

Análisis de recuperación de oro aluvial del material de descarga del concentrador tipo Z utilizando un concentrador centrífugo, en la provincia de Zamora-Chinchipe

Analysis of alluvial gold recovery from Z-type concentrator discharge material using a centrifugal concentrator, province of Zamora-Chinchipe

**Fausto Acosta Fiallos¹, Pablo Velásquez Riera², Carla Carabajo Naula²,
Cristhian Feijoo Loayza²,
Katty Marín Vega³, Marcelo Moya Cajas⁴**

¹ Escuela Superior Politécnica del Litoral. Guayaquil - Ecuador. E-mail: fausacos@espol.edu.ec

² Instituto de Investigación Geológico y Energético. Quito-Ecuador. E-mail: pablo.veslasquez@geoenergia.gob.ec, carla.carabajo@geoenergia.gob.ec, cristhian.feijoo@geoenergia.gob.ec

³ Investigador independiente. Quito-Ecuador. E-mail: katty.marinv@gmail.com

⁴ Universidad Internacional del Ecuador. Quito-Ecuador. E-mail: mmoya@uide.edu.ec

ISSN: 2661-6998

Fecha de recepción: 26-07-2023

Fecha de aceptación: 28-03-2024

Resumen

Las metodologías, herramientas y tecnología para el procesamiento de oro aluvial en la Minería Artesanal y Pequeña Escala (MAPE) del Ecuador son incompletas e ineficientes. La presente investigación demuestra que el uso del concentrador tipo "Z" en la actividad minera artesanal no permite una recuperación eficaz del oro aluvial, ya que a pesar de que el sitio de estudio fue trabajado anteriormente, al usar el concentrador Knelson con el relave del concentrador tipo Z, se recuperó oro.

En la metodología realizada se utilizó el índice de enriquecimiento como parámetro que definió el número de ciclos en el centrífugo para reprocesar el material.

Se realizaron ensayos fisicoquímicos, morfológicos y

granulométricos que permitieron caracterizar el oro por su tamaño y asociación, parámetro que permitió definir el rango de recuperación del mineral.

Los resultados de este estudio demuestran que el concentrador centrífugo Knelson es uno de los equipos más adecuados en cuanto a recuperación de oro grueso y fino, contenido en el material de descarga o relave del concentrador tipo Z. Su uso o complemento en minería aluvial es imprescindible para incrementar la recuperación de oro libre sin el uso de mercurio que está prohibido en el territorio ecuatoriano desde el 2015, ya que un porcentaje considerable (52,3 %) de oro se encuentra entre 400 y 250 μm que no es aprovechado.

Palabras clave: oro aluvial, centrífugo, granulometría, índice de enriquecimiento, relave, tenor.

Abstract

The methodologies, tools, and technology for processing alluvial gold in Ecuador's Artisanal and Small Scale Mining (ASSM) are incomplete and insecure. This research shows that the use of the "Z" concentrator in artisanal mining activity does not allow an effective recovery of alluvial gold, since although the study site was previously worked, by using the Knelson concentrator with tailings from the Z type concentrator, gold was recovered.

The enrichment index was used as a parameter that defined the number of cycles in the centrifuge for reprocessing the material.

Physicochemical, morphological, and granulometric tests were carried out to characterize gold by its size and association; parameters that allowed defining the recovery range of the mineral.

The results of this study show that; the centrifugal concentrator Knelson is one of the most suitable equipment in terms of recovery of coarse and fine gold contained in the discharge or tailings material of the Z-type concentrator. Its use or complement in alluvial mining is essential to increase the recovery of free gold without the use of mercury which has been prohibited in Ecuadorian territory since 2015. A considerable percentage (52.3%) of gold is found between 400 and 250 μm which is not exploited.

Keywords: alluvial gold, centrifugal, granulometry, enrichment index, tailings, tenor.

1. INTRODUCCIÓN

La Minería Artesanal y de Pequeña Escala (MAPE) es una de las actividades humanas más antiguas e importantes a nivel mundial. Tomando en cuenta la

minería relacionada al oro, el 20 % de la producción a nivel mundial corresponde a la MAPE. [1] Además, esta actividad contribuye al empleo rural directa o indirectamente y ha sido importante para el desarrollo cultural y tecnológico a lo largo de la historia, cambiando constantemente para mejorar su rendimiento. A pesar de estos hechos, la MAPE engloba aspectos negativos asociados a los impactos ambientales, tales como condiciones de trabajo, de salud y de seguridad deficientes; los cultivos y las tierras de cultivo se degradan y erosionan, lo que afecta a la producción de alimentos; los arroyos y los ríos son contaminados, lo que resulta en grandes inversiones en el tratamiento del agua para que sea segura para el consumo [1], [2].

De igual manera, las metodologías, herramientas y tecnología para el procesamiento en la MAPE en Ecuador son incompletas e ineficientes [3].

En la MAPE uno de los equipos utilizados para la recuperación de oro aluvial de manera general es el concentrador gravimétrico tipo "Z" (Figura 1). Este equipo es usado, hasta la actualidad, debido a la facilidad de manejo y costo accesible; además, en este tipo de sistema ilegalmente se utiliza mercurio para la recuperación de oro, a pesar de que a partir del 2015 en Ecuador prohibieron su uso debido a los problemas de salud y contaminación que provoca [2], [4].

La alimentación al concentrador tipo "Z" se realiza por medio de excavadoras, el material mineralizado cae sobre la tolva de alimentación, misma que tiene una inclinación aproximada de 8°. El material que ingresa es lavado con el empleo de monitores de agua de presión que permiten disgregar el material fino que se encuentra adherido al material grueso. Con la ayuda del agua a presión, el material fluye hacia a la parrilla (grizzly), misma que cuenta con una abertura de 2 cm aproximadamente y separa el material. El material menor a este tamaño pasa a los canalones y el material sobre los 2 cm se desecha fuera del concentrador tipo "Z". El material mineralizado fluye a través de las canaletas en forma de Z que constan de un plano de aproximadamente 1,5 m de ancho y 3,5 m de largo con una inclinación de 14° aproximadamente [4].

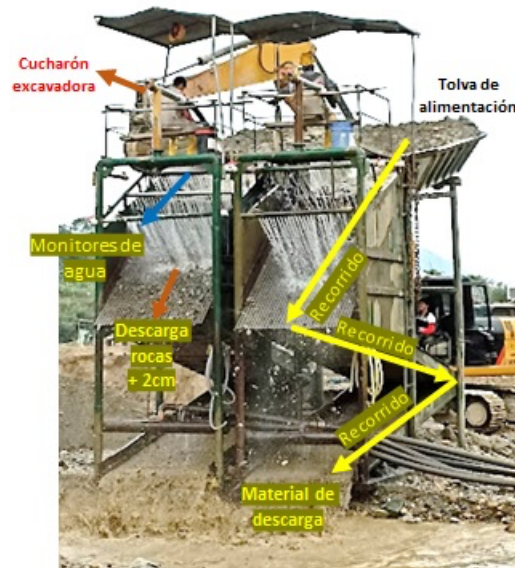


Figura 1. Concentrador tipo "Z".

