

ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL

**FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA Y
AGROINDUSTRIA**

**ESTUDIO DE CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA DE
SEDIMENTOS ALUVIALES DEL RÍO NAMBIJA MEDIANTE
CONCENTRADOR KNELSON**

**CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA DE ALUVIALES PREVIA
MOLIENDA**

**TRABAJO DE INTEGRACIÓN CURRICULAR PRESENTADO COMO
REQUISITO PARA LA OBTENCIÓN DEL TÍTULO DE INGENIERA QUÍMICA**



Diana Carolina Toapanta Ramos

diana.toapanta02@epn.edu.ec



DIRECTOR: PhD. Eddy Fernando Pazmiño Ibarra

eddy.pazmiño@epn.edu.ec

DMQ, septiembre 2022

CERTIFICACIONES

Yo, DIANA CAROLINA TOAPANTA RAMOS 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.



DIANA CAROLINA TOAPANTA RAMOS

Certifico que el presente trabajo de integración curricular fue desarrollado por DIANA CAROLINA TOAPANTA RAMOS, bajo mi supervisión.



PhD. EDDY FERNANDO PAZMIÑO IBARRA

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.

DIANA CAROLINA TOAPANTA RAMOS

ING. LUIS ANDRÉS ULLAURI ZABALA

PhD. EDDY FERNANDO PAZMIÑO IBARRA

DEDICATORIA

Dedico el presente trabajo a todas las personas que estuvieron junto a mí, me apoyaron y fueron mi soporte, tanto emocional como académicamente.

AGRADECIMIENTO

En primer lugar, agradezco infinitamente a mis padres y hermana, quienes han sido un ejemplo de calidad humana y me han brindado su apoyo, cariño y consejos a lo largo de mi vida. Y a mi hermano que sé que me cuida y camina junto a mí siempre; sentir su presencia ha sido fundamental para seguir adelante.

Agradezco a Dios por todas las bendiciones otorgadas, y por permitirme culminar mis estudios de pregrado.

Mis más sinceros agradecimientos al Ing. Luis Ullauri por sus enseñanzas, consejos, y críticas constructivas durante el desarrollo del presente trabajo. Sin su paciencia y dirección este proyecto no habría sido llevado a cabo.

De igual forma, agradezco al Ing. Eddy Pazmiño por el asesoramiento brindado.

También, agradezco a todo el personal de Departamento de Metalurgia Extractiva de la Escuela Politécnica Nacional, por su cálida acogida, y por permitirme realizar el presente trabajo en sus instalaciones. Especialmente, emito un profundo agradecimiento a Wilmer Betun, técnico de laboratorio, quien nos apoyó durante el desarrollo de la parte experimental.

Un agradecimiento especial al Instituto de Investigación Geológica y Energética (IIGE), por abrirnos las puertas del Laboratorio de Metalurgia, y poner a nuestra disposición los equipos necesarios para llevar a cabo los ensayos de concentración gravimétrica. Además, de la colaboración de funcionarios en el desarrollo de dichos ensayos.

Agradezco al Programa de las Naciones Unidas para el Desarrollo (PNUD) por su financiamiento en el presente trabajo de integración curricular, a través del Proyecto Externo "Desarrollo de sistemas de biofiltración natural para la remoción de mercurio y elementos traza en ríos impactados por la minería aurífera" PIE-DEMEX-PNUD-2021.

ÍNDICE DE CONTENIDO

CERTIFICACIONES	I
DECLARACIÓN DE AUTORÍA	II
DEDICATORIA	III
AGRADECIMIENTO	IV
ÍNDICE DE CONTENIDO	V
RESUMEN.....	VI
ABSTRACT	VII
1 DESCRIPCIÓN DEL COMPONENTE.....	1
1.1 Objetivo general	2
1.2 Objetivos específicos.....	2
1.3 Alcance.....	2
1.4 Marco teórico.....	4
2 METODOLOGÍA.....	12
2.1 Caracterización física, química y mineralógica de sedimentos aluviales.....	12
2.2 Evaluación de etapas de molienda	14
2.3 Evaluación de etapas de reciclo en concentración centrífuga con mineral fino ..	14
2.4 Ensayos de concentración en mesa Wifley.....	18
3 RESULTADOS, CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	19
3.1 Resultados	19
3.2 Conclusiones	33
3.3 Recomendaciones	34
4 REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	35
5 ANEXOS.....	38
ANEXO I. Datos completos de análisis granulométrico	
ANEXO II. Resultados completos de ensayos de molienda	
ANEXO III. Lecturas de absorción atómica y balance metalúrgico completo	
ANEXO IV. Análisis granulométrico de relaves de concentración	
ANEXO V. Concentración gravimétrica en el KC-MD3	
ANEXO VI. Ensayo al fuego	
ANEXO VII. Disgregación ácida del doré	

RESUMEN

En el Ecuador la minería artesanal y pequeña minería emplea concentradores gravimétricos tipo “Z”, junto con amalgamación con mercurio para la recuperación de oro en sedimentos aluviales, método considerado ineficiente por su baja recuperación de oro fino, además genera contaminación de las fuentes hídricas aledañas al sitio de procesamiento. Por este motivo, el objetivo del presente trabajo fue estudiar la efectividad de reprocesamiento de relaves en un concentrador centrífugo Knelson de laboratorio de descarga manual (KC-MD3), como alternativa para el tratamiento de sedimentos aluviales del Río Nambija, que fueron previamente molidos. Para ello, inicialmente se determinó el tamaño de partícula óptimo para una mejor recuperación, mediante análisis de malla valorada. A continuación, se realizaron cinco etapas en serie en el KC-MD3, de tal forma que los relaves de la etapa anterior se procesaron nuevamente en el concentrador. Se mantuvo una alimentación de pulpa constante, al 40% de sólidos con un flujo de 400 g de mineral seco/min y una fuerza centrífuga de 60G. La variable manipulada fue la presión de fluidización, de tal forma que las tres primeras etapas se realizaron con un flujo de agua de 2,5 l/min, mientras que las dos últimas con 3,5 l/min. De esta manera, en la primera etapa de concentración se recuperó el 58% de oro, por lo que en el relave se perdió el 42%. Se estimó una recuperación mayor al 65% al realizar dos etapas de concentración en serie, y se estableció una fluidización de operación de 3,5 l/min, ya que con ello se recuperó en la cuarta etapa un 13% más, de lo que se recuperó en la tercera etapa.

PALABRAS CLAVE: concentrador centrífugo, ensayo GRG, coluviales, oro aluvial, presión de fluidización, cono concentrador, fuerza centrífuga.

ABSTRACT

In Ecuador, artisanal mining and small-scale mining use Z-type gravimetric concentrators, together with mercury amalgamation for the recovery of gold in alluvial sediments, a method considered inefficient due to its low recovery of fine gold, it also generates contamination of nearby water sources. to the processing site. For this reason, the aim of this work was to study the effectiveness of tailings reprocessing in a manual discharge Knelson Laboratory Centrifugal Concentrator (KC-MD3), as an alternative for the treatment of alluvial sediments from the Nambija River, which were previously ground. For this, the optimal particle size to improve recovery was initially determined by means of valued mesh analysis. Next, five stages were carried out in series in the KC-MD3, in such a way that the tailings from the previous stage were processed again in the concentrator. A constant pulp feed was maintained, at 40% solids with a flow of 400 g of dry ore/min and a centrifugal force of 60G. The manipulated variable was the fluidization pressure, in such a way that the first three stages were carried out with a water flow of 2.5 l/min, while the last two with 3.5 l/min. Thus, in the first concentration stage, 58% of gold was recovered, so 42% was lost in the tailings. A recovery greater than 65% was estimated by carrying out two concentration stages in series, and an operating fluidization of 3.5 l/min was established, since with this, 13% more is recovered in fourth stage, than what it recovered in third stage.

KEY WORDS: centrifugal concentrator, GRG test, colluvial, alluvial gold, fluidization pressure, concentrator cone, centrifugal force.

1 DESCRIPCIÓN DEL COMPONENTE DESARROLLADO

En el presente trabajo se realizaron pruebas preliminares para la recuperación de oro mediante concentración gravimétrica mejorada en el KC-MD3, basado en una modificación del ensayo conocido como GRG por sus siglas en inglés (Gravity Recoverable Gold). El mineral para procesar consistió en sedimentos aluviales del Río Nambija muestreado en la zona inferior de un canal de filtración construido en la ribera de este. La motivación de esta investigación se basa en presentar la evaluación de una alternativa más tecnificada y con menos repercusiones en el medio ambiente para el procesamiento de minerales a nivel artesanal en el Ecuador, el mismo que en la actualidad es ejecutado, en su mayor parte, con el uso de concentradores aluviales tipo “Z” y amalgamación, sin embargo, la presencia de oro fino hace que la recuperación mediante este método sea limitada, en consecuencia, presenta un amplio rango de recuperación.

Previo al procesamiento del mineral en un concentrador Kneslon MD3 se realizó la caracterización física, química y mineralógica del mismo. También, se recurrió al análisis de malla valorada, con lo cual se estableció un tiempo de molienda necesario para alcanzar una granulometría que maximice la recuperación de oro, además de proporcionar uniformidad en cuanto al tamaño de partícula de la ganga y del mineral de interés. A partir de ello, se dispuso realizar cinco etapas de concentración en serie; de tal forma que los relaves de la respectiva etapa anterior se alimentaron nuevamente al concentrador; esto con el fin de evaluar los ciclos necesarios para recuperar la mayor cantidad del mineral de interés. La variable manipulada para el análisis fue la presión de fluidización (caudal de agua) debido a que se considera como la variable de mayor importancia al trabajar con una velocidad de rotación constante, puesto que, permite la formación del lecho fluidizado, es decir, evita la compactación del mineral en el cono concentrador; además, para que la mayor cantidad de partículas del mineral de interés migren al lecho de concentrado se requiere alcanzar un equilibrio dinámico entre la fuerza centrífuga y la fuerza de arrastre causada por el flujo de fluidización. Cabe recalcar que esta variable depende del tamaño de partícula del mineral.

Adicionalmente, se realizaron ensayos de concentración en mesa Wifley, con y sin molienda, con el objetivo de comparar las recuperaciones obtenidas tanto con el KC-MD3 como con la mesa Wifley y en los concentradores tipo “Z”, que como se mencionó, son actualmente utilizados en nuestro país. Para estos últimos se tomaron valores bibliográficos.

1.1 Objetivo general

Realizar ensayos de recuperación de oro mediante un concentrador gravimétrico Knelson de laboratorio (GRG Gravity Recoverable Gold modificado) de sedimentos aluviales de Nambija a partir de la determinación del tamaño de partícula óptimo de molienda para maximizar la recuperación del metal de interés.

1.2 Objetivos específicos

1. Caracterizar los relaves y concentrados obtenidos de las cinco etapas del ensayo GRG modificado.
2. Analizar el porcentaje de recuperación de oro en las cinco etapas del ensayo GRG modificado.
3. Establecer los ciclos necesarios para alcanzar una recuperación de oro considerable.
4. Establecer las condiciones óptimas de operación del concentrador Knelson para una alimentación con un tamaño de partícula establecido.

1.3 Alcance

Este trabajo de investigación se llevó a cabo tanto en las instalaciones y con los recursos del Departamento de Metalurgia Extractiva de la Escuela Politécnica Nacional (EPN), como del Instituto de Investigación Geológico y Energético (IIGE); en este último se realizaron únicamente los ensayos de concentración gravimétrica en el KC-MD3. Además, cabe recalcar que el presente trabajo de integración curricular fue financiado por el Programa de las Naciones Unidas para el Desarrollo (PNUD).

A continuación, se detallan los aspectos que se llevaron a cabo dentro del presente trabajo.

a) Caracterización física, química y mineralógica de sedimentos aluviales

Inicialmente, se realizó una caracterización fisicoquímica correspondiente a coluviales de la zona inferior de un canal construido paralelo al Río Nambija.

De esta manera, se realizó la homogeneización, cuarteo y tamizado (2 mm) de una muestra de aproximadamente 50 kg hasta la obtención de una muestra representativa para el análisis químico elemental empleando fluorescencia de rayos X, el análisis mineralógico empleando difracción de rayos X y la cuantificación del contenido de oro mediante ensayo al fuego y espectroscopia de absorción atómica.

Adicionalmente, a partir de la muestra representativa se tomaron 2 kg para la realización del análisis granulométrico, seguido del análisis químico para cada fracción (este procedimiento es conocido como malla valorada). Esto permitió identificar la fracción donde se tiene mayor cantidad de oro, a través de lo cual, se estableció un tiempo de molienda óptimo para asegurar una uniformidad en el tamaño de partícula y favorecer la concentración mejorada.

b) Evaluación de etapas de molienda

Para ello, inicialmente se realizaron pruebas de molienda en húmedo al 62.5% de sólidos durante 10, 20 y 30 min. Con base en dichas pruebas, se ejecutó la molienda en seco de 20 kg del mineral, aproximadamente, cuya evaluación de tamaño de partícula se llevó a cabo mediante deslamado con malla 200 (75 μm). De esta forma se alcanzó el rango de tamaño de partícula establecido en el análisis anterior, que maximiza la recuperación del mineral, y a su vez, se encuentra aproximado al rango de partícula requerido en la última etapa del ensayo GRG.

c) Evaluación de etapas de reciclaje en concentración gravimétrica para material fino

Se establecieron las condiciones óptimas de operación del concentrador Knelson para una alimentación con el tamaño de partícula establecido y para cada etapa de operación; en total fueron cinco etapas en serie, donde los relaves de la anterior se alimentaron nuevamente al concentrador. Dentro de las variables se tuvieron: flujo y porcentaje de sólidos de alimentación de mineral, granulometría, fuerza centrífuga, y presión de fluidización (caudal de agua), siendo esta última la variable manipulada. Cabe recalcar que, en cada etapa se realizaron ensayos al fuego y absorción atómica, tanto de los concentrados como de los relaves, con lo cual se evaluaron los porcentajes de recuperación de oro y los ciclos necesarios para alcanzar la máxima recuperación. También se realizó el correspondiente análisis granulométrico mediante deslamado con malla N°140, 200, y 400 (106, 75 y 38 μm , respectivamente) de los relaves.

d) Ensayos de concentración en mesa Wifley

Se realizó con 1 kg de muestra con y sin molienda, para evaluar la recuperación de oro en cada fracción (concentrado, mixtos, arenas y finos) para ambos casos.

Además, con los resultados se comparó la eficiencia entre un concentrador centrífugo, mesa vibratoria Wifley y concentradores tipo “Z”, los cuales son ampliamente utilizados en el país en la actualidad, y cuya eficiencia ha sido reportada en estudios anteriores. De esta manera, se analizó al concentrador centrífugo como una alternativa para tecnificar los métodos de recuperación utilizados en la minería artesanal en el país.

