

**UNIVERSIDAD DE CHILE  
FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS  
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA DE MINAS**

**ANÁLISIS DE EFICIENCIA METALÚRGICA DE OPERACIONES DE  
SORTING DE MINERALES E IMPACTO ENERGÉTICO EN LA LÍNEA DE  
CONMINUCIÓN**

**TESIS PARA OPTAR AL GRADO DE MAGISTER EN MINERÍA**

**CÉSAR ROBERTO ARREDONDO PEÑA**

**PROFESOR GUÍA  
GONZALO MONTES ATENAS**

**MIEMBROS DE LA COMISIÓN  
ALDO CASALI BACELLI  
ÁLVARO VALENCIA MUSALEM  
FERNANDO VALENZUELA LOZANO**

**SANTIAGO DE CHILE  
2021**

RESUMEN DE LA TESIS PARA OPTAR AL  
GRADO DE: Magister en Minería.

POR: César Roberto Arredondo Peña.

FECHA: 15/01/2021.

PROFESOR GUÍA: Gonzalo Montes Atenas.

## **ANÁLISIS DE EFICIENCIA METALÚRGICA DE OPERACIONES DE SORTING DE MINERALES E IMPACTO ENERGÉTICO EN LA LÍNEA DE CONMINUCIÓN**

La industria minera enfrenta como uno de sus desafíos la necesidad de procesar cada vez mayores cantidades de mineral debido al sucesivo descenso en las leyes de las especies de interés. Una alternativa viable para hacer frente a las diluciones mayores es la incorporación de técnicas de pre clasificación que permiten separar las partículas de mineral que contienen material mineralizado valioso de las que no en las primeras etapas de los circuitos de procesamiento de minerales, denominada sorting, permitiendo alcanzar mejores rendimientos y mantener la producción. Esta técnica en la actualidad incorpora tecnologías de detección automatizadas basadas en sensores.

En este trabajo se analiza críticamente el estado del arte relacionado al sorting de minerales, poniendo énfasis en las tecnologías usadas, la relevancia de la escala de la operación y la incerteza detrás del estudio de la eficiencia. Para ello se organiza en tablas la información disponible en la literatura científica, incluyendo información como el elemento/mineral de interés, distribución de tamaño granulométrico, técnica de análisis, actuador, leyes y escala. Adicionalmente se desarrolla una propagación del error para buscar identificar un espacio de mejora en la definición de la eficiencia de sorting. Se estudia los cambios en el consumo de energía en los circuitos de conminución al incorporar tecnologías de pre concentración de minerales por sorting.

Cualitativamente, se observa que las técnicas de identificación superficiales requieren menores tamaños de partícula (o altas liberaciones) que las que analizan la partícula completa y además estas últimas operan con rangos más amplios de tamaño de partícula. Cuantitativamente, se observa que bajas leyes de alimentación no necesariamente significan bajas eficiencias del proceso. De la propagación de error, se observa que la eficiencia de sorting es más sensible a los cambios en la ley de valioso en la alimentación. Adicionalmente, se propone una expresión matemática que permite determinar la eficiencia de sorting basada en las leyes de material valioso en el proceso.

Este estudio permite concluir que conceptos como la liberación y la textura no han sido abordados en la literatura sobre sorting de minerales a pesar de ser muy relevantes, particularmente cuando se usan sensores que miden sólo sobre la superficie de las partículas. La eficiencia metalúrgica no representa completamente la eficiencia de sorting al no considerar la naturaleza discreta del proceso. Al compararla con la eficiencia basada en la ley se observa que su resolución para establecer las condiciones de operación depende de la distribución de las leyes. Este procedimiento podría usarse como una aproximación para inferir la distribución de leyes de las rocas procesadas para reducir la incertidumbre asociada con el cálculo de la eficiencia del proceso. Además, incorporar el sorting al proceso de conminución, después del chancado, representa aproximadamente un 30% menos de consumo energético por tonelada del elemento de interés procesado.

## ABSTRACT

Mining industry faces as one of its challenges the need to process increasing amounts of material due to the successive tendency of reduction in ore grade of the species of economic interest. A viable alternative to face the ore dilution is the incorporation of pre-classification techniques that allows the separation of ore particles containing valuable material from gangue material in the early stages of either the mineral processing circuits, which is called ore sorting, to increase the throughput to maintain production. This technique currently incorporates automated sensor based detection technologies.

This document analyzes the state-of-the-art applications for ore sorting, emphasizing on technologies and techniques implemented, test scale, and uncertainty of the sorting efficiency. Information available in the scientific literature on ore sorting is organized in tables. The section reviews the preferred technologies for different ore types, highlighting characteristics such as, element/mineral of interest, particle size distribution used in each case, analysis technique, actuator, grades and test scale. Additionally, a propagation of error analysis to the variance of the overall efficiency of ore sorting operations is developed to identify a space for improvement the mathematical description for computing the ore sorting efficiency. Changes in energy consumption for comminution circuits by incorporating ore sorting technologies are studied.

Qualitative analysis shows that surface identification techniques require smaller particle sizes (or high liberation) than those that analyze the whole particle and, furthermore, the latter operate with wider particle size ranges. Quantitative analysis shows that low feed grades in the ore do not necessarily implies low ore sorting efficiency. From propagation of error analysis, it is observed that ore sorting efficiency is more sensitive to changes in feed grade of valuable species. Additionally, is proposed a mathematical expression to calculate ore sorting efficiency based on valuable grade in process streams.

This study concludes that concepts such as texture and liberation have not been addressed by the literature on ore sorting processes despite their relevance, particularly when sensor techniques that measures only the surface of mineral particles are used. Metallurgical efficiency does not fully represent ore sorting efficiency by not considering discrete nature of the process. When comparing this efficiency and the grade-based efficiency, it is observed that their resolution to establish the operating conditions is highly dependent on the grade distribution. This procedure could be used as a proxy to infer the grade distribution of the processed rocks to reduce the uncertainty associated with the computation of the process efficiency. Furthermore, incorporating ore sorting into comminution circuit, after crushing processes, reduces approximately 30% the energy consumption per ton of element of interest processed by the circuit.

*Dedicado a Maximiliano.*

## **AGRADECIMIENTOS**

Agradezco a mi familia, porque siempre pude contar con ellos, especialmente en estos tiempos complejos. A Jasmin, por prestarme atención cada vez que necesité contarle a alguien de los avances de este trabajo y por su comprensión en los momentos complejos.

A Carol, por su entusiasmo y tremenda disposición. Gracias por ayudarme y apoyarme siempre.

Al profesor Gonzalo, por su apoyo incondicional, preocupación, constantes enseñanzas y alentarme cada vez que el desarrollo de este trabajo se hizo más difícil.

Al profesor Aldo, por su buena disposición para ayudarme cada vez que necesité orientación.

A la Agencia Nacional de Investigación y Desarrollo (ANID) por financiar este proyecto de investigación bajo el alero del programa ERAMIN 2, ejecutado en colaboración con Fraunhofer IIS, Secopta GmbH (Alemania) y la Universidad Tecnológica de Luleå (Suecia).

## TABLA DE CONTENIDO

ABSTRACT .....	II
AGRADECIMIENTOS .....	IV
TABLA DE CONTENIDO.....	i
ÍNDICE DE TABLAS .....	iii
ÍNDICE DE FIGURAS .....	iv
APÉNDICE .....	v
SIMBOLOGÍA.....	vi
1. PREÁMBULO .....	1
2. MOTIVACIÓN .....	4
3. OBJETIVOS DEL ESTUDIO.....	5
3.1. Objetivo General .....	5
3.2. Objetivos Específicos .....	5
4. ALCANCES DE LA INVESTIGACIÓN .....	6
5. METODOLOGÍA GENERAL DE LA INVESTIGACIÓN.....	7
5.1. Ideas sobre la aplicación y evaluación de tecnologías de sorting de minerales en operaciones mineras: revisión crítica .....	7
5.1.1. Análisis cualitativo .....	7
5.1.2. Análisis cuantitativo .....	7
5.1.3. Sobre el sorting y la eficiencia metalúrgica.....	7
5.2. Impacto de la incorporación de pre concentración por sorting en la eficiencia energética de etapas de conminución de minerales .....	8
5.2.1. Base de datos.....	8
5.2.2. Cálculo de la energía.....	9
Chancado .....	9
Molienda SAG .....	9
Molienda de bolas .....	10
5.2.3. Casos de estudio .....	10
Caso base .....	10
Bulk sorting.....	11
Sorting .....	11
5.2.4. Condiciones de estudio .....	12

Condición base .....	12
Incorporación de etapas de sorting .....	12
Mantenimiento de la capacidad de tratamiento .....	12
Mantenimiento de la capacidad de tratamiento bajando la ley de corte .....	13
6. RESULTADOS .....	14
6.1. Ideas sobre la aplicación y evaluación de tecnologías de sorting de minerales en operaciones mineras: revisión crítica .....	14
6.2. Impacto de la incorporación de pre concentración por sorting en la eficiencia energética de etapas de conminución de minerales .....	82
6.2.1. Condición base .....	82
6.2.2. Incorporación de etapas de sorting.....	82
Bulk sorting .....	83
Sorting .....	83
6.2.3. Mantenimiento de la capacidad de tratamiento .....	84
Bulk sorting .....	84
Sorting .....	84
6.2.4. Mantenimiento de la capacidad de tratamiento bajando la ley de corte .....	85
Bulk sorting .....	85
Sorting .....	85
6.2.5. Diferencias entre configuraciones.....	86
7. CONCLUSIONES Y TRABAJO FUTURO .....	89
7.1. Conclusiones generales .....	89
7.2. Recomendaciones y trabajo futuro.....	89
8. BIBLIOGRAFÍA.....	90

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Datos cualitativos de sorting.....	22
Tabla 2. Tecnologías preferidas para la detección de minerales .....	46
Tabla 3. Estimación consumo energético condición base.....	82
Tabla 4. Estimación consumo energético tras la incorporación de bulk sorting. ....	83
Tabla 5. Estimación consumo energético tras incorporación de sorting.....	83
Tabla 6. Estimación consumo energético con bulk sorting igual capacidad de tratamiento. ....	84
Tabla 7. Estimación consumo energético con sorting igual capacidad de tratamiento...	84
Tabla 8. Estimación consumo energético bulk sorting igual cap trat, bajando ley de corte. ....	85
Tabla 9. Estimación consumo energético sorting igual cap trat, bajando ley de corte. ..	85
Tabla 10. Resumen del consumo energético por condición. ....	87
Tabla 11. Distribución de consumo energético en las etapas de conminución. ....	87

## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Curva tonelaje – ley.....	9
Figura 2. Esquema de la configuración ‘Caso base’ . ....	11
Figura 3. Esquema de la configuración ‘Bulk sorting’.....	11
Figura 4. Esquema de la configuración ‘Sorting’ . ....	12
Figura 5. Diagrama de bloques subsistemas de un sorter . ....	17
Figura 6. Información incluida en la tabla de análisis cualitativo. ....	20
Figura 7. Frecuencia y coeficiente de variación del diámetro de partícula operaciones de sorting de minerales . ....	40
Figura 8. Box plot del tamaño de partícula promedio . ....	41
Figura 9. Tamaño de partícula promedio y su incerteza en función de la tecnología de sensor. ....	48
Figura 10. Relación entre escala del proceso de sorting y rendimiento usado en las pruebas.           49	
Figura 11. Eficiencia metalúrgica para varios elementos valiosos. ....	51
Figura 12. Razón de concentración para varios elementos valiosos.....	51
Figura 13. Contribución de los términos del análisis por propagación del error para la varianza de la eficiencia de sorting . ....	53
Figura 14. Esquema de sorting de minerales basado en la ley . ....	54
Figura 15. Distribución de leyes utilizadas en las simulaciones de Monte Carlo.....	57
Figura 16. Ley de cobre vs consumo energético.....	86

## ÍNDICE DE APÉNDICE

Tabla A.1 Datos cualitativos de sorting. ....	67
Tabla A.2 Tecnologías preferidas para la detección de minerales .....	75
Tabla A.3 Estimación consumo energético condición base. ....	78
Tabla A.4 Estimación consumo energético tras la incorporación de bulk sorting. ....	81

## SIMBOLOGÍA

- $F_{80}$ : Tamaño bajo el cual se encuentra el 80% en peso de la alimentación, [ $\mu m$ ].
- $MR$ : Técnica de análisis por resonancia magnética.
- $MW - IRT$ : Técnica de detección por calentamiento por microondas con imágenes térmicas infrarrojas.
- $NIR$ : Técnica de detección de espectroscopia de infrarrojo cercano.
- $PGM$ : Metales del grupo del platino.
- $P_{80}$ : Tamaño bajo el cual se encuentra el 80% en peso del producto, [ $\mu m$ ].
- $RF$ : Técnica de detección por permeabilidad por radio frecuencia.
- $R_{sort}$ : Eficiencia basada en las leyes.
- $SPI$ : Consumo de energía específica o SAG Power Index, [ $min$ ].
- $t^*$ : Tiempo de molienda (min) en la ecuación del método de Starkey.
- $Var$ : Varianza.
- $W$ : Energía consumida en conminución, [ $\frac{kWh}{ton}$ ].
- $W_i$ : Work index, [ $\frac{kWh}{ton}$ ].
- $XRF$ : Fluorescencia por rayos X.
- $XRL$ : Luminiscencia por rayos X.
- $XRT$ : Transmisión de rayos X.
- $\alpha$ : Ley de las especies de interés económico en la alimentación [%].
- $\beta$ : Ley de material valioso en la fracción rechazada por el sorting. [%].
- $\gamma$ : Recuperación másica, [%].
- $\varepsilon$ : Eficiencia metalúrgica o recuperación metalúrgica, [%].
- $\lambda$ : Ley de material valioso en la fracción aceptada por sorting, [%].
- $\lambda^*$ : Ley de corte, [%].
- $\lambda_{MAX}$ : Ley de concentrado de la separación perfecta por sorting, [%].
- $\mu$ : Promedio en la distribución normal.
- $\sigma$ : Desviación estándar en la distribución normal.

# 1. PREÁMBULO

La industria minera se ha visto enfrentada a numerosos desafíos en los últimos años. Uno de ellos es la necesidad de procesar cada vez cantidades mayores de mineral debido al sucesivo descenso en las leyes de las especies de interés. Una alternativa viable para hacer frente a las diluciones mayores es la incorporación de etapas de clasificación para pre concentrar en los circuitos de procesamiento de minerales. La preclasificación del mineral es una técnica que permite separar las partículas de mineral que contienen material mineralizado deseable de las que no y ha sido usada por mucho tiempo, primero como clasificación manual, que depende de la capacidad de percepción humana para reconocer minerales mediante un examen visual y manual, discriminando por propiedades como el color, gravedad específica, forma y textura (Handy, 1918; Biringucci, 1942; Kidd, 1983; Cutmore & Eberhardt 2002). En la actualidad se requiere de técnicas de detección automatizadas para alcanzar mejores rendimientos y mayores tonelajes de manera económica. Para ello se han desarrollado clasificadores automatizados que utilizan tecnologías de sensores, conocido como sensor based sorting (SBS). Para la utilización de esta práctica es necesario que el mineral se encuentre liberado en tamaños que pueden ser manejados por el equipo de clasificación y debe existir una diferencia detectable por los sensores entre el material mineralizado de interés y lo que será desechado (Schapper, 1976). La clasificación entre minerales no depende de las diferencias físicas reales entre las fracciones de mineral y ganga para efectuar la separación, en realidad se basa en identificar ciertas características que se pueden usar para distinguir el mineral y luego introducir una forma de separación inducida artificialmente, independiente de las diferencias en la gravedad específica, permeabilidad magnética, etc. (Vincent, 1981; Wotruba & Harbeck, 2010). Los propósitos para el sorting, según Keys et al. (1974), pueden ser: (i) separar la salida de material en dos fracciones, una con el mineral valioso y la otra con estéril esencialmente, (ii) seleccionar cierta parte de alta ley, en una etapa temprana, a la cual si se le permite seguir en la línea de producción podría perder valor, (iii) remover partículas que contienen material contaminante que pueda hacer que las siguientes etapas de la extracción de mineral se vuelvan ineficientes o más costosas y (iv) seleccionar desde la salida de mineral las piezas de mejor calidad en situaciones donde leyes diferentes del mismo material son comercializables a precios diferentes.

Los equipos de sorting dependen de la operación sincronizada de varios subsistemas separados pero dependientes entre sí, los cuales realizan una función específica en el proceso. Se inicia con el sistema de alimentación, que sirve para presentar las rocas listas para ser detectadas, este dispositivo debe asegurar que cada roca viaja a velocidad y en dirección conocidas para que la separación posterior se pueda sincronizar correctamente con las señales provenientes del sistema de detección. Hay dos tipos, de presentación aleatoria en mono capa y de presentación a granel o masiva, donde en el primero el material es esparcido sobre una cinta de clasificación y las rocas se descargan en una polea principal en una trayectoria casi horizontal para ser detectadas en caída libre, la presentación masiva se utiliza para material que contiene un porcentaje alto de finos para ser clasificado roca por roca, por lo que el material se extiende uniformemente sobre una cinta para una evaluación de la propiedad a granel. Tras lo anterior, el material pasa por el sistema de detección, el cual recopila datos relevantes de cada roca o de zonas

discretas de material, según el sistema de alimentación, para que se pueda tomar una decisión sobre qué partículas o zonas son mineral de interés y cuáles serán descartadas. Se han desarrollado y probado una variedad de sistemas de detección, entre los más utilizados se encuentran la detección fotométrica u óptica, que buscan diferencias en las características de reflejo de la luz de cada roca a medida que pasan a través del sistema de clasificación, que pueden basarse en el brillo, color o la uniformidad del tono; la clasificación radiométrica, que mide la cantidad de actividad gamma natural y el tamaño de cada roca o zona de material para evaluar la ley de uranio; la detección electrónica que miden la conductividad y/o la respuesta magnética para cada roca a medida que pasa a través del clasificador, también se utiliza medición óptica del área para evaluar la ley de cada roca; por fluorescencia, que expone a las rocas a luz ultravioleta de longitud de onda corta y cualquier área de fluorescencia en su superficie se mide en términos de área e intensidad, también se hace medición óptica del área para evaluar la ley del mineral; por detección near infrared (NIR), que clasifica las rocas basado en la radiación absorbida/reflejada en la región near-infrared (Klein et al., 2011); también hay de transmisión de rayos X (XRT), que se basa en una proyección plana de la atenuación de rayos X de cada roca (Robben et al., 2017). La información recopilada por los sensores es convertida en impulsos eléctricos y alimenta a un procesador electrónico que constituye el sistema de procesamiento de datos, el cual analiza las señales entrantes y las compara con los criterios de selección preestablecidos para determinar qué rocas o zonas de material se aceptaran como minerales y cuales se rechazaran, luego el procesador transmite señales de comando al sistema de separación. En el caso de la clasificación roca por roca, la separación del mineral se logra desviando las rocas seleccionadas de su trayectoria normal de caída libre utilizando aire comprimido en chorros, que salen desde una serie de válvulas de aire de alta velocidad instaladas en un colector que se ubica en ángulo recto a la dirección de recorrido de la roca, donde cada válvula es activada de manera independiente por el procesador electrónico, de forma tal que se abra la cantidad correcta de válvulas en relación con el ancho de la roca y que permanezcan abiertas solo durante el periodo de tiempo que corresponde a la longitud real de la roca para no interferir con las rocas adyacentes. Las rocas seleccionadas caen en una correa transportadora mientras que las demás continúan en su trayectoria de vuelo libre para caer en una correa distinta. El sistema se configura para que seleccione mineral o estéril, según lo que represente el menor volumen de los dos y así minimizar el consumo de aire. En el caso de la separación a granel para materiales finos, las correas operan a velocidades menores que las de clasificación de rocas. Al salir de la cinta, el material cae en una trayectoria corta cerca de un splitter y se activan compuertas para dividir el flujo de modo que el material y los productos descartados caigan correas transportadoras separadas.

La pre concentración a través del sorting tiene varios beneficios, como menores costos de producción al eliminar ganga por una fracción de lo que costaría procesarlos a través de chancado y molienda y en las etapas de separación física o química en el circuito de concentración de minerales (Mathews, 1974), remover el material estéril o sub económico también podría mejorar la productividad, Keys et al. (1974) discuten que dicho material ocupa espacio en los molinos, limitando la capacidad de la planta y eliminarlo al comienzo del ciclo de procesamiento entrega la posibilidad de aumentar la tasa de producción de concentrado. Si la separación de mineral es consistente se minimizan las fluctuaciones

en las leyes de alimentación a las etapas de molienda, facilitando el control metalúrgico, haciendo más eficiente el uso de reactivos de las etapas posteriores y reduciendo la pérdida de valioso en los relaves (Cutmore & Eberhardt 2002). Al ser el sorting un método confiable para descartar estéril, permitiría bajar las leyes de corte por lo que las reservas minerales de baja ley podrían volverse explotables (Robben et al., 2014), consiguiendo así extender la vida de la mina y del mismo modo cuerpos minerales de baja ley, los cuales serían poco rentables de procesar utilizando técnicas convencionales, pueden hacerse viables mediante el uso del sorting (Salter & Wyatt, 1991). En la misma línea, el tamaño y costo de una planta de tratamiento de minerales puede reducirse significativamente al eliminar la necesidad de tratar material estéril, generando ahorros en el costo de capital. Adicionalmente hay algunas consideraciones ambientales, puesto que se consume menos energía en eliminar una tonelada de estéril mediante el uso del sorting que en procesar la misma cantidad a través de chancado y molienda en un circuito convencional, haciendo así más eficiente también el uso de recursos como reactivos y agua. Este hecho toma relevancia al considerar que al año 2019 el consumo energético de las plantas concentradoras corresponde al 56.6% del consumo total y que se proyecta que al año 2030 alcance un 65,7% (COCHILCO, 2019). Por último, con la aplicación de sorting gran parte de los desechos mineros estériles de gran tamaño (sobre 10 mm) son rechazados, esto minimiza el volumen de relaves de los molinos que deben descartarse y, en algunos casos, podría proporcionar un recurso adicional en forma de roca triturada para relleno posterior (Vincent, 1981).

En este trabajo se resumen los resultados, para las eficiencias y leyes de especie de interés, disponibles en la literatura para las tecnologías de clasificación por sensor based sorting, se estudia la variabilidad en las eficiencias de sorting y se estima los beneficios energéticos de incorporar el sorting a las de reducción de tamaño de partículas en las plantas concentradoras.

## **2. MOTIVACIÓN**

Con el pasar de los años la minería se ha visto enfrentada a numerosos desafíos. Uno de ellos es el agotamiento de los depósitos de alta ley, lo que significa una menor concentración del material valioso en las etapas iniciales del procesamiento de minerales, lo que se traduce en un aumento en la cantidad de material a tratar para mantener los niveles de producción, que concluye en cantidades mayores de recursos. como agua y energía, necesarios para extraer el material valioso. Se han evaluado diferentes estrategias al respecto, pero hasta ahora ninguna de ellas ha resuelto completamente las restricciones de energía que enfrenta actualmente la industria minera. Las técnicas de pre concentración de minerales podrían ser una alternativa válida para aumentar las leyes de material valioso lo antes posible en el proceso y contribuir con ello a resolver los problemas mencionados.

### **3. OBJETIVOS DEL ESTUDIO**

#### **3.1. Objetivo General**

Analizar críticamente el estado del arte relacionado al sorting de minerales, con énfasis en las tecnologías usadas, la relevancia de la escala de la operación y la incerteza detrás del estudio de la eficiencia del proceso.

#### **3.2. Objetivos Específicos**

- Analizar y recalcular las eficiencias de procesos de sorting de minerales reportadas en la literatura publicada, para diferentes escalas: laboratorio, pilotaje e industrial.
- Desarrollar una propagación de análisis de error asociado al cálculo de eficiencias para los procesos de sorting de minerales.
- Identificar un margen de mejora con respecto al protocolo relacionado con la definición de eficiencias para el sorting de minerales.
- Estimar los cambios en el consumo energético en etapas de conminución por la incorporación de etapas de sorting en el circuito.

#### **4. ALCANCES DE LA INVESTIGACIÓN**

Este estudio de investigación tiene como objetivo realizar un análisis crítico de la literatura científica disponible y no considera una etapa experimental.

Este trabajo no busca como objetivo final determinar qué tecnología o circuito de sorting es más eficiente, sino que sólo comparar las alternativas existentes.

## **5. METODOLOGÍA GENERAL DE LA INVESTIGACIÓN**

### **5.1. Ideas sobre la aplicación y evaluación de tecnologías de sorting de minerales en operaciones mineras: revisión crítica**

Para desarrollar este trabajo se revisa la literatura disponible en temas relacionados al sorting, especialmente los estudios que incluyen trabajo experimental con las distintas tecnologías para pre concentrar algún mineral o metal de interés, para con esto encontrar una forma de representar y analizar el estado del arte de las tecnologías de pre concentración de minerales mediante sorting. La información obtenida es organizada en tablas y separada según dos tipos de análisis: cualitativo y cuantitativo.

#### **5.1.1. Análisis cualitativo**

El análisis cualitativo incluye la información sobre la especie de interés, tamaño de partícula y los datos de la tecnología utilizada, la técnica de análisis, actuador, nivel de profundidad de la técnica en el material, especie detectada y clasificada (valioso o ganga) y la capacidad de tratamiento. El objetivo es analizar cómo se relacionan las características de la técnica y equipo utilizado con la distribución de tamaño, minerales y elemento de interés.

#### **5.1.2. Análisis cuantitativo**

El análisis cualitativo es separado según la escala de los experimentos desarrollados en las investigaciones revisadas, en tres, escala de laboratorio, planta piloto e industrial. En este caso se pone énfasis en la información numérica reportada sobre leyes de alimentación y productos de sorting, recuperación másica y eficiencia metalúrgica de sorting. Adicionalmente se estiman los datos que no fueron incluidos por el autor utilizando la información disponible.

Se realiza un análisis para la incerteza en la eficiencia de sorting. Se estima la eficiencia metalúrgica, y se compara con el valor reportado en la literatura, para cada caso con el fin de calcular las diferencias entre ellos. Adicionalmente, se estudia la sensibilidad de la eficiencia metalúrgica para analizar cuáles son los factores más relevantes en la variabilidad de la eficiencia de sorting.

#### **5.1.3. Sobre el sorting y la eficiencia metalúrgica**

Se plantea que la expresión clásica utilizada para calcular la eficiencia metalúrgica (o eficiencia de dos productos) podría no ser la forma más adecuada para estudiar procesos

de sorting. Por ello, basado en las observaciones de este trabajo, se propone una ecuación para estimar la eficiencia de procesos de sorting de minerales basada en las leyes y se desarrollan simulaciones de Monte Carlo para comparar la eficiencia de dos productos con la propuesta y analizar en qué casos cada una se ajusta mejor al proceso.

## **5.2. Impacto de la incorporación de pre concentración por sorting en la eficiencia energética de etapas de conminución de minerales**

La incorporación de sorting al procesamiento de minerales trae consigo varios potenciales beneficios, entre los que destaca permitir incrementar la ley del material valioso en la alimentación hacia la planta concentradora, es decir, permite procesar una menor cantidad de material por tonelada de producto, lo que se traduce en menores costos de operación. Adicionalmente, la incorporación de etapas de pre concentración permitiría reducir la energía invertida en conminución. La dureza del mineral de ganga usualmente es mayor a la del valioso (Starkey et al.,2019) por lo que descartarlo previamente puede reducir la dureza del material tratado, permitir con ello optimizar la capacidad de tratamiento disponible y disminuir así el consumo energético en la reducción de tamaño.

En este trabajo se busca estimar los cambios en el consumo de energía por conminución por la incorporación de sorting. Para el análisis se utiliza la información de dureza y ley de cobre de una mina hipotética, la cual está basada en datos reales de varias faenas chilenas que extraen sulfuros de cobre.

### **5.2.1. Base de datos**

Se utiliza la información proveniente de un modelo de bloques, que contiene los datos de dureza del mineral, específicamente los valores de los índices work index, en  $kWh/ton$ , y SPI (índice de energía SAG), en minutos, y también de la ley porcentual de cobre. Las dimensiones de los bloques son 25 metros de largo, 25 de ancho y 15 de alto. El modelo está conformado por 100.000 bloques. En la Figura 1 se presenta la curva tonelaje-ley que resume la información del modelo de bloques utilizado en este trabajo.

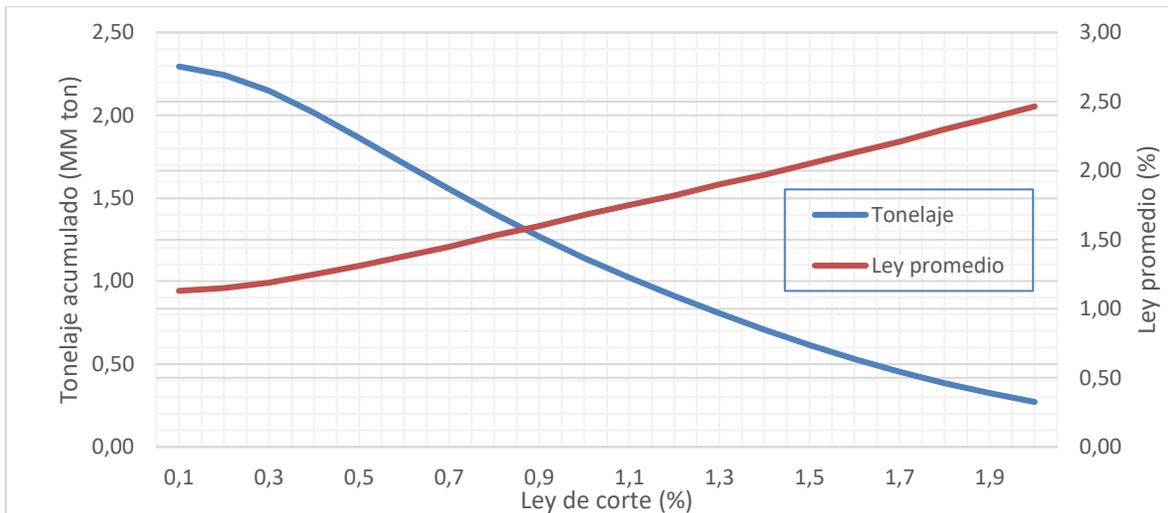


Figura 1. Curva tonelaje – ley

## 5.2.2. Cálculo de la energía

### Chancado

La energía invertida en chancado se calcula usando el método de Bond, el cual permite relacionar la dureza del mineral con la energía consumida para reducirlo de tamaño ( $W$ ) en etapas de chancado (King, 2001), según la Ecuación 1:

$$W \left[ \frac{kWh}{ton} \right] = 10 W_i \left( \frac{1}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{F_{80}}} \right) \quad (1)$$

Donde:

$W_i$ : Work index,  $\left[ \frac{kWh}{ton} \right]$ .

