

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA

FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA Y TEXTIL



TESIS

**“CONCENTRACIÓN DE MINERALES DESDE ARENA ALUVIAL DEL RÍO MADRE
DE DIOS MEDIANTE UN HIDROCICLÓN WATER-ONLY”**

PARA OBTENER EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO QUÍMICO

ELABORADO POR

FLOR DE MARÍA GRANDA ARCE

ID0000-0002-9524-1397

ASESOR

MBA Ing. MARIO RICARDO DE LA CRUZ AZABACHE

ID0000-0001-7780-1533

LIMA – PERÚ

2023

Citar/How to cite	Granda Arce [1]
Referencia/Reference	[1] F. Granda Arce, " <i>Concentración de minerales desde arena aluvial del río Madre de Dios mediante un hidrociclón water-only</i> " [Tesis de pregrado]. Lima (Perú): Universidad Nacional de Ingeniería, 2023.
Estilo/Style: IEEE (2020)	

Citar/How to cite	(Granda Arce, 2023)
Referencia/Reference	Granda Arce, F. (2023). <i>Concentración de minerales desde arena aluvial del río Madre de Dios mediante un hidrociclón water-only</i> . [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de Ingeniería]. Repositorio institucional Cybertesis UNI.
Estilo/Style: APA (7ma ed.)	

DEDICATORIA

A mi madre, que me apoya y celebra mis logros, y a mi padre que desde la distancia siempre me cuida.

A mis hermanos, a quienes les esperan grandes éxitos, espero que esta tesis pueda ser una pequeña muestra de todo lo que pueden lograr.

A mis profesores, amigos y ahora también colegas, Ing. Enrique Neira, Ing. Cristina Viza e Ing. Teodardo Cárdenas, muchas gracias por sus enseñanzas.

AGRADECIMIENTOS

A mis asesores, Ing. MBA Mario Ricardo De La Cruz Azabache, PhD. Juan Carlos Rodríguez, PhD. Pablo Brito Parada e Ing. Rafael Chero Rivas (Q.E.P.D.), quienes me acompañaron y guiaron durante este proceso.

A mis compañeros de proyecto, Ing. Percy Ledesma, Ing. Hans Cayo y Bach. Alejandro Alarcón, quienes hicieron que este proceso sea aún más gratificante.

A PROCENCIA-CONCYTEC por el financiamiento para desarrollar esta tesis en el marco de los proyectos 106-2018-FONDECYT-BM “Metodología sostenible para la extracción de metales estratégicos en Madre de Dios: Muestreo, caracterización, concentración, lixiviación y tratamiento de efluentes” y PE501080104-2022 “Escalamiento de tecnologías de procesamiento de residuos de la minería aurífera artesanal formal, basadas en flotación - lixiviación y evaluación de dichas tecnologías para un cierre de minas sostenible”.

A la Universidad de Ingeniería y Tecnología (UTEC), especialmente a los directores PhD Julio Valdivia Silva y PhD Francisco Tarazona Vásquez, quienes me brindaron las facilidades para la realización de la presente tesis en sus instalaciones.

RESUMEN

El presente trabajo de investigación plantea el uso de un hidrociclón water-only para la concentración de minerales valiosos y densos presentes en las arenas aluviales asociadas a los placeres de oro en Madre de Dios, Perú; ello con el objetivo de tecnificar de manera sostenible la minería de oro artesanal actual. Se plantea que, si el hidrociclón water-only logra concentrar estos minerales, también podrá concentrar el oro libre considerando que este posee una densidad mucho mayor.

Siguiendo esta hipótesis, se tomaron muestras a lo largo del río Madre de Dios y caracterizaron mediante análisis granulométrico, densidad y químico. Luego, este mineral fue incorporado en un circuito cerrado especialmente diseñado para concentrar los minerales de interés. El diseño del sistema cerrado de concentración incluyó la selección del tamaño de hidrociclón water-only (70 mm de diámetro) y su geometría. Los experimentos se llevaron a cabo bajo un diseño factorial en el cual tres presiones (400, 600 y 800 mmH₂O) y tres porcentajes de sólidos en la alimentación (5, 10 y 15 %) fueron testeados.

Los resultados mostraron que, a 10 y 15 % de sólidos en la alimentación, el hidrociclón water-only logra concentrar el cerio, lantano, itrio, titanio y zirconio presentes en minerales densos como la monacita, rutilo y zircón. Además, se reportó que la razón de concentración de estos metales es mayor al incrementar la presión y a rangos finos de partícula. Así mismo, se obtuvo una mayor recuperación a 10 % de sólidos independiente al cambio de presión; por lo tanto, se determinó que –bajo los parámetros evaluados– la mejor condición de operación fue a 800 mmH₂O de presión y 10 % de sólidos en la alimentación.

Si bien el hidrociclón water-only diseñado puede concentrar minerales densos, su implementación en el beneficio de oro actual no es rentable –bajo los supuestos detallados en el capítulo VII– pues solo llegaría a producir un máximo de 9,8 g de oro al año donde un mínimo de 751 g es requerido para ser económicamente viable, considerando además que el análisis económico contempló etapas de lixiviación con tiourea y cementación con zinc.

Cabe resaltar que, este trabajo constituye un primer paso para explorar el uso de hidrociclones water-only como concentradores gravimétricos sostenibles en la minería de oro artesanal en Madre de Dios; por lo que, también plantea algunas recomendaciones para continuar su posterior estudio.

ABSTRACT

The present research work focusses on the use of a water-only cyclone for concentrating valuable heavy minerals present in alluvial sands associated to gold placers in Madre de Dios, Peru. This was proposed as an attempt to explore sustainable technologies able to be incorporated in artisanal gold mining. It was hypothesized that, if the water-only cyclone can concentrate these minerals, it could also concentrate the free gold due to its higher density.

Following this hypothesis, samples from Madre de Dios River were taken and then characterized under granulometric, gravimetric and chemical analysis. Later, this material was incorporated into a close circuit specifically designed to concentrate dense minerals. The design of this close circuit included the selection of the water-only cyclone size (70 mm of diameter) and its geometry. The experiments were carried on under a 3² factorial design in which three feed pressures (400, 600 and 800 H₂O) and three feed solid percentages (5, 10 and 15 %) were tested.

The results showed that at 10 and 15 % of feed solid, the water-only cyclone could concentrate Cerium, Lanthanum, Yttrium, Titanium and Zirconium present as heavy minerals like Monazite, Rutile and Zircon. Also, it was found that the concentration ratio of these metals was higher as the feed pressure increases and particle size decreases. In the same way, a better recovery was achieved at 10 % of feed solids without showing a trend under the feed pressure change, so –under the tested parameters– the best condition was found to be at 800 mmH₂O of feed pressure and 10 % of feed solids.

Even though the designed water-only cyclone can concentrate heavy minerals, its implementation in the current artisanal gold mining is not profitable –under the conditions detailed in Chapter VII– since it could only produce a maximum of 9,8 grams of gold annually, where a minimum of 751 grams is required to be economically viable, considering that the economic analysis was based on the implementation of thiourea leaching and Zinc cementation as next concentration stages.

This work is a first step to explore the application of water-only cyclones as sustainable gravimetric concentrators in artisanal gold mining in Madre de Dios, so several recommendations were given to continue its further study.

Índice de contenidos

Índice de Figuras	vi
Índice de Tablas.....	vii
Índice de Gráficas.....	viii
CAPÍTULO I INTRODUCCIÓN.....	1
1.1. Planteamiento de problema.....	1
1.1.1. Generalidades de la ASGM	1
1.1.2. ASGM en Madre de Dios	2
1.1.3. Métodos de concentración de oro aluvial en Madre de Dios	3
1.1.4. Otros metales valiosos relacionados a la ASGM en Madre de Dios.....	4
1.2. Objetivo	5
1.2.1. Objetivo General.....	5
1.2.2. Objetivos Específicos	5
1.3. Hipótesis	5
1.3.1. Hipótesis General	5
CAPÍTULO II MARCO TEÓRICO.....	6
2.1. Hidrociclones clasificadores	6
2.1.1. Diseño.....	6
2.1.2. Operación.....	7
2.1.3. Perfiles de velocidad.....	9
2.1.4. Curva de partición	10
2.1.5. Variables de operación	12
2.1.6. Modelamiento.....	13
2.2. Concentración gravimétrica.....	13
2.2.1. Velocidad de asentamiento.....	14

2.2.2.	Efecto del tamaño y forma de partícula.....	15
2.2.3.	Ciclones de medio denso	16
2.3.	Hidrociclón water-only	17
2.3.1.	Diseño.....	17
2.3.2.	Operación.....	18
2.3.3.	Variables de operación	18
CAPÍTULO III REVISIÓN DE ANTECEDENTES REFERENCIALES		19
3.1.	Empleo del WOC para el beneficio del carbón	19
3.2.	Uso del WOC como concentrador de minerales densos.....	21
3.3.	Uso de WOC como concentrador de oro aluvial	23
CAPÍTULO IV METODOLOGÍA.....		25
4.1.	Adquisición del mineral de trabajo	25
4.2.	Caracterización de la arena aluvial	25
4.2.1.	Contenido de humedad	25
4.2.2.	Distribución granulométrica.....	25
4.2.3.	Análisis de densidad	26
4.2.4.	Análisis químico.....	27
4.3.	Diseño del circuito de concentración	28
4.4.	Procedimiento experimental	30
4.4.1.	Testeo de la capacidad del WOC.....	30
4.4.2.	Diseño experimental.....	30
4.5.	Caracterización de los productos	31
4.5.1.	Distribución granulométrica.....	31
4.5.2.	Análisis de densidad	31
4.5.3.	Análisis químico	31
4.6.	Indicadores del comportamiento del WOC.....	32

4.6.1.	Razón de Densidad (RD).....	32
4.6.2.	Recuperación de sólidos	32
4.6.3.	Razón de concentración (RC).....	32
4.6.4.	Recuperación de metales valiosos	33
CAPÍTULO V RESULTADOS Y DISCUSIÓN		34
5.1.	Flujo de alimentación.....	34
5.2.	Porcentaje de sólidos real	35
5.3.	Razón de densidad vs rango de tamiz	36
5.4.	Razón de densidad vs porcentaje de sólidos	37
5.5.	Razón de densidad vs presión de alimentación	37
5.6.	Recuperación de sólidos vs rango de tamiz	38
5.7.	Recuperación de sólidos vs porcentaje de sólidos	39
5.8.	Recuperación de sólidos vs presión de alimentación.....	39
5.9.	Razón de concentración vs rango de tamiz.....	40
5.10.	Razón de concentración vs porcentaje de sólidos	41
5.11.	Razón de concentración vs presión de alimentación.....	41
5.12.	Recuperación vs rango de tamiz.....	42
5.13.	Recuperación vs porcentaje de sólidos.....	42
5.14.	Recuperación vs presión de alimentación	43
5.15.	Capacidad del WOC para la concentración.....	43
CAPÍTULO VI DISEÑO DEL PROCESO.....		45
6.1.	Proceso actual en Madre de Dios.....	45
6.2.	Proceso propuesto	46
6.2.1.	Balance de materia.....	53
6.2.2.	Dimensionamiento de equipos mayores	53
CAPÍTULO VII EVALUACIÓN ECONÓMICA		57

7.1.	Costos de inversión (CapEx)	57
7.2.	Costos de operación (OpEx)	58
7.3.	Ingresos	59
7.4.	Estados financieros proyectados	59
7.4.1.	Estado de Ganancias y Pérdidas proyectado	60
7.4.2.	Flujo de caja proyectado	60
CONCLUSIONES		62
RECOMENDACIONES		64
INVESTIGACIONES FUTURAS		66
FUENTES DE INFORMACIÓN		67
APÉNDICES		74
APÉNDICE 1: Determinación del contenido de humedad del mineral de trabajo		75
APÉNDICE 2: Distribución granulométrica de la muestra mineral		76
APÉNDICE 3: Densidad de la muestra mineral por rango de tamaño		77
APÉNDICE 4: Concentración de metales en la muestra mineral		78
APÉNDICE 5: Diseño del WOC		80
APÉNDICE 6: Diseño del sistema de concentración		84
APÉNDICE 7: Funcionamiento y manejo del WOC		86
APÉNDICE 8: Resultados del testeo de capacidad del WOC		87
APÉNDICE 9: Ensayos por triplicado según diseño de experimentos		88
APÉNDICE 10: Análisis granulométrico de la descarga y rebose		90
APÉNDICE 11: Análisis de densidad de la descarga y rebose		104
APÉNDICE 12: Análisis químico de la descarga según diseño experimental		109
APÉNDICE 13: Razón de densidad		121
APÉNDICE 14: Recuperación de sólidos		124
APÉNDICE 15: Razón de concentración vs rango de tamiz		127

APÉNDICE 16: Razón de concentración vs porcentaje de sólidos	137
APÉNDICE 17: Recuperación vs rango de tamiz	141
APÉNDICE 18: Recuperación vs porcentaje de sólidos	151
APÉNDICE 19: Descripción de las corrientes del proceso propuesto.	155
APÉNDICE 20: Velocidades de sedimentación	156
APÉNDICE 21: Tiempos de trabajo de los equipos mayores	157
APÉNDICE 22: Distribución de tareas de los trabajadores.....	158

Índice de Figuras

Figura 1. Esquema de un hidrociclón clasificador.....	7
Figura 2. Vórtices generados dentro de un hidrociclón.....	8
Figura 3. Tipos de descarga en el ápex a) tipo paraguas b) combinado c) tipo sogá.	9
Figura 4. Perfiles de velocidad dentro del hidrociclón: a) tangencial b) axial c) radial.	10
Figura 5. Curva de partición (línea continua) y curva de partición corregida (curva discontinua) típicos de un clasificador.....	11
Figura 6. Velocidad de una partícula a lo largo del tiempo y con diferente CC para tamaño de a) 50 μm y b) 6,35 mm.....	15
Figura 7. Velocidad del agua y velocidad terminal de a) pirita y arsenopirita (CC=1,275) y b) oro y arsenopirita (CC=3,33).....	16
Figura 8. Comparación entre un WOC (izquierda) y un clasificador (derecha).....	17
Figura 9. Diagrama del circuito cerrado de concentración en WOC.....	28
Figura 10. Sistema real del circuito cerrado de concentración en WOC.	29
Figura 11. Proceso actual de concentración de oro aluvial en Madre de Dios. Información recopilada por el proyecto marco mediante comunicaciones internas con los mineros artesanales.....	46
Figura 12. Proceso propuesto de concentración de oro aluvial en Madre de Dios mediante el uso de un WOC.	47
Figura 13. Balance de masa del proceso de recuperación de oro a partir de mineral aluvial.....	54
Figura 14. Correlaciones para el diseño del agitador de turbina.....	55

Índice de Tablas

Tabla 1. Criterio de concentración para diferentes minerales.....	14
Tabla 2. Idoneidad de la separación gravimétrica según el CC.....	14
Tabla 3. Distribución granulométrica del mineral de trabajo.....	26
Tabla 4. Distribución granulométrica del mineral de trabajo.....	26
Tabla 5. Porcentaje en masa y densidad de cada corte de mineral de estudio sometido a análisis químico.	27
Tabla 6. Concentración de REE y otros elementos valiosos por corte del mineral de trabajo.....	27
Tabla 7. Parámetros principales del WOC fabricado.....	29
Tabla 8. Diseño de experimentos factorial 3^2	30
Tabla 9. Razón de concentración, recuperación y concentración de metales valiosos para P3 y PS2.....	44
Tabla 10. Dimensiones del agitador y deflectores.	55
Tabla 11. Desglose de los costos de inversión.	57
Tabla 12. Desglose de costos de operación fijos.	58
Tabla 13. Desglose de los costos de operación variable.	59
Tabla 14. Estado de Ganancias y Pérdidas proyectado para una utilidad neta igual a cero.....	60
Tabla 15. Flujo de caja proyectado para una utilidad neta igual a cero.	61

Índice de Gráficas

Gráfica 1. Flujo de alimentación del WOC según el diseño de experimentos.	34
Gráfica 2. Porcentaje de sólidos real vs nominal para diferentes presiones de alimentación.	35
Gráfica 3. Razón de densidad vs rango de tamiz, para P = 400, 600 y 800 mmH ₂ O y PS = 15 %.	36
Gráfica 4. Razón de densidad vs porcentaje de sólidos, para P = 400, 600 y 800 mmH ₂ O y C3.	37
Gráfica 5. Recuperación de sólidos vs rango de tamiz, para P = 400, 600 y 800 mmH ₂ O y PS = 15 %.	38
Gráfica 6. Recuperación de sólidos vs porcentaje de sólidos, para P = 400, 600 y 800 mmH ₂ O.	39
Gráfica 7. Razón de concentración del Ce vs rango de tamaño, para P = 400, 600 y 800 mmH ₂ O y PS3.	40
Gráfica 8. Razón de concentración del Ce vs porcentaje de sólidos, para P = 400, 600 y 800 mmH ₂ O.	41
Gráfica 9. Recuperación de Ce vs rango de tamaño, para P = 400, 600 y 800 mmH ₂ O y PS3.	42
Gráfica 10. Recuperación del Ce vs porcentaje de sólidos, para P = 400, 600 y 800 mmH ₂ O.	43

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

1.1. Planteamiento de problema

La minería artesanal y a pequeña escala de oro (ASGM) en Madre de Dios, región suroriental peruana, ha llamado la atención durante las últimas décadas debido al uso indiscriminado de mercurio –por parte de la minería no formal– y la poca tecnificación de sus procesos; características que se traducen en una alta contaminación del ambiente y bajas recuperaciones de oro, respectivamente (Cortés-McPherson, 2019; G. H. Damonte, 2016). Estos impactos negativos convierten a la ASGM de Madre de Dios en un desafío de sostenibilidad ante la cual se plantea la promoción de tecnologías de procesamiento más limpias y accesibles desarrolladas mediante la colaboración de mineros, investigadores y académicos (Duff & Downs, 2019; Salo et al., 2016).

1.1.1. Generalidades de la ASGM

La ASGM es una actividad presente en más de 70 países y promovida, principalmente, por sectores menos favorecidos (Telmer & Veiga, 2002), sus características se asocian al empleo de técnicas rudimentarias, falta de soporte por parte de los gobiernos nacionales e internacionales, condiciones de trabajo paupérrimas, desigualdad de género, trabajo infantil, conflictos con empresas mineras de escala industrial, degradación severa del ambiente, falta de tecnificación asociada con la minería, y conflictos sociales y de salud como la prostitución (Shandro et al., 2009). Estimaciones sugieren que más de 16 millones de mineros artesanales alrededor del mundo están involucrados en las actividades de ASGM (Seccatore et al., 2014). Además, se estima que esta actividad contribuye al menos en el 20 % de la producción mundial de oro (MMSD, 2016) –660 tn (toneladas métricas) anuales de oro como mínimo (USGS, 2021)– siendo la amalgamación con mercurio el método más empleado para su extracción (Shandro et al., 2009); este a su vez, ha generado la emisión de hasta 1 000 tn de mercurio al ambiente solo en el año 2015 (37,7 % del total) –siendo la mayor fuente antropogénica de emisión de mercurio (UNEP, 2019).

1.1.2. ASGM en Madre de Dios

El Perú es el primer productor de oro en América Latina y el sexto a nivel mundial cuyo valor estimado en el año 2019 fue de 128 tn (USGS, 2021), siendo el 75 % de esta producción procedente de la minería a gran escala, 12 % de la ASGM en depósitos aluviales de la Amazonía y algunas regiones andinas y el 3 % a la ASGM en lechos rocosos (G. Damonte et al., 2013). Según el Ministerio de Energía y Minas (MINEM) del estado peruano, se denomina minería artesanal a la concesión minera de hasta 1 000 ha y capacidad de producción de 25 tn/día y minería a pequeña escala hasta 2 000 ha y 350 tn/día.

La ASGM en el país se desarrolla tradicionalmente en Puno, el sur central y algunas provincias de La Libertad, pero es en la Amazonía de Madre de Dios donde principalmente se practica la ASGM en depósitos aluviales (G. Damonte et al., 2013).

Madre de Dios, un área altamente biodiversa con aproximadamente 60 diferentes grupos indígenas, está localizada en la zona suroriental del país y está dividida en tres provincias: Tambopata, Manu y Tahuamanu. En esta esta región se ha practicado minería de oro desde los 80s, pero es desde este milenio que ha experimentado una rápida expansión. Las actividades de ASGM han aparecido también en las Áreas Nacionales Protegidas (ANP), se reporta que entre el año 2013 hasta el 2015 la zona amortiguada conocida como La Pampa –ubicada en los alrededores de la Reserva Nacional de Tambopata– perdió aproximadamente 2 500 ha de bosque, siendo la minería ilegal y la incontrolable expansión de la agricultura por migrantes las principales causantes de su deforestación (Duff & Downs, 2019).

La minería en esta zona se puede distinguir como ilegal, formal e informal; la primera de estas abarca a los mineros cuyas prácticas de extracción y recuperación de oro son poco o nada amigables con el ambiente sumados a las paupérrimas condiciones laborales, contrario a ello se tienen la minería formal la cual representa a los mineros o asociaciones de mineros que cumplen los estándares establecidos por el estado peruano; es decir, poseen autorización del gobierno para desarrollar sus actividades; por último, la minería informal, esta hace referencia a los mineros que están en vías de formalización; es decir, que continúan juntando esfuerzos para realizar un beneficio de oro limpio (UNEP, 2020).

1.1.3. Métodos de concentración de oro aluvial en Madre de Dios

La arena aluvial con contenido de oro es extraída desde los placeres o depósitos auríferos para luego ser transportadas hacia las etapas de concentración. En estas, la arena es lavada sobre alfombras y canaletas inclinadas donde la mayor parte del mineral liviano y no valioso es desechado (Álvarez et al., 2011; Loaiza Choque & Calderón Cossio, 2021); luego, la arenilla aurífera (concentrado) obtenida de las etapas previas es mezclada con mercurio para formar la amalgama de oro; finalmente, esta amalgama es expuesta al calor con el objetivo de evaporar el mercurio (proceso de refogado) y obtener el oro metálico o también denominado oro refogado (Valdivia & Ugaya, 2011). Por otro lado, en la ASGM formal el uso de mercurio es muy limitado debido a su impacto ambiental y a la salud negativos (UNEP, 2020); por lo que, se reemplaza la etapa de amalgamación con el fundido directo; para ello, la arenilla aurífera obtenida en las etapas previas (alfombra y canaleta) se somete a una etapa de concentración adicional en mesa gravimétrica o vibratoria, pues el fundido directo –a diferencia de la amalgamación– requiere de volúmenes pequeños concentrado (PNUMA, 2012); sin embargo, este método –aunque representa una alternativa amigable con el ambiente– disminuye aún más la recuperación del oro, pues pierde en sus relaves alrededor de 0,60 gramos de oro al día (Larrabure Moreyra, 2022). Es así que, la búsqueda de alternativas al beneficio de oro actual debe caracterizarse por ambos, ser amigable con el ambiente y su vez sostenible; entre estos métodos que permiten disminuir el volumen de concentrado obtenido y contemplan altas recuperaciones están la lixiviación, flotación o el uso de concentradores centrífugos (UNEP, 2020).