Es importante tener en cuenta que este documento abarcó únicamente pruebas preliminares de recuperación de oro mediante gravimetría, cuyos resultados serán usados en un estudio posterior, basado en el escalado de un KC-MD3 a un KC-MD7.5.

1.4 Marco teórico

La minería artesanal aurífera y la pequeña minería emplean técnicas tradicionales para la extracción y el procesamiento de oro, las cuales se realizan de manera clandestina atentando contra la salud de la población y exponiendo al medio ambiente a riesgos de contaminación. Dentro de ellas, la amalgamación con mercurio es la más utilizada debido a que presenta mayor accesibilidad y rapidez del proceso, y menor costo en relación con otros métodos que demandan grandes cantidades de material para el procesamiento o requieren de una mayor inversión o costo de operación (Teixeira et al., 2021).

El objetivo de la amalgamación es separar el oro libre de la ganga mediante la formación de una amalgama de oro-mercurio. Dicha formación se da por el contacto entre ambos metales generalmente en húmedo. Este procedimiento es apropiado para la recuperación de oro libre en un tamaño de partícula entre 20 a 50 mm y 1 a 2 mm. Durante la amalgamación, solo una mínima cantidad de oro se disuelve en el mercurio; de hecho, la amalgama contiene partículas de oro aleadas con el mercurio en su superficie y ligadas entre sí por el mismo. Posterior a ello, se procede a un bateo, remoción del exceso de mercurio y quema de la amalgama para eliminar el mercurio y dejar libre el oro (Suarez, 2014). De esta forma, en minería artesanal se liberan anualmente de 410 a 1400 toneladas de Hg, el mismo que ocupa el tercer lugar en la lista de sustancias tóxicas prioritarias, detrás del arsénico y el plomo, de acuerdo a la Agencia de Sustancias Tóxicas y Registro de Enfermedades de los Estados Unidos (Teixeira et al., 2021). La alta toxicidad de este elemento está asociado, principalmente, a sus efectos adversos hacia el sistema nervioso central, además de deficiencias en el sistema endócrino, inmunológico, renal y urinario del

cuerpo humano (Pinto et al., 2019). Debido a su capacidad de acumularse en las redes tróficas en forma de metilmercurio, presenta un riesgo demasiado alto hacia la salud humana y la vida silvestre (Pinto et al., 2019). Sin embargo, este método presenta un bajo rendimiento en la recuperación de Au (menos del 30%); esto sumado a las restricciones comerciales y políticas, hace que sea necesario el uso de otros métodos de recuperación (Teixeira et al., 2021).

Como ya se mencionó con anterioridad, los métodos empleados en la minería artesanal dejan consigo impactos ambientales negativos, siendo uno de los más evidentes la contaminación de cuerpos de agua. Una solución sostenible para el tratamiento de estas aguas es la construcción de canales de filtración alrededor de las fuentes hídricas, como lo demuestra el trabajo realizado por Johnson et al., 2020 donde se estudiaron los efectos de la construcción de dichos canales de filtración paralelos al Río Nambija, cuya finalidad fue la remoción de contaminantes como mercurio, hierro y plomo, además de favorecer la recuperación de metales preciosos en los lechos de los canales para obtener un beneficio económico. Para el análisis se recolectaron muestras de agua mediante una bomba peristáltica y con tubería de teflón; las mismas que se analizaron para mercurio total y metilmercurio por oxidación de cloruro de bromo; el resto de elementos se analizó en un espectrómetro de masas de plasma inductivo; mientras que, la acumulación de oro se calculó de acuerdo al flujo medido en el canal de filtración y al flujo calculado a partir de la velocidad del trazador (rodamina), y el área de entrada del mismo. Con ello se determinó que dichos canales son efectivos ya que cumplen con ambos objetivos. Cabe mencionar que el costo de la construcción de estos canales se considera bajo debido al uso de materiales naturales propios de la localidad para forzar el flujo lateral sin restringir el flujo longitudinal, lo cual hace que el método sea económicamente atractivo.

Por otra parte, en Zamora el método empleado para la recuperación de oro aluvial consiste en el uso de concentradores tipo “Z” debido a su bajo costo de operación y a que permiten el procesamiento de una gran cantidad de mineral. Estos concentradores gravimétricos están dispuestos de dos a más canalones ubicados en serie, en ángulos que varían entre 11 y 30° de inclinación, lo cual depende del tamaño de partícula de la alimentación, de tal forma que, los materiales con mayor contenido de finos requieren de menor inclinación que los materiales más gruesos. La alimentación se realiza por la parte superior con ayuda de una excavadora, el mineral se desliza debido a la inclinación de la tolva y a la presión de agua, hacia una criba para descartar el mineral con tamaño de partícula mayor a 4 cm (Acosta y Feijoo, 2020). A continuación, se ubica el primer canalón en donde el mineral denso se retiene en rifles, y en la capa de césped sintético o yute ubicado en la parte inferior

distribución geográfica, la producción de oro y la tecnología utilizada por la minería artesanal y de pequeña escala. En este estudio se observa que, además del distrito minero de Zamora, existen otras provincias donde utilizan las zetas como método de recuperación de la minería aluvial, como son Morona Santiago (San Carlos), Cotopaxi (La Maná), Tena, y Esmeraldas, utilizando una relación promedio de Hg:Au de 9,67 con un total de 6,67 toneladas de mercurio liberados al ambiente anualmente (MAE, 2020).

Por lo tanto, es preciso implementar nuevas alternativas que mejoren los procesos de recuperación, especialmente de oro fino, para lo cual se estudia el uso de mesas vibratorias y concentradores centrífugos.

Las mesas vibratorias permiten recuperar oro de 100 a 5 μm ; consisten en una plataforma ligeramente inclinada (0 a 6°) dispuesta de rifles de máximo una pulgada de alto que cubren casi toda la superficie del tablero (Silva, 1986; Kelly y Spottiswood, 1990). La pulpa a procesar se alimenta por la parte superior derecha del equipo a través de un compartimento, y se extiende a lo largo de la plataforma debido al movimiento longitudinal de la mesa y al flujo de agua de lavado cuyo distribuidor se ubica a lo largo de la parte superior (Wills y Finch, 2016; Kelly y Spottiswood, 1990). De esta manera, actúan dos fuerzas sobre las partículas del mineral, una debido al movimiento de la mesa y otra debido al arrastre causado por la película de agua. Como se muestra en la Figura 1.2, las partículas más finas y densas quedan en el fondo de los rifles y se dirigen hacia la zona izquierda correspondiente al área de concentrado, mientras que las partículas más grandes y menos densas son arrastradas hacia la zona de relaves (Wills y Finch, 2016).

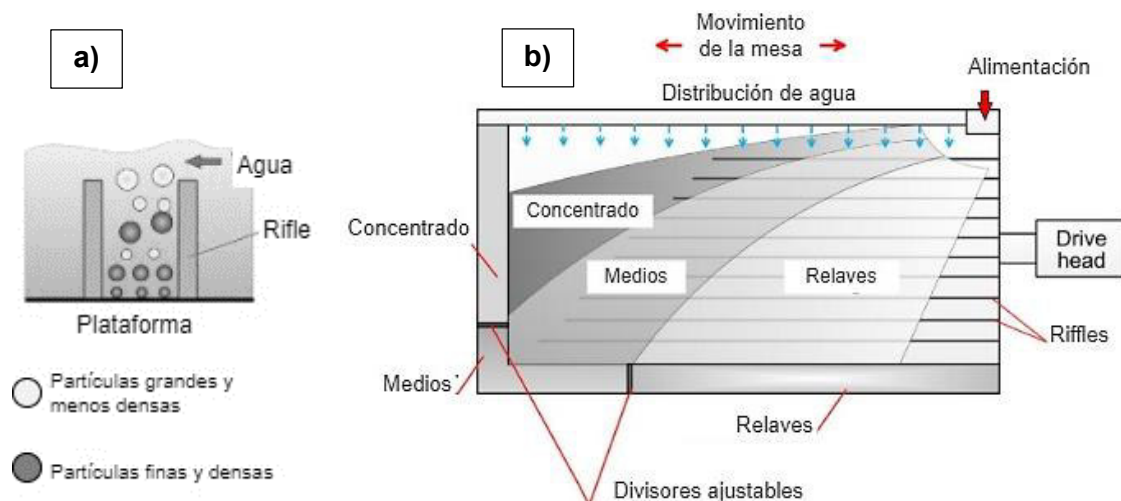


Figura 1.2. a) Estratificación vertical entre los rifles. b) Esquema de la concentración en mesas vibratorias (Wills y Finch, 2016)

Por su parte, los concentradores centrífugos permiten separar oro grueso y fino, de hecho, se alcanza una recuperación de oro fino de hasta 38 μm (De la Torre, 2019). La diferencia de velocidades de sedimentación de las partículas más densas y la ganga aumenta considerablemente debido a que la fuerza centrífuga ejercida sobre las partículas es entre 60 a 350 veces mayor que la fuerza de gravedad, lo cual facilita dicha separación. Los concentradores centrífugos con presión de agua a contracorriente más conocidos son: concentradores tipo Knelson ($G = 60\text{--}120$) y tipo Falcon ($G =$ hasta 200). Estos equipos poseen un cono concentrador dispuesto de rifles en su interior donde se retienen las partículas más pesadas, mientras que las partículas más ligeras son expulsadas de los rifles debido a la contracorriente de agua. Cuando se opera en un proceso de molienda en circuito abierto, se suele instalar dos o tres concentradores centrífugos en serie; con dicho sistema se aumenta significativamente la eficiencia del proceso. Por lo contrario, cuando se opera en un proceso de molienda en circuito cerrado, el material molido se concentra en una sola etapa, y los relaves se clasifican en un hidrociclón, de tal forma que el underflow regresa al molino y el overflow se dirige la siguiente operación, que generalmente es cianuración o flotación (Martínez et al., 2021).

Los principales parámetros que se deben estudiar incluyen el porcentaje de sólidos y tamaño de partícula de la alimentación, la presión de fluidización, el tiempo de descarga y la velocidad de rotación (Martínez et al., 2021). Cuando la velocidad de rotación se mantiene constante la variable de mayor influencia es la presión de fluidización, puesto que, permite la formación del lecho fluidizado en el sistema y genera un equilibrio dinámico entre la fuerza centrífuga y, la fuerza de arrastre causada por el flujo de fluidización más la fuerza de interacción partícula-partícula que actúa en dirección al centro, esto resulta en que la mayor cantidad de partículas del mineral de interés migren al cono concentrador (Ghaffari y Farzanegan, 2017; Coulter y Subasinghe, 2005).

Por su parte, el concentrador centrífugo Knelson de descarga manual se compone principalmente del cono concentrador perforado que gira, generalmente, a 1500 rpm, lo cual genera una fuerza de 60 G. En la Figura 1.3 se muestra un esquema del sistema de fluidización de un concentrador Knelson, como se puede observar, la alimentación ingresa por la parte superior del equipo; las partículas más densas son expulsadas contra las paredes del cono y quedan atrapadas entre los rifles, mientras que las partículas más ligeras son arrastradas por el agua que se descarga por la parte inferior del equipo (relave). Las partículas del mineral permanecen móviles debido a la fluidización del agua que ingresa a través de los agujeros del cono, lo que permite que penetren partículas más densas; de esta forma a medida que continúa el procesamiento, las partículas más ligeras

en el lecho móvil son reemplazadas por otras más pesadas entrantes, hasta que solo se retienen las partículas más pesadas de la alimentación. Finalmente, se realiza la limpieza deteniendo el cono, se abre un drenaje en la parte inferior y se descarga el concentrado. De esta forma se han obtenido eficiencias de recuperación mayores al 95% (Silva, 1986).

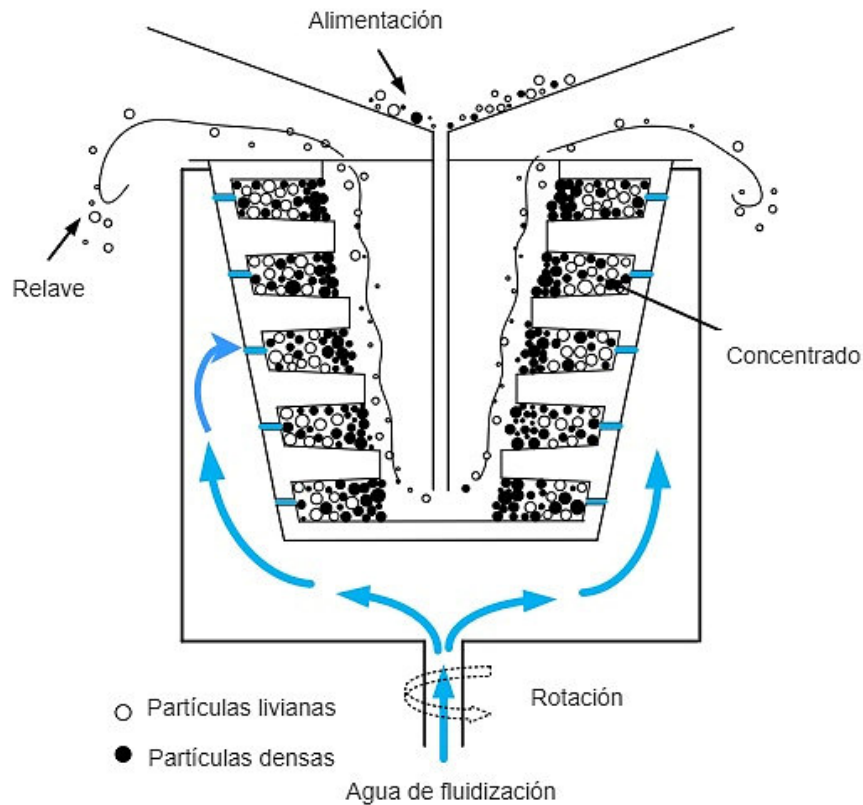


Figura 1.3. Esquema de fluidización del concentrador KNELSON de descarga manual (Chen, Yang, Tong, Liu, et al., 2020).

El concentrador Knelson de descarga manual, específicamente de cono concentrador de 3 pulgadas (7,5 cm) de diámetro (KC-MD3), es uno de los equipos más usado para la investigación de laboratorio ya que debido a su tamaño, relativamente pequeño, se considera portátil, y con ello presenta facilidad en cuanto la manipulación y transporte, y la cantidad de materia prima es ajustable (Chen, Yang, Tong, Niu, et al., 2020). En la Figura 1.4 se muestra un esquema de un KC-MD3; se pueden observar algunas de sus partes, como son, el motor, su soporte, la malla de 2 mm de abertura seguido de la tolva de alimentación, el cono concentrador, las entradas de las corrientes de alimentación del mineral y fluidización de agua, y descarga de relaves.