$P_{80}$ : Tamaño bajo el cual se encuentra el 80% en peso del producto,  $[\mu m]$ .

$F_{80}$ : Tamaño bajo el cual se encuentra el 80% en peso de la alimentación,  $[\mu m]$ .

Para este trabajo, se establece que el material chancado será reducido de tamaño desde un  $F_{80}$  de 1 metro a un  $P_{80}$  de 5 cm.

### Molienda SAG

Para estimar la energía consumida ( $W$ ) por la molienda SAG, se utiliza el método de Starkey, según la Ecuación 2.

$$W \left[ \frac{kWh}{ton} \right] = 0,11 t^* + 0,9 \quad (2)$$

Donde  $t^*$  es el tiempo de molienda. En este caso se utiliza el parámetro de consumo de energía específica o SAG Power Index, SPI, en minutos.

### **Molienda de bolas**

La energía de molienda convencional para molinos de bolas se puede estimar con la ecuación corregida de Bond, según la Ecuación 3.

$$W \left[ \frac{kWh}{ton} \right] = 10 W_i \sum_j E F_j \left( \frac{1}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{F_{80}}} \right) \quad (3)$$

Donde el término adicional corresponde al factor de corrección, acorde a las condiciones operacionales. En este trabajo el factor de corrección ha sido estimado en 0,9. Adicionalmente se establece que la reducción de tamaño en molienda será desde una alimentación ( $F_{80}$ ) de 4 mm a un producto de 200  $\mu$ m ( $P_{80}$ ).

### **5.2.3. Casos de estudio**

Para estudiar la eficiencia del uso de energía se analizan tres configuraciones, denominadas (i) caso base, (ii) bulk sorting y (iii) sorting. Para cada una de ellas se calcula el consumo de energía, en kilowatt hora por tonelada de cobre tratada ( $kWh/ton_{Cu}$ ). Se describe a continuación las configuraciones ya mencionadas.

#### **Caso base**

Es la condición inicial, corresponde al caso en el que no se incluye en el circuito de conminución la etapa de pre concentración del material valioso por sorting y, por tanto, todo el material extraído cuya ley de la especie valiosa este por sobre la ley de corte será conducido a las etapas de conminución, tal como se muestra en el diagrama de bloques de la Figura 2. Para este estudio, la reducción de tamaño en todos los montajes considera chancado secundario y molienda en dos etapas, primero molienda SAG y luego molienda de bolas.

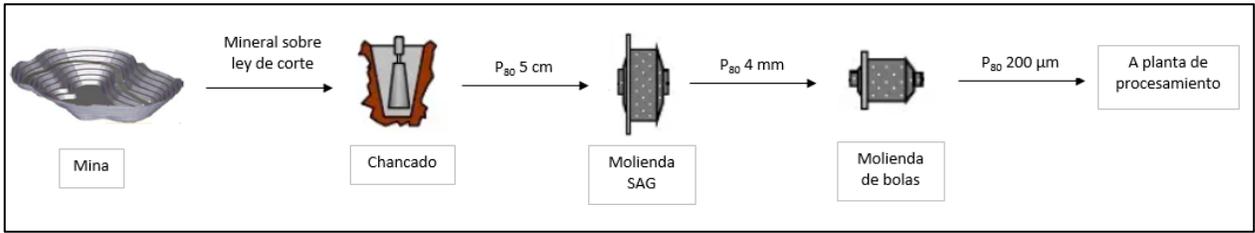


Figura 2. Esquema de la configuración 'Caso base'.

## Bulk sorting

Esta configuración incorpora una etapa de pre concentración por sorting, donde su nombre refiere a que es aplicado de manera masiva al mineral run of mine (ROM), antes del chancado tal como lo muestra el esquema de la Figura 3. En este caso una parte del material será descartada por el sorter, disminuyendo así la cantidad de mineral tratado en las etapas de reducción de tamaño provocando con ello que la ley de la especie valiosa aumente.

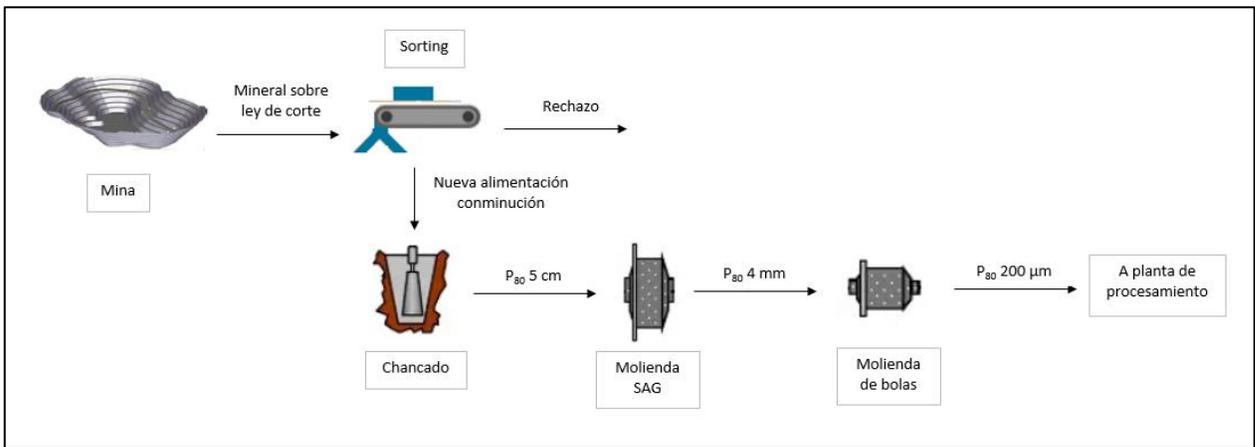


Figura 3. Esquema de la configuración 'Bulk sorting'.

## Sorting

En esta configuración se incorpora la etapa de pre concentración por sorting después de la etapa de chancado y antes de la molienda SAG, tal como muestra la Figura 4.

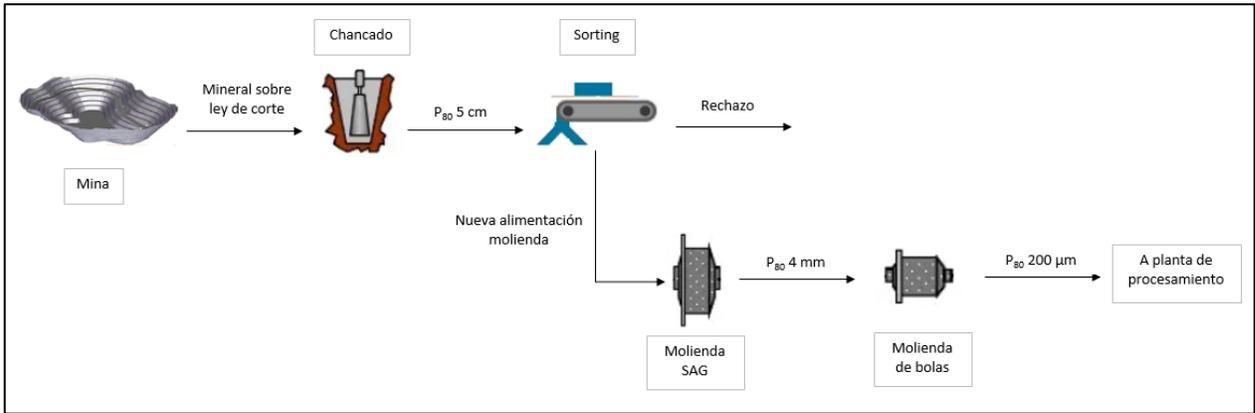


Figura 4. Esquema de la configuración 'Sorting'.

#### 5.2.4. Condiciones de estudio

Se evalúan cuatro condiciones en este trabajo:

##### Condición base

Como cálculo inicial se establece la capacidad de tratamiento para este estudio en 40.000 tpd. Este tonelaje corresponderá al mineral que supera la ley de corte establecida para esta condición. Se estima el consumo energético de la configuración caso base.

##### Incorporación de etapas de sorting

Con el tonelaje extraído de la mina que supera la ley de corte fijado en 40.000 tpd se calcula la energía invertida en la reducción de tamaño de este material para los dos casos que incorporan etapas de pre concentración por sorting, estableciendo para dichas etapas valores para la recuperación másica y metalúrgica. Esto permite comparar con la condición base.

##### Mantención de la capacidad de tratamiento

Las etapas de sorting, por sus características, reducen la cantidad de material que sigue aguas abajo en el circuito y por esto el mineral producto del proceso completo de conminución, que constituye la alimentación de la planta concentradora, es menor. Por lo anterior, en esta condición se establece fija la cantidad de material que va hacia la planta concentradora, en 40.000 tpd de manera que permita comparar con la condición base. Con lo anterior, la cantidad de material que debe pasar por las etapas de conminución será mayor para lograr el tonelaje requerido y dependerá de la recuperación másica de la etapa de sorting. En esta condición se mantiene la ley de corte y con ello la ley promedio de la especie valiosa. Se calcula la energía invertida en la reducción de tamaño por tonelada de cobre para los dos casos con sorting.

### **Mantenimiento de la capacidad de tratamiento bajando la ley de corte**

Uno de los beneficios potenciales del sorting es que permitiría bajar la ley de corte, por lo que el material que antes era considerado estéril pasa a formar parte de las reservas, prolongando de esta manera la vida de la mina. En esta condición, se fija la cantidad de material que va hacia la planta concentradora en 40.000 tpd como en la condición base, pero esta vez con una reducción en la ley de corte, lo que se traduce en una ley promedio de cobre menor. Se calcula la energía consumida en la reducción de tamaño para los dos casos con sorting.

## 6. RESULTADOS

### 6.1. Ideas sobre la aplicación y evaluación de tecnologías de sorting de minerales en operaciones mineras: revisión crítica

*Review*

#### **Insights on the application and evaluation of ore sorting technologies in mining operations: A critical review**

**César Arredondo<sup>1</sup>, Gonzalo Montes-Atenas<sup>1</sup>, Tobías C. Kampmann<sup>2</sup>, Aldo Casali<sup>1</sup>, Álvaro Valencia<sup>3</sup>, Markus Firsching<sup>4</sup>, Fernando Valenzuela<sup>5</sup>**

<sup>1</sup> Minerals and Metals Characterisation and Separation Research Group, Departamento de Ingeniería de Minas, Universidad de Chile, Av. Tupper 2069, Santiago, Chile.

<sup>2</sup> Department of Civil, Environmental and Natural Resources Engineering, Luleå University of Technology, SE-97187, Luleå, Sweden

<sup>3</sup> Departamento de Ingeniería Mecánica, Universidad de Chile, Beauchef 850, Santiago, Chile.

<sup>4</sup> Fraunhofer IIS, Development Center for X-Ray Technology, Dr.-Mack-Str. 81, 90762 Fürth, Germany

<sup>5</sup> Laboratorio de Operaciones Unitarias, Facultad de Ciencias Químicas y Farmacéuticas, Universidad de Chile, Santos Dumont 964, Independencia, Santiago, Chile.

**Resumen.** Este artículo revisa diferentes tecnologías de clasificación por sorting aplicadas a varios minerales. En particular, se ha investigado la forma en que trabajos anteriores han reportado la eficiencia e incerteza de estas operaciones. En primer lugar, se presenta un análisis cualitativo, sobre cómo las operaciones de sorting son elegidas junto con sus principales características técnicas. En segundo lugar, se realiza un análisis cuantitativo con énfasis en cómo es reportada habitualmente la eficiencia de dichas operaciones. El análisis cualitativo indica que la fotometría es la tecnología preferida para minerales alcalinos, alcalinotérreos y metaloides; mientras que la transmisión de rayos X (XRT), la fluorescencia de rayos X (FRX) y sensores eléctricos se utilizan ampliamente para los metales de transición y de transición interna. Además, seleccionar tecnologías de sensores que se basan sólo en la profundidad del análisis puede ser engañoso. El conocimiento sobre la ocurrencia del mineral, la textura y el mecanismo de fractura podrían ayudar mucho en la determinación de la tecnología adecuada. Cuantitativamente, la clásica ecuación de dos productos para obtener la eficiencia (o recuperación metalúrgica) se ha usado para reportar la eficiencia de separación. Un análisis de propagación del error indica que la varianza de la eficiencia depende, en orden decreciente, de la ley en la alimentación, ley en concentrado y recuperación másica. Este estudio propone una nueva forma de obtener la eficiencia para operaciones de sorting de minerales basada en las leyes. Simulaciones de Monte Carlo indican que la eficiencia la eficiencia de dos productos es consistente con la eficiencia basada en las leyes solo si la recuperación metalúrgica se rige por la razón de concentración. Si la selección de partículas esta sesgada hacia la aparición de falsos negativos, la recuperación metalúrgica subestimarà la eficiencia basada las leyes. De lo contrario, se sobrestimarà la eficiencia por leyes. Además, la eficiencia por leyes junto con la recuperación metalúrgica podrían proporcionar información valiosa sobre la distribución estadística de la ley en la alimentación, reduciendo así la incerteza asociada a ella.

**Palabras clave.** Sorting de minerales; detección de minerales; clasificación; actuador; pre concentración de minerales.

## 1. Introducción

Independientemente del método de explotación elegido por una faena minera, las estrategias para la extracción de mineral en las operaciones mineras siempre priorizan el procesamiento de minerales de alta ley, dejando los recursos minerales de menor ley para etapas más avanzadas del desarrollo de la mina (Calvo et al., 2016). Adicionalmente, la dilución del mineral, un proceso que ocurre durante toda la vida activa de la mina, aumenta con el tiempo la tendencia de reducción en la ley de mineral en la alimentación a la planta de procesamiento de minerales (Scoble & Moss, 1994). A pesar de esto último, las plantas de procesamiento de minerales fueron diseñadas originalmente para una ley y rendimiento específicos. En consecuencia, las plantas se han vuelto menos eficientes con el tiempo, debido a que han debido incrementar las cantidades de material tratado para mantener los niveles de producción. En este escenario, las tecnologías de sorting se vuelven importantes debido a que tienen el potencial como herramienta de pre concentración no solo para incrementar la ley de alimentación, sino que además mantener el rendimiento de la planta.

La incorporación de dichas operaciones de sorting generalmente se recomienda en las primeras etapas de los circuitos de procesamiento de minerales o de las plantas hidrometalúrgicas para reducir los requerimientos de energía de los circuitos de conminución de minerales y la necesidad de otros requerimientos posteriores del proceso (Bearman et al., 2019).

Históricamente, se empleó el sorting manual, que dependía de la capacidad de percepción humana para reconocer minerales a través de un examen visual y manual de las propiedades físicas como el color, gravedad específica relativa, la forma de las partículas y la textura (Handy, 1918; Biringucci et al., 1942; Kidd, 1983; Cutmore & Eberhardt, 2002). En los tiempos modernos, la tecnología ha evolucionado hacia la implementación de técnicas más económicas, de detección automatizada para lograr mejores eficiencias con tonelajes más altos (Robben & Wotruba, 2019). Estos se implementan utilizando tecnologías basadas en sensores que permiten la selección y la separación de las partículas de mineral que exhiben porcentajes de masa de material valioso por encima de un cierto valor de ley umbral para mineral o elemento.

Los propósitos de la implementación del sorting de minerales cubre una variedad de situaciones de proceso (Keys et al., 1974) tales como:

- Separación del mineral en dos fracciones, una con una alta proporción de minerales valiosos y la otra con un importante contenido de material de ganga.

- Seleccionar una fracción con alta ley de las especies valiosas desde el material alimentado, que si se permite que continúe a través de la línea de producción podría reportarse como pérdidas valiosas debido a ineficiencias inherentes de las operaciones posteriores de separación de minerales.
- Eliminar las partículas que contienen elementos que signifiquen penalizaciones, que pueden volver ineficientes o más costosas las etapas posteriores de extracción de minerales.
- Seleccionar fracciones de material específicas, que pueden ser comercializadas a diferentes precios según sus distintas leyes.

Además del propósito de la pre concentración a través de los procesos de sorting basado en sensores, se ha sugerido que produciría varios beneficios, tales como:

- Reducir los costos de producción al eliminar el material de ganga, por una fracción de los costos que involucraría procesarlo y separarlo después de pasar por etapas de chancado, molienda y procesos de separación física o química en el circuito de concentración de minerales.
- Remover el material de ganga para mejorar la productividad (Mathews, 1974). Keys et al. (1974) discuten que, el material de ganga ocupa espacio en los molinos, limitando así la capacidad de la planta. Su remoción al inicio del ciclo de procesamiento permite incrementar la tasa de producción de concentrados.
- Estabilizar la ley de alimentación del mineral que va hacia la planta concentradora. Si la separación del mineral es consistente en el tiempo, se minimizan las fluctuaciones en las leyes de alimentación las etapas posteriores a la molienda; esto facilita el control metalúrgico, haciendo eficiente el uso de reactivos en las etapas posteriores y reduciendo la pérdida de valioso en el relave (Cutmore & Eberhardt, 2002).
- Disminuir las leyes de corte, haciendo que las reservas de minerales de baja ley puedan ser explotables (Robben et al., 2014), extendiendo así la vida útil de la mina. De manera similar, los cuerpos mineralizados de baja ley, que no serían rentables para procesar utilizando técnicas convencionales podrían volverse viables (Salter & Wyatt, 1991). Por lo tanto, al eliminar la necesidad de tratar material de ganga, se asegura la reducción de costos.

Además, se identifican oportunidades asociadas a beneficios medio ambientales. Debido a la reducción del consumo energético durante el procesamiento del material de ganga, el agua y los reactivos son usados de manera más efectiva en las etapas de concentración posteriores; la reducción en el volumen de relaves disminuye el riesgo de varias consecuencias deletéreas, incluyendo, entre otras, el drenaje ácido de minas (Vincent, 1981).

### 1.1 Componentes y beneficios de los sorters de minerales

El funcionamiento de los equipos de sorting depende en gran medida de la operación sincronizada de varios subsistemas separados pero dependientes uno del otro (Figura 5).

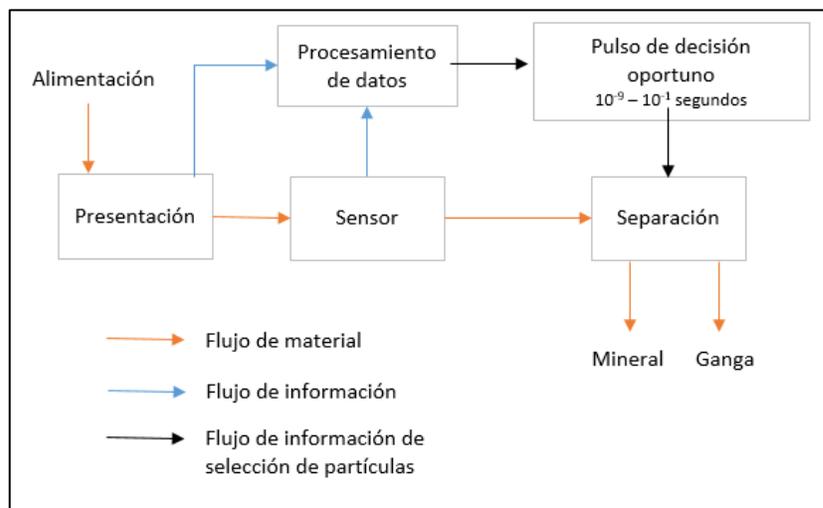


Figura 5. Diagrama de bloques de los subsistemas de un sorter (modificado de Goode 1975; Vincent, 1981; Bibby, 1982; Kidd, 1983; Kruukka & Broicher, 2002; Hunt, 2007; Robben, et al., 2013).

El funcionamiento de los equipos de sorting se inicia con la implementación del sistema de alimentación, el cual proporciona el material para la detección. El dispositivo debe garantizar que cada roca se desplace a una velocidad y dirección conocidas, de modo que los sistemas de detección y separación posteriores puedan sincronizarse correctamente. Hay dos tipos de sistemas de alimentación y presentación para los sensores: mono capas de partículas aleatorias y presentación a granel. En el primer caso, el material se extiende sobre una correa de clasificación formando una sola capa de partículas y las rocas son descargadas en una polea principal en un recorrido casi horizontal, para ser detectadas y separadas durante su vuelo libre. En el segundo caso, comúnmente implementado en materiales que contienen una proporción significativa de partículas finas, el material se esparce uniformemente sobre una cinta para la evaluación de propiedades a granel. El material pasa a través del sistema de detección, que recopila

datos relevantes para áreas discretas del material para que se pueda tomar una decisión sobre las partículas o zonas que están por encima o por debajo del umbral de concentración impuesto.

El sistema de detección consta de una serie de sensores, a partir de los cuales se convierte la información en una señal eléctrica y se alimenta al sistema de procesamiento de datos, que analiza las señales entrantes y las compara con los criterios preestablecidos para determinar qué rocas o áreas de material serán aceptadas y cuáles rechazadas. Posteriormente, el procesador transmite las señales de comando con instrucciones al mecanismo de separación. Se requiere que la señal de comando alcance rápidamente al mecanismo de separación (generalmente menos de 1 s). En el caso de la clasificación roca por roca, la separación del mineral se logra desviando las rocas seleccionadas de su trayectoria normal de vuelo libre utilizando diferentes métodos. Las rocas seleccionadas y rechazadas caen sobre distintas correas transportadoras que llevan a cabo la separación selectiva de partículas. El sistema puede ser configurado para seleccionar los minerales valiosos o la ganga, según cuál sea el que presente un volumen menor, minimizando así el consumo de energía.

### *1.2 Estimación de la eficiencia del sorting de minerales*

La eficiencia de los procesos generalmente es evaluada utilizando la clásica ecuación de eficiencia de dos productos, también conocida como recuperación metalúrgica, la cual comúnmente es aplicada para diferentes procesos de separación de minerales como con la flotación (Ecuación 4) (Drzymala, 2007).

$$\varepsilon = \gamma \frac{\lambda}{\alpha} \quad (4)$$

Donde  $\varepsilon$  define la eficiencia metalúrgica o recuperación metalúrgica;  $\alpha$  es la ley de las especies de interés económico en la alimentación;  $\lambda$ , la ley de material valioso en la fracción aceptada; y  $\gamma$  es la recuperación másica. En los casos en los que no se reporta alguno de estos tres parámetros, se calcula directamente a partir de la reconciliación de datos utilizando la Ecuación 5, la cual relaciona la recuperación másica y las leyes de los flujos.

$$\gamma = \frac{(\alpha - \beta)}{(\lambda - \beta)} \quad (5)$$

Donde  $\beta$  corresponde a la ley de material valioso en la fracción rechazada.

Combinando las ecuaciones 4 y 5, se puede obtener la Ecuación 6.

$$\varepsilon = \frac{\alpha - \beta + \gamma \beta}{\alpha} \quad (6)$$

Esta formulación puede ser considerada correcta bajo el supuesto de que muchas partículas son procesadas por unidad de tiempo. El balance de masas detrás de esta fórmula asume un continuo en las leyes, lo cual es apropiado cuando se procesan partículas pequeñas, como en el caso de procesos como la flotación. No obstante, la estrategia de separación por flotación se centra primero en la recuperación y luego en la ley. En el método propuesto, la estrategia de separación se invierte; el primer parámetro y más relevante es la ley, que es utilizada para identificar, clasificar y separar las partículas, seguido de la recuperación.

El proceso de separación de minerales por sorting se lleva a cabo estableciendo un valor umbral para la ley de valioso, por debajo del cual se rechaza. Por lo tanto, la eficiencia del proceso está fuertemente asociada con la ley de las partículas. Con respecto a esto, este estudio también intenta definir e implementar una forma novedosa de describir la eficiencia de los procesos de clasificación por sorting en función de la ley, con el fin de obtener una representación más precisa del rendimiento del sistema. Existe una cantidad significativa de publicaciones en la literatura sobre este tema; sin embargo, se ha prestado poca atención a la obtención de una imagen más amplia de las tecnologías de detección preferidas, sus logros en términos de la escala del proceso implementado o la evaluación de la eficiencia del proceso. Este review aborda todas estas preguntas.

## **2. Metodología**

Los resultados de pruebas de pre concentración por sorting reportados en la literatura, derivados desde revistas científicas y conferencias, son revisados y analizados cualitativa y cuantitativamente.

La sección de análisis cualitativo presenta el estado del arte de las aplicaciones de sorting, clasificadas en función del elemento principal. En esta sección se revisan las tecnologías preferentemente utilizadas para diferentes tipos de mineral, destacando características como la distribución granulométrica utilizada en cada caso, la variable que se mide y la capacidad de tratamiento, entre otras.

La sección de análisis cuantitativo hace hincapié en el cálculo de la eficiencia de las tecnologías de sorting. La incerteza en la eficiencia de dos productos se estima mediante un análisis de error por propagación. Se establecen y analizan las contribuciones de los diferentes parámetros a la incertidumbre de la eficiencia de sorting.

Por último, se presentan ideas y conocimientos sobre el comportamiento de las eficiencias de sorting reportadas.

## 2.1 Análisis cualitativo

El análisis cualitativo recopila información sobre características específicas de las especies de interés y los correspondientes equipos utilizados para su pre concentración. El encabezado para la tabla que resumen dicha información se presentan en la Figura 6.

Elemento	Mineral de interés separado de la ganga	PSD [mm]	Técnica de análisis	Profundidad del análisis	Actuador	Material objetivo	Material seleccionado	Escala	Capacidad de tratamiento [tph]	Referencia
----------	---	----------	---------------------	--------------------------	----------	-------------------	-----------------------	--------	--------------------------------	------------

Figura 6. Información incluida en la tabla de análisis cualitativo.

La columna *elemento* está organizada alfabéticamente según el símbolo en la tabla periódica; la columna de *minerales de interés* presenta los minerales principales y el material de ganga asociado; *PSD* refiere a la distribución granulométrica; la *técnica de análisis* refiere a la tecnología de detección o sensor utilizado en el estudio; la *profundidad del análisis* indica en términos generales si la técnica de detección mide la superficie o el volumen de las partículas; el *actuador* se refiere al mecanismo físico implementado para realizar la separación de las partículas; la columna *material objetivo* refiere a qué especie o parte del material es medida, ya sea valioso o ganga; el *material seleccionado* refiere a la parte que está siendo seleccionada por el dispositivo; la *escala* refiere a la magnitud de la prueba en la investigación respectiva, es decir, escala de laboratorio, planta piloto o industrial; la *capacidad de tratamiento* indica el tonelaje o rendimiento de la prueba.

La información no reportada se ha indicado como N/R.

## 2.2 Análisis cuantitativo

El análisis cuantitativo presenta la información relacionada a las leyes de alimentación, concentrado y rechazo de los casos de estudio reportados para las diferentes escalas. La columna *alimentación* representa la ley de la alimentación que ingresa a la operación de sorting; *producto principal* se relaciona con el porcentaje en masa de los minerales que contienen el/los elemento/s de interés económico; la columna *rechazo* es la ley del material descartado; y *recuperación másica* refiere a la proporción de material que es aceptada respecto del total. Esta tabla en detalle se encuentra en la sección Apéndice.

Usando la información de las leyes reportadas en la literatura y las eficiencias de separación reportadas se desarrolla un análisis de incerteza de las eficiencias de sorting.

### **3. Resultados y análisis**

#### *3.1 Análisis cualitativo*

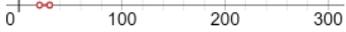
La Tabla 1 representa un resumen de la información de las características cualitativas de las operaciones de sorting reportadas en la literatura.

Tabla 1. Datos cualitativos de sorting.