La lixiviación de oro a nivel industrial implica el uso de cianuro, sustancia de alta toxicidad pero que puede ser biodegradada para su disposición (UNEP, 2020); por lo que, aún se puede considerar como una alternativa menos perjudicial que el mercurio. Otras alternativas como el uso de tiosulfato, tiourea, haluros, tiocianato, entre otros también han sido estudiadas (Aylmore, 2016). Así mismo, se ha reportado el uso de tiourea como agente lixivante de oro presente en los residuos de mesa gravimétrica de Madre de Dios con altas recuperaciones que alcanzan el 86 % (Larrabure Moreyra, 2022).

La flotación del oro es muy limitada debido a las bajas concentraciones en las que este metal se encuentra; además, en el caso del oro aluvial –principalmente oro libre– su flotabilidad es compleja dado que es afectada por la forma y tamaño de la partícula (Dunne, 2016). Estudios para flotar el oro presente en el concentrado de alfombra en la provincia de

Tambopata (Madre de Dios) fueron realizados por Ledesma et al. (2021), cuya concentración inicial fue de 44,7 g Au/tn y la concentración y recuperación finales de 1 156,7 g Au/tn y 87 %, respectivamente.

Si bien estos dos métodos (lixiviación y flotación) pueden incrementar la recuperación de oro frente al proceso actual, precisan de etapas de preconcentración para disminuir el volumen de mineral a procesar –menor costo de inversión y procesamiento– y a su vez alcanzar una concentración de oro adecuada. Los concentradores centrífugos son frecuentemente empleados como etapas previas a las ya mencionadas lixiviación y flotación; entre ellos se encuentran los concentradores Knelson y Falcon (Fullam et al., 2016), los cuales a pesar de ser amigables con el ambiente –pues no requiere el uso reactivos– poseen altos costos de inversión y operación lo cual limita su aplicación en la minería artesanal, donde las inversiones no son comparables con la mediana o gran minería (Azareño Ortiz, 1998). El hidrociclón water-only –el cual se describe en detalle en el siguiente capítulo– es una opción mucho más económica que los métodos ya mencionados y generalmente, empleada como etapa previa a la lixiviación y flotación, pues –como ya se mencionó– ayuda a reducir el volumen de mineral de trabajo y por ende los costos de inversión y de operación (Walsh, 1985); además, a diferencia de los métodos gravimétricos actuales en Madre de Dios, el hidrociclón water-only tiene la capacidad de concentrar partículas en el rango fino (Veiga & Gunson, 2020).

1.1.4. Otros metales valiosos relacionados a la ASGM en Madre de Dios

Los placeres de oro de Madre de Dios generalmente están asociados a otros minerales densos y valiosos, entre estos se ha reportado la presencia de minerales de tierras raras como la monacita (CePO_4) y otros como la ilmenita ($\text{Fe}_{1,04}\text{Ti}_{0,96}\text{O}_3$) y el zircón (ZrSiO_4) que, si bien no tienen la densidad del oro nativo, son considerados como minerales densos por tener una gravedad específica mayor al promedio (Lanckneus, 1991).

Así mismo, Ledesma (2021) realizó la caracterización de minerales densos y valiosos en depósitos aluviales a lo largo del río Madre de Dios. El autor reportó la presencia de minerales con 100 % de grado de liberación como la magnetita (Fe_3O_4), hematita (Fe_2O_3), monacita (Ce, La, Pr, Nd, Th, Y) PO_4 , rutilo (TiO_2), ilmenita (FeTiO_3) y zircón (ZrSiO_4) en una muestra análoga a la empleada en el presente trabajo de tesis.

1.2. Objetivo

1.2.1. Objetivo General

Concentrar minerales densos y valiosos a partir de arenas aluviales procedentes del río Madre de Dios mediante un hidrociclón water-only.

1.2.2. Objetivos Específicos

- Caracterizar la muestra de mineral aluvial y diseñar el sistema de concentración con el hidrociclón water-only.
- Realizar los ensayos según el diseño de experimentos y evaluar las condiciones óptimas para la recuperación y concentración de minerales densos y valiosos.
- Evaluar la rentabilidad del proyecto de implementación del hidrociclón water-only frente al beneficio actual.

1.3. Hipótesis

1.3.1. Hipótesis General

La concentración de minerales densos y valiosos presentes en arenas aluviales de Madre de Dios se puede llevar a cabo empleando un hidrociclón water-only.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

Los hidrociclones water-only son hidrociclones que, a diferencia de los convencionales o también llamados clasificadores, utilizan la fuerza centrífuga para separar las partículas en base a su diferencia de densidad como prioridad sobre la diferencia de tamaño; además, se diferencia del hidrociclón de medio denso en que el hidrociclón water-only no requiere de líquidos densos, en cambio, crea su propio “medio denso”.

Para profundizar la teoría sobre el hidrociclón water-only es necesario entender previamente a los hidrociclones clasificadores, dado que ambos comparten los mismos principios. Luego, una breve introducción a la concentración gravimétrica e hidrociclones de medio denso es mostrado con el fin de dar contexto a la concentración en el hidrociclón water-only.

2.1. Hidrociclones clasificadores

Los hidrociclones son equipos utilizados para separar mezclas heterogéneas, aunque en un inicio su objetivo fue solo el separar mezclas sólido-líquido; esto es, separar partículas sólidas desde una suspensión, hoy en día su uso abarca sistemas sólido-sólido, líquido-líquido y líquido-gas. Su uso a nivel industrial se remonta a fines de los años 40, pues su simplicidad de diseño, bajo costo de capital y operación y fácil manipulación lo convirtieron en un equipo atractivo de estudio (Castilho & Medronho, 2000; Cilliers, 2000).

2.1.1. Diseño

La figura 1 muestra la estructura de un hidrociclón, esta consiste en un equipo sin partes móviles cuyo cuerpo superior de forma cilíndrica está unida a un cuerpo inferior en forma de cono invertido. La alimentación (A), ubicada en la parte superior del cuerpo cilíndrico, es siempre de manera tangencial a la pared interna del equipo y generalmente posee una sección transversal circular, ovalada o rectangular, generando un perfil de velocidad diferente para cada caso. Axialmente opuestos se ubican el ápex y el vórtex, el primero

situado en la parte inferior por donde los productos gruesos son reportados y el segundo, en la parte superior por donde son recogidos los finos y generalmente la mayor cantidad de líquido. El vórtex se extiende hasta la entrada de la alimentación para evitar el corto circuito; esto es, impide que la corriente de finos que se dirige hacia el vórtex entre en contacto con la alimentación (Cilliers, 2000; Gupta & Yan, 2006).

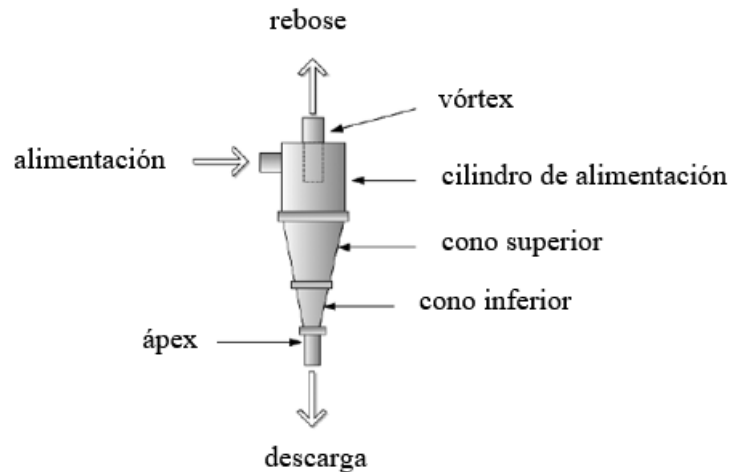


Figura 1. Esquema de un hidrociclón clasificador.

Nota: Adaptado de Gupta & Yan (2006).

Los hidrociclones se especifican por el diámetro del cuerpo cilíndrico y a partir de este valor la geometría del resto del equipo es determinado según las siguientes relaciones empíricas: el área transversal de la alimentación usualmente varía entre 6 – 8 % del área transversal del hidrociclón –generalmente cuadrado o rectangular, el diámetro del vórtex corresponde a un 30 – 40 % el diámetro del hidrociclón y el diámetro del ápex, el 25 % el diámetro del hidrociclón. Así mismo, el ángulo de la sección cónica es generalmente 12° si el diámetro del hidrociclón es menor a 10" o hasta 20° para diámetros mayores (Quiroz Nuñez, 1986).

2.1.2. Operación

Los hidrociclones son generalmente operados de forma vertical, tal como muestra la figura 2, de aquí los nombres de overflow y underflow en inglés, los cuales hacen referencia al

rebose (R) y descarga (D) respectivamente, designado para el flujo de sus productos. La alimentación, que ingresa a presión y de forma tangencial, impacta con la pared interna del hidrociclón generando un primer vórtice al lado de la pared, este vórtice concentra las partículas gruesas y las dirige hacia el ápex (descarga) donde, debido a su tamaño relativamente pequeño, se genera un segundo vórtice interno en dirección contraria y concéntrica al primero. Este vórtice interior traslada, generalmente, la mayor parte del líquido y partículas finas y de poco peso hacia el vórtex (rebose) (Cilliers, 2000).

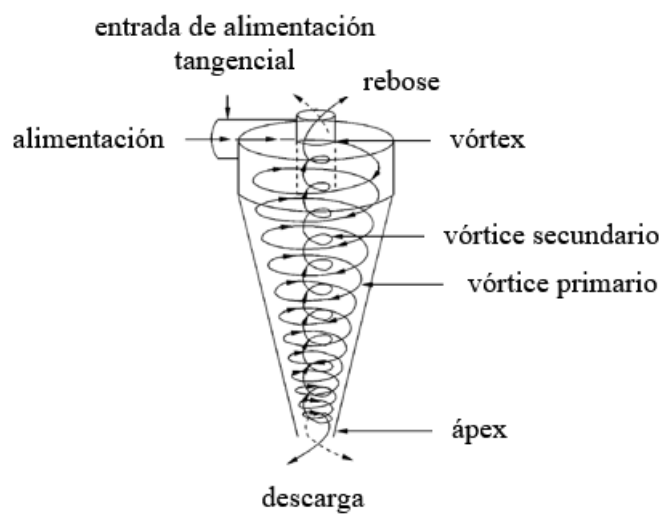


Figura 2. Vórtices generados dentro de un hidrociclón.

Nota: Adaptado de Cilliers (2000).

Las fuerzas centrífugas presentes en tales vórtices son hasta 2 000 a 3 000 veces de mayor magnitud a las gravitatorias; así mismo, dada esta alta fuerza centrífuga y el vórtex abierto a la atmósfera, un núcleo de aire es generado coaxialmente dentro del vórtice interno (Hsu et al., 2011). Este núcleo de aire se genera por los bajos puntos de presión en el eje del hidrociclón y está compuesta por las burbujas de aire presentes en la alimentación y la difusión del aire externo que ingresa por el ápex (T. Neesse & Dueck, 2007). En este sentido, si la capacidad del ápex es excedida, el diámetro del núcleo de aire disminuye y genera un incremento de gruesos por el rebose (Cilliers, 2000); este cambio de tamaño en el núcleo de aire puede describirse mejor en la figura 3.

Dado que la presencia del núcleo de aire dentro del hidrociclón es inevitable, su tamaño, forma y posición deben ser controladas para una buena operación, pues estas afectan a la simetría de la distribución de partículas y efectividad de la separación (Svarovsky & Thew, 1992).

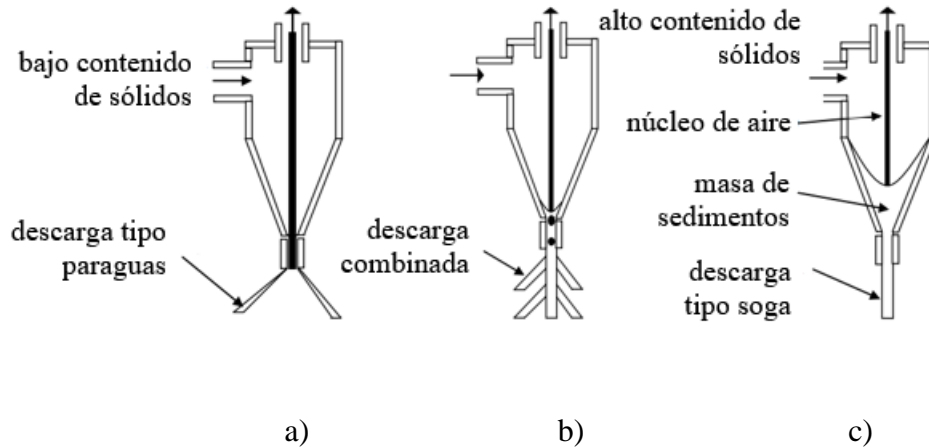


Figura 3. Tipos de descarga en el ápex a) tipo paraguas b) combinado c) tipo soga.

Nota: Adaptado de Th Neesse et al. (2004).

2.1.3. Perfiles de velocidad

Se definen dos factores que influyen en el movimiento de las partículas; la capacidad de arrastre del agua sobre las partículas finas y de poca masa que son finalmente reportados por el vórtice y la fuerza centrífuga que genera que las partículas más gruesas se dirijan hacia las paredes del hidrociclón y sean luego reportadas por el ápex (Quiroz Nuñez, 1986). Así mismo, se describen tres perfiles de velocidad dentro del hidrociclón: tangencial, axial y radial, los cuales son presentados en la figura 4.

La velocidad tangencial es la más crucial, pues define la operación de separación dentro de un hidrociclón, esta se incrementa en dirección hacia el eje.

En cuanto a la componente axial, esta es negativa en dirección a la pared interna (vórtice externo) y positiva en dirección al núcleo de aire (vórtice interno), este cambio en la dirección del vórtice genera una velocidad neta igual a cero (LZVV por sus siglas en

inglés), lo cual indica que las partículas dispuestas en este lugar geométrico tienen la misma probabilidad de reportarse tanto por el rebose como por la descarga.

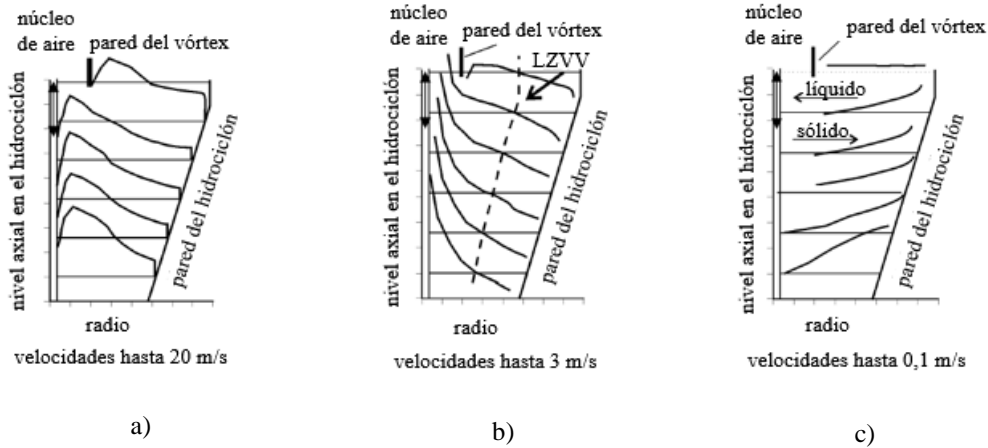


Figura 4. Perfiles de velocidad dentro del hidrociclón: a) tangencial b) axial c) radial.

Nota: Adaptado de Holdrich (2002).

La velocidad radial, aunque de menor magnitud que las anteriores, se incrementa en dirección al ápex; así mismo, en esta componente se observa que los sólidos poseen un movimiento neto hacia la pared del hidrociclón mientras que el líquido, hacia el centro (Cilliers, 2000; Holdrich, 2002).

2.1.4. Curva de partición

La curva de partición o curva de Tromp muestra los valores de los coeficientes de partición, los cuales refieren a la fracción o porcentaje de la alimentación que es reportado en la descarga para cierto tamaño promedio de partícula (promedio geométrico). La figura 5 muestra la curva de partición (curva continua – 1) característica de un hidrociclón (Gupta & Yan, 2006).

Notar que la curva de partición no intercepta el origen, esto debido a las partículas que son arrastradas por el agua directamente hacia el ápex sin haber sido clasificadas (cortocircuito); por lo que, se construye una curva de partición corregida (curva discontinua – 2), la cual es obtenida restando el peso de mineral que realiza cortocircuito tanto de la

alimentación como de la descarga; además, se sugiere que el porcentaje en peso del mineral que hace cortocircuito es similar al porcentaje de agua reportada en la descarga (Gupta & Yan, 2006).

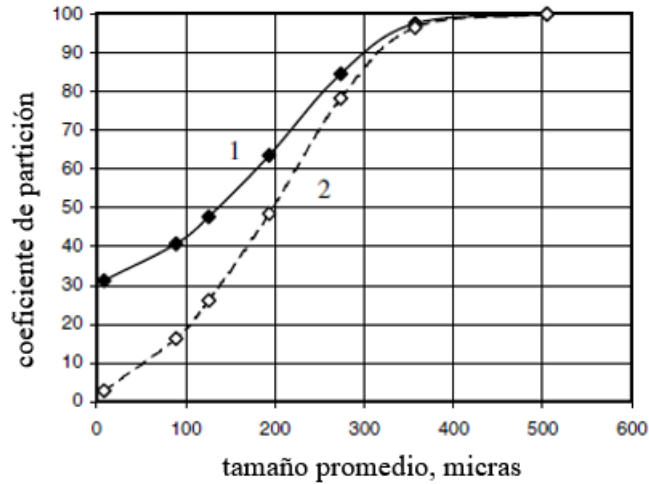


Figura 5. Curva de partición (línea continua) y curva de partición corregida (curva discontinua) típicos de un clasificador.

Nota: Adaptado de Gupta (2006).

De la curva de partición, se define el término tamaño de corte (d_{50}) como el tamaño de las partículas que tienen igual probabilidad de reportarse tanto por el rebose como por la descarga; así mismo, teniendo la curva de partición corregida, se define el tamaño de corte corregido (d_{50c}) (Cilliers, 2000; Gupta & Yan, 2006).

Por otro lado, para un mismo mineral la curva del coeficiente de partición en función al tamaño de partícula dividido entre el d_{50} es constante para cambios de dimensiones del hidrociclón o cambios operativos. Esta nueva curva, conocida como curva reducida, fue definida por Plitt mediante datos experimentales según la ecuación 1 (Quiroz Nuñez, 1986), donde “m” es una medida de la precisión de la separación, donde a mayor valor, mejor es la clasificación.

$$E_{(\bar{x})_c} = 100 - 100 \exp \left[-0,6931 \left[\frac{\bar{x}}{d_{50}} \right]^m \right] \quad [1]$$

2.1.5. Variables de operación

El diámetro del hidrociclón es la principal variable de diseño, pues afecta directamente tanto al d_{50} como a la capacidad de procesamiento, de ahí que los hidrociclones más comerciales tengan entre 10 mm a 2,5 m de diámetro (Cilliers, 2000).

Otras variables geométricas que afectan el rendimiento del hidrociclón son los diámetros de vórtex y ápex. Al igual que el diámetro del hidrociclón, al aumentar el diámetro del vórtex, el d_{50} y la capacidad del hidrociclón se incrementan; caso contrario con el diámetro del ápex que, al ser más grande, el d_{50} disminuye. Por lo general, ambos diámetros son modificados con el fin de encontrar las mejores condiciones de funcionamiento del hidrociclón (Quiroz Nuñez, 1986).

Por otro lado, se tienen las variables relacionadas a la alimentación, como el porcentaje de sólidos, densidad del mineral, caudal y presión de alimentación. Al incrementar el porcentaje de sólidos también lo hará el d_{50} , pero con una menor precisión en la separación, de aquí que el porcentaje de sólidos recomendado no debe exceder el 30 %. En cuanto al caudal o capacidad del hidrociclón –como se ha referido anteriormente– depende del diámetro del vórtex, caída de presión y porcentaje de sólidos, siendo a la vez inversa al d_{50} . Así mismo, la presión influye inversamente al d_{50} y usualmente está en el rango de 8,5 a 9 psi (Quiroz Nuñez, 1986).

Por último, la altura del cuerpo cilíndrico del hidrociclón. Esta, en combinación con el ángulo de cono, describen tres diferentes aplicaciones del hidrociclón: deslamador, clasificador y pre-concentrador, los cuales van de mayor a menor altura y menor a mayor ángulo de cono, respectivamente. El primero de estos, como su nombre sugiere, es usado para la eliminación de partículas finas (lama); el segundo es empleado como clasificador de partículas o como espesador, el cual refiere a la reducción de agua desde una pulpa; por último, el pre-concentrador, el cual es utilizado en la clasificación de minerales con diferentes densidades, a modo de ejemplo Quiroz (1986) realizó una simulación con tres minerales del mismo tamaño: cuarzo ($2,5 \text{ g/cm}^3$), scheelita ($6,1 \text{ g/cm}^3$) y oro libre ($19,0 \text{ g/cm}^3$) y concluyó que si se sometieran a las fuerzas centrífugas del hidrociclón pre-concentrador, estas actuarían con 1,4 más intensidad sobre la scheelita y 1,58 veces más sobre el oro en comparación con el cuarzo, favoreciendo así la separación de estos minerales en base a su densidad.

2.1.6. Modelamiento

Debido a la complejidad de la separación dentro del hidrociclón y la amplia lista de factores que influyen en su operación no ha sido posible determinar el o los modelos teóricos para la operación de los hidrociclones utilizados a nivel industrial (Quiroz Nuñez, 1986). Es por ello que se dio paso a las aproximaciones empíricas como las desarrolladas por Lynch y Rao para hidrociclones industriales y posteriormente y las más empleadas, los modelos de Plitt (Van Loggenberg et al., 2016) que definen ecuaciones para el cálculo del d_{50c} , distribución de agua, grado de separación, fracción de la alimentación reportada en la descarga, caída la presión y la ya mencionada ecuación de la curva reducida (ecuación 1).