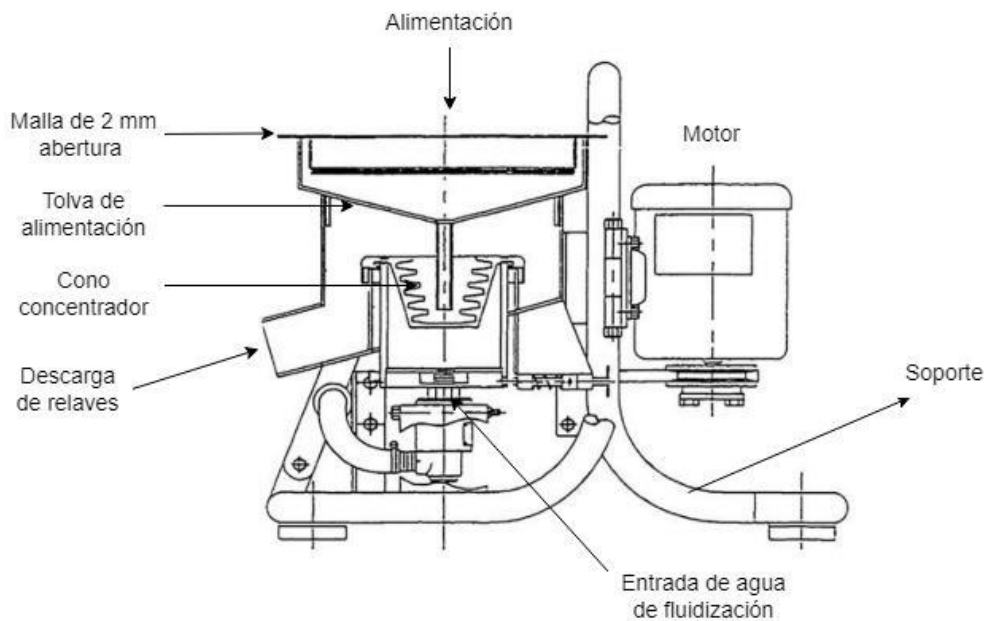


Figura 1.4. Esquema de un concentrador Knelson de descarga manual de cono de 3 pulgadas de diámetro (Chen, Yang, Tong, Niu, et al., 2020).

Finalmente, antes de realizar el diseño de un circuito de concentración gravimétrica para el procesamiento de un mineral aurífero y justificar su instalación, es importante predecir la recuperación de oro que se alcanza (Chen, Yang, Tong, Niu, et al., 2020). Para ello, existe un test estandarizado cuyo objetivo es determinar la cantidad de oro recuperado mediante concentración gravimétrica (GRG, Gravity Recoverable Gold), su distribución de tamaño y la molienda en la que se libera. El test se basa en el tratamiento de una muestra de 50 kg en un concentrador KNELSON de laboratorio en tres etapas (Laplante, 2000) (este valor es ajustable dependiendo de la muestra y del equipo utilizado, por ejemplo, se recomienda usar 30 kg de muestra para minerales de alta ley o 150 kg para minerales de baja ley (Chen, Yang, Tong, Niu, et al., 2020)). La fuerza centrífuga más típicamente usada es de 60 veces la fuerza de gravedad. Para la primera etapa el 100% de la muestra debe tener un tamaño de partícula menor a 850 μm ; las dos siguientes etapas se realizan con el relave de la etapa anterior, que debe pasar previamente por molienda para lograr una mayor liberación de oro. La segunda etapa se realiza con 24 kg donde el 45 al 60% de la muestra debe ser menor a 75 μm , y la etapa tres con 18 a 21 kg con el 75-80% de la muestra menor a 75 μm (Laplante, 2000) (Knelson Concentrators, 2011). La operación en el KNELSON se realiza a tasas de alimentación y presiones de agua de fluidización cada vez más bajas para recuperar la porción más fina, normalmente de 1000 g/min y 25 kPa para la primera etapa, y 400 g/min y 12 kPa para la tercera etapa. En la Figura 1.5 se puede observar un

esquema del ensayo GRG más detallado, para su comprensión. Estas condiciones se deben ajustar de acuerdo con la densidad de la ganga; además, se debe tomar en cuenta que, debido a que la prueba está optimizada, se produce la cantidad máxima de GRG; sin embargo, las recuperaciones reales de la planta serán menores, debido a las limitaciones en la eficiencia del equipo y al procesamiento de solo una fracción de la carga circulante (Laplante, 2000).

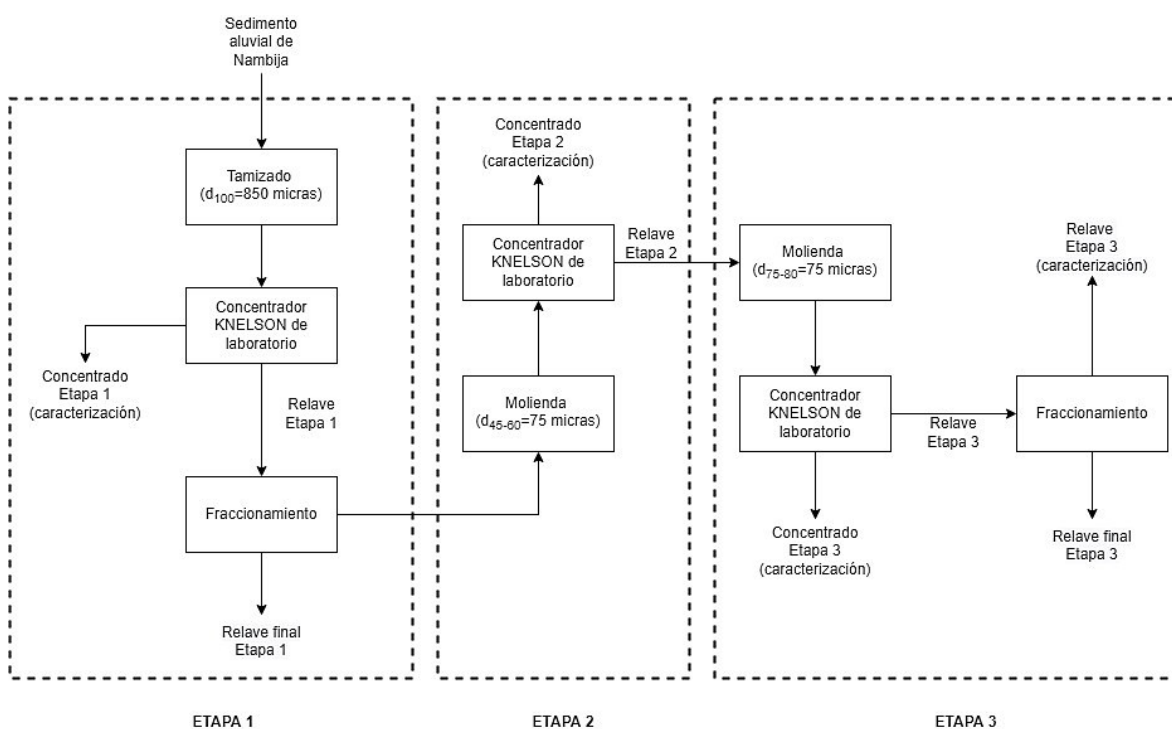


Figura 1.5. Esquema del ensayo GRG empleando un concentrador KNELSON de laboratorio (Laplante, 2000)(Knelson Concentrators, 2011).

Por lo anteriormente expuesto, el objetivo del presente proyecto de investigación consistió en estudiar la efectividad de reprocesamiento de relaves en un Concentrador Centrífugo KNELSON de Laboratorio, para el procesamiento de sedimentos aluviales del Río Nambija previamente molidos, mediante la cuantificación del oro recuperado en el concentrado y relave en cada etapa. Cabe recalcar que el trabajo se realizó en base a un ensayo GRG modificado cuyo enfoque se dirigió hacia una aproximación de la etapa final considerando un tamaño de partícula óptimo que maximice la recuperación del metal valioso.

2 METODOLOGÍA

El presente trabajo tuvo un enfoque cuantitativo debido a que se realizó un recopilación y análisis de variables cuantitativas, como pesos de concentrados, leyes de las muestras, tamaño de partícula, presión de fluidización, flujo de alimentación, tiempo de operación, porcentaje de sólidos de alimentación y velocidad de rotación. Además, se considera de tipo exploratorio-experimental, pues, por una parte, consistió un estudio preliminar cuyos resultados serán utilizados como base para realizar estudios de mayor profundidad sobre la recuperación de oro mediante concentración gravimétrica mejorada; por otra parte, también existe un conjunto de variables que han sido manipuladas en el desarrollo de este trabajo, como son: caudal de agua y granulometría del mineral. Adicionalmente, el análisis de los datos recolectados se realizó mediante disposición de gráficas y transformación de datos.

A continuación, se detalla el procedimiento experimental llevado a cabo en este trabajo.

2.1 Caracterización física, química y mineralógica de sedimentos aluviales

Inicialmente las muestras recolectadas correspondientes a coluviales de la zona inferior (denotadas en adelante como CI) de los dos canales construidos paralelos al río Nambija fueron homogenizadas, mediante paleo, y cuarteadas para la obtención de una muestra representativa; posterior a ello, dicha muestra se tamizó en una malla de ½ plg, seguido de una malla de 2 mm de abertura. Nuevamente se homogenizó la muestra mediante manto, y se dividió con el divisor Jones, con lo cual se separaron 250 g de muestra para el análisis químico y mineralógico, 2 kg para análisis granulométrico y malla valorada, y 3 kg para posteriores ensayos de molienda.

Análisis químico y mineralógico

Se pulverizaron 250 g de muestra en dos lotes de 125 g durante un minuto en el equipo NAEF Blueier-Mill (NAEF, Adliswil, Suiza), y se manto. Para la composición mineralógica se utilizó difracción de rayos X en el equipo Bruker AXS D8 Advance model (Bruker, Karlsruhe, Alemania); mientras que para la composición elemental se empleó fluorescencia de rayos X en el equipo Bruker S8 Tiger (Bruker, Karlsruhe, Alemania).

Además, mediante ensayo al fuego se realizó la determinación de ley de cabeza, para lo cual se pesaron 30 g de muestra, junto con la carga fundente indicada en la Tabla 2.1; este

ensayo se lo llevó a cabo por triplicado para tener mayor certeza y confiabilidad en los resultados.

Tabla 2.1. Carga fundente de ensayos al fuego para 30 g de muestra.

Compuesto	Peso (g)
Sílice	7
Litargirio	45
Bórax	30
Carbonato de sodio	20
Harina (carbón)	4
Nitrato de potasio	0,2
Muestra	30

La fundición se realizó a 1000°C en un horno de fusión artesanal durante 45 minutos, aproximadamente; mientras que la copelación se realizó a 950°C en la mufla eléctrica Thermo Scientific Lindberg/ Blue M 1100 Box Furnace (Thermo Scientific, Asheville, EE.UU.) durante 45 minutos.

Una vez obtenido el doré se realizó disgregación ácida, para ello, se colocó al doré en un tubo de ensayo en baño maría, se añadieron 1 mL de ácido nítrico y 1 mL de agua. Se descartó la solución formada de nitrato de plata cuidadosamente, y se lavó el resto con agua destilada; luego se colocaron 3 mL de agua regia (3 mL de ácido clorhídrico por 1 mL de ácido nítrico) y se aforó con 7 mL de agua destilada. Finalmente se envió a espectroscopia de absorción atómica en el equipo Perkin Elmer AA 300 (Perkin Elmer, Shelton, CT, EE.UU.) para la cuantificación de oro.

Análisis granulométrico y malla valorada

Se deslamaron los 2 kg de muestra anteriormente separados como paso previo al análisis granulométrico. Para ello se usaron los tamices de malla número 100 y 400 (malla ASTM E.-11), los mismos que corresponden a aberturas de 150 y 38 μm , respectivamente. El deslamado se llevó a cabo en el tamiz vibratorio Fritsch Analysette 03.501 (Fritsch, Alemania) con 250 g de muestra en cada lote; se recolectaron y secaron tanto las fracciones retenidas como las lamas (mineral con tamaño de partícula menor a 38 μm).

A continuación, se realizó el análisis granulométrico en el tamiz vibratorio ATM Arrow DuraTap™ (ATM Arrow, Wisconsin, EE.UU.), en una torre constituida por 8 tamices (malla ASTM E.-11), como se indica en la Tabla 2.2. En cada lote se colocaron, de igual forma que en el deslamado, 250 g de muestra y se operó durante 15 min.

Tabla 2.2. Tamices utilizados en los análisis granulométricos

Número de malla	Abertura de Tamiz	
	ASTM E161-70 (USA) (μm)	BS 410:1969 (GB) (μm)
30	-	600
60	-	250
100	150	150
140	106	106
200	75	75
270	53	53
400	38	38
Fondo	<38	<38

Se pesaron las fracciones retenidas y se realizó un análisis químico mediante ensayo al fuego de cada una de ellas para la identificación de la fracción donde se encuentra la mayor cantidad de oro.

2.2 Evaluación de etapas de molienda

Las pruebas de molienda se realizaron en húmedo al 62,5% de sólidos durante 10, 20 y 30 min, con 1 kg de muestra cada una; dichas pruebas se llevaron a cabo en un molino de bolas a 68 rpm y un peso en carga de bolas de 10 kg. Posterior a ello, se realizó el deslamado con las mallas 200 y 400 (malla ASTM E.-11), secado y análisis granulométrico de las muestras obtenidas, para la cual se utilizó la torre de tamices anteriormente descrita, en la Tabla 2.2.

Con base en dichas pruebas, se escaló a molienda en seco de 21,5 kg del mineral en un molino de bolas a 44 rpm y un peso en carga de bolas de 108 kg. El tamaño de partícula se estimó mediante deslamado con malla 200 (malla ASTM E.-11) con el objetivo de alcanzar un tamaño de partícula cercano al rango de $d_{75-80} = 75 \mu\text{m}$; para ello se tomaron muestras a los 28, 46 y 63 minutos de molienda.

2.3 Evaluación de etapas de recicló en concentración gravimétrica para material fino

Descripción del KC-MD3

Como se mencionó con anterioridad el equipo disponible para la concentración gravimétrica es de descarga manual y el cono concentrador tiene un diámetro de 3 pulgadas (7,5 cm). El motor es de 1/6 hp (0,12 kW). Este equipo requiere un suministro de agua de fluidización entre 0,2 a 1,1 galones por minuto (0,7 a 4,0 litros/min) a una presión de suministro mínima de 8 a 10 psi (55 a 69 kPa) y máxima de 30 psi (207 kPa); está diseñado para operar a 1500 rpm (60G), sin embargo, se puede variar la velocidad de rotación de tal forma opera hasta 2300 rpm (150G) (Knelson Concentrators, 2011).