Elemento	Mineral de interés separado de la ganga(*)	PSD [mm]	Técnica de análisis	Profundidad de análisis (V: volumen; S: superficie)	Actuador	Material objetivo	Material seleccionado	Escala (L: laboratorio; PP: planta piloto; I: industrial)	Capacidad [tph]	Referencia
Ag	N/R		Conductividad	V	Válvulas de aire	V	V	PP	N/R	(Wyman, 1973)
	Argentita y pirargirita desde vetas de cuarzo		Fotometría	S	Válvulas de aire	V	V	I	N/R	(Vincent, 1981)
	Sulfuro polimetálico masivo alojado en roca volcánica		XRT	V	N/R	V	V	I	50	(Robben et al., 2016)
	Sulfuro polimetálico masivo alojado en roca volcánica	N/R	XRT	S	N/R	V	V	I	200	(Robben et al., 2016)
	Plata nativa con pirita		N/R	N/R	N/R	V	V	L	N/R	(Hilscher et al., 2017)
Au	N/R		Fotometría	S	Válvulas de aire	V	G	PP	N/R	(Wyman, 1973)
	Oro desde material rico en carbón		Fotometría (reflectividad)	S	Válvulas de aire	V	V	I	45–65	(Keys et al., 1974)
	N/R		Fotometría (reflectividad)	S	Válvulas de aire	V	V	PP	45	(Goode, 1975)
	Oro como una capa fina superficial sobre pebbles de cuarzo con cuarcita		Fotometría	S	Válvulas de aire	V	G	I	N/R	(Vincent, 1981)
	N/R		Fotometría	S	Válvulas de aire	V	V	I	N/R	(Kidd, 1984)
	N/R		Fotometría	S	Válvulas de aire	V	V	I	N/R	(Kidd, 1984)

N/R		Fotometría	S	Válvulas de aire	V	V	I	N/R	(Kidd, 1984)
Oro asociado con sulfuros		Fotometría	S	Válvulas de aire	V	V	L	N/R	(Wilkinson, 1985)
Oro asociado con sulfuros		Conductividad	V	Válvulas de aire	V	V	L	N/R	(Wilkinson, 1985)
Oro asociado con cuarzo		Fotometría (reflectividad)	S	Válvulas de aire	V	V	I	N/R	(Wait & Eng, 1988)
Oro asociado con cuarzo		Fotometría (reflectividad)	S	Válvulas de aire	V	V	I	N/R	(Wait & Eng, 1988)
Oro asociado con magnesita, feldespato, talco y caliza		Fotometría (reflectividad)	S	Válvulas de aire	V	V	N/R	25–300	(Wills & Napier-Munn, 2006b)
N/R		Fotometría	S	Válvulas de aire	V	G	PP	N/R	(von Ketelhodt, 2009)
Oro asociado con sulfuros		Radiometría	V	Válvulas de aire	V	V	I	20	(Kleine et al., 2016)
Oro asociado con cuarzo	N/R	XRT	V	Eyector neumático	V	V	PP	N/R	(Parry & van Wyk, 20016)
N/R		Fotometría (color)	S	Válvulas de aire	V	G	L	32	(Gülcan & Gülsoy, 2017)
N/R		Fotometría (color)	S	Válvulas de aire	V	G	L	11	(Gülcan & Gülsoy, 2017)
N/R		Fotometría (color)	S	Válvulas de aire	V	G	L	1.3	(Gülcan & Gülsoy, 2017)
Minerales de telururo de oro y oro-plata (calaverita) asociados con oro nativo menor		XRT	V	Válvulas de aire	V	V	I	34	(Robben et al., 2017)
Minerales de telururo de oro y oro-plata (calaverita) asociados con oro nativo menor		XRT	V	Válvulas de aire	V	V	I	N/R	(Robben et al., 2017)

	N/R		DE-XRT/ Fotometría (Brillo)	V/S	Válvulas de aire	V	V	I	N/R	(von Ketelhodt et al., 2017)
	N/R	N/R	Electromagnetis mo	V	N/R	V	V	L	N/R	(Hilscher et al., 2017)
	N/R	N/R	XRF	N	N/R	V	V	L	N/R	(Hilscher et al., 2017)
	Oro asociado con pirita y pirrotita	N/R	N/R	N/R	N/R	V	V	N/R	N/R	(Hilscher et al., 2017)
	Oro asociado con sulfuros y magnetita	N/R	XRT	V	N/R	V	V	L	N/R	(Hilscher et al., 2017)
	N/R	N/R	XRF	S	Válvulas de aire	V	V	L	N/R	(Hilscher & Tong, 2018)
	N/R	N/R	Electromagnetis mo	V	Válvulas de aire	V	V	L	N/R	(Hilscher & Tong, 2018)
	N/R	N/R	XRF	S	Válvulas de aire	V	V	L	N/R	(Hilscher & Tong, 2018)
	N/R	N/R	XRF	V	Eyector neumático	V	V	PP	N/R	(Fedorov et al., 2018)
	N/R		XRF	V	Eyector neumático	V	V	PP	N/R	(Fedorov et al., 2018)
	N/R		XRF	V	Eyector neumático	V	V	PP	N/R	(Fedorov et al., 2018)
	N/R		XRF	V	Eyector neumático	V	V	PP	N/R	(Fedorov et al., 2018)
	Oro desde una pila de pebbles; material de ganga no reportado		XRF	V	Eyector neumático	V	V	PP	N/R	(Fedorov et al., 2018)
B	Minerales de boro; material de ganga no reportado		Absorción de neutrones	V	N/R	V	V	N/R	N/R	(Wills & Napier- Munn, 2006b)
Ba	Barita desde residuos silíceos		Fotometría	S	Válvulas de aire	G	G	PP	N/R	(Wyman, 1973)

Be	Minerales de berilio; material de ganga no reportado	N/R	Radiometría	V	N/R	V	V	N/R	N/R	(Wills & Napier- Munn, 2006b)
	Diamantes desde concentrados de grava		XRL	V	Válvulas de aire	V	V	PP	28 - 38	(Wyman, 1973)
	Diamantes asociados con kimberlita	N/R	Atenuación de micro ondas	V	Válvulas de agua	V	V	N/R	N/R	(Wills & Napier- Munn, 2006b)
	Diamantes asociados con kimberlita	N/R	XRL	V	Válvulas de aire	V	V	N/R	N/R	(Wills & Napier- Munn, 2006b)
	Separar esquisto del carbón		DE-XRT	V	N/R	G	G	PP	N/R	(von Ketelhodt & Bergmann, 2010)
C	Separar esquisto del carbón		DE-XRT	V	N/R	G	G	PP	N/R	(von Ketelhodt & Bergmann, 2010)
	Separar esquisto del carbón		DE-XRT	V	N/R	G	G	PP	N/R	(von Ketelhodt & Bergmann, 2010)
	Separar esquisto de carbón bituminoso		XRT	V	Tipo chute	G	G	PP	100	(Robben et al., 2014)
	Separar esquisto de carbón bituminoso		XRT	V	Válvulas de aire	G	G	PP	50	(Robben et al., 2014)
	Separar esquisto de carbón bituminoso		XRT	V	Válvulas de aire	G	G	PP	100	(Robben et al., 2014)
	Separación de carbón y ceniza		XRT	V	N/R	G	G	L	N/R	(Kolacz, 2016)

Ca

Diamantes asociados con kimberlita		Fotometría (cámara/color) / NIR	S	Válvulas de aire	V	V	PP	N/R	(Mahlangu et al., 2016)
Separar caliza, dolomita y ceniza del yeso		Fotometría (reflectividad)	S	N/R	V	G	PP	50	(French, 1967a)
Separar yeso de carbonato y pizarra		Fotometría (reflectividad)	S	Válvulas de aire	V	G	PP	1.5	(French, 1967a)
Yeso desde mármol, tiza, arcilla refractaria, silimanita, wolframita, cuarzo, manganeso y carbón		Fotometría (reflectividad)	S	N/R	V	G	PP	N/R	(French, 1967a)
Yeso artificialmente mezclado con carbonato y pizarra		Fotometría (reflectividad)	S	Válvulas de aire	V	G	PP	1.5	(French, 1967b)
Yeso artificialmente mezclado con pizarra		Fotometría (reflectividad)	S	Válvulas de aire	V	G	PP	1.5	(French, 1966)
Yeso artificialmente mezclado con pizarra		Fotometría (reflectividad)	S	Válvulas de aire	V	G	PP	1.5	(French, 1966)
Caliza; material de ganga no reportado		XRL – sorting seco	V	Válvulas de aire	V	V	I	30–35	(Wyman, 1973)
Yeso en mármol		Fotometría	S	Válvulas de aire	V	V	I	2	(Wyman, 1973)
Yeso desde pizarra y carbonato		Fotometría	S	Válvulas de aire	V	V	I	1.2	(Wyman, 1973)
Yeso; material de ganga no reportado		Fotometría	S	Válvulas de aire	V	V	I	0.5	(Wyman, 1973)
Calcita de gneiss de hornblenda		Fotometría	S	Válvulas de aire	G	V	PP	N/R	(Wyman, 1973)
Calcita de material silíceo oscuro; material de ganga no reportado		N/R	N/R	N/R	V	V	N/R	1.6	(Wyman, 1973)
Tiza con ganga de pedernal oscuro		N/R	N/R	N/R	V	V	N/R	0.8	(Wyman, 1973)

	Yeso de residuos con pizarra y carbonato		Fotometría	S	Válvulas de aire	V	V	PP	N/R	(Wyman, 1973)
	Yeso de mármol		Fotometría	S	Válvulas de aire	V	V	PP	1–3	(Wyman, 1973)
	Remover caliza de arenisca de origen canadiense		Fotometría	S	Válvulas de aire	V	G	PP	N/R	(Wyman, 1973)
	Caliza blanca de caliza gris		Fotometría	S	Válvulas de aire	V	G	PP	25–30	(Wyman, 1973)
	Caliza blanca de caliza amarilla, rosada y gris		Fotometría	S	Válvulas de aire	V	G	PP	22–35	(Wyman, 1973)
	Dolomita de piezas con hierro		Fotometría	S	Válvulas de aire	V	G	PP	5.1	(Wyman, 1973)
	Arenisca de dolomita y kupferschiefer		NIR	S	Válvulas de aire	V	V	L	N/R	(Romm et al., 2012)
	Dolomita y caliza de tierras raras	N/R	DE-XRT/ Electromagnetismo	V	Eyector neumático	V	G	L	N/R	(Petter et al., 2017)
	Sulfuros de cobre de pórfido cuprífero		Conductividad	V	Válvulas de aire	V	V	PP	N/R	(Wyman, 1973)
	Piezas de cobre nativo desde piezas sin cobre	N/R	Método RF	V	Válvulas de aire	V	V	PP	N/R	(Wyman, 1973)
	Cobre desde chatarra de un proceso magnético de magnetita		Conductividad	V	Válvulas de aire	V	V	PP	N/R	(Wyman, 1973)
	N/R		Conductividad	V	Válvulas de aire	V	G	PP	N/R	(Wyman, 1973)
	N/R		Conductividad	V	Válvulas de aire	V	G	PP	N/R	(Wyman, 1973)
	Malaquita de caliza		Fotometría	V	Válvulas de aire	V	V	PP	0.75	(Wyman, 1973)
	Cobre nativo desde mineral conglomerado y amigdaloides		Sorter eléctrico	V	Válvulas de aire	V	V	PP	7.2	(Schultz, 1975)
	Cobre nativo desde mineral conglomerado y amigdaloides		Sorter eléctrico	V	Válvulas de aire	V	V	PP	16.1	(Schultz, 1975)

Cu

Cobre nativo desde mineral conglomerado y amigdaloides		Sorter eléctrico	V	Válvulas de aire	V	V	PP	8.7	(Schultz, 1975)
Cobre nativo desde mineral conglomerado y amigdaloides		Sorter eléctrico	V	Válvulas de aire	V	V	PP	5.6	(Schultz, 1975)
Cobre nativo desde mineral conglomerado y amigdaloides		Sorter eléctrico	V	Válvulas de aire	V	V	PP	17.9	(Schultz, 1975)
Cobre nativo desde mineral conglomerado y amigdaloides		Sorter eléctrico	V	Válvulas de aire	V	V	PP	30.3	(Schultz, 1975)
Cobre nativo desde mineral conglomerado y amigdaloides		Sorter eléctrico	V	Válvulas de aire	V	V	PP	17.1	(Schultz, 1975)
Cobre nativo desde mineral conglomerado y amigdaloides		Sorter eléctrico	V	Válvulas de aire	V	V	PP	10.3	(Schultz, 1975)
Cobre nativo desde mineral conglomerado y amigdaloides		Sorter eléctrico	V	Válvulas de aire	V	V	PP	9.5	(Schultz, 1975)
Cobre nativo desde mineral conglomerado y amigdaloides		Sorter eléctrico	V	Válvulas de aire	V	V	PP	22.9	(Schultz, 1975)
Cobre nativo desde mineral conglomerado y amigdaloides		Sorter eléctrico	V	Válvulas de aire	V	V	PP	16.7	(Schultz, 1975)
Cobre nativo desde mineral conglomerado y amigdaloides		Sorter eléctrico	V	Válvulas de aire	V	V	PP	12.5	(Schultz, 1975)
Cobre nativo desde mineral conglomerado y amigdaloides		Sorter eléctrico	V	Válvulas de aire	V	V	PP	9.3	(Schultz, 1975)
Cobre nativo desde mineral conglomerado y amigdaloides		Sorter eléctrico	V	Válvulas de aire	V	V	PP	23.7	(Schultz, 1975)
Cobre nativo desde mineral conglomerado y amigdaloides		Sorter eléctrico	V	Válvulas de aire	V	V	PP	24.6	(Schultz, 1975)

Cobre nativo desde mineral conglomerado y amigdaloides		Sorter eléctrico	V	Válvulas de aire	V	V	PP	18.7	(Schultz, 1975)
Cobre nativo desde mineral conglomerado (calcita, epidota, clorita, feldespato)		Sorter eléctrico	V	Válvulas de aire	V	V	L	N/R	(Miller et al., 1974)
Cobre nativo desde mineral conglomerado (calcita, epidota, clorita, feldespato)		Sorter eléctrico	V	Válvulas de aire	V	V	L	N/R	(Miller et al., 1974)
Cobre nativo desde mineral conglomerado (calcita, epidota, clorita, feldespato)		Sorter eléctrico	V	Válvulas de aire	V	V	L	N/R	(Miller et al., 1974)
Cobre nativo desde mineral conglomerado		Sorter eléctrico	V	Válvulas de aire	V	V	L	0.23	(Miller et al., 1978)
Cobre nativo desde mineral conglomerado		Sorter eléctrico	V	Válvulas de aire	V	V	L	0.23	(Miller et al., 1978)
Covelina, digenita, calcopirita, calcosina y bornita; material de ganga no reportado		Sorter eléctrico	V	Compuerta mecánica	V	V	L	1.4	(Miller et al., 1978)
Covelina, digenita, calcopirita, calcosina y bornita; material de ganga no reportado		Sorter eléctrico	V	Compuerta mecánica	V	V	L	1.4	(Miller et al., 1978)
Covelina, digenita, calcopirita, calcosina y bornita; material de ganga no reportado		Sorter eléctrico	V	Compuerta mecánica	V	V	L	1.4	(Miller et al., 1978)
Covelina, digenita, calcopirita, calcosina y bornita; material de ganga no reportado		Sorter eléctrico	V	Compuerta mecánica	V	V	L	1.4	(Miller et al., 1978)
Covelina, digenita, calcopirita, calcosina y bornita; material de ganga no reportado		Sorter eléctrico	V	Compuerta mecánica	V	V	L	1.4	(Miller et al., 1978)

Cobre nativo desde mineral conglomerado y amigdaloides		Sorter eléctrico	V	Válvulas de aire	V	V	L	N/R	(Ahlness, 1980)
Calcopirita, de pirita, galena, esfalerita, tetraedrita, argentita, pirargirita, hübnerita y cuarzo		Fotometría	S	Válvulas de aire	V	V	I	N/R	(Vincent, 1981)
Calcopirita, de pirita, galena, esfalerita, leptitas, esquistos de mica y cuarzo		Conductividad	V	N/R	V	G	L	N/R	(Sivamohan & Forssberg, 1991)
Calcopirita, de pirita, galena, esfalerita, leptitas, esquistos de mica y cuarzo		Sorter eléctrico	V	N/R	V	G	L	N/R	(Sivamohan & Forssberg, 1991)
N/R	N/R	Fotometría (reflectividad)	S	Válvulas de aire	V	G	L	N/R	(Sivamohan & Forssberg, 1991)
Calcopirita desde pirrotina, esfalerita y cuarzo		Radiometría	V	N/R	V	G	I	7-40	(Wills & Napier-Munn, 2006b)
Cobre desde pebbles de carbonatita, magnetita y dolerita		Fotometría/ Electromagnetismo	S/V	Válvulas de aire	V	G	I	27	(Seerane & Rech, 2011)
Cobre desde pebbles de carbonatita, magnetita y dolerita		Fotometría/ Electromagnetismo	S/V	Válvulas de aire	V	G	I	37	(Seerane & Rech, 2011)
Cobre desde pebbles de carbonatita, magnetita y dolerita		Fotometría/ Electromagnetismo	S/V	Válvulas de aire	V	G	I	70	(Seerane & Rech, 2011)
Cobre desde pebbles de carbonatita, magnetita y dolerita		Fotometría/ Electromagnetismo	S/V	Válvulas de aire	V	G	I	45	(Seerane & Rech, 2011)
Calcopirita desde pórfido cobre-oro	N/R	MR	V	Tipo chute	V	G	I	277	(Duffy et al., 2015)

	Calcopirita, bornita, calcosina, tenantita y covelina desde pórfido cuprífero		MW-IRT	S	N/R	V	V	PP	15–80	(Batchelor et al., 2016)	
	Crisocola, malaquita y cuprita de cuarzo, feldespato, moscovita y biotita		NIR	S	N/R	V	V	L	N/R	(Iyakwari et al., 2016)	
	Sulfuro polimetálico masivo alojado en roca volcánica		XRT	V	N/R	V	G	I	200	(Robben et al., 2016)	
	Sulfuro polimetálico masivo alojado en roca volcánica		XRT	V	N/R	V	V	I	50	(Robben et al., 2016)	
	Mineral de cobre; material de ganga no reportado		Fotometría (color)	S	Válvulas de aire	V	G	L	36	(Gülcan & Gülsoy, 2017)	
	Mineral de cobre; material de ganga no reportado		Fotometría (color)	S	Válvulas de aire	V	G	L	18	(Gülcan & Gülsoy, 2017)	
	Mineral de cobre; material de ganga no reportado		Fotometría (color)	S	Válvulas de aire	V	G	L	1.25	(Gülcan & Gülsoy, 2017)	
	Mineral de cobre; material de ganga no reportado		Fotometría (color)	S	Válvulas de aire	V	G	L	1.2	(Gülcan & Gülsoy, 2017)	
	Calcopirita desde un depósito en Australia; material de ganga no reportado		N/R	XRT	V	Válvulas de aire	V	V	L	N/R	(Hilscher & Tong, 2018)
	Calcopirita e isocubanita de esfalerita, barita y sílice		N/R	XRT	V	N/R	V	V	L	N/R	(Kowalczuk, 2018)
	Calcopirita e isocubanita de esfalerita, barita y sílice		N/R	XRF	V	N/R	V	V	L	N/R	(Kowalczuk, 2018)
Cr	Cromita de epidota y serpentina		Sorter eléctrico	V	N/R	V	V	L	N/R	(Andrews &	

	Cromita de epidota y serpentina		Sorter eléctrico	V	N/R	V	V	L	N/R	Jackman, 1988) (Andrews & Jackman, 1988)
	Cromita de epidota y serpentina		Sorter eléctrico	V	N/R	V	V	L	N/R	(Andrews & Jackman, 1988)
	Cromita de epidota y serpentina		Sorter eléctrico	V	N/R	V	V	PP	N/R	(Andrews & Jackman, 1988)
Fe	Mineral de hierro con pirita diseminada		XRT	V	N/R	V	G	L	N/R	(Kolacz, 2014)
	Mineral de hierro con pirita diseminada		XRT/ Fotometría	V/S	N/R	V	G	L	N/R	(Kolacz, 2014)
	Mineral de hierro con pirita diseminada		XRT	V	N/R	V	G	L	N/R	(Kolacz, 2014)
	Hematita de lignita		Fotometría (color)	S	Válvulas de aire	V	G	L	3	(Gülcan & Gülsoy, 2017)
	Separación de hematita-itaberita de cuarzo		DE-XRT	V	Eyector neumático	V	V	L	N/R	(Young et al., 2017)
Li	Lepidolita violeta oscura de lepidolita color claro		Fotometría	S	Válvulas de aire	V	V	PP	1	(Wyman, 1973)
	Lepidolita de pegmatita		Fotometría	S	Válvulas de aire	G	G	PP	N/R	(Wyman, 1973)
	Espodumena de cuarzo, albita y feldespato potásico		Fotometría (color)	S	Tipo chute	V	G	PP	N/R	(Rohleder et al., 2018)
	Espodumena de cuarzo, albita y feldespato potásico		Fotometría (color)	S	Tipo chute	V	G	PP	N/R	(Rohleder et al., 2018)
Mg	Brucita de sílice oscuro (cuarzo)		Fotometría	S	Válvulas de aire	G	G	PP	5	(Wyman, 1973)

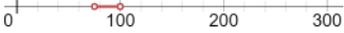
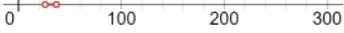
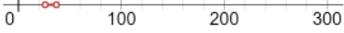
	Magnesita; material de ganga no reportado		Fotometría	S	Válvulas de aire	G	G	PP	0.75	(Wyman, 1973)
	Magnesita de serpentina y talco		Fotometría (reflectividad)	S	Válvulas de aire	V	V	I	30–40	(Schapper, 1976)
	Magnesita de serpentina y talco		Fotometría (reflectividad)	S	Válvulas de aire	V	V	I	55–75	(Schapper, 1976)
	Magnesita de serpentina		Fotometría	S	Válvulas de aire	V	V	I	40	(Vincent, 1981)
	Magnesita de serpentina café		Fotometría	S	Válvulas de aire	V	V	I	125	(Kidd, 1983)
Mo	N/R		XRF	V	Eyector neumático	V	V	L	N/R	(Fedorov et al., 2018)
	N/R		XRF	V	Eyector neumático	V	V	L	N/R	(Fedorov et al., 2018)
	N/R		XRF	V	Eyector neumático	V	V	L	N/R	(Fedorov et al., 2018)
Sulfuros metálicos (MS)	Sulfuros sudamericanos		Conductividad	V	Válvulas de aire	V	V	PP	N/R	(Wyman, 1973)
	Sulfuros australianos		Conductividad	V	Válvulas de aire	V	V	PP	N/R	(Wyman, 1973)
	Sulfuros, óxidos y metales base		Conductividad	V	N/R	V	V	N/R	120	(Wills & Napier-Munn, 2006b)
Na	Sal de roca de anhidrita		Fotometría	S	Válvulas de aire	G	G	IND	1	(Wyman, 1973)
	Trona clara (alta ley) de trona oscura (baja ley)		Fotometría	S	Válvulas de aire	G	G	PP	4	(Wyman, 1973)
Nb	Pentóxido de niobio de carbonatita		XRF	V	N/R	V	V	L	N/R	(Vartiainen, 1985)
Ni	Níquel de un mineral canadiense; material de ganga no reportado		Conductividad	V	Válvulas de aire	V	G	PP	N/R	(Wyman, 1973)
	Pentlandita y pirrotita de ortopiroxeno, anfíbol y cuarzo/feldespato		XRT	V	Eyector neumático	V	V	I	N/R	(Parry & Fitzmaurice, 2018)

Pb	Galena de esfalerita, pirita, marcasita, pirrotita, calcita, paligorsquita, fluorita, calcopirita y dolomita		XRF	S	N/R	V	V	L	N/R	(Tong, 2012)
	Galena de esfalerita, pirita, marcasita, pirrotita, calcita, paligorsquita, fluorita, calcopirita y dolomita		XRF	S	N/R	V	V	L	N/R	(Tong, 2012)
	Galena de esfalerita, pirita, marcasita, pirrotita, calcita, paligorsquita, fluorita, calcopirita y dolomita		XRF	S	N/R	V	V	L	N/R	(Tong, 2012)
	Galena de esfalerita, pirita, marcasita, pirrotita, calcita, paligorsquita, fluorita, calcopirita y dolomita		XRF	S	N/R	V	V	L	N/R	(Tong, 2012)
	Galena de esfalerita, pirita, marcasita, pirrotita, calcita, paligorsquita, fluorita, calcopirita y dolomita		Fotometría (color)	S	N/R	V	V	L	N/R	(Tong, 2012)
	Galena de esfalerita, pirita, marcasita, pirrotita, calcita, paligorsquita, fluorita, calcopirita y dolomita		MW-IRT	S	N/R	V	V	L	N/R	(Tong, 2012)
Grupo de metales del platino (PGM)	PGM y oro de cromita y silicatos		XRF	S	Eyector de paleta	V	V	PP	N/R	(Rule et al., 2015)
Si	Separación de mineral de fibra de asbestos desde un mineral canadiense de asbestos		Conductividad	V	Válvulas de aire	V	V	L	N/R	(Wyman, 1973)

Feldespato potásico de cuarzo, feldespato blanqueado y algunos minerales máficos (desechos de cantera)		Fotometría	S	Válvulas de aire	G	G	PP	N/R	(Wyman, 1973)
Ilmenita negra extraída de feldespato verde grisáceo		Fotometría	S	Válvulas de aire	G	G	PP	N/R	(Wyman, 1973)
Separar cuarzo con hierro del cuarzo blanco		Fotometría	S	Válvulas de aire	G	G	PP	1.2	(Wyman, 1973)
Cuarzo de diorita		Fotometría	S	Válvulas de aire	V	V	I	45–60	(Schapper, 1976)
Cuarzo de diorita		Fotometría	S	Válvulas de aire	V	V	I	80–160	(Schapper, 1976)
Cuarzo de diorita		Fotometría	S	Válvulas de aire	V	V	I	150–180	(Schapper, 1976)
Amianto amosita de material de hierro pesado negro		Fotometría (reflectividad)	S	Válvulas de aire	V	G	I	35–45	(Schapper, 1976)
Amianto amosita de material de hierro pesado negro		Fotometría (reflectividad)	S	Válvulas de aire	V	G	I	70–90	(Schapper, 1976)
Amianto amosita de material de hierro pesado negro	N/R	Infrarrojo	S	N/R	V	V	N/R	N/R	(Wills & Napier-Munn, 2006b)
Separar cuarzo y hematita		Fotometría (color)	S	Válvulas de aire	G	V	L	18.94	(Gülcan & Gülsoy, 2017)
Separar cuarzo y hematita		Fotometría (color)	S	Válvulas de aire	G	V	L	10.35	(Gülcan & Gülsoy, 2017)
Separar cuarzo y hematita		Fotometría (color)	S	Válvulas de aire	G	V	L	3.44	(Gülcan & Gülsoy, 2017)
Separar cuarzo y hematita		Fotometría (color)	S	Válvulas de aire	G	V	L	2.44	(Gülcan & Gülsoy, 2017)

	Separar cuarzo y hematita		Fotometría (color)	S	Válvulas de aire	G	V	L	1.83	(Gülcan & Gülsoy, 2017)
	Separar cuarzo y hematita		Fotometría (color)	S	Válvulas de aire	G	V	L	13.27	(Gülcan & Gülsoy, 2017)
	Separar cuarzo y hematita		Fotometría (color)	S	Válvulas de aire	G	V	L	4.34	(Gülcan & Gülsoy, 2017)
	Separar cuarzo y hematita		Fotometría (color)	S	Válvulas de aire	G	V	L	1.46	(Gülcan & Gülsoy, 2017)
	Separar cuarzo y hematita		Fotometría (color)	S	Válvulas de aire	G	V	L	0.88	(Gülcan & Gülsoy, 2017)
	Separar cuarzo y hematita		Fotometría (color)	S	Válvulas de aire	G	V	L	0.44	(Gülcan & Gülsoy, 2017)
Sn	Casiterita de cuarzo y clorita		XRT	V	Eyector neumático	V	V	I	15	(Robben et al., 2020)
	Casiterita de cuarzo y clorita		XRT	V	Eyector neumático	V	V	I	30	(Robben et al., 2020)
	Casiterita de cuarzo y clorita		XRT	V	Eyector neumático	V	V	I	60	(Robben et al., 2020)
	Casiterita de cuarzo y clorita		XRT	V	Eyector neumático	V	V	I	110	(Robben et al., 2020)
U	Octóxido de triuranio de arenisca		Radiometría	V	N/R	V	V	L	N/R	(Tame & Rosenbaum, 1961)
	Octóxido de triuranio de mineral de pizarra-dolomita	N/R	Radiometría	V	N/R	V	V	L	N/R	(Hubery et al., 1970)
	Octóxido de triuranio de pegmatita		Radiometría	V	Válvulas de aire	V	V	I	12.5	(Wyman, 1973)
	Octóxido de triuranio de calcita		Radiometría	V	Válvulas de aire	V	V	I	25	(Wyman, 1973)
	Octóxido de triuranio de cuarzo, calcita y clorita		Radiometría	V	Válvulas de aire	V	V	I	80	(Wyman, 1973)

	Octóxido de triuranio de mineral canadiense		Fotometría	S	Válvulas de aire	V	V	PP	N/R	(Wyman, 1973)
	Octóxido de triuranio; material de ganga no reportado		Radiometría	V	Válvulas de aire	V	V	PP	N/R	(Wyman, 1973)
	Octóxido de triuranio; material de ganga no reportado		Radiometría	V	Válvulas de aire	V	V	PP	N/R	(Wyman, 1973)
	Octóxido de triuranio; material de ganga no reportado		Radiometría	V	Válvulas de aire	V	V	PP	N/R	(Wyman, 1973)
	Octóxido de triuranio de calcita		Radiometría	V	Válvulas de aire	V	V	PP	N/R	(Goode, 1975)
	Octóxido de triuranio; material de ganga no reportado		Radiometría	V	Válvulas de aire	V	V	I	N/R	(Robb, 1979)
	Octóxido de triuranio de calcita		Radiometría	V	Válvulas de aire	V	V	I	N/R	(Vincent, 1981)
	Octóxido de triuranio de alanita		Radiometría	V	Válvulas de aire	V	V	I	180	(Bibby, 1982)
	Octóxido de triuranio de alanita		Radiometría	V	Válvulas de aire	V	V	I	180	(Bibby, 1982)
V	Óxido de vanadio de cuarcita, feldespato, óxidos de hierro y montmorilonita		Fotometría	S	Válvulas de aire	G	G	PP	N/R	(Wyman, 1973)
	Scheelita; material de ganga no reportado	N/R	Fotometría	S	Válvulas de aire	V	V	PP	N/R	(Wyman, 1973)
	Wolframita de minerales con cuarzo		Fotometría	S	Válvulas de aire	V	V	I	250	(Vincent, 1981)
W	Scheelita de granito carbonífero	N/R	Fluorescencia (radiación UV)	S	N/R	V	V	N/R	N/R	(Wills & Napier-Munn, 2006b)
	Scheelita de anfibolitas y gneises félsicos		XRT	V	N/R	V	V	I	65	(Robben & Mosser, 2014)
Zn	Sauconita, hemimorfita,		NIR	S	Válvulas de aire	V	G	PP	120	(Robben et al., 2010)

smithsonita, hidrocincita de pirita, esfalerita y calcopirita menor											
Esfalerita de galena, pirita, marcasita, pirrotita, calcita, paligorskita, fluorita, calcopirita y dolomita		XRF	S	N/R	V	V	L	N/R	(Tong, 2012)		
Esfalerita de galena, pirita, marcasita, pirrotita, calcita, paligorskita, fluorita, calcopirita y dolomita		XRF	S	N/R	V	V	L	N/R	(Tong, 2012)		
Esfalerita de galena, pirita, marcasita, pirrotita, calcita, paligorskita, fluorita, calcopirita y dolomita		XRF	S	N/R	V	V	L	N/R	(Tong, 2012)		
Esfalerita de galena, pirita, marcasita, pirrotita, calcita, paligorskita, fluorita, calcopirita y dolomita		XRF	S	N/R	V	V	L	N/R	(Tong, 2012)		
Esfalerita de galena, pirita, marcasita, pirrotita, calcita, paligorskita, fluorita, calcopirita y dolomita		Fotometría (color)	S	N/R	V	V	L	N/R	(Tong, 2012)		
Esfalerita de galena, pirita, marcasita, pirrotita, calcita, paligorskita, fluorita, calcopirita y dolomita		MW-IRT	S	N/R	V	V	L	N/R	(Tong, 2012)		
Minerales de plomo- zinc diluidos por material de desecho (cuarzo)		DE-XRT	V	Eyector neumático	V	V	L	N/R	(Young et al., 2017)		
Minerales de plomo- zinc diluidos por		DE-XRT	V	Eyector neumático	V	V	L	N/R	(Young et al., 2017)		

---

material de desecho  
(cuarzo)

---

Minerales de zinc de  
una mina ubicada en  
Quebec

N/R

XRF

S

Válvulas de  
aire

V

V

L

N/R

(Hilscher,  
2018)

---

\*: Tal como fue reportado por los autores.  
N/R: No reportado por los autores.

Las secciones 3.1.1 a la 3.1.6 analizan los datos reportados en la Tabla 1.

### 3.1.1 Caracterización física de las partículas

El diámetro de la partícula de mayor tamaño utilizado en los estudios anteriores es de aproximadamente 170 mm. Independientemente del elemento (commodity) de interés y los minerales involucrados, el diámetro de la mayoría de las partículas alimentadas durante las operaciones de sorting reportadas están en el rango entre 14 y 38 mm (Figura 7A). El coeficiente de variación muestra una frecuencia máxima en los rangos entre 14 a 22% y 29 a 36% (Figura 7B), indicando la importancia de utilizar distribuciones de tamaño de partículas estrechas al implementar operaciones de sorting de minerales.

