peso (g)	Retenido (%)	Retenido Acumulado (%)	Pasado Acumulado (%)
10	2000	0.00	0.00	0.00	1.00
30	1300	0.50	0.00	0.00	1.00
60	425	17.10	0.03	0.04	0.96
100	200	70.30	0.14	0.18	0.82
140	128	43.60	0.09	0.26	0.74
200	90.5	44.30	0.09	0.35	0.65
270	64	38.50	0.08	0.43	0.57
400	45.5	25.60	0.05	0.48	0.52
-400	15	260.10	0.52	1.00	0.00

**Tabla A2. 15.** Análisis granulométrico previa la molienda del sedimento recolectado en la barrera del piezómetro (BP).

Malla N°	Tamaño de partícula (um)	Peso (g)	Retenido (%)	Retenido Acumulado (%)	Pasado Acumulado (%)
10	2000	0.00	0.00	0.00	1.00
30	1300	76.10	0.15	0.15	0.85
60	425	176.70	0.35	0.51	0.49
100	200	14.30	0.03	0.53	0.47
140	128	137.30	0.27	0.81	0.19
200	90.5	34.30	0.07	0.88	0.12
270	64	11.30	0.02	0.90	0.10
400	45.5	7.50	0.02	0.92	0.09
-400	15	42.50	0.09	1.00	0.00

**Tabla A2. 16.** Análisis granulométrico después de 15 minutos de molienda del sedimento recolectado en el punto BP.

Malla N°	Tamaño de partícula (um)	Peso (g)	Retenido (%)	Retenido Acumulado (%)	Pasado Acumulado (%)
10	2000	0.00	0.00	0.00	1.00
30	1300	13.10	0.03	0.03	0.97
60	425	112.30	0.22	0.25	0.75
100	200	21.40	0.04	0.29	0.71
140	128	131.60	0.26	0.56	0.44
200	90.5	37.20	0.07	0.63	0.37
270	64	32.00	0.06	0.70	0.30
400	45.5	21.00	0.04	0.74	0.26
-400	15	131.40	0.26	1.00	0.00

**Tabla A2. 17.** Análisis granulométrico después de 30 minutos de molienda del sedimento recolectado en el punto BP.

Malla N°	Tamaño de partícula (um)	Peso (g)	Retenido (%)	Retenido Acumulado (%)	Pasado Acumulado (%)
10	2000	0.00	0.00	0.00	1.00
30	1300	0.90	0.00	0.00	1.00
60	425	55.80	0.11	0.11	0.89
100	200	0.40	0.00	0.11	0.89
140	128	144.50	0.29	0.40	0.60
200	90.5	40.70	0.08	0.48	0.52
270	64	39.00	0.08	0.56	0.44
400	45.5	26.10	0.05	0.61	0.39
-400	15	192.60	0.39	1.00	0.00

**Tabla A2. 18.** Análisis granulométrico después de 45 minutos de molienda del sedimento recolectado en el punto BP.

Malla N°	Tamaño de partícula (um)	Peso (g)	Retenido (%)	Retenido Acumulado (%)	Pasado Acumulado (%)
10	2000	0.00	0.00	0.00	1.00
30	1300	1.30	0.00	0.00	1.00
60	425	42.00	0.08	0.09	0.91
100	200	8.20	0.02	0.10	0.90
140	128	128.80	0.26	0.36	0.64
200	90.5	40.20	0.08	0.44	0.56
270	64	38.40	0.08	0.52	0.48
400	45.5	27.00	0.05	0.57	0.43
-400	15	214.10	0.43	1.00	0.00

**Tabla A2. 19.** Análisis granulométrico después de 60 minutos de molienda del sedimento recolectado en el punto BP.

Malla Nº	Tamaño de partícula ( $\mu\text{m}$ )	Peso (g)	Retenido (%)	Retenido Acumulado (%)	Pasado Acumulado (%)
10	2000	0.00	0.00	0.00	1.00
30	1300	1.80	0.00	0.00	1.00
60	425	27.70	0.06	0.06	0.94
100	200	3.00	0.01	0.07	0.94
140	128	126.20	0.25	0.32	0.68
200	90.5	40.80	0.08	0.40	0.60
270	64	40.50	0.08	0.48	0.52
400	45.5	28.10	0.06	0.54	0.46
-400	15	231.90	0.46	1.00	0.00

### Anexo 3: Resultados de procesamiento

Tabla A3. 1. Resultados obtenidos a partir del procesamiento de las muestras recolectadas en los puntos BP, P4 y P6.

