

Integración de la tecnología de molino de rodillos verticales con flotación gruesa para reducir significativamente los requisitos energéticos de conminución – Una evaluación preliminar.

Frausto, J.J.¹, Awatey, B. ¹, Runge, K. ¹, Valdés, F², Martens, J. ³.

¹Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre, 40 Isles Rd, Indooroopilly, 4068, Brisbane, Australia.

²Eriez Chile, Badajoz 130 Of. 1505. Las Condes, Santiago, Chile

³Loesche GmbH, Hansaallee 243, 40549. Duesseldorf, Germany.

j.gonzalez@uq.edu.au

ABSTRACT

La minería y el beneficio de minerales han moldeado profundamente el mundo moderno. Procesos como la conminución y la flotación han permitido a la humanidad extraer minerales valiosos, mejorando así nuestra calidad de vida. Sin embargo, es necesario un cambio de paradigma en la minería para satisfacer la demanda continua de minerales de una manera más sostenible ambientalmente. Para enfrentar estos desafíos, la industria debe adoptar enfoques novedosos que minimicen el consumo de energía durante los procesos de conminución y beneficio.

Afortunadamente, las tecnologías emergentes están madurando rápidamente, lo que permite la conceptualización e implementación de diseños innovadores en los circuitos de beneficio. Estas nuevas tecnologías no solo cumplen con las crecientes demandas de producción mineral, sino que también ofrecen importantes ahorros de energía en comparación con las tecnologías convencionales disponibles. Por ejemplo, los Molinos Verticales de Rodillos (VRM) de Loesche se utilizan extensamente no solo en la industria del cemento, sino que también han demostrado su eficacia en la minería para procesar fosfato, cobre, níquel, oro, manganeso y minerales de hierro. Los VRM son una alternativa viable a las tecnologías convencionales de conminución debido a su capacidad única para conminuir y clasificar mineral en seco, y para recibir material tan grueso como 150 mm y molerlo hasta el tamaño típico de alimentación para flotación (es decir, de 20 μm a 75 μm) en un solo paso. Estos resultados se logran mientras se generan importantes ahorros de energía.

En cuanto a la flotación, los avances recientes en la flotación de partículas gruesas, como el HydroFloat®, han permitido a las operaciones recuperar partículas que van desde 106 μm hasta 500 μm , las cuales normalmente no se recuperan en las celdas de flotación convencionales. Este artículo presenta los resultados de una campaña experimental que integró molienda en seco, flotación de partículas gruesas y flotación convencional para

minimizar el consumo de energía mientras se mantiene una alta eficiencia en la flotación. Además, se propone un nuevo diseño de circuito de beneficio, destacando sus ventajas y posibles áreas de mejora.

Palabras clave: *Dry Grinding, Comminution, Flotation, Coarse Flotation.*



ANTECEDENTES

El mundo tal como lo conocemos ha sido moldeado y beneficiado por los recursos naturales, como los minerales. La minería y el procesamiento de minerales han permitido a las sociedades mejorar su calidad de vida. Sin embargo, aún hay posibilidades de mejora, particularmente mediante la adopción de enfoques más sostenibles para extraer y producir los minerales valiosos que la sociedad necesita. La conminución es el proceso de reducir el tamaño de cualquier mineral para lograr la liberación de las especies minerales valiosas de su matriz mineralizada no valiosa (Napier-Munn et al., 1996; Wills y Napier-Munn, 2006). La concentración de los minerales valiosos liberados generalmente se logra después de la conminución mediante una etapa adicional de separación, como la flotación o la lixiviación. La conminución es la etapa más intensiva en consumo de energía en todo el proceso de beneficio de minerales (Ballantyne y Powell, 2014). Se ha reportado que la conminución por sí sola consume entre el 1% y el 3% de la producción mundial de energía (Allen, 2021; Napier-Munn, 2015). Desde la perspectiva del procesamiento actual, la conminución consume entre el 30% y el 50% de la energía total utilizada en cualquier sitio minero (Ballantyne et al., 2012). Por lo tanto, cualquier reducción factible en el consumo de energía de la conminución no debe ser ignorada. Los desarrollos recientes en tecnologías de conminución están ampliando los límites de los ahorros de energía que se pueden lograr. Los trituradores de rodillos a alta presión (HPGR), los trituradores de impacto de alta velocidad y los molinos verticales de rodillos han posibilitado la exploración de nuevos flujos de circuitos y la molienda en seco. Sin embargo, su adopción en la industria del procesamiento de minerales aún está en sus primeras etapas. Las principales ventajas de estas soluciones son su capacidad para producir la reducción de tamaño mientras se minimiza la contaminación superficial de las partículas durante la molienda, además de sus posibles beneficios en el ahorro de energía. En este trabajo, se utilizó una unidad piloto del Molino Vertical de Rodillos (VRM) de Loesche® para procesar una mineral de sulfuro de cobre y generar material de alimentación para flotación.

La tecnología de Molino Vertical de Rodillos se basa en uno de los métodos de molienda más antiguos conocidos (David et al., 2023), que utiliza la fuerza de molienda proporcionada por la gravedad, actuando a través de la masa de un rodillo, y en los VRM modernos, adicionalmente por medio de un sistema de resorte hidroneumático que presiona los rodillos sobre la mesa de molienda. Los primeros desarrollos utilizaron sistemas de transmisión simples. Con el tiempo, se pudo suministrar mayores cantidades de energía mediante ruedas hidráulicas o molinos de viento (David et al., 2023). Las unidades modernas de VRM son mucho más grandes, impulsadas por motores, y operan en circuito cerrado con un clasificador de aire dinámico acoplado al molino (pueden llegar a consumir hasta 13 MW y procesar hasta 1800 t/h). El diseño actual permite que los rodillos estén fijos, mientras que la mesa debajo de los rodillos gira. El proceso de conminución ocurre en el espacio entre los rodillos de molienda y la mesa de molienda. Los rodillos de molienda se impulsan a través de la mesa por fuerzas de fricción. La conminución de las partículas ocurre mediante fuerzas compresivas y de corte en un lecho de partículas. Este proceso se conoce como

conminución en lecho comprimido (Gerold y Schmitz, 2019). Después de entre uno y tres contactos de molienda, en los cuales el mineral es triturada y molida, el mineral es expulsado de la mesa de molienda y los finos y los intermedios, también llamados grits, son recogidos por el flujo ascendente de gas. Las partículas se elevan neumáticamente hacia el clasificador dinámico de alta eficiencia de tipo de aletas, que separa los finos (ya dentro de la especificación de molienda deseada) de los intermedios. La clasificación directa después de solo unos pocos contactos de molienda evita la sobre molienda, lo que da como resultado un producto final con una distribución de tamaño de partículas adecuado (Gerold y Schmitz, 2019).

El molino opera con un flujo continuo de gas a través de la máquina para permitir que el sistema proporcione una combinación compacta de molienda, clasificación y secado. Las partículas minerales que han sido conminuidas al tamaño deseado son evacuadas del molino por medio del clasificador de aire. Las partículas minerales que requieren una reducción adicional de tamaño se recirculan de nuevo a la cámara del molino para una mayor molienda, lo que en esencia, se asemeja a una configuración de molienda en circuito cerrado. Otra ventaja de la tecnología VRM radica en su capacidad para operar no solo en una disposición de circuito cerrado, sino que también ofrece una configuración adicional de molienda en circuito semiabierto. En este modo de operación, una simple modificación permite el modo de extracción de grits, en el cual una cantidad ajustable de intermedios (grits) también se evacúa del molino y no se recircula para mayor molienda (David et al., 2023). Los grits pueden luego ser alimentados a un dispositivo de clasificación como la separación magnética o tecnologías de flotación gruesa. Un esquema del VRM se muestra en la Figura 1. La Figura 2 muestra un esquema simplificado de las configuraciones de circuito cerrado y semiabierto de los VRM.