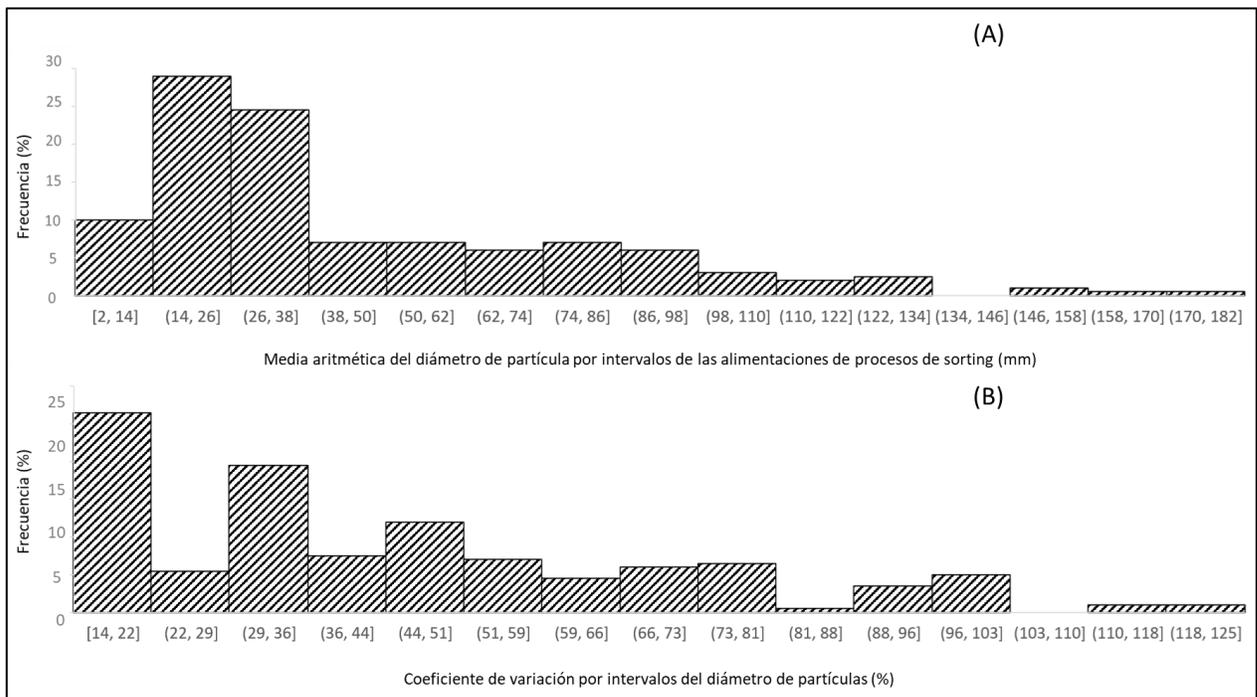


Figura 7. (A) Frecuencia del diámetro de partícula promedio usado en operaciones de sorting de minerales. (B) Coeficiente de variación observados para el tamaño de partículas promedio usado en operaciones de sorting de minerales.

Muchos casos de estudio reportan datos provenientes de equipos prototipo. Con ello, de alguna manera es difícil interpretar las razones por las que los autores prefieren un rango específico de tamaño de partículas. Sin embargo, desde un punto de vista de la especie de interés, es claro que, los diámetros de partícula promedio utilizados para metales alcalinos, alcalinotérreo y metaloides corresponden a la mitad de los implementados para minerales que contienen metales de transición, transición interna y pos transición (Figura 8).

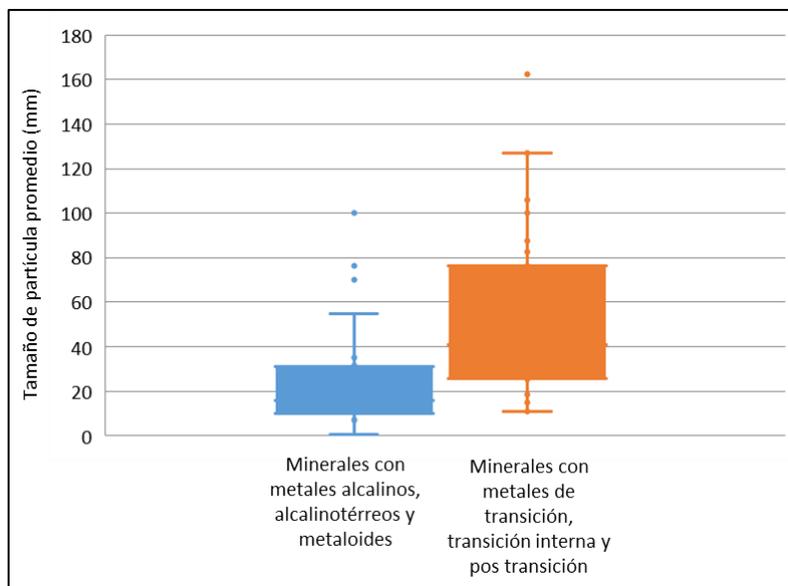


Figura 8. Box plot del tamaño de partícula promedio observado para metales alcalinos, alcalinotérreo y metaloides y para los metales de transición, transición interna y pos transición.

Para evitar una simplificación excesiva del impacto del tamaño de las partículas en el rendimiento del sorting de minerales, los autores han calculado la relación de aspecto, que es la relación entre el diámetro más grande y el más pequeño de las partículas. La literatura científica sobre la conminución de minerales indica que la relación de aspecto típica de chancado está en rangos de entre 3:1 y 6:1 (Wills & Napier-Munn, 2006b). Estos estudios indican que los resultados de las tecnologías de sorting se deterioran cuando la relación de aspecto es mayor que 3 (Wotruba & Riedel, 2005); por lo tanto, este podría ser un tema a considerar cuando se implementan estas operaciones, ya que el parámetro mencionado no siempre estaría en el valor óptimo. Sin embargo, debe tenerse en cuenta que, sólo unos pocos estudios en la literatura informan el valor de la relación de aspecto mencionado anteriormente.

### 3.1.2 Selección de la tecnología de sensores para la identificación de minerales/elementos

La selección de tecnologías para identificar diferentes minerales en las partículas mineralizadas está impulsada principalmente por la naturaleza de la especie a identificar, que puede ser un mineral valioso, material de ganga o ambos. La química y el modo de ocurrencia de los elementos de interés son factores clave en la selección precisa de la tecnología del sensor (Cotton & Wilkinson, 1988). En la siguiente sección se han revisado varios elementos y sus tecnologías de identificación más utilizadas.

#### *Metales nobles y PGM*

Las tecnologías de detección basadas en el uso de la luz son las preferidas para los metales nobles como el oro y la plata, debido a su modo de ocurrencia, que en muchos casos corresponde al estado del metal y las constantes ópticas bien conocidas (Bass, 1995). Para los minerales que contienen plata, las tecnologías de sorting utilizadas también incluyen métodos de escaneo por transmisión de rayos X (XRT) y conductividad (Wyman, 1973). Para el oro, las tecnologías de sorting, más utilizadas incluyen el análisis por XRF. Los PGM comprenden los seis elementos pesados (Ru, Rh, Pd, Os, Ir y Pt) que pertenecen al grupo VIII en la tabla periódica. Se asocian con la plata y el oro y también suelen ser evaluados mediante análisis XRF (Rule et al., 2015).

#### *Elementos radioactivos*

Algunos elementos exhiben un fuerte comportamiento radioactivo. Por ejemplo, se sabe que el berilio tiene el mayor movimiento de neutrones (Jordan y Schierling, 1964), mientras que el boro muestra buenas propiedades de absorción de neutrones, por lo que actúa como un buen escudo contra la radiación (Celen et al., 2019). Por lo tanto, en el caso de minerales que contienen boro y berilio, es necesario utilizar tecnologías de sensores técnicamente avanzadas, como la absorción de neutrones y la radiometría, respectivamente. Los minerales que contienen uranio se identifican y separan principalmente mediante mediciones radiométricas. Aunque no se utiliza mucho, la fotometría también se ha aplicado en pocos casos.

### *Minerales industriales*

El procesamiento de minerales industriales constituye la producción de más de 60 productos básicos, incluidos minerales no metálicos, combustibles minerales y piedras preciosas (Kogel et al., 2006).

Los minerales que contienen calcio se tratan principalmente mediante fotometría, con aplicaciones menores de luminiscencia de rayos X (XRL), espectroscopia de infrarrojo cercano (NIR) por su capacidad para identificar minerales oxidados (Oh et al., 2017) y electromagnetismo si los minerales asociados contienen hierro.

Los minerales que contienen silicio, cuando se asocian con otros minerales de óxido, se identifican mediante fotometría, por ejemplo, cuando se separa el cuarzo de la diorita (Schapper, 1976).

De manera similar, los minerales que contienen calcio, silicio, magnesio y litio también se identifican mediante fotometría. Una de las aplicaciones más utilizadas, en el caso del magnesio, es la separación de magnesita de la serpentina y el talco (Schapper, 1976).

La clasificación de los minerales que contienen carbono se implementa utilizando las técnicas de XRT. Esto se debe principalmente a la presencia de carbono con una gran variedad de otros elementos, metales y no metales, lo que requiere un análisis químico a la roca completa mineralizada basado en las diferencias en el peso atómico (Hazen et al., 2016). Otras técnicas poco utilizadas son el método de transmisión de rayos de energía dual (DE-XRT), la luminiscencia de rayos X (XRL) y la fotometría.

### *Otros commodities*

Los minerales que contienen cobre se identifican mediante mediciones eléctricas o de conductividad, particularmente cuando se separa el cobre nativo (AhIness & Kirchner, 1980). También existen pruebas realizadas con otras tecnologías basadas en métodos de transmisión de rayos X (XRT), espectroscopia de infrarrojo cercano (NIR), fotometría, calentamiento por microondas con imágenes térmicas infrarrojas (MW-IRT) o permeabilidad por radio frecuencia (RF). La tecnología basada en XRT se elige principalmente debido a las grandes diferencias observadas entre las masas atómicas de minerales metálicos y no metálicos. NIR proporciona información confiable sobre la naturaleza de los enlaces elementales en la estructura mineral, particularmente en minerales de óxido (Oh et al., 2017). Estudios recientes han indicado un aumento de las tendencias en el uso de NIR junto con la espectroscopia Raman para identificar minerales de sulfuro (Uusitalo, 2020). Se ha seleccionado MW-IRT en algunos casos de estudio debido a que los sulfuros de cobre exhiben una mayor capacidad calorífica que los óxidos.

Se han aplicado mecanismos de identificación y selección similares para los minerales que contiene cobre usando tecnologías de sensores por radiometría.

En los minerales de óxido de cobre, el material valioso se identifica mediante fotometría. Aunque se aplica un enfoque similar a los óxidos de hierro, así como a los minerales que contienen níquel y zinc, se favorece la técnica de detección NIR. Hay algunos casos de estudio en los que también se han utilizado mediciones de conductividad y XRT con este tipo de minerales.

Los análisis de mayor profundidad (volumen completo de las partículas) se usan preferentemente más que el análisis superficial para minerales que contienen cobre y zinc. En el caso de los minerales que contienen plomo, el análisis superficial posiblemente será escogido primero debido al brillo y color característico del plomo.

La fotometría es el método preferido para los óxidos de hierro debido a la amplia variedad de colores que exhiben. El mismo razonamiento se aplica para los minerales que contienen litio, magnesio o sodio.

Los minerales de níquel, plomo y zinc se identifican mediante mediciones de conductividad, XRF, XRT y MW-IRT. Estos elementos suelen estar incrustados en estructuras de sulfuro metálico, por lo que la selección de tecnologías de sensores es similar a la de los minerales que contienen cobre.

Los minerales que contienen vanadio y tungsteno se identifican principalmente mediante técnicas de fotometría. En este último caso, también se aplican técnicas de radiación UV y XRT.

### 3.1.3 Consistencia entre los mecanismos de detección y separación

Los materiales valiosos generalmente se encuentran en pequeñas cantidades. Como tal, las especies seleccionadas se identifican, miden y separan utilizando el actuador. Sin embargo, hay varios casos en los que se prefiere un enfoque diferente. Por ejemplo, en el caso de la barita y los minerales que contienen carbono como el carbón, el material de ganga se identifica y separa; mientras que, en la industria del diamante, las especies valiosas se identifican y separan. Para la piedra caliza, dolomita y yeso, se identifica el material valioso mediante fotometría, pero se separa la ganga. En los minerales que contienen calcita se identifica el material de ganga y el actuador separa el material valioso. En el tratamiento de minerales que contienen litio y silicio, se han implementado ambas estrategias de sorting para detectar y separar materiales valiosos o ganga. Este es también el caso de los minerales que contienen magnesio y sodio. Para los minerales que contienen silicio, el material de ganga puede identificarse mediante fotometría y separar el material valioso (Gülcan & Gülsoy, 2017).

### 3.1.4 Superficial vs volumétrico, clasificación de las técnicas de detección

Las técnicas utilizadas para detectar material valioso o ganga pueden recopilar información de la superficie o del volumen completo de las partículas. Cuanto más grueso sea el tamaño de partícula utilizado por el equipo de sorting, mayor será la tendencia del sensor seleccionado a medir las características del cuerpo de la partícula (o volumen) y resultar más costoso. La profundidad del análisis generalmente varía según el tipo de elemento o la estructura del mineral que está siendo medido. De hecho, las técnicas de análisis superficiales recopilan información de un cierto espesor de partículas que puede ser lo suficientemente significativa como para convertirse en un análisis del volumen. Por lo tanto, la siguiente discusión sirve solo como referencia para el análisis preliminar de los datos.

La Tabla 2 resume las tecnologías preferidas para la detección de minerales según la tabla periódica y la profundidad de análisis. El sensor de conductividad electromagnética, una técnica volumétrica, se aplica para identificar rocas que contienen cobre nativo (Miller et al., 1978). La tecnología infrarroja se refiere al análisis térmico que mide las diferencias de temperatura en las partículas cuando se exponen a la luz infrarroja. Sin embargo, no está claro cómo estas mediciones se ven influenciadas por la composición mineral de las capas externas de las partículas. XRT y DE-XRT (la información aquí se recopila en forma de imágenes 2D en escala de grises que reflejan la masa atómica de los átomos presentes en la muestra), debido a su profundidad de análisis, generalmente se asocian con información volumétrica de la partícula en lugar de sus capas superficiales más externas. Los métodos radiométricos miden la radioactividad natural de un mineral, lo que además proporciona información volumétrica. El sensor de radiofrecuencia proporciona información relativa a la permeabilidad de la estructura mineral a las ondas electromagnéticas asociadas a bajos valores de energía. A pesar de la gran profundidad de análisis de análisis, esta técnica se combina con tecnologías de sensores masivas. Al igual que los sensores de resonancia magnética (MR) que comprenden sistemas de alta energía, los sensores de radiofrecuencia también se clasifican como analizadores volumétricos.

Por el contrario, la tecnología XRF mide la emisión característica de rayos X secundarios. La literatura científica indica que la profundidad de escape puede ser de hasta 150  $\mu\text{m}$  en el caso de minerales sulfurados, mientras que puede alcanzar hasta 17 mm para los óxidos metálicos (IAEA, 2005). Con lo anterior, la técnica de sorting de minerales podría considerarse superficial si se aplica a pebbles para la separación de minerales sulfurados; pero clasificarse como volumétrica si se aplica a minerales oxidados. La fotometría se refiere a métodos ópticos como el color o la reflectividad y, por tanto, es una medida superficial.

El método NIR mide las energías de enlace en los minerales y captura información de la superficie de las partículas. El método de calentamiento por microondas con imágenes térmicas infrarrojas (MW-IRT) proporciona información de la superficie de las partículas.

Las mediciones electromagnéticas pueden considerarse superficiales en lugar de volumétricas.

Tabla 2. Tecnologías preferidas para la detección de minerales de acuerdo a la tabla periódica y la profundidad de análisis (\*).

Prioridad en la selección de la tecnología de selección	Elementos valiosos					
	Alcalinos (i.e., Li, Na, K, etc.)	Alcalino térreo (i.e., Be, Mg, Ca, etc.)	Elementos de transición (i.e., Cu, Ni, Fe, etc.)	Transición interna (i.e., lantánidos y actínidos)	Metales de pos transición (i.e., Al, Sn, Pb, Bi, etc.)	Metaloides (i.e., B, Si, As, Sb, etc.)
1	Fotometría (hasta 700 $\mu\text{m}$ , aprox. (Cian et al., 2005))	Fotometría (hasta 700 $\mu\text{m}$ , aprox. (Cian et al., 2005))	Eléctrico (hasta 10 cm (Miller et al., 1974))	XRF (de unos pocos a 150 $\mu\text{m}$ (Saraci, 2001); hasta 17 mm (IAEA, 2005))	XRT (varias decenas de milímetro (Tong, 2012))	Fotometría (hasta 700 $\mu\text{m}$ , aprox. (Cian et al., 2005))
2		XRL (hasta 5 mm (Lecoq et al., 2006))	XRF (de unos pocos a 150 $\mu\text{m}$ (Saraci, 2001); hasta 17 mm (IAEA, 2005))		XRF (de unos pocos a 150 $\mu\text{m}$ (Saraci, 2001); hasta 17 mm (IAEA, 2005)); MW-IRT (hasta 10 $\mu\text{m}$ , (Xiao et al., 2020))	Neutrones (hasta 50.8 centímetros (Senftle & Hoyte, 1966); conductividad (hasta 10 cm, (Sivamohan & Forsberg, 1991); IR (hasta algunos $\mu\text{m}$ (Mielczarski et al., 2005))
3		NIR (algunos milímetros (Huang et al., 2016), Radiometría (algunas decenas de milímetros), XRT (varias decenas de milímetro (Tong, 2012))	Fotometría (hasta 700 $\mu\text{m}$ , aprox. (Cian et al., 2005)); XRT (varias decenas de milímetro (Tong, 2012))		Fotometría (hasta 700 $\mu\text{m}$ , aprox. (Cian et al., 2005))	
4			MW-IRT (hasta 10 $\mu\text{m}$ , (Xiao et al., 2020))			
5			DE-XRT (algunas decenas de milímetros, (Tong, 2012))			
6			NIR (algunos milímetros)			

(Huang et al., 2016))  
 Electromagnético (pocos milímetros (Parker, 1981; Dobby & Kelland, 1982)); RF (hasta 10  $\mu\text{m}$  (Xiao et al., 2020)); MR (hasta 100 cm (Lehmann-Horn et al., 2014))

---

\*La profundidad del análisis se informa en términos de la gama de casos asociados con óxidos y sulfuros metálicos.

En general, la fotometría es la técnica más utilizada para identificar metales alcalinos, alcalinotérreos y metaloides. Los elementos que pertenecen al grupo de transición se identifican típicamente usando la técnica eléctrica, mientras que los elementos de transición interna y pos transición se identifican ampliamente usando las técnicas XRF y XRT, respectivamente.

Sorprendentemente, para algunos elementos, el orden de preferencia en la selección del sensor se mueve de mayor a menor profundidad de análisis. Debido a esta evidente inconsistencia, la clasificación de tecnologías de sensores, como superficiales o volumétricas, necesita una revisión crítica.

Además, el análisis superficial podría convertirse en un análisis volumétrico variando la distribución granulométrica adoptada para llevar a cabo el proceso de separación. Esto último es particularmente cierto cuando se procesan flujos de material con distribuciones de tamaño más amplias sólo considerando un tamaño de  $P_{80}$  de la capacidad de la técnica. (Napier-Munn et al., 2005; Wills & Napier-Munn, 2006a).

La mayoría de las técnicas de sensores son adecuadas para diferentes tamaños de partículas, aunque la mayoría de ellas exhiben variabilidades significativas, del orden de 50% o más (Figura 9). Curiosamente, XRT y DE-XRT se utilizan por igual, lo que podría ser una indicación de la infrautilización de la técnica de energía dual (von Ketelhodt & Bergmann, 2010). La técnica MW-IRT muestra el uso del tamaño de partícula promedio más pequeño, mientras que el tamaño de partícula más grande se implementa con NIR.

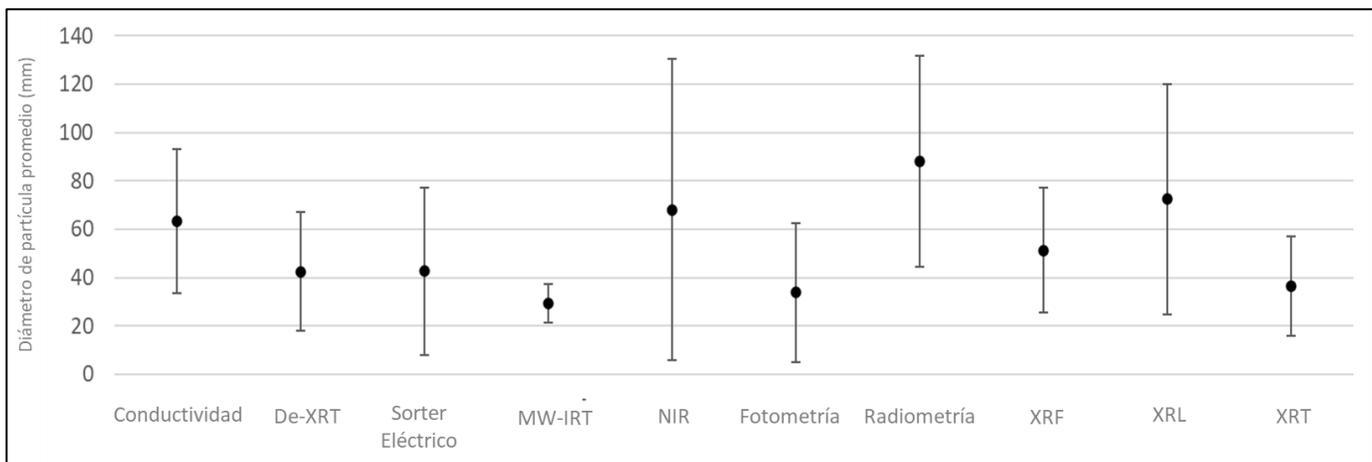


Figura 9. Tamaño de partícula promedio y su incerteza en función de la tecnología de sensor para diferentes tecnologías de sorting de minerales.

No siempre se prefiere el análisis volumétrico por sobre el superficial. Desde un punto de vista práctico, la selección de la tecnología de sensores se basa no solo en la naturaleza del mineral que se evalúa, sino que también en las finanzas detrás de la implementación de la tecnología. Aunque no es una regla general estricta, en muchos casos las tecnologías que capturan información sobre la superficie de las partículas implican el uso de menores requerimientos energéticos que las que obtienen información de la partícula completa. Se observa un comportamiento similar en términos de costos. La perspectiva económica hace hincapié en la importancia de estudiar la textura del mineral en muchos escenarios. Sin embargo, la información sobre la textura del mineral no se ha considerado ni informado con frecuencia en los estudios de sorting de minerales.

### 3.1.5 Actuadores en el dispositivo de selección

Los actuadores se pueden clasificar en las siguientes seis categorías según el método utilizado para separar las partículas de mineral:

1. Válvulas de aire, donde se utiliza aire comprimido para impulsar las partículas seleccionadas y modificar su trayectoria.
2. Tipo chute, donde las partículas de mineral caen continuamente y el chute cambia de posición dependiendo de la aceptación o rechazo del mineral.
3. Compuerta mecánica, donde una puerta se abre o se cierra para aceptar o rechazar el mineral.
4. Eyector de paleta, un sistema mecánico donde un conjunto de paletas impulsa las partículas seleccionadas para separarlas.

5. Válvulas de agua, donde se utilizan eyectores de agua de alta velocidad para modificar la trayectoria de las partículas seleccionadas.
6. Eyector neumático o “actuador de aleta”, donde un compresor que opera a una presión de aprox. 8 bar mueve un sistema neumático que opera una paleta.

Entre estos, las válvulas de aire y los sistemas neumáticos son las tecnologías más comúnmente empleadas. La implementación de chutes, compuertas mecánicas y válvulas de agua es poco común. Muy pocos estudios se han centrado en la separación de minerales mediante actuadores de chute y son con minerales de carbón. Los trabajos que han reportado actuadores de compuerta mecánica son los estudios asociados con clasificadores eléctricos. Los eyectores de paleta son casi exclusivos de los minerales PGM identificados con XRF. Curiosamente, el 30% de los casos estudiados en la literatura no informan detalles sobre el sistema implementado para el actuador en las operaciones de sorting de minerales.

### 3.1.6 Rendimiento vs escala de la operación

El rendimiento casi nunca es mencionado en los estudios de investigación sobre sorting. Las inferencias extraídas de los estudios citados en este trabajo indican que los estudios a escala de laboratorio, planta piloto e industrial corresponden a tamaños de partículas con rangos de 0.23 a 36, 0.75 a 100 y 1.0 a 250 tph, respectivamente (Figura 10). Existe una superposición significativa entre la escala de los procesos y el rendimiento asociado.

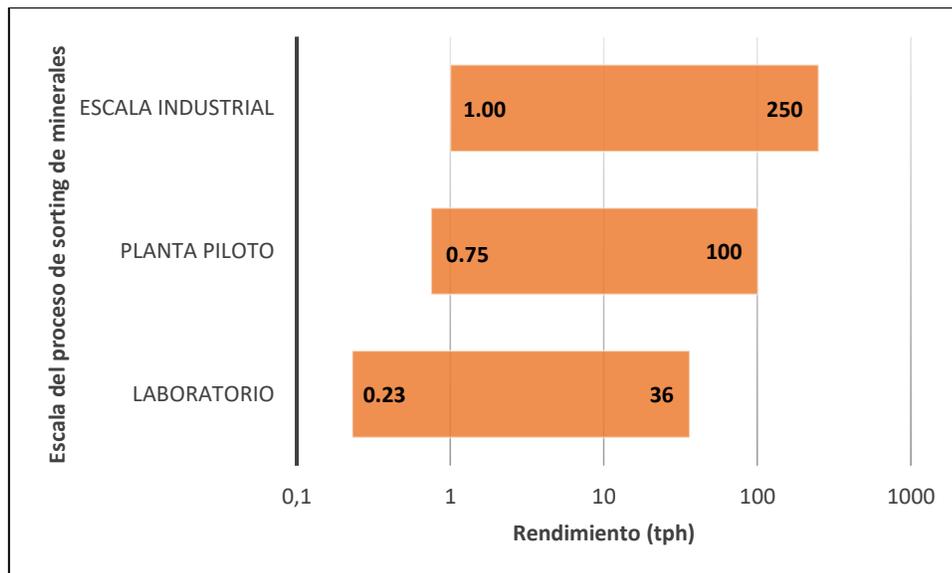


Figura 10. Relación entre la escala del proceso de sorting de minerales declarada por los autores y el tonelaje o rendimiento usado en las pruebas.

La falta de buenas referencias en diferentes escalas dificulta la afirmación de las variables relevantes que permiten escalar los procesos de sorting de minerales. Debido a que muchos de los equipos de sorting de minerales están diseñados como sistemas todo en uno, la superposición entre diferentes escalas se puede eliminar si se supone que la escala de laboratorio está en los rangos de 0.23 a 0.75 tph. Bajo esta presunción, el rendimiento a escala de planta piloto variará entre 0.75 y 100 tph, y la escala industrial entre 100 y 250 tph.

### *3.2 Análisis cuantitativo*

Nuestro análisis confirma que los trabajos previos utilizan la eficiencia de dos productos para estimar el desempeño de las operaciones de sorting de minerales (Apéndice: Tablas A.1 – A.4). Los casos de estudio entregan información insuficiente para analizar el impacto de la escala de proceso en la eficiencia. Como la variable no está claramente establecida, el análisis primario simplemente implica la comparación de las eficiencias de las operaciones de sorting de minerales sin tomar en consideración su escala (ver sección 3.1.6).

La Figura 11 ilustra el desempeño de las operaciones de sorting de minerales aplicadas a diferentes grupos de elementos de interés. Para los minerales que contienen elementos alcalinos, las eficiencias metalúrgicas son generalmente superiores al 95%, con una incertidumbre menor (aproximadamente 2%). El zinc y el plomo muestran estadísticas similares, pero con una variabilidad ligeramente mayor. Las operaciones de sorting en metales alcalinotérreos exhiben eficiencias entre 80 y 90%, con desviaciones estándar cercanas al 15%. Comparativamente, los minerales que contienen metales de transición exhiben eficiencias con mayor variabilidad. En particular, los minerales que contienen zinc presentan eficiencias superiores al  $90 \pm 4\%$ . Los minerales que contienen plomo muestran eficiencias aún más altas, con menos incertidumbre. Tanto los minerales que contienen oro como los que contienen carbono presentan eficiencias entre 48 y 94%.

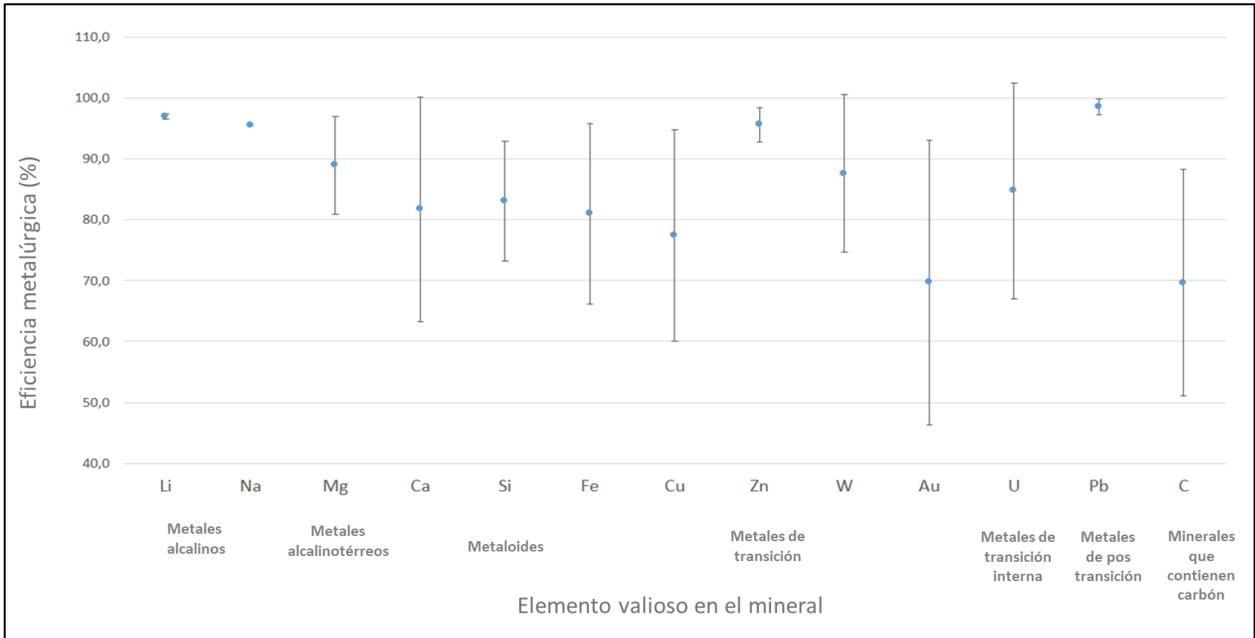


Figura 11. Eficiencia metalúrgica para varios elementos valiosos. Notar que, sólo los elementos para los que varias pruebas se han reportado han sido incluidos en esta figura.