Además, debido a las limitaciones de las correlaciones empíricas –pues estas solo son aplicables bajo las condiciones de operación a las cuales fueron establecidas– la solución de las ecuaciones de Navier-Stokes mediante dinámica de fluidos computacional (CFD por sus siglas en inglés) ha cobrado mayor interés; sin embargo, a pesar del potencial de sus modelamientos (Brito-Parada et al., 2018; Vega-Garcia et al., 2018), las aplicaciones industriales aún prefieren el uso de las correlaciones empíricas (Shojaeefard et al., 2006).

2.2. Concentración gravimétrica

Consiste en separar dos minerales de diferentes densidades contenidos en un fluido. Esta separación dependerá esencialmente de dos factores: densidad de los minerales y del medio de separación, generalmente agua o aire. A este parámetro se le define como Criterio de Concentración (CC) y es calculado según la ecuación 2 (Gupta & Yan, 2006), donde SG (Specific Gravity por sus términos en inglés) es la densidad relativa.

$$CC = \frac{SG_{\text{mineral denso}} - SG_{\text{fluido}}}{SG_{\text{mineral ligero}} - SG_{\text{fluido}}} \quad [2]$$

Algunos valores de CC se muestran en la tabla 1, considerando la densidad del mineral ligero igual a $2,650 \text{ g/cm}^3$ y agua como fluido.

Tabla 1. *Criterio de concentración para diferentes minerales.*

Mineral	CC
oro	10,3
casiterita	3,5
hematita	2,5

Nota: Adaptado de Gupta & Yan (2006).

Según el CC, los minerales tienen facilidad o no para separarse por gravimetría dependiendo del tamaño de partícula (ver tabla 2); sin embargo, este parámetro es solo referencial dado que la separación también dependerá de otros factores propios de la partícula, como la forma.

Tabla 2. *Idoneidad de la separación gravimétrica según el CC.*

Criterio de concentración	Idoneidad de la separación gravimétrica
$CC > 2,5$	Fácil por debajo de 75 μm
$1,75 < CC < 2,5$	Posible por debajo de 150 μm
$1,5 < CC < 1,75$	Posible por debajo de 1,7 mm
$1,25 < CC < 1,5$	Posible por debajo de 6,35 mm
$CC < 1,25$	Imposible a cualquier tamaño

Nota: Adaptado de Gupta & Yan (2006).

2.2.1. Velocidad de asentamiento

La base de la separación gravimétrica consiste en la diferencia de las velocidades de asentamiento que experimenta cada partícula de diferente densidad y/o tamaño bajo la influencia de un fluido; es decir, a mayor diferencia de sus velocidades de asentamiento, mayor y mejor será la separación (Gupta & Yan, 2006). La figura 6 muestra la velocidad de una partícula de 50 μm y 6,35 mm de diferentes CC a lo largo del tiempo.

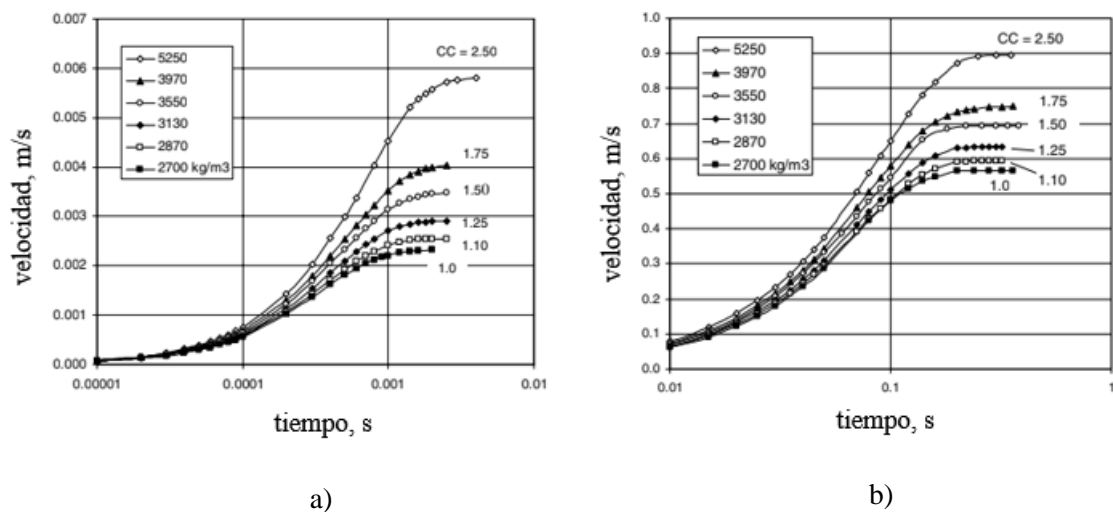


Figura 6. Velocidad de una partícula a lo largo del tiempo y con diferente CC para tamaño de a) 50 μm y b) 6,35 mm.

Nota: Adaptado de Gupta & Yan (2006)

De los datos de la figura 6, los tiempos para alcanzar las velocidades terminales son relativamente cortos, entre 0,004 s (para 50 μm) hasta 0,4 s (para 6,35 mm); sin embargo, este tiempo no es suficiente para la separación de las partículas de 50 μm (0,0195 mm para CC=2,5); caso contrario con las partículas más gruesas (177 mm para CC=2,5). Esta separación puede ser mejorada aumentando los tiempos de residencia; sin embargo, esto incrementaría también la distancia que deben recorrer las partículas, lo cual es limitado por el tamaño del equipo concentrador (Gupta & Yan, 2006).

2.2.2. Efecto del tamaño y forma de partícula

Los minerales que son alimentados a una determinada operación no poseen un tamaño único sino una distribución de estos. A modo de ejemplo, Gupta & Yan (2006) consideran una columna de elutriación alimentada con una mezcla de pirita (SG = 5,0) y arsenopirita (SG = 6,1) de tamaños de partícula entre 125 μm y 150 μm , si el agua que asciende dentro de la columna posee una velocidad entre las velocidades terminales de ambos minerales, entonces el mineral pesado se hunde y el ligero es arrastrado. La figura 7a muestra como el tamaño de partícula influye en la velocidad terminal de ambos minerales y la velocidad que necesita tener el agua para llevar a cabo esta separación.

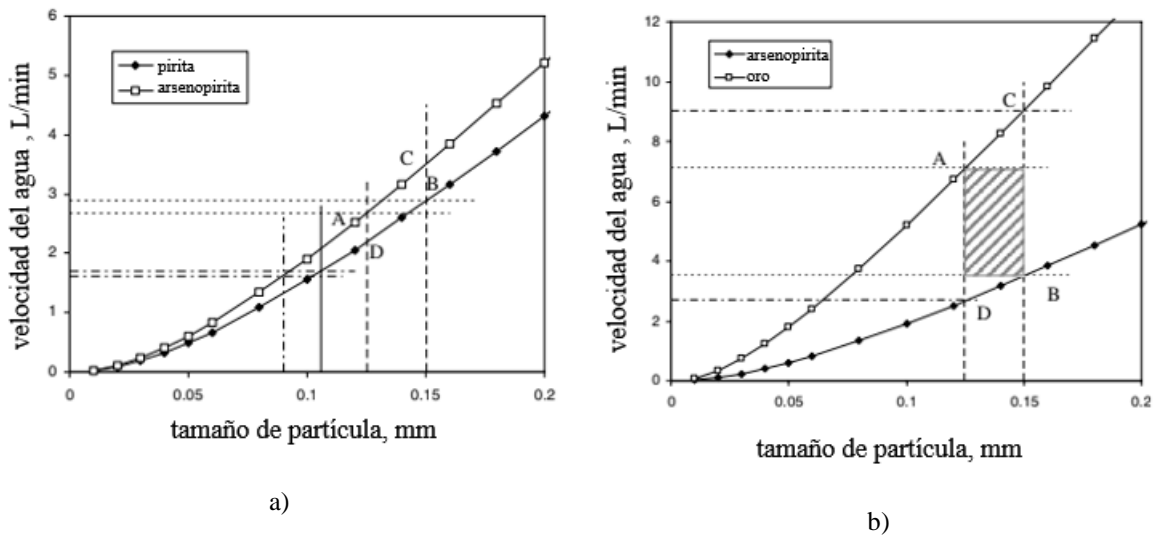


Figura 7. Velocidad del agua y velocidad terminal de a) piritita y arsenopirita (CC=1,275) y b) oro y arsenopirita (CC=3,33).

Nota: Adaptado de Gupta & Yan (2006).

De la figura 7a, las velocidades de agua que se encuentran entre los puntos A y B permitirán solo una separación parcial entre el mineral pesado y ligero, pues siempre habrá mineral pesado en la fracción flotada y mineral ligero en la fracción hundida. Por el contrario, para una mezcla de oro (SG = 19,3) y arsenopirita (SG = 6,1) donde el criterio de concentración aumenta, el punto A está por encima del punto B (figura 7b); por lo que, en teoría la separación entre el mineral denso y ligero es total; sin embargo, esto no es reflejado en la práctica donde el oro es maleable y se presenta generalmente en una forma aplanada que le confiere mayor tamaño aparente y por lo tanto una menor densidad aparente.

Así mismo, al aplicar una fuerza centrífuga, la separación entre A y B se incrementa; sin embargo, si el punto A está por debajo del punto B, como el caso de la piritita – arsenopirita, la separación seguirá siendo poco efectiva; por el contrario, si es aplicada a un sistema de mayor CC, como oro – arsenopirita, la diferencia entre el punto A y B se incrementa desde 3,6 a 84 L/min para G igual a 100 veces la gravedad (Gupta & Yan, 2006).

2.2.3. Ciclones de medio denso

La concentración por medios densos separa la alimentación en dos fracciones cuyas densidades son mayor y menor al medio, respectivamente. Este medio denso genera que las

partículas más ligeras que este floten y que las más pesadas se hundan. Estos ciclones describen un mecanismo de operación similar al clasificador; por lo que, estos generan fuerzas centrífugas típicamente de 20 veces la fuerza de gravedad y en el ápex, donde el radio es menor, alrededor de 200 veces más; ofreciendo al ciclón de medio denso dos ventajas en particular: gran capacidad de procesamiento y su aplicación en rango de tamaños finos, siendo su principal uso el beneficio del carbón (Gupta & Yan, 2006).

2.3. Hidrociclón water-only

Al igual que los ciclones de medio denso, los hidrociclones water-only o WOC (por sus siglas en inglés) son utilizados para separar la alimentación en dos fracciones en base a su densidad; sin embargo, no requiere de un medio denso, sino que utiliza el propio mineral alimentado para hacer las veces de “medio denso”; por lo que, también se le conoce como hidrociclones de medio autógeno.

2.3.1. Diseño

A diferencia de los clasificadores, los WOC poseen un ángulo de cono amplio ($80^\circ - 140^\circ$) que permite la formación de un lecho estratificado de partículas y largos vórtex para que las partículas no alcancen su velocidad de asentamiento terminal (Walsh, 1985). La figura 8 muestra un esquema del WOC en comparación con el clasificador.

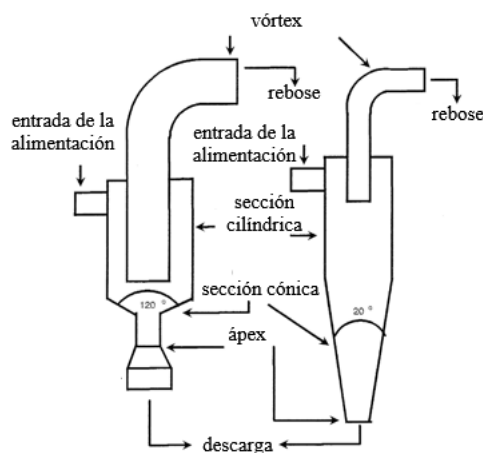


Figura 8. Comparación entre un WOC (izquierda) y un clasificador (derecha).

Nota: Adaptado de Patil et al. (1997).

2.3.2. Operación

Si bien la hidrodinámica y el mecanismo de separación en la parte cilíndrica de los hidrociclones clasificadores y concentradores son similares, estas son completamente diferentes en el cuerpo cónico. En ambos la alimentación ingresa tangencialmente al cuerpo del cilindro, pero debido al amplio cono del WOC el movimiento de las partículas se desacelera formando de un lecho poroso y de partículas densas. Dada la formación de este lecho en el cuerpo cónico, las partículas ligeras no son capaces de penetrarlo y son arrastrados por el agua hacia el vórtex, mientras que las partículas densas son descargadas por el ápex (Patil et al., 1997).

2.3.3. Variables de operación

Estas son listadas por Hacifazlioglu (2012) en dos categorías:

Parámetros de diseño:

- Diámetro del WOC: Determina la capacidad de procesamiento y el tamaño de partícula de la alimentación.
- Diámetros de alimentación, vórtex y ápex: Están relacionados al diámetro del WOC; además, se sabe que el diámetro de ápex es usualmente la cuarta parte del diámetro del WOC.
- Ángulo de cono: Ángulos mayores a 75° son necesarios para una separación en base a las diferencias de densidad.
- Longitud del vórtex: Controla el punto de corte y depende de la longitud del WOC.

Parámetros de operación:

- Presión de alimentación: Altas presiones son necesarias para generar fuerzas centrífugas entre 20 a 25 veces la gravedad.
- Porcentaje de sólidos: Se requiere de un bajo contenido de sólidos ($< 10\%$) para minimizar los efectos viscosos que pueden ocasionar una pobre separación; sin embargo, para concentraciones menores al 5% la turbulencia y remolinos también pueden contribuir a una pobre separación. Se sugiere entre 7 y 10% .

CAPÍTULO III

REVISIÓN DE ANTECEDENTES REFERENCIALES

En esta sección se presenta una revisión de trabajos previos donde se emplea el WOC para el beneficio de carbón (principal aplicación) y como concentrador o pre-concentrador de minerales densos, resaltando entre sus principales ventajas la facilidad de operación al no tener partes móviles, bajo costo de inversión y operación, amigable con el ambiente al no utilizar reactivos para su operación (Cui et al., 2018); es decir, una alternativa sostenible para la concentración de minerales densos.

Tal como el hidrociclón convencional, el modelamiento matemático del WOC es complejo, pues consta de un sistema trifásico (agua – aire – sólidos) en donde factores de operación (flujo, concentración de pulpa) y geométricos (diámetro de alimentación, vórtex) influyen en su operación. Así mismo, los WOC no poseen ecuaciones empíricas conocidas que puedan predecir su desempeño; dado que, a diferencia de los hidrociclones convencionales, no han sido ampliamente estudiados (Das & Sarkar, 2018). Por ello, el objetivo de los trabajos revisados consiste, principalmente, en describir cómo la recuperación y concentración de cierto material son influenciadas por parámetros geométricos u operacionales de un determinado WOC.

3.1. Empleo del WOC para el beneficio del carbón

Inicialmente los WOC fueron empleados para el beneficio del carbón como alternativa económica y eco-amigable a la flotación y ciclones de medio denso (Gupta & Yan, 2006). Este beneficio consiste principalmente en separar las cenizas y otras impurezas inorgánicas del carbón –proceso conocido también como lavado– en donde el carbón limpio es obtenido como rebose.

Pillai et al. (1986) modelaron empíricamente el desempeño de un WOC de 254 mm de diámetro para el beneficio de carbón con tamaño de partícula menor a 1 700 μm . El sistema de concentración consistió en un circuito cerrado en donde diferentes porcentajes de sólidos (4,71 – 25,35 %) y flujos de alimentación (44,8 – 398,7 kg/min) fueron testeados. Mediante el análisis de flotabilidad (1,3 – 2,55 g/mL) los resultados mostraron que la

lavabilidad de las tres fracciones más gruesas (mayores tamaños de partículas): entre 1 700 y 850 μm , entre 850 y 300 μm y entre 300 y 106 μm , poseían un comportamiento predecible; es decir, que las fracciones más densas fueron reportadas por la descarga y las más ligeras por el rebose; por lo que, la densidad de corte (SG_{50}) –similar al tamaño de corte para los clasificadores (d_{50})– se podía determinar con relativa precisión y las curvas corregidas, ajustarse a la ecuación linealizada de Plitt-Reid. Así, para estos mismos tamaños gruesos de partícula, propuso otras ecuaciones en las cuales el desempeño del WOC dependía del porcentaje de sólidos, el flujo de sólidos y agua en la alimentación.

Por otro lado, Hore et al. (2008) utilizaron modelos semi-empíricos para modelar la lavabilidad del carbón (32,67 % de cenizas) en un WOC de 100 mm de diámetro y 25 mm de diámetro de vórtex. Para ello, diferentes parámetros geométricos como el diámetro de ápex (10 y 20 mm), de operación como la presión de alimentación (1,45 y 7,25 psi) y porcentaje de sólidos en la alimentación (5 y 15 %) fueron testeados. Como resultado obtuvieron recuperaciones desde 46,30 % con 17,47 % de cenizas hasta 84,50 % con 18,50 % de cenizas; esto es, para una mejor lavabilidad del carbón se deben contemplar menores recuperaciones. Además, a pesar de que el WOC logró el beneficio del carbón con altos contenidos de cenizas, plantearon que para que una planta sea eficiente se debe implementar un sistema de múltiples etapas.

Años después, Majumder & Barnwal (2011) desarrollaron modelos de regresión en base a su diseño de experimentos factorial con el fin de evaluar la sensibilidad de los parámetros de entrada en el desempeño de un WOC de 76 mm de diámetro usado para beneficio del carbón con tamaño de partícula menor a 0,5 mm (36,13 % cenizas), del cual el 30 % tenía una densidad mayor a 1,8 g/cm^3 y contenido de cenizas de 80 %. Los parámetros testeados fueron: longitud y diámetro de vórtex y ángulo de cono; manteniendo constantes el porcentaje de sólidos (10 %), presión de alimentación (9,95 psi) y diámetro del ápex (20 mm). De los experimentos se concluyó que las tres variables de entrada afectan directamente en el tiempo de residencia de las partículas y que el diámetro del vórtex es el más sensible. Además, indicaron que el diseño del WOC y su desempeño dependen de la calidad del carbón a beneficiar y su granulometría.

Luego, Hacifazlioglu (2012) diseñó WOC modificados (MWOC) para el beneficio de carbón fino de tamaño de partícula menor a 1 mm. El flujo de alimentación fue de 2,5 m^3/min con un porcentaje de sólidos de 25 %, de los cuales 10 % corresponde al medio

autógeno y 15 % al carbón crudo. Se evaluaron los parámetros más influyentes en el desempeño del MWOC, como su diámetro: 400, 600 y 800 mm, diámetro de vórtex: 100, 200 y 300 mm y diámetro del ápex: 80, 100 y 120 mm; luego comparó el diseño óptimo de MWOC: 400 mm de diámetro, 200 mm de vórtex y 100 mm de ápex con otros concentradores de carbón, como el espiral y flotación. Los resultados obtenidos demostraron que la calidad de carbón limpio obtenido mediante MWOC es similar a la obtenida por las otras dos operaciones; pero con una menor producción; por lo que, los autores recomiendan el uso de este hidrociclón como un equipo de pre-concentración.

3.2. Uso del WOC como concentrador de minerales densos

Más allá del beneficio del carbón –la principal aplicación del WOC– se ha evaluado su empleo en la separación de minerales de diferente densidad y con similar distribución granulométrica.

Es así que Klima & Kim (1996) llevaron a cabo experimentos en un WOC de 25 mm de diámetro para la concentración de partículas finas (menor a 150 μm) de magnetita (4,8 g/cm^3) y ferrosilicio (7,0 g/cm^3) como los minerales densos y cuarzo (2,65 g/cm^3) como mineral ligero, todos de granulometría similar, ello con el fin de simular efluentes de remediación o recicló. Las variables testeadas para encontrar las mejores condiciones de trabajo fueron operacionales como el porcentaje de sólidos y flujo de la alimentación y geométricos como el ángulo de cono: 10°, 45° y 90°, diámetro de ápex: 5,0; 6,5 y 10,5 mm, diámetro de vórtex: 6,5; 8,0 y 10,5 mm y longitud del vórtex: 12,7; 25,4; 36,1 y 50,8 mm, mantenido constantes el diámetro de alimentación (5 mm) y la altura del hidrociclón (50,8 mm). Los experimentos fueron realizados a escala laboratorio utilizando una bomba de cavidad progresiva con variador de velocidad, un contenedor de 25 L de capacidad, un agitador e instrumentación pertinente (flujómetro magnético y sensores de presión). Los autores concluyeron que, tanto los parámetros geométricos como operacionales influyen en el desempeño del hidrociclón; pues al aumentar el ángulo de cono, el hidrociclón tiende a desempeñarse como concentrador gravimétrico y disminuye su capacidad de clasificador, además un incremento, ya sea del diámetro de ápex o vórtex, incrementa la recuperación de minerales ligeros y densos, respectivamente; así mismo, altos porcentajes de sólidos en la alimentación mejoran la recuperación de minerales ligeros pero disminuyen la recuperación del minerales pesados; mientras que, lo contrario ocurre con el incremento del flujo de la

alimentación. Otra observación fue que, el mineral más grueso fue reportado preferentemente por la descarga, siendo este fenómeno disminuido al aumentar el ángulo de cono; además se reportó que la recuperación de mineral pesado se incrementa al aumentar la densidad del componente pesado en la alimentación (de magnetita a ferrosilicio). Con los resultados obtenidos, los autores continuaron su investigación en torno al uso de los WOC (Kim & Klima, 1998; Klima & Kim, 1997, 1998).

De manera similar, Patil et al. (1997) emplearon un WOC de 76 mm de diámetro para remover grafito (9,8 % del total) de la galena (19,6 % de plomo) procedente de una celda de flotación (70 % de mineral menor a 25 μm) con el fin de obtener un concentrado de plomo con menos del 3 % de grafito. Los autores emplearon un diseño factorial 2^3 con el objeto de evaluar el efecto del diámetro de vórtex: 28 y 32 mm, diámetro de ápex: 20 y 24 mm, porcentaje de sólidos: 15 y 30 %, manteniendo constantes la altura del hidrociclón (130 mm), altura del vórtex (120 mm), diámetro de ingreso de la alimentación (16 mm), el ángulo de cono (120°) y presión de alimentación (10 psi). Los resultados mostraron que el sistema es capaz de obtener un concentrado de 39 % de plomo y 2,6 % de grafito, con una recuperación de 45 %, además que el diámetro de vórtex, diámetro de ápex y porcentaje de sólidos, tienen un efecto –de mayor a menor grado– sobre el desempeño del WOC.