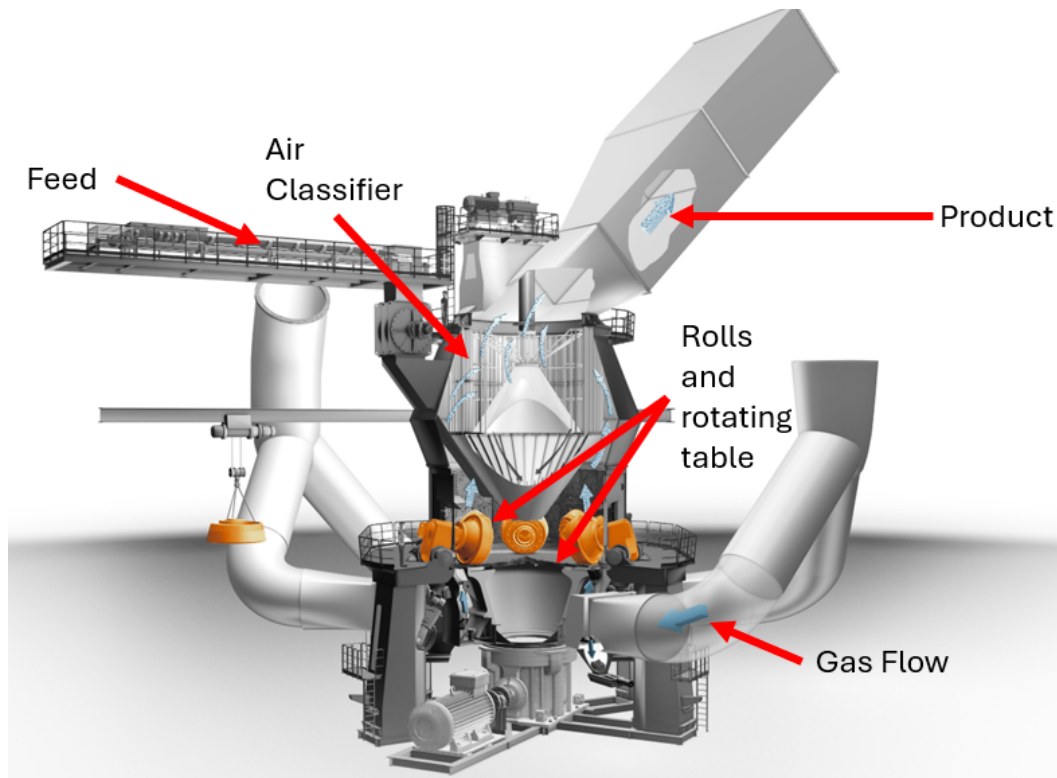


Figura 1. Esquema de sección transversal del molino Loesche. Modificado de Mining-Technologies (2024).

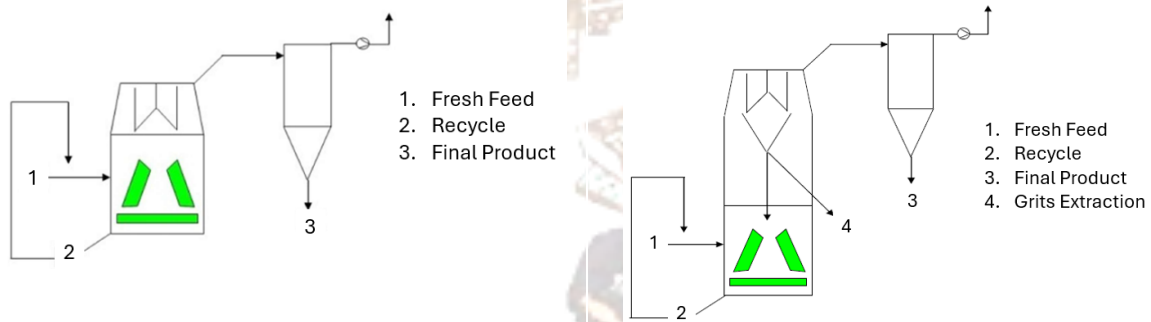


Figura 2. Configuraciones de circuito cerrado y semiabierto del Molino Vertical Loesche..

Otra ventaja clave de la tecnología VRM es la capacidad de las unidades piloto de Loesche para escalar con precisión sus resultados de molienda a aplicaciones industriales (Schmitz y Gerold, 2019). La unidad piloto de VRM es una planta de molienda a escala semi-piloto que incluye tanto la molienda como la clasificación por medio de un clasificador de aire dinámico. Por lo tanto, cada prueba proporciona probablemente toda la información necesaria sobre el proceso y las propiedades del material resultante (Schmitz y Gerold, 2019). Dado que el proceso de clasificación utilizado en la unidad piloto opera siguiendo las mismas leyes físicas que también son válidas para los equipos de tamaño industrial, las propiedades

de los productos de molienda que se producen durante las pruebas piloto son adecuadas para evaluar el posible rendimiento de cualquier producto mineral y su comportamiento en los procesos posteriores (Schmitz y Gerold, 2019).

También han surgido nuevos desarrollos en relación con el circuito de flotación. El proceso de flotación es un proceso fisicoquímico de beneficio, en el cual la interacción de los minerales con reactivos químicos y burbujas permite la concentración de minerales valiosos mientras se rechazan los no valiosos (Wills y Napier-Munn, 2006). Típicamente, la flotación exhibe una curva de rendimiento bien conocida en términos de recuperación por tamaño (Gaudin et al., 1931; Kohmuench et al., 2018; Trahar, 1976, 1981). Las partículas finas y gruesas son usualmente más difíciles de recuperar en circuitos de flotación convencionales; hasta ahora. Las soluciones de flotación de partículas gruesas están siendo adoptadas por varias operaciones en todo el mundo y en diversas materias primas (Awatey et al., 2013; Kohmuench et al., 2018; Kromah et al., 2022). Soluciones como el dispositivo HydroFloat® permiten el procesamiento de una alimentación de flotación más gruesa, mientras que se logran recuperaciones de partículas en el rango de 150-500 μm (Awatey et al., 2013). Estas recuperaciones se logran incluso para partículas con una exposición significativamente menor de mineral valioso en comparación con las soluciones convencionales.

La tecnología HydroFloat® fue desarrollada recientemente por Eriez (Kohmuench et al., 2018). Las partículas gruesas (mayores de 150 μm) siempre han mostrado un rendimiento de recuperación inferior en comparación con las partículas mineralizadas intermedias y finas (Gaudin et al., 1931; Trahar, 1976, 1981). La baja eficiencia de recuperación asociada con partículas gruesas a menudo se atribuye a la separación de burbuja-partícula debido a la turbulencia excesiva dentro de las celdas de flotación mecánica convencionales (Kohmuench et al., 2018). Otros factores que afectan la recuperación de partículas gruesas, como la turbulencia (Darabi et al., 2020; Grano, 2006) y la baja liberación o expresión mineral (Jameson, 2012; Kohmuench et al., 2018; Verster et al., 2024), también pueden contribuir a crear un entorno más desafiante para maximizar la recuperación de partículas gruesas. Todos estos factores reforzaron la necesidad de un entorno de flotación sin turbulencias para abordar el desafío de la recuperación de partículas gruesas (Kohmuench et al., 2018).

Por lo tanto, varios investigadores han propuesto que los desafíos asociados con las partículas gruesas en las tecnologías convencionales podrían superarse utilizando una máquina de flotación con lecho fluidizado, específicamente diseñada para la recuperación selectiva de alimentaciones que contienen partículas muy gruesas (Kohmuench et al., 2018). El separador HydroFloat® fue el primer desarrollo exitoso en este campo, y fue diseñado a principios de la década de 2000 (Mankosa y Luttrell, 2002). Un esquema simplificado de una unidad industrial de HydroFloat® se muestra en la Figura 3.