La Figura 12 presenta las razones de concentración (también conocida como razón de enriquecimiento) obtenidas en las operaciones de sorting, aplicada para distintos minerales.

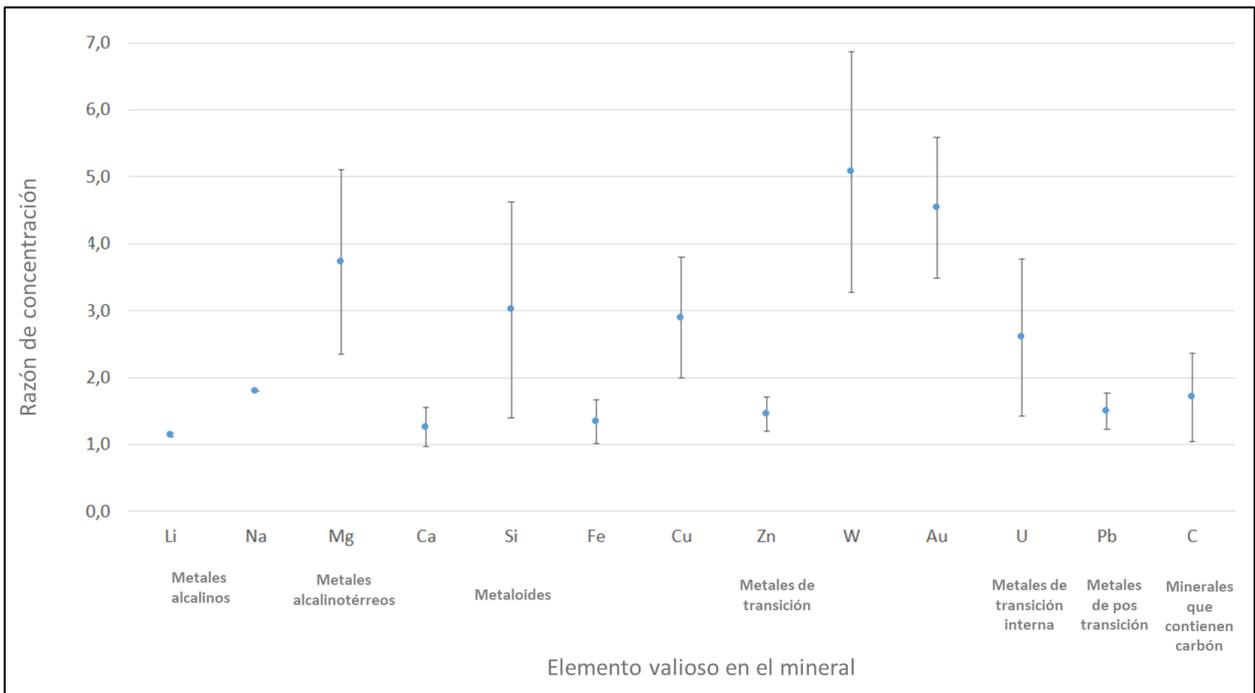


Figura 12. Razón de concentración para varios elementos valiosos. Notar que, sólo los elementos para los que varias pruebas se han reportado han sido incluidos en esta figura.

En la mayoría de los casos de estudio, la razón de concentración es superior a 1. Para los minerales que contienen metales alcalinos, la incerteza de la razón de enriquecimiento es tan baja como 0.5%, a pesar de que su magnitud varía entre 1 y 2. La razón de concentración más alta se observa en el caso del tungsteno, con valores cercanos a 7. Considerando la definición original de este concepto (Barbery, 1991), el valor podría estar asociado con el grado de liberación del elemento valioso, que se relaciona con la aplicación de tecnologías de sorting a partículas formadas por unos pocos minerales (valiosos o ganga). Cuanto mayor sea la razón de concentración, mayor será la liberación del material valioso o de ganga.

### 3.3 Incerteza en el cálculo de procesos de sorting usando la eficiencia de dos productos

Suponiendo un error pequeño en la determinación de distintas variables operacionales (Napier-Munn, 2014), la Ecuación 7 permite calcular la varianza de la eficiencia usando la fórmula de eficiencia para dos productos.

$$Var(\varepsilon) = \left(\frac{\partial \varepsilon}{\partial \gamma}\right)^2 Var(\gamma) + \left(\frac{\partial \varepsilon}{\partial \lambda}\right)^2 Var(\lambda) + \left(\frac{\partial \varepsilon}{\partial \alpha}\right)^2 Var(\alpha) \quad (7)$$

Donde  $\varepsilon$  es la clásica eficiencia metalúrgica o recuperación metalúrgica;  $\alpha$  es la ley de la especie de interés económico en la alimentación;  $\lambda$  es la ley de la especie valiosa en la fracción aceptada;  $\gamma$  es la recuperación másica;  $\left(\frac{\partial \varepsilon}{\partial \gamma}\right)^2$ ,  $\left(\frac{\partial \varepsilon}{\partial \lambda}\right)^2$ , y  $\left(\frac{\partial \varepsilon}{\partial \alpha}\right)^2$  son los coeficientes de sensibilidad; y  $Var(\gamma)$ ,  $Var(\lambda)$ , y  $Var(\alpha)$  representan las respectivas varianzas específicas de la variable correspondiente.

La Ecuación 8 se obtiene resolviendo las derivadas de la ecuación 7, con lo cual se obtiene una forma de estimar la varianza de la eficiencia.

$$Var(\varepsilon) = \left(\frac{\lambda}{\alpha}\right)^2 Var(\gamma) + \left(\frac{\gamma}{\alpha}\right)^2 Var(\lambda) - \gamma \frac{\lambda}{\alpha^2} Var(\alpha) \quad (8)$$

Estos coeficientes se utilizan para analizar los factores más relevantes en la variabilidad de la eficiencia de sorting. Además de compararlos entre sí en cada caso, se analizan graficando por elemento, técnica de análisis y flujo de alimentación. Como las escalas de las pruebas reportadas muestran similitudes, todos los experimentos se analizaron juntos. Es difícil proporcionar una idea general de las variaciones específicas para la ley de alimentación, ley del producto y la recuperación másica porque dependen en gran medida de las variaciones naturales de la ley del mineral/elemento en las unidades geológicas y de las características específicas de cada faena minera. Sin embargo, en los casos en que la especie valiosa son metales presentes en minerales sulfurados, se puede esperar una pequeña variabilidad en las leyes puesto que los tamaños de partícula son más grandes que el tamaño de los granos (Wilkie, 2016). Con el único propósito de

comparar los términos ya mencionados y establecer a priori la contribución de cada uno a la varianza general asociada a la eficiencia, todas las varianzas se consideran de un orden de magnitud similar. La Figura 13 muestra la contribución de cada término a la varianza general de la eficiencia.

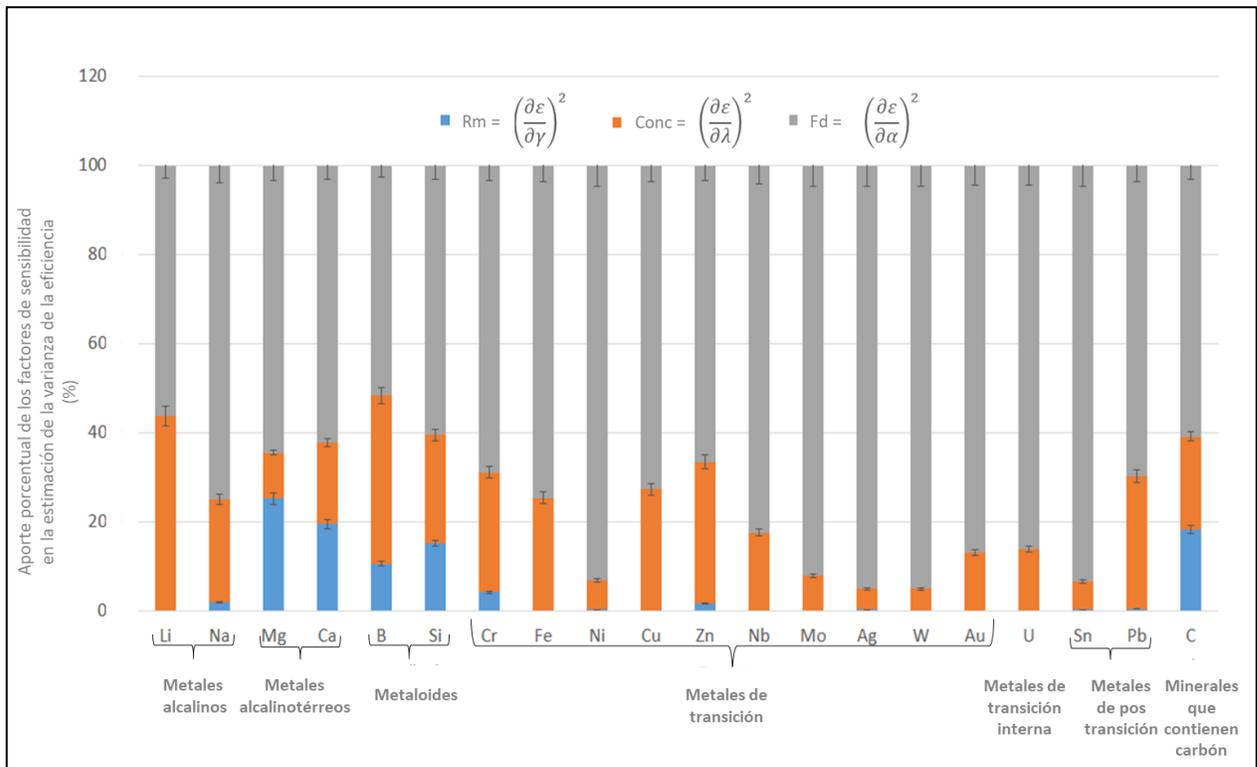


Figura 13. Contribución de los diferentes términos del análisis por propagación del error para la varianza de la eficiencia general de las operaciones de sorting implementada para diferentes elementos valiosos. Nomenclatura: Rm: recuperación másica, Conc: ley del concentrado o producto y Fd: ley de alimentación.

En términos generales, la contribución de los factores de sensibilidad sigue la tendencia presentada en la Ecuación 9.

$$\left(\frac{\partial \varepsilon}{\partial \alpha}\right)^2 > \left(\frac{\partial \varepsilon}{\partial \lambda}\right)^2 \gg \left(\frac{\partial \varepsilon}{\partial \gamma}\right)^2 \quad (9)$$

El factor de sensibilidad asociado a la recuperación másica, también conocido como rendimiento del producto, tiene la magnitud más pequeña. La única excepción son los minerales alcalinotérreos como Mg y Ca, para los cuales su magnitud es igual o mayor al término asociado con la recuperación másica o el de la ley de concentrado. Se puede hacer una observación similar para los minerales que contienen carbono. Sin embargo, en la mayoría de los casos, el término asociado con la ley de alimentación es el más relevante, lo que indica la importancia en la medición correcta y prolija de dicha ley en estos sistemas (Valery et al., 2016). Este resultado concuerda con estudios de investigación previos sobre separación de minerales, que indicaron que la detección de trazas de una especie generan un gran impacto en la eficiencia del proceso (Sandoval-Zambrano & Montes-Atenas, 2012).

#### 4. Ideas sobre la eficiencia metalúrgica de las tecnologías de sorting de minerales

Como se mencionó en la sección 1.2, la fórmula de eficiencia de dos productos se usa ampliamente para caracterizar el desempeño de las operaciones de sorting. Sin embargo, la clasificación de minerales se diferencia de otros procesos de separación selectiva de minerales en términos de la ley de corte específica que se establece arbitrariamente. Por ejemplo, para el cálculo de la eficiencia, consideremos el esquema de la Figura 14, donde todas las partículas tienen la misma densidad, pero diferentes leyes de la especie valiosa.

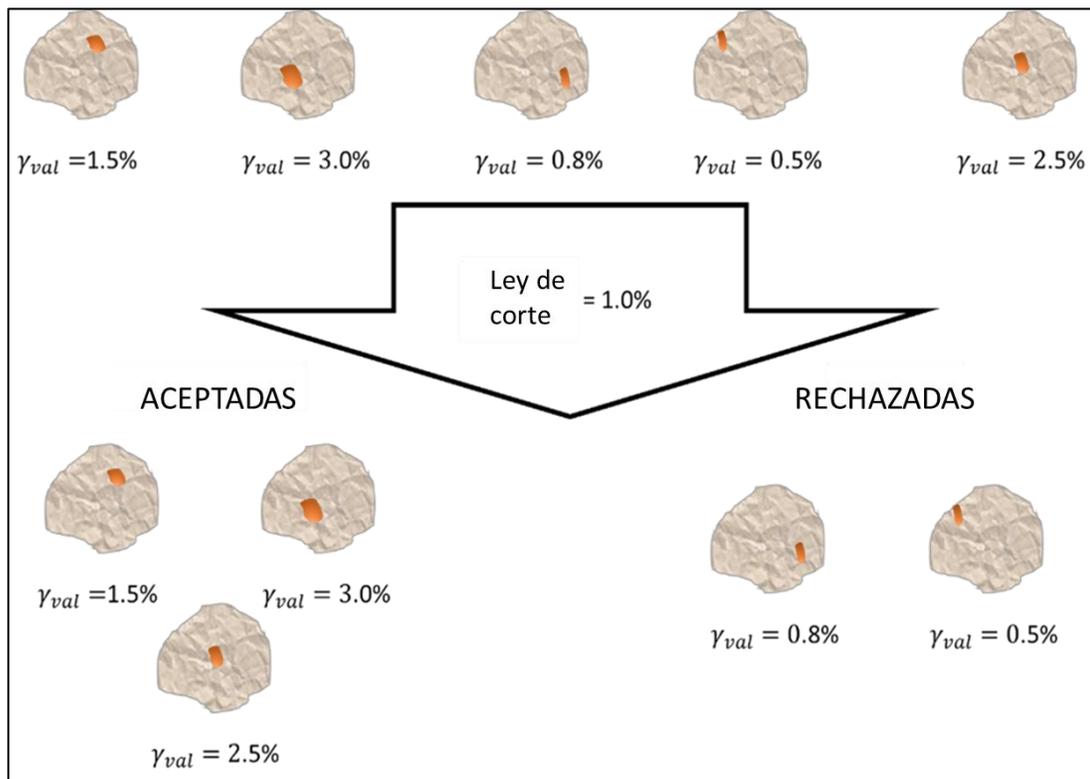


Figura 14. Esquema de sorting de minerales basado en la ley de un mineral o elemento específico.

La eficiencia de separación por sorting (“tasa de éxito”) para el caso representado en la Figura 14 debe ser del 100% debido a que la selección de la roca es perfecta puesto que, todas las rocas con leyes superiores al 1% fueron seleccionadas correctamente. Sin embargo, la eficiencia de dos productos calculada es del 84,2% cuando se calcula desde una perspectiva metalúrgica. Ambos cálculos de eficiencia proporcionan respuestas diferentes. Ambas perspectivas ofrecen dos formas de evaluar el desempeño de un sistema de sorting de minerales que es radicalmente diferente. Esto último indica que se requiere una mejor comprensión de la calidad de este tipo de operaciones.

Se presenta una posible expresión para la eficiencia basada en las leyes (Ecuación 10).

$$R_{sort} = 100 \frac{\lambda}{\lambda_{MAX}} \Big|_{\lambda^*} \quad (10)$$

Donde,  $\lambda$ ,  $\lambda_{MAX}$ , y  $\lambda^*$  representan la ley del concentrado obtenido en la operación (comúnmente estimada por la fórmula de dos productos), la ley de concentrado de la separación perfecta, y la ley de corte impuesta, respectivamente.

En la ecuación 10, el numerador y el denominador se pueden determinar de manera independiente. Por un lado, el denominador se puede evaluar mediante el uso de una planta piloto con múltiples sensores o sensores suficientemente fuertes para obtener una buena estimación de este valor (Wotruba & Harbeck, 2010; Robben & Wotruba, 2019). Mientras que, por otro lado, el numerador se puede evaluar utilizando el sistema de sorting implementado en la faena minera.

Una simple inspección revela que la eficiencia basada en la ley definida en la Ecuación 10 puede estar por encima o por debajo del 100%. Las desigualdades generales que explican cada caso son las siguientes:

$$\begin{array}{ll} R_{dos\ productos} > R_{sort} & \text{si se pierden leyes bajas} \\ R_{dos\ productos} < R_{sort} & \text{si se pierden altas leyes} \end{array}$$

Los falsos positivos aumentan la recuperación másica; mientras que los falsos negativos hacen lo contrario. La eficiencia de dos productos podría utilizarse como un indicador de la eficiencia basada la ley, pero si se producen falsos negativos o falsos positivos, habrá desviaciones de la eficiencia metalúrgica. Cuando ocurre un falso negativo, la eficiencia basada en la ley entrega valores más altos que la eficiencia de dos productos. El caso contrario también es cierto. Cuanto mayor es la ley de corte impuesta, mayor es la ley del producto obtenido y, por tanto, mayor es la razón de concentración alcanzada. Por lo general, la razón de concentración se correlaciona inversamente proporcional con la recuperación másica (Tong, 2009).

Desarrollando la Ecuación 10 a partir de la definición de la eficiencia de dos productos, se puede obtener una expresión matemática definitiva (Ecuación 11).

$$R_{sort} = \frac{\alpha}{\lambda^*} \frac{R_{dos\ productos}}{\gamma} \quad (11)$$

Donde  $\alpha$ ,  $\gamma$ ,  $\lambda^*$ ,  $R_{dos\ productos}$  y  $R_{sort}$  representan la ley de alimentación, recuperación másica, ley de corte, la eficiencia de dos productos y la eficiencia basada en la ley, respectivamente. La relación entre la eficiencia de dos productos y la eficiencia basada en la ley depende del factor matemático descrito por la Ecuación 12.

$$\phi = \frac{\alpha}{\lambda^* \gamma} \quad (12)$$

Por lo general, en los sulfuros de cobre, la ley de material valioso en la alimentación es numéricamente pequeño (por debajo del 1%). Ambas eficiencias serán iguales en

magnitud sólo si el valor de la ley de alimentación es igual a la ley del concentrado multiplicado por la recuperación másica. Esto último podría considerarse como una posibilidad real, ya que se puede lograr con una ley de corte baja y altas recuperaciones másicas (una ley de corte baja comúnmente conduciría a recuperaciones de masa altas) o una ley de corte alta y recuperaciones de masa bajas. Como la ley de corte es una constante impuesta por el sistema de sorting de minerales, el factor  $\phi$  depende inevitablemente de las funciones de distribución estadística de la ley de alimentación y la recuperación másica. En este punto de la discusión, sería relevante recordar que la ley de alimentación es la que más contribuye a la incerteza de la eficiencia de dos productos. Por lo tanto, un mejor conocimiento de dicho parámetro reduciría el error de la eficiencia de los procesos de sorting de minerales.

Simulaciones de Monte Carlo, un procedimiento común para evaluar cálculos numéricos en el procesamiento de minerales (Pascoe et al., 2010; Genn, 2013), se utilizan para comparar la eficiencia de dos productos con la eficiencia basada en la ley.

Se implementan dos distribuciones para las leyes de mineral valioso en la alimentación: (i) distribución exponencial con  $\lambda = 3.0$  (Mazhary & Klein, 2015), y (ii) distribución normal con promedio ( $\mu$ ) igual a 1.2% y desviación estándar ( $\sigma$ ) igual a 0.4%. Se asume que las leyes de corte estaban entre 0.2 y 2%. Se prueba la gama de leyes de corte a intervalos de 0.2%. Se prueban tres escenarios: (i) separación perfecta, (ii) separación con sesgo superior, donde el sensor no logra discriminar eficientemente partículas con leyes ligeramente por encima de la ley de corte, lo que refleja la existencia de falsos negativos, y (iii) separación con sesgo inferior, donde el sensor es ineficiente para discriminar partículas con leyes ligeramente por debajo de la ley de corte, lo que refleja la existencia de falsos positivos. El error de discriminación en la ley de corte se fija en 0,3%.

Las simulaciones de Monte Carlo consideran la generación de 60,000 puntos de datos para cada una de las distribuciones de leyes de alimentación probadas. Las figuras 15A.1 y 15A.2 ejemplifican los resultados obtenidos para ambas distribuciones estadísticas. Se calculan las eficiencias para cada ley de corte impuesta. Las figuras 15B.1 y 15B.2 representan las eficiencias obtenidas para las distribuciones exponencial y normal, respectivamente.

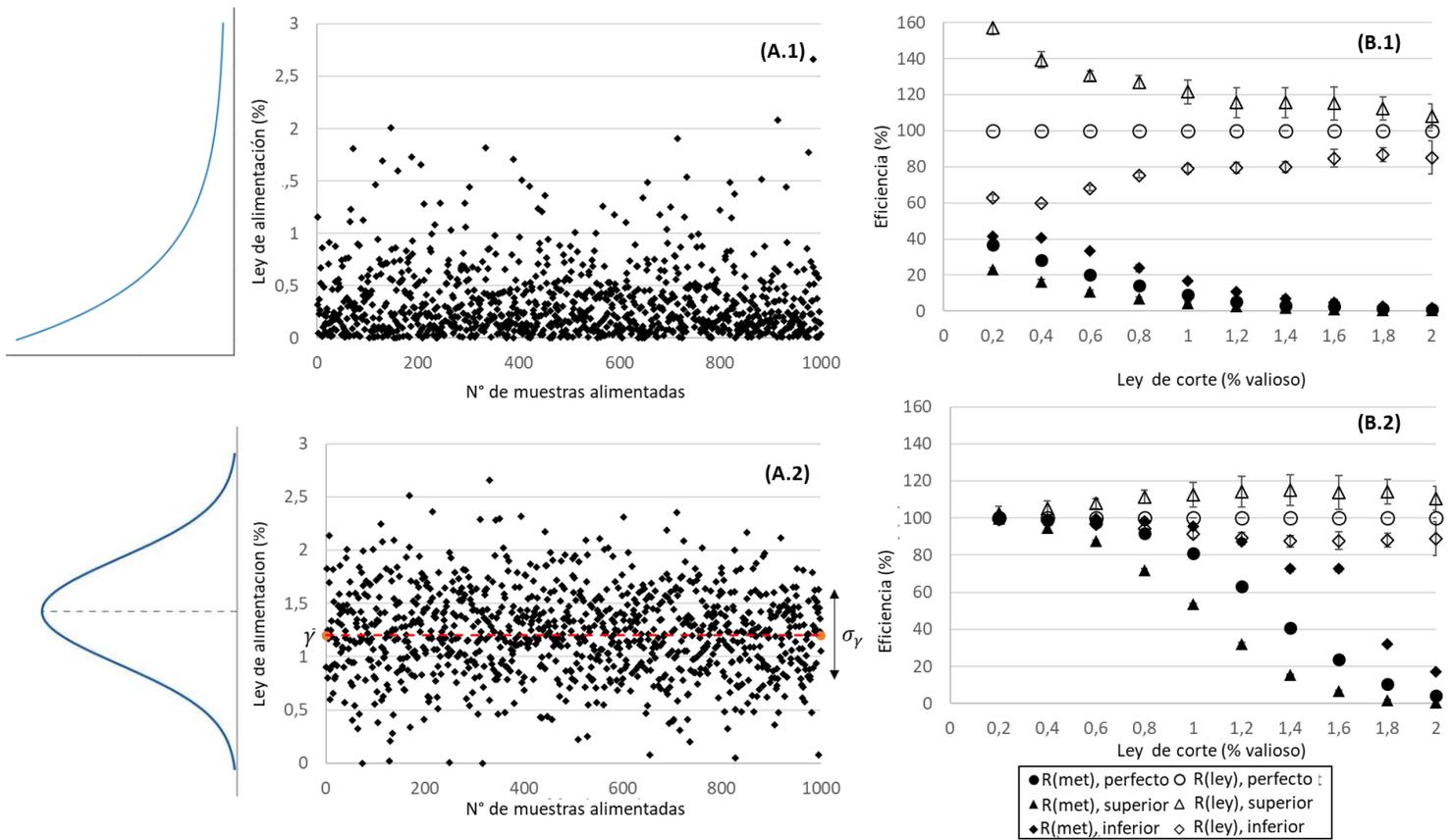


Figura 15. Distribución de leyes utilizadas en las simulaciones de Monte Carlo. (A.1) Distribución exponencial con  $\lambda = 3.0$ ; (A.2) Distribución normal con  $\mu = 1.2\%$  y  $\sigma = 0.4\%$ ; (B.1) Gráfico de eficiencia estimada usando la eficiencia de dos productos, R(met), y basada en la ley, R(ley), fórmula para la distribución exponencial con  $\lambda = 3.0$ ; (B.2) Gráfico de eficiencia estimada usando la eficiencia de dos productos, R(met), y basada en la ley, R(ley), fórmula para la distribución normal con  $\mu = 1.2\%$  y  $\sigma = 0.4\%$ . Nomenclatura: círculos: separación perfecta; triángulos: separación sesgada hacia leyes altas (presencia de falsos negativos); rombo: separación sesgada hacia leyes bajas (presencia de falsos positivos).

Las observaciones del uso de la distribución exponencial muestran que la eficiencia basada en las leyes proporciona una mejor resolución que la eficiencia clásica de dos productos. Al imponer leyes de corte más bajas, la eficiencia de dos productos entrega una buena resolución para capturar la ocurrencia de falsos positivos y falsos negativos. Esto posiblemente se debe a que la distribución tiene mayor pendiente cuando se avanza hacia leyes más bajas. Al aumentar la ley de corte, la pendiente de la distribución estadística se aplan, lo que dificulta la discriminación entre la aparición de falsos negativos y falsos positivos. Sin embargo, la fórmula de eficiencia basada en la ley todavía ofrece una buena resolución para ilustrar estos dos escenarios.

Para una distribución normal, ambas eficiencias no proporcionan una buena resolución para leyes bajas; este comportamiento se observa en valores de leyes que van hasta el valor promedio establecido en 1.2%. Para leyes más altas, ambos modelos de eficiencia aumentan su resolución y muestran un comportamiento similar al observado con la función de distribución exponencial.

Cuanto menor sea la ley de corte impuesta, más cercanas serán las eficiencias. Probablemente esto se deba a la recuperación másica alta. En estas condiciones, la razón de concentración gobierna el valor final de la eficiencia. La forma de la eficiencia basada en la ley sigue un patrón en el que las curvas corresponden a una separación perfecta. Las separaciones con sesgo superior e inferior se alejan, particularmente en los casos en que decae la distribución de leyes. En los casos en que la distribución de leyes aumenta o permanece relativamente estable, las curvas se superponen. Considerando la importancia del conocimiento de la incertidumbre de la ley de alimentación, esto último indica que este procedimiento puede usarse para inferir la distribución de ley local cercana a la ley de corte, reduciendo así la incertidumbre de esta variable.

## 5. Conclusiones

La investigación sobre sorting de minerales basada en sensores (SBS) es un campo de estudio multidisciplinario que requiere conocimientos de geología y geo-metalurgia (textura de la roca y presencia de minerales), minería e ingeniería de rocas (comportamiento de fractura de diferentes tipos de roca y otros parámetros), tecnología (física y principios químicos detrás de las técnicas de detección de minerales o elementos) y metalurgia (evaluación de las eficiencias del proceso de separación).

Cualitativamente, la fotometría se usa ampliamente para minerales alcalinos, alcalinotérreos y que contienen metaloides. Se prefieren los sensores XRT, XRF y eléctricos para los metales de transición y de transición interna. La relación entre el rendimiento y la escala de la operación varía según el caso. Cuantitativamente, se ha seleccionado la eficiencia de dos productos para determinar la eficiencia de separación. El análisis de error indica que la varianza de la eficiencia depende de la ley de alimentación, ley del producto y recuperación másica, en orden decreciente de sus valores.

La clasificación de las técnicas de sensores en análisis superficial y volumétricos debe realizarse con precaución. Esto demuestra la importancia de estudiar la textura del mineral para la distinción precisa entre minerales valiosos y de ganga.

Además, se requiere una mejor descripción matemática para calcular la eficiencia de los procesos de sorting, incorporando idealmente la naturaleza discreta de la separación. Una forma sencilla de determinar la eficiencia se basa únicamente en la ley, lo que se denomina "eficiencia basada en la ley". Las simulaciones de Monte Carlo indican que la eficiencia de dos productos es consistente con la eficiencia basada en la ley sólo si la recuperación metalúrgica se rige por la razón de concentración. Si la selección de partículas está sesgada hacia la aparición de falsos negativos, la recuperación metalúrgica será menor que la eficiencia basada en la ley, subestimándola. Cuando el sesgo es hacia la aparición de falsos positivos, se sobrestimará la eficiencia basada en la ley. Al comparar ambas eficiencias, la eficiencia clásica de dos productos y la eficiencia basada en la ley, se observa que su resolución para establecer las condiciones de operación depende en gran medida de la distribución de las leyes. Este procedimiento

podría usarse en el futuro como una aproximación para inferir la distribución de leyes de las rocas procesadas, aumentar el conocimiento de la ley de alimentación y reducir la incertidumbre asociada con el cálculo de la eficiencia del proceso.

## 6. Agradecimientos

Los autores desean agradecer a la Agencia Nacional de Investigación y Desarrollo (ANID) por financiar este proyecto de investigación bajo el alero del programa ERAMIN 2, ejecutado en colaboración con Fraunhofer IIS, Secopta GmbH (Alemania) y la Universidad Tecnológica de Luleå (Suecia).

## 7. Referencias

Ahlness, J. K.; Kirchner, J. C. *Electronic ore-sorting tests on native copper ore*. US Bureau of Mines, Dept. of Interior: Washington, USA, 1980; Volume 8490, pp. 1-36.

Andrews, P.; Jackman, I. Laboratory and pilot-plant beneficiation of chromite ore from Bird River, Manitoba. *Can. Min. Metall. Bull* 1988, 81(912), 40–48.

Barbery, G. *Mineral Liberation Measurement: Simulation and Practical use in Mineral Processing*, 1st ed.; Editions GB: Quebec, Canada, 1991; p.1991.