Años más tarde, Tripathy et al. (2017) emplearon un WOC de 50 mm de diámetro para el beneficio de cromita ferruginosa fina obtenida del producto de cola del circuito de procesamiento de cromita (22,5 % cromita, 23,2 % hierro y 18,0 % cuarzo). El objetivo de la investigación fue examinar las interdependencias entre las variables de operación como el diámetro del vórtex: 8, 11 y 14 mm, diámetro de ápex: 4, 6 y 8 mm, porcentaje de sólidos: 10, 20 y 30 % y presión de la alimentación: 10, 20 y 30 psi y su influencia en el desempeño del WOC, mientras que otras variables permanecen constantes como el ángulo de cono (120°), longitud de vórtex (100 mm), longitud del cilindro (120 mm). De los experimentos llevados a cabo, se desarrollaron modelos empíricos para los parámetros críticos como la recuperación y la relación Cr: Fe en la descarga. Como resultado se observó que los parámetros óptimos fueron para un diámetro de vórtex de 14 mm, diámetro de ápex igual a 4 mm, presión de alimentación de 25 a 30 psi y un porcentaje de sólidos entre 10 y 12 %, donde bajo esas condiciones la recuperación que se obtuvo por la descarga fue de 33,8 %, 39,3 % de cromita y 10,9 % de cuarzo.

Por otro lado, también se han desarrollado investigaciones utilizando CFD, es el caso de Cui et al. (2018) quienes simularon el comportamiento de un WOC de 100 mm de diámetro y compararon su desempeño con uno de cono compuesto de similares dimensiones utilizando CFD; se analizaron las distribuciones de presión, la distribución de velocidades y la distribución del campo de densidades. Concluyeron que, el desempeño del hidrociclón de cono compuesto es mejor que en uno de cono simple, una de las razones se debe a que las velocidades tangenciales que se desarrollaron en el WOC de cono compuesto fueron de mayor magnitud, siendo esto proporcional a la separación de las partículas de diferente densidad.

3.3. Uso de WOC como concentrador de oro aluvial

De la sección anterior, se confirma la capacidad del WOC como concentrador o pre-concentrador de minerales densos: magnetita ($\sim 4,8 \text{ g/cm}^3$), cromita ($\sim 5,5 \text{ g/cm}^3$), ferrosilicio ($\sim 7,0 \text{ g/cm}^3$) y galena ($\sim 7,5 \text{ g/cm}^3$) en tamaños relativamente finos de mineral (menor a $150 \mu\text{m}$); por lo que, su uso como concentrador de oro nativo ($\sim 19,3 \text{ g/cm}^3$) presente en las arenas aluviales es una aplicación que ha sido estudiada a detalle desde los años 60's.

En el Reporte N° 70 del Laboratorio de Investigación de Industria Minera (MIRL por sus siglas en inglés) de la Universidad de Fairbanks Alaska (Canadá), Walsh (1985) realizó una extensa revisión de los trabajos llevados a cabo hasta esa fecha en torno a la recuperación de oro utilizando WOC. Entre ellos destaca la concentración de oro en un ciclón de cono compuesto o CWC (por sus siglas en inglés) de 100 mm de diámetro –similar al WOC, pero con una sección cónica compuesta de tres diferentes ángulos (120° , 75° y 20°)– en el cual se alimentó arena aluvial; sin embargo, debido a la insuficiente cantidad de mineral pesado no se logró la formación del lecho estratificado; por lo que, se tuvo que recurrir a la adición de magnetita como mineral denso, obteniendo finalmente recuperaciones de oro de hasta el 95 %. Luego, Walsh (1985) menciona otra investigación donde se usan dos WOC (350 y 600 mm de diámetro) con ángulos de cono de 90° en la recuperación de oro desde una pulpa con 25 % de porcentaje de sólidos, donde el 11,5 % de la alimentación fue reportado por la descarga con una concentración de 40,7 % de oro (resultados promedios de los dos WOC); además, se menciona que la concentración es mejor WOC de ángulo de cono de 90° , comparados con los de 60° . Este autor también hace una breve revisión del trabajo llevado

a cabo por Rao et al. (1982), quienes iniciaron una investigación en torno al uso del CWC para la recuperación de oro.

Rao et al. (1982) teniendo amplia experiencia con el uso CWC aplicados al beneficio de carbón, quisieron estudiar su aplicación para la concentración de oro de tamaños finos no recuperados mediante canaletas e incluso provenientes de placeres aluviales donde los granos de oro son de forma tal que su recuperación no es eficiente utilizando concentradores convencionales a gran escala (alfombras y/o canaletas). Para realizar las pruebas preliminares, los autores utilizaron un CWC de 70 mm de diámetro en tres etapas en serie con un diámetro de ápex de 6,35 mm, diámetro de vórtex de 25,4 mm, presión de alimentación igual a 2 psi y rebose y descarga de 31 y 0,58 LPM, respectivamente. Al término de las pruebas experimentales y el análisis de resultados, se determinó que el CWC puede recuperar el oro eficientemente desde material aluvial de tamaño menor a malla 65, además el análisis de separación con líquidos densos mostró que el CWC funciona muy bien para concentrar minerales pesados cuyas densidades son mayores a $3,3 \text{ g/cm}^3$ y más gruesas que malla 270.

CAPÍTULO IV

METODOLOGÍA

En esta sección se plantea el procedimiento para llevar a cabo el presente trabajo de investigación; esto es, desde la adquisición del mineral de estudio a emplear hasta la caracterización de los productos obtenidos del proceso de concentración en el WOC.

4.1. Adquisición del mineral de trabajo

La toma de muestras se llevó a cabo en octubre del 2019; para ello, se identificaron dos puntos correspondientes a depósitos aluviales del río Madre de Dios y se tomaron 40 kg de muestra de cada uno, luego estas fueron almacenadas en baldes plásticos y trasladadas al laboratorio en Lima para su posterior uso (Ledezma Arista, 2021).

4.2. Caracterización de la arena aluvial

4.2.1. Contenido de humedad

El contenido de humedad del mineral de trabajo corresponde a la cantidad de agua que contiene la arena aluvial de manera natural. Para su determinación, las muestras fueron secadas en una estufa (Marca: MEMMERT, Modelo: UN450) a 60 °C durante una noche (14 horas) y luego se dejó en la estufa por una hora adicional para verificar que el peso se mantenía constante; por lo que, el tiempo total de secado fue de 15 horas. Los resultados en detalle son presentados en el apéndice 1, donde se calcula una humedad global de 15 %.

4.2.2. Distribución granulométrica

Este análisis se realiza tanto al mineral de trabajo como a los productos de los ensayos en el WOC, pues –según se discutirá en el siguiente capítulo– brinda información de cómo los granos de cada corte se distribuyen en el rebose y la descarga luego de la concentración. Por otro lado, la distribución granulométrica de la arena aluvial es usada como punto de partida para definir el tamaño del WOC a diseñar.

El mineral de trabajo –una vez seco según la sección anterior– fue mezclado para un mejor estudio y tamizado en un Ro-tap (Marca: Retsch, Modelo: AS 200). La tabla 3 muestra la distribución granulométrica con un d_{50} igual a 165 μm .

Tabla 3. *Distribución granulométrica del mineral de trabajo.*

Rango de tamiz	Tamaño promedio (μm)	% Masa promedio
+70	212	2,0
-70 +100	178	35,3
-100 +140	126	47,9
-140 +200	89	10,5
-200 +270	63	2,6
-270 +400	45	0,6
-400	0	1,1

Nota: Elaboración propia.

4.2.3. Análisis de densidad

Se partió de la premisa de que los minerales valiosos poseen una densidad superior al promedio y que estos a su vez están distribuidos en los diferentes cortes granulométricos; para tener una referencia de ello, se midió la densidad de cada corte antes y después de la operación de concentración en un picnómetro de gas (Marca: Ultrapyc, Modelo: 1200).

Los resultados para cada corte del mineral de estudio –tamizados en la sección anterior– son presentados en la tabla 4, donde la densidad global del mineral fue de 2,82 g/cm^3 . El apéndice 3 muestra estos cálculos con más detalle.

Tabla 4. *Distribución granulométrica del mineral de trabajo.*

Rango de tamiz	Tamaño promedio (μm)	Densidad promedio (g/cm^3)
+70	212	2,6373
-70 +100	178	2,7394
-100 +140	126	2,7942
-140 +200	89	3,1462
-200 +270	63	3,3126
-270 +400	45	3,2291
-400	0	2,6305

Nota: Elaboración propia.

4.2.4. Análisis químico

A diferencia de los análisis anteriores, el análisis químico se llevó a cabo solo en tres cortes los cuales se definieron considerando densidades (tabla 4) y tamaño de grano similares (tabla 3). Estos tres rangos de tamaño son descritos en la tabla 5.

Tabla 5. *Porcentaje en masa y densidad de cada corte de mineral de estudio sometido a análisis químico.*

Rango de tamiz	% Masa	Densidad (g/cm ³)	Descripción
+ 100	37,3	2,7199	Corte 1 (C1): Rango de tamaño grueso y baja densidad
- 100 + 140	47,9	2,7942	Corte 2 (C2): Rango de tamaño intermedio y densidad promedio.
-140	14,8	3,0782	Corte 3 (C3): Rango de tamaño fino y alta densidad

Nota: Elaboración propia.

Cada corte fue sometido a análisis de elementos de tierras raras y multielemental en un laboratorio externo (Laboratorio C.H. Plenge & Cia S.A.). Las concentraciones de cada elemento analizado en el mineral de trabajo se encuentran listadas en la tabla 6, de donde se puede detectar la presencia de cerio (Ce), lantano (La), escandio (Sc) e itrio (Y) como elementos de tierras raras presentes como monacita; titanio (Ti), presente como ilmenita o rutilo y circonio (Zr), presente como circón.

Tabla 6. *Concentración de REE y otros elementos valiosos por corte del mineral de trabajo.*

Rango de tamiz	Ce (ppm)	La (ppm)	Sc (ppm)	Y (ppm)	Ti (%)	Zr (ppm)
+100	31,0 ± 0,0	15,0 ± 1,0	6,0 ± 0,0	6,0 ± 0,0	0,16 ± 0,01	9,5 ± 2,5
-100 +140	66,0 ± 0,0	32,0 ± 2,0	8,0 ± 0,0	10,5 ± 0,5	0,68 ± 0,03	16,0 ± 0,1
-140	191,5 ± 6,5	88,0 ± 2,0	10,0 ± 0,0	22,5 ± 0,5	2,54 ± 0,15	113,5 ± 2,5
TOTAL	71,6 ± 3,7	34,0 ± 2,9	7,5 ± 0,1	10,6 ± 0,4	0,76 ± 0,08	28,0 ± 0,9

Nota: Elaboración propia.

Se puede observar que las concentraciones de estos elementos aumentan al disminuir el tamaño de grano; es decir, entre más fino sea el corte analizado, mayor concentración de elementos valiosos, esta tendencia coincide con la densidad; por lo que, se evidencia que hay una relación directa entre la concentración de estos elementos y la densidad del respectivo corte. La totalidad de elementos analizados son presentados en el apéndice 4.

4.3. Diseño del circuito de concentración

Se realizó el diseño de un circuito cerrado de concentración el cual comprende desde el diseño del WOC hasta la puesta en marcha dentro del circuito de recirculación. La figura 9 muestra el diagrama del circuito completo.

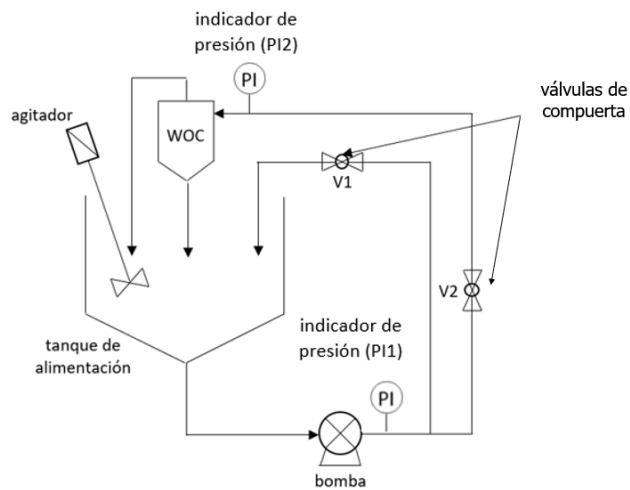


Figura 9. Diagrama del circuito cerrado de concentración en WOC.

Nota: Elaboración propia.

Basados en la granulometría del material a concentrar se fabricó un WOC de 70 mm de diámetro, similar al usado por Walsh (1985) para el mismo propósito. Las dimensiones de los diámetros de alimentación, vórtex y ápex fueron calculadas según las correlaciones de Quiroz Nuñez (1986); por otro lado, el ángulo de cono, altura del WOC y vórtex fueron determinados en base a la literatura (Kim & Klima, 1998; Patil et al., 1997). Estas dimensiones se muestran en la tabla 7 y en detalle en el apéndice 5.

Tabla 7. *Parámetros principales del WOC fabricado.*

Parámetros	Dimensiones
Diámetro del WOC (Dc, mm)	70,0
Diámetro del vórtex (VFD, mm)	24,5
Diámetro del ápex (SPD, mm)	6,1
Diámetro de alimentación (FID, mm)	16,0
Ángulo de cono (CA)	90°

Nota: Elaboración propia.

El diseño del resto del sistema: tanque de recirculación, bomba, agitador, tuberías y accesorios son mostrados en el apéndice 6. Así mismo, la figura 10 muestra el sistema real implementado.



Figura 10. Sistema real del circuito cerrado de concentración en WOC.

Nota: Elaboración propia.

4.4. Procedimiento experimental

Previo al desarrollo de los experimentos se realizaron testeos del sistema de concentración utilizando solo agua como alimentación, esto con el propósito de conocer los rangos de trabajo del sistema; es decir, el rango de presiones/flujo de alimentación en el cual se puede operar el hidrociclón.

4.4.1. Testeo de la capacidad del WOC

Se operó el sistema de concentración solo con agua con el fin de conocer el rango de presión de trabajo del WOC, lo cual de manera indirecta limita el rango del flujo de alimentación de trabajo, pues ambos parámetros son proporcionales. De estos ensayos se tiene que, por debajo de 300 mmH₂O solo la descarga es obtenida; es decir, no hay suficiente presión para vencer la caída de presión dentro del WOC y obtener el rebose. Mientras que, por encima de 800 mmH₂O solo se obtiene rebose; esto es, el flujo de alimentación es tal que no puede ser obtenido por la descarga debido al tamaño limitado del ápex que es ocupado en su totalidad por el núcleo de aire. El procedimiento para la operación del WOC y los resultados al detalle de las pruebas solo con agua son presentados en los apéndices 7 y 8, respectivamente.

4.4.2. Diseño experimental

Considerando la capacidad del WOC, se plantea el diseño de experimentos mostrado en la tabla 8, donde se prioriza la máxima capacidad de procesamiento y porcentajes de sólidos sugeridos por la literatura consultada.

Tabla 8. *Diseño de experimentos factorial 3².*

Variables independientes	-1	0	+1
Presión de alimentación – P (mmH ₂ O)	P1=400	P2=600	P3=800
Porcentaje de sólidos en la alimentación – PS (%)	PS1=5	PS2=10	PS3=15

Nota: Elaboración propia.

La concentración de pulpa es calculada como la razón entre el peso seco del mineral y el peso total de la pulpa (mineral + agua).

4.5. Caracterización de los productos

4.5.1. Distribución granulométrica

Este análisis se diferencia del realizado a la muestra mineral por un paso previo de tamizado húmedo en el tamiz 400. Este tamizado previo se realiza a las muestras de rebose y descarga obtenidas en cada ensayo de concentración, previo pesado. Para ello, los productos –por separado– son inicialmente tamizados con su respectiva agua sobrenadante, luego agua adicional es agregada en la cantidad necesaria hasta finalizar el tamizado; se da por terminado el tamizado observando dos fenómenos: el primero, cuando el agua que pasa el tamiz es transparente (sin sólidos suspendidos) y el segundo, cuando el mineral dispuesto en el tamiz es agitado y una parte de los sólidos que se suspenden en el agua sobrenadante sedimenta rápidamente. Finalmente, los sólidos retenidos son guardados para su posterior secado y tamizado en seco –de igual forma que se hizo con el mineral de trabajo, mientras que los sólidos pasantes más el agua sobrenadante fueron colectados en un balde de 20 L de capacidad y dejados en reposo por aproximadamente 24 horas, tiempo arbitrario durante el cual aparentemente todos los sólidos finos sedimentaron, luego de este tiempo el agua sobrenadante es decantada y los sólidos guardados para su posterior secado.

4.5.2. Análisis de densidad

La medida de densidad para los productos de los ensayos se realiza solo en los tres cortes previamente definidos en la tabla 5, pues esto permitirá hacer una comparación directa entre la densidad y la concentración de minerales densos en el corte respectivo.

4.5.3. Análisis químico

Al igual que el realizado al mineral de trabajo, este análisis se realiza en tres cortes del producto de descarga. El análisis químico del rebose no fue realizado; sin embargo, la concentración de los elementos puede ser calculada como una diferencia entre su contenido en el mineral de trabajo y la descarga.

4.6. Indicadores del comportamiento del WOC

Se definen cuatro indicadores para evaluar el comportamiento del WOC, estos están basados en los resultados de la caracterización de los productos y el mineral de trabajo.

4.6.1. Razón de Densidad (RD)

Muestra qué tan denso es el producto de la descarga (fracción pesada) sobre el obtenido por el rebose (fracción ligera); así, entre más favorecida sea la separación por densidad, más grande el factor.

$$RD = \frac{\text{densidad de los sólidos en la descarga}}{\text{densidad de los sólidos en el rebose}} \quad [3]$$

4.6.2. Recuperación de sólidos

Se define la recuperación de sólidos como la fracción seca de sólidos en la alimentación reportados por la descarga, según la siguiente ecuación:

$$\%RS = \frac{\text{masa o flujo de sólidos reportado en la descarga}}{\text{masa o flujo de sólidos en la alimentación}} \times 100 \% \quad [4]$$

4.6.3. Razón de concentración (RC)

Se define la variable Razón de Concentración de un elemento (RC_i), según la ecuación 5 y representa la cantidad de veces que la concentración de un elemento i en la alimentación se incrementa (o disminuye) al ser reportado por el ápex.

$$RC_i = \frac{\text{concentración de } i \text{ en la descarga}}{\text{concentración de } i \text{ en la alimentación}} \quad [5]$$

Se espera que el comportamiento de la RC de los metales valiosos no solo concuerde con la RD, sino que –a diferencia de este– brinde información cuantitativa del desempeño del WOC; es decir, a mayor capacidad de separación por densidad del WOC, mayor será el RC y siempre mayor a la unidad.

4.6.4. Recuperación de metales valiosos

Se define como la recuperación (%R) de un elemento “i” como el porcentaje en masa de i en la alimentación que es reportada por el ápex.

$$\%R_i = \frac{\text{masa o flujo de "i" reportada en la descarga}}{\text{masa o flujo de "i" en la alimentación}} \times 100 \% \quad [6]$$

Esta variable en conjunto con la RC nos muestra qué tan eficiente es el WOC; por lo que, se prefieren altas RC y %R, aunque por lo general es un balance entre ambas variables.

CAPÍTULO V

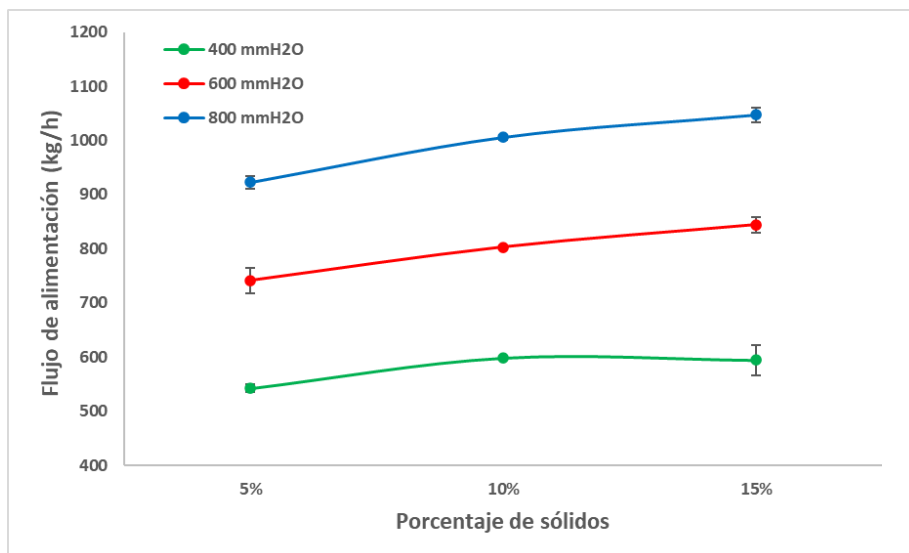
RESULTADOS Y DISCUSIÓN

En esta sección se busca analizar cómo es que los dos parámetros testeados: presión y porcentaje de sólidos en la alimentación influyen en el desempeño del WOC mediante los indicadores previamente definidos en la sección 4.6.

Todos los experimentos definidos en la sección 4.4.2 se llevaron a cabo por triplicado y los pesos del rebose y la descarga tomados por cada ensayo y los flujos calculados a partir de estos son detallados en el apéndice 9; además, el análisis granulométrico, de densidad y químico son mostrados en detalle en los apéndices 10, 11 y 12, respectivamente.

5.1. Flujo de alimentación

La gráfica 1 (ver detalle en el apéndice 9, tabla A-15) muestra los flujos de alimentación obtenidos para cada presión de alimentación. Como se comentó previamente, el flujo y la presión de alimentación son dos parámetros que muestran relación directa.