De acuerdo con distintos estudios, el concentrador tipo "Z" demostró ser ineficiente para recuperar oro fino ($< 100 \mu\text{m}$), sin embargo, en la pequeña minería y más aún en la minería artesanal el acceso a la tecnología, la nula inversión y organización empresarial, ha limitado el desarrollo sostenible del sector [5]–[7]. Uno de los problemas del empleo de estos concentradores se relaciona a la posterior utilización de canaletas para conseguir una mejor concentración de las partículas de oro. Las canaletas que actualmente se emplean en la MAPE se elaboran en metal y presentan forma rectangular, sus dimensiones son de 1 m a 2 m de largo, 30 cm a 50 cm ancho, con alto de pared de 10 cm a 30 cm aproximadamente; y, tienen la siguiente configuración: sobre la canaleta se coloca una malla metálica y rifles, y entre la superficie de la canaleta y la malla metálica y/o el rifle se coloca un material de retención que generalmente son alfombras sintéticas. En la Figura 2 se observa el ensamblaje de una canaleta [5]–[7].

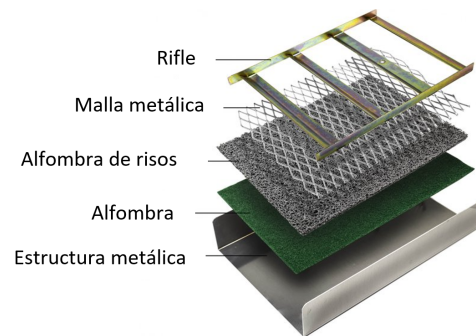


Figura 2. Configuración de una canaleta para la recuperación de oro aluvial [5].

Según los estudios realizados por Mitchell et al. en 1997 [8], indica que las canaletas son eficientes para la recuperación de tamaños de partículas de oro de entre 25 mm a $100 \mu\text{m}$, la eficiencia de recuperación varía entre 80 % a 100 % para canaletas modernas (Figura 2) y menos del 50 % para canaletas artesanales elaboradas de madera y que empleaban como material de retención cobijas y/o sacos de yute.

La MAPE a través de este concentrador pretende la recuperación tanto de partículas de oro fino (menor a $100 \mu\text{m}$) y oro grueso (mayor a $100 \mu\text{m}$) en un solo paso, pero estos dos tamaños de partícula requieren diferentes tratamientos debido a sus condiciones hidrodinámicas diferentes. Para la separación eficaz de las partículas gruesas de oro se emplean altas tasas de alimentación de material en la tolva del concentrador, una pendiente más pronunciada de las canaletas y rifles más altos. Por otro lado, para partículas de oro fino, es

necesario disminuir la velocidad de alimentación y emplear rifles más pequeños. Por lo que estos parámetros se hacen difíciles de controlar en este tipo de concentradores debido a la diferencia de parámetros requeridos [7]–[9].

El proceso para la recuperación de oro por canaletas es un proceso batch, o semicontinuo, y el tiempo de operación para la limpieza depende de cada operador; por lo que, intervalos largos originan una cantidad excesiva de material, los rifles se llenarán y la recuperación de las partículas de oro bajaría [2], [7],[10].

Por otro lado, intervalos cortos de tiempo mejoran la recuperación, pero aumentarían los tiempos para la limpieza de canaleta, generando un decrecimiento del rendimiento de estos equipos [2], [7].

Como alternativa a la ineficiencia en la recuperación de oro utilizando el concentrador tipo “Z”, existen equipos complementarios como los concentradores centrífugos, las mesas concentradoras, Jigs, entre otros. Cada tipo de concentrador está configurado para cierto tamaño de partícula (Figura 3) y la eficacia en la recuperación depende de la uniformidad de tamaños en la alimentación, en otras palabras, la homogeneidad en el ingreso del material influye en el rendimiento de estos equipos. El éxito de la separación entre la ganga y el mineral de interés es la diferencia en la velocidad de sedimentación [7], [9], [11], [12].

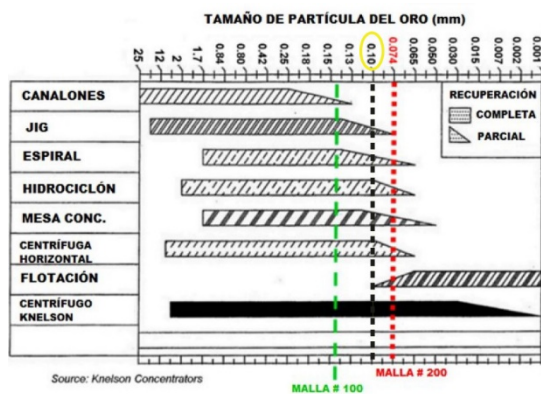


Figura 3. Tamaño de partículas de oro versus el tipo de equipo de concentración gravimétrica [14].

Uno de los concentradores gravimétricos más eficientes desde el punto de vista de tamaño de partícula es el concentrador centrífugo pues tiene un amplio rango de recuperación tanto de oro fino como grueso. Este tipo de equipo trabaja de forma semi-continua para separar minerales por diferencia de

densidades con el menor consumo de agua en relación a las canaletas [13], [14].

Cuando las partículas se someten a la fuerza gravitatoria normal (fuerza $G = 1$), por ejemplo en el equipo Jigs, una partícula de oro con un diámetro de 0,02 mm que cae en el agua alcanza la misma velocidad terminal que una partícula de cuarzo de 0,07 mm. Por tanto, si no se tiene una clasificación previa del tamaño de partícula en la alimentación, ocurrirá una pobre separación selectiva. En cambio, en un concentrador centrífugo la aceleración aplicada a las partículas es 60 veces más alta que la aceleración de la gravedad (60 G), la diferencia de las velocidades terminales aumenta, por lo que incrementa proporcionalmente la separación entre partículas [7], [15], [16].

La alimentación debe ser menor a un tamaño de partícula de 6 mm, pero se recomienda que sea menor a 2 mm, incluso existen equipos que trabajan con tamaños de partículas extremadamente pequeños llegando al rango de los 3 μm . La fuerza centrífuga que puede ser aplicada está comprendida entre 60 G a 200 G para concentrar minerales pesados “libres” que se encuentran dentro de una pulpa, además, utiliza agua a presión entre 5 psi a 15 psi y un motor eléctrico [1], [7], [17]–[21].

La cantidad de masa que se recupera en los concentradores centrífugos es aproximadamente de 0,1 % de la alimentación original. Por ejemplo, a un concentrador centrífugo se alimenta material obtenido de una labor minera subterránea a una velocidad de 2 t/h, con una ley de 4 g Au/t, en 30 min de operación, se obtiene 1 kg de concentrado con una ley de 3000 g Au/t; por lo que, este tipo de concentradores permite obtener concentrados que podrían llevarse directamente a fundición [1], [7], [17]–[21].