Bass, M. Properties of Metals. In *Handbook of Optics, Devices, Measurements and Properties*, 2nd ed. McGraw-Hill: New York, USA, 1995; Volume 2, 1496p.

Batchelor, A.; Ferrari-John, R.; Katrib, J.; Udoudo, O.; Jones, D.; Dodds, C.; Kingman, S. Pilot scale microwave sorting of porphyry copper ores: Part 1–Laboratory investigations. *Minerals Engineering* 2016, 98, 303–327.

Bearman, R.; Bowman, D.; Dunne, R. Decision support for ore sorting and preconcentration in gold applications. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy* 2019, 129: (1), 12–23.

Bibby, P. A. Preconcentration by radiometric ore sorting. Proceedings of Mill operators' conference, North West Queensland Branch, Australia, September 15-19, 1982.

Biringucci, V.; Gnudi, M.; Smith, C. The Pirotechnia of Vannoccio Biringuccio. *American Institute of Mining and Metallurgical Engineers* 1942, 3, 141–145.

Calvo, G.; Mudd, G.; Valero, A. Decreasing Ore Grades in Global Metallic Mining: A Theoretical Issue or a Global Reality?. *Resources* 2016, 5(4), 36–49.

Celen, Y.; Evcin, A.; Akkurt, I.; Bezir, N.; Gunoglu, K.; Kutu N. Evaluation of boron waste and barite against radiation, *International Journal of Environmental Science and Technology* 2019, 16, 5267–5274.

Ciani, A.; Goss, K.; Schwarzenbach R. Light penetration in soil and particulate minerals. *European Journal of Soil Science* 2005, 56, 561–574.

Cotton, F.A.; Wilkinson G. *Advanced Inorganic Chemistry*, 5th ed. Wiley-Interscience Pub.: Hoboken, New Jersey, USA, 1988; 1455p.

Cutmore, N. G.; Eberhardt, J. E. The future of ore sorting in sustainable processing. Proceedings of Green Processing Conference, Cairns, Qld, Australia, May 31, 2002.

Dobby, G.S.; Kelland, D.R. Magnetite-Coal separation by continuous HGMS. *IEEE Transactions on Magnetics* 1982, 18(6), 1698–1700.

Drzymala, J. *Mineral processing: foundations of theory and practice of minerallurgy*, 1st ed. Wroclaw University of Technology: Wroclaw, Poland, 2007; 510p.

Duffy, K.; Valery, W.; Jankovic, A.; Holtham, P. Integrating bulk ore sorting into a mining operation to maximise profitability. Proceedings of Metplant, The Australasian Institute of Mining and Metallurgy, Perth, Australia, September 7-8, 2015.

Fedorov, Y. O.; Kulikov, V. I.; Dementiev, V. E.; Voiloshnikov, G. I. Preconcentration of ores as a major activity of JSC irgiredmet. Proceedings of 29th International Mineral Processing Congress, Moscow, Russia, September 17-21, 2018.

French, R. R. Dry beneficiation of gypsum. *Am. Inst. Mining Metall. Engineers Trans* 1966, 235, 157–161.

French, R. R. Beneficiation of Low-Grade Gypsum by Electronic Colour Sorting. *Trans. SME of AIME* 1967a, 244, 331.

French, R. R. Beneficiation of Low-Grade Gypsum by Electronic Colour Sorting. Proceedings of SME Fall Meeting – Rocky Mountain Minerals Conference, Las Vegas, Nev., USA, September 6-8, 1967b.

Genn, G.L. Novel Techniques in Ore Characterisation and Sorting, PhD Thesis, JKMRRC, the University of Queensland, Australia, 2013.

Goode, J. R. Recent Advances and Applications of Radiometric and Photometric Sorting. Proceedings of Seventh Annual Meeting of the Canadian Mineral Processors, Ottawa, Canada, January 21-23, 1975.

Gülcan, E.; Gülsoy, Ö. Y. Performance evaluation of optical sorting in mineral processing– A case study with quartz, magnesite, hematite, lignite, copper and gold ores. *International Journal of Mineral Processing* 2017, 169, 129–141.

Handy, R. S. Hand-sorting of Mill Feed. Proceedings of Colorado Meeting, Colorado, USA, September 1918.

Hazen, R.; Hummer, D.; Hystad, G.; Downs, R.; Golden J. Carbon mineral ecology: predicting the undiscovered minerals of carbon, *American Mineralogist* 2016, 101(4), 889–906.

Hilscher, P.; Nayak, P.; Lorio, L.; Yoon, N. Technical review and evaluation of ore sorting technologies on precious metals operations. Proceedings of Conference of Metallurgists hosting World Gold & Nickel Cobalt, Vancouver, Canada, August 27-30, 2017.

Hilscher, B.; Tong, C. The Premise of Profit Recovery™ and Applied Ore Sorting Examples. Proceedings of 50th Annual Canadian Mineral Processors Operators Conference, Ottawa, Canada, January 23-25, 2018.

Huang, M.; Kim, M.; Chao, K.; Qin, J.; Mo, C.; Esquerre, C., Delwiche, S.; Zhu, Q. Penetration depth measurement of near-infrared hyperspectral imaging light for mill powder. *Sensors* 2016, 16(4), 441.

Hubery, R.; Kwok, S.; Haemmerle, A. Development of a treatment method for a low grade uranium deposit. Proceedings of Australasian Institute of Mining and Metallurgy Annual Conference, Victoria, Australia, 1970.

Hunt, G. Cost Savings Through Improved Ore Recovery Using Automated Core Logging and Ore Sorting Imaging Spectrometers. Proceedings of Montreal Energy & Mines Conference, Montreal, Canada, April 29-May 2, 2007.

International Atomic Energy Agency (IAEA). TECDOC-1456, In situ applications of X ray fluorescence techniques 2000-2003. Final Report of coordinated research project, 2005. Available online: [https://www-pub.iaea.org/MTCD/Publications/PDF/te\\_1456\\_web.pdf](https://www-pub.iaea.org/MTCD/Publications/PDF/te_1456_web.pdf) (Accessed on September 8, 2020).

Iyakwari, S., Glass, H. J., Rollinson, G. K., & Kowalczyk, P. B. Application of near infrared sensors to preconcentration of hydrothermally-formed copper ore. *Minerals Engineering* 2016, 85, 148–167.

Jordan, E.D.; Schierling, H.E. Americium-Beryllium and Plutonium-Beryllium Neutron Source Relative Effectiveness in Prompt- $\gamma$  Neutron-Activation Analysis, *International Journal of Applied Radiation and Isotopes* 1964, 15, 427–436.

Keys, N. J.; Gordon, R. J.; Peverett, N. F. Photometric sorting of ore on a South African gold mine. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy* 1974, 75(2), 13–21.

Kidd, D. G. Photometric Ore Sorting. Proceedings of SME-AIME Annual Meeting, Atlanta, Georgia, USA, March 6-10, 1983.

Kleine, C.; Riedel, F.; von Ketelhodt, L.; Murray, R. *XRT Sorting of Massive Quartz Sulphide Type Gold Ore*. Universitätsbibliothek der RWTH Aachen: Aachen, Germany, 2016; pp. 1-10.

Kogel, J.E.; Trivedi, N.C.; Barker, J.M.; Krukowski, S.T. *Industrial Minerals and Rocks: Commodities, Markets and Uses*, 7th ed.; Society for Mining, Metallurgy and Exploration: Englewood, USA, 2006; 1548 p.

Kolacz, J. Sensor based sorting with signal pattern recognition: the new powerful tool in mineral processing. Proceedings of International Mineral Processing Congress, Santiago, Chile, October 20-24, 2014.

Kolacz, J. Efficient scale up of sensor-based sorting systems. Proceedings of International Mineral Processing Congress, Quebec, Canada, September 11-15, 2016.

Kowalczyk, P.; Hahn, K.; Lennartz, J.; Snook, B.; Wotruba, H.; Aasly, K.; Kleiv, R. Application of X-Ray transmission sensor-based sorting for preconcentration of seafloor massive sulphide rock samples from the Loki's Castle area at the Arctic Mid-Ocean ridge. Proceedings of International Mineral Processing Congress, Moscow, Russia, September 17-21, 2018.

Kruukka, A.; Broicher, H. Kiruna mineral processing starts underground-Bulk sorting by LIF. *CIM bulletin* 2002, 95(1066), 79–84.

Lecoq, P.; Annenkov, A.; Gektin, A.; Korzhik, M.; Pedrini, C. *Inorganic Scintillators for Detector Systems: Physical Principles and Crystal Engineering*, 1st ed.; Springer-Verlag: New York, USA, 2006; 408 p.

Lehmann-Horn, J.; Miljak, D.; O'Dell, L.; Yong, R.; Bastow, T. Rapid detection of arsenic minerals using portable broadband NQR. *Geophys. Res. Lett.* 2014, 41, 6765–6771.

Mahlangu, T.; Moemise, N.; Ramakokovhu, M.; Olubambi, P.; Shongwe, M. Separation of kimberlite from waste rocks using sensor-based sorting at Cullinan Diamond Mine. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy* 2016, 116(4), 343–347.

Mathews, T. C. New concepts in pre concentration by sorting. Proceedings of SME Conference, Acapulco, Mexico, September, 1974.

Mazhary, A.; Klein, B. Heterogeneity of low-grade ores and amenability to sensor-based sorting. Proceedings of 47<sup>th</sup> Annual Canadian Mineral Processors Operators Conference, Ottawa, Canada, Jan. 20-22, 2015.

Mielczarski, J.; Montes-Atenas, G.; Mielczarski, E. Role of iron surface oxidation layers in decomposition of azo-dye water pollutants in weak acidic solutions. *Applied Catalysis B: Environmental* 2005, 56, 289–303.

Miller, V. R.; Nash, R. W.; Schwaneke, A. E. *Detecting and sorting disseminated native copper ores*. US Bureau of Mines: Washington, USA, 1974; Volume 7904, pp 1- 17.

Miller, V. R.; Nash, R. W.; Schwaneke, A. E. Preconcentration of Native Copper and Porphyry Copper Ores by Electronic Sorting. *Min. Eng.* 1978, 30(8), 1194–1201.

Napier-Munn, T.J.; Morrell, S.; Morrison, R.D.; Kojovic, T. *Mineral Comminution Circuits: Their Operation and Optimisation*; JKMRRC, University of Queensland: Indooroopilly, Australia Monograph, 2005; Volume 2, 413 p.

Napier-Munn, T.J. *Statistical Methods for Minerals Engineers - How to Design Experiments and Analyse Data*, 1st ed.; JKMRRC: Queensland, Australia, 2014; Volume 5, 628 p.

Oh, S.; Hyun, C.; Park, H. Near-infrared spectroscopy of limestone ore for CaO estimation under dry and wet conditions. *Minerals* 2017, 7(10), 193.

Parker, M.R. High gradient magnetic separation. *Phys. Technology* 1981, 12, 263–268.

Parry, A.; van Wyk, G. Upgrading low-grade gold ore stockpiles by preconcentration using ore sorting – an assessment of the economic impact and viability. Proceedings of 13th AUSIMM Mill operators' conference, Perth, Australia, October 10-12, 2016.

Parry, A.; Fitzmaurice, C. The upgrading of Low-grade nickel ore stockpiles at Western Areas Ltd Forrestania operations, using a mobile ore sorting plant. Proceedings of 14th AusIMM Mill Operators' conference, Brisbane, Australia, August 29-31, 2018.

Pascoe, R.D.; Udoudo, O.B.; Glass, H.J. Efficiency of automated sorter performance based on particle proximity information. *Minerals Engineering* 2010, 23, 806–812.

Petter, C. O.; Veras, M. M.; Young, A. S.; Bastos, A. C.; Paranhos, R. S.; dos Santos, E. G.; Sampaio, C. H. Proceedings of Pre-Concentration by Automatic Sorting. SME Annual Meeting. Denver, Colorado, USA, February 19-22, 2017.

Robb, R. M. *Ore Sorter Utilization ST. Antony Mine of the United Nuclear Corporation*. Society for Mining, Metallurgy & Exploration: McKinley, USA, 1979; 6p.

Robben, C.; Wotruba, H.; Robben, M.; von Ketelhodt, L.; Kowalczyk, M. Potential of sensor based sorting for the gold mining industry. *CIM Journal* 2013, 4(3), 191–200.

Robben, C.; De Korte, J.; Wotruba, H.; Robben, M. Experiences in dry coarse coal separation using X-ray-transmission-based sorting. *International Journal of Coal Preparation and Utilization* 2014, 34(3-4), 210–219.

Robben, C.; Mosser, A. X-ray-transmission-based sorting at the Mittersill tungsten mine. Proceedings of 27th International Mineral Processing Conference IMPC, Santiago, Chile, October 20-24, 2014.

Robben, C.; Noelte, S.; Rånman, K.; Rantamäki, M.; Takala, A. Sensor-Based Sorting Project Development and Semi-Mobile Processing for Hard Rock Metal Ores. Proceedings of International Mineral Processing Congress, Québec City, Canada, September 11-15, 2016.

Robben, C.; Girard, D.; Cline, H.; Takala, A. X-Ray Transmission Sorting at the Kensington Gold Mine. Proceedings of Conference of Metallurgists, Hosting World Gold & Nickel Cobalt, Vancouver, Canada, August 27-30, 2017.

Robben, C.; Wotruba, H. Sensor-Based Ore Sorting Technology in Mining—Past, Present and Future. *Minerals* 2019, 9, 523 – 548.

Robben, C.; Condori, P.; Pinto, A.; Machaca, R.; Takala, A. X-ray-transmission based ore sorting at the San Rafael tin mine. *Minerals Engineering* 2020, 145, 105870.

Robben, M.; Buxton, M.; Dalmijn, W.; Wotruba, H.; Balthasar, D. Near-Infrared Spectroscopy (NIRS) Sorting in the Upgrading and Processing of Skorpion Non-Sulfide Zinc Ore. Proceedings of XXV International Mineral Processing Congress (IMPC), Brisbane, Australia, September 6-10, 2010.

Rohleder, J.; Lamberg, P.; Remes, A.; Talikka, M.; Myllymäki, M. Evaluating the Effects of Sensor Based Sorting on Lithium Processing and Mine Economics Using Advanced Process Simulation Software. Proceedings of 50<sup>th</sup> Annual Canadian Mineral Processors Operators Conference, Ottawa, Canada, January 23-25, 2018.

Romm, P.; Steppuhn, C.; Korsten, C.; Wotruba, H. Separation of german kupferschiefer lithology with NIR sorting. Proceedings of International Mineral Processing Congress, New Delhi, India, September 24-28, 2012.

Rule, C. M.; Fouchee, R. J.; Swart, W. C. Run of mine ore upgrading—proof of concept plant for XRF ore sorting. Proceedings of 6th International Conference on Semi-Autogenous and High Pressure Grinding Technology, Vancouver, Canada, September 20-24, 2015.

Salter, J. D.; Wyatt, N. P. Sorting in the minerals industry: past, present and future. *Minerals Engineering* 1991, 4(7-11), 779–796.

Sandoval-Zambrano, G.; Montes-Atenas, G. Errors in the estimation of size-by-liberation flotation rate constants. *Minerals Engineering* 2012, 27–28, 1–10.

Saraci, M.P. Error in analysis of sulphide rich samples by x-ray fluorescence spectrometry, MSc thesis, University of Toronto, Canada, 2001.

Schapper, M. A. Beneficiation at large particle size using photometric sorting techniques. *IFAC* 1976, 9(5), 277–287.

Schultz, C. The cost advantages of electric sorting of native copper ores. Proceedings of AIME Annual Meeting, New York, USA, February 16-20, 1975.

Scoble, M.; Moss, A. Dilution in underground bulk mining: implications for production management. *Geological society, London* 1994, 79, 95–108.

Seerane, K; Rech, G. Investigation of sorting technology to remove hard pebbles and recover copper bearing rocks from an autogenous milling circuit. Proceedings of 6<sup>th</sup> Southern African Base Metals Conference, Phalaborwa, South Africa, July 18-20, 2011.

Senftle, F.E.; Hoyte, A.F. Mineral exploration and soil analysis using in situ neutron activation. *Nuclear Instruments and Methods* 1966, 42, 93–103.

Sivamohan, R.; Forssberg, E. Electronic sorting and other preconcentration methods. *Minerals Engineering* 1991, 4(7–11), 797–814.

Tame, K. E.; Rosenbaum, J. B. *Beneficiation of Uranium Ores*. US Department of the Interior, Bureau of Mines; Washington, USA, 1961; Volume 5884, pp. 1-33.

Tong, Y. Technical amenability study of laboratory-scale sensor-based ore sorting on a Mississippi valley type lead-zinc ore, MApSc. Thesis, University of British Columbia, Vancouver, Canada, 2009.

Tong, Y. Technical amenability study of laboratory-scale sensor-based ore sorting on a Mississippi Valley type lead-zinc ore, Doctoral dissertation, University of British Columbia, Vancouver, Canada, 2012.

Uusitalo, S.; Soudunsaari, T.; Sumen, J.; Haavisto, O.; Kaartinen, J.; Huuskonen, J.; Tuikka, A.; Rahkamaa-Tolonen, K.; Paaso, J. Online analysis of minerals from sulfide ore using near infrared Raman spectroscopy, *Journal of Raman Spectroscopy* 2020, 1–11.

Valery, W.; Duffy, K.; Prati, F.; Reple, A.; Holtham, P.; Walker, P. Evaluation of bulk ore sorting from preconcentration of copper at Panausr Phu Kham Operation. Proceedings of 24<sup>th</sup> World Mining Congress, mining in a World of Innovation, Rio de Janeiro, Brazil, October 18-21, 2016.

Vartiainen, H.; Paarma, H.; Sipila, H. Sorting of a Niobium Ore on Geological Bases and by X-Met Analyzer. *CIM Bulletin* 1985, 78(873), 62–64.

Vincent, J. C. Preconcentration of mill feeds using automated ore sorting processes. *South African Mining and Engineering Journal* 1981, 92(4172), 34–38.

Von Ketelhodt, L. Viability of optical sorting of gold waste rock dumps. Proceedings of World Gold Conference, Johannesburg, South Africa, October 26-30, 2009.

Von Ketelhodt, L.; Bergmann, C. Dual energy X-ray transmission sorting of coal. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy* 2010, 110(7), 371–378.

Von Ketelhodt, L.; Kotelo, L.; Schmalbein, N. Ore Sorting of Low-Grade Gold Sulphide Deposits. Proceedings of Conference of Metallurgists, Hosting World Gold & Nickel Cobalt, Vancouver, Canada, August 27-30, 2017.

Wait, W.; Eng, P. Applications for Electronic Ore Sorting. Proceedings of Randol Gold Forum. Scottsdale, Arizona, USA, January 23-24, 1988.

Wilkie, G.J. Rapid assessment of the sorting potential of copper porphyry ores through modelling of textures and grades distributions, PhD thesis, JKMRRC, The University of Queensland, Australia, 2016.

Wilkinson, S. Techniques for Coarse-Particle Beneficiation of Some Gold Ores and Methods of Determining Potential for Sorting Any Gold Ore Deposit. *Canadian Mineral Processors Proceedings* 1985, 10, 258-284.

Wills, B.A.; Napier-Munn, T.J. Crushers. In *Wills' mineral processing technology: an introduction to the practical aspects of ore treatment and mineral recovery*, 7th ed.; Elsevier Science & Technology Books: Oxford, UK, 2006a; pp. 118–143.

Wills, B. A.; Napier-Munn, T. J. Ore sorting. In *Wills' mineral processing technology: an introduction to the practical aspects of ore treatment and mineral recovery*, 7th ed. Elsevier Science & Technology Books: Oxford, UK, 2006b; pp. 373-378.

Wotruba, H.; Riedel, F. Ore preconcentration with sensor-based sorting. *Aufbereitungs technik* 2005, 46(5), 4–13.

Wotruba, H.; Harbeck H. Sensor-Based Sorting. In *Ullmann's Encyclopedia of Industrial Chemistry*. Wiley-VCH Verlag GmbH & Co. KGaA, Weinheim, Germany, 2010; Volume 32, pp. 395-404.

Wyman, R. A. *Selective electronic mineral sorting to 1972*. Mines Branch: Ottawa, Canada, 1973; Volume 878; 75p.

Xiao, Y.; Wan, C.; Shahsafi, A.; Salman, J.; Kats, M. Depth Thermography: Noninvasive 3D Temperature Profiling Using Infrared Thermal Emission. *ACS Photonics* 2020, 7(4), 853–860.

Young, A.; Veras, M.; Neto, D.; Petter, C.; Sampaio, C. Applications of automatic sensor-based sorting to mining ores. Proceedings of SME Annual Meeting, Denver, Colorado, USA, February 19-22, 2017.

## 8. Apéndice

En esta sección se presentan los datos obtenidos para la eficiencia y leyes reportados por la literatura, organizados por la escala de cada test. Adicionalmente, con (\*) se muestran los valores que fueron estimados.

TABLA A.1. ESCALA DE LABORATORIO. DATOS CUANTITATIVOS.

Elemento	Mineral de interés separado de la ganga	Alimentación [%]	Producto principal [%]	Rechazo [%]	Recuperación másica [%]	Eficiencia [%]	Referencia
Ag	Plata nativa con pirita	360.00 <sup>++</sup>	559.00 <sup>++</sup>	310.25 <sup>+++</sup>	20.00	96.00	(Hilscher et al., 2017)
	N/R	6.62 <sup>+</sup>	10.10 <sup>+</sup>	2.02 <sup>+</sup>	56.87	86.83	(Gülcan & Gülsoy, 2017)
	N/R	4.52 <sup>+</sup>	4.71 <sup>+</sup>	4.25 <sup>+</sup>	58.27	60.74	(Gülcan & Gülsoy, 2017)
	N/R	5.81 <sup>+</sup>	6.80 <sup>+</sup>	4.30 <sup>+</sup>	60.25	70.56	(Gülcan & Gülsoy, 2017)
	N/R	4.40 <sup>++</sup>	11.33 <sup>++</sup>	0.38 <sup>++</sup>	35.00	90.0	(Hilscher & Tong, 2018)
	N/R	0.92 <sup>++</sup>	2.96 <sup>++</sup>	0.18 <sup>++</sup>	30.00	96.0	(Hilscher & Tong, 2018)
Au	N/R	4.35 <sup>++</sup>	13.14 <sup>++</sup>	0.58 <sup>++</sup>	30.00	90.0	(Hilscher & Tong, 2018)
	N/R	0.97 <sup>++</sup>	3.69 <sup>++</sup>	0.06 <sup>+++</sup>	25.00	97.00	(Hilscher et al., 2017)
	N/R	0.97 <sup>++</sup>	3.74 <sup>++</sup>	0.05 <sup>+++</sup>	25.00	97.00	(Hilscher et al., 2017)
	Oro asociado con sulfuros y magnetita	1.65 <sup>++</sup>	3.34 <sup>++</sup>	0.27 <sup>+++</sup>	45.00	91.00	(Hilscher et al., 2017)
	Oro asociado con sulfuros	0.16 <sup>+++</sup>	0.29 <sup>+++</sup>	0.02 <sup>+++</sup>	22.70	42.80 <sup>*</sup>	(Wilkinson, 1985)
	Oro asociado con sulfuros	0.091 <sup>+++</sup>	0.203 <sup>+++</sup>	0.033 <sup>+++</sup>	29.00	64.70 <sup>*</sup>	(Wilkinson, 1985)
B	Minerales de boro; material de ganga no reportado	38.00/38.50 <sup>*</sup>	45.45/45.03 <sup>*</sup>	0.31 <sup>*</sup>	85.40	99.88 <sup>*</sup>	(Wills & Napier-Munn, 2006a) <sup>*</sup>
C	Separar carbón y ceniza	25.80	17.57	37.11	73.80	50.26 <sup>*</sup>	(Kolacz, 2016)
	Separar carbón y ceniza	26.77	16.71	47.90	67.80	42.29 <sup>*</sup>	(Kolacz, 2016)
Ca	Dolomita, caliza de tierras raras	83.50	97.00	21.40	82.20	95.49 <sup>*</sup>	(Petter et al., 2017)
	Arenisca y dolomita de kupferschiefer	25.00/25.23 <sup>*</sup>	49.80 <sup>*</sup>	19.09 <sup>*</sup>	20.00	95.00/39.48 <sup>*</sup>	(Romm et al., 2012) <sup>*</sup>
Cr	Cromita de epidota y serpentina	8.46	13.40	2.35	16.20	87.58 <sup>*</sup>	(Andrews & Jackman, 1988)
	Cromita de epidota y serpentina	6.52	10.40	1.70	20.90	88.37 <sup>*</sup>	(Andrews & Jackman, 1988)

	Cromita de epidota y serpentina	6.78	10.40	2.56	9.60	82.57*	(Andrews & Jackman, 1988)
	Cobre nativo de mineral conglomerado y amigdaloides	0.19	1.68	0.07	7.60	66.40	(Ahlness & Kirchner, 1980)
	Cobre nativo de mineral conglomerado y amigdaloides	0.46	2.00	0.16	17.20	70.49	(Ahlness & Kirchner, 1980)
	Cobre nativo de mineral conglomerado y amigdaloides	0.40	1.09	0.34	7.30	20.00	(Ahlness & Kirchner, 1980)
	Cobre nativo de mineral conglomerado y amigdaloides	1.08	3.78	0.28	23.00	80.3	(Ahlness & Kirchner, 1980)
	Mineral de cobre; material de ganga no reportado	0.31	0.38	0.21	61.49	73.70	(Gülcan & Gülsoy, 2017)
	Mineral de cobre; material de ganga no reportado	0.18	0.18	0.19	60.33	58.27	(Gülcan & Gülsoy, 2017)
	Mineral de cobre; material de ganga no reportado	0.26	0.31	0.19	55.90	67.47	(Gülcan & Gülsoy, 2017)
Cu	Mineral de cobre; material de ganga no reportado	0.20	0.21	0.18	61.64	64.39	(Gülcan & Gülsoy, 2017)
	Calcopirita de un depósito en Australia, material de ganga no reportado	5.14	9.27	0.50	53.00	95.00	(Hilscher & Tong, 2018)
	Crisocola, malaquita y cuprita de cuarzo, feldespatos, moscovita y biotita	1.55	2.54	0.17	58.00	95.00	(Iyakwari et al., 2016)
	Calcopirita e isocubanita de esfalerita, barita y sílice	0.39	0.87	0.13	35.00	78.00	(Kowalczyk et al., 2018)
	Calcopirita e isocubanita de esfalerita, barita y sílice	0.39	1.23	0.08	27.00	86.00	(Kowalczyk et al., 2018)
	Cobre nativo de mineral conglomerado (calcita, epidota, clorita, feldespatos)	1.16	7.33	0.32	11.90	75.60	(Miller et al., 1974)
	Cobre nativo de mineral conglomerado	1.20	6.33	0.32	14.60	77.10	(Miller et al., 1974)

(calcita, epidota, clorita, feldespatos)						
Cobre nativo de mineral conglomerado	1.17	6.97	0.32	12.80	76.10	(Miller et al., 1974)
(calcita, epidota, clorita, feldespatos)						
Cobre nativo de mineral conglomerado	0.65	1.92	0.17	27.30	80.90	(Miller et al., 1978)
Cobre nativo de mineral conglomerado	0.96	4.73	0.17	17.40	85.50	(Miller et al., 1978)
Cobre nativo de mineral conglomerado	1.05	5.22	0.18	17.20	85.80	(Miller et al., 1978)
Cobre nativo de mineral conglomerado	1.72	7.15	0.52	18.10	75.20	(Miller et al., 1978)
Cobre nativo de mineral conglomerado	1.59	7.54	0.32	17.60	83.40	(Miller et al., 1978)
Cobre nativo de mineral conglomerado	1.31	9.66	0.32	10.60	78.20	(Miller et al., 1978)
Cobre nativo de mineral conglomerado	0.93	5.05	0.17	15.50	84.50	(Miller et al., 1978)
Cobre nativo de mineral conglomerado	0.97	3.75	0.19	22.00	84.70	(Miller et al., 1978)
Cobre nativo de mineral conglomerado	0.86	4.52	0.16	16.10	84.40	(Miller et al., 1978)
Cobre nativo de mineral conglomerado	1.59	6.90	0.35	18.90	82.10	(Miller et al., 1978)
Cobre nativo de mineral conglomerado	1.50	6.34	0.39	18.60	78.80	(Miller et al., 1978)
Cobre nativo de mineral conglomerado	1.83	8.45	0.46	17.10	79.20	(Miller et al., 1978)
Covelina, digenita, calcopirita, calcosina y bornita; material de ganga no reportado	3.12	6.28	0.79	42.50	85.50	(Miller et al., 1978)
Covelina, digenita, calcopirita, calcosina y bornita; material de ganga no reportado	1.98	5.19	0.73	27.90	73.40	(Miller et al., 1978)
Covelina, digenita, calcopirita, calcosina y bornita;	0.41	0.57	0.29	41.80	58.50	(Miller et al., 1978)

	material de ganga no reportado Covelina, digenita, calcopirita, calcosina y bornita; material de ganga no reportado	1.27	1.49	0.43	79.20	93.20	(Miller et al., 1978)
	material de ganga no reportado Covelina, digenita, calcopirita, calcosina y bornita; material de ganga no reportado	1.51	2.12	0.76	55.40	77.60	(Miller et al., 1978)
	material de ganga no reportado Covelina, digenita, calcopirita, calcosina y bornita; material de ganga no reportado	0.29	0.69	0.22	14.90	35.40	(Miller et al., 1978)
	material de ganga no reportado Covelina, digenita, calcopirita, calcosina y bornita; material de ganga no reportado	0.30	1.40	0.29	0.80	3.70	(Miller et al., 1978)
	Calcopirita de pirita, esfalerita, galena, leptitas, esquistos mica y cuarcita	0.31	0.34	0.06	89.50	98.00	(Sivamohan & Forssberg, 1991)
	Calcopirita de pirita, esfalerita, galena, leptitas, esquistos mica y cuarcita	0.43	0.49	0.28	72.17	82.00	(Sivamohan & Forssberg, 1991)
	N/R	0.31	0.43	0.07	67.10	92.00	(Sivamohan & Forssberg, 1991)
Fe	Hematita de lignita	0.36	0.65	0.10	47.63	85.53	(Gülcan & Gülsoy, 2017)
	Hematita de lignita	0.34	0.55	0.10	52.95	86.09	(Gülcan & Gülsoy, 2017)
	Hematita de lignita	0.37	0.65	0.10	49.15	86.27	(Gülcan & Gülsoy, 2017)
	Mineral de hierro** con pirita diseminada	55.96	63.60	21.45	81.83	93.00	(Kolacz, 2014)
	Mineral de hierro** con pirita diseminada	55.96	62.40	47.01	58.13	64.80	(Kolacz, 2014)
	Mineral de hierro** con pirita diseminada	58.80	61.70	30.10	90.50	95.30*	(Kolacz, 2014)
	Mineral de hierro** con pirita diseminada	58.80	63.60	41.20	78.30	84.99*	(Kolacz, 2014)
	Hematita-itabirita y cuarzo	53.00	60.00	47.04%	46.00%	92.00%	(Young et al., 2017)
Mo	N/R	210.00+	990.00+	50.00+	16.80	80.00	(Fedorov et al., 2018)
	N/R	185.00+	510.00+	50.00+	29.30	81.10	(Fedorov et al., 2018)