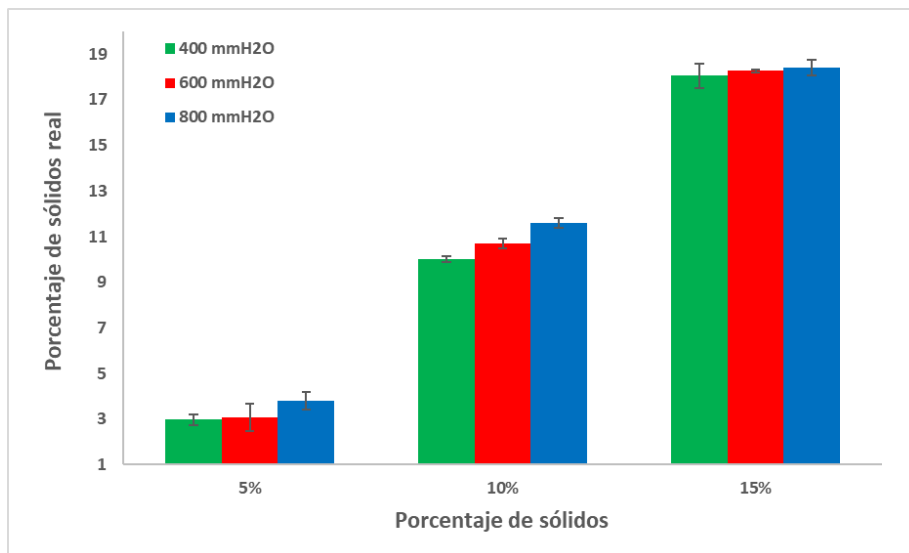
Gráfica 1. Flujo de alimentación del WOC según el diseño de experimentos.

Nota: Elaboración propia.

Si bien se prefiere que el hidrociclón procese la mayor cantidad de mineral posible, la elección del flujo de alimentación es solo uno de los factores a considerar al momento de escoger la mejor condición de trabajo del WOC. En este capítulo se discutirán estos otros factores.

5.2. Porcentaje de sólidos real

Se muestra la gráfica 2 (ver detalle en apéndice 9, tabla A-15) en donde se describe una diferencia entre el porcentaje de sólidos nominal con el porcentaje de sólidos real para cada presión de alimentación. Este comportamiento ya ha sido reportado previamente por Walsh (1985).



Gráfica 2. Porcentaje de sólidos real vs nominal para diferentes presiones de alimentación.

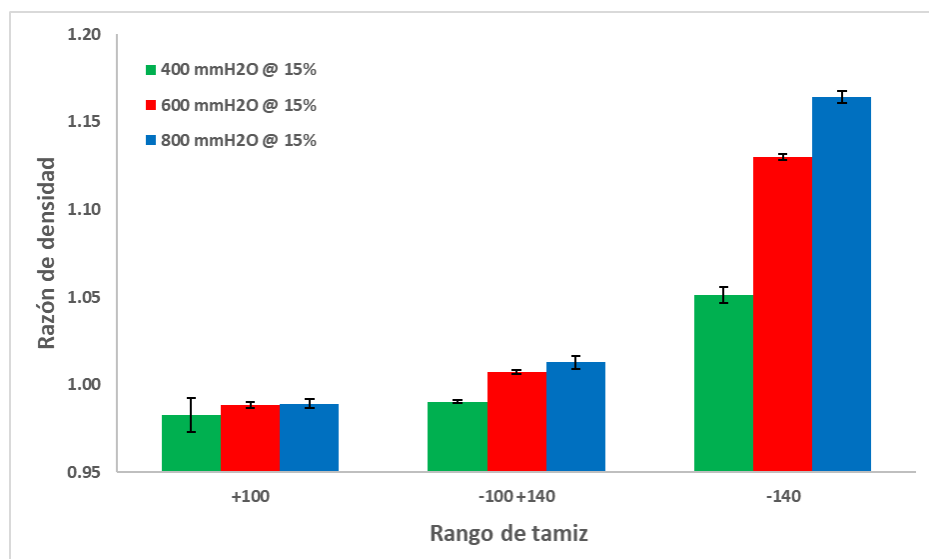
Nota: Elaboración propia.

Para PS igual a 5 % no todos los sólidos que son vertidos al tanque de recirculación llegan ingresan al WOC, sino que parte de estos se quedan en la tubería horizontal ubicada entre la salida del tanque y la bomba; por lo que, se genera un PS real menor (~ 3,3 %). Por otro lado, a porcentajes de sólidos altos (15 %), la densidad del mineral genera una aparente gradiente de concentración de sólidos dentro del tanque de alimentación, donde los mayores

valores se encuentran en la parte cónica invertida del tanque, generando así que más sólidos de lo previsto alcancen la entrada del WOC y por ende mayor PS real (~ 18,2 %).

5.3. Razón de densidad vs rango de tamiz

De la gráfica 3 (ver detalle en apéndice 13, tabla A-87), la separación por densidad es totalmente favorecida a menor tamaño de grano, pues la RD se incrementa un 2 % desde C1 a C2 y hasta un 15 % desde C2 a C3 (para P3).



Gráfica 3. Razón de densidad vs rango de tamiz, para P = 400, 600 y 800 mmH₂O y PS = 15 %.

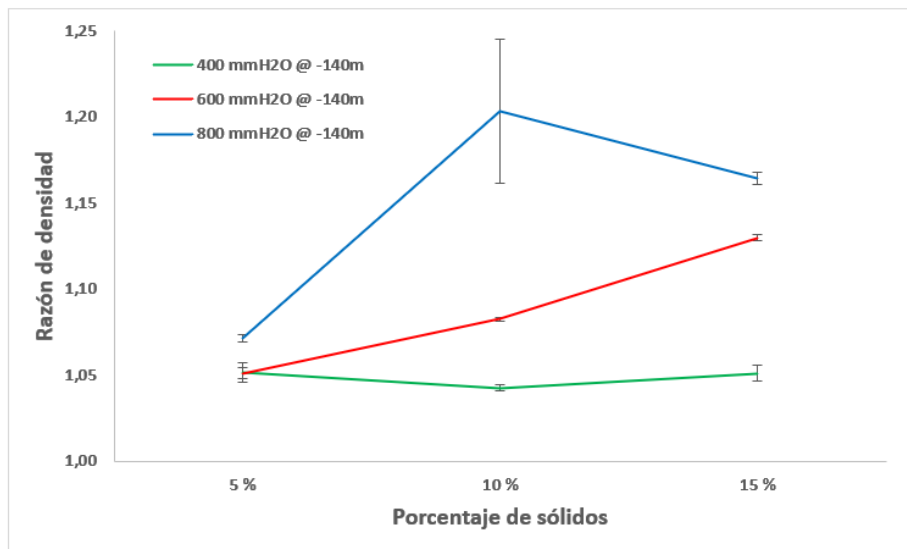
Nota: Elaboración propia.

Esta aparente tendencia se debe principalmente a que –según la tabla 6– hay menor concentración de minerales densos (menor densidad) en los rangos grueso e intermedio de la alimentación, respectivamente, lo cual causa que la separación en estos rangos no pueda ser percibida mediante el indicador RD, pues la cantidad de mineral denso es lo suficientemente pequeña que no importa qué tanto se reporte o no por la descarga, ello no influirá en la densidad de los productos. En consecuencia, la separación por densidad en estos rangos; sobre todo en el grueso, deberá ser evaluado más adelante mediante los resultados de los análisis químicos. Los resultados para 5 y 10 % de porcentaje de sólidos presentan un comportamiento similar y son mostrados en el apéndice 13.

Dado que el uso del indicador RD como medida de la separación por densidad solo es justificable para el rango fino, se evaluarán los siguientes parámetros solo en C3.

5.4. Razón de densidad vs porcentaje de sólidos

La gráfica 4 (ver detalle en apéndice 13, tabla A-88) muestra la influencia del porcentaje de sólidos de la alimentación sobre la RD a diferentes presiones de alimentación y en el rango fino, donde el PS afecta positivamente a la RD para presiones igual o mayor a 600 mmH₂O. Nuevamente se hace una analogía con el clasificador, el cual, a mayor porcentaje de sólidos en la alimentación, mayor d₅₀; por lo que, a mayor PS en el WOC, mayor SG₅₀. Esta tendencia debería ser reflejada más adelante con una menor recuperación de minerales densos y sólidos totales al aumentar la PS.



Gráfica 4. Razón de densidad vs porcentaje de sólidos, para P = 400, 600 y 800 mmH₂O y C3.

Nota: Elaboración propia.

5.5. Razón de densidad vs presión de alimentación

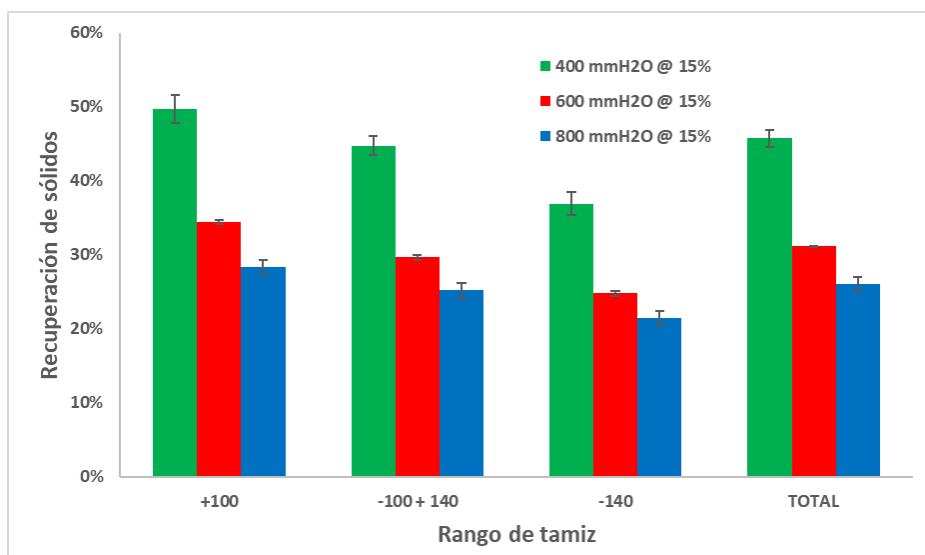
De la gráfica 3 también se observa que el efecto de P es positivo, dado que la RD se incrementa al aumentar la presión de alimentación. Ello se debe a que –similar al efecto positivo que tiene P sobre el d₅₀ en un clasificador– el incremento de P aumentaría el SG₅₀

en el WOC; es decir, que más cantidad de partículas ligeras y densas, respectivamente, son reportadas por el rebose, incrementando así la densidad de la descarga. Aunque en el presente trabajo no se ha calculado el SG₅₀, la afirmación puede corroborarse más adelante con los resultados del análisis químico, donde la recuperación de metales densos y sólidos totales disminuiría al aumentar la presión en la alimentación.

Así mismo, de la gráfica 4 se puede considerar a 400 mmH₂O como una presión lo suficientemente baja en la cual, a pesar de un incremento en el porcentaje de sólidos en la alimentación, el WOC logra una pobre separación por densidad (RD ~ 1,05). Esto deberá ser comprobado más adelante mediante los resultados de los análisis químicos.

5.6. Recuperación de sólidos vs rango de tamiz

La gráfica 5 (ver detalle en el apéndice 14, tabla A-91) muestra que la recuperación de sólidos es mayor a rangos más gruesos. Esto es debido a la tendencia clasificadora del WOC que; a pesar de estar diseñado para la separación por densidad, muestra una tendencia a clasificar partículas en base a su tamaño; es decir, mayor recuperación de gruesos. Las gráficas para 5 y 10 % son mostradas en el apéndice 14.

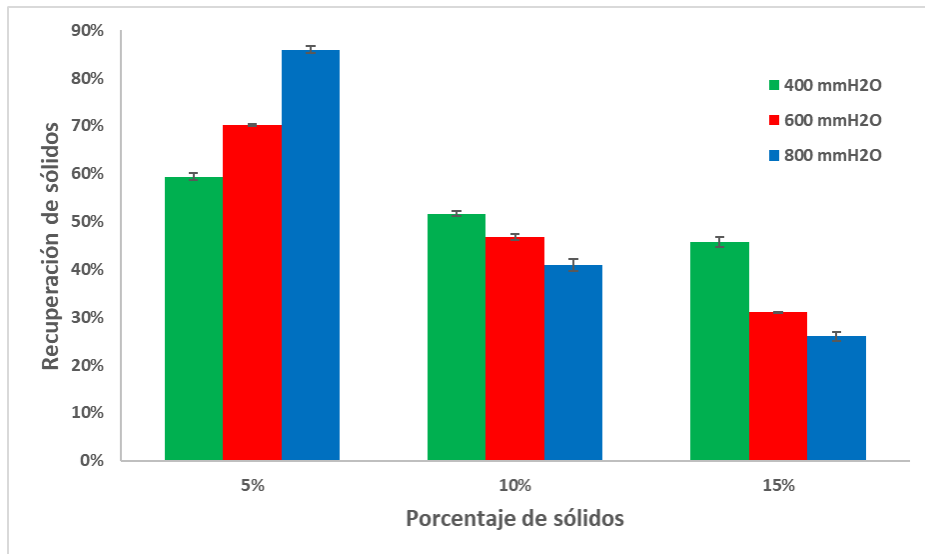


Gráfica 5. Recuperación de sólidos vs rango de tamiz, para P = 400, 600 y 800 mmH₂O y PS = 15 %.

Nota: Elaboración propia.

5.7. Recuperación de sólidos vs porcentaje de sólidos

La gráfica 6 (ver detalle en el apéndice 14, tabla A-92) muestra que la recuperación de sólidos disminuye al incrementar el porcentaje de sólidos en la alimentación. Esto debido a que la cantidad de sólidos es tal, que excede la capacidad del ápex; por lo tanto, es reportada hacia el vórtex. Esta tendencia –en conjunto con los obtenidos para la RD– confirman el incremento del SG₅₀ en el WOC.



Gráfica 6. Recuperación de sólidos vs porcentaje de sólidos, para P = 400, 600 y 800 mmH₂O.

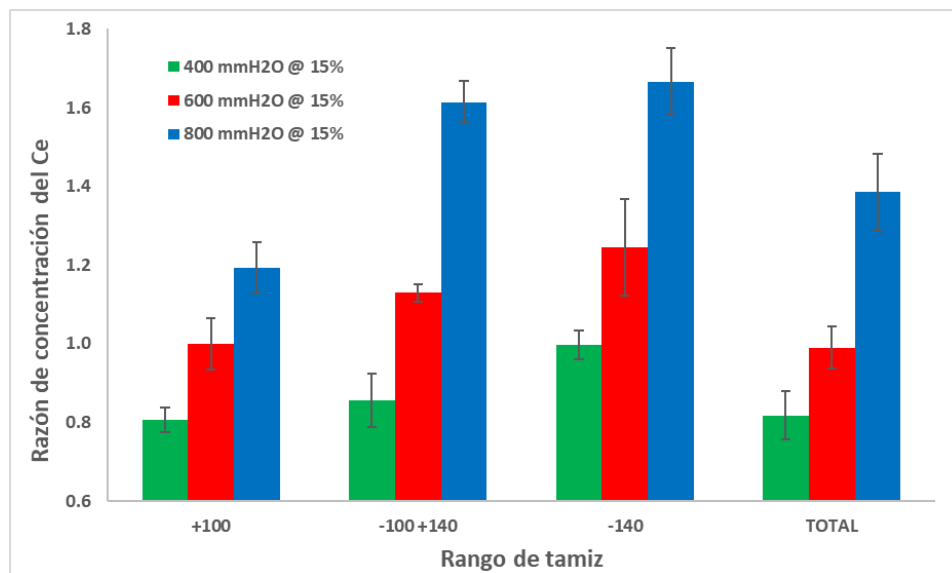
Nota: Elaboración propia.

5.8. Recuperación de sólidos vs presión de alimentación

De las gráficas 5 y 6 se observa que la recuperación disminuye al incrementar la presión de alimentación; nuevamente, estos resultados –en conjunto con los obtenidos para la RD– corroboran la tendencia del SG₅₀ de aumentar al incrementar la presión en el WOC; sin embargo, para 5 % de sólidos sucede lo contrario. Esta tendencia inesperada para un PS1 se debe a la capacidad del ápex; es decir que, el incremento de flujo de sólidos (por el aumento de presión) genera una mayor descarga dado que la capacidad del ápex aún no ha sido excedida, como sí sucede para otros porcentajes de sólidos. Por lo tanto, debido a esta tendencia inusual y la separación por densidad relativamente baja (RD ~ 1,06 para mallas menores a 140), se decide no continuar los siguientes análisis con esta variable de entrada.

5.9. Razón de concentración vs rango de tamiz

De la gráfica 7 (ver detalle en el apéndice 15, tabla A-102) se observa una tendencia a incrementar la RC hacia los rangos finos. Ello se debe a la capacidad del ápex y la poca concentración de cerio, presumiblemente como monacita; es decir, el tamaño del ápex es tal que no es posible obtener solo monacita en la descarga, sino que otros minerales siempre estarán presentes. Estos minerales –dada la naturaleza de la alimentación ($d_{50} = 165 \mu\text{m}$)– está compuesta por granos gruesos y ligeros, disminuyendo así la concentración del cerio en estos rangos de tamaño; esta tendencia es reflejada en la alta recuperación de sólidos gruesos.



Gráfica 7. Razón de concentración del Ce vs rango de tamaño, para P = 400, 600 y 800 mmH₂O y PS3.

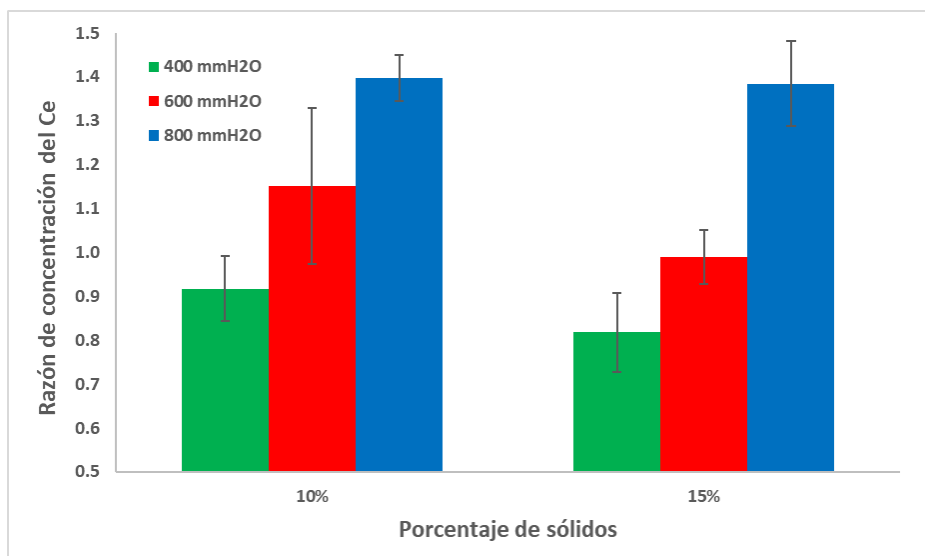
Nota: Elaboración propia.

Así mismo, otro factor menos relevante es el grado de liberación del mineral denso, el cual incrementa a menor tamaño de grano; es decir, que a tamaños gruesos la partícula sólida contiene otros minerales con menor densidad, creando una densidad aparente menor; por lo que, finalmente no es reportado en la descarga. Esta tendencia se puede corroborar al obtener menores recuperaciones de minerales densos en los rangos gruesos.

Los resultados para el PS igual a 10 % y de los demás elementos de interés se encuentran en el apéndice 15.

5.10. Razón de concentración vs porcentaje de sólidos

La gráfica 8 (ver detalle en el apéndice 16, tabla A-107) muestra que estadísticamente el porcentaje de sólidos en la alimentación no influye en la RC; sin embargo, considerando que el factor RD sí incrementa al aumentar el PS se puede concluir que hay otros minerales densos –aparte de los que contienen a los metales de interés– que contribuyen a esta tendencia; probablemente, magnetita como lo ya reportado por Ledesma et al. (2021) para arenas similares.



Gráfica 8. Razón de concentración del Ce vs porcentaje de sólidos, para P = 400, 600 y 800 mmH₂O.

Nota: Elaboración propia.

Los resultados para el La, Y, Ti y Zr son mostrados en el apéndice 16, los cuales siguen una tendencia similar.

5.11. Razón de concentración vs presión de alimentación

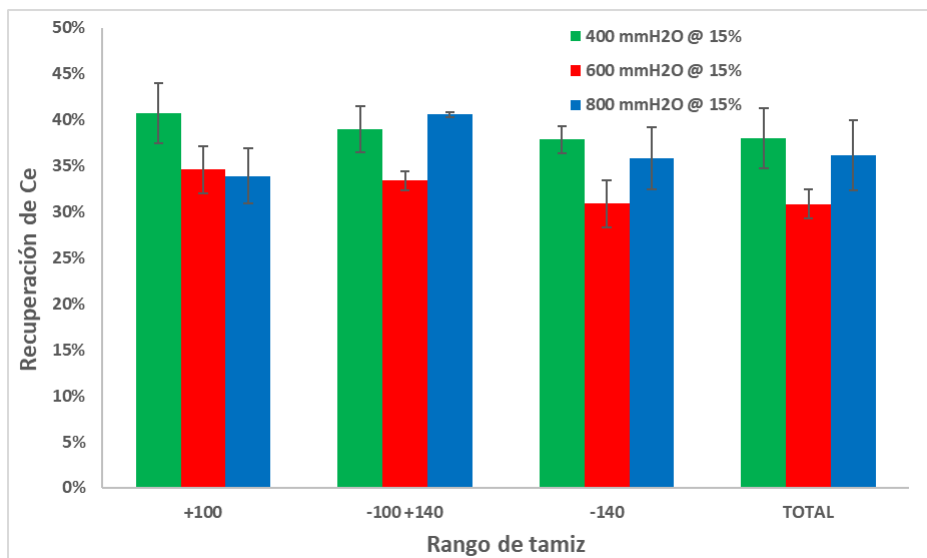
De la gráfica 7, la RC se incrementa al aumentar la presión de la alimentación y a 400 mmH₂O la separación por densidades es muy pobre, resultados que respaldan los discutidos anteriormente para RD. Así mismo, la gráfica 8 muestra que para 400 mmH₂O el WOC no

separa eficientemente por densidad ($RC < 1,0$), lo cual coincide con lo reportado previamente por el indicador RD.

5.12. Recuperación vs rango de tamiz

La gráfica 9 (ver detalle en el apéndice 17, tabla A-117) muestra que la recuperación del cerio es estadísticamente parecida para los tres rangos de tamices, lo cual comprueba el carácter concentrador del WOC sobre su tendencia clasificadora. Estos resultados minimizan el planteamiento de que el grado de liberación tenga una influencia importante en la separación por densidad.