Además, tiene una capacidad de alimentación de hasta 45 kg de sólidos seco/h (750 g/min) con un tamaño de partícula menor a 2 mm, por lo cual dispone de una malla número 10 ubicada sobre la tolva de alimentación, y un rociador de agua de cuello de cisne para ayudar a que todo el mineral pase de la malla a la tolva. Se recomienda trabajar con pulpas con 0 a 75% de sólidos, de tal forma que la tasa máxima de pulpa que debe fluir hacia el KC MD3 es de 0 a 2 gpm estadounidenses (0 a 8 Lpm) (Knelson Concentrators, 2011).

Es importante mencionar que, a pesar de que el equipo dispone de un manómetro y medidor de flujo para la línea de suministro de agua, estos no se encuentran funcionales, por lo cual el ajuste de la presión de fluidización se realizó de manera manual mediante el ajuste del caudal, como se detalla más adelante. Figura 2.1. se muestra el KC-MD3 disponible en el IIGE, y utilizado en el presente trabajo.

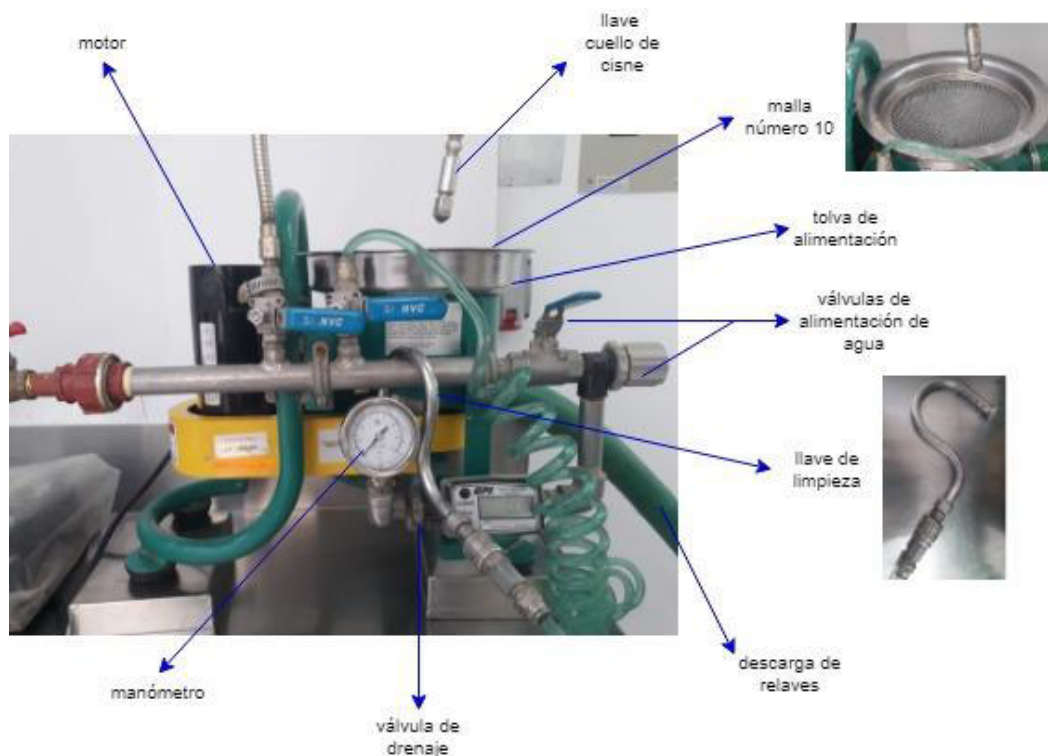


Figura 2.1. Concentrador centrífugo KNELSON MD3 del IIGE utilizado para los ensayos de concentración gravimétrica mejorada.

Procedimiento para el funcionamiento del concentrador centrífugo.

Se realizaron cinco etapas en serie en el concentrador de laboratorio KC-MD3, de tal forma que los relaves de la respectiva etapa anterior se alimentaron nuevamente al concentrador. Dicho procesamiento se llevó a cabo con un caudal de agua de 2,5 l/min para las tres primeras etapas, y de 3,5 l/min para las dos últimas. Además, el flujo de alimentación del mineral se estableció en 400 g de mineral seco/min, aproximadamente. Como se puede apreciar en la Figura 2.2.

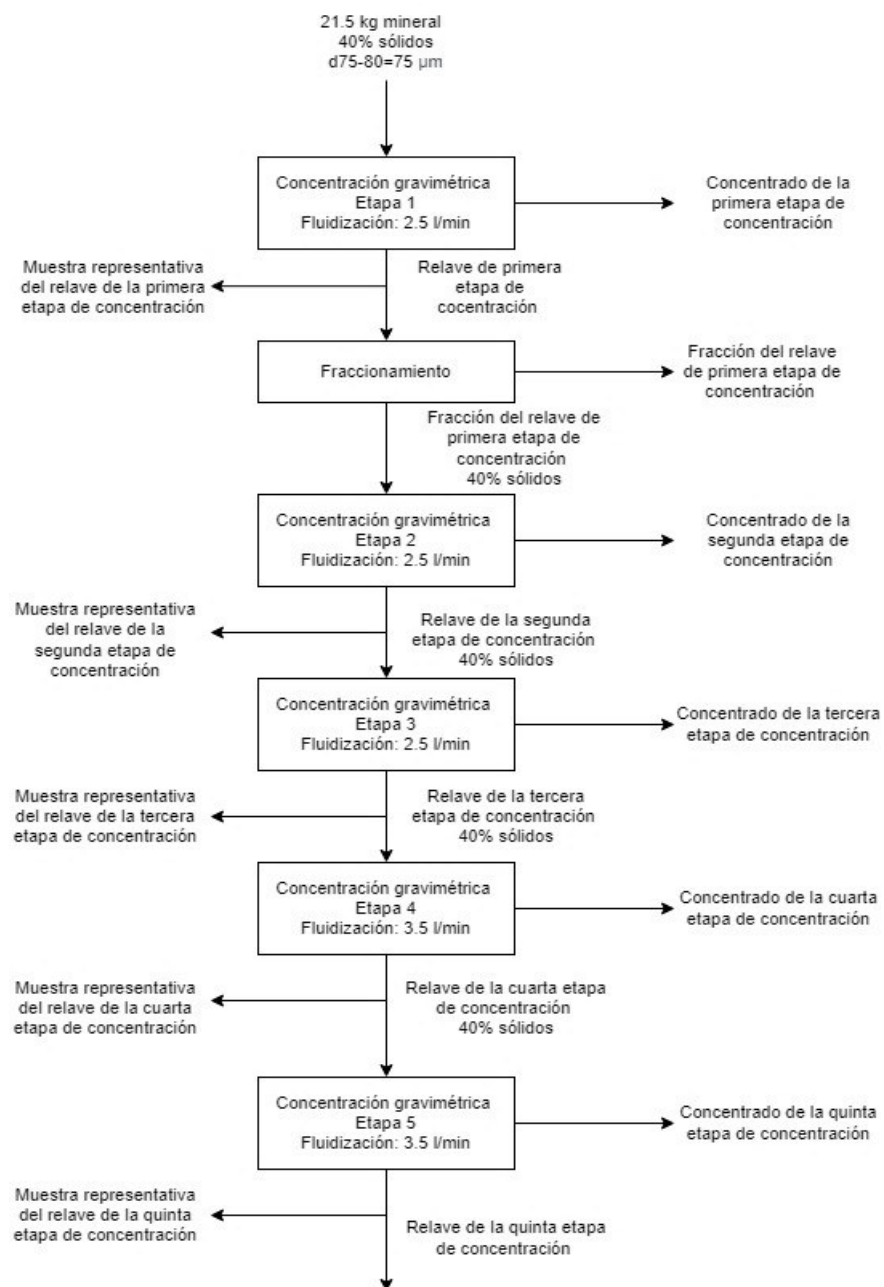


Figura 2.2. Diagrama de bloques general de la concentración gravimétrica llevada a cabo en el concentrador KNELSON KC MD-3.

La primera etapa de concentración de los 21,5 kg de muestra se llevó a cabo en lotes de 3 kg de mineral al 40% de sólidos, con un tiempo de operación de 7 min para cada lote, aproximadamente. El flujo de alimentación del mineral se reguló manualmente con ayuda de un recipiente dispuesto de una llave; de igual manera, el caudal de agua se ajustó de manera manual en 2,5 l/min, con ayuda de una probeta de 1000 mL y un cronómetro. Es importante tener en cuenta que se requiere una fuente constante de agua a temperatura ambiente, por lo cual, se debe evitar el uso de esta línea de tubería para otras actividades, ya que pueden causar alteraciones en el caudal.

Tras fluidizar el sistema, se encendió el motor del concentrador con una velocidad de 1500 rpm, equivalente a 60G, y se abrió la válvula de alimentación del mineral, el mismo que se mantuvo en constante agitación para que la pulpa se encontrara homogénea. Durante la operación, se tomaron muestras representativas de los relaves en la salida de los mismos, a intervalos regulares de 2 segundos, mediante un movimiento de vaivén tipo abanico. Una vez procesados los 3 kg se lavó el tamiz y el embudo de alimentación con ayuda de la llave cuello de ganso, se cerró el agua de fluidización, se apagó el motor, y se abrió la válvula de drenaje.

A continuación, se retiró el cono y se recolectó el concentrado en una bandeja metálica con ayuda de la llave de limpieza. Se ejecutó de esta manera hasta procesar los 21,5 kg de mineral, se filtró la muestra representativa obtenida en el filtro a presión Vymsa 8"x14", con una presión de 10-20 psi, se dejó secar en una estufa a 80-90°C en el equipo Memmert modelo U80 (Memmert, Schwabach, Alemania), junto con los concentrados, y se pesaron ambas fracciones.

Para la segunda etapa de concentración, se dejaron sedimentar los relaves, se retiró la mayor cantidad de agua posible (mediante sifonado) y se realizó un cuarteo in situ. Se ajustó el porcentaje de sólidos al 40% de la fracción conservada con la balanza Marcy con una gravedad específica 2,2 y una densidad de pulpa de 1300 kg/m³ y se procedió de igual manera que en la primera etapa. Se repitió este procedimiento para 5 etapas de concentración, con excepción del fraccionamiento de los relaves; además para las etapas 4 y 5 se aumentó el caudal de agua a 3,5 l/min. En la Tabla 2.3 se muestran las condiciones de operación de las 5 etapas.

Finalmente, los concentrados y muestras representativas de relaves fueron homogenizados, cuarteados mediante paleo y caracterizados (ensayo al fuego). Además, se realizó el respectivo análisis granulométrico en húmedo para los relaves empleando los tamices N° 140, 200 y 400 (ASTM E.-11).

Tabla 2.3. Condiciones de operación para el procesamiento en el concentrador KNELSON MD3.

Etap a	Velocidad de rotación	Caudal de agua (l/min)	Granulometría d₇₅₋₈₀ (µm)	Flujo de alimentación sólidos (g/min)
1	1500 rpm (60G)	2,5	75	400
2				
3				
4				
5		3,5		

2.4 Ensayos de concentración en mesa Wifley

Se utilizó 1 kg de mineral pasado malla N°10 (2 mm). Se ajustó el porcentaje de sólidos al 33%. El ensayo se llevó a cabo con una inclinación de 9°, caudal de operación de alimentación y distribución de 5 L/min, y alimentación manual de 16,5 g de mineral seco/min, durante 1 hora, aproximadamente, en el equipo No. 13 Wifley Table (The Mine and Smelter Supply CO, Denver, EE.UU.). Finalmente, se recolectaron las cuatro fracciones (concentrado, mixtos, arenas y finos), se secaron, pesaron, se realizó ensayo al fuego, y se cuantificó el oro mediante espectroscopia de absorción atómica. Este procedimiento se repitió para una muestra previa molienda, de 1 kg de mineral durante 28 min al 62,5% de sólidos, a 68 rpm y una carga de bolas de 10 kg.

3 RESULTADOS, CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

3.1 Resultados y discusión

Análisis físico, químico y mineralógico

En las Tabla 3.1 y 3.2 se detalla la composición elemental y la composición mineralógica, respectivamente. Se tiene un mayor contenido de silicio correspondiente al 27,04%, seguido de un 7,59% de aluminio, 4,82% de hierro y 2,61% de calcio. Estos valores concuerdan con la presencia de silicatos (plagioclasas, cuarzo, clinocloro, caolinita, moscovita y cordierita) en la muestra, los mismos que abarcan el 98% de la composición mineralógica, dentro de ellos el más abundante es el grupo de las plagioclasas que corresponden a un 54% del mineral, seguido de cuarzo en un 18% y clinocloro en un 15%, las cuales son características de la zona de Nambija (León, 2015).

Tabla 3.1. Composición elemental del mineral a procesar

Elemento	Contenido (%)
Na	2,18
Mg	0,67
Al	7,59
Si	27,04
P	0,05
S	0,03
K	2,08
Ca	2,61
Ti	0,35
Mn	0,34
Fe	4,82

Tabla 3.2. Composición mineralógica del material a procesar

Mineral	Fórmula	Contenido (%)
Plagioclasas	$(\text{Na}, \text{Ca})\text{Al}(\text{Si}, \text{Al})\text{Si}_2\text{O}_8$	54
Cuarzo	SiO_2	18
Clinocloro	$(\text{Mg}, \text{Fe})_5\text{Al}(\text{Si}, \text{Al})_4\text{O}_{10}(\text{OH})_8$	15
Caolinita	$\text{Al}_2(\text{Si}_2\text{O}_5)(\text{OH})_4$	5
Moscovita	$\text{KAl}_2(\text{AlSi}_3\text{O}_{10})(\text{OH})_2$	5
Dolomita	$\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$	2
Cordierita	$\text{Mg}_2\text{Al}_4\text{Si}_5\text{O}_{18}$	1

Por su parte, en la Tabla 3.3 se indican las leyes de cabeza por triplicado del mineral a procesar. Se observa una variación en la ley que va desde 0,100 a 0,460 g de oro/ton, es decir en un 78%; esto se atribuye al efecto pepita o más conocido como “nugget effect” que

hace referencia a la variabilidad del contenido de oro en un mineral, de tal forma que al tener un alto efecto pepita se tiene una alta variabilidad de la ley (Junkin y Ben-Awuah, 2016). Este fenómeno se presenta cuando el mineral tiene pocas partículas de oro que se ubican de manera aleatoria (Sandberg, 2021), además, si durante el muestreo se atina a una pepita de oro, resulta en una sobreestimación de la ley, mientras que al no seleccionar o al perder la pepita se tiene una subvaloración del contenido del mineral (Team SEPRO, 2019). Otra explicación a esta variación en la ley, es la dispersión del oro en la muestra, así como los diferentes tamaños de partícula en los que puede estar presente. Cabe recalcar que se tiene este efecto debido a la naturaleza misma de la muestra, ya que, como se mencionó en las secciones 1 y 2, estas fueron recolectadas de un canal de filtración, con lo cual la acumulación y distribución de oro es aleatorio, y se encuentra asociado con diferentes tamaños de sedimentos.