En el mercado existe una variedad de concentradores centrífugos. Por ejemplo, los principales equipos utilizados en minería son Knelson y Falcon. El concentrador Knelson es utilizado para la concentración de minerales de oro, así como también, carbón, arena de playa, hierro, diamantes, platino, barita, fluorita, estaño, minerales de tungsteno, debido a su elevada capacidad de procesamiento, sus bajos costos de operación y mantenimiento y, cuidado ambiental [18], [22], [23].

Este tipo de equipo está compuesto por un cono truncado, rota a 400 rpm y cuya superficie interna está formada por una serie de rifles anulares horizontales de igual profundidad. La fuerza centrífuga (60 G) provoca

que las partículas de minerales de mayor peso específico sean expulsadas contra las paredes del cono, entren en los espacios inter-rifles, mientras que las partículas más livianas son transportadas por el flujo de agua hacia la parte superior (Figura 4). El cono está envuelto con una camisa de agua a presión (5 psi -15 psi), que fuerza al agua a través de los agujeros del cono para mantener el lecho fluidizado a las partículas pesadas. La fuerza del agua que actúa contraria a la fuerza centrífuga inhibe la compactación severa del concentrado recolectado. De esta manera, los granos de concentrados permanecen móviles, lo que permite que ingresen partículas más pesadas [1], [7], [17]–[21].

[14].

2. DESARROLLO

Características del sitio

El material de estudio se obtuvo de la labor minera “Linder” catalogada como pequeña minería, ubicada al margen derecho del río Yacuambi (Figura 5), en la parroquia Guadalupe del cantón Zamora de la provincia de Zamora-Chinchipe. Coordenadas en el sistema WGS84, zona 17 sur; E: 734402,88 N: 9572341,99. Esta labor minera recupera oro libre utilizando un concentrador Tipo “Z”.

La presente investigación se enfoca en el estudio de la recuperación de oro aluvial de las muestras de colas o descarga obtenidas del concentrador tipo Z. El factor principal evaluado en la investigación es la razón de enriquecimiento, mismo que determinó la eficiencia del concentrador centrífugo.

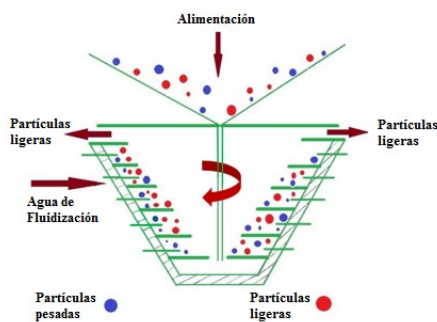


Figura 4. Mecanismo de separación en el concentrador Knelson



Figura 5. Ubicación geográfica de la labor minera "Linder".

Análisis morfológico

Para ser analizada, el concesionario “Linder” facilitó una muestra de oro aluvial que se obtuvo de la descarga del concentrador tipo “Z”. Este análisis consistió en describir la forma y tamaño de las partículas de oro. Para esto, se llevó a cabo la separación por tamaños de partícula usando tamices de mallas #10 (2 mm), #20 (0,841 mm), #30 (0,595 mm), #60 (0,25 mm).

El oro depositado en cada tamiz, se separó con cuidado, empleando guantes, se almacenó en recipientes adecuados y se pesó cada recipiente en una balanza (Sartorius ED153). Con el material de cada malla se realizó una revisión macroscópica con un estereomicroscopio de marca NIKON, modelo SMZ18 de aumento 13,5X que permitió tomar imágenes de las partículas de oro. Las imágenes fueron procesadas con el software NIS-elements para obtener las dimensiones de las partículas de oro como longitud (L) y ancho (A). [24], [25].

Método de muestreo y caracterización

Para determinar la cantidad de oro en las descargas del concentrador tipo “Z” se establecieron parámetros que fueron definidos de acuerdo al frente de explotación y las facilidades en el sitio. Para el cálculo de la cantidad de muestra, el estudio se basó en la teoría de muestreo de Gy, método que considera cuatro factores: forma, granulometría, mineralogía y liberación, como se muestra en la Ecuación 1 [26], [27].

$$M = \frac{cd^3}{S^2} \quad (1)$$

Donde:

- M= peso de la muestra representativa (g);
- d= diámetro (d_{95}) de partículas (2 cm);
- S= error medio de muestreo para un umbral de confianza de 95 %.
- C= Constante de muestreo

La constante de muestreo está definida por:

$$C = f * g * l * m \quad (2)$$

Donde:

- f: Factor de forma generalmente 0,5. Este parámetro se acerca a 1 si las partículas son lo más esféricas posible;
- g: Factor de distribución de tamaño de partícula que es 0.25;
- l: Factor de liberación. La liberación es 1;
- m: Factor mineralógico (g/cm^3).

Para obtener los factores de liberación y mineralógico se ha empleado las siguientes ecuaciones:

$$l = \sqrt{\frac{L}{d}} \quad (3)$$

$$m = \frac{1-a}{a} [(1-a)r + at] \quad (4)$$

Donde:

- L: Tamaño de liberación (cm);
- a: Fracción del mineral de interés;
- r: Densidad interés mineral;
- t: Densidad de la ganga;

Por lo tanto, el peso mínimo de muestra requerida se calculó a partir de los siguientes valores:

- Au: 0,5 g por Tonelada (Tenor del sector) = 0,000005 % Au
- d: 2 cm
- L: 0,015 cm
- r: 19,32 g/cm^3
- t: 2,7 g/cm^3

$$m = \frac{1 - 0,0000005}{0,0000005} \left[(1 - 0,0000005) 19,32 \frac{g}{cm^3} + 0,0000005 * 2,7 \frac{g}{cm^3} \right]$$

$$m = 37871061,33 \frac{g}{cm^3}$$

$$C = 0,5 * 0,25 * 1 * 37871061,33 \frac{g}{cm^3}$$

$$C = 4733882,66 \frac{g}{cm^3}$$

$$M = \frac{4733882,66 \frac{g}{cm^3} * (2cm)^3}{0,95^2}$$

El resultado de M obtenido con los datos de la labor minera es:

$$M = 4,19 \times 10^4 Kg$$

De acuerdo a la teoría de Gy y la cantidad de muestra requerida, se realizó un muestreo aleatorio con una distribución normal; por ende, se definió la siguiente metodología: Por día se tomaron cuatro muestras compuestas acumuladas del material de descarga, dos por la mañana (07:00 a 11:00) y dos por la tarde (14:00 a 18:00), durante siete días, tanto para la muestra M1 como la M2 respectivamente.