Los resultados obtenidos para los demás elementos valiosos siguen una tendencia similar y son mostrados en el apéndice 17.



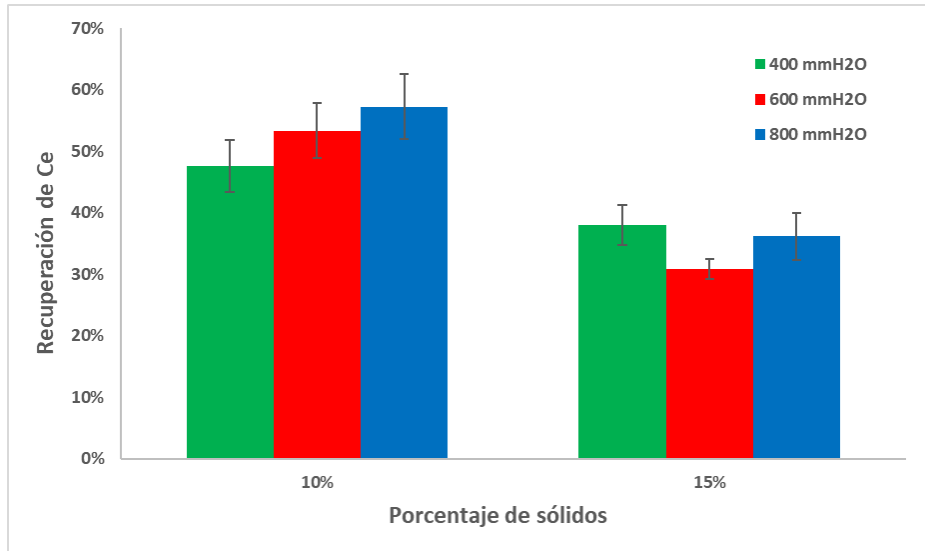
Gráfica 9. Recuperación de Ce vs rango de tamaño, para $P = 400, 600$ y $800 \text{ mmH}_2\text{O}$ y PS3.

Nota: Elaboración propia.

5.13. Recuperación vs porcentaje de sólidos

La gráfica 10 (ver detalle en el apéndice 18, tabla A-122) muestra que la recuperación disminuye al incrementar el porcentaje de sólidos en la alimentación, esto debido al incremento del SG_{50} ; es decir, a mayor PS, mayor será la densidad de los sólidos que son

reportados por el rebose; por lo tanto, menos recuperación de minerales densos. Estos resultados concuerdan con los discutidos previamente para RD. El apéndice 18 muestra la tendencia similar de los demás metales.



Gráfica 10. Recuperación del Ce vs porcentaje de sólidos, para P = 400, 600 y 800 mmH₂O.

Nota: Elaboración propia.

5.14. Recuperación vs presión de alimentación

Basados en los resultados de RD y RC, se esperaría una tendencia a disminuir la recuperación del cerio al incrementar la presión de la alimentación; sin embargo, de las gráficas 9 y 10, esta tendencia no es totalmente clara, pues si bien disminuye desde P1 a P2, esta generalmente incrementa de P2 a P3.

5.15. Capacidad del WOC para la concentración

La tabla 9 muestra el %R, la RC y la concentración de los metales valiosos alcanzada para las condiciones P3 y PS2, los cuales –según los resultados discutidos previamente– serían los que brindan una mejor condición para la separación por densidad en el WOC.

Para estas condiciones de operación, todos los metales de interés son concentrados ($RC > 1$) con recuperaciones desde 45 %. La diferencia entre uno u otro elemento se debe a

la naturaleza de los minerales que los contiene, entre ellos la forma del grano, grado de liberación –factores que no han sido evaluados en el presente trabajo.

Tabla 9. *Razón de concentración, recuperación y concentración de metales valiosos para P3 y PS2.*

Metal valioso	Ce	La	Y	Ti	Zr
RC	1,40 ± 0,05	1,38 ± 0,10	1,11 ± 0,07	1,26 ± 0,16	1,49 ± 0,06
%R	57 % ± 5 %	56 % ± 6 %	45 % ± 3 %	52 % ± 6 %	61 % ± 8 %
Concentración (ppm)*	99,4 ± 7,6	46,2 ± 2,9	11,7 ± 0,7	0,95 ± 0,02	41,6 ± 5,7

Nota: *Con excepción del Ti que es expresado en %. Elaboración propia.

Así mismo, para las condiciones de operación ya mencionadas, el flujo de alimentación es de 1 006 kg/h (± 5), porcentaje de sólidos real de 12 % (± 0,2) y 42 % (± 1) de sólidos recuperados.

CAPÍTULO VI

DISEÑO DEL PROCESO

Del capítulo anterior, se obtuvieron las condiciones más favorables para la concentración de metales valiosos presentes en la arena aluvial tomadas del río Madre de Dios. Estos parámetros de operación serán empleados para proponer la implementación del WOC dentro del proceso de concentración de oro actual utilizado por los mineros pues, como se planteó en la sección 1.2, el propósito de la presente investigación es lograr la concentración de metales valiosos y a partir de la validación de esta hipótesis extrapolar que sí es posible la concentración de oro, al ser un metal mucho más denso.

Para la elaboración del diseño del proceso usando el WOC, primero se muestra un esquema del actual proceso de concentración de oro aluvial de la minería artesanal en Madre de Dios y luego se propone la implementación del WOC y los costos asociados a esta.

6.1. Proceso actual en Madre de Dios

Según la información recabada –bajo el proyecto marco– desde los mineros artesanales formales mediante visitas a campo, el proceso de concentración de oro aluvial se realiza por gravimetría. Inicialmente, el mineral aluvial recolectado es alimentado a una canaleta provista de alfombra o llamada simplemente alfombra; luego, el producto de este –el oro y mineral denso atrapados en la alfombra– es lavado en una segunda canaleta provista de una manta plástica, donde se espera que el oro en conjunto con otros minerales densos se asienten y por el contrario el agua de lavado arrastre todos los minerales ligeros y no valiosos como relave; por último, este producto denso es alimentado a una mesa vibratoria, también llamada mesa gravimétrica, desde donde se obtiene el concentrado final de oro a ser fundido. La figura 11 muestra el diagrama de bloques (BFD) del proceso descrito. Cabe mencionar que la operación de alfombra es llevada de manera continua mediante el uso de motobombas, mientras que el lavado en la canaleta se realiza de forma manual y en lotes.

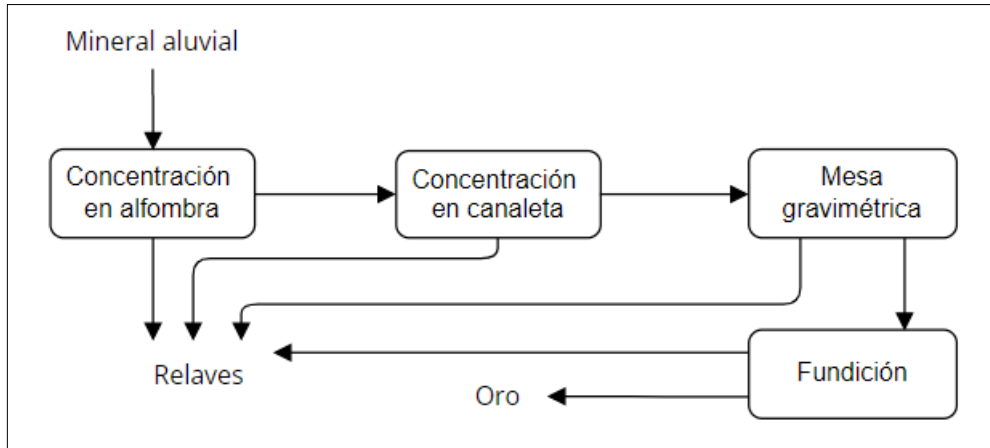


Figura 11. Proceso actual de concentración de oro aluvial en Madre de Dios. Información recopilada por el proyecto marco mediante comunicaciones internas con los mineros artesanales.

Nota: Elaboración propia.

Según los datos recolectados desde los mineros formales, esta alimentación de arena aluvial a la alfombra es de 39 146 kg/h con 0,0293 ppm de oro, logrando una razón de concentración de 4 541 y 50 % de recuperación; todo ello asumiendo un turno de 8 horas al día.

6.2. Proceso propuesto

Dado que el mineral analizado en la presente tesis corresponde a un mineral de cabeza; es decir, a un mineral homólogo al de la alimentación de la alfombra, se plantea la implementación del WOC como reemplazo de esta. Para evaluar lo anterior, se asume que las recuperaciones y razones de concentración de los minerales densos y valiosos alcanzados por el WOC (capítulo 5) son similares para el oro –aunque por la alta densidad del oro estos valores tenderían a ser mayores– y se compara con las alcanzadas por la alfombra según el proceso descrito en la sección anterior. Esta comparación –aunque forzada dado que no se trata del mismo mineral– permite observar que el uso del WOC diseñado como reemplazo de la alfombra no es factible, pues si bien ambos poseen recuperaciones similares; la alfombra logra razones de concentración mucho más altas. A pesar de ello, se plantea el diseño de proceso y más adelante su respectiva evaluación económica como futura referencia, pues –como ya se mencionó– esta comparación no es concluyente dado que la

muestra mineral usada para el presente trabajo no contiene oro; además, siendo un primer prototipo de WOC está sujeto a cambios dimensionales los cuales son sugeridos más adelante en la sección de recomendaciones. Sumado a ello, se sostiene que el WOC puede llegar a ser una alternativa más eficiente que la alfombra, dado que esta –a diferencia del WOC– no lo es en rangos finos (tamaños menores a malla 100) (Veiga & Gunson, 2020).

La figura 12 muestra el BFD propuesto –y su descripción en el apéndice 19– en donde el WOC es empleado como concentrador del mineral aluvial de cabeza. Las recuperaciones y razones de concentración del oro –para las mejores condiciones de operación del WOC (P=800 mmH₂O y PS-real=12 %)- serán aproximadas a las obtenidas para el circonio (los mejores resultados), pues se asume que la concentración del oro es mucho más favorable, comparado con la de los metales densos y valiosos analizados debido a su alta densidad.

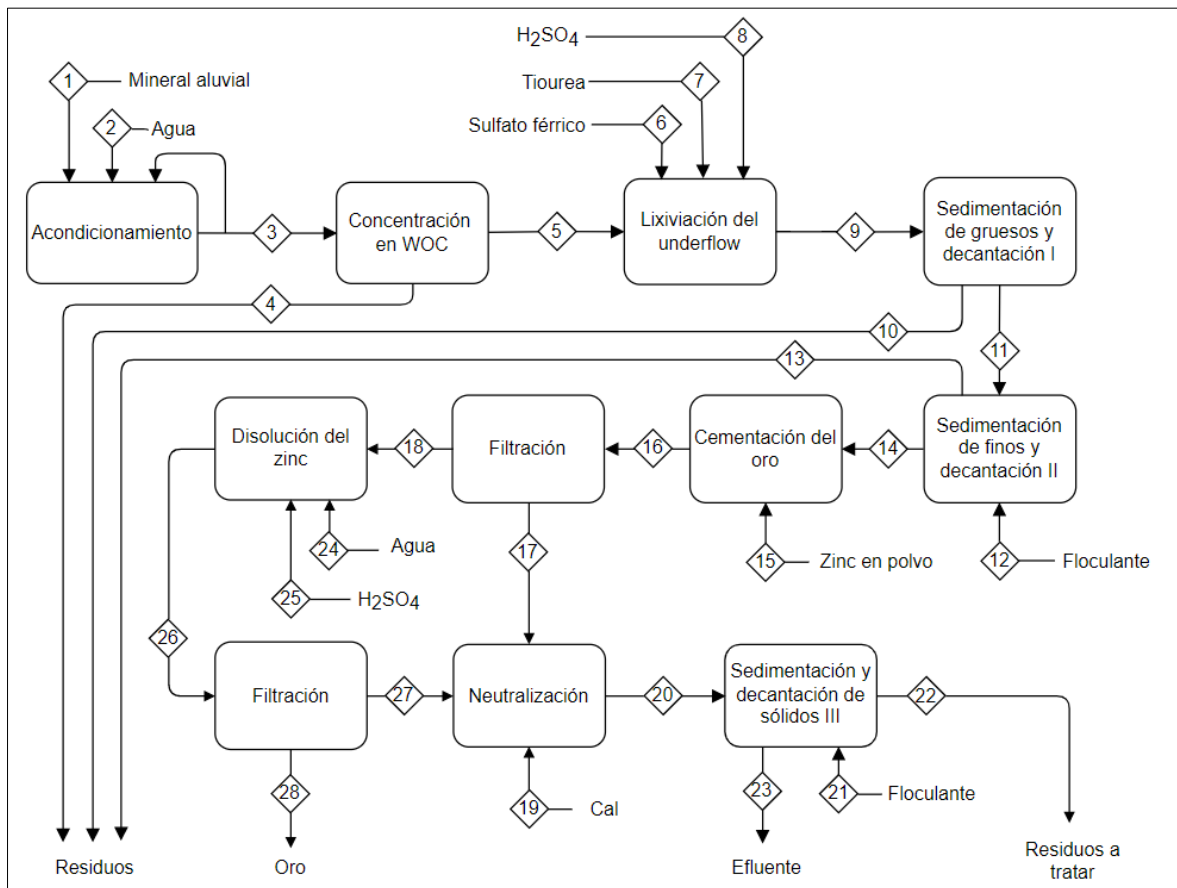


Figura 12. Proceso propuesto de concentración de oro aluvial en Madre de Dios mediante el uso de un WOC.

Nota: Elaboración propia.

Según el proceso propuesto, el mineral aluvial (corriente 1) y agua (corriente 2) son mezclados con el objeto de obtener un porcentaje de sólidos del 12 %; luego una parte de esta pulpa es alimentada al WOC (corriente 3) y la otra, recirculada hacia la etapa de acondicionamiento con el fin de mantener los sólidos suspendidos y evitar su sedimentación.

En este punto cabe resaltar que como base para el diseño del proceso y la evaluación económica solo se considera 1 WOC –considerado como planta piloto–, pues *a priori* se conoce que la implementación del WOC diseñado en reemplazo de la alfombra no es viable.

Luego de la operación del WOC se propone que la descarga (corriente 5) sea alimentada a una etapa de lixiviación¹ y posteriormente el oro lixiviado, recuperado mediante cementación². Estas etapas, aunque no han sido estudiadas en el presente trabajo, son escogidas dado que el concentrado del WOC no puede ser procedido por concentradores gravimétricos convencionales, pues –como ya se mencionó– son ineficientes en rango finos.

Para la lixiviación, se tomó como referencia el trabajo realizado por Larrabure Moreyra (2022), en el cual lleva a cabo la lixiviación en lote de oro presente en los relaves de la mesa gravimétrica en Madre de Dios utilizando 42 g/L de sulfato férrico ($\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$) como agente oxidante –en proporción 1:1 molar con la tiourea– 8 g/L de tiourea ($\text{SC}(\text{NH}_2)_2$) como agente lixivante y 1,61 g/L de ácido sulfúrico (H_2SO_4) como regulador de acidez para mantener un pH de 1,5; es decir, corrientes 6, 7 y 8 del proceso propuesto, respectivamente. Cabe resaltar que la tiourea es mucho menos tóxico que el cianuro, lixivante de oro ampliamente utilizado en la industria; el sulfato férrico por su parte, considerado como el agente oxidante más efectivo para la lixiviación con tiourea (reacción 1) comparado con el peróxido de sodio, peróxido de hidrógeno, manganato, etc. y que en un medio de ácido sulfúrico ofrece mejores disoluciones del oro, en comparación al ácido clorhídrico o ácido nítrico (Li & Miller, 2006).

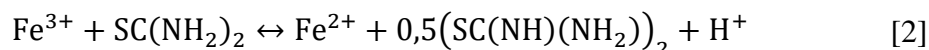


Sin embargo, el consumo de tiourea en la lixiviación de oro es relativamente alto, no por la lixiviación del oro en sí, sino por la posible adsorción en partículas minerales,

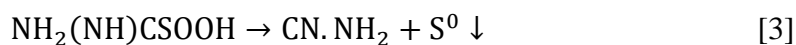
¹ Lixiviación de oro: Operación sólido-líquido en el cual el oro presente en una matriz mineral (sólido) es acomplejado y extraído hacia el seno del líquido mediante la acción de un agente lixivante.

² Cementación de oro: Deposición del oro acomplejado en el proceso de lixiviación sobre la superficie de un metal con menor potencial de reducción (Fe, Zn, Al, Pb).

acomplejamiento de otros metales y descomposición por el ion hierro (Li & Miller, 2006), en presencia de oxidantes moderados como el ion férrico –oxidante usado en la presente propuesta– la tiourea tenderá inevitablemente a descomponerse (reacción 2) obteniendo como un subproducto de la lixiviación al disulfuro de formamidina (SC(NH)(NH₂))₂.



Por su parte, el disulfuro de formamidina (SC(NH)(NH₂))₂ se oxida reversiblemente formando el dióxido de tiourea (NH₂(NH)CSOOH), el cual a la vez se descompone de manera irreversible en cianamida (CN.NH₂) y azufre elemental (reacción 3).



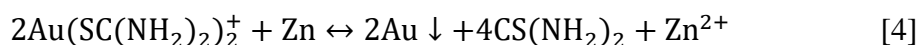
Además de la formación del disulfuro de formamidina, se generan otros subproductos debido al acomplejamiento de los iones férrico; sin embargo, estas reacciones se consideran lentas (Li & Miller, 2006). Debido a esta descomposición de la tiourea y –en menor medida– el acomplejamiento de los iones férrico, la dosificación de la tiourea y el sulfato férrico es un factor crítico y no debe ser realizada en su totalidad al inicio de la lixiviación; sino, a lo largo de todo el proceso dependiendo del consumo de los reactantes. En el caso del presente proceso propuesto, los consumos de sulfato férrico, tiourea y ácido sulfúrico son: 98,2; 18,7 y 5,67 kg/tn de mineral para 1 hora de reacción –máxima recuperación de oro (86,8 %) en el proceso por lote según Larrabure Moreyra (2022). Coincidentemente en esta etapa del proceso no es necesario el acondicionamiento de la alimentación (corriente 5) pues, el porcentaje de sólidos que emplea Larrabure Moreyra (2022) para su lixiviación en lote es similar al porcentaje de sólidos obtenido en la descarga del WOC (40 %).

Siguiendo el proceso propuesto, el producto de la lixiviación (corriente 9) – compuesto principalmente por una solución ácida de complejos de oro, reactantes excedentes, subproductos y mineral lixiviado en la fase sólida– es llevado a una etapa de sedimentación con el objeto de decantar la solución sobrenadante rica en oro (corriente 11) aunque con la inevitable presencia de sólidos finos suspendidos representadas por la fracción pasante de malla 400 (0,4 % del mineral lixiviado), pues –como se muestra en el apéndice 20– estas partículas poseen una velocidad de sedimentación muy pequeña (< 0,28 cm/s) comparado con las fracciones más gruesas; por lo que, el tiempo de sedimentación para estas puede llegar a ser hasta de 24 horas (sección 4.5.1), tiempo no factible para el proceso

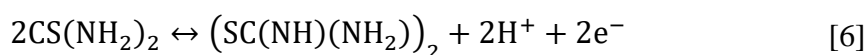
planteado. Cabe resaltar que, los sólidos sedimentados contienen 15 % de humedad (corriente 10), pues se considera que siempre arrastran cierta cantidad de su respectiva solución sobrenadante, siendo el valor de 15 % asumido por motivos de cálculos para el balance de masa posterior y basado el porcentaje de humedad del mineral de trabajo utilizado en la presente tesis (sección 4.2.1).

Luego, el producto de la lixiviación pasa por una segunda etapa de sedimentación (corriente 11) para eliminar los sólidos finos suspendidos, pues la presencia de estos disminuye la efectividad de la posterior cementación (Walton, 2016). Para ello, se hace uso de un floculante (corriente 12) –como es sugerido en la literatura (Mccaslin & Johnson, 2016)– en concentración de 1 ppm. Finalmente, la solución rica en oro (corriente 14) es decantada para su posterior tratamiento. Cabe resaltar que esta dosificación del floculante es tomada solo como referencia por representar un valor promedio (Lorenzo, 2006), pues su valor real debe obtenerse mediante ensayos de Test de Jarras (Tarleton & Wakeman, 2005).

Luego, la solución rica en oro sin sólidos suspendidos (corriente 14) ingresa a la etapa de cementación para reducir el oro acomplejado. En esta operación se utiliza como referencia el trabajo realizado por Lee et al. (1997), quien identificó que el zinc (Zn) ofrece las mejores velocidades de deposición de metales preciosos frente al aluminio y el hierro; esto es, deposición del 99 % del oro en 10 min de reacción sin necesidad de agitación. Para ello se emplea 9,3 gramos de Zn en polvo (corriente 15) por cada gramo de oro presente, de los cuales el 91 % de este se disuelve –no solo por la celda Redox que forma con el oro (reacción 4) sino, principalmente, por su disolución frente al medio ácido (reacción 5).



Por otro lado, el consumo de iones hidrógeno debido a la disolución de Zn acelera la descomposición de la tiourea (reacción 6) en disulfuro de formamidina ((SC(NH)(NH₂))₂) el cual –como se mencionó anteriormente– se convierte en óxido de tiourea (NH₂(NH)CSOOH) para luego descomponerse irreversiblemente en cianamida (CN.NH₂) y azufre elemental (reacción 3).



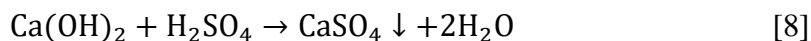
Cabe resaltar que estos datos son considerados solo como base de cálculo para el balance de masa posterior, pues la solución de oro planteado por el presente trabajo de tesis no necesariamente coincide con el empleado por Lee et al. (1997).

Continuando con el proceso, el producto de la cementación (corriente 16) –oro cementado más solución sobrenadante– es filtrado mediante papel filtro fino con el objetivo de retener las partículas de oro adheridas al zinc e inevitablemente el zinc en exceso de la cementación. Es importante señalar que el uso –aunque simple– del papel filtro está justificado dado que se proyecta obtener una baja cantidad de sólidos retenidos; por lo que, no se genera una resistencia significativa debido a la formación de la torta de sólidos, ello sumado al bajo costo de inversión.