Por otra parte, en depósitos aluviales se tienen cantidades muy bajas de oro, normalmente hasta de 0,25 g/ton, los cuales son procesados mediante concentración gravimétrica (Mitchell et al., 1997), si además, se consideran grandes volúmenes de material, hace que sea viable la recuperación de oro del presente mineral, puesto a que su ley se encuentra entre 0,100 y 0,460 g/ton.

Tabla 3.3. Ley de cabeza del mineral a procesar

Muestra	AA	Ley (g/ton)	Ley promedio (g/ton)
Blanco	0,05	0,000	0,000
CI 1	1,43	0,460	0,232
CI 2	0,35	0,100	
CI 3	0,46	0,137	
Desviación estándar			0,198

En la Tabla 3.4 se muestran los resultados del análisis granulométrico del mineral a procesar. De acuerdo con estos resultados, se observa una granulometría heterogénea con un d_{80} de 1004,77 μm y un 40% menor a 281,49 μm (obtenidos mediante interpolación). Estos valores fueron verificados mediante el método gráfico correspondiente a la Figura 3.1, en el cual se observa que el d_{80} es de 900 μm y el 40% es menor a 270 μm , aproximadamente.

Tabla 3.4. Análisis granulométrico del mineral a procesar

Malla #	Abertura (µm)	Malla #	Abertura promedio (µm)	Peso de fracción retenida (g)	% Pasado acumulado
10	2000		2000		100,00%
30	600	-10, +30	1300	179,4	90,96%
60	250	-30, +60	425	645,1	58,47%
100	150	-60, +100	200	574,9	29,51%
140	106	-100, +140	128	174,2	20,74%
200	75	-140, +200	90,5	192,2	11,06%
270	53	-200, +270	64	85,2	6,76%
400	38	-270, +400	45,5	42,5	4,62%
-400	0	-.400	19	91,8	0,00%
			TOTAL	1985,3	
				d₈₀ (µm)	1004,77

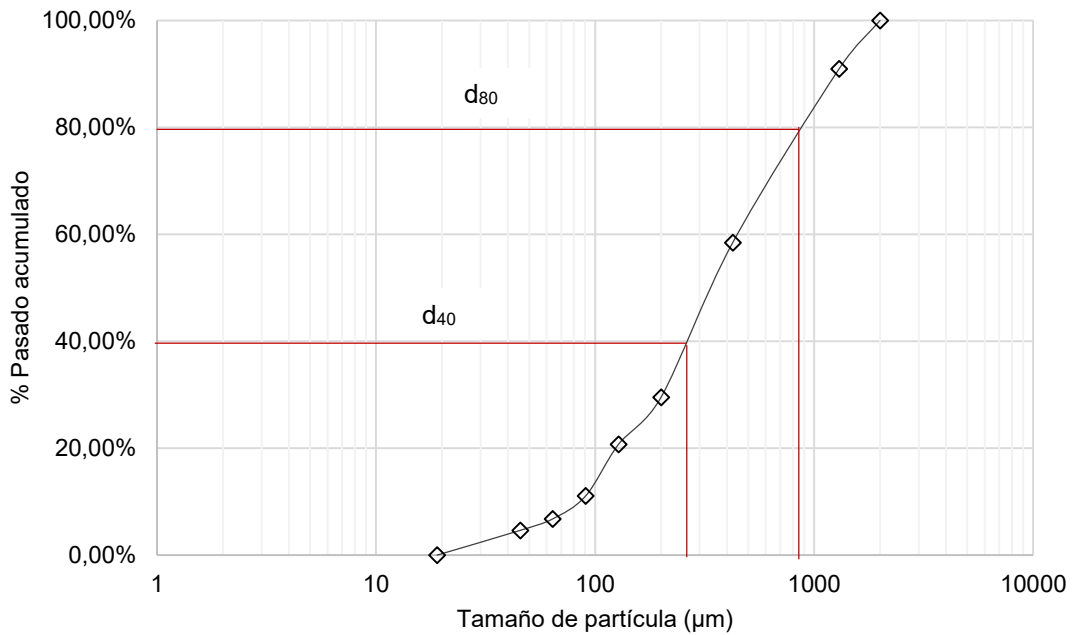


Figura 3.1. Análisis granulométrico para la determinación del d₈₀ con el pasado acumulado

En la Tabla 3.5. se observan los valores obtenidos de porcentajes de recuperación para el oro, de acuerdo al análisis de malla valorada.

Tabla 3.5. Análisis químico por fracciones

Rango de tamaño de partícula (µm)	Tamaño de partícula promedio	Ley (g/ton)	Peso (g)	Fracción (%)	Contenido de Au (mg)	% Recuperación de Au
Alimentación de cabeza		0,232	2000	-	0,920	-
600-2000	1300	0,04	179,4	9%	0,008	0,9%
250-600	425	0,83	645,1	32%	0,535	59%
150-250	200	0,14	574,9	29%	0,080	9%
106-150	128	0,78	174,2	9%	0,136	15%
75-106	90,5	0,36	192,2	10%	0,070	8%
53-75	64	0,41	85,2	4%	0,035	4%
38-53	45,5	0,42	42,5	2%	0,018	2%
<38	19	0,29	91,8	5%	0,027	3%
Alimentación recalculada		0,458	1985,3	100,00%	0,909	100%

Con los datos de la Tabla 3.5 se procedió a graficar las recuperaciones obtenidas para cada fracción y la distribución en peso, como se muestra en la Figura 3.2, de tal forma que es evidente que se tiene una mayor recuperación de oro correspondiente al 59% a un tamaño de partícula promedio de 425 µm, el cual corresponde a la fracción retenida del tamiz N°60 y a un rango de tamaño de partícula menor a 600 µm y mayor a 250 µm. A continuación, se tienen recuperaciones de 9, 15 y 8% correspondientes a tamaños de partícula promedio de 200, 128 y 90,5 µm, respectivamente. Si se realiza un análisis acumulativo se observa que entre un tamaño de partícula menor a 600 y mayor a 75 µm, es decir, en las fracciones retenidas de las mallas N°60 hasta la N°200 se recupera el 90% de oro, aproximadamente. Por lo tanto, se considera óptimo que la granulometría para el procesamiento en el KC-MD3 se encuentre en un rango de 75 a 106 µm (mallas N°200 y 140), para con ello tener uniformidad entre el tamaño de partícula del oro junto con el de la ganga, caso contrario la ganga gruesa puede causar un efecto adverso en la separación (Chen, Yang, Tong, Niu, et al., 2020).

Al tener un tamaño de partícula promedio de 1300 µm se observó lo contrario, pues la fracción retenida por la malla N°30 tuvo la menor recuperación de oro correspondiente al 0,9%, seguido de porcentajes de recuperación del 4%, 1,96 y 3%, para tamaños de partícula promedio de 64 µm, 45,5 y 19 µm, correspondientes a las fracciones retenidas de las mallas N°270, 400 y fondos, respectivamente.

Como se puede apreciar en la Figura 3.2 las recuperaciones en cada malla son menores al 60%, presentándose la mayor cantidad de oro en 425 micras por lo cual es necesario considerar un proceso de reducción de tamaño, para lo cual, se debe evaluar un

incremento en el rédito económico cuando se implemente un proceso de conminución, es decir, cuando exista una mayor recuperación del metal precioso y dicha operación no incremente los costos de producción de forma considerable o desventajosa. Esto considerando que, de acuerdo con el análisis granulométrico de la Tabla 3.4, se tiene un d_{80} de 1004,77 μm y aproximadamente el 65% del mineral tiene un tamaño de partícula menor a 600 μm , por lo tanto, aún se tiene un 15% del mineral que no tiene el tamaño de partícula apropiado.

Con respecto a la distribución en peso, se evidencia que el 32% del mineral tiene un tamaño de partícula promedio de 425 μm (menor a 600 y mayor a 250 μm), este es el motivo por el cual se tiene la mayor recuperación de oro en dicha fracción, ya que además de tener una ley relativamente alta (0,83 g/ton) en comparación a las leyes de las fracciones retenidas, también se tiene la mayor fracción en peso. En cambio, el 29% del material tiene un tamaño de partícula promedio de 200 μm (menor a 250 y mayor a 150 μm), sin embargo, la ley de esta fracción es relativamente baja (0,14 g/ton), en consecuencia, la recuperación de Au es de tan solo el 9%, a pesar de que representa una importante fracción en peso. A continuación, se observa que el 10% del mineral tiene un tamaño de partícula promedio de 90,5 μm , el 9% un tamaño de partícula de 1300 y 128 μm , el 5% tiene un tamaño de 19 μm , el 4% de 64 μm y el 2% 45,5 μm .

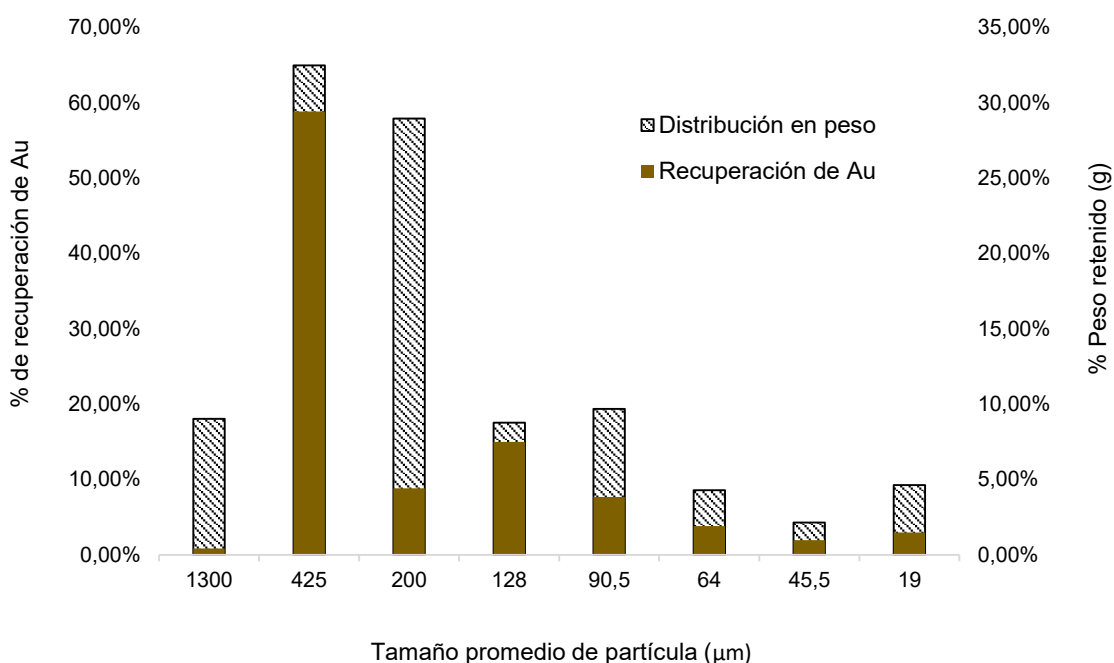


Figura 3.2. Recuperaciones de oro y distribución en peso de acuerdo a las fracciones retenidas del análisis granulométrico.

Ensayos de molienda y escalado

De acuerdo con el ensayo GRG en la última etapa de concentración se requiere que el mineral tenga un d_{75-80} de 75 μm (en el presente estudio se estableció trabajar con un tamaño aproximado a este rango debido a las limitaciones en cuanto a la molienda en seco que se especificarán más adelante), además, de acuerdo a los resultados del análisis de malla valorada y a las condiciones de la concentración centrífuga, es necesario la reducción de tamaño. Para ello se realizaron tres ensayos de molienda de 10, 20 y 30 min. Los resultados de dichos ensayos (pasado acumulado) se indican en la Tabla 3.6 y también se pueden observar en la Figura 3.3. Mediante interpolación se determinaron los d_{80} , de tal forma que se obtuvieron valores de 239,34; 110,91 y 82,78 μm , para las moliendas de 10, 20 y 30 min, respectivamente. De igual forma, se verificaron estos valores mediante el método gráfico, en el cual se observan valores de 250, 110 y 80 μm .

Tabla 3.6. Pasado acumulado de los ensayos de molienda realizados durante 10, 20 y 30 min para la determinación del d_{80}

Malla N°	Abertura promedio (μm)	Con molienda de 10 min	Con molienda de 20 min	Con molienda de 30 min
+10	2000	100,00%	100,00%	100,00%
-10, +30	1300	99,94%	100,00%	100,00%
-30, +60	425	97,50%	99,97%	99,98%
-60, +100	200	76,29%	97,11%	99,54%
-100, +140	128	59,60%	89,10%	97,22%
-140, +200	90,5	42,28%	69,13%	85,08%
-200, +270	64	30,80%	52,08%	67,64%
-270, +400	45,5	23,32%	40,64%	53,33%
-400	19	0,00%	0,00%	0,00%
	d_{80} (μm)	239,34	110,91	82,78

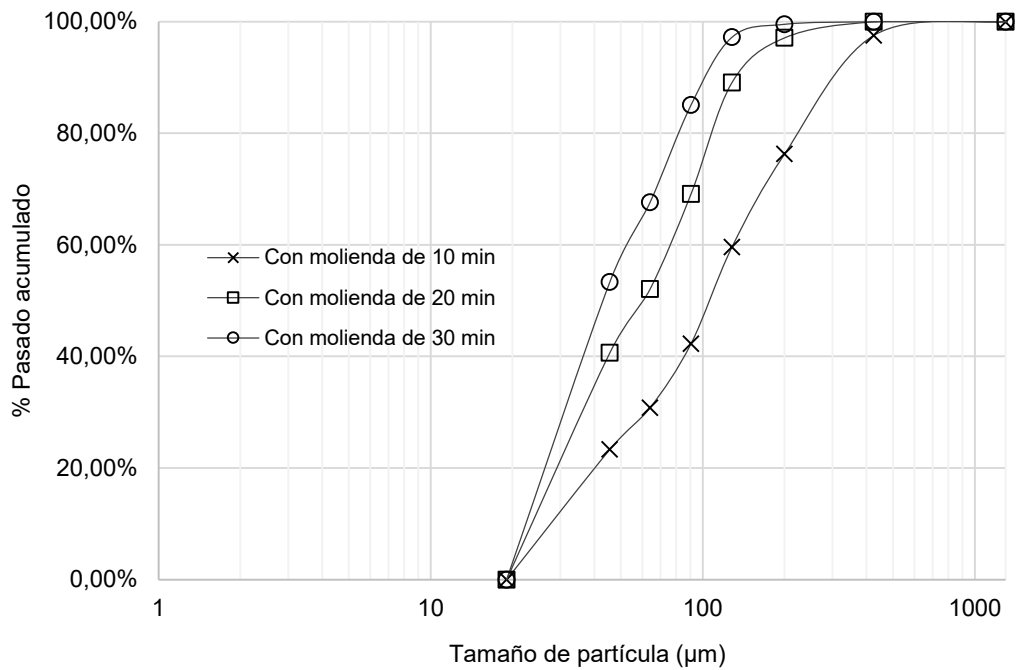


Figura 3.3. Análisis granulométricos de los ensayos de molienda para cálculo del d_{80} de cada uno de ellos.