	N/R	200.00 <sup>+</sup>	790.00 <sup>+</sup>	60.00 <sup>+</sup>	18.90	75.70	(Fedorov et al., 2018)
Nb	Pentóxido de niobio de carbonatita	0.33	1.00	0.01*	32.00	96.97*	(Vartiainen et al., 1985)
	Pentóxido de niobio de carbonatita	0.59/0.71*	1.30/1.29*	0.25*	56.00/44.17*	80.25*	(Vartiainen et al., 1985)*
	Pentóxido de niobio de carbonatita	0.50/0.52*	0.80/0.79*	0.05*	64.00	91.88*	(Vartiainen et al., 1985)*
	Pentóxido de niobio de carbonatita	0.27/0.32*	0.70/0.69*	0.05*	49.00/42.61*	91.87*	(Vartiainen et al., 1985)*
Pb	Galena de esfalerita, pirita, marcasita, pirrotina, calcita, paligorskita, fluorita, calcopirita y dolomita	2.18	3.27	0.24	64.10	96.10	(Tong, 2012)
	Galena de esfalerita, pirita, marcasita, pirrotina, calcita, paligorskita, fluorita, calcopirita y dolomita	5.61	8.72	0.36	62.80	97.60	(Tong, 2012)
	Galena de esfalerita, pirita, marcasita, pirrotina, calcita, paligorskita, fluorita, calcopirita y dolomita	5.56	10.49	0.17	52.20	98.50	(Tong, 2012)
	Galena de esfalerita, pirita, marcasita, pirrotina, calcita, paligorskita, fluorita, calcopirita y dolomita	3.72	7.61	0.25	47.20	96.50	(Tong, 2012)
	Galena de esfalerita, pirita, marcasita, pirrotina, calcita, paligorskita, fluorita, calcopirita y dolomita	6.20	9.86	0.14	62.30	99.10	(Tong, 2012)
	Galena de esfalerita, pirita, marcasita, pirrotina, calcita, paligorskita, fluorita, calcopirita y dolomita	6.20	9.92	0.17	61.90	99.00	(Tong, 2012)
	Galena de esfalerita, pirita, marcasita, pirrotina, calcita, paligorskita, fluorita, calcopirita y dolomita	6.20	9.64	0.31	63.10	98.20	(Tong, 2012)
	Galena de esfalerita, pirita, marcasita, pirrotina, calcita, paligorskita,	6.20	7.64	0.50	91.20	98.50	(Tong, 2012)

	fluorita, calcopirita y dolomita Galena de esfalerita, pirita, marcasita, pirrotina, calcita, paligorskita, fluorita, calcopirita y dolomita	9.26	11.71	0.04*	79.00	99.90	(Tong, 2012)
	fluorita, calcopirita y dolomita Galena de esfalerita, pirita, marcasita, pirrotina, calcita, paligorskita, fluorita, calcopirita y dolomita	9.26	12.03	0.04*	76.90	99.90	(Tong, 2012)
	fluorita, calcopirita y dolomita Galena de esfalerita, pirita, marcasita, pirrotina, calcita, paligorskita, fluorita, calcopirita y dolomita	10.09	12.75	0.02*	79.10	99.90	(Tong, 2012)
	fluorita, calcopirita y dolomita Galena de esfalerita, pirita, marcasita, pirrotina, calcita, paligorskita, fluorita, calcopirita y dolomita	10.09	12.09	0.04*	83.40	100.00	(Tong, 2012)
Si	Separar cuarzo y hematita	27.85	32.85	18.11	66.08	84.26	(Gülcan & Gülsoy, 2017)
	Separar cuarzo y hematita	28.74	37.15	13.41	64.58	83.47	(Gülcan & Gülsoy, 2017)
	Separar cuarzo y hematita	26.21	39.37	4.08	62.70	94.19	(Gülcan & Gülsoy, 2017)
	Separar cuarzo y hematita	28.16	43.67	3.19	61.68	95.66	(Gülcan & Gülsoy, 2017)
	Separar cuarzo y hematita	30.36	44.38	2.93	66.19	96.74	(Gülcan & Gülsoy, 2017)
	Separar cuarzo y hematita	21.08	26.65	12.36	61.49	77.42	(Gülcan & Gülsoy, 2017)
	Separar cuarzo y hematita	23.66	32.47	9.78	61.18	83.95	(Gülcan & Gülsoy, 2017)
	Separar cuarzo y hematita	21.07	30.67	7.89	57.85	84.22	(Gülcan & Gülsoy, 2017)
	Separar cuarzo y hematita	24.65	36.43	7.43	59.38	87.76	(Gülcan & Gülsoy, 2017)
	Separar cuarzo y hematita	24.63	39.69	5.38	56.11	90.42	(Gülcan & Gülsoy, 2017)
	Hematita-itabirita y cuarzo	53.00	60.00	52.00	46.00	47.04*	(Young et al., 2017)
U	Octóxido de triuranio de mineral de esquisto-dolomita	0.43****	1.01****	0.22*****	27.00	64.20	(Hubery et al., 1970)
	Octóxido de triuranio de mineral de esquisto-dolomita	0.43****	1.67****	0.30*****	9.50	36.20	(Hubery et al., 1970)

	Octóxido de triuranio de mineral de esquistodolomita	0.81 <sup>++++</sup>	1.85 <sup>++++</sup>	0.13 <sup>*****</sup>	39.60	90.20	(Hubery et al., 1970)
	Octóxido de triuranio de mineral de esquistodolomita	0.81 <sup>++++</sup>	2.18 <sup>++++</sup>	0.19 <sup>*****</sup>	31.00	83.70	(Hubery et al., 1970)
	Octóxido de triuranio de mineral de esquistodolomita	1.23 <sup>++++</sup>	2.76 <sup>++++</sup>	0.07 <sup>*****</sup>	43.10	96.30	(Hubery et al., 1970)
	Octóxido de triuranio de mineral de esquistodolomita	1.23 <sup>++++</sup>	3.25 <sup>++++</sup>	0.13 <sup>*****</sup>	35.20	92.50	(Hubery et al., 1970)
	Octóxido de triuranio de arenisca	0.06	0.19	0.01*	27.50	77.50	(Tame & Rosenbaum, 1961)
	Esfalerita de galena, pirita, marcasita, pirrotita, calcita, paligorskita, fluorita, calcopirita y dolomita	15.36	24.72	3.92	55.00	89.00	(Tong, 2012)
	Esfalerita de galena, pirita, marcasita, pirrotita, calcita, paligorskita, fluorita, calcopirita y dolomita	6.32	9.68	0.31	64.10	98.20	(Tong, 2012)
	Esfalerita de galena, pirita, marcasita, pirrotita, calcita, paligorskita, fluorita, calcopirita y dolomita	10.37	15.87	1.09	62.80	96.10	(Tong, 2012)
Zn	Esfalerita de galena, pirita, marcasita, pirrotita, calcita, paligorskita, fluorita, calcopirita y dolomita	10.33	18.82	1.06	52.20	95.10	(Tong, 2012)
	Esfalerita de galena, pirita, marcasita, pirrotita, calcita, paligorskita, fluorita, calcopirita y dolomita	10.21	21.04	0.56	47.20	97.10	(Tong, 2012)
	Esfalerita de galena, pirita, marcasita, pirrotita, calcita, paligorskita, fluorita, calcopirita y dolomita	8.73	13.39	1.02	62.30	95.60	(Tong, 2012)
	Esfalerita de galena, pirita,	8.73	13.56	0.88	61.90	96.10	(Tong, 2012)

marcasita, pirrotita, calcita, paligorskita, fluorita, calcopirita y dolomita						
Esfalerita de galena, pirita, marcasita, pirrotita, calcita, paligorskita, fluorita, calcopirita y dolomita	8.73	13.57	0.43	63.10	98.20	(Tong, 2012)
Esfalerita de galena, pirita, marcasita, pirrotita, calcita, paligorskita, fluorita, calcopirita y dolomita	8.73	10.43	0.50	91.20	97.00	(Tong, 2012)
Esfalerita de galena, pirita, marcasita, pirrotita, calcita, paligorskita, fluorita, calcopirita y dolomita	12.82	16.00	0.86*	79.00	98.60	(Tong, 2012)
Esfalerita de galena, pirita, marcasita, pirrotita, calcita, paligorskita, fluorita, calcopirita y dolomita	12.82	15.84	2.77*	76.90	95.00	(Tong, 2012)
Esfalerita de galena, pirita, marcasita, pirrotita, calcita, paligorskita, fluorita, calcopirita y dolomita	13.79	16.60	3.16*	79.10	95.20	(Tong, 2012)
Esfalerita de galena, pirita, marcasita, pirrotita, calcita, paligorskita, fluorita, calcopirita y dolomita	13.79	16.38	0.78*	83.40	99.00	(Tong, 2012)
Minerales de plomo-zinc diluidos por material de desecho (cuarzo)	21.00	27.00	6.00	73.00	93.86*	(Young et al., 2017)
Minerales de plomo-zinc diluidos por material de desecho (cuarzo)	22.00	27.50	5.00	72.50	90.63*	(Young et al., 2017)

+ppm.

++g/ton.

+++oz/ton.

++++lb/ton.

\*Dato estimado.

\*\*Detalles del mineral no reportados.

N/R: No reportado por los autores

TABLA A.2. ESCALA PLANTA PILOTO. DATOS CUANTITATIVOS.

Elemento	Mineral de interés separado de la ganga	Alimentación [%]	Producto principal [%]	Rechazo [%]	Recuperación másica [%]	Eficiencia [%]	Referencia
	N/R	0.55 <sup>+</sup>	2.10 <sup>+</sup>	0.20 <sup>+</sup>	16.80	64.80	(Fedorov et al., 2018)
	N/R	1.80 <sup>+</sup>	3.20 <sup>+</sup>	0.15 <sup>+</sup>	55.10	96.60	(Fedorov et al., 2018)
	N/R	1.70 <sup>+</sup>	5.70 <sup>+</sup>	0.05 <sup>+</sup>	29.20	97.80	(Fedorov et al., 2018)
	N/R	0.46 <sup>+</sup>	3.75 <sup>+</sup>	0.03 <sup>+</sup>	11.50	93.80	(Fedorov et al., 2018)
	N/R	0.50 <sup>+</sup>	1.42 <sup>+</sup>	0.16 <sup>+</sup>	27.30	77.90	(Fedorov et al., 2018)
	N/R	0.68 <sup>+</sup>	3.50 <sup>+</sup>	0.24 <sup>+</sup>	13.40	68.80	(Fedorov et al., 2018)
	N/R	0.67 <sup>+</sup>	2.10 <sup>+</sup>	0.17 <sup>+</sup>	26.40	82.30	(Fedorov et al., 2018)
	Oro desde una pila de pebbles; material de ganga no reportado	0.28 <sup>++</sup>	1.81 <sup>++</sup>	0.10 <sup>++</sup>	10.40	67.80	(Fedorov et al., 2018)
	N/R	0.07 <sup>+++</sup>	0.25 <sup>+++</sup>	0.02 <sup>+++</sup>	20.00	73.00	(Goode, 1975)
	Oro asociado con cuarzo	0.24 <sup>++</sup>	2.97 <sup>++</sup>	0.01 <sup>++</sup>	7.80	98.10	(Parry & van Wyk, 2016)
Au	Oro en mineral conglomerado	1.30	3.98	0.43	24.50	74.94*	(Schultz, 1975)
	Oro en mineral conglomerado	1.24	4.07	0.71	18.20	59.68*	(Schultz, 1975)
	Oro en mineral conglomerado	0.86	3.92	0.40	13.00	59.45*	(Schultz, 1975)
	Oro en mineral conglomerado	0.72	3.75	0.32	11.40	59.42*	(Schultz, 1975)
	Oro en mineral conglomerado	0.47	0.78	0.45	6.80	11.20*	(Schultz, 1975)
	Oro en mineral conglomerado	0.41	1.93	0.39	3.20	15.26*	(Schultz, 1975)
	Oro en mineral conglomerado	0.33	1.48	0.30	2.70	11.91*	(Schultz, 1975)
	Oro en mineral conglomerado	0.33	1.63	0.26	4.40	21.79*	(Schultz, 1975)
	Oro en mineral amigdaloides	0.89	3.34	0.28	20.00	75.06*	(Schultz, 1975)
	Oro en mineral amigdaloides	0.52	2.69	0.27	14.00	72.54*	(Schultz, 1975)
	Oro en mineral amigdaloides	0.30	1.43	0.17	10.00	47.49*	(Schultz, 1975)
	Oro en mineral amigdaloides	0.23	1.19	0.15	7.90	40.78*	(Schultz, 1975)
	Oro en mineral amigdaloides	0.31	2.48	0.08	9.90	79.34*	(Schultz, 1975)
	Oro en mineral amigdaloides	0.24	2.76	0.12	4.50	51.77*	(Schultz, 1975)
	Oro en mineral amigdaloides	0.15	1.23	0.09	5.30	43.29*	(Schultz, 1975)

	Oro en mineral amigdalóide	0.13	1.52	0.07	4.10	47.53*	(Schultz, 1975)	
	N/R	0.30 <sup>++</sup>	4.10 <sup>++</sup>	0.10 <sup>++</sup>	5.90	70.30	(von Ketelhodt, 2009)	
	N/R	12.04 <sup>+</sup>	16.03 <sup>+</sup>	0.46 <sup>+</sup>	65.80	87.60	(Wyman, 1973)	
C	Separar esquisto de carbón bituminoso	31.20	45.60	19.50	55.30	79.20	(Robben et al., 2014)	
	Separar esquisto de carbón bituminoso	43.00	53.10	25.70	36.70	63.10	(Robben et al., 2014)	
	Separar esquisto de carbón bituminoso	33.80	48.20	20.30	51.60	78.10	(Robben et al., 2014)	
	Separar esquisto de carbón bituminoso	27.70	34.80	21.10	52.50	66.10	(Robben et al., 2014)	
	Separar esquisto de carbón bituminoso	28.30	66.00	21.40	84.50	94.50	(Robben et al., 2014)	
	Separar esquisto de carbón bituminoso	29.50	61.60	20.40	77.90	91.20	(Robben et al., 2014)	
	Separar esquisto de carbón bituminoso	29.30	60.40	20.90	78.80	90.90	(Robben et al., 2014)	
	Separar esquisto de carbón bituminoso	43.80	73.50	23.30	59.10	87.80	(Robben et al., 2014)	
	Separar esquisto de carbón bituminoso	43.00	68.40	21.80	54.40	81.20	(Robben et al., 2014)	
	Separar esquisto de carbón	24.12	48.49	16.11	24.80	49.86*	(von Ketelhodt, 2010)	
	Separar esquisto de carbón	25.76	67.88	16.82	17.50	46.11*	Ketelhodt, 2010)	
	Separar esquisto de carbón	29.71	83.85	16.67	19.40	54.75*	Ketelhodt, 2010)	
	Ca	Yeso mezclado artificialmente con esquisto	69.80	80.50	43.36*	71.20*	82.10	(French, 1966)
		Yeso mezclado artificialmente con esquisto	68.50	74.30	54.43*	71.00*	76.95	(French, 1966)
Yeso mezclado artificialmente con carbonato y esquisto		67.70	80.00	39.02*	70.00*	82.70	(French, 1967a)	
Yeso mezclado artificialmente con carbonato y esquisto		67.70	74.40	42.70	80.20	87.40	(French, 1967b)	
Cr	Cromita de epidota y serpentina	7.17	11.50	2.40	50.30	80.68*	(Andrews & Jackman, 1988)	
Cu	Calcopirita, bornita, calcosina, tenantita y covelina de un pórfido cuprífero	2.09	2.51	0.83	74.90	90.00	(Batchelor et al., 2016)	
	Calcopirita, bornita, calcosina, tenantita y covelina de un pórfido cuprífero	0.73	0.89	0.27	74.60	90.60	(Batchelor et al., 2016)	
	Calcopirita, bornita, calcosina, tenantita	0.56	0.67	0.25	74.40	88.50	(Batchelor et al., 2016)	

	y covelina de un pórfido cuprífero Calcopirita, bornita, calcosina, tenantita y covelina de un pórfido cuprífero	0.71	0.78	0.50	75.00	82.50	(Batchelor et al., 2016)
	Calcopirita, bornita, calcosina, tenantita y covelina de un pórfido cuprífero	0.37	0.40	0.28	74.60	80.50	(Batchelor et al., 2016)
	Calcopirita, bornita, calcosina, tenantita y covelina de un pórfido cuprífero	0.26	0.26	0.25	75.10	75.80	(Batchelor et al., 2016)
Li	Esodumena de cuarzo, albita, y feldespato potásico	1.40	1.56	0.30	87.30	97.20	(Rohleder et al., 2018)
	Esodumena de cuarzo, albita, y feldespato potásico	1.42	1.64	0.30	84.00	96.60	(Rohleder et al., 2018)
Mg	Brucita de sílice negro (cuarzo)	7.01	14.89*	2.38	37.00	78.61*	(Wyman, 1973)
Na	Trona clara (alta ley) de trona oscura (baja ley)	8.30	14.95*	0.80	53.00	95.47*	(Wyman, 1973)
PGM	PGM y oro de cromita y silicatos	2.38 <sup>++</sup>	3.5 <sup>++</sup>	0.34 <sup>++</sup>	64.00	95.00	(Rule et al., 2015)
	PGM y oro de cromita y silicatos	2.38 <sup>++</sup>	4.5 <sup>++</sup>	0.34 <sup>++</sup>	46.00	87.00	(Rule et al., 2015)
U	Octóxido de triuranio de calcita	0.30	1.42	0.02	12.00	42.60	(Goode, 1975)
W	Scheelita; material de ganga no reportado	2.50	20.87*	0.11*	11.50	96.00	(Wyman, 1973)
	Scheelita; material de ganga no reportado	0.50	1.61*	0.13*	25.00	80.50	(Wyman, 1973)
	Scheelita; material de ganga no reportado	1.00	1.94*	0.49*	35.00	68.00	(Wyman, 1973)

+ppm.

++g/ton.

+++oz/ton.

\*Dato estimado.

N/R: No reportado por los autores.

TABLA A.3. ESCALA INDUSTRIAL. DATOS CUANTITATIVOS.

Elemento	Mineral de interés separado de la ganga	Alimentación [%]	Producto [%]	Rechazo [%]	Recuperación másica [%]	Eficiencia [%]	Referencia
Ag	Sulfuro polimetálico masivo alojado en roca volcánica **	113.95 <sup>++</sup>	164.00 <sup>++</sup>	21.00 <sup>++</sup>	65.00	93.50*	(Robben et al., 2016)
	Sulfuro polimetálico masivo alojado en roca volcánica **	57.77	82.90	11.10	65.00	93.30*	(Robben et al., 2016)
Au	Oro en material rico en carbón	2.50	6.50	0.15	28.00	81.00	(Keys et al., 1974)
	N/R	6.97	10.41	0.87	28.20	95.60	(Kidd, 1983)
	N/R	7.23	10.36	0.88	13.40	96.00	(Kidd, 1983)
	N/R	7.46	9.77	0.89	12.60	96.90	(Kidd, 1983)
	Minerales de telururo de oro y oro-plata (calaverita) asociados con oro nativo menor	0.49 <sup>++</sup>	1.16 <sup>++</sup>	0.17 <sup>++</sup>	31.90	76.20	(Kleine et al., 2016)
	Minerales de telururo de oro y oro-plata (calaverita) asociados con oro nativo menor	0.91	6.30	0.40	9.00	64.00	(Robben et al., 2017)
	Minerales de telururo de oro y oro-plata (calaverita) asociados con oro nativo menor	0.97	4.10	0.40	14.00	62.00	(Robben et al., 2017)
	Minerales de telururo de oro y oro-plata (calaverita) asociados con oro nativo menor	1.38	8.22	0.60	7.20	52.00	(Robben et al., 2017)
	Minerales de telururo de oro y oro-plata (calaverita) asociados con oro nativo menor	1.55	9.43	0.94	7.20	49.00	(Robben et al., 2017)
	Calaverita	1.07	10.50	0.60	5.00	47.00	(Robben et al., 2017)
Oro como una capa fina sobre pebbles de	6.61	10.02	0.67	63.47	96.27	(Vincent, 1981)	

	cuarzo con cuarcita						
	N/R	0.25	1.15	0.10	15.00	66.80	(von Ketelhodt et al., 2017)
	Oro asociado con cuarzo	2.06	12.96	0.31	4.70	92.00	(Wait, 1988)
	Oro asociado con cuarzo	1.03	3.63	0.34	11.70	84.00	(Wait, 1988)
Ca	Caliza blanca de caliza gris	75.00	88.00	19.70*	80.97*	95.00	(Wyman, 1973)
	Caliza blanca de caliza amarilla, rosada, gris	69.00	87.00	13.99*	75.34*	95.00	(Wyman, 1973)
Cu	Cobre** de pebbles de carbonatita, magnetita y dolerita	0.16	0.37	0.06	35.89*	83.00	(Seerane & Rech, 2011)
	Cobre** de pebbles de carbonatita, magnetita y dolerita	0.17	0.44	0.07	28.59*	74.00	(Seerane & Rech, 2011)
	Cobre** de pebbles de carbonatita, magnetita y dolerita	0.13	0.27	0.07	39.96*	83.00	(Seerane & Rech, 2011)
	Cobre** de pebbles de carbonatita, magnetita y dolerita	0.13	0.32	0.07	28.03*	69.00	(Seerane & Rech, 2011)
	Cobre** de pebbles de carbonatita, magnetita y dolerita	0.15	0.38	0.06	28.03*	71.00	(Seerane & Rech, 2011)
	Calcopirita de pórfido cobre-oro**	0.52	0.62	0.21	75.00	90.00	(Duffy et al., 2015)
	Sulfuro polimetálico masivo alojado en roca volcánica**	0.38	0.53	1.80	65.00	90.70*	(Robben et al., 2016)
	Sulfuro polimetálico masivo alojado en roca volcánica**	0.40	0.59	0.05	65.00	95.90*	(Robben et al., 2016)
	Calcopirita de pirrotina, esfalerita y cuarcita	1.20	1.53*	0.20	75.00	95.80*	(Wills & Napier-Munn, 2006a)
	Mg	Magnesita de serpentina café	17.00	95.50	1.50	17.50	98.31*

	Magnesita de serpentina y talco	30.00	92.00	7.00	27.06*	83.00*	(Schapper, 1976)
	Magnesita de serpentina y talco	30.00	97.00	3.00	28.72*	92.90*	(Schapper, 1976)
	Magnesita de serpentina	20.00	92.00	2.00*	20.00	92.00*	(Vincent, 1981)
Ni	Pentlandita y pirrotina de ortopiroxeno, anfíbolita y cuarzo/feldespatos	1.08	4.07	0.33	19.96	75.22*	(Parry & Fitzmaurice, 2018)
	Cuarzo de diorita	15.00	80.00	3.00	15.58*	83.10*	(Schapper, 1976)
	Cuarzo de diorita	10.00	90.00	2.00	9.09*	81.80*	(Schapper, 1976)
	Cuarzo de diorita	7.00	95.00	2.00	5.38*	73.00*	(Schapper, 1976)
Si	Amianto amosita de material de hierro pesado negro	10.30	16.80	1.60	43.00	70.10*	(Schapper, 1976)
	Amianto amosita de material de hierro pesado negro	14.00	21.10	2.10	40.00	60.30*	(Schapper, 1976)
	Casiterita de cuarzo y clorita	1.50	4.43	0.12	32.00	94.60	(Robben et al., 2020)
	Casiterita de cuarzo y clorita	1.18	3.53	0.07	28.10	96.00	(Robben et al., 2020)
	Casiterita de cuarzo y clorita	1.17	4.46	0.05	16.70	96.80	(Robben et al., 2020)
Sn	Casiterita de cuarzo y clorita	1.24	4.26	0.06	32.00	96.50	(Robben et al., 2020)
	Casiterita de cuarzo y clorita	1.01	5.61	0.09	25.40	92.60	(Robben et al., 2020)
	Casiterita de cuarzo y clorita	1.53	4.47	0.11	32.50	95.10	(Robben et al., 2020)
	Octóxido de triuranio de alanita	2.24	3.69	0.24	58.00	95.50	(Bibby, 1982)
	Octóxido de triuranio de alanita	1.07	2.28	1.07	54.40	94.80	(Bibby, 1982)
	Octóxido de triuranio de alanita	0.97	1.49	0.97	63.30	97.30	(Bibby, 1982)
U	Octóxido de triuranio de alanita	1.38	2.69	0.28	55.50	88.90	(Bibby, 1982)
	Octóxido de triuranio de alanita	0.82	2.12	0.15	34.00	87.90	(Bibby, 1982)
	Octóxido de triuranio de alanita	1.25	2.66	0.23	42.00	89.30	(Bibby, 1982)

	Octóxido de triuranio de calcita	0.66	2.70	0.15	20.00	81.80	(Vincent, 1981)
W	Wolframita de minerales de cuarzo	0.09	0.90	0.003*	9.70*	97.00	(Vincent, 1981)
	Scheelita de anfibolita y gneiss félsico	0.21	0.39	0.03	49.50	96.60	(Robben & Mosser, 2014)

++g/ton.

\*Dato estimado.

\*\*Detalles del mineral no reportados.

N/R: No reportado por los autores.

TABLA A.4. PROMEDIO Y DESVIACIÓN ESTÁNDAR (CON EL COEFICIENTE DE VARIACIÓN) DE LAS PRUEBAS DE SORTING DE MINERALES PARA DIFERENTES ELEMENTOS VALIOSOS.

Elemento valioso en el mineral	Eficiencia metalúrgica (%)	Desv. Est. (%)	Coef. Var. (%)	Razón de concentración	Coef. Var (%)
Au	69.7	23.4	33.5	4.5	66.7
C	69.7	18.6	26.7	1.7	38.7
Ca	81.8	18.4	22.6	1.3	23.2
Cu	77.4	17.4	22.5	2.9	65.7
Fe	81.0	14.8	18.3	1.3	24.5
Li	96.9	0.4	0.4	1.1	2.5
Mg	89.0	8.0	9.0	3.7	36.9
Na	95.5	N.A.	N.A.	1.8	N.A.
Si	83.1	9.9	11.9	3.0	119.8
Pb	98.6	1.3	1.3	1.5	17.8
U	84.8	17.8	20.9	2.6	45.2
W	87.6	13.0	14.8	5.1	75.4
Zn	95.6	2.8	2.9	1.5	17.7

## 6.2. Impacto de la incorporación de pre concentración por sorting en la eficiencia energética de etapas de conminución de minerales

Se presenta a continuación, organizado en tablas, los resultados para cada una de las configuraciones y condiciones evaluadas en este estudio. Se establece la ley de corte en 0,3%, por lo que la ley de cobre promedio que inicia las etapas de conminución, determinada por la información en el modelo de bloques utilizado, será de 1,19%.

### 6.2.1. Condición base

Tabla 3. Estimación consumo energético condición base.

Mina	Chancado	Molienda SAG	Molienda de bolas
Ley de corte (%)	Ley Cu (%)	Ley Cu (%)	Ley Cu (%)
0,3	1,19	1,19	1,19
Ley Cu (%)	Mineral (tpd)	Mineral (tpd)	Mineral (tpd)
1,19	40000,00	40000,00	40000,00
Mineral (tpd)	kWh/ton	kWh/ton	kWh/ton
40000,00	0,44	6,29	5,76
Cu (tpd)	KWh	kWh	kWh
477,02	17660,62	251466,51	230350,31
	Cu (tpd)	Cu (tpd)	Cu (tpd)
	477,02	477,02	477,02
	kWh/ton <sub>cu</sub>	kWh/ton <sub>cu</sub>	kWh/ton <sub>cu</sub>
	37,02	527,16	482,90
		Suma kWh/ton <sub>cu</sub>	
		1047,08	

### 6.2.2. Incorporación de etapas de sorting

Se calcula el consumo energético por tonelada de cobre al incorporar pre concentración con sorting, para las configuraciones denominados como bulk sorting y sorting.

Para lo que sigue en adelante incorpora una etapa de clasificación que depende de dos variables, la recuperación metalúrgica (o eficiencia de sorting como fue definida en el capítulo anterior, simbolizada con  $\varepsilon$ ) y recuperación másica ( $\gamma$ ). Para establecer el valor para dichas variables en el escenario de sorting se utiliza la información de la Tabla A.3, que resume los resultados reportados en la literatura para el sorting a escala industrial, poniendo atención en el cobre, por tratarse de la especie valiosa para este ejercicio. Para la tecnología de detección, se busca entre las que analizan el cuerpo completo de las partículas de material, por ser las de mejores resultados, por lo que se opta por XRT. Finalmente, los valores utilizados son 92% para  $\varepsilon$  y 65% para  $\gamma$ .

Para la configuración bulk sorting se establece el mismo valor de  $\varepsilon$ , para mantener la recuperación metalúrgica y no perder material valioso. En esta condición el sorter procesa rocas de mayor tamaño, en las que la especie valiosa se presenta de forma más







### 6.2.5. Diferencias entre configuraciones

Para comparar las configuraciones y distintas condiciones se presenta en la Figura 16 la ley de cobre del material que iría a la planta concentradora vs el consumo energético, medido en  $kWh/ton_{Cu}$ , en donde CB representa el caso base, BS el caso bulk sorting y S a sorting. Para diferenciar los escenarios, en aquellos en los que se iguala la capacidad de tratamiento se agrega el número de la ley de corte utilizada en cada uno, donde 0,3 representa cuando se mantiene la ley de cobre y 0,2 para cuando se baja.