Tiempo (min)	BP			P4			P6		
	Lectura Absorción atómica	Peso Fundido	Contenido de oro	Lectura Absorción atómica	Peso Fundido	Contenido de oro	Lectura Absorción atómica	Peso Fundido	Contenido de oro
	(mg/L)	(g)	(g/ton)	(mg/L)	(g)	(g/ton)	(mg/L)	(g)	(g/ton)
0	0.02	30	0.00	0.06	30	0.00	0.02	30	0.00
1	0.24	30	0.08	0.24	30	0.06	0.26	30	0.08
3	0.44	30	0.14	0.11	3.5	0.17	0.28	30	0.09
5	0.43	30	0.14	1.29	30	0.41	0.29	30	0.09
7	1.27	30	0.42	2.1	22.1	0.93	0.2	30	0.06
9	7.41	30	2.47	0.43	30	0.13	0.41	30	0.13
11	4.33	30	1.44	0.56	30	0.17	0.61	30	0.20

### Anexo 4: Desarrollo de las ecuaciones empleadas para el modelo del caudal de fluidización.

Tomando en cuenta que para la simulación del caudal de fluidización del tanque se planteo su simulación mediante un método iterativo, a continuación, se explicará el código implementado para dicha resolución.

Dentro de las primeras cuatro líneas de código se realiza la instalación de las librerías que se emplearon tanto para graficar los resultados como para la resolución de las ecuaciones descritas en la metodología.

```

1 import matplotlib.pyplot as plt # Gráficas
2 import numpy as np # Arreglos Vectoriales
3 from math import * # Símbolos matemáticos escalares
4 from sympy import symbols, solve, Eq # Resolución de ecuaciones

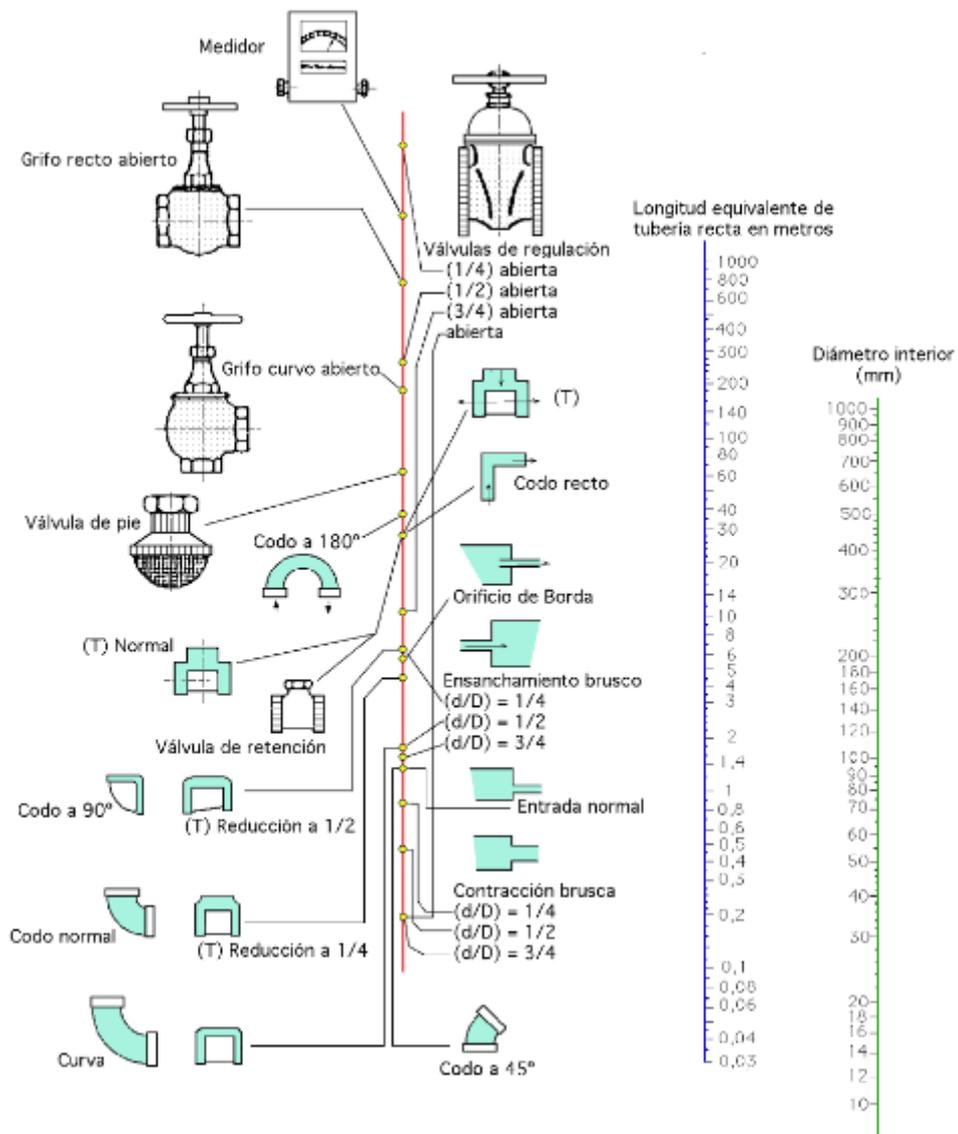
```