Con los d_{80} de las tres moliendas se realizó un ajuste de tendencia para determinar el tiempo de molienda necesario para alcanzar un d_{80} de 75 µm, como se puede observar en la Figura 3.4.

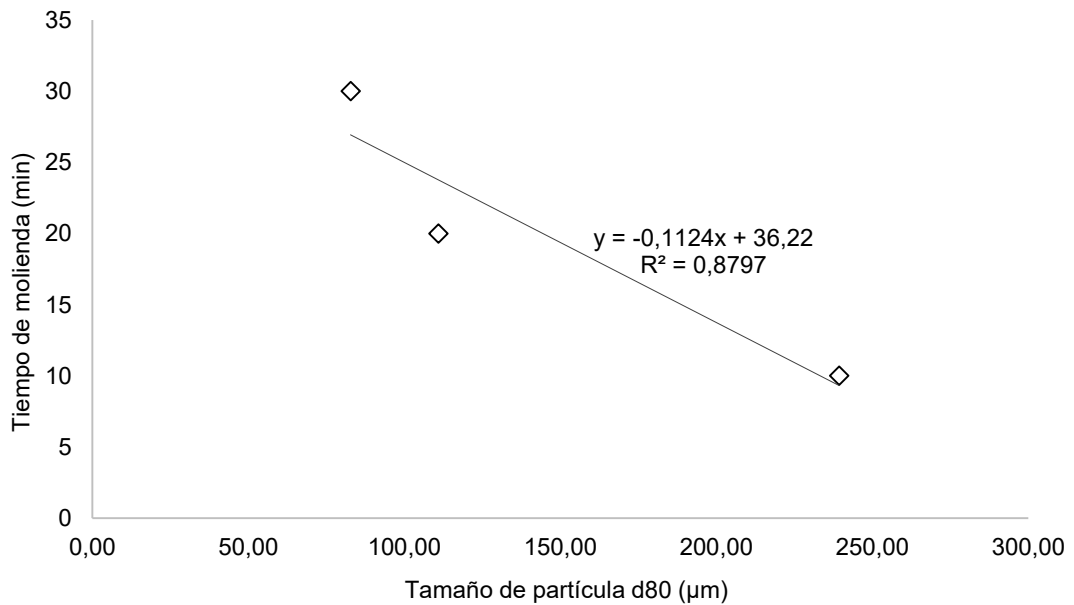


Figura 3.4. Tamaño de partícula d_{80} en función del tiempo de molienda para interpolación y escalado.

La tendencia se ajustó a una regresión lineal con un coeficiente de correlación 0,8797, cuya ecuación se muestra a continuación

$$t_{molienda} = -0,1124dp + 36,22$$

Ecuación 3.1. Regresión lineal del tiempo de molienda en función del tamaño de partícula.

De esta manera se determinó un tiempo de molienda de 28 min, en un molino de bolas a 68 rpm, una carga de bolas de 10 kg, para 1 kg de muestra al 62,5% de sólidos. El escalado de la molienda en seco de 21,5 kg de mineral, se realizó de manera paulatina; inicialmente el tiempo de operación se estableció en 28 min, sin embargo, mediante deslamado se comprobó que aún no se alcanzaba la granulometría requerida por lo cual se aumentó el tiempo a 46 min, y finalmente a 63 min, con lo cual se estimó que el 76% del mineral tuvo un tamaño de partícula menor a 75 μm ($d_{76} = 75 \mu\text{m}$).

El tiempo requerido para alcanzar un tamaño de partícula específico es menor en la molienda en húmedo que en la molienda en seco, independientemente del escalado, debido a que la transferencia y el movimiento de partículas en el medio húmedo ayuda al proceso de conminución, mientras que cuando el mineral está seco, es más probable que este se aglomere causando un efecto adverso; esto a su vez resulta en un menor consumo de energía por parte de la molienda en húmedo (Chelgani et al., 2019). De hecho, en el trabajo realizado por Kotake et al., (2011) sobre la influencia de las condiciones de molienda en húmedo y en seco en el tamaño de partícula y su distribución, se encontró el producto de un molino de bolas en húmedo tenía un tamaño de partícula cuatro veces más pequeña que el mineral molido en seco, además, la distribución de tamaño de las partículas de este último fue considerablemente más amplia que en condiciones húmedas. Por lo tanto, cuando se realiza el escalado o conversión del tipo de molienda, se debe considerar un factor de corrección; por este motivo, la molienda se realizó de manera paulatina como se expuso anteriormente.

Es importante mencionar que el molino para el escalado operó a un 43% de su capacidad (50 kg de mineral), lo cual también influyó en el proceso de reducción de tamaño, ya que pudo haber disminuido la tasa de aglomeración del mineral seco y aumentar el movimiento dentro del molino.

Ensayos de concentración en mesa Wifley

En la Tabla 3.7 se expone el balance metalúrgico del ensayo de concentración en mesa Wifley del mineral sin molienda. Las leyes para las fracciones de concentrado (C), mixtos (M), arenas (A) y finos (F), fueron de 0,37; 0,20; 0,06 y 0,19 g/ton, respectivamente. Se observa poca diferencia entre las leyes de las cuatro fracciones, con lo cual ya se tiene indicios de una separación pobre. Esto se confirma, mediante el análisis de las recuperaciones de oro en donde se tiene el 6% de recuperación en el concentrado, 33% en mixtos, 38% en arenas y 23% en finos, es decir, no existe una correcta concentración ni separación, puesto que el oro se distribuye casi de manera equitativa en las corrientes de mixtos, arenas y finos.

Tabla 3.7. Ensayos de concentración en mesa Wifley sin molienda previa.

Producto	Peso		Balance de oro		
	(g)	(%)	(g/ton)	mg Au	%Recuperación
C	33,6	3	0,37	0,012	6
M	334,2	33	0,20	0,066	33
A	392,4	39	0,06	0,077	38
F	239,8	24	0,19	0,046	23
Total	1000	100	0,20	0,202	100

Por su parte, en la Tabla 3.8 se expone el balance metalúrgico del ensayo de concentración en mesa Wifley del mineral con molienda. Se tuvieron leyes de 3,06; 1,28; 0,97; y 0,20 g/ton para las fracciones de concentrado (C), mixtos (M), arenas (A) y finos (F), respectivamente. Se tiene una ley relativamente alta en la fracción de concentrado, sin embargo, la baja recuperación másica del mismo (9,4 g) hace que se tenga un bajo porcentaje de recuperación de oro, correspondiente al 11%. Lo mismo sucede con la fracción de mixtos (18,4 g) y arenas (21,9 g), donde la recuperación de oro es de 9 y 10%, respectivamente. Por tanto, el 70% del oro se quedó en la fracción de finos, ya que, a pesar de la baja ley, en esta fracción se recolectó la mayor cantidad del mineral (950,3 g).

Existen varios factores que influyen en la concentración en estos equipos, como son, el porcentaje de sólidos (densidad de pulpa), tamaño de partícula y flujo de alimentación, caudal de agua de operación e inclinación de la mesa (Manser et al., 1991). Para procesar un mineral con tamaño de partícula menor a 75 μm , se recomienda utilizar una mesa vibratoria modificada conocida como mesa de lodos ("slime table"), cuya estructura tiene una serie de riffles más espaciados en la plataforma cubierta de linóleo, que es un material de alto coeficiente de fricción (Wills y Finch, 2016; Silva, 1986). La presencia de micas en

el mineral también tiene un efecto adverso en la concentración, ya que a pesar de ser ligeras no son arrastradas fácilmente por el agua debido a su forma laminar, por lo cual llegan a formar parte de concentrado (Wills y Finch, 2016).

Al comparar entre los dos minerales procesados, se observa que, se tiene mayor recuperación de oro al reducir el tamaño del mineral y una clara distribución del mismo en las diferentes fracciones, por lo tanto, se sospecha que, al manipular las condiciones de operación de la mesa, se podría tener una mejor eficiencia del proceso.

Finalmente, se debe tener en cuenta que, en general, los circuitos de concentración gravimétrica consisten en una concentración centrífuga o gravimétrica (Knelson o jigs) seguido de una etapa de reconcentración en mesa vibratoria (de tal forma que se suele utilizar como última etapa de concentración) (Wills y Finch, 2016; Chen, Yang, Tong, Niu, et al., 2020); debido a que en las mesas vibratorias se recuperan minerales desde menos 100 μm hasta 5 μm (Silva, 1986).

Tabla 3.8. Ensayos de concentración en mesa Wifley previa molienda.

Producto	Peso		Balance de oro		
	(g)	(%)	(g/ton)	mg Au	%Recuperación
C	9,4	1	3,06	0,029	11
M	18,4	2	1,28	0,024	9
A	21,9	2	0,97	0,028	10
F	950,3	95	0,20	0,187	70
Total	1000	100	0,27	0,267	100

Balance metalúrgico en la concentración centrífuga

En la Tabla 3.9 se muestra el balance metalúrgico correspondiente a las cinco etapas de concentración en el KC-MD3, donde se indican los pesos, leyes y recuperaciones de tanto de los concentrados y como de los relaves. Inicialmente, se puede observar que la alimentación recalculada es de 19,7 kg, con lo cual hay una diferencia de 1,8 kg, con respecto a la alimentación de cabeza. Esta diferencia se considera como pérdidas, tanto en el proceso de sifonado de los relaves, como por la manipulación continua del mineral. Con respecto a los concentrados, se obtuvieron 793,5, 427,5, 394,5, 214,5 y 143,6 g, en las etapas 1, 2, 3, 4 y 5, respectivamente, los mismos que equivalen al 4%, 2%, 2%, 1% y 0,7% del peso de la alimentación inicial (recalculada). Estos valores se encuentran dentro del rango establecido en este método, ya que generalmente el peso del concentrado

obtenido mediante este equipo consiste en el 5% del peso de la alimentación (Silva, 1986) o incluso a menos del 1% del mismo (Marion et al., 2019).

Por otra parte, es evidente que en la primera etapa de concentración se obtuvo la mayor recuperación de oro con un 58% en el concentrado con respecto a la alimentación recalculada; además, se tiene una tendencia decreciente de la recuperación de oro en el concentrado por etapa con una pendiente pronunciada entre la primera y segunda etapa y una pendiente más sutil a partir de la segunda concentración, de tal manera que puede ser considerada constante, estos resultados son más visibles en la Figura 3.5 donde se muestra la recuperación de oro en concentrados y relaves para las cinco etapas de concentración; dicha tendencia es lógica debido a que en cada una se tiene menor cantidad de oro para recuperar; de tal manera que en la segunda etapa se tiene una recuperación del 4% en el concentrado (es necesario recalcar que antes de la segunda etapa se realizó un fraccionamiento del relave de la primera etapa (cuarteo), con el objetivo de tratar una menor cantidad de muestra ya que únicamente se quiere evaluar la tendencia del procesamiento del primer relave), en la tercera y cuarta etapa del 2% y en la quinta etapa de 0,4%.

Tabla 3.9. Balance metalúrgico de concentración gravimétrica en el KC-MD3

Etapa	Producto	Peso		Balance de oro			
		(g)	(%)	(g/ton)	mg Au	%Recup. respecto a la alimentación recalculada	%Recup. respecto a cada etapa
1	Concentrado 1	793,5	4	4,27	3,388	58	55
	Relave 1	18955,2	96	0,15	2,780	42	45
2	Concentrado 2	427,5	2	0,54	0,231	4	24
	Relave 2	8897,3	45	0,08	0,682	13	76
3	Concentrado 3	394,5	2	0,33	0,129	2	25
	Relave 3	5872,0	30	0,06	0,352	7	75
4	Concentrado 4	214,5	1	0,45	0,097	2	38
	Relave 4	3887,6	20	0,04	0,143	3	62
5	Concentrado 5	143,6	0,7	0,17	0,024	0,4	10
	Relave 5	3357,3	17	0,06	0,225	4	90
Total recalculado		19748,7	100,00	0,295	5,816	100,00	
Alimentación de cabeza		21500		0,232			

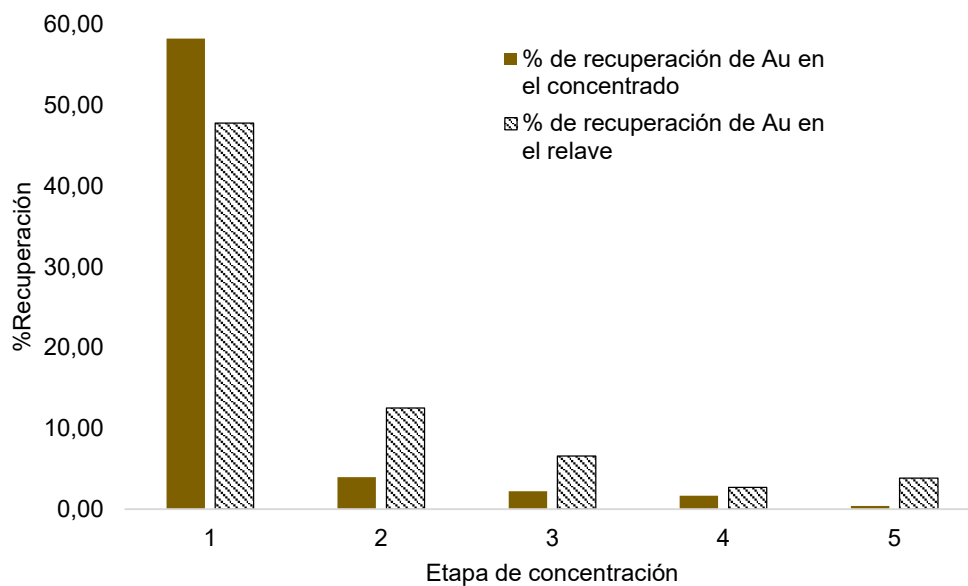


Figura 3.5. Recuperación de oro en concentrados y relaves, para las cinco etapas de concentración.