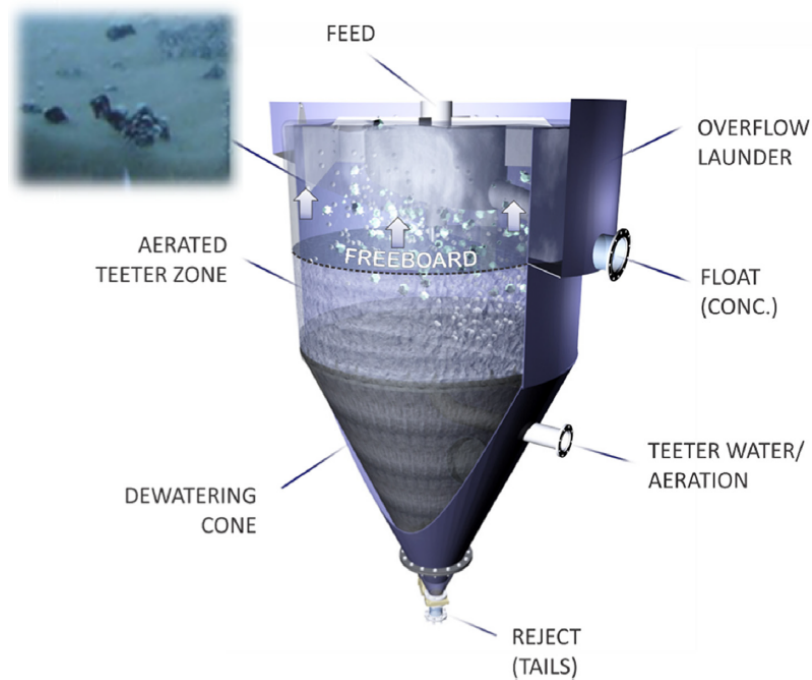


Figura 3. Esquema de la Celda Industrial HydroFloat®, después de Kohmuench et al. (2018).

El dispositivo consiste en un tanque circular dividido en tres zonas principales:

- Una zona superior de espacio libre,
- Una zona de lecho fluidizado aireado para colisión, y
- Un cono de deshidratación inferior.

La alimentación ya deslamada y acondicionada se entrega a la celda a través de la parte superior del dispositivo, tras lo cual se asienta contra una corriente ascendente de agua u otro medio de fluidización. El flujo ascendente crea un lecho fluidizado de partículas suspendidas con altas velocidades de líquido intersticial. Luego, se introduce gas (es decir, aire) y se dispersa junto con espumantes en la red de fluidización a través de un sistema de inyección de alto corte posicionado debajo del lecho fluidizado, justo por encima del cono de deshidratación. Las burbujas de aire ascienden con el agua a través del lecho fluidizado, se adhieren a partículas hidrofóbicas, lo que reduce su densidad efectiva y simultáneamente aumenta su flotabilidad. Las partículas pueden ser naturalmente hidrofóbicas o volverse hidrofóbicas al agregar colectores de flotación en una etapa de acondicionamiento. Los agregados de burbuja-partícula más ligeros ascienden a la parte superior del lecho fluidizado más denso, donde se acumulan debido a su menor densidad. Los agregados acumulados se separan de la interfaz del lecho fluidizado y son

transportados hacia arriba a través de la zona de libre espacio debido al aumento de flotabilidad creado por la adhesión inicial y, potencialmente, por la adhesión de burbujas adicionales. Los agregados de burbuja-partícula son rápidamente transportados por el flujo ascendente de agua de fluidización hacia arriba a través de la zona de libre espacio, donde desbordarán en una canaleta de recolección (Kohmuench et al., 2018). Es importante mencionar que el proceso se completa sin la creación de una espuma convencional y logra altas recuperaciones de partículas con bajos niveles de liberación mineral.

Conceptualmente, la tecnología HydroFloat® tiene el potencial de habilitar una etapa de rechazo de ganga gruesa dentro de un circuito de conminución. Sin embargo, las tecnologías convencionales, como los molinos de molienda semiautógenos (SAG) y los molinos de bolas, naturalmente generan una cantidad significativa de partículas finas, lo que hace que sus productos de molienda no sean ideales para ser tratados directamente con HydroFloat®. El HydroFloat® opera mejor cuando se han eliminado las partículas minerales finas (menores de 75 micrones) (Awatey, 2015, Kohmuench, 2018). Alternativas como el deslamado y la clasificación antes de alimentar el HydroFloat® pueden resolver parcialmente el problema, pero esto añade una capa adicional de complejidad al diseño del circuito de conminución. Los molinos VRM, por otro lado, ofrecen la flexibilidad de generar un producto más grueso a través de su sistema de extracción de grits. El flujo de grits está típicamente compuesto por partículas más gruesas que las producidas en el flujo de producto fino. Este flujo grueso puede entonces ser procesado directamente por un HydroFloat®, sin necesidad de añadir etapas preliminares adicionales de clasificación o deslamado. Este artículo presenta los resultados preliminares obtenidos hasta la fecha de una campaña experimental cuyo objetivo fue llevar a cabo una prueba de concepto en la cual se probó una tecnología de molienda en seco, en este caso un VRM, acoplado con tecnologías de flotación convencionales y de partículas gruesas para evaluar su potencial para lograr los resultados de beneficio de mineral deseados.

METODOLOGÍA EXPERIMENTAL

Proceso típico de beneficio y propiedades del mineral

Se suministraron quince (15) toneladas de muestra de mineral rico en cobre de mina de sulfuros de una operación subterránea ubicada en Nueva Gales del Sur, Australia. El sitio opera con un circuito convencional de molino SAG + molino de bolas (circuito SAB), seguido de una etapa de molienda terciaria con molinos verticales de torre (VTM) para reducir el mineral de una F80 de 80 mm a un tamaño final P80 en el rango de 65-75 μm . Luego, se utiliza un circuito convencional de flotación de primarios y agotativos, seguido de una etapa de re-molienda y una etapa final de limpieza para generar un concentrado final de cobre con especificaciones comerciales. El grado de alimentación de cobre típico varía en el rango de 1-2%. Las recuperaciones de primario-agotativo alcanzan aproximadamente el 95%. Un diagrama simplificado del sitio se muestra en la Figura 4.

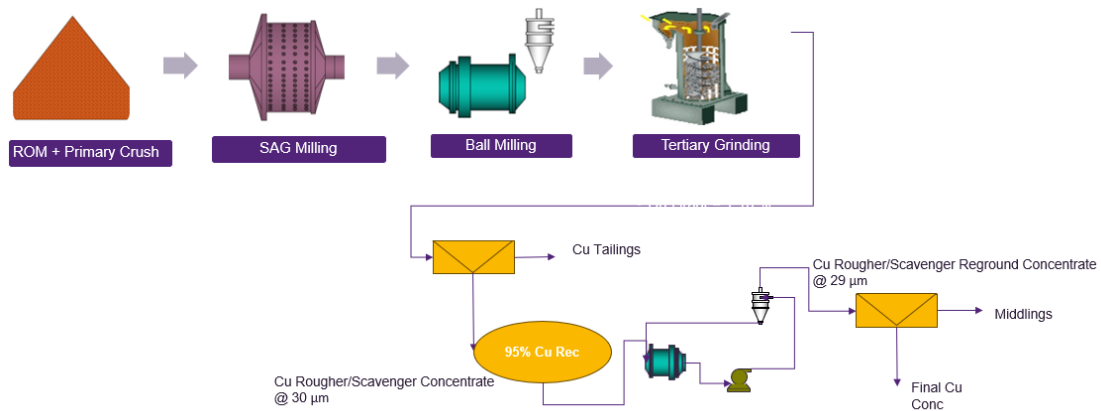


Figura 4. Diagrama simplificado del diagrama de flujo de beneficio.

El mineral portador de cobre es predominantemente calcopirita. La caracterización preliminar de la dureza del mineral indicó que la muestra de mineral tenía un valor Axb de 57 y un índice de trabajo del molino de bolas de Bond que variaba en el rango de 9 kWh/t a 13 kWh/t. Estos valores indican que el mineral puede considerarse blando para la molienda en molino SAG y de dureza media para la molienda en molino de bolas. Un resumen de las propiedades de caracterización de la dureza del mineral se muestra en la Tabla 1. Finalmente, se envió una muestra de alimentación fresca para análisis químico con el fin de determinar su contenido de cobre, que resultó ser de 1.10% Cu.

Tabla 1. Características de dureza del mineral.