En las próximas líneas se encuentra el registro de las variables geométricas del sistema que se desea modelar, tales como el diámetro de descarga del concentrador knelson, diámetro de descarga del tanque de agua, diámetro de reducciones y expansiones presentes a lo largo del circuito de alimentación al concentrador Knelson. Así como la rugosidad correspondiente al acero y al policloruro de vinilo (PVC), junto con las relaciones de diámetros asociados a cada una de las expansiones y reducciones previamente descritas para la posterior determinación de las longitudes equivalentes asociadas a dichos accesorios de acuerdo con el nomograma mostrado en la figura A4.1.

```

6  global g, k_valve, k_universal, k_elbow, k_check, k_out, D, k_te, k_contraction1, k_contraction2
7  g = 9.81 # [m/s2]
8  | # DATOS
9  Ddk = 3 * 2.54 / 100 # [m] diametro de salida del KNELSON
10 Dt = 1.07 #m Diametro del Tanque de agua
11 Ddt = 2 * 2.54 / 100 # diametro de la salida del Tanque de agua
12 Dru1 = 1.5 * 2.54 / 100 # diametro de reduccion 2" a 1.5" (acero)
13 Dru2 = 1 * 2.54 / 100 # diametro de reduccion 1.5" a 1" (pvc)
14 Deu1 = 1.5 * 2.54 / 100 # diametro de expansion 1" a 1.5" (pvc)
15 Dru3 = 0.75 * 2.54 / 100 # diametro de reduccion 1 1/2" a 3/4" (acero)
16
17
18 Ao= Dru3**2 * pi /4 # [m2] Diámetro de descarga
19 roughness_ac = 0.15e-3 # [m] Rugosidad acero
20 roughness_pvc = 0.0025e-3 # [m] Rugosidad PVC
21
22 # Relaciones de diametros para reducciones y expansiones
23 R2_12 = Dru1/Ddt # RED 2" a 1.5"
24 R12_1 = Dru2/Dru1 # RED 1.5" a 1"
25 EX1_12 = Dru2/Deu1 # EXP 1" a 1.5"
26 R12_34 = Dru3/Dru1 # RED 1.5" a 3/4"
27 print(R2_12, R12_1, R12_34, EX1_12)

```



**Figura A4. 1.** Abaco para la determinación de pérdidas de carga en accesorios en metros de tubería equivalente (Fernández Díez, 2010) .

Posteriormente se determinan las longitudes equivalentes correspondientes con las relaciones de diámetro calculadas previamente.

```

27     print(Re_16, Re_17, Re_18, L_16,
28     #longitudes equivalentes
29
30     L_Con_1 = 0.8 * 0.3048 # [m] Longitud equivalente de la Reduccion 1
31     L_Con_2 = 0.6 * 0.3048 # [m] Longitud equivalente de la Reduccion 1
32     L_Con_3 = 0.65 * 0.3048 # [m] Longitud equivalente de la Reduccion 1
33     L_Exp_1 = 0.6 * 0.3048 # [m] Longitud equivalente de la Reduccion 1
34     L_te_D = 20
35

```

Ahora, se define una función iterativa mediante la cual se determinaron los factores de fricción asociados a un sistema de tuberías, para ello se asume un factor de fricción inicial arbitrario igual a 0.01, y se emplea la ecuación de Colebrook-White para determinar el factor de fricción tal que las variables `izq_nuevo` e `izq` tengan un mismo valor numérico.

```

36     # factores de friccion
37
38     def friction_f(Re, e, D):
39         # se resuelve por iteraciones
40         f = 0.01 # f inicial
41         izq = 1 / sqrt(f)
42         # recalcular 1/sqrt(f)
43         izq_nuevo = -2 * log10((e/D) / 3.7 + 2.51 / Re * izq )
44         while abs(izq - izq_nuevo) > 0.00000000010:
45             izq = izq_nuevo
46             izq_nuevo = -2 * log10((e / D) / 3.7 + 2.51 / Re * izq)
47         return izq ** -2