Las muestras fueron obtenidas cada hora con la ayuda de una excavadora (CAT 320D) hasta completar

aproximadamente tres metros cúbicos. El material se homogeneizó y se formó un cono de tal manera que permitió la toma de porciones basado en un maldado. Una vez que se recolectó la muestra acumulada se realizó un cuarteo para reducir la cantidad y finalmente, se tamizó por una malla #6 (3,36 mm). A partir de este proceso se obtuvo 20,00 kg de la muestra M1 y 28,66 kg para la muestra M2.

Las muestras se secaron en laboratorio, en una estufa marca Memmert (rango de secado: 30 – 180 °C) a 40 °C por 24 horas. Luego se cuartearon (Cuarteador GilsonSP-2 y Cuarteador Humbolt 1.800.544.7220) hasta obtener aproximadamente 500 g. A estas porciones se les realizó los análisis químicos y físicos.

Se efectuó el ensayo al fuego siguiendo la norma ASTM E1335-08 (Standard Test Methods for Determination of Gold in Bullion by Fire Assay Cupellation Analysis) para determinar la cantidad de oro presente en el material de descarga del concentrador tipo “Z”. De la misma manera, se realizó el análisis granulométrico por tamizado en húmedo siguiendo la norma ASTM C 117-17 (Standard Test Method for Materials Finer than 75- μ m (No. 200)

Sieve in Mineral Aggregates by Washing) para determinar el d80.

Adicionalmente, se realizó el ensayo al fuego del material que se quedó en cada tamiz del análisis granulométrico para determinar en qué malla se encuentra la mayor cantidad y tamaño de oro.

Concentración centrífuga (KNELSON FLSmith)

Como parte de la preparación del equipo, se efectuaron pruebas en campo del concentrador con material de descarga del concentrador tipo Z, donde se determinó la preparación de la pulpa con una relación en peso de sólido-líquido 1:3; además, se ajustaron los parámetros del concentrador centrífugo a: fuerza centrífuga 70 G, presión de agua 3 PSI y tamaño de partícula de ingreso menor a la malla #20 (0,850 mm de apertura) [28].

Luego de la verificación de los parámetros en campo, se llevaron a cabo pruebas de concentrabilidad en laboratorio. El procedimiento consistió en la concentración del material de descarga del concentrador tipo Z, obteniendo un concentrado y un relave en cada una de los tres ciclos por el concentrador centrífugo, tal como se muestra en el diagrama en la Figura 6.

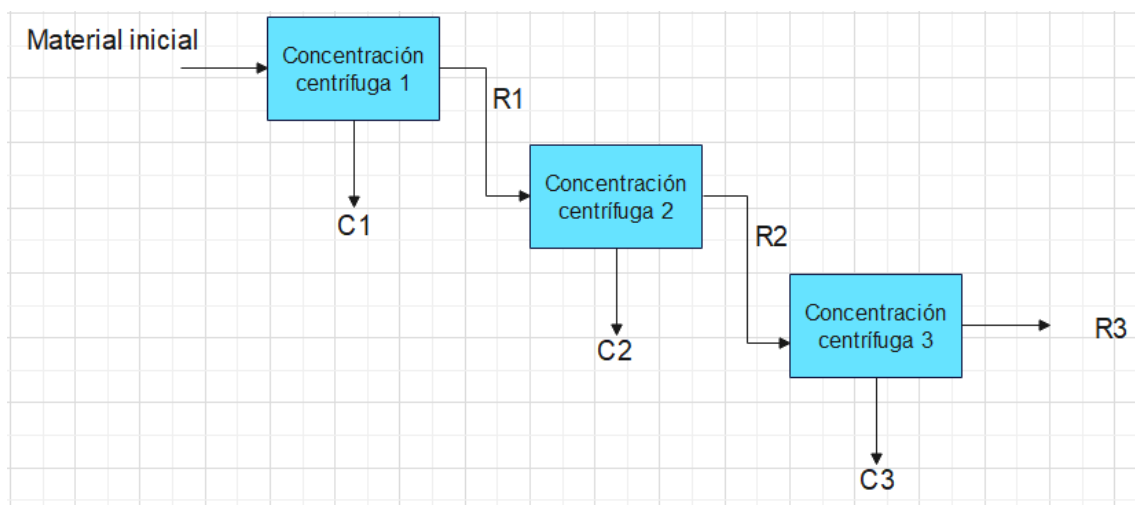


Figura 6 Metodología para el proceso de concentración de oro en el concentrador centrífugo Knelson. (Elaborado por los autores) Donde: C: Material concentrado producto del ciclo de la concentración centrífuga; y, R: Relave producto del ciclo de concentración centrífuga, los R1 y R2 fueron el material de ingreso del nuevo ciclo de concentración centrífuga.

Evaluación de la razón de enriquecimiento

Para evaluar la concentración en uno o varios ciclos es necesario el uso de los índices metalúrgicos (números adimensionales). Por ejemplo, el índice de enriquecimiento (IE) [29] corresponde a la relación entre la concentración de recuperación obtenida y el tenor inicial, como se muestra en la ecuación 5, obteniendo un valor numérico como resultado, si este

número es mayor a uno indica que el material se debe reprocesar; y, si es menor la recuperación ya no es rentable [30].

$$IE = \frac{\text{Concentración de concentrado } \left(\frac{mg}{kg}\right)}{\text{Concentración inicial } \left(\frac{mg}{kg}\right)} \quad (5)$$

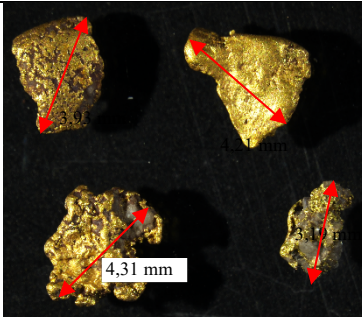
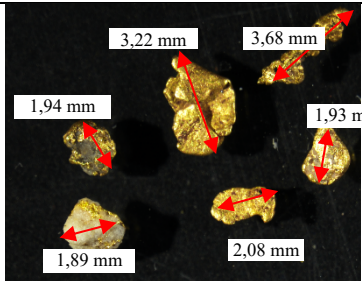
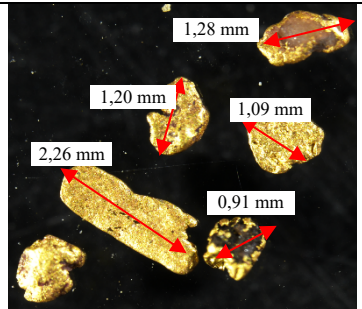
3. RESULTADOS