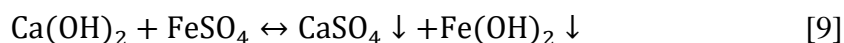
La solución pasante de la filtración (corriente 17) es neutralizada con el fin de cumplir las regulaciones ambientales vigentes (pH 6 – 9) previo a su disposición final (OEFA, 2016). En esta etapa se utiliza cal (CaO) como base debido a su bajo costo frente a otros álcalis como el carbonato de sodio, hidróxido de sodio o magnesio (NLA, 2000) y moderado tiempo de reacción (Lewis & Boynton, 1976). La cal, al ingresar a la etapa de neutralización (corriente 19), es hidratada para formar hidróxido de calcio (Ca(OH)₂), según la siguiente reacción:



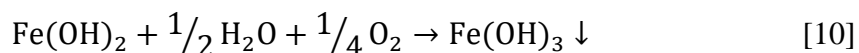
Luego, este hidróxido de calcio en suspensión reacciona en relación molar con el ácido sulfúrico (reacción 8) para una neutralización completa de la solución (pH 7), obteniendo como producto sulfato de calcio (CaSO₄). Cabe resaltar que la disponibilidad de CaO en la cal industrial varía entre el 75 – 92 %; por lo que, para cuestiones del balance de masas posterior, se considera la disponibilidad promedio de 84 % (Ingram et al., 2021).



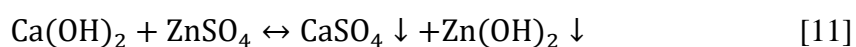
También se tiene que, este aumento de pH de la solución promueve la precipitación de iones metálicos presentes en la solución; como los iones ferroso (Fe²⁺) procedentes de la lixiviación e iones zinc, de la cementación (Lewis & Boynton, 1976). En el caso de los iones ferroso, estos precipitan a un pH 5,5 (reacción 9) para formar sulfato de calcio (CaSO₄) e hidróxido ferroso (Fe(OH)₂).



Sin embargo, este Fe(OH)_2 es inestable (Aubé & Zinck, 2003); por lo que es oxidado (reacción 10) generando hidróxido férrico (Fe(OH)_3).



En cuando a los iones zinc, estos precipitan a un pH 7,0 (reacción 11) –al igual que el hierro– para formar su respectivo hidróxido (Zn(OH)_2).



Esta precipitación de los iones metálicos es considerada como una ventaja del uso de cal, pues según las regulaciones vigentes (OEFA, 2016), el efluente no debe contener más de 1,6 g/mL y 1,2 g/mL de hierro disuelto y zinc, respectivamente.

Luego de la neutralización, el producto de esta (corriente 20) se transfiere a una etapa de sedimentación; donde se agrega nuevamente 1 ppm de agente floculante (corriente 21) para mejorar la separación sólido – líquido, como es usual (Aubé & Zinck, 2003). Finalmente, el líquido clarificado es decantado y dispuesto como efluente industrial (corriente 23) cumpliendo las normas vigentes; mientras que, los sólidos sedimentados (corriente 22) son recolectados y guardados para su adecuada disposición final.

Por otro lado, se tiene el precipitado de oro con zinc en polvo (corriente 18) el cual es mezclado con ácido sulfúrico diluido (corrientes 24 y 25) a 2,04 M (Stanojevic et al., 2005), pues de esta forma el zinc metálico se disuelve –en proporción molar con el ácido– para obtener el oro precipitado. La elección del ácido sulfúrico para la dilución del zinc frente a otros ácidos como el clorhídrico o el nítrico (Walton, 2016) se debe a su disponibilidad, dado que es empleado también en la etapa de lixiviación.

Luego, el producto de la disolución del zinc (corriente 26) es filtrado con papel filtro fino –similar al producto de la cementación– obteniéndose el oro precipitado como producto final (corriente 28) y la solución ácida (corriente 27); esta última ingresa a la etapa de neutralización –previamente descrita– con el fin de precipitar los iones zinc y obtener un efluente apto.

Cabe resaltar que, el rebose (corriente 4), los sólidos gruesos sedimentados (corriente 10), sólidos finos sedimentados (corriente 13) son mezclados y vertidos sin ningún tratamiento posterior –pues constan principalmente de mineral aluvial y agua.

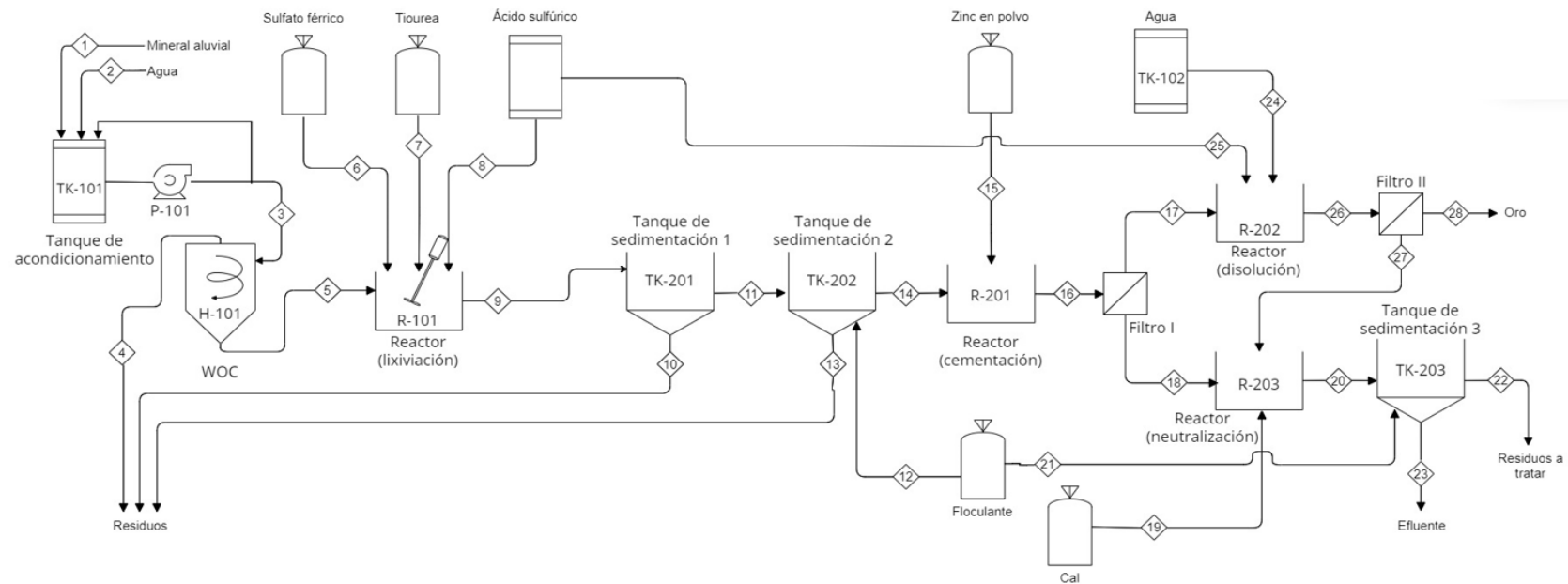
6.2.1. Balance de materia

Del proceso propuesto, se realiza el balance de masas para cada operación (figura 13) con el fin de determinar los tiempos de residencia en cada equipo, dimensionamiento y costos de inversión y operación. Cabe señalar que la concentración en el WOC es llevada de manera continua mientras que las siguientes etapas son operadas en lote. Además, dada la baja recuperación del oro precipitado, se plantea la disolución del zinc (R-202) por jornada, semana o mes de trabajo; sin embargo, al ser esta cantidad aún muy pequeña, la elección de cualquiera de estas opciones no afecta el balance de masas propuesto.

6.2.2. Dimensionamiento de equipos mayores

En el proceso propuesto se entiende como equipos mayores a los tanques, reactores, bombas y motores. En el caso de los dos primeros, su dimensionamiento dependerá de la capacidad requerida; y esta a su vez, del tiempo de residencia de la respectiva operación. Cabe resaltar que al tratarse de un proceso artesanal donde el capital de inversión es limitado, se recomienda –en la medida de lo posible– el empleo de equipos disponibles en el mercado; por lo que, los tanques y reactores serán adaptados a partir de bidones, tanques y tolvas de polietileno (PE), este último para el caso de los tanques de sedimentación.

- Tanque de acondicionamiento (TK-101): En este equipo se realiza el vertido manual del mineral aluvial y agua; por lo que, su capacidad y la frecuencia del vertido están relacionadas por el flujo de alimentación al WOC (930 L/h). Dado lo anterior, se determina que 1 h de tiempo de residencia es razonable y un tanque de 1 100 L de capacidad adecuado dada su disponibilidad en el mercado –considerando un 15 % de volumen libre (Coker, 2007).



CORRIENTE	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28
Global (kg/h)	138	868	1006	883	123	4,81	0,92	0,28	129	57	72	0,000071	0,23	71	0,000015	71	0,0000029	71	0,19	72	0,000071	0,19	71	0,000042	0,0000020	0,000047	0,000045	0,0000016
Fase sólida (kg/h)	117	---	117	68	49	4,81	0,92	---	49	49	0,20	0,000071	0,20	0	0,000015	0,0000029	0,0000029	---	0,19	0,19	0,000071	0,19	---	---	---	0,0000016	---	0,0000016
Au (ppm)	0,029	---	0,029	0,019	0,042	---	---	---	0,0056	0,0056	0,0056	---	0,0056	0	---	541872	541872	---	---	---	---	---	---	---	---	100%	---	---
Fase líquida (kg/h)	21	868	889	815	74	---	---	0,28	80	9	71	---	0,035	71	---	71	---	71	---	71	---	---	71	0,000042	0,0000020	0,000045	0,000045	---
Au (ppm)	---	---	---	---	---	---	---	---	0,022	0,022	0,022	---	0,022	0,022	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---
Ácido sulfúrico (kg/h)	---	---	---	---	---	---	---	0,28	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	0,0000020	---	---	---
Tiourea (kg/h)	---	---	---	---	---	---	0,92	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---
Sulfato férrico (kg/h)	---	---	---	---	---	4,81	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---
Floculante (kg/h)	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	0,000071	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---
Zinc en polvo (kg/h)	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	0,000015	0,0000013	0,0000013	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---
Agua (kg/h)	---	868	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	0,000042	---	---	---	---
Cal (kg/h)	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	0,19	---	---	---	---	---	---	---	---	---

Figura 13. Balance de masa del proceso de recuperación de oro a partir de mineral aluvial.

Nota: Elaboración propia.

Por otro lado, dado que la alimentación manual de agua y mineral aluvial no es sincronizada, esta no puede realizarse mientras el sistema está en funcionamiento pues modificaría el porcentaje de sólidos que ingresa al WOC; por lo que, se prefiere el empleo de 2 tanques de la misma capacidad en paralelo, de esta forma mientras la pulpa en uno de ellos se va acabando, se inicia la alimentación desde el otro tanque mediante un juego de válvulas.

- Bomba de alimentación (P-101): Dado que las características de la alimentación y el WOC son las mismas que las empleadas por el presente trabajo de tesis –incluso el refluo al tanque TK-101– la bomba empleada es similar, una centrífuga de 1 hp con rodete abierto.
- Hidrociclón tipo water-only (H-101): Al igual que la bomba de alimentación, el WOC empleado en el proceso propuesto es similar al usado en el presente trabajo de tesis; por lo que, sus dimensiones serán las mismas (sección 4.3.1).
- Reactor de lixiviación (R-101): Para asegurar el proceso continuo se emplean 2 reactores en paralelo habilitados por juego de válvulas –similar a TK-101; sin embargo, el sistema de agitación será único y compartido; dado que, mientras en uno se está llevando a cabo la lixiviación (con agitación) el otro se está llenando (sin agitación). El tiempo de residencia de la lixiviación es de 1 h y el tiempo para descargar el reactor y retirar el sistema de agitación se asume como 30 minutos; por lo que, siendo el flujo de la alimentación igual a 95 L/h, el volumen ocupado en 1,5 horas (tiempo de residencia + vaciado) es de 141 L y el volumen del bidón disponible en el mercado de 170 L.

El agitador –eje y paletas– y los deflectores deben ser fabricados según diseño, pues sus dimensiones dependen de la geometría del bidón. Dado que el objetivo de la agitación es la mezcla de reactantes y la suspensión de sólidos, un agitador de turbina de 6 aspas inclinadas 45° y 4 deflectores se consideran adecuados (Geankoplis, 2000); las correlaciones para el dimensionamiento típico de un agitador de turbina y sus deflectores se muestran en la figura 14. Por otro lado, se considera como referencia la altura y diámetro del bidón iguales a 88,5 cm y 49,5 cm, respectivamente y dado que la relación de altura del fluido en el reactor (H) y el diámetro (Dt) es igual a 1,5 –siendo 1,0 lo recomendado– se colocan 2 propulsores concéntricos para alcanzar la agitación del reactor completo (Geankoplis, 2000).

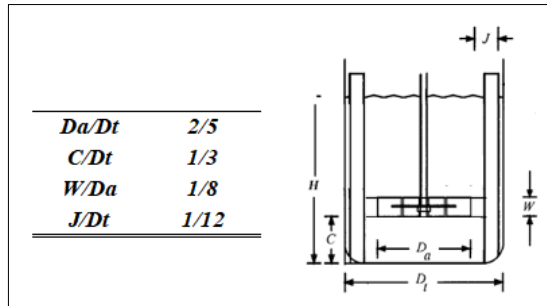


Figura 14. Correlaciones para el diseño del agitador de turbina.

Nota: Adaptado de (Geankoplis, 2000).

De lo anterior, se listan las dimensiones del agitador y deflectores a fabricar en acero 316 –para evitar la corrosión debido al medio ácido al cual será expuesto– en la tabla 10.

Tabla 10. Dimensiones del agitador y deflectores.

Da	200 mm
C	170 mm
W	25 mm
J	41 mm

Nota: Elaboración propia.

Así mismo, para el dimensionamiento del motor se considera un consumo de energía de $2,67 \text{ hp/m}^3$ –valor promedio para la suspensión de pulpas (Coker, 2007)– y dado el volumen ocupado de R-101 (141 L) y una eficiencia de 85 % –valor promedio (Coker, 2007)– se selecciona un motor de 0,5 hp disponible en el mercado.

- Tanque de sedimentación 1 (TK-201): En este equipo se descarga todo el contenido del reactor R-101 (141 L) y se considera un tiempo de residencia de 10 min; sin embargo, la capacidad mínima de la tolva disponible en el mercado es de 600 L. Este sobre dimensionamiento es aceptable, pues el costo es aún accesible comparado con la fabricación de uno similar en acero 316.
- Tanque de sedimentación 2 (TK-202): En TK-202 se recepciona el líquido sobrenadante de TK-201 y el floculante respectivo (107 L); además, se considera un

- tiempo de residencia de 20 min. Similar al equipo anterior, se adapta una tolva de 600 L disponible en el mercado.
- Reactor de cementación (R-201): La solución sobrenadante de TK-202 (107 L) es vaciada a este reactor; por lo que, considerando un 85 % de volumen ocupado y la disponibilidad en el mercado, un bidón de 140 L es apropiado. Además –como ya se mencionó anteriormente– el tiempo de residencia de esta reacción es de 10 min.
 - Reactor de neutralización (R-203): La solución pasante del filtro I y cal (107 L en total) son vertidos en este reactor con tiempo de residencia de 20 minutos; por lo que, similar al reactor R-201, se adapta un bidón de 140 L.
 - Tanque de sedimentación 3 (TK-203): La mezcla de R-203 (107 L) es recepcionada en este tanque; por lo que –al igual que anteriores tanques de sedimentación– una tolva de 600 L es adaptada. Así mismo, al igual que la sedimentación en TK-202, el tiempo de residencia es de 20 min.
 - Reactor de disolución de zinc (R-202): Dada el volumen ocupado por esta mezcla, el diseño de este equipo no es considerado para el análisis de costo y posterior evaluación económica.
 - Tanque de almacenamiento de agua (TK-102): Similar al reactor R-202, este equipo no está sujeto a diseño.

El tiempo de trabajo de cada equipo es mostrado en el Apéndice 21, donde se especifican los tiempos de llenado, operación y vaciado desde el arranque del proceso. Además, se determina la fabricación de 5 lotes por día, cada uno con un tiempo de ciclo de 1,5 horas (8 horas de trabajo diario).

CAPÍTULO VII

EVALUACIÓN ECONÓMICA

En este capítulo se realiza el análisis económico del proyecto según el proceso propuesto. Se debe señalar que esta evaluación se realiza solo con el fin de brindar una base para futuros estudios, pues como se comentó previamente, el proceso propuesto está basado en el supuesto de que las recuperaciones y razón de concentración del oro son similares a las alcanzadas con el zirconio –los mejores resultados.

7.1. Costos de inversión (CapEx)

Para la determinación del CapEx se considera únicamente los gastos incurridos por la adquisición de los equipos mayores previamente dimensionados. La tabla 11 muestra los costos por equipo dimensionado.

Tabla 11. *Desglose de los costos de inversión.*

Equipo	Descripción	Capacidad	Cantidad	Costo unitario (PEN)	Costo total (PEN)
TK-101	Tanque de PE	1 100 L	2	490,00	980,00
Bomba	Centrífuga de rodete abierto	1 hp	1	500,00	500,00
H-101	WOC según diseño de PA6	n/a	1	1 000,00	1 000,00
	Bidón de PE	170 L	2	240,00	480,00
R-101	Agitador según diseño de acero 316	n/a	1	300,00	300,00
	Motor	0,5 hp	1	500,00	500,00
TK-201	Tolva de PE	600 L	1	2 150,00	2 150,00
TK-202	Tolva de PE	600 L	1	2 150,00	2 150,00
R-201	Bidón de PE	140 L	1	200,00	200,00
R-203	Bidón de PE	140 L	1	200,00	200,00
TK-203	Tolva de PE	600 L	1	2 150,00	2 150,00
Flete	Traslado	n/a	1	1 000,00	1 000,00
TOTAL (PEN)					11 610,00
TOTAL (USD)					3 137,84

Nota: Elaboración propia.

La moneda usada para la evaluación económica es el dólar estadounidense (USD) con el fin evitar los problemas que genera la inflación y devaluación de la moneda local (PEN). Se considera el tipo de cambio actual de 1 USD = 3,70 PEN.

Los valores para los equipos disponibles en el mercado fueron tomados desde la web en términos EXW-Lima; es decir, precio puesto en almacén del proveedor de la ciudad de Lima; por otro lado, los valores de los equipos fabricados según diseño son estimados en base a la experiencia del autor y consultas con fabricantes. A este total se agrega un flete estimado desde Lima hasta la planta de beneficio de oro en Madre de Dios, este valor dependerá del peso y dimensiones de la carga.

7.2. Costos de operación (OpEx)

El OpEx comprende tanto los costos fijos como variables. La tabla 12 muestra el detalle del primero de estos, en la cual se considera la contratación de 3 trabajadores a tiempo completo –mínimo necesario para las labores de descarga y carga de equipos (apéndice 22)– con un salario básico (D.S. N°03-2022-TR) y los seguros de salud (Ley N°2679) y vida ley (D.L. 688) correspondientes; además, para el cálculo del salario anual se considera 14 salarios básicos por trabajador debido a las gratificaciones (Ley N°27735).

Tabla 12. *Desglose de costos de operación fijos.*

Concepto	Número de trabajadores	Costo mensual (PEN)	Costo anual (PEN)
Salario tiempo completo	3	1 025,00	43 050,00
Seguro de salud	3	92,00	3 321,00
Seguro vida ley	3	9,46	340,56
TOTAL (PEN)			46 711,56
TOTAL (USD)			12 624,75

Nota: Elaboración propia.

Así mismo, los costos de operación variables son mostrados en la tabla 13. Los precios de las materias primas están basados en las importaciones del presente año (fuente: Veritrade) en términos CIF-Callao y con un margen del 50 % –considerados como gastos de nacionalización y ganancias del proveedor local– los costos del floculante y zinc no son

considerados puesto que las cantidades empleadas son insignificantes y no influyen en el costo total. Los precios de servicios de agua y luz se basan en los tarifarios de EMAPAT (Empresa Municipal de Agua Potable y Alcantarillado de Tambopata) y Osinergmin (Organismo Supervisor de la Inversión en Energía y Minería).

Tabla 13. *Desglose de los costos de operación variable.*

Concepto	Consumo anual	Unidad de medida	Costo por unidad de medida (PEN)	Costo anual (PEN)
Ácido sulfúrico	751	kg	1,03	772,01
Tiourea	2 484	kg	18,32	45 494,46
Sulfato férrico	12 987	kg	3,28	42 573,98
Cal	509	kg	1,72	878,12
Agua	2 344	m ³	13,99	32 786,97
Luz	2 013	kW-h	0,62	1 664,40
TOTAL (PEN)				124 170,41
TOTAL (USD)				33 559,58

Nota: Elaboración propia.

7.3. Ingresos

Los ingresos provienen únicamente de la venta de oro; por lo que, considerando el precio del actual del oro (62,52 USD/gramo) y la producción anual de oro según el proceso propuesto (4,6 gramos), el total de ingresos anuales ascienden a 287,59 USD.

Considerando el valor del OpEx (48 184,33 USD), se observa que no es posible obtener una rentabilidad positiva bajo las condiciones del proceso propuesto.

7.4. Estados financieros proyectados

Dado que *a priori* se conoce la no rentabilidad del proyecto propuesto, se realizan las siguientes proyecciones de los EE.FF. con el fin de determinar la cantidad mínima de oro que debe producirse anualmente para que el proyecto sea rentable.

Para la proyección de los EE.FF. se considera solo la evaluación económica; es decir, no se emplea el financiamiento externo al proyecto; además, se determinan 10 años de operación y una depreciación lineal.

7.4.1. Estado de Ganancias y Pérdidas proyectado

La tabla 14 muestra el Estado de Ganancias y Pérdidas proyectado para una utilidad neta igual a cero, considerando gastos administrativos de 1 % de los ingresos e impuesto a la renta igual a cero, según lo señala la norma para la minería artesanal (D.S. N°181-2011-EF).