```

Posteriormente se realiza el cálculo de los factores de fricción correspondientes a cada uno de los diámetros correspondientes a un régimen de flujo turbulento, por lo cual se emplea un número de Reynolds del orden de  $1 \times 10^{20}$ . Adicionalmente se determinan las constantes del resto de los accesorios asociados a la línea de alimentación del agua de fluidización (Comisión Nacional del Agua, 2011).

```

48
49 f_leq_acer_t1 = friction_f(1e20, roughness_acer, Dru1)
50 f_leq_pvc_t1 = friction_f(1e20, roughness_pvc, Dru2)
51 f_leq_pvc_t2 = friction_f(1e20, roughness_pvc, Dru3)
52 f_leq_acer_t2 = friction_f(1e20, roughness_acer, Deu1)
53
54 #constantes de los accesorios
55 k_out = 1 # Salida del Tk de agua
56 k_elbow_90 = 0.9 # codo de 90
57 k_elbow_45 = 16 * f_leq_acer_t2 # codo de 45
58 k_check = 2.5 # valvula check
59 k_te = 1.8 # Tee
60 k_universal = 1.1 # Union universal
61 k_valve = 10 # valvula de bola
62 k_contraction1 = L_Con_1 / Dru1 * f_leq_acer_t1 # Reduccion 2" a 1.5"
63 k_contraction2 = L_Con_2 / Dru2 * f_leq_pvc_t1 # Reduccion 1.5" a 1"
64 k_expansion1 = L_Exp_1 / Deu1 * f_leq_pvc_t2 # Expansion 1" a 1.5"
65 k_contraction3 = L_Con_3 / Dru3 * f_leq_acer_t2 # Reduccion 1.5" a 3/4"
66
67

```

Se define una función para el cálculo del número de Reynolds que dependerá tanto de la velocidad de flujo como el diámetro a través del cual se da dicho flujo. Para lo cual se estima una densidad ( $\rho$ ) constante igual a 1000 kilogramos por metro cúbico, y una viscosidad dinámica ( $\mu$ ) igual a 0,001 Pascales segundo.

```

68 def reynolds(v,D):
69
70     rho = 1000 # [kg / m3]
71     mu = 1e-3 # viscosidad dinámica [Pa * s]
72     Re = (rho * v * D) / mu
73     return Re
74

```

Tomando en cuenta la curva de cabeza vs caudal provista por el fabricante de la bomba auxiliar (Figura A4.2), se define una función que permite realizar la estimación de la cabeza provista por la bomba en función del caudal que pasa a través de esta, manteniendo una frecuencia de rotación igual a 60 Hz.

```

75 def h_bomba(Q):
76     # El Caudal debe estar en L / min
77     h_pump = -0.443 * Q + 31.36 # [m]
78     return h_pump

```

Por otro lado, se define una función que permite la determinación de las pérdidas asociadas al flujo del líquido a lo largo de la tubería tomando en cuenta la **Ecuación 2.1.3**

```

79
80 def h_pipe(f, D, v, L):
81     hfpipe = f * L / D * v ** 2 / (2 * g)
82     return hfpipe
83

```

Finalmente, se plantea una función que permite la determinación de la velocidad de flujo mediante la resolución de la ecuación obtenida al reemplazar las ecuaciones previamente descritas dentro de la de Bernoulli, cabe recalcar que al tratarse de una ecuación cuadrática se contempla que a partir de la solución de esta ecuación se obtendrán dos raíces, una negativa y otra positiva, por lo cual se coloca una sentencia condicional que permite la extracción de la raíz positiva.

```

84 def solve_s(h, v_ini):
85     global Dru2, Deu1, g, Dru3
86     rho = 1000 #kg/m3
87     gamma = rho * g
88     dPk = 5 * 101325/14.7 #5 psi KNELSON
89     dPf = 2 * 101325/14.7 #2 psi Filter
90     v = symbols('v')
91     Ao = pi / 4 * Dru3 ** 2
92     k_all = 2*k_te + 3 * k_valve + k_out + k_check + 2 * k_universal + k_elbow_45 + 3 * k_elbow_90 + k_contraction1 \
93         + k_contraction2
94     hfacc = (k_all + 1) * (v**2/(2*g))
95     L = (4+8+4+6+14+5+4+7)/100 # Longitud de tubería (uniones, neplós y tramos de tubería) [m]
96     L2 = .1 # Longitud de acoples de acero del filtro [m]
97     hfpipe = h_pipe(friction_f(reynolds(v_ini, Dru2), roughness_pvc, Dru2), Dru2, v, L) + \
98         | h_pipe(friction_f(reynolds(v_ini, Deu1), roughness_ac, Deu1), Deu1, v, L2)
99     exp = Eq(+hfpipe + hfacc - h + .27 + v ** 2 / (2 * g) - h_bomba(v * Ao * 1000 * 60) - dPk/gamma + dPf/gamma, 0)
100    v = solve(exp)
101
102    if v[0] > 0:
103        v = v[0]
104    else:
105        v = v[1]
106    return v
107