Parámetro	Unidad	Valor
DWi	kWh/m ³	5.1
Dwi	%	30
Mia (kWh/t)	kWh/t	14.4
Mih (kWh/t)	kWh/t	10.1
Mic (kWh/t)	kWh/t	5.2
Ta	-	0.51
A	-	61.5
b	-	0.93
Axb	-	57
BBM Work Index	kWh/t	9-13

Campaña experimental

Las quince (15) toneladas de muestra de mineral de mina (ROM) fueron enviadas a las instalaciones de Loesche, ubicadas en Neuss, Alemania. El centro de pruebas de Loesche está equipado con 4 molinos verticales de rodillos a escala semi-piloto. Allí, la muestra fue pretriturada a un 100% por debajo de 25 mm. Las pruebas se completaron utilizando la unidad piloto de VRM tipo LM 3.6. El molino fue configurado para permitir la extracción de grits, mientras también generaba un producto fino listo para la flotación convencional.

Como se mencionó anteriormente, los molinos son una planta de molienda integrada y de operación continua, equipada con una extensa tecnología de sensores, y su operación está completamente automatizada mediante controladores lógicos programables (Schmitz y Gerold, 2019).

Un esquema de la unidad piloto, así como una imagen de la cámara de molienda, se muestran en la Figura 5.

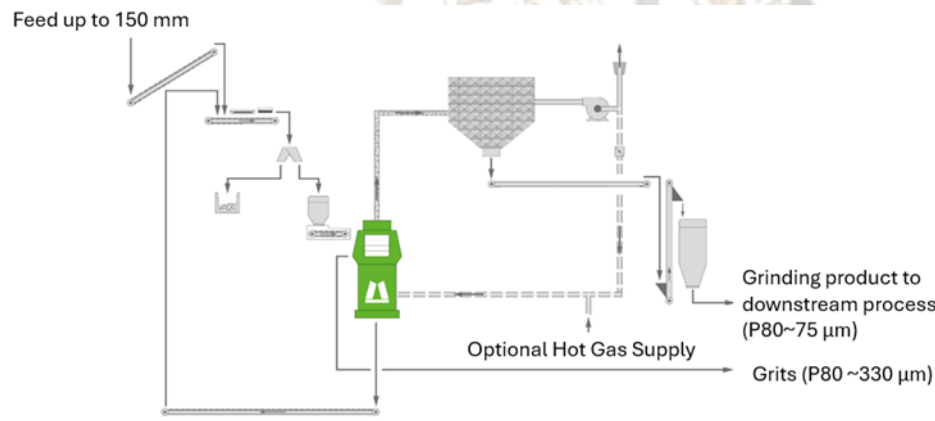


Figura 5a. Esquema de la unidad a escala semi-piloto



Figura 5a. Cámara de molienda

Se realizaron cuatro pruebas de molienda diferentes. El mismo día en que se completó cada prueba de molienda, todos los productos finos y gruesos fueron homogeneizados y divididos en lotes de 1 kg y 20 kg, respectivamente, en preparación para las pruebas de flotación convencional y HydroFloat®. Las pruebas de flotación se realizaron al día siguiente de la molienda y homogeneización. Las especificaciones de las condiciones utilizadas en las pruebas de flotación convencional y flotación de partículas gruesas se explicarán en detalle en las siguientes secciones.

Flotación Convencional

Las muestras de alimentación para flotación convencional fueron homogeneizadas y divididas en lotes de 1 kg que se usaron como alimentación para la flotación. Todas las pruebas de flotación convencional se realizaron utilizando una celda Denver de 5 L. Se dosificó agua de grifo con 30 ppm de MIBC. Se utilizó PAX como el colector principal, dosificado en dos etapas: 15 g/t (3 ppm) agregados en la etapa de acondicionamiento y 10 g/t (2 ppm) agregados después de 4 minutos de tiempo de flotación. El pH se ajustó a 10.5 antes de la flotación. Se recolectaron muestras de concentrado en 5 tiempos diferentes: 0.5 min, 1.0 min, 2.0 min, 4.0 min y 10 min.

Como se mencionó anteriormente, las pruebas de flotación convencional se completaron un día después de la molienda. La muestra de alimentación para flotación no fue purgada con gas inerte para evitar la oxidación. Se completó una prueba de flotación adicional dos semanas después de la molienda para explorar si hubo algún efecto perjudicial debido al envejecimiento de la muestra (oxidación). Nuevamente, es importante señalar que esta muestra tampoco fue purgada con gas inerte, ni congelada para prevenir la oxidación antes de la prueba de flotación.

Flotación de Partículas Gruesas

Como se mencionó anteriormente, las muestras de alimentación para flotación gruesa fueron homogeneizadas y divididas en lotes de 20 kg, que luego se usaron como alimentación para la unidad piloto HydroFloat®. Es relevante mencionar que una unidad piloto HydroFloat® sigue los mismos principios operativos que una unidad a escala industrial. Para alimentar de manera consistente a la unidad piloto, también se construyó y comisionó un tanque de transporte/mezcla con gusano. En general, las muestras de alimentación de flotación gruesa se alimentaron a la unidad piloto HydroFloat® mediante el tanque de transporte/mezcla, que tenía la función de mezclar el colector seleccionado con la muestra de mineral, mientras entregaba una alimentación constante a la unidad piloto HydroFloat®. La Figura 6 muestra una foto de la unidad piloto comisionada.



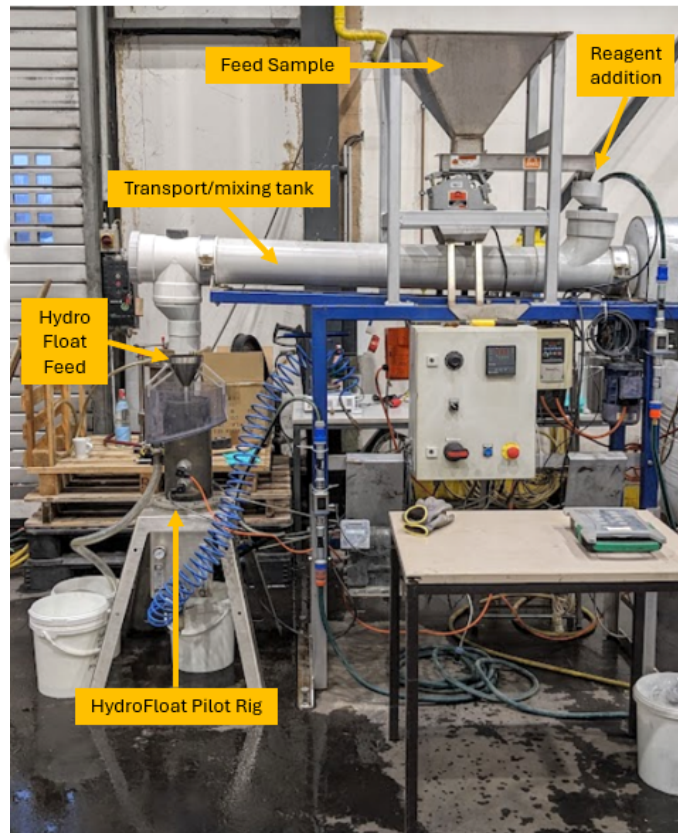


Figure 6. Tanque de transporte/mezcla piloto en conjunto con el equipo piloto HydroFloat®.

Se completaron pruebas preliminares de puesta en marcha a diferentes niveles de colector, siendo 39.2 g/t (40 ppm) y 65.3 g/t (75 ppm) de PAX. El objetivo de las pruebas preliminares fue evaluar visualmente qué régimen de reactivos podría garantizar mayores extracciones de masa. Se seleccionó y utilizó la dosis más alta de PAX en todo el programa. Se utilizaron MIBC (30 ppm) y Aerofroth 65 (20 ppm) como espumantes. La tasa de aire y el flujo de agua se variaron siguiendo un diseño factorial completo de 2 factores y 2 niveles, con 2 puntos centrales (es decir, seis pruebas en total para cada condición de molienda). La tasa de aire se varió entre 0.50 - 1.50 lpm, mientras que el flujo de agua se varió en el rango de 4-6 lpm. Una vez que el sistema alcanzó la estabilidad, se recolectaron muestras de alimentación, concentrado y colas.