Cabe recalcar que, para las tres primeras etapas se trabajó con un caudal de agua de 2,5 l/min y para las dos últimas con un caudal de 3,5 l/min. Esto se realizó para evaluar el efecto de la fluidización en el sistema, pues al disponer de un mineral con gran cantidad de finos, aumenta la probabilidad de que este se compacte e impide la migración de las partículas más pesada hacia el cono concentrador, al no tener un adecuado flujo de agua que permita la formación del lecho fluidizado. Al realizar un análisis general entre las cinco etapas, se puede observar que, si bien se tiene una mayor ley en el concentrado de la etapa 4 (0,45 g/ton) que en el concentrado de la etapa 3 (0,33 g/ton), en las recuperaciones respecto a la ley recalculada se tiene lo contrario, es decir, en la etapa 3 se recupera la misma cantidad de oro que en la etapa 4, en base a la alimentación recalculada. Sin embargo, si se comparan las recuperaciones en base a cada etapa de manera independiente (última columna de la Tabla 3.9), se tiene que en la etapa 2 se recupera en el concentrado el 24% del oro que ingresa o se alimenta a dicha etapa y en la etapa 3 el 25%, con lo cual se observa que al mantener un caudal de fluidización de 2,5 l/min la recuperación se da en una misma proporción, mientras que en la etapa 4 se recupera en el concentrado alrededor del 38% del oro, y en la etapa 5 el 10%. Es notorio que existe un aumento en la recuperación del metal precioso en la cuarta etapa en un 13%, en comparación a la recuperación en el tercer ciclo, por lo cual se infiere que al aumentar la presión de fluidización de 2,5 a 3,5 l/min, efectivamente se tiene una mejor fluidización en

el sistema de concentración, con lo cual se podrían obtener mayores porcentajes de recuperación.

En este análisis también es apreciable que se tienen bajas recuperaciones de oro con respecto a la alimentación de cada etapa, esto se atribuye a la presencia de oro súper fino (laminado) que puede ser arrastrado hacia los relaves.

En cuanto a los relaves, se tiene una tendencia decreciente, Figura 3.5, similar a la presentada en los concentrados hasta el cuarto ciclo de concentración tanto en las leyes como en las recuperaciones, de tal forma que el relave del primer ciclo tuvo una ley de 0,15 g/ton, el segundo ciclo de 0,08 g/ton, la tercera etapa de 0,06 g/ton, la cuarta etapa de 0,04 g/ton y la quinta etapa tuvo una ley de 0,08 g/ton. Además, el 42% del oro no se pudo recuperar en el concentrado en el primer ciclo, por lo cual se considera necesario realizar la segunda etapa de concentración. A partir de ello, se tienen porcentajes de recuperación de 13%, 7%, 3% y 4%, en los relaves de las etapas 2, 3, 4 y 5, respectivamente. Como ya se mencionó, se observa una desviación de la tendencia en la quinta etapa, puesto que su relave aparentemente tiene mayor contenido de oro (0,225 mg) que su respectiva alimentación (0,143 mg). Esta anomalía puede darse por el efecto pepita que se tiene en el mineral procesado y que, como ya se discutió con anterioridad, puede resultar en una sobreestimación de la ley o por la dispersión y tamaño de partícula del oro.

También se observa una diferencia muy marcada entre la ley de los relaves de la etapa 1 (0,15 g/ton) en relación a las etapas posteriores (0,08; 0,06; 0,04; y 0,05 g/ton) esto podría deberse a una posible contaminación cruzada en el ensayo al fuego, puesto que para la fundición se reutilizaron crisoles; debido a que se tratan de bajas leyes, cualquier traza restante en los crisoles puede alterar los resultados, dando valores falsos o erróneos.

Adicionalmente, existe una evidente diferencia entre las leyes de los concentrados y relaves, así como en las masas recuperadas. En la primera etapa de concentración se tienen leyes de 4,27 y 0,15 g/ton; en la segunda etapa se tienen valores de 0,54 y 0,08 g/ton; en la tercera etapa 0,33 y 0,06 g/ton; en la cuarta etapa 0,45 y 0,04 g/ton; y en la quinta etapa 0,17 y 0,08 g/ton del concentrado y relave, respectivamente; por tanto, existe una diferencia donde la ley del concentrado es de 28 a 2 veces la ley del relave, en conclusión, se logra la concentración de minerales de baja ley, como es 0,04 g/ton. Asimismo, se puede observar que las recuperaciones máscas de concentrado son mucho menores que la de relaves, por ejemplo, en la primera etapa, mientras que el concentrado consiste en el 4% del peso inicial, el relave es el 96%. A nivel industrial, es de gran importancia reducir la masa de una corriente que pasará a un proceso posterior, pues con

ello se ahorra en la cantidad de reactivos, consumo de energía, o simplemente facilita el manejo de la misma. También es importante acotar, que para el procesamiento de los 21,5 kg de mineral se estimó un tiempo de operación de 54 minutos (sin tomar en cuenta el tiempo muerto en cada lote de operación), con lo cual se tiene una gran cantidad de material procesado en un corto tiempo de operación.

En la Figura 3.6 se realizó un análisis general de las recuperaciones para evaluar los ciclos de concentración necesarios. Al realizar una sola etapa se recupera el 58% de oro, al realizar dos concentraciones la recuperación aumenta al 62%, es decir, aumenta en un 4%. Si se realizan las tres concentraciones en serie se tiene un 64% de recuperación, es decir, un aumento del 2%; al realizar cuatro etapas la recuperación es de 66% y al realizar cinco etapas es de 67%, es decir, con aumentos del 2 y 1%, respectivamente. Como se puede observar, al concentrar en dos etapas, aumenta la recuperación de oro en solo un 4%, por una parte, este incremento puede ser considerable tomando en cuenta que el precio del oro a la presente fecha es de \$1720,40 por onza (KITCO, 2022). Sin embargo, se podría mejorar dicho incremento si se realiza un tratamiento previo al relave de la primera etapa, como una clasificación en un hidrociclón. Con tres, cuatro o cinco etapas la diferencia de las recuperaciones es cada vez más pequeña, por lo que se consideran despreciables o no viables a realizar en referencia al beneficio económico que se pueda obtener, en comparación al costo de operación y uso de recursos. También se debe tomar en cuenta el fraccionamiento realizado en el relave de la primera etapa, puesto a que son 5907,6 g (aproximadamente 6 kg correspondientes al 30% del mineral), que no fueron procesados a partir de la segunda etapa, por lo cual no es erróneo inferir que se pueden alcanzar recuperaciones mayores al 65%, por tanto, se considera viable realizar hasta una segunda etapa de concentración con todo el mineral.

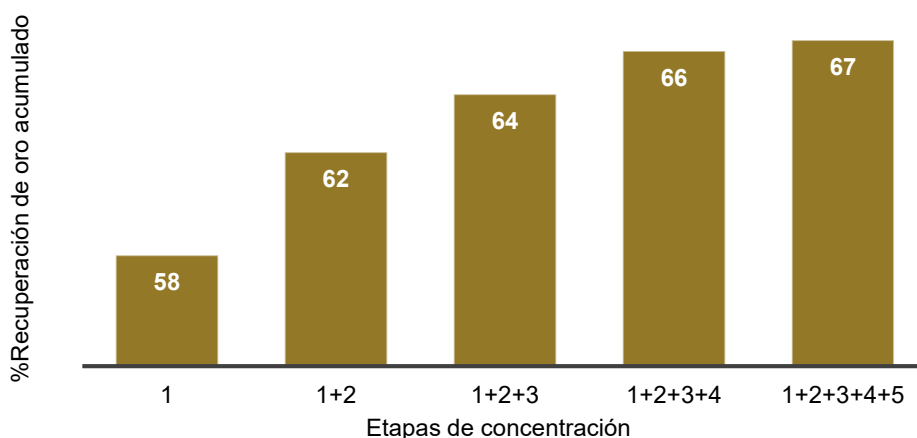


Figura 3.6. Análisis de recuperación de oro de acuerdo a los ciclos de concentración.

Finalmente, en la Tabla 3.10 se muestran los resultados del análisis granulométrico realizado a los relaves de cada etapa. Esto se realizó para tener una mayor apreciación en cuanto al tamaño de partícula del mineral, debido a que el análisis granulométrico ejecutado durante la molienda en seco fue estimado. De esta forma se tiene que en el relave de la primera etapa el 68% del mineral tiene un tamaño de partícula menor a 75 μm , en el relave de la segunda etapa el valor corresponde al 73%, en el relave de la tercera etapa el 71%, en el relave de la cuarta etapa el 70%, y en el relave de la quinta etapa el 72%. Si se considera la masa total de concentrados despreciable (2 kg aproximadamente, equivalente al 10% del total recalculado), resulta en que el 71% del mineral tiene un tamaño de partícula menor a 75 μm , lo cual no difiere tanto de la estimación del 76% obtenida en el escalado, y se encuentra cercano al rango de la última etapa del ensayo GRG. Asimismo, se tiene un d_{80} promedio de 107 μm , por lo tanto, se encuentra cerca del rango establecido de acuerdo al análisis de malla valorada.

Tabla 3.10. Análisis granulométrico de relaves

Etapa	1	2	3	4	5
% de mineral con tamaño de partícula menor a 75 μm	68	73	71	70	72
d_{80} (μm)	109	104	110	107	105

3.2 Conclusiones

Se estableció un rango de tamaño de partícula óptimo del mineral a procesar en el KC-MD3 con un d_{80} de 107 μm y un 71% menor a 75 μm , de acuerdo, al análisis granulométrico de los relaves de las cinco etapas de concentración, con lo cual, existió uniformidad entre la ganga y partículas de oro.

En cuanto al procesamiento en el concentrador centrífugo, se obtuvo una tendencia decreciente tanto en las leyes como en el porcentaje de recuperación de oro en concentrados y relaves, de tal forma que en la primera etapa la ley del concentrado fue de 4,27 g/ton y la ley del relave fue de 0,15 g/ton y en la quinta etapa la ley del concentrado fue de 0,17 g/ton y la del relave fue de 0,08 g/ton. Además, se visualizó que el mayor porcentaje de recuperación de oro se obtuvo en el primer ciclo de concentración con un valor de 58%, sin embargo, en su respectivo relave se pierde el 42% del mismo, por lo cual se consideró necesario realizar un segundo ciclo de concentración, y se estimó una recuperación mayor al 65% al procesar todo el mineral.

Adicionalmente, se consideró el trabajar con una presión de fluidización correspondiente a un flujo de agua de 3,5 l/min debido a que existió un aumento del 13% en la recuperación

del metal precioso en el concentrado de la etapa 4 (38%) en comparación a la etapa 3 (25%).

Finalmente, la concentración gravimétrica mejorada de los sedimentos aluviales previamente reducidos de tamaño, se consideró eficiente en comparación a la concentración gravimétrica convencional, pues en un solo circuito de concentración en el KC-MD3, se recupera cerca del 58% de oro, mientras que al usar concentradores tipo "Z" junto con amalgamación, se reportó una recuperación de oro fino muy baja correspondiente al 12%, es decir, existen ocasiones en las que no se recupera nada de oro del sedimento aluvial y sólo resulta viable para la recuperación de oro grueso, mediante este método. En cuanto a la concentración en mesa Wifley, inicialmente, se afirmó la necesidad de realizar la molienda, puesto que se tienen recuperaciones del 11% y del 9%, en la fracción de concentrados y mixtos, respectivamente, las cuales son mayores a las recuperaciones obtenidas del mineral grueso; sin embargo, en contraste a las recuperaciones en la concentración centrífuga, la concentración en mesa vibratoria no se considera como primera alternativa en el tratamiento de este mineral.

3.3 Recomendaciones

Realizar ensayos del sistema de recuperación de oro mediante concentración gravimétrica en el KC-MD3 de acuerdo al proceso propuesto en este trabajo, con excepción del fraccionamiento del relave de la primera etapa, con el fin de tener mayor certeza de la eficiencia del sistema con dos etapas de concentración.

Evaluar la recuperación de oro del relave de la primera etapa previo una clasificación en un hidrociclón, y caracterización de sus respectivas corrientes de salida (underflow y overflow).

Estudiar la influencia de la presión de fluidización con un caudal de 3,5 l/min para la primera etapa de concentración.

Evitar reutilizar crisoles cuando se tienen leyes muy bajas ya que se genera un efecto de contaminación cruzada, y se tienen resultados mayores a los reales.

Evaluar el reprocesamiento del concentrado obtenido en las etapas 1 y 2 en una mesa vibratoria, con el ajuste adecuado de condiciones de operación.

4 REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Acosta, F., & Feijoo, 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>
- Chelgani, S. C., Parian, M., Parapari, P. S., Ghorbani, Y., & Rosenkranz, J. (2019). A comparative study on the effects of dry and wet grinding on mineral flotation separation—a review. *Journal of Materials Research and Technology*, 8(5), 5004–5011. <https://doi.org/10.1016/j.jmrt.2019.07.053>
- Chen, Q., Yang, H., Tong, L., Liu, Z., Chen, G., & 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, & Chen, G. min. (2020). Research and application of a Knelson concentrator: A review. In *Minerals Engineering* (Vol. 152). Elsevier Ltd. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2020.106339>
- Coulter, T., & Subasinghe, G. K. N. (2005). A mechanistic approach to modelling Knelson concentrators. *Minerals Engineering*, 18(1), 9–17. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2004.06.035>
- De la Torre, E. (2019). *Pedrito aprende a ser Ingeniero: Operaciones Unitarias Básicas*. (Tercera re). Departamento de Metalurgia Extractiva de la Escuela Politécnica Nacional.
- Ghaffari, A., & Farzanegan, A. (2017). An investigation on laboratory Knelson Concentrator separation performance: Part 1: Retained mass modelling. *Minerals Engineering*, 112, 57–67. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2017.07.006>
- IIGE. (2022). *Recuperación de oro aluvial en el distrito minero de Zamora*. <https://www.geoenergia.gob.ec/>
- Japa, J. P., & Sanango, H. L. (2022). “*Recuperación de minerales mediante la utilización de un concentrador gravimétrico tipo Z*” [Universidad del Azuay]. <https://dspace.uazuay.edu.ec/handle/datos/11605>
- Junkin, W. R., & Ben-Awuah, E. (2016). *Improving Resource Estimation of Narrow Vein Gold Deposits using Discrete Fracture Networks Applications to Resource*. 2009. http://merc.laurentian.ca/sites/default/files/wjunkin_seg_poster.pdf

- Kelly, E., & Spottiswood, D. (1990). *Introducción al procesamiento de minerales* (1era Edici). Editorial LIMUSA.
- Knelson Concentrators. (2011). *User Manual Knelson Concentrators KC-MD3 Model*.
- Kotake, N., Kuboki, M., Kiya, S., & Kanda, Y. (2011). Influence of dry and wet grinding conditions on fineness and shape of particle size distribution of product in a ball mill. *Advanced Powder Technology*, 22(1), 86–92.
<https://doi.org/10.1016/j.appt.2010.03.015>
- Laplante, A. R. (2000). *A Standardized Test to Determine Gravity Recoverable Gold*.
- León, P. J. (2015). *Estabilización de taludes en el sector “El Tierrero” de la mina Nambija* (Vol. 7, Issue 1) [Universidad Central del Ecuador].
https://www.researchgate.net/publication/269107473_What_is_governance/link/548173090cf22525dcb61443/download%0Ahttp://www.econ.upf.edu/~reynal/Civilwars_12December2010.pdf%0Ahttps://think-asia.org/handle/11540/8282%0Ahttps://www.jstor.org/stable/41857625
- MAE. (2020). *Línea de base nacional para la Minería Artesanal y en Pequeña Escala de oro en Ecuador Conforme la Convención de Minamata sobre Mercurio* (Issue Línea de base nacional para la minería artesanal y en pequeña escala de Oro en Ecuador).
<https://www.ambiente.gob.ec/wp-content/uploads/downloads/2020/06/NAP-Inventario-de-Mercurio-Ecuador.pdf>
- Manser, R. J., Barley, R. W., & Wills, B. A. (1991). The shaking table concentrator - The influence of operating conditions and table parameters on mineral separation - The development of a mathematical model for normal operating conditions. *Minerals Engineering*, 4(3–4), 369–381. [https://doi.org/10.1016/0892-6875\(91\)90142-1](https://doi.org/10.1016/0892-6875(91)90142-1)
- Marion, C., Langlois, R., Kökkılıç, O., Zhou, M., Williams, H., Awais, M., Rowson, N. A., & Waters, K. E. (2019). A design of experiments investigation into the processing of fine low specific gravity minerals using a laboratory Knelson Concentrator. *Minerals Engineering*, 135(July), 139–155. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2018.08.023>
- Martinez, G., Restrepo-Baena, O. J., & Veiga, M. M. (2021). The myth of gravity concentration to eliminate mercury use in artisanal gold mining. In *Extractive Industries and Society* (Vol. 8, Issue 1, pp. 477–485). Elsevier Ltd.
<https://doi.org/10.1016/j.exis.2021.01.002>
- Mitchell, C. J., Evans, J., & Styles, M. T. (1997). *A review of gold-particle-size and*

recovery methods.