```

Finalmente, se define una función que permite un cálculo iterativo de la velocidad tomando como punto de partida una velocidad arbitraria igual a 1 metro por segundo, una vez se determina la velocidad adecuada, se procede con el cálculo del caudal de fluidización en litros por minuto tomando en cuenta un área de descarga Ao y realizando las conversiones correspondientes.

```

108 def bernoulli(h):
109     global g, k_valve, k_universal, k_elbow, k_check, k_out, k_contraction1, k_contraction2, k_contraction3\
110         , k_expansion1
111
112     v_ini =1 #velocidad inicial
113     #se recalcula la velocidad
114     v = solve_s(h, v_ini)
115     while abs(v-v_ini) > 0.00001:
116         v_ini = v
117         v = solve_s(h, v_ini)
118
119     return float(v) * Ao * 60000 #[L/min]

```

Después de que se han definido todas las funciones necesarias para la determinación de la velocidad de flujo plantea la resolución del balance de masa, descrito en la Ecuación 2.1.1 la cual al momento de considerar que la densidad permanece constante a lo largo del sistema de alimentación del agua de fluidización queda como se muestra a continuación.

$$\frac{dh}{dt} = \frac{-Q_{descarga}}{A_t}$$

Es así como para la resolución de la ecuación diferencial se emplea la discretización de la misma mediante el método de Euler

$$h_{i+1} = h_i + dt \times f'(t_i, h_i)$$

Generando así las últimas líneas de código partiendo de una altura inicial igual a 0,33 m así como una variación de tiempo dt igual a 0,1 segundos:

```

123 #f_max = friction_f(reynolds(45 / (1000 * Ao * 60)), 0.0015e-3)
124 h = [0.33] # altura de llenado del tanque [m]
125 t = [0] # tiempo inicial de operacion [min]
126 dt = 0.1
127 At = 1.07**2 * pi/4
128 Ao = Dru3**2 * np.pi / 4
129 print(Ao)
130 print(dt)
131 while float(h[-1]) > 0.08:
132     if h[-1] > 0:
133         h.append(h[-1] - bernoulli(h[-1])/1000 / At * dt)
134         t.append(t[-1] + dt)
135     else:
136         break

```

Una vez completada la simulación se comparan los resultados obtenidos mediante el programa previamente descrito con las alturas registradas experimentalmente, para posteriormente poder emplear los resultados simulados para poder definir con precisión el caudal de fluidización que ingresa al concentrado Knelson. Y se grafica la figura 3.1.4

```

138 # DETERMINACIÓN DE LAS VELOCIDADES
139 v = np.array([bernoulli(i) for i in h])
140 # DATOS OBTENIDOS EXPERIMENTALMENTE
141 t_exp = [0, 1, 2, 3, 4, 5]
142 h_exp = np.array([33.0, 28.2, 23.5, 18.7, 14.0, 9.2]) * 1e-2
143 #GRÁFICO DE LOS RESULTADOS DEL MODELO REALIZADO
144 fig, ax = plt.subplots(1, 2, layout='tight', figsize=[10, 5]) #Crear tanto la figura como el eje de coordenadas
145 ax[0].plot(t, h, '--k') #Gráfico de las alturas simuladas en función del tiempo
146 ax[0].plot(t_exp, h_exp, '*k')
147 ax[0].legend(['Modelo', 'Datos Experimentales'])
148 # Propiedades de las gráficas
149 ax[0].set_xlabel('Tiempo [min]')
150 ax[0].set_ylabel('Altura de agua [m]')
151 ax[0].set_title('a'), position=[0,1]) # Nivel de agua vs tiempo
152 ax[1].plot(t, v, color='black') #Gráfico de caudales de descarga en función del tiempo
153 # Propiedades de las gráficas
154 ax[1].set_xlabel('Tiempo [min]')
155 ax[1].set_ylabel('Caudal [L/min]')
156 ax[1].set_title('b'), position=[0,1])# Caudal vs tiempo
157 plt.show()

```