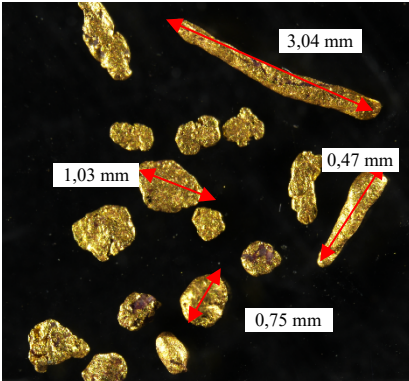
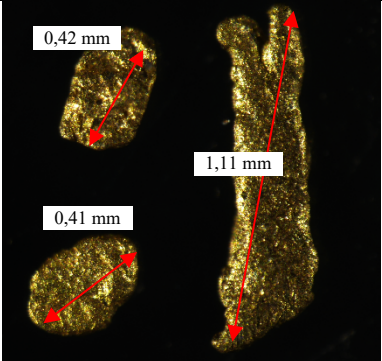
Morfología de las partículas de oro del sector

La longitud de las partículas de oro colectadas después de los procesos de concentración y posteriormente tamizadas varía respecto de cada tamiz. Por ejemplo, para el tamiz malla #10 (2 mm de abertura) cambian de tamaños de 3,93 mm a 4,31 mm con un promedio de

3,96 mm. Para la malla #20 (0,841 mm) el promedio de la longitud fue 2,46 mm, para la malla #30 (0,595 mm) fue 1,35 mm, para la malla #60 (0,25 mm) fue de 1,32 mm; y por último, para la malla -#60 fue de 0,65 mm.

Tabla 1. Tamaño de partículas de oro recuperadas por concentrador tipo "Z".

Número de malla/abertura de tamiz (mm)	Fotografías	Tamaño promedio (mm)
#10 (2000 µm)		3,96
#20 (841 µm)		2,46
#30 (595 µm)		1,35

#60 (250 μ m)		1,32
-#60 (-250 μ m)		0,65

Con respecto a la superficie, debido a que el oro es bastante maleable y suave en comparación a los minerales que lo acompañan (silicatos y rocas presentes en los ríos), se determinó que la superficie de las partículas de oro tienen un marcado transporte. También, se observa que algunas partículas de oro tienen una superficie planar con restos de cuarzo adheridos. En algunas partículas se ha identificado una superficie porosa.

El cambio de forma marcado se debe al golpe con otras rocas, debido principalmente al transporte fluvial, mismo que se ve reflejado en el adelgazamiento de las partículas y la redondez de las mismas [31].

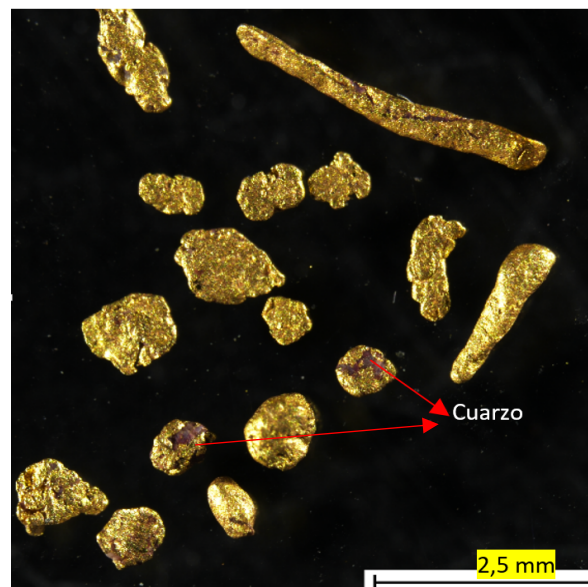


Figura 7. Micrográficas de partículas de oro menor a la malla #60.

El concentrador tipo “Z” que se utiliza en la Pequeña Minería y Minería Artesanal (MAPE) permite la acumulación de oro grueso, sin embargo, existe una baja recuperación de oro fino, a consecuencia de la inclinación de las rampas, elevadas e inconstantes flujos de agua, mala clasificación (cribado) y otros factores tecnológicos.

Ensayo al fuego del material de descarga del concentrador tipo “Z”.

Los resultados del ensayo al fuego de las muestras homogeneizadas M1 y M2, se muestran en la Tabla 2, la mayor concentración se evidenció en la M1 con 2,19 mg/kg y en menor concentración la M2 con 0,12 mg/kg.

Tabla 2. Tenor de las muestras M1 y M2.

Muestras	Descarga del concentrador “Tipo Z” (mg/Kg)
M1	2,19
M2	0,12

Debido a la naturaleza de los depósitos aluviales, el tenor de oro no es uniforme en los bloques de explotación; por lo tanto, se evidencia la diferencia en la concentración de oro entre la muestra M1 y M2. Adicionalmente, el corte de explotación del cual se tomaron las muestras, fue previamente explotado, por lo que el material depositado en el concentrador “Z” es un material “relavado”.

Ensayo en el concentrador centrífugo

La Tabla 3 presenta los resultados de los tenores de Au de las tres corrientes que se generan en el concentrador centrífugo Knelson de los tres ciclos realizados para la muestra 1 (M1).

En la M1, el Ciclo 1, se produce la mayor concentración que va de 2,19 mg/kg en cabeza a 25,54 mg/kg en concentrado y como relave 0,07 mg/kg. En el ciclo 2, el material pasa de 0,07 mg/kg de cabeza a 0,96 mg/kg en concentrado y como relave 0,44 mg/kg. Finalmente, en el ciclo 3 ya no ocurre una concentración de oro debido a que la concentración disminuye de 0,44 mg/kg de cabeza a concentrado de 0,22 mg/kg y en el relave disminuye a 0,07 mg/kg.

Tabla 3. Pruebas de concentración centrífuga M1.

M1	Inicial (mg/kg)	Concentrado (mg/kg)	Relave (mg/kg)
Ciclo 1	2,19	25,54	0,07
Ciclo 2	0,07	0,96	0,44
Ciclo 3	0,44	0,22	0,07

No obstante, para la muestra M2 (Tabla 4) se obtuvo valores de tenor menores al límite de cuantificación del método ensayo al fuego utilizado que es de 0,033 mg/kg, tanto del material inicial, concentrado y relave. Del mismo modo, la muestra M2 presenta mayor concentración en el ciclo 1. Por otra parte, en los ciclos 2, 3 y 4 se presentan tenores en los concentrados; mientras que, las corrientes de entrada y salida (relave) presentaron un valor bajo el límite de cuantificación.

Tabla 4. Pruebas de concentración centrífuga M2.

M2	Inicial (mg/kg)	Concentrado (mg/ kg)	Relave (mg/ kg)
Ciclo 1	0,12	3,35	<0,033
Ciclo 2	<0,033	0,17	<0,033
Ciclo 3	<0,033	0,21	<0,033
Ciclo 4	<0,033	0,17	0,06

En la Tabla 5, se muestran los valores del índice de enriquecimiento (IE). Para la muestra M1 y M2 se obtuvo 3 y 4 ciclos respectivamente. Para la muestra M1, el IE de los dos primeros ciclos es mayor a 1, siendo 11,66 y 13,71 respectivamente, mientras que el valor del tercer ciclo corresponde a 0,5 por lo que se concluye que no es necesarios realizar otro ciclo más. Esto se debe a que conforme se va concentrado el oro del material aluvial la razón de enriquecimiento va disminuyendo.