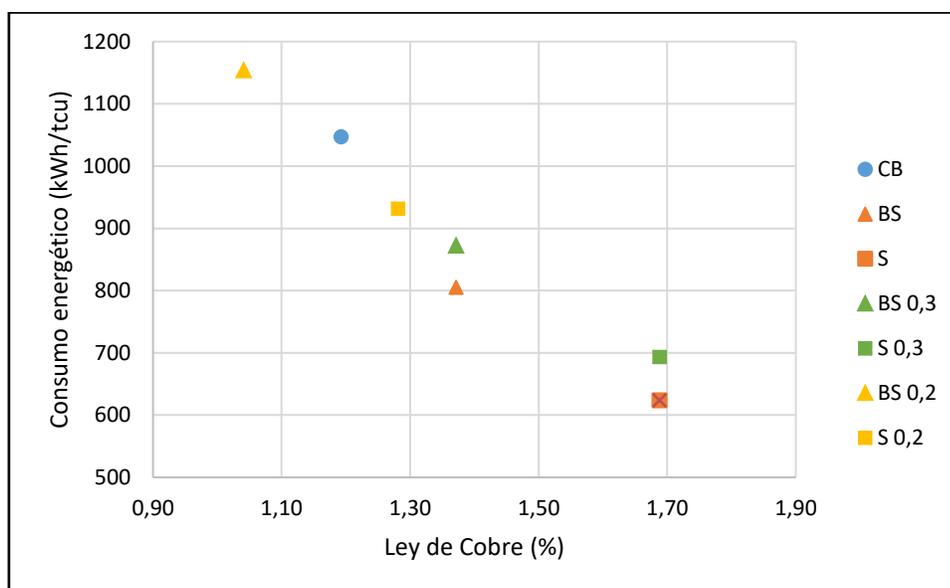


Figura 16. Ley de cobre vs consumo energético.

En donde se observa que la incorporación de sorting al circuito de conminución en general reduce el consumo energético, mejorando la ley de cobre del material que va hacia a las etapas de concentración. Al comparar la condición base con la incorporación de sorting, se observa reducciones de hasta un 40% en el consumo energético (Tabla 10), explicado por el descenso en la cantidad de material tratado, según la recuperación másica del sorter en cada caso. También se observa pérdidas de cobre, explicadas por el valor de la eficiencia de sorting (o recuperación metalúrgica), es decir, al pre concentrar inevitablemente una parte del cobre (aunque menor) que inicialmente iba hacia la planta esta vez es descartada. Esta es la razón de incorporar en este análisis las condiciones en las que se mantiene la cantidad de material que es enviado hacia la planta concentradora.

Al fijar en 40.000 las toneladas de material que irán hacia la planta concentradora necesariamente hay que aumentar la cantidad de material que sale desde la mina hacia el circuito de conminución en las condiciones que incorporan sorting. Cuando se mantiene la ley corte, no se observa cambios en la razón de enriquecimiento en cada caso, sin embargo, la cantidad de cobre es mayor y el uso más eficiente de la energía respecto de la condición base, tal como se observa en la Tabla 10.

Como ya se ha dicho, aumentar el tonelaje puede representar una reducción en la ley de corte establecida y con ello extender la vida de la mina. Esta vez, si bien el tonelaje tratado es el mismo respecto del escenario anterior (lo que significa que el consumo total de energía es igual), el tonelaje de cobre que iría hacia la planta concentradora es menor y con ello el proceso es menos eficiente que cuando se mantiene la ley de corte.

Tabla 10. Resumen del consumo energético por condición.

	Razón de enriquecimiento	Ley Cu (%)	Cu (tpd)	Consumo Energía $\left(\frac{kWh}{ton_{Cu}}\right)$	Diferencia con CB	
					Cu (%)	Consumo Energía (%)
CB	1,00	1,19	477,02	1047,08	-	-
BS	1,15	1,37	438,86	805,23	-8,00	-23,10
S	1,42	1,69	438,86	623,54	-8,00	-40,45
BS 0,3	1,15	1,37	548,57	872,19	15,00	-16,70
S 0,3	1,42	1,69	675,16	693,25	41,54	-33,79
BS 0,2	1,15	1,04	416,40	1154,02	-	-
S 0,2	1,42	1,28	512,49	931,53	12,71	10,21
					7,44	-11,04

Cuando la discusión se centra en qué condición es el más conveniente, se debe observar cómo se distribuye el aporte al consumo total de energía en cada etapa de reducción de tamaño del material, que se presenta en la Tabla 11.

Tabla 11. Distribución de consumo energético en las etapas de conminución.

	Consumo energético $\left(\frac{kWh}{ton_{Cu}}\right)$			Distribución del consumo (%)		
	Chancado	Molienda SAG	Molienda bolas	Chancado	Molienda SAG	Molienda bolas
CB	37,02	527,16	482,90	3,54	50,35	46,12
BS	25,76	382,08	397,40	3,20	47,45	49,35
S	37,02	289,11	297,41	5,94	46,37	47,70
BS 0,3	32,19	409,79	430,21	3,69	46,98	49,32
S 0,3	56,96	311,04	325,25	8,22	44,87	46,92
BS 0,2	33,93	544,67	575,41	2,94	47,20	49,86
S 0,2	48,78	424,60	458,16	5,24	45,58	49,18

En donde se observa que el bulk sorting presenta consumos menores de energía en el chancado en comparación con el sorting debido a que se procesa menos material en esta etapa y con mejor ley, sin embargo, la incidencia de esta etapa es poco significativa respecto del consumo total, con aportes de entre 3 y 8%. Las rocas con menor ley presentan durezas más altas (Starkey et al.,2019) por lo que un circuito que descarte mayor masa de material de este tipo conduce a costos menores en la reducción de tamaño. Los resultados de este trabajo indican que es posible separar más ganga cuando el sorter se ubica después del chancado y esto se vuelve especialmente relevante en las etapas de molienda, en donde se observan diferencias de entre 98 y 289  $kWh/ton_{Cu}$  en el caso de la molienda SAG y de 104 y 297  $kWh/ton_{Cu}$  para la molienda de bolas, lo que hace más recomendable el circuito con la configuración sorting.

Cuando se mantiene la cantidad de material enviado a la planta concentradora se debe aumentar el tonelaje de material que va desde la mina hacia las etapas de conminución y esta vez la discusión se centra en decidir si este aumento en el movimiento de material es por la baja en la ley de corte o si se desea mantener la ley promedio de cobre, aunque eso implique acortar la vida de la mina. En ambos casos la eficiencia energética es mejor con respecto a la condición base, sin embargo, mantener la ley de cobre permite tener hasta 41% más de cobre disponible en la planta concentradora que cuando se baja, lo que se traduce en un 33% menos de energía por tonelada de cobre tratada. Para este análisis en ambas condiciones se mantuvo el valor para la recuperación metalúrgica, sin embargo, en la realidad una menor ley podría significar que el sorter presente una eficiencia de clasificación más baja para el caso con ley de corte 0,2%, bajando aún más el contenido de cobre, aumentando el consumo energético de la conminución.

Basado en la eficiencia energética de la conminución, es más conveniente mantener la ley de cobre, a pesar de la reducción de la vida de la mina. Para contrarrestar esto último, se sugiere incentivar la exploración para aumentar las reservas disponibles.

## **7. CONCLUSIONES Y TRABAJO FUTURO**

### **7.1. Conclusiones generales**

La investigación sobre sorting de minerales utilizando sensores es un campo de estudio multidisciplinario que requiere de conocimientos sobre la textura de las rocas, presencia de minerales, fractura de las rocas, entre otros temas. Se requiere que estos aspectos sean abordados con mayor detalle en el futuro por la literatura.

La eficiencia de clasificación de sorting se expresa en función de la recuperación másica en lugar de en términos de la recuperación de las especies económicamente valiosas. En la actualidad se usa la eficiencia de dos productos (o recuperación metalúrgica) para determinar el rendimiento de las operaciones de sorting de minerales. Un análisis de error por propagación indica que la variabilidad de su valor depende en mayor medida de la ley en la alimentación.

Se requiere de una mejor forma para calcular la eficiencia de operaciones de sorting de minerales, considerando la naturaleza discreta del proceso. La eficiencia puede expresarse en función de las leyes y con este procedimiento podría inferirse la distribución de leyes de las rocas, aumentar el conocimiento de las leyes de alimentación y reducir la incertidumbre del proceso.

La incorporación de etapas de pre clasificación de minerales por sorting permite hacer más eficiente el consumo energético en etapas de conminución. La configuración más adecuada para hacerlo es después del chancado y antes de la molienda. Mantener la ley promedio del material valioso representa un 33% menos de energía por tonelada de valioso tratada.

### **7.2. Recomendaciones y trabajo futuro**

Para un análisis más apegado a la realidad que el desarrollado en este trabajo, se sugiere estimar el consumo energético por la incorporación de sorting a partir de la información proveniente de alguna faena en particular. La distribución de ley de valioso y dureza de la roca tienen comportamientos singulares en cada faena por lo que se vuelve necesario estudiar el consumo en más de una para así comparar los resultados.

Este trabajo asume eficiencias promedio para sorting con técnica de detección XRT, pero es interesante desarrollar la estimación para otras tecnologías, especialmente para la evaluación del bulk sorting donde se tomó un valor referencial para este estudio.

## 8. BIBLIOGRAFÍA

Ahlness, J. K.; Kirchner, J. C. *Electronic ore-sorting tests on native copper ore*. US Bureau of Mines, Dept. of Interior: Washington, USA, 1980; Volume 8490, pp. 1-36.

Andrews, P.; Jackman, I. Laboratory and pilot-plant beneficiation of chromite ore from Bird River, Manitoba. *Can. Min. Metall. Bull* 1988, 81(912), 40–48.

Barbery, G. *Mineral Liberation Measurement: Simulation and Practical use in Mineral Processing*, 1st ed.; Editions GB: Quebec, Canada, 1991; p.1991.

Bass, M. Properties of Metals. In *Handbook of Optics, Devices, Measurements and Properties*, 2nd ed. McGraw-Hill: New York, USA, 1995; Volume 2, p.1496

Batchelor, A.; Ferrari-John, R.; Katrib, J.; Udoudo, O.; Jones, D.; Dodds, C.; Kingman, S. Pilot scale microwave sorting of porphyry copper ores: Part 1–Laboratory investigations. *Minerals Engineering* 2016, 98, 303–327.

Bearman, R.; Bowman, D.; Dunne, R. Decision support for ore sorting and preconcentration in gold applications. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy* 2019, 129: (1), 12–23.

Bibby, P. A. Preconcentration by radiometric ore sorting. Proceedings of Mill operators' conference, North West Queensland Branch, Australia, September 15-19, 1982.

Biringucci, V.; Gnudi, M.; Smith, C. The Pirotechnia of Vannoccio Biringuccio. *American Institute of Mining and Metallurgical Engineers* 1942, 3, 141–145.

Calvo, G.; Mudd, G.; Valero, A. Decreasing Ore Grades in Global Metallic Mining: A Theoretical Issue or a Global Reality?. *Resources* 2016, 5(4), 36–49.

Celen, Y.; Evcin, A.; Akkurt, I.; Bezir, N.; Gunoglu, K.; Kutu N. Evaluation of boron waste and barite against radiation, *International Journal of Environmental Science and Technology* 2019, 16, 5267–5274.

Ciani, A.; Goss, K.; Schwarzenbach R. Light penetration in soil and particulate minerals. *European Journal of Soil Science* 2005, 56, 561–574.

Comisión Chilena de Cobre (COCHILCO). Proyección del consumo de energía eléctrica en la minería del cobre 2019-2030. 2019. Disponible online: <https://www.cochilco.cl/Listado%20Temtico/proyeccion%20agua%20mineria%20del%20cobre%202019-2030%20VF.pdf>. (Acceso 1 de septiembre, 2020).

Cotton, F.A.; Wilkinson G. *Advanced Inorganic Chemistry*, 5th ed. Wiley-Interscience Pub.: Hoboken, New Jersey, USA, 1988; 1455p.

Cutmore, N. G.; Eberhardt, J. E. The future of ore sorting in sustainable processing. Proceedings of Green Processing Conference, Cairns, Qld, Australia, May 31, 2002.

Dobby, G.S.; Kelland, D.R. Magnetite-Coal separation by continuous HGMS. *IEEE Transactions on Magnetics* 1982, 18(6), 1698–1700.

Drzymała, J. *Mineral processing: foundations of theory and practice of minerallurgy*, 1st ed. Wroclaw University of Technology: Wroclaw, Poland, 2007; 510p.

Duffy, K.; Valery, W.; Jankovic, A.; Holtham, P. Integrating bulk ore sorting into a mining operation to maximise profitability. Proceedings of Metplant, The Australasian Institute of Mining and Metallurgy, Perth, Australia, September 7-8, 2015.

Fedorov, Y. O.; Kulikov, V. I.; Dementiev, V. E.; Voiloshnikov, G. I. Preconcentration of ores as a major activity of JSC irgiredmet. Proceedings of 29th International Mineral Processing Congress, Moscow, Russia, September 17-21, 2018.

French, R. R. Dry beneficiation of gypsum. *Am. Inst. Mining Metall. Engineers Trans* 1966, 235, 157–161.

French, R. R. Beneficiation of Low-Grade Gypsum by Electronic Colour Sorting. *Trans. SME of AIME* 1967a, 244, 331.

French, R. R. Beneficiation of Low-Grade Gypsum by Electronic Colour Sorting. Proceedings of SME Fall Meeting – Rocky Mountain Minerals Conference, Las Vegas, Nev., USA, September 6-8, 1967b.

Genn, G.L. Novel Techniques in Ore Characterisation and Sorting, PhD Thesis, JKMRRC, the University of Queensland, Australia, 2013.

Goode, J. R. Recent Advances and Applications of Radiometric and Photometric Sorting. Proceedings of Seventh Annual Meeting of the Canadian Mineral Processors, Ottawa, Canada, January 21-23, 1975.

Gülcan, E.; Gülsoy, Ö. Y. Performance evaluation of optical sorting in mineral processing– A case study with quartz, magnesite, hematite, lignite, copper and gold ores. *International Journal of Mineral Processing* 2017, 169, 129–141.

Handy, R. S. Hand-sorting of Mill Feed. Proceedings of Colorado Meeting, Colorado, USA, September 1918.

Hazen, R.; Hummer, D.; Hystad, G.; Downs, R.; Golden J. Carbon mineral ecology: predicting the undiscovered minerals of carbon, *American Mineralogist* 2016, 101(4), 889–906.

Hilscher, P.; Nayak, P.; Lorio, L.; Yoon, N. Technical review and evaluation of ore sorting technologies on precious metals operations. Proceedings of Conference of Metallurgists hosting World Gold & Nickel Cobalt, Vancouver, Canada, August 27-30, 2017.

Hilscher, B.; Tong, C. The Premise of Profit Recovery™ and Applied Ore Sorting Examples. Proceedings of 50th Annual Canadian Mineral Processors Operators Conference, Ottawa, Canada, January 23-25, 2018.

Huang, M.; Kim, M.; Chao, K.; Qin, J.; Mo, C.; Esquerre, C., Delwiche, S.; Zhu, Q. Penetration depth measurement of near-infrared hyperspectral imaging light for mill powder. *Sensors* 2016, 16(4), 441.

Hubery, R.; Kwok, S.; Haemmerle, A. Development of a treatment method for a low grade uranium deposit. Proceedings of Australasian Institute of Mining and Metallurgy Annual Conference, Victoria, Australia, 1970.

Hunt, G. Cost Savings Through Improved Ore Recovery Using Automated Core Logging and Ore Sorting Imaging Spectrometers. Proceedings of Montreal Energy & Mines Conference, Montreal, Canada, April 29-May 2, 2007.

International Atomic Energy Agency (IAEA). TECDOC-1456, In situ applications of X ray fluorescence techniques 2000-2003. Final Report of coordinated research project, 2005. Available online: [https://www-pub.iaea.org/MTCD/Publications/PDF/te\\_1456\\_web.pdf](https://www-pub.iaea.org/MTCD/Publications/PDF/te_1456_web.pdf) (Accessed on September 8, 2020).

Iyakwari, S., Glass, H. J., Rollinson, G. K., & Kowalczyk, P. B. Application of near infrared sensors to preconcentration of hydrothermally-formed copper ore. *Minerals Engineering* 2016, 85, 148–167.

Jordan, E.D.; Schierling, H.E. Americium-Beryllium and Plutonium-Beryllium Neutron Source Relative Effectiveness in Prompt- $\gamma$  Neutron-Activation Analysis, *International Journal of Applied Radiation and Isotopes* 1964, 15, 427–436.

Keys, N. J.; Gordon, R. J.; Peverett, N. F. Photometric sorting of ore on a South African gold mine. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy* 1974, 75(2), 13–21.

Kidd, D. G. Photometric Ore Sorting. Proceedings of SME-AIME Annual Meeting, Atlanta, Georgia, USA, March 6-10, 1983.

King, R. Mill Power and Mill Selection. In *Modelling & Simulation of Mineral Processing Systems*; Elsevier Science & Technology Books: Oxford, UK, 2001; pp 202-205.

Klein, B.; Bamber, A.; Altun, N.; Scoble, M. Towards Tomorrow's 'Smart Mine' - Embedded Sensor Telemetry and Sensor-Based Sorting. Proceedings of Second International Future Mining Conference, New South Wales, Sydney, Australia, November 22-23, 2011.

Kleine, C.; Riedel, F.; von Ketelhodt, L.; Murray, R. *XRT Sorting of Massive Quartz Sulphide Type Gold Ore*. Universitätsbibliothek der RWTH Aachen: Aachen, Germany, 2016; pp. 1-10.

Kogel, J.E.; Trivedi, N.C.; Barker, J.M.; Krukowski, S.T. *Industrial Minerals and Rocks: Commodities, Markets and Uses*, 7th ed.; Society for Mining, Metallurgy and Exploration: Englewood, USA, 2006; 1548 p.

Kolacz, J. Sensor based sorting with signal pattern recognition: the new powerful tool in mineral processing. Proceedings of International Mineral Processing Congress, Santiago, Chile, October 20-24, 2014.

Kolacz, J. Efficient scale up of sensor-based sorting systems. Proceedings of International Mineral Processing Congress, Quebec, Canada, September 11-15, 2016.

Kowalczyk, P.; Hahn, K.; Lennartz, J.; Snook, B.; Wotruba, H.; Aasly, K.; Kleiv, R. Application of X-Ray transmission sensor-based sorting for preconcentration of seafloor massive sulphide rock samples from the Loki's Castle area at the Arctic Mid-Ocean ridge. Proceedings of International Mineral Processing Congress, Moscow, Russia, September 17-21, 2018.

Kruukka, A.; Broicher, H. Kiruna mineral processing starts Underground-Bulk sorting by LIF. *CIM bulletin* 2002, 95(1066), 79–84.

Lecoq, P.; Annenkov, A.; Gektin, A.; Korzhik, M.; Pedrini, C. *Inorganic Scintillators for Detector Systems: Physical Principles and Crystal Engineering*, 1st ed.; Springer-Verlag: New York, USA, 2006; 408 p.

Lehmann-Horn, J.; Miljak, D.; O'Dell, L.; Yong, R.; Bastow, T. Rapid detection of arsenic minerals using portable broadband NQR. *Geophys. Res. Lett.* 2014, 41, 6765–6771.

Mahlangu, T.; Moemise, N.; Ramakokovhu, M.; Olubambi, P.; Shongwe, M. Separation of kimberlite from waste rocks using sensor-based sorting at Cullinan Diamond Mine. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy* 2016, 116(4), 343–347.

Mathews, T. C. New concepts in pre concentration by sorting. Proceedings of SME Conference, Acapulco, Mexico, September, 1974.

Mazhary, A.; Klein, B. Heterogeneity of low-grade ores and amenability to sensor-based sorting. Proceedings of 47<sup>th</sup> Annual Canadian Mineral Processors Operators Conference, Ottawa, Canada, Jan. 20-22, 2015.

Mielczarski, J.; Montes-Atenas, G.; Mielczarski, E. Role of iron surface oxidation layers in decomposition of azo-dye water pollutants in weak acidic solutions. *Applied Catalysis B: Environmental* 2005, 56, 289–303.

Miller, V. R.; Nash, R. W.; Schwaneke, A. E. *Detecting and sorting disseminated native copper ores*. US Bureau of Mines: Washington, USA, 1974; Volume 7904, pp 1- 17.

Miller, V. R.; Nash, R. W.; Schwaneke, A. E. Preconcentration of Native Copper and Porphyry Copper Ores by Electronic Sorting. *Min. Eng.* 1978, 30(8), 1194–1201.

Napier-Munn, T.J.; Morrell, S.; Morrison, R.D.; Kojovic, T. *Mineral Comminution Circuits: Their Operation and Optimisation*; JKMRRC, University of Queensland: Indooroopilly, Australia Monograph, 2005; Volume 2, 413 p.

Napier-Munn, T.J. *Statistical Methods for Minerals Engineers - How to Design Experiments and Analyse Data*, 1st ed.; JKMRRC: Queensland, Australia, 2014; Volume 5, 628 p.

Oh, S.; Hyun, C.; Park, H. Near-infrared spectroscopy of limestone ore for CaO estimation under dry and wet conditions. *Minerals* 2017, 7(10), 193.

Parker, M.R. High gradient magnetic separation. *Phys. Technology* 1981, 12, 263–268.

Parry, A.; van Wyk, G. Upgrading low-grade gold ore stockpiles by preconcentration using ore sorting – an assessment of the economic impact and viability. Proceedings of 13th AUSIMM Mill operators' conference, Perth, Australia, October 10-12, 2016.

Parry, A.; Fitzmaurice, C. The upgrading of Low-grade nickel ore stockpiles at Western Areas Ltd Forresteria operations, using a mobile ore sorting plant. Proceedings of 14th AusIMM Mill Operators' conference, Brisbane, Australia, August 29-31, 2018.

Pascoe, R.D.; Udoudo, O.B.; Glass, H.J. Efficiency of automated sorter performance based on particle proximity information. *Minerals Engineering* 2010, 23, 806–812.

Petter, C. O.; Veras, M. M.; Young, A. S.; Bastos, A. C.; Paranhos, R. S.; dos Santos, E. G.; Sampaio, C. H. Proceedings of Pre-Concentration by Automatic Sorting. SME Annual Meeting. Denver, Colorado, USA, February 19-22, 2017.

Robb, R. M. *Ore Sorter Utilization ST. Antony Mine of The United Nuclear Corporation*. Society for Mining, Metallurgy & Exploration: McKinley, USA, 1979; 6p.

Robben, C.; Wotruba, H.; Robben, M.; von Ketelhodt, L.; Kowalczyk, M. Potential of sensor based sorting for the gold mining industry. *CIM Journal* 2013, 4(3), 191–200.

Robben, C.; De Korte, J.; Wotruba, H.; Robben, M. Experiences in dry coarse coal separation using X-ray-transmission-based sorting. *International Journal of Coal Preparation and Utilization* 2014, 34(3-4), 210–219.

Robben, C.; Mosser, A. X-ray-transmission-based sorting at the Mittersill tungsten mine. Proceedings of 27th International Mineral Processing Conference IMPC, Santiago, Chile, October 20-24, 2014.

Robben, C.; Noelte, S.; Rånman, K.; Rantamäki, M.; Takala, A. Sensor-Based Sorting Project Development and Semi-Mobile Processing for Hard Rock Metal Ores. Proceedings of International Mineral Processing Congress, Québec City, Canada, September 11-15, 2016.

Robben, C.; Girard, D.; Cline, H.; Takala, A. X-Ray Transmission Sorting at the Kensington Gold Mine. Proceedings of Conference of Metallurgists, Hosting World Gold & Nickel Cobalt, Vancouver, Canada, August 27-30, 2017.

Robben, C.; Wotruba, H. Sensor-Based Ore Sorting Technology in Mining—Past, Present and Future. *Minerals* 2019, 9, 523 – 548.

Robben, C.; Condori, P.; Pinto, A.; Machaca, R.; Takala, A. X-ray-transmission based ore sorting at the San Rafael tin mine. *Minerals Engineering* 2020, 145, 105870.

Robben, M.; Buxton, M.; Dalmijn, W.; Wotruba, H.; Balthasar, D. Near-Infrared Spectroscopy (NIRS) Sorting in the Upgrading and Processing of Skorpion Non-Sulfide Zinc Ore. Proceedings of XXV International Mineral Processing Congress (IMPC), Brisbane, Australia, September 6-10, 2010.

Rohleder, J.; Lamberg, P.; Remes, A.; Talikka, M.; Myllymäki, M. Evaluating the Effects of Sensor Based Sorting on Lithium Processing and Mine Economics Using Advanced Process Simulation Software. Proceedings of 50<sup>th</sup> Annual Canadian Mineral Processors Operators Conference, Ottawa, Canada, January 23-25, 2018.

Romm, P.; Steppuhn, C.; Korsten, C.; Wotruba, H. Separation of german kupferschiefer lithology with NIR sorting. Proceedings of International Mineral Processing Congress, New Delhi, India, September 24-28, 2012.

Rule, C. M.; Fouchee, R. J.; Swart, W. C. Run of mine ore upgrading—proof of concept plant for XRF ore sorting. Proceedings of 6th International Conference on Semi-Autogenous and High Pressure Grinding Technology, Vancouver, Canada, September 20-24, 2015.

Salter, J. D.; Wyatt, N. P. Sorting in the minerals industry: past, present and future. *Minerals Engineering* 1991, 4(7-11), 779–796.

Sandoval-Zambrano, G.; Montes-Atenas, G. Errors in the estimation of size-by-liberation flotation rate constants. *Minerals Engineering* 2012, 27–28, 1–10.

Saraci, M.P. Error in analysis of sulphide rich samples by x-ray fluorescence spectrometry, MSc thesis, University of Toronto, Canada, 2001.

Schapper, M. A. Beneficiation at large particle size using photometric sorting techniques. *IFAC* 1976, 9(5), 277–287.

Schultz, C. The cost advantages of electric sorting of native copper ores. Proceedings of AIME Annual Meeting, New York, USA, February 16-20, 1975.

Scoble, M.; Moss, A. Dilution in underground bulk mining: implications for production management. *Geological society, London* 1994, 79, 95–108.

Seerane, K; Rech, G. Investigation of sorting technology to remove hard pebbles and recover copper bearing rocks from an autogenous milling circuit. Proceedings of 6<sup>th</sup> Southern African Base Metals Conference, Phalaborwa, South Africa, July 18-20, 2011.

Senftle, F.E.; Hoyte, A.F. Mineral exploration and soil analysis using in situ neutron activation. *Nuclear Instruments and Methods* 1966, 42, 93–103.

Sivamohan, R.; Forssberg, E. Electronic sorting and other preconcentration methods. *Minerals Engineering* 1991, 4(7–11), 797–814.

Starkey, J; Hilscher, B; Reeves, S; Reeves, S.; Hedderson, J.; SAG and Ball Mill Effects from Ore Sorting System Implementation. Proceedings of Canadian Mineral Processors Operators Conference, Ottawa, Canada, 2019.

Tame, K. E.; Rosenbaum, J. B. *Beneficiation of Uranium Ores*. US Department of the Interior, Bureau of Mines; Washington, USA, 1961; Volume 5884, pp. 1-33.

Tong, Y. Technical amenability study of laboratory-scale sensor-based ore sorting on a Mississippi valley type lead-zinc ore, MApSc. Thesis, University of British Columbia, Vancouver, Canada, 2009.

Tong, Y. Technical amenability study of laboratory-scale sensor-based ore sorting on a Mississippi Valley type lead-zinc ore, Doctoral dissertation, University of British Columbia, Vancouver, Canada, 2012.

Uusitalo, S.; Soudunsaari, T.; Sumen, J.; Haavisto, O.; Kaartinen, J.; Huuskonen, J.; Tuikka, A.; Rahkamaa-Tolonen, K.; Paaso, J. Online analysis of minerals from sulfide ore using near infrared Raman spectroscopy, *Journal of Raman Spectroscopy* 2020, 1–11.

Valery, W.; Duffy, K.; Prati, F.; Reple, A.; Holtham, P.; Walker, P. Evaluation of bulk ore sorting for preconcentration of copper at Panaustr Phu Kham Operation. Proceedings of 24<sup>th</sup> World Mining Congress, mining in a World of Innovation, Rio de Janeiro, Brazil, October 18-21, 2016.

Vartiainen, H.; Paarma, H.; Sipila, H. Sorting of a Niobium Ore on Geological Bases and by X-Met Analyzer. *CIM Bulletin* 1985, 78(873), 62–64.

Vincent, J. C. Preconcentration of mill feeds using automated ore sorting processes. *South African Mining and Engineering Journal* 1981, 92(4172), 34–38.

Von Ketelhodt, L. Viability of optical sorting of gold waste rock dumps. Proceedings of World Gold Conference, Johannesburg, South Africa, October 26-30, 2009.

Von Ketelhodt, L.; Bergmann, C. Dual energy X-ray transmission sorting of coal. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy* 2010, 110(7), 371–378.

Von Ketelhodt, L.; Kotelo, L.; Schmalbein, N. Ore Sorting of Low-Grade Gold Sulphide Deposits. Proceedings of Conference of Metallurgists, Hosting World Gold & Nickel Cobalt, Vancouver, Canada, August 27-30, 2017.

Wait, W.; Eng, P. Applications for Electronic Ore Sorting. Proceedings of Randol Gold Forum. Scottsdale, Arizona, USA, January 23-24, 1988.

Wilkie, G.J. Rapid assessment of the sorting potential of copper porphyry ores through modelling of textures and grades distributions, PhD thesis, JKMRRC, The University of Queensland, Australia, 2016.

Wilkinson, S. Techniques for Coarse-Particle Beneficiation of Some Gold Ores and Methods of Determining Potential for Sorting Any Gold Ore Deposit. *Canadian Mineral Processors Proceedings* 1985, 10, 258-284.

Wills, B.A.; Napier-Munn, T.J. Crushers. In *Wills' mineral processing technology: an introduction to the practical aspects of ore treatment and mineral recovery*, 7th ed.; Elsevier Science & Technology Books: Oxford, UK, 2006a; pp. 118–143.

Wills, B. A.; Napier-Munn, T. J. Ore sorting. In *Wills' mineral processing technology: an introduction to the practical aspects of ore treatment and mineral recovery*, 7th ed. Elsevier Science & Technology Books: Oxford, UK, 2006b; pp. 373-378.

Wotruba, H.; Riedel, F. Ore preconcentration with sensor-based sorting. *Aufbereitungs technik* 2005, 46(5), 4–13.

Wotruba, H.; Harbeck H. Sensor-Based Sorting. In *Ullmann's Encyclopedia of Industrial Chemistry*. Wiley-VCH Verlag GmbH & Co. KGaA, Weinheim, Alemania, 2010; Volume 32, pp. 395-404.

Wyman, R. A. *Selective electronic mineral sorting to 1972*. Mines Branch: Ottawa, Canada, 1973; Volume 878; 75p.

Xiao, Y.; Wan, C.; Shahsafi, A.; Salman, J.; Kats, M. Depth Thermography: Noninvasive 3D Temperature Profiling Using Infrared Thermal Emission. *ACS Photonics* 2020, 7(4), 853–860.

Young, A.; Veras, M.; Neto, D.; Petter, C.; Sampaio, C. Applications of automatic sensor-based sorting to mining ores. Proceedings of SME Annual Meeting, Denver, Colorado, USA, February 19-22, 2017.