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

En el momento de redactar este artículo, la mayoría de las muestras generadas durante la campaña piloto aún estaban en proceso de preparación para los análisis y caracterización adicional del mineral. Sin embargo, los autores lograron completar el procesamiento y análisis de los resultados del primer lote de molienda. Los resultados fueron analizados y se explican en los siguientes términos:

- Resultados de la molienda en seco
- Resultados de la flotación convencional
- Resultados de la flotación de partículas gruesas
- Evaluación preliminar del consumo de energía

Molienda en seco

Como se mencionó en la sección anterior, las muestras de mineral fueron recibidas del sitio. El mineral fue triturado hasta que el 100% pasara por debajo de 25 mm (lo cual es necesario para las pruebas piloto del VRM, pero no en aplicaciones a escala industrial). Luego, la muestra de mineral triturado se alimentó al Molino Vertical de Rodillos Loesche® a una tasa de alimentación constante. El molino se configuró con el sistema de extracción de grits, lo que permitió que el molino generara dos productos: un producto fino y un producto grueso (grits). Un resumen de los resultados se muestra en la Tabla 2.

Table 2. Summary of grinding results

Pilot Test Setting	Unidad	GR1
P80 Alimentación	µm	16600
P80 Producto fino	µm	73
P80 de gruesos	µm	336
Porcentaje de producto fino	Wt%	64.0
Porcentaje de gruesos	Wt%	36.0
Load Factor de carga (LF)	-	1.0
Consumo específico de energía (SE)	kWh/t	5.1

De la Tabla 2, debe notarse que el molino fue capaz de moler el mineral desde un F80 de 16,600 µm hasta un tamaño de partícula de producto fino con P80 de 73 µm. Durante el proceso, también se generó una corriente de partículas gruesas. La corriente de partículas gruesas tenía un P80 de 336 µm. La división de la masa entre los productos finos y gruesos fue del 64% de la masa total que se reportó en la corriente de producto fino, mientras que el 36% restante se reportó en la corriente de producto grueso. El factor de carga es una métrica utilizada por el fabricante del molino, que es una cifra proporcional que indica el rendimiento logrado durante una configuración de prueba dada. El consumo específico de energía asociado con la reducción de tamaño del mineral fue de 5.1 kWh/t. Cabe señalar que el valor de consumo específico de energía no incluye el consumo de energía asociado con el clasificador de aire y el equipo auxiliar del

molino. Esos valores fueron amablemente proporcionados por el equipo de Loesche y se utilizarán en la sección de evaluación de energía.

La Figura 7 presenta las distribuciones de tamaño de partícula de la alimentación y de los productos resultantes. Debe señalarse que la distribución de tamaño de partícula de los gruesos está prácticamente libre de partículas por debajo de 75 μm , lo que lo hizo ideal para ser procesado mediante flotación gruesa con HydroFloat®. Como se mencionó en la sección de antecedentes, las aplicaciones industriales de la tecnología HydroFloat® suelen estar precedidas por una etapa de deslamado o un paso de clasificación en dos etapas, como un medio para minimizar la proporción de partículas finas (es decir, <75 μm) que se alimentan a la celda HydroFloat®. La distribución de tamaño de partícula de los grits obtenida en el programa experimental está prácticamente libre de partículas por debajo de 75 μm , ya que tiene menos del 3% de partículas que pasan por ese tamaño.

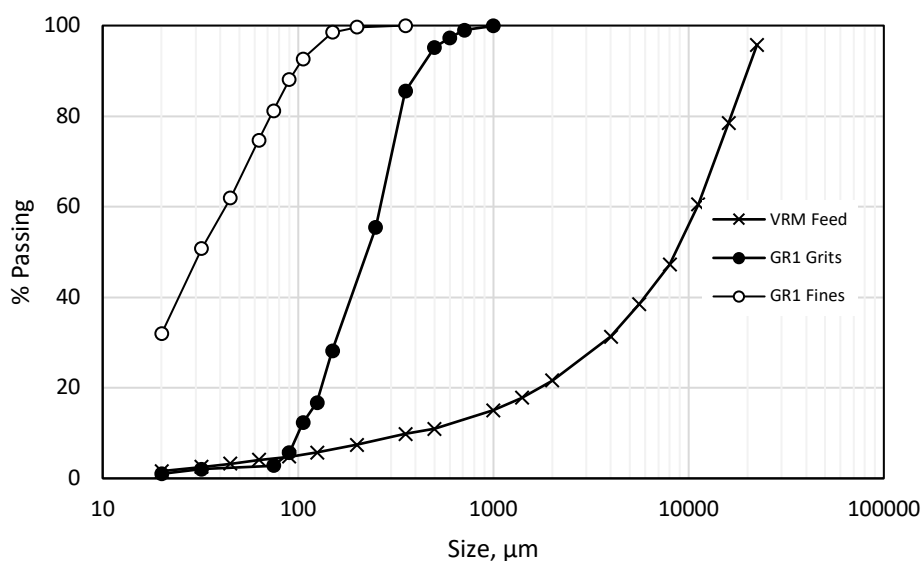


Figura 7. Distribución de tamaño de partículas resultante de la alimentación del VRM, granulado (producto grueso) y finos.

Una comparación adicional en términos de distribución de tamaño entre el producto fino generado en la campaña piloto y la distribución de tamaño de partícula de la alimentación a la flotación del sitio se muestra en la Figura 8. A partir de la figura, se debe señalar que el VRM fue capaz de replicar el P80 deseado, sin generar una sobre molienda adicional.

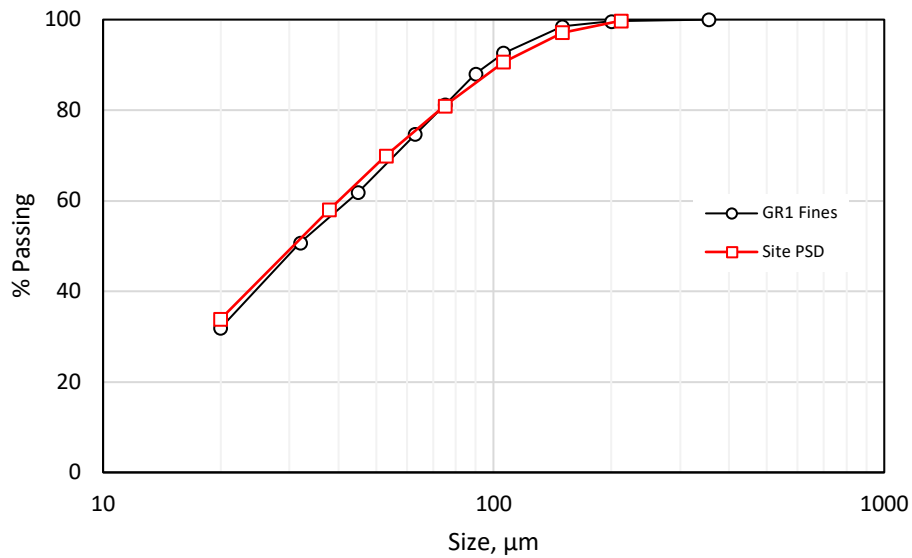


Figure 8. Comparación de la distribución de tamaño de partículas entre los finos del VRM y la corriente de alimentación de flotación del sitio.

Se están llevando a cabo más análisis para completar la caracterización de los productos finos y gruesos, incluyendo sus propiedades de liberación.

Flotación Convencional

Los resultados de las pruebas de flotación convencional se muestran en la Figura 9. De la figura, se debe destacar que se lograron recuperaciones de cobre del 96% después de 4 minutos de flotación. Se alcanzó una recuperación final del 97% después de 10 minutos de flotación. La prueba de repetición, que se realizó dos semanas después de la molienda, mostró un rendimiento similar, alcanzando también un 96% de recuperación de cobre en el minuto 4 y estabilizándose en un 97% de recuperación de cobre después de 10 minutos de flotación. Se trazaron curvas de recuperación de grado, y en general, ambas pruebas ofrecieron resultados similares, particularmente al final de las pruebas. No se observaron efectos perjudiciales en el rendimiento de la flotación, incluso después de dejar el muestreo en reposo durante 2 semanas tras la molienda. Esto es relevante, ya que muestra las ventajas adicionales del procesamiento por molienda en seco sobre los procesos de reducción de tamaño convencionales.