Por otro lado, para la muestra M2 los valores IE fueron 27,91, 5,15, 6,36 y 2,12 para cada uno de los ciclos respectivamente. Así mismo, en el cuarto ciclo se obtuvo un IE cercano a uno, por lo que ya no es necesario realizar otra etapa de concentración.

El mayor valor de razón de enriquecimiento para la muestra M1 y ciclo 2 fue 13,71, mientras que la muestra M2 y ciclo 1 fue 27,91.

Tabla 5. Índice de enriquecimiento obtenido en las pruebas empleando el concentrador centrífugo Knelson.

Ciclos	Razón de enriquecimiento (IE)	Razón de enriquecimiento (IE)
	M1	M2
1	11,66	27,91
2	13,71	5,15

3	0,5	6,36
4	-----	2,12

De este modo, los resultados demostraron que la muestra M1 – ciclo 1 presentó razón de enriquecimiento y concentrado atractiva para la reprocesamiento del relave del concentrador tipo “Z”, por lo que se realizó el análisis granulo-químico cuyos resultados se muestran en Tabla 6. El mayor tenor se encuentra entre -355+250 μm con un valor de 22,42 mg/kg y el menor valor en +500 μm . Por otro lado, la mayor cantidad de material retenido se encuentra en el tamaño +500 μm y la menor cantidad de material retenido -325-+400 μm .

Tabla 6. Resultados granulo-químicos de la M1-ciclo 1.

# Tamiz	Apertura (μm)	Concentración Au (mg/Kg)	% Retenido
35	500	1,20	16,7
45	355	17,83	15,6
60	250	22,42	15,8
80	180	8,73	11,0
120	125	11,84	11,8
170	90	5,172	8,0
230	63	10,43	7,3
325	45	15,93	5,9
400	38	14,01	2,6
-400	-	13,10	5,4

La distribución de tamaño del concentrado de la M1 – ciclo 1 se observa en la Figura 8. Se enfatiza que el 80 % de la población de las partículas se retiene a un tamaño de aproximadamente 469,25 μm , lo que correspondería a un material grueso. Cabe mencionar que el material de descarga que se concentró fue previamente tamizado a malla # 6 (3,36 mm).

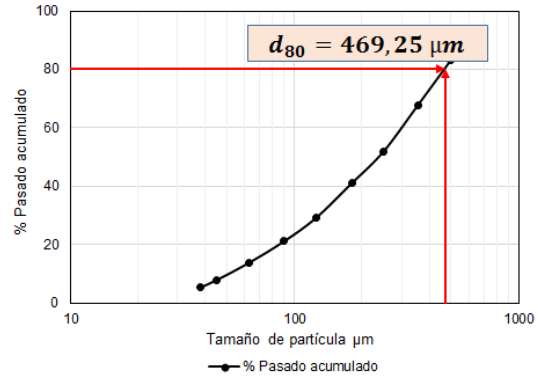


Figura 8. Distribución de tamaño de partículas de la M1-ciclo 1.

En el concentrado M1- ciclo 1 que se muestra en la Figura 9, se determinó el contenido de oro a los diferentes tamaños de partícula. El mayor contenido de oro se obtuvo entre -355 + 250 μm y fue de 22,42 mg/kg. En resumen, los valores de los contenidos son rentables, mismos que pueden ser tratados por cianuración.

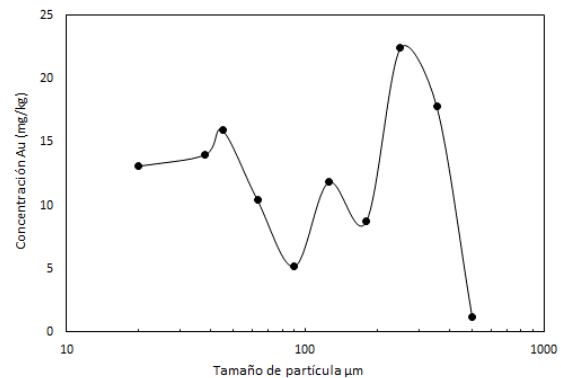


Figura 9. Contenido de oro en el concentrado M1-ciclo 1 en función de la distribución de tamaño de partícula.

El mayor porcentaje de recuperación de oro se tiene entre -500+355 μm con valor de 23,0 %, mientras que a -355+ 250 μm fue de 29,3 % (Figura 10). En este sentido, casi el 50 % de recuperación de oro se encuentran en el tamaño -500+250 μm que es considerado oro grueso y el otro 50 % correspondería a oro fino.

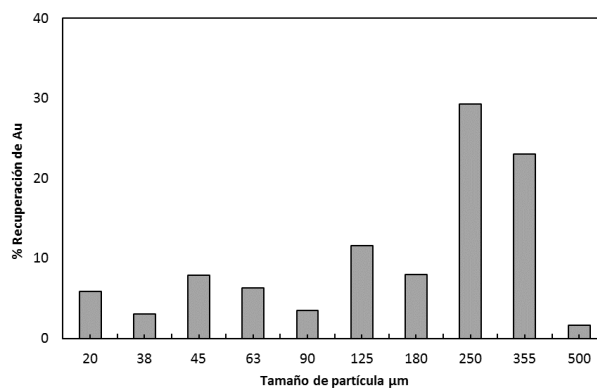


Figura 10. Porcentaje de recuperación de oro en el concentrado M1-ciclo 1 en función de la distribución de tamaño de partícula.

En la Figura 11, se observa la fotografía realizada a la porción de material en el tamiz # 60 (250 μm) de una partícula de oro con dimensiones de 563,81 μm x 168,18 μm y de forma plana. Analizando todas las fracciones retenidas en los tamices en el estéreo microscopio, en este tamiz fue en el que se encontró partículas de oro con relativa facilidad.

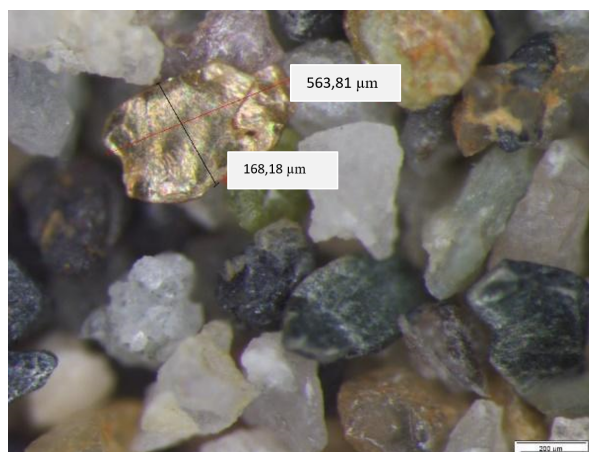


Figura 11. Fotografía de una partícula de oro a la malla #60.

4. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

4.1. CONCLUSIONES

Debido a que los bloques de explotación ya han sido previamente trabajados, el tenor de oro ha disminuido; sumado a esto, las pérdidas generadas por el empleo del concentrador tipo “Z” se refleja en la acumulación de oro fino (< 100 μm).

Los resultados de los artículos citados evidencian que el concentrador tipo “Z” es un equipo cuya eficiencia promedio oscila entre 30 % a 50 % para la recuperación de oro aluvial. En el presente estudio se han obtenido

los mismos resultados con respecto a la caracterización del material analizado, ya que en los relaves se encontró tenores de 2,19 mg/kg y 0,12 mg/kg; material que fue recuperado de manera satisfactoria por el método gravimétrico mencionado.

El índice de enriquecimiento permitió definir y evaluar la eficiencia del proceso entre un 70 % y 80 %, dependiendo el tamaño de partícula en recuperación en tres ciclos para M1 y cuatro para M2, por medio del concentrador centrífugo.

La mayor concentración de oro es de 52,3 % y se encuentra entre los siguientes tamaños de partícula: 355 μm y 250 μm , correspondiente a oro fino, por lo que se recomienda el uso de técnicas gravimétricas para una recuperación evitando el uso ilegal de mercurio en el país, ratificando los resultados obtenidos por Veiga en el 2014 [19].

Los resultados obtenidos en el estudio realizado por Valderrama en el 2012 [32], con respecto a la granulometría del mineral, se han verificado con el presente estudio donde el análisis granulo-químico indica que el mayor porcentaje en oro aluvial es oro fino.

4.2. RECOMENDACIONES

Dada las condiciones favorables para la recuperación de la partícula oro a partir del concentrador centrífugo de la descarga del concentrador tipo “Z”, se recomienda implementar un circuito de procesamiento que contenga una clasificación por tamaño de partícula mediante tamices y/o tromel y posterior concentración gravimétrica.

Profundizar el estudio acerca del tamaño de partícula necesario que debe ingresar a diferentes concentradores centrífugos como: espirales, mesas concentradoras, centrífugos o Jigs. Ya que, como se observan en las Tablas 1 y 2, a pesar de que el material se lo procesó por el concentrador centrífugo, al volver a concentrar el relave producto de este, se observa que aún hay aprovechamiento de mineral.

5. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- [1] R. Kahhat, E. Parodi, G. Larrea-Gallegos, C. Mesta, y I. Vázquez-Rowe, “Environmental impacts of the life cycle of alluvial gold mining in the Peruvian Amazon rainforest”, *Sci. Total Environ.*, vol. 662, pp. 940–951, 2019, doi: 10.1016/j.scitotenv.2019.01.246.
- [2] M. Marie, C. Fritz, N. Collins, y F. Weldegiorgis, “GLOBAL TRENDS IN ARTISANAL AND SMALL-SCALE MINING (ASM): A REVIEW OF KEY NUMBERS AND ISSUES”, 2014, doi: 10.13140/RG.2.2.16756.45444.
- [3] J. Seccatore, P. Gonzalez, y M. Herrera, “Peculiarities blasting in underground of drilling and small-scale mines”, *Rev. Esc. Minas*, vol. 73, núm. 3, pp. 387–394, 2020, doi: 10.1590/0370-44672019730167.
- [4] C. Feijoo y F. Acosta, “Recuperación de oro mediante concentración gravimétrica utilizando concentradores tipo z en el distrito minero Zamora-Ecuador”, *Investig. y Desarro. FIGEMPA*, pp. 42–49, 2020, doi: 10.29166/revfig.v1i2.2283.
- [5] M. Silva, *Placer Gold Recovery Methods*. California, 1986.
- [6] O. Restrepo, G. Aristizábal, M. S. Pimentel, C. A. Flórez, y C. E. Argumedo, “Waste Management and the Elimination of Mercury in Tailings from Artisanal and Small-Scale Gold Mining in the Andes Municipality of Antioquia, Colombia”, *Mine Water Environ.*, vol. 40, núm. 1, pp. 250–256, 2021, doi: 10.1007/s10230-020-00728-0.
- [7] M. M. Veiga y A. J. Gunson, “Gravity concentration in artisanal gold mining”, *Minerals*, vol. 10, núm. 11, pp. 1–50, 2020, doi: 10.3390/min10111026.
- [8] C. J. Mitchell, E. J. Evans, y M. T. Styles, “A Review of Gold-Particle-Size and Recovery Methods”, Keyworth, Nottingham, UK, 1997.
- [9] A. Huarecallo, “Optimización Del Proceso De Recuperación De Oro Con Un Concentrador Centrífugo Para La Pequeña Minería Aurífera”, Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann-Tacna, 2019.
- [10] W. P. Johnson, E. Pazmiño, L. Frederick, C. Ron, A. Chica, y L. Tapia, “Contaminant Removal and Precious Metal Recovery by Lateral Channel Filtration in Mining-Impacted Alluvial Floodplains”, *Front. Water*, vol. 2, núm. November, pp. 1–10, 2020, doi: 10.3389/frwa.2020.586698.
- [11] M. A. Ospina Alarcón y L. M. Usuga Manco, “Efecto de las fuerzas hidrodinámicas sobre la trayectoria de partículas minerales en concentradores gravimétricos tipo JIG”, *Rev. Politécnica*, vol. 14, núm. 27, pp. 68–79, 2018, doi: 10.33571/rpolitec.v14n27a7.
- [12] M. Veiga *et al.*, “Manual for Training Artisanal and Small-scale Gold Miners”, *Man. Train. Artis. Small-scale Gold Miners*, p. 144, 2006, [En línea]. Disponible en: [http://suriname.wedd.de/docs/001_training_manual_for_miners Marcello 15.pdf](http://suriname.wedd.de/docs/001_training_manual_for_miners_Marcello_15.pdf).
- [13] A. Majumder y J. Barnwal, “Modeling of Enhanced Gravity Concentrators—Present Status”, *Miner. Process. Extr. Metall. Rev.*, vol. 27, núm. 1, pp. 61–86, 2006, doi: 10.1080/08827500500339307.
- [14] B. A. Wills y J. A. Finch, “Chapter 10 - Gravity Concentration”, en *Wills’ Mineral Processing Technology (Eighth Edition)*, B. A. Wills y J. A. Finch, Eds. Boston: Butterworth-Heinemann, 2016, pp. 223–244.
- [15] M. R. Fatahi y A. Farzanegan, “DEM simulation of laboratory Knelson concentrator to study the effects of feed properties and operating parameters”, *Adv. Powder Technol.*, núm. March, p. 16, 2017, doi: 10.1016/j.appt.2017.03.011.
- [16] R. Burt, “Role of gravity concentration in modern processing plants”, *Miner. Eng.*, vol. 12, núm. 11, pp. 1291–1300, 1999, doi: 10.1016/S0892-6875(99)00117-X.
- [17] S. Oediyani, R. Triana, Ifzan, y H. E. Mamby, “Centrifugal Concentration of Mandailing Natal North Sumatera Gold Ores Using Knelson Concentrator”, *WORLD Chem. Eng. J.*, vol. 5, núm. 2, pp. 44–49, 2021, [En línea]. Disponible en: <http://jurnal.untirta.ac.id/index.php/WCEJ>.
- [18] B. A. Wills y J. A. Finch, *Wills’ mineral processing technology: An introduction to the practical aspects of ore treatment and mineral recovery*. 2015.
- [19] M. M. Veiga, G. Angeloci-Santos, y J. A. Meech, “Review of barriers to reduce mercury use in artisanal gold mining”, *Extr. Ind. Soc.*, vol. 1, núm. 2, pp. 351–361, 2014, doi: 10.1016/j.exis.2014.03.004.
- [20] S. K. Sriramoju, D. Kumar, S. Majumdar, P. S. Dash, D. Shee, y R. Banerjee, “Sustainability of coal mines: Separation of clean coal from the fine-coal rejects by ultra-fine grinding and density-gradient-centrifugation”, *Powder*