- Pinto, L. de C. M., Dórea, J. G., Bernardi, J. V. E., & Gomes, L. F. (2019). Mapping the evolution of mercury (Hg) research in the amazon (1991–2017): A scientometric analysis. *International Journal of Environmental Research and Public Health*, 16(7). <https://doi.org/10.3390/ijerph16071111>
- Sandberg, E. (2021). *Gold assay precision in different geological environments : nugget and cluster effects*. https://tupa.gtk.fi/julkaisu/bulletin/bt_413.pdf
- Silva, M. (1986). *Placer Gold Recovery Methods* (No. 87).
- Suarez, C. (2014). *Modelación y Simulación del proceso de lixiviación de mineral de Au, ocupndo el método (a) de cianuración y método (b) de tiourea. Comparación técnica-económica entre ambos métodos considerando la influencia de la fuerza iónica del sistema y especies acuos* [Universidad Técnica de Machala]. <http://www.utmachala.edu.ec>
- Team SEPRO. (2019). *What is the gold nugget effect? How Is Bulk Gravity Assaying Different?* <https://labs.seprosystems.com>
- Teixeira, R. A., Pereira, W. V. da S., Souza, E. S. de, Ramos, S. J., Dias, Y. N., Lima, M. W. de, de Souza Neto, H. F., Oliveira, E. S. de, & Fernandes, A. R. (2021). Artisanal gold mining in the eastern Amazon: Environmental and human health risks of mercury from different mining methods. *Chemosphere*, 284. <https://doi.org/10.1016/j.chemosphere.2021.131220>
- Wills, B. A., & Finch, J. A. (2016). Gravity Concentration. *Wills' Mineral Processing Technology*, 223–244. <https://doi.org/10.1016/b978-0-08-097053-0.00010-8>

5 ANEXOS

ANEXO I. Datos completos de análisis granulométrico

ANEXO II. Resultados completos de ensayos de molienda

ANEXO III. Lecturas de absorción atómica y balance metalúrgico completo de concentración gravimétrica mejorada.

ANEXO IV. Análisis granulométrico de relaves de concentración.

ANEXO V. Concentración gravimétrica en el KC-MD3

ANEXO VI. Ensayo al fuego

ANEXO VII. Disgregación ácida del doré

ANEXO I

Datos completos de análisis granulométrico

Tabla AI.1. Análisis granulométrico del mineral CI

Malla #	Abertura (µm)	Malla #	Abertura promedio (µm)	Peso de fracción retenida (g)	% Retenido	% Retenido acumulado	% Pasado acumulado
10	2000		2000		0,00%	0,00%	100,00%
30	600	-10, +30	1300	179,4	9,04%	9,04%	90,96%
60	250	-30, +60	425	645,1	32,49%	41,53%	58,47%
100	150	-60, +100	200	574,9	28,96%	70,49%	29,51%
140	106	-100, +140	128	174,2	8,77%	79,26%	20,74%
200	75	-140, +200	90,5	192,2	9,68%	88,94%	11,06%
270	53	-200, +270	64	85,2	4,29%	93,24%	6,76%
400	38	-270, +400	45,5	42,5	2,14%	95,38%	4,62%
-400	0	-.400	19	91,8	4,62%	100,00%	0,00%
			TOTAL	1985,3	100,00%		

ANEXO II

Resultados completos de ensayos de molienda

Tabla AII.1. Peso de fracciones de análisis granulométrico de los ensayos de molienda

PESO					
Abertura (µm)	Malla #	Abertura promedio (µm)	Coluvial Inferior 10 min	Coluvial inferior 20 min	Coluvial inferior 30 min
2000		2000	0	0	0
600	-10, +30	1300	0,6	0	0
250	-30, +60	425	23,6	0,3	0,2
150	-60, +100	200	205,3	28,6	4,4
106	-100, +140	128	161,6	80,1	23,2
75	-140, +200	90,5	167,6	199,7	121,4
53	-200, +270	64	111,2	170,5	174,4
38	-270, +400	45,5	72,4	114,4	143,1
0	-.400	19	225,7	406,4	533,3
		TOTAL	968	1000	1000

Tabla AII.2. Porcentaje de retenido de fracciones de análisis granulométrico de los ensayos de molienda

RETENIDO					
Abertura (µm)	Malla #	Abertura promedio (µm)	% Retenido CI 10 min	% Retenido CI 20 min	% Retenido CI 30 min
2000		2000	0,00%	0,00%	0,00%
600	-10, +30	1300	0,06%	0,00%	0,00%
250	-30, +60	425	2,44%	0,03%	0,02%
150	-60, +100	200	21,21%	2,86%	0,44%
106	-100, +140	128	16,69%	8,01%	2,32%
75	-140, +200	90,5	17,31%	19,97%	12,14%
53	-200, +270	64	11,49%	17,05%	17,44%
38	-270, +400	45,5	7,48%	11,44%	14,31%
0	-.400	19	23,32%	40,64%	53,33%
		TOTAL	100,00%	100,00%	100,00%

Tabla AII.3. Porcentaje de retenido acumulado de análisis granulométrico de los ensayos de molienda

RETENIDO ACUMULADO					
Abertura (µm)	Malla #	Abertura promedio (µm)	CI 10 min	CI 20 min	CI 30 min
2000		2000	0,00%	0,00%	0,00%
600	-10, +30	1300	0,06%	0,00%	0,00%
250	-30, +60	425	2,50%	0,03%	0,02%
150	-60, +100	200	23,71%	2,89%	0,46%
106	-100, +140	128	40,40%	10,90%	2,78%
75	-140, +200	90,5	57,72%	30,87%	14,92%
53	-200, +270	64	69,20%	47,92%	32,36%
38	-270, +400	45,5	76,68%	59,36%	46,67%
0	-400	19	100,00%	100,00%	100,00%

ANEXO III

Lecturas de absorción atómica y balance metalúrgico completo de concentración gravimétrica mejorada.

Tabla AIII.1. Lecturas de análisis de espectrofotometría de absorción atómica y cálculo de leyes.

Muestra	Descripción	AA	Ley	Ley Promedio
Blanco		0,02	0,00	0,00
C1	Concentrado de etapa 1	12,83	4,27	4,27
C2	Concentrado de etapa 2	1,64	0,54	0,54
C3.1	Concentrado de etapa 3	1,17	0,38	0,33
C3.2	Concentrado de etapa 3 (repetición al azar)	0,83	0,27	
C4	Concentrado de etapa 4	1,37	0,45	0,45
C5	Concentrado de etapa 5	0,53	0,17	0,17
RR1	Relave representativo de etapa 1	0,46	0,15	0,15
RR2	Relave representativo de etapa 2	0,25	0,08	0,08
RR3	Relave representativo de etapa 3	0,2	0,06	0,06
RR4	Relave representativo de etapa 4	0,13	0,04	0,04
RR5.1	Relave representativo de etapa 5	0,24	0,07	0,06
RR5.2	Relave representativo de etapa 5 (repetición al azar)	0,28	0,09	
RR5.3	Relave representativo de etapa 5 (repetición al azar)	0,19	0,05	

Tabla AIII.2. Balance metalúrgico completo de la concentración en el KC-MD3.

Etapa	Tamaño de partícula de mineral procesado	Producto	Peso		Balance de oro			
	(μm)		(g)	(%)	(g/ton)	mg Au	%Recuperación	
1	80% < 75	C1	793,5	4,02	4,27	3,388	58	55
		RR1	3722,8	18,85	0,15	0,546	-	-
		F. descartada	5907,6	29,91		0,866	-	-
		Relave total 1	18955,2			2,780	42	45
2	68% < 75 μm	C2	427,5	2,16	0,54	0,231	4	26
		RR2	2630,8	13,32	0,08	0,202	-	-
		Relave total 2	9497,3			0,728	13	74
3	73% < 75 μm	C3	394,5	2,00	0,33	0,129	2	25
		RR3	1769,9	8,96	0,06	0,106	-	-
		Relave total 3	6372			0,382	7	75
4	71% < 75 μm	C4	214,5	1,09	0,45	0,097	2	38
		RR4	386,7	1,96	0,04	0,014	-	-
		Relave total 4	4287,6			0,157	3	62
5	70% < 75 μm	C5	143,6	0,73	0,17	0,024	0,4	10
		RR5	479,1	2,43	0,06	0,030	-	-
		Relave total 5	3557,3			0,225	3,9	90
		Relave final	2878,2	14,57		0,182	3,1	-
Total recalculado			19748,7	100,00	0,295	5,816	100	
Alimentación de cabeza			21500		0,232			

ANEXO IV

Análisis granulométrico de relaves de concentración.

Tabla IV.1. Análisis granulométrico del relave de la primera etapa.

etapa 1	tamaño (um)	peso retenido	%retenido	retenido ac.	pasado ac.
PR. +140	106	108,4	21,68%	21,68%	78,32%
PR. +200	90,5	51,9	10,38%	32,06%	67,94%
PR. +400	56,5	89,5	17,90%	49,96%	50,04%
FONDOS	19	250,2	50,04%	100,00%	0,00%
Total		500	100,00%	d80	108,51

Tabla IV.2. Análisis granulométrico del relave de la segunda etapa.

etapa 2	tamaño (um)	peso retenido	%retenido	retenido ac.	pasado ac.
PR. +140	106	95,8	19,16%	19,16%	80,84%
PR. +200	90,5	38,8	7,76%	26,92%	73,08%
PR. +400	56,5	83,8	16,76%	43,68%	56,32%
FONDOS	19	281,6	56,32%	100,00%	0,00%
Total		500	100,00%	d80	104,32

Tabla IV.3. Análisis granulométrico del relave de la tercera etapa.

etapa 3	tamaño (um)	peso retenido	%retenido	retenido ac.	pasado ac.
PR. +140	106	108,1	21,62%	21,62%	78,38%
PR. +200	90,5	34,6	6,92%	28,54%	71,46%
PR. +400	56,5	78,6	15,72%	44,26%	55,74%
FONDOS	19	278,7	55,74%	100,00%	0,00%
Total		500	100,00%	d80	109,63

Tabla IV.4. Análisis granulométrico del relave de la cuarta etapa.

etapa 4	tamaño (um)	peso retenido	%retenido	retenido ac.	pasado ac.
PR. +140	106	51,8	20,72%	20,72%	79,28%
PR. +200	90,5	23,9	9,56%	30,28%	69,72%
PR. +400	56,5	47,9	19,16%	49,44%	50,56%
FONDOS	19	126,4	50,56%	100,00%	0,00%
Total		250	100,00%	d80	107,17

Tabla IV.5. Análisis granulométrico del relave de la quinta etapa.

etapa 5	tamaño (um)	peso retenido	%retenido	retenido ac.	pasado ac.
PR. +140	106	48,0	19,20%	19,20%	80,80%
PR. +200	90,5	21,9	8,76%	27,96%	72,04%
PR. +400	56,5	44	17,60%	45,56%	54,44%
FONDOS	19	136,1	54,44%	100,00%	0,00%
Total		250,0	100,00%	d80	104,58

ANEXO V

Concentración gravimétrica en el KC-MD3



Figura AV.1. Concentrador centrífugo KC-MD3 disponible en el Laboratorio de Metalurgia del IIGE.

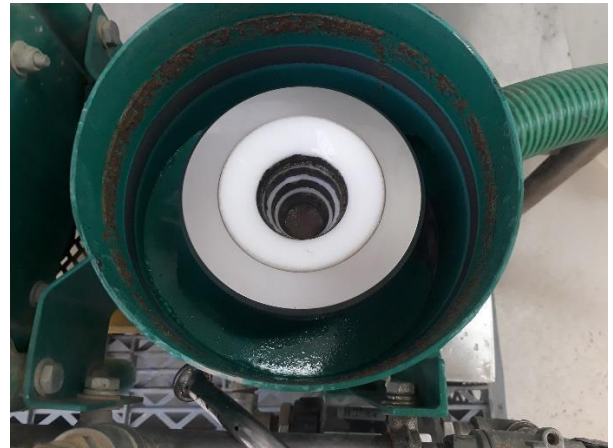


Figura AV.2. Cono concentrador KC-MD3 disponible en el Laboratorio de Metalurgia del IIGE.



Figura AV.3. Recolección de relaves.

ANEXO VI

Ensayo al fuego



Figura AVI.1. Fundición del ensayo al fuego en un horno artesanal.



Figura AVI.2. Colado de la muestra fundida.



Figura AVI.3. Fase escoria y metálica.



Figura AVI.4. Formación cúbica del régulo de plomo



Figura AVI.5. Copelación en mufla eléctrica



Figura AVI.6. Doré obtenido luego de la copelación.

ANEXO VII

Disgregación ácida del doré



Figura AVII.1. Disgregación de plata con 1 mL de ácido nítrico y 1 mL de agua en baño maría.



Figura AVII.2. Oro sin disolver tras disgregación de la plata.



Figura AVII.3. Adición de 3 mL de agua regia para la disgregación del oro.