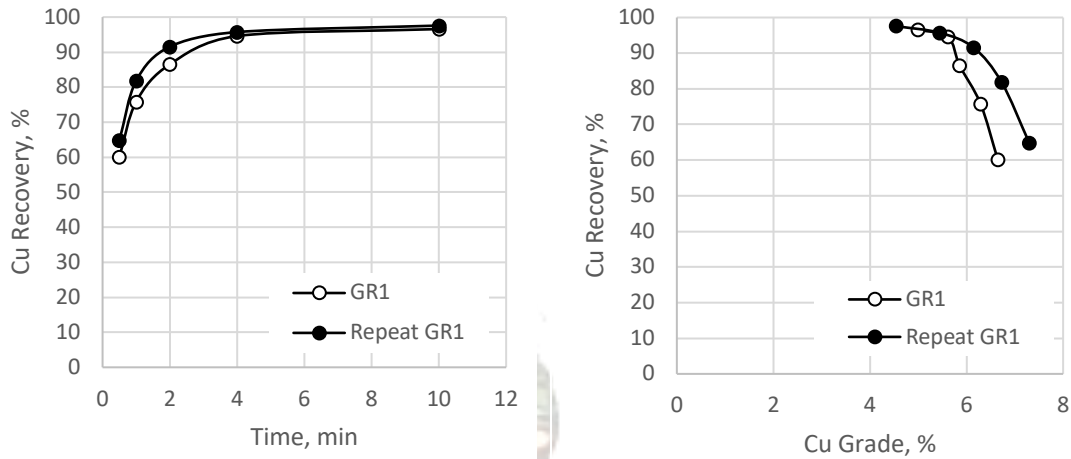


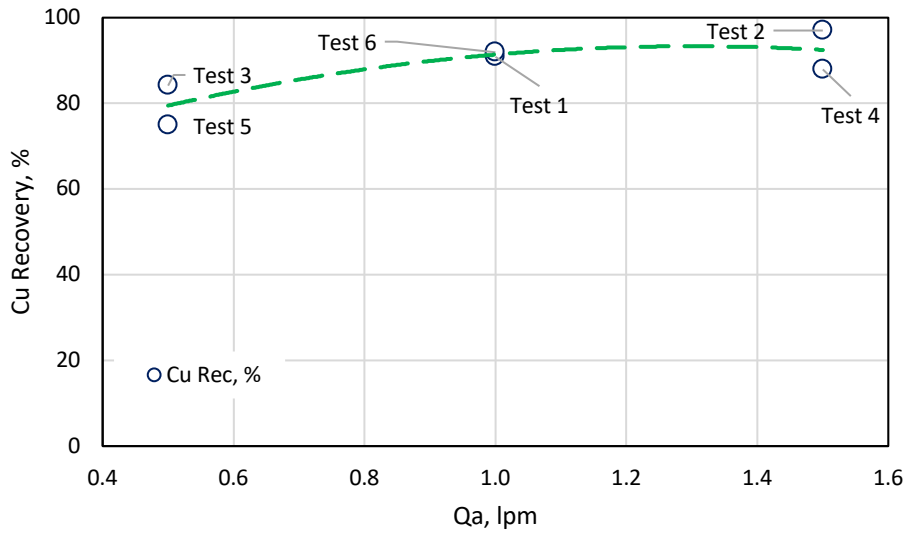
Figure 9. Resultados de pruebas de flotación convencional.

Flotación Gruesa

Se completaron un total de 24 pruebas durante la campaña experimental. Sin embargo, al redactar este documento, solo el primer conjunto de pruebas de flotación gruesa asociadas con la prueba de molienda uno fue completamente procesado y analizado. La Figura 10 presenta las recuperaciones logradas al procesar los grits utilizando el equipo piloto HydroFloat® a varios niveles de flujo de aire y agua. Una rápida inspección de los datos indicó que la mayor recuperación de cobre se logró en la prueba 2, operando el HydroFloat® bajo un régimen de 1.5 lpm de flujo de aire y 6.0 lpm de flujo de agua. Actualmente se están realizando análisis adicionales para confirmar las tendencias observadas. Es importante señalar que estas condiciones operativas ($Q_a = 1.5$ lpm ($J_g = 0.14$ cm/s) y $Q_w = 6.0$ ($J_w = 0.57$ cm/s)) son consistentes con las condiciones operativas típicas utilizadas en operaciones industriales para maximizar la recuperación de minerales valiosos. Nuevamente, como se mencionó en la sección anterior, actualmente se está avanzando en la preparación adicional de muestras con el objetivo de entender las implicaciones de la preparación de muestras sobre la recuperación según el tamaño y la liberación.

Las recuperaciones de cobre de HydroFloat® fueron relativamente altas en todas las condiciones, variando entre 70 y 95%, lo que destaca la capacidad del dispositivo para recuperar partículas de una alimentación relativamente gruesa (P80 de 336 μ m).

a)



b)

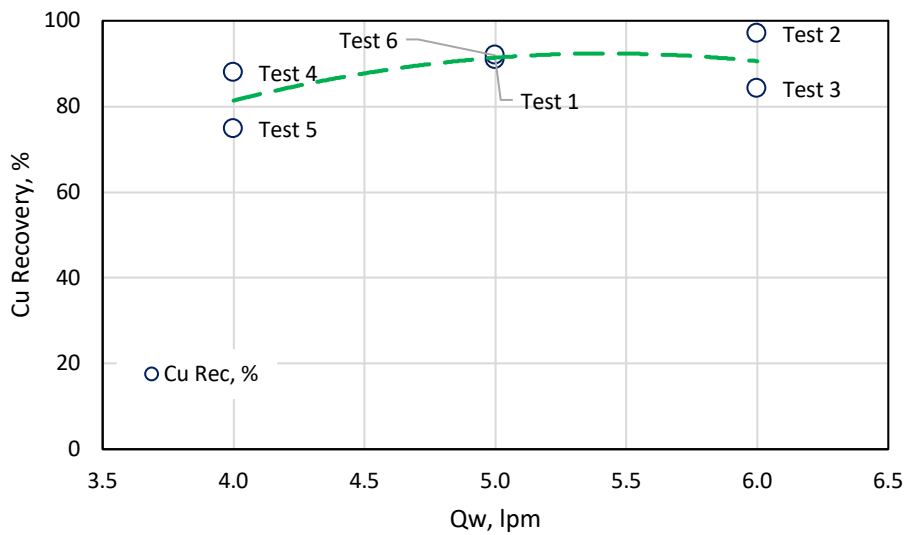


Figura 10. Recuperación de Cu utilizando HydroFloat® en función del flujo de aire (a) y del flujo de agua (b). Los resultados individuales están indicados por círculos azules y el resultado promedio se representa mediante la línea punteada.

Evaluación Preliminar del Consumo de Energía

Se completó una evaluación preliminar del consumo de energía utilizando tanto datos a escala industrial como los resultados de la planta piloto. Como se mencionó en la sección de metodología experimental, el circuito de conminución original es un circuito SAB seguido de dos VTM para molienda terciaria. La alimentación producida para flotación se envía a un circuito de flotación convencional de primarios-agotativos. El concentrado de primarios-agotativos se vuelve a moler en un molino de bolas que opera en circuito cerrado con hidrociclones. Finalmente, el producto de re-molienda se procesa en un circuito de limpieza de flotación convencional. Un resumen de los parámetros operativos más comunes, así como las especificaciones del circuito, se muestra en la Tabla 3. Para los propósitos de referencia del consumo de energía, se utilizaron los resultados preliminares del VRM para dimensionar un molino de rodillos verticales a escala industrial. Se asumieron rendimientos y grados de alimentación similares en ambos flujos para permitir la comparación. Cabe mencionar que, en este caso, el consumo de energía asociado con la etapa de re molienda incluida en el circuito de flotación no se consideró en la comparación. Se está realizando un análisis adicional para incluir finalmente toda la energía de molienda en la comparación final.