- Technol.*, vol. 383, pp. 356–370, 2021, doi: 10.1016/j.powtec.2021.01.061.
- [21] Q. Chen, H. Yang, y G. Chen, “Research and application of a Knelson concentrator: A review”, *Miner. Eng.*, vol. 152, núm. March, 2020, doi: 10.1016/j.mineng.2020.106339.
- [22] L. Araujo, J. Pereira, D. Da Silva, B. Da Silva, y J. Silva, “Behavior of the chromite tailing in a centrifugal concentrato (FALCON)”, *Min. Min.*, vol. 72, núm. 1, pp. 147–152, 2019, [En línea]. Disponible en: <http://dx.doi.org/10.1590/0370-44672018720016>.
- [23] R. Singh, K. Bhattacharyya, y S. Maulik, “Gravity concentration of fines and ultrafines”, Jamshedpur, India, ene. 1997.
- [24] K. Dos Santos Alves, S. Barrios Sánchez, J. Gómez Barreiro, R. Merinero Palomares, y J. M. Compañía Prieto, “Morphological and compositional analysis of alluvial gold: The Fresnedoso gold placer (Spain)”, *Ore Geol. Rev.*, vol. 121, núm. January, p. 103489, 2020, doi: 10.1016/j.oregeorev.2020.103489.
- [25] L. R. P. de Andrade Lima, L. A. Bernardez, y L. A. D. Barbosa, “Characterization and treatment of artisanal gold mine tailings”, *J. Hazard. Mater.*, vol. 150, núm. 3, pp. 747–753, 2008, doi: 10.1016/j.jhazmat.2007.05.028.
- [26] A. E. Annels, “Mine Sampling”, *Miner. Depos. Eval.*, pp. 43–95, 1991, doi: 10.1007/978-94-011-9714-4_2.
- [27] BSG Institute, *Teoría de Muestreo de Pierre Gy en Minería*. AENOR, 2020.
- [28] L. A. Meza *et al.*, “Recovery of Placer Gold Using the Knelson Concentrator”, núm. 57, pp. 339–347, 1994.
- [29] O. Bustamante, A. Gaviria, y O. Restrepo, “Concentración de minerales”, Universidad Nacional de Colombia, 2008.
- [30] J. Vega y M. Taboada, “Centrifugal gravimetric concentration factors in the recovery of gold from a carbonaceous auriferous mineral”, *Sciéndo*, vol. 21, núm. 3, pp. 273–277, 2018, doi: 10.17268/sciendo.2018.028.
- [31] K. dos Santos Alves, S. Barrios Sánchez, J. Gómez Barreiro, R. Merinero Palomares, y J. M. Compañía Prieto, “Morphological and compositional analysis of alluvial gold: The Fresnedoso gold placer (Spain)”, *Ore Geol. Rev.*, vol. 121, p. 103489, 2020, doi: 10.1016/j.oregeorev.2020.103489.
- [32] L. Valderrama, M. Santander, y J. Ossandon, “Recuperación de oro grueso en concentrador centrífugo knelson”, *Rev. la Fac. Ing.*, vol. 28, pp. 35–41, 2012.
- [33] A. Enríquez *et al.*, “Estudio de caso para el aprovechamiento de relaves mineros procedentes de la concesión Campanillas , Zamora Chinchipe-Ecuador , como agregado”, pp. 34–43, 2022.
- [34] M. Masocha, T. Dube, M. Mambwe, y T. Mushore, “Predicting pollutant concentrations in rivers exposed to alluvial gold mining in Mazowe Catchment, Zimbabwe”, *Phys. Chem. Earth*, vol. 112, pp. 210–215, 2019, doi: 10.1016/j.pce.2018.12.007.
- [35] Oy. Ochosov y A. I. Matveev, “Tests of centrifugal concentrator in processing of diamond-bearing sand with co-current gold recovery”, *IOP Conf. Ser. Earth Environ. Sci.*, vol. 773, núm. 1, 2021, doi: 10.1088/1755-1315/773/1/012078.
- [36] G. Shirman, A. Matveyev, N. Eremeyeva, I. Matveyev, y O. Ochosov, “Experimental studies on the disintegration of high-clay sands and the enrichment of heavy minerals in an experimental scrubber-free washing plant”, *E3S Web Conf.*, vol. 192, pp. 0–4, 2020, doi: 10.1051/e3sconf/202019202008.
- [37] T. Uslu, O. Celep, y Savaş, “Enrichment of low-grade colemanite concentrate by Knelson concentrator”, *J. South. African Inst. Min. Metall.*, vol. 115, núm. 3, pp. 229–233, 2015, doi: 10.17159/2411-9717/2015/v115n3a8.
- [38] H. Xie *et al.*, “Development of a novel fluidized hydrocyclone concentrator for mineral separation”, *Sep. Purif. Technol.*, vol. 248, núm. December 2019, 2020, doi: 10.1016/j.seppur.2020.116960.
- [39] J. Zhang, Y. Tao, W. Zhang, Z. Shi, Y. Wang, y Y. Zhao, “Experimental study on the macerals enrichment of Shenhua low-rank coal by Falcon centrifugal concentrator”, *Energy Sources, Part A Recover. Util. Environ. Eff.*, vol. 41, núm. 21, pp. 2588–2600, 2019, doi: 10.1080/15567036.2018.1563248.
- [40] O. Hinojosa Carrasco, “Concentacion gravimetrica de menas auríferas”, *J. Chem. Inf. Model.*, vol. 53, núm. 9, pp. 38–50, 2016, [En línea]. Disponible en: http://www.revistasbolivianas.ciencia.bo/pdf/rmuto/n38/n38_a06.pdf.