Tabla 3. Parámetros del proceso a escala industrial del sitio.

Process parameters	Units	Value
Throughput	tph	191.5
SAG Mill Installed Power	kW	1500.0
SAG Mill Utilised Power	kW	1380.0
SAG Mill Utilised Power	%	92.0
SAG Mill Feed F80	µm	80000.0
SAG Mill Product P80	µm	1156.0
Ball Mill Installed Power	kW	1250.0
Ball Mill Utilised Power	kW	1050.0
Ball Mill Utilised Power	%	84.0
Ball Mill Product P80	µm	147.0

VTM's (2) Installed Power	kW	1200.0
VTM's (2) Utilised Power	kW	840.0
VTM's (2) Utilised Power	%	70.0
VTM Product P80	µm	65.0
Specific Energy Consumption (SE)	kWh/t	17.1
*Regrind Ball Mill Utilised Power	kW	130.0
Regrind Ball Mill Feed F80	µm	30.0
Regrind Ball Mill Product P80	µm	28.0
Rougher-Scavenger Cu Flotation Recovery	%	95.0
* Not utilised in the SE calculation. The mill is installed within the flotation circuit.		

Un resumen de las condiciones operativas y suposiciones asociadas con el circuito de VRM se muestra en la Tabla 4.

Tabla 4. Parámetros del proceso del circuito VRM.

Pilot Test Setting	Units	GR1
Stockpile F80	µm	80,000
F80 de alimentación	µm	16591.9
P80 Producto	µm	73
P80 Gruesos	µm	336
Por ciento de producto fino	%	64.0
Por ciento de gruesos	%	36.0
de carga (LF)	-	1.0
<i>Consumo de energía específico (SE)</i>	<i>kWh/t</i>	<i>5.1</i>

Consumo energético específico (SE), incluyendo clasificador de aire y equipos auxiliares	kWh/t	10.2
Consumo energético específico (SE), incluyendo clasificador de aire, equipos auxiliares y trituradora secundaria	kWh/t	11.7
Recuperación de Cu en flotación convencional Rougher-Scavenger	%	97.0
Recuperación promedio de Cu con HydroFloat®	%	89.0
Recuperación de cobre (Rougher-Scavenger + HydroFloat®)	%	95.0

Finalmente, la Figura 11 y la Figura 12 muestran una comparación de los dos circuitos de conminución, seguidos de sus respectivos circuitos de flotación.

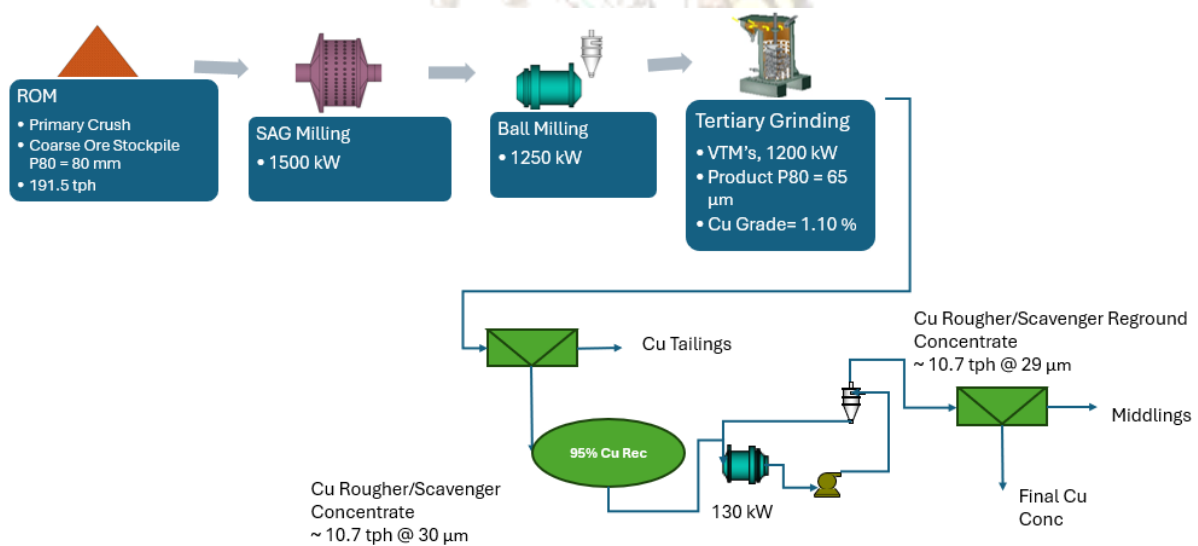


Figura 11. Desempeño del circuito convencional SAB + VTMs.

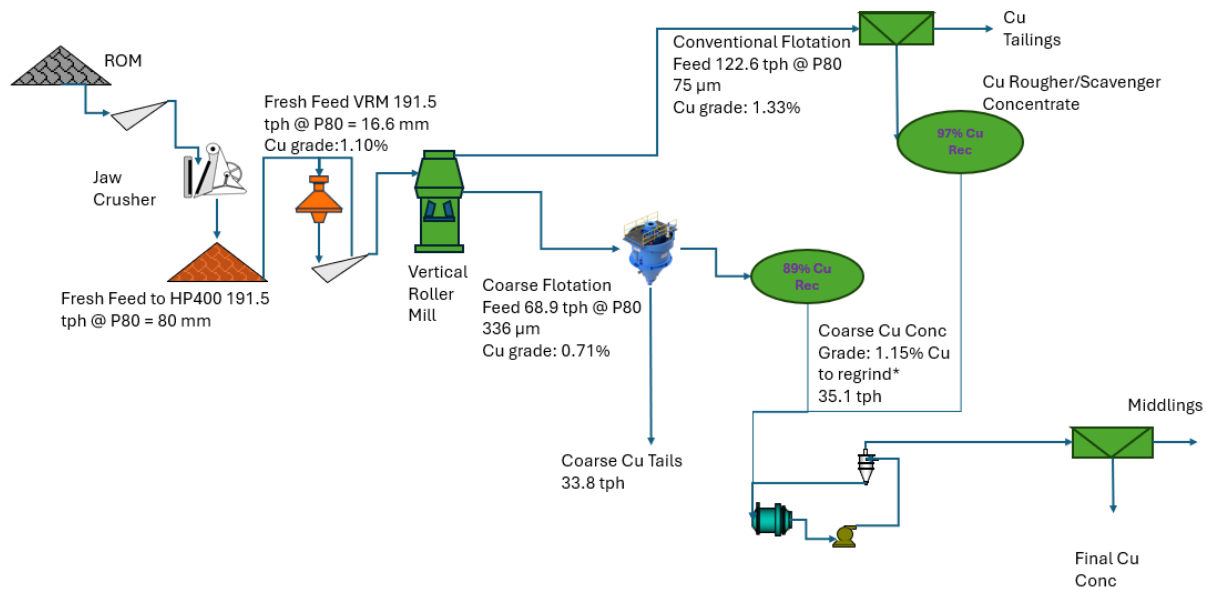


Figura 12. Diseño alternativo de hoja de flujo, incluyendo una trituradora secundaria, tecnologías VRM y HydroFloat®.

La comparación del consumo de energía indicó que el arreglo propuesto de trituradora de cono + VRM tenía el potencial de ofrecer la misma reducción de tamaño mientras se minimizaba el consumo energético actual en un 32%. También es importante mencionar que el molino VRM seleccionado tiene la capacidad de procesar el mineral en una sola pasada desde el F80 original de 80 mm hasta el deseado de 75 µm, lo que eliminaría la necesidad de la trituradora de cono en el circuito. Se estima que esto mejoraría aún más la reducción de energía hasta un 42%. Cabe señalar que el consumo de energía asociado con la remolienda del concentrado de partículas gruesas aún no se ha incluido en la comparación energética, para finalizar los ahorros de energía asociados con los arreglos propuestos. Se está llevando a cabo una evaluación adicional y un análisis de datos para abordar los posibles cambios en la energía necesaria para remoler ambos concentrados (concentrado de HydroFloat® y concentrado convencional de primarios-agotativos) hasta 29 µm, para permitir generar grados comerciales y maximizar recuperaciones.

El arreglo del diagrama de flujo propuesto para el circuito VRM incluyó la consideración de una trituradora de cono en tareas de trituración secundaria. Este arreglo se consideró representativo del tipo de tratamiento al que se sometió el mineral durante la campaña piloto.

En términos de recuperación de cobre, la comparación se limitó a la recuperación total del recuperador grueso. La conclusión principal de la comparación es que el circuito VRM/HydroFloat®/Convencional tenía la capacidad de recuperar Cu a un nivel similar al logrado por la flotación convencional. También es relevante mencionar que la recuperación de HydroFloat® utilizada en el benchmark no es el valor de recuperación más alto medido en la campaña piloto, sino un promedio. Esto permitió una estimación

conservadora en la recuperación total de cobre, proporcionando así más confianza en que el rendimiento del nuevo circuito probablemente mejorará si se optimiza.

CONCLUSIONES

La industria minera siempre busca un mejor rendimiento en el procesamiento y prácticas más sostenibles. Este artículo presenta un ejemplo de un caso de estudio en el que se probó una tecnología alternativa de molienda en seco a escala piloto, en combinación con técnicas de flotación convencionales y novedosas. Se analizó un conjunto de datos preliminares y se utilizó para entender los posibles beneficios de dichas tecnologías novedosas en el contexto de la conminución y la flotación. Luego, se utilizaron los resultados para permitir una comparación energética entre un circuito SAB convencional en comparación con un arreglo propuesto que incluye el molino de rodillos vertical como el principal dispositivo de conminución. Los resultados demostraron el potencial del VRM para lograr una reducción de tamaño similar en comparación con un circuito SAB convencional seguido de VTMs en una tarea de molienda terciaria. No solo el diseño alternativo del circuito logró la reducción de tamaño deseada, sino que también indicó el potencial de un diseño de circuito aún más simplificado al utilizar el VRM como el único dispositivo de conminución después del acopio de mineral. En la flotación, se encontró que la recuperación total de cobre era la misma que la que actualmente se logra en el sitio. Actualmente, se están llevando a cabo más investigaciones para abordar cualquier posible cambio en las propiedades de liberación, las cinéticas de flotación, así como para mejorar la comparación de eficiencia energética al incluir la cantidad de energía requerida para remoler los concentrados generados en el circuito de beneficiación alternativo.

AGRADECIMIENTOS

Los autores del artículo desean reconocer al Consorcio Colaborativo para la Investigación del Procesamiento de Partículas Gruesas y a sus patrocinadores (CPR), incluyendo a Eriez, quienes proporcionaron personal para ayudar con el programa de pruebas. También queremos reconocer a Loesche, que amablemente proporcionó acceso a su equipo operativo y a sus instalaciones en Alemania, en particular a Paul Otto y Zedong Xu. Sin tal colaboración abierta, los resultados exitosos obtenidos durante la campaña piloto no habrían sido posibles en absoluto. También deseamos agradecer el apoyo del Centro de Excelencia de la Australian Research Council (ARC) para Habilitar el Beneficio Eco-Eficiente de Minerales (COEMinerals por sus siglas en inglés). Extendemos el agradecimiento al Dr. Marko Hilden, el Prof. Tim Napier-Munn, Sherrin Brundle, Mick Kilmartin, Andrea Gray, Sherrie Palmer y Mitch Alexander por su constante asistencia con discusiones técnicas o asistencia para resolver múltiples situaciones durante el desarrollo del proyecto. Los autores también desean reconocer el apoyo y la ayuda del equipo de Syensqo, que amablemente donó los espumantes utilizados durante la campaña piloto, especialmente

a Angel Sánchez, Alfredo Santana, Mike Peart y Carmina Quintanar; su asistencia para acelerar la entrega de los espumantes fue crucial para ejecutar con éxito el proyecto. Sin el trabajo de un equipo tan grande, incluida una colaboración abierta con Eriez, Loesche y los patrocinadores, los resultados no habrían sido posibles.

REFERENCIAS

Allen, M., 2021. Mining Energy Consumption 2021. A high-level study into mining energy use for the key mineral commodities of the future. engeco Pte Ltd, commissioned by The Weir Group PLC.

Awatey, B., Thanasekaran, H., Kohmuench, J.N., Skinner, W., Zanin, M., Optimization of operating parameters for coarse sphalerite flotation in the HydroFloat fluidised-bed separator. Minerals Engineering, 2013, 50–51, 99-105.

Ballantyne, G.R., Powell, M.S., Benchmarking comminution energy consumption for the processing of copper and gold ores. Minerals Engineering, 2014, 65(0), 109-114.

Ballantyne, G.R., Powell, M.S., Tiang, M., 2012. Proportion of energy Attributable to Comminution, In 11th Mill Operators Conference 2012. AusIMM, pp. 1-6.

Darabi, H., Koleini, S.M.J., Deglon, D., Rezai, B., Abdollahy, M., Investigation of bubble-particle attachment, detachment and collection efficiencies in a mechanical flotation cell. Powder Technology, 2020, 375, 109-123.

David, D., Stanton, C., Olwagen, D., Gerold, C., Schmitz, C., Baaken, S., Everitt, M., 2023. Pilot Testing and Plant Design Comparison of Dry VRM Milling plus Magnetic Separation with AG and Ball Milling Separation for Grange Resources' Southdown Ore.

Gaudin, A.M., Groh, J.O., Henderson, H.B., Effect of particle size on flotation. American Institute Of Mining and Metallurgical Engineering, 1931, 414, 3-23.

Gerold, C., Schmitz, C., 2019. Learning from other Industries; why the VRM technology is a serious alternative for ore grinding, In IMCET 2019, Antalya, Turkey.

Grano, S., Effect of impeller rotational speed on the size dependent flotation rate of galena in full scale plant cells. Minerals Engineering, 2006, 19(13), 1307-1318.

Jameson, G.J., The effect of surface liberation and particle size on flotation rate constants. Minerals Engineering, 2012, 36–38(0), 132-137.

Kohmuench, J.N., Mankosa, M.J., Thanasekaran, H., Hobert, A., Improving coarse particle flotation using the HydroFloat™ (raising the trunk of the elephant curve). Minerals Engineering, 2018, 121, 137-145.

Kromah, V., Powoe, S.B., Khosravi, R., Neisiani, A.A., Chelgani, S.C., Coarse particle separation by fluidized-bed flotation: A comprehensive review. *Powder Technology*, 2022, 409, 117831.

Mankosa, M., Luttrell, G.H., 2002. Air-assisted density separator device and method., ed. USGS.

Mining-Technologies, 2024. Loesche, Grinding Mills for Ores and Minerals.

Napier-Munn, T., Is progress in energy-efficient comminution doomed? *Minerals Engineering*, 2015, 73, 1-6.

Napier-Munn, T.J., Morrell, S., Morrison, R.D., Kojovic, T., *Mineral Comminution Circuits: Their Operation and Optimisation*. 1996, Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre.

Schmitz, C., Gerold, C., 2019. A Fundamental Change in Approach - Grinding Ores in Vertical Roller Mills, Presentation of Test Results, In IMCET 2019, Antalya, Turkey.

Trahar, W.J., The selective flotation of galena from sphalerite with special reference to the effects of particle size. *International Journal of Mineral Processing*, 1976, 3(2), 151-166.

Trahar, W.J., A rational interpretation of the role of particle size in flotation. *International Journal of Mineral Processing*, 1981, 8(4), 289-327.

Verster, I., Awatey, B., Forbes, L., Morrison, A., Mankosa, M., Runge, K., Small-scale fluidised bed flotation device for ore amenability testing. *Minerals Engineering*, 2024, 216, 108848.

Wills, B.A., Napier-Munn, T.J., *Mineral Processing Technology. An introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral Recovery* 7th edn. 2006.