Tabla 14. *Estado de Ganancias y Pérdidas proyectado para una utilidad neta igual a cero.*

(MUSD/año)	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Ingresos	46,97	46,97	46,97	46,97	46,97	46,97	46,97	46,97	46,97	46,97
Egresos										
Costo variable	33,6	33,6	33,6	33,6	33,6	33,6	33,6	33,6	33,6	33,6
Costo fijo	12,6	12,6	12,6	12,6	12,6	12,6	12,6	12,6	12,6	12,6
Gastos de producción	46,2	46,2	46,2	46,2	46,2	46,2	46,2	46,2	46,2	46,2
Utilidad bruta	0,78	0,78	0,78	0,78	0,78	0,78	0,78	0,78	0,78	0,78
Gastos	0,47	0,47	0,47	0,47	0,47	0,47	0,47	0,47	0,47	0,47
Utilidad de operación	0,31	0,31	0,31	0,31	0,31	0,31	0,31	0,31	0,31	0,31
Depreciación	0,31	0,31	0,31	0,31	0,31	0,31	0,31	0,31	0,31	0,31
Renta neta	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
Impuesto a la renta (0 %)	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
Utilidad neta	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00

Nota: Elaboración propia.

7.4.2. Flujo de caja proyectado

La tabla 15 muestra el Flujo Neto de Fondos (FNF) según la información obtenida en la tabla anterior; además, se consideran 30 días de inventario de materia prima como capital de trabajo.

De los EE.FF. proyectados, se determina que la venta de oro anual debe recaudar 46 967,79 USD como mínimo para garantizar la rentabilidad del proyecto; esto es, una producción mínima de 751 gramos de oro anual.

Tabla 15. *Flujo de caja proyectado para una utilidad neta igual a cero.*

(MUSD/año)	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Inversión											
Capital fijo	3,14										
Capital de trabajo		2,02	2,02	2,02	2,02	2,02	2,02	2,02	2,02	2,02	0,00
ΔCapital de trabajo		2,02	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	-2,02
Total de inversión	3,14	2,02	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	-2,02
Utilidad neta		0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
Depreciación		0,31	0,31	0,31	0,31	0,31	0,31	0,31	0,31	0,31	0,31
FNF	-3,14	-1,71	0,31	0,31	0,31	0,31	0,31	0,31	0,31	0,31	2,33

Nota: Elaboración propia.

Los criterios de evaluación de inversiones (p. ej.: VAN y TIR) no son calculados dado que el proyecto no es rentable bajo las condiciones propuestas.

CONCLUSIONES

- El mineral de trabajo contiene metales valiosos como el titanio (0,76 %) y el circonio (28,0 ppm), usualmente presentes como ilmenita o rutilo y circón, respectivamente; y elementos de tierras raras como cerio (71,6 ppm), lantano (34,0 ppm) e itrio (10,6 ppm) presentes usualmente como monacita, siendo todos estos minerales densos relacionados a los placeres de oro. Así mismo, la mayor concentración de estos metales se encuentra en el rango fino (menor a malla 140), donde la densidad del corte también es mayor ($\sim 3,08 \text{ g/cm}^3$) comparada al promedio ($\sim 2,80 \text{ g/cm}^3$).
- El hidrociclón water-only diseñado es de 70 mm de diámetro, tamaño basado en el análisis granulométrico del mineral de trabajo que muestra un d_{50} igual a $165 \mu\text{m}$, donde el 98 % del mineral se encuentra por debajo de la malla 70.
- Según los resultados obtenidos en los ensayos, el hidrociclón water-only diseñado tiene la capacidad de concentrar metales valiosos presentes en minerales densos asociados a los placeres de oro aluvial (Zr, Ti, Ce, La e Y); por lo que, se considera que la concentración del oro aluvial será aún más favorable dada su alta densidad incluso a tamaños finos de partícula (menor a malla 140), donde la alfombra o canaleta no son eficientes.
- Las mejores condiciones de operación del hidrociclón water-only diseñado fueron obtenidas a mayores presiones de alimentación (800 mmH₂O) y a un porcentaje de sólidos real de 12 %. Bajo estas condiciones la capacidad del WOC es de 117 kg/hora de mineral seco con una recuperación del 42 % de sólidos.
- La recuperación más alta se obtuvo para el circonio (61 %) con una razón de concentración de 1,49. Se espera que estos valores sean mayores para el oro, no solo por su alta densidad –como ya se mencionó– sino porque las arenas asociadas al oro aluvial tienden a ser más densas, mejorando la formación del lecho dentro del WOC e incrementando así su capacidad de concentración.
- Si bien el hidrociclón water-only diseñado podría concentrar el oro aluvial, su capacidad de procesamiento es mucho menor que la alfombra que –a pesar de perder la mitad del oro en el relave– logra la rentabilidad del proceso actual con 1,61 kg de oro recuperado anualmente, mientras que un único WOC solo logra procesar 9,8 g de oro independientemente del proceso propuesto.

- Según la proyección de los EE.FF, una producción mínima anual de 751 g de oro es requerida para que el proceso propuesto no genere pérdidas. Ello implica mejorar la capacidad del WOC y posiblemente implementar una batería de hidrociclones; así mismo, sugerir otros métodos de lixiviación diferente al propuesto (tiourea), pues si bien este ha probado obtener altas recuperaciones de oro, representa el 72 % del costo de operación variable; por lo que, su aplicación no parece ser viable bajo las condiciones actuales del proceso, considerando además la existencia de alternativas más amigables con el ambiente.

RECOMENDACIONES

- La adquisición del mineral de trabajo es clave para la concentración en el WOC. Si bien en el presente trabajo de tesis se consigue concentrar los metales presentes en minerales densos asociados al oro aluvial, p. ej.: monacita, rutilo y circón; el empleo de un mineral aluvial con oro presente tiende a contener mayor cantidad de minerales densos, mejorando la formación del lecho dentro del WOC e incrementando así su capacidad de concentración; además, e igual de importante, brinda una recuperación y razón de concentración reales del oro.
- El análisis de densidad por corte empleado por el presente trabajo ha sido un guía relevante para confirmar la concentración de los minerales densos; sin embargo, por razones prácticas este no fue realizado a cada uno de los 7 cortes. Se recomienda que, en los trabajos procedentes, este análisis pueda ser empleado en extenso; sobre todo, cuando no es posible contar con análisis mineralógicos.
- Dado que es posible la concentración de oro aluvial en el WOC diseñado, un siguiente paso podría ser la modificación del vórtex o ápex; o en su defecto, una combinación de estos –pues como se muestra en el apéndice 6– estas secciones del equipo pueden ser variadas. Dado que uno de los puntos a mejorar es el incremento de la capacidad del WOC, se sugiere incrementar el diámetro del vórtex o disminuir el del ápex, o una combinación de ambos.
- Una forma de aumentar la capacidad de procesamiento del WOC es incrementando el porcentaje de sólidos en la alimentación, esta podría ser evaluada a 20, 25 o hasta 30 %; sin embargo, probablemente sea necesario el uso de una bomba más adecuada –bomba para lodos– lo cual incrementaría los costos de inversión y mantenimiento.
- El incremento de la capacidad del WOC también puede lograrse mediante la instalación de más de un hidrociclón en paralelo; sin embargo, se debe considerar que los costos tanto fijos como variables, también tenderán a incrementarse.
- Las razones de concentración de mineral denso alcanzadas por el WOC diseñado son relativamente bajas. Se recomienda –además de la modificación de los vórtex y ápex– testear ángulos de cono más amplios (p. ej.: 120, 150°) o el empleo de más de un WOC en serie con o sin recirculación.

- La adición de magnetita fina como medio denso podría ser evaluada como opción para el incremento de la capacidad de concentración del WOC; sin embargo, es probable que deba agregarse más de una etapa adicional al proceso propuesto (p. ej.: recuperación de la magnetita).
- Adicional al incremento del ángulo de cono, se sugiere la implementación de una sección cónica compuesta; es decir, el uso de un CWC, pues han demostrado ser más eficientes que el WOC según la literatura consultada.
- En el proceso propuesto se plantea la implementación de una etapa de lixiviación con tiourea; sin embargo, esta puede ser reemplazada por una lixiviación por cloruros la cual disminuiría los costos de materia prima. Además, se considera una lixiviación más amigable con el ambiente.
- Según el proceso propuesto, se requiere el tratamiento de los residuos sólidos de la neutralización, los cuales contienen cal, sulfato de calcio, hidróxido férrico, hidróxido de zinc entre otras trazas; por lo que, nuevamente, se sugiere el empleo de la lixiviación por cloruros, cuyos residuos –aparentemente– son más manejables.
- El tiempo de vida del proyecto puede llegar a ser más de 10 años; dado que los equipos mayores de polietileno poseen una vida útil de hasta 30 años; sin embargo, se deberá considerar el reemplazo de los equipos electromecánicos (bomba y motor) cada 10 años aproximadamente.

INVESTIGACIONES FUTURAS

Considerando el presente trabajo como una base para la concentración de oro aluvial más sostenible en Madre de Dios, se proponen los siguientes temas de investigación que permitirían mejorar el desempeño de la operación:

- “Efecto de los parámetros geométricos de un hidrociclón water-only sobre la concentración de oro aluvial”. Testear al menos dos valores para cada una de las variables geométricas: vórtex y ápex y ángulo de cono.
- “Efecto del porcentaje de sólidos en un hidrociclón water-only sobre la concentración de oro aluvial”. Testear al menos tres valores para el porcentaje de sólidos de la alimentación (mayor e igual al 15 %).
- “Comparación de un hidrociclón water-only de cono simple y compuesto en la concentración de oro aluvial”. Evaluar el desempeño de un WOC de cono simple y al menos dos diseños de cono compuesto.
- “Efecto de la adición de magnetita sobre la concentración de oro aluvial mediante hidrociclón water-only”. Comparar los resultados al añadir magnetita como medio denso, variar cantidades y granulometría de magnetita.
- “Concentración de oro aluvial mediante la implementación de dos hidrociclones water-only en serie”. Comparar el rendimiento de un WOC único y dos WOC dispuestos en serie (con y sin recirculación).
- “Recuperación de oro desde relaves de minería aluvial en Madre de Dios mediante hidrociclón water-only”. Utilizar residuos de alfombra o canaleta de la minería formal artesanal como mineral de trabajo y evaluar la recuperación de oro.

FUENTES DE INFORMACIÓN

- Álvarez, J., Sotero, V., Brack Egg, A., & Ipenza Peralta, C. A. (2011). *Minería aurífera en Madre de Dios y contaminación con mercurio: Una bomba de tiempo*.
- Aubé, B., & Zinck, J. (2003). Lime treatment of acid mine drainage in Canada. *Brazil-Canada Seminar on Mine Rehabilitation*.
- Aylmore, M. G. (2016). Alternative lixiviants to cyanide for leaching gold ores. In M. D. Adams (Ed.), *Gold Ore Processing* (Issue 1). Elsevier B.V. <https://doi.org/10.1016/B978-0-444-63658-4.00027-X>
- Azareño Ortiz, A. (1998). Oro aluvial: alternativas de beneficio metalúrgico. *Revista Del Instituto de Investigación de La Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalurgica y Geográfica*, 1(1), 31–41.
- Brito-Parada, P. R., Dewes, R. M., Vega-Garcia, D., & Cilliers, J. J. (2018). Influence of design parameters on biomass separation in mini-hydrocyclones. *Chemical Engineering and Technology*, 41(12), 2323–2330. <https://doi.org/10.1002/ceat.201800290>
- Castilho, L. R., & Medronho, R. A. (2000). Simple procedure for design and performance prediction of Bradley and Rietema hydrocyclones. *Minerals Engineering*, 13(2), 183–191. [https://doi.org/10.1016/S0892-6875\(99\)00164-8](https://doi.org/10.1016/S0892-6875(99)00164-8)
- Cilliers, J. J. (2000). Hydrocyclones for particle size separation. In *Particle Size Separation* (pp. 1819–1825). Academic Press. <https://doi.org/10.1016/b0-12-226770-2/06881-2>
- Coker, A. K. (2007). *Ludwig's Applied Process Design for Chemical and Petrochemical Plants* (Fourth). Elsevier.
- Cortés-McPherson, D. (2019). Expansion of small-scale gold mining in Madre de Dios: “capital interests” and the emergence of a new elite of entrepreneurs in the Peruvian Amazon. *The Extractive Industries and Society*, 6(2), 382–389. <https://doi.org/10.1016/j.exis.2019.01.002>
- Cui, G., Xie, W., Zhang, Y., & Sun, M. (2018). Study on Separation Performance of Tri-cone Water Medium Cyclone Based on CFD. *International Journal of Coal*

- Preparation and Utilization*, 1–14. <https://doi.org/10.1080/19392699.2018.1547283>
- Damonte, G., Bueno de Mezquita, M., Pachas, V. H., Chávez Quijada, M., Flores, A., & Echave Cáceres, J. (2013). *Small-scale Gold Mining in the Amazon. The cases of Bolivia, Brazil, Colombia, Peru and Suriname* (L. Cremers, J. Kolen, & M. De Theije (eds.); Issue January 2013).
- Damonte, G. H. (2016). The “blind” state: government quest for formalization and conflict with small-scale miners in the Peruvian Amazon. *Antipode*, 48(4), 956–976. <https://doi.org/10.1111/anti.12230>
- Das, A., & Sarkar, B. (2018). Advanced gravity concentration of fine particles: a review. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy*, 39(6), 1–35. <https://doi.org/10.1080/08827508.2018.1433176>
- Duff, P. M., & Downs, T. J. (2019). Frontline narratives on sustainable development challenges /opportunities in the ‘illegal’ gold mining region of Madre de Dios, Peru: Informing an integrative collaborative response. *Extractive Industries and Society*, 6(2), 552–561. <https://doi.org/10.1016/j.exis.2019.01.005>
- Dunne, R. (2016). Flotation of Gold and Gold-Bearing Ores. In M. D. Adams (Ed.), *Gold Ore Processing*. Elsevier B.V. <https://doi.org/10.1016/b978-0-444-63658-4.00020-7>
- Fullam, M., Watson, B., Laplante, A., & Gray, S. (2016). Advances in Gravity Gold Technology. In M. D. Adams (Ed.), *Gold Ore Processing*. Elsevier B.V. <https://doi.org/10.1016/b978-0-444-63658-4.00019-0>
- Geankoplis, C. J. (2000). *Procesos de Transporte y Operaciones Unitarias* (3a edición).
- Gupta, A., & Yan, D. (2006). Mineral processing design and operations: An introduction. In *Mineral Processing Design and Operations* (2nd ed.). Elsevier B.V.
- Hacifazlioglu, H. (2012). Application of the modified water-only cyclone for cleaning fine coals in a Turkish washery, and comparison of its performance results with those of spiral and flotation. *Fuel Processing Technology*, 102, 11–17. <https://doi.org/10.1016/j.fuproc.2012.04.011>
- Holdrich, R. (2002). Fundamentals of Particle Technology. In *Midland Information Technology and Publishing*. <http://www.ncbi.nlm.nih.gov/pubmed/19836536>
- Hore, S., Das, S. K., Godiwalla, K. M., Bhattacharyya, K. K., & Singh, R. (2008).

- Performance characterization of water-only cyclone for processing high ash Indian coal. *Metals Materials and Processes*, 20(4), 265–280.
- Hsu, C. Y., Wu, S. J., & Wu, R. M. (2011). Particles separation and tracks in a hydrocyclone. *Tamkang Journal of Science and Engineering*, 14(1), 65–70.
- Ingram, K., Slabbert, W., Eksteen, J. J., Plessis, C. A., Lambert, H., & G, R. S. (2021). Lime use in gold processing – A review. *Minerals Engineering*, 174(July). <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2021.107231>
- Kim, B. H., & Klima, M. S. (1998). Density separation of fine, high-density particles in a water-only hydrocyclone. *Mining, Metallurgy & Exploration*, 15(4), 26–31. <https://doi.org/10.1007/bf03403154>
- Klima, M. S., & Kim, B. H. (1996). The separation of fine, high density particles from a low-density soil matrix using a hydrocyclone. *Journal of Environmental Science and Health. Part A: Environmental Science and Engineering and Toxicology: Toxic / Hazardous Substances and Environmental Engineering*, 2, 305–323.
- Klima, M. S., & Kim, B. H. (1997). Multi-stage wide-angle hydrocyclone circuits for removing fine, high density particles from a low density Soil matrix. *Journal of Environmental Science and Health. Part A: Environmental Science and Engineering and Toxicology: Toxic / Hazardous Substances and Environmental Engineering*, 3, 715–733.
- Klima, M. S., & Kim, B. H. (1998). Dense-medium separation of heavy-metal particles from soil using a wide-angle hydrocyclone. *Journal of Environmental Science and Health - Part A: Toxic / Hazardous Substances and Environmental Engineering*, 33(7), 1325–1340. <https://doi.org/10.1080/10934529809376791>
- Lanckneus, J. (1991). Los placeres de Madre de Dios (SE Peru). *Gisements Alluviaux d'or*, 89–102.
- Larrabure Moreyra, G. P. (2022). *Design of hydrometallurgical stages for reprocessing artisanal mine tailings from Madres de D*. Universidad de Ingeniería y Tecnología.
- Ledesma Arista, P. A. (2021). Caracterización de oro y minerales de tierras raras en depósitos fluviales tipo placer del río Madre de Dios. In *Cybertesis UNI*. http://cybertesis.uni.edu.pe/bitstream/uni/1130/1/lopez_gj.pdf

- Ledesma, P., Cayo, H., Granda, F., Alarcon, A., Untay, L., Brito-Parada, P., Rodriguez, L., Chirirf, H., Rios, C., & Rodriguez-Reyes, J. C. F. (2021). Understanding the mineralogy of the Madre de Dios River to evaluate sustainable processes able to replace mercury-based artisanal gold mining in the Amazon basin. *Proceedings of the IMPC 2020: XXX International Mineral Processing Congress, Cape Town, South Africa, October*, 3694–3704.
- Lee, H. Y., Kim, S. G., & Oh, J. K. (1997). Cementation behavior of gold and silver onto Zn, Al, and Fe powders from acid thiourea solutions. *Canadian Metallurgical Quarterly*, 36(3), 149–155. <https://doi.org/10.1179/cmq.1997.36.3.149>
- Lewis, C. Lifford J. L., & Boynton, R. S. (1976). Acid neutralization with lime. In *National Lime Association* (Issue 216, pp. 1–16). <http://scholar.google.com/scholar?hl=en&btnG=Search&q=intitle:Acid+Neutralization+with+Lime+for+Environmental+Control+and+Manufacturing+Processes#0>
- Li, J., & Miller, D. J. (2006). A review of gold leaching in acid thiourea solutions. *Mineral Processing & Extractive Metall.*, 27, 177–214. <https://doi.org/10.1080/08827500500339315>
- Loaiza Choque, E., & Calderón Cossio, C. (2021). Actividad minera artesanal en la región Madre de Dios. In *INGEMMET, Boletín Serie E: Minería N°15*.
- Lorenzo, Y. (2006). Estado del arte del tratamiento de aguas por coagulación-floculación. *ICIDCA, XL(2)*, 10–17.
- Majumder, A. K., & Barnwal, J. P. (2011). Processing of coal fines in a water-only cyclone. *Fuel*, 90(2), 834–837. <https://doi.org/10.1016/j.fuel.2010.10.038>
- Mccaslin, M. L., & Johnson, J. (2016). Liquid - Solid Separation in Gold Processing. In *Gold Ore Processing*. Elsevier B.V. <https://doi.org/10.1016/B978-0-444-63658-4.00018-9>
- MMSD. (2016). Breaking new ground: Mining, minerals, and sustainable development. *Breaking New Ground: Mining, Minerals and Sustainable Development*, 1–446. <https://doi.org/10.4324/9781315541501>
- Neesse, T., & Dueck, J. (2007). Air core formation in the hydrocyclone. *Minerals Engineering*, 20(4), 349–354. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2007.01.007>
- Neesse, Th, Schneider, M., Golyk, V., & Tiefel, H. (2004). Measuring the operating state of

- the hydrocyclone. *Minerals Engineering*, 17(5), 697–703. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2004.01.015>
- NLA. (2000). Fact sheet on using lime for acid neutralization. *Acid Neutralization with Lime*, 2. http://lime.org/documents/publications/free_downloads/acid-neut-final-2000.pdf
- OEFA. (2016). *Guía para la fiscalización ambiental a la pequeña minería y minería artesanal*. 72.
- Patil, D. P., Bhaskar, K. U., Jakhu, M. R., & Rao, T. C. (1997). Removal of graphite from lead Rougher concentrate using water-only cyclones. *International Journal of Mineral Processing*, 49(1–2), 87–96. [https://doi.org/10.1016/s0301-7516\(96\)00036-1](https://doi.org/10.1016/s0301-7516(96)00036-1)
- Pillai, K. J., Spottiswood, D. J., Bull, W. R., & Kelly, E. G. (1986). Preliminary model of a water-only cyclone and its application to product quality control. *IFAC Proceedings Series*, 18(6), 227–233. [https://doi.org/10.1016/s1474-6670\(17\)60514-7](https://doi.org/10.1016/s1474-6670(17)60514-7)
- PNUMA. (2012). *Guía Práctica: Reducción del uso de mercurio en la minería de oro artesanal y de pequeña escala*.
- Quiroz Nuñez, I. (1986). *Operaciones Unitarias en Procesamiento de Minerales*.
- Rao, P. D., Wolff, E. N., & Maneval, D. R. (1982). *Application of hydrocyclones for recovery of fine gold from placer material*.
- Salo, M., Hiedanpää, J., Karlsson, T., Cárcamo Ávila, L., Kotilainen, J., Jounela, P., & Rumrill García, R. (2016). Local perspectives on the formalization of artisanal and small-scale mining in the Madre de Dios gold fields, Peru. *Extractive Industries and Society*, 3(4), 1058–1066. <https://doi.org/10.1016/j.exis.2016.10.001>
- Seccatore, J., Veiga, M., Origliasso, C., Marin, T., & De Tomi, G. (2014). An estimation of the artisanal small-scale production of gold in the world. *Science of the Total Environment*, 496, 662–667. <https://doi.org/10.1016/j.scitotenv.2014.05.003>
- Shandro, J. A., Veiga, M. M., & Chouinard, R. (2009). Reducing mercury pollution from artisanal gold mining in Munhena, Mozambique. *Journal of Cleaner Production*, 17(5), 525–532. <https://doi.org/10.1016/j.jclepro.2008.09.005>
- Shojaeefard, M. H., Noorpoor, A. R., Yarjiabadi, H., & Habibian, M. (2006). Particle size effects on hydro-cyclone performance. *IUST International Journal of Engineering Science*, 17(3), 9–19.

- Stanojevic, D., Toskovic, D., & Rajkovic, M. B. (2005). Intensification of zinc dissolution process in sulphuric acid. *Journal of Mining and Metallurgy, Section B: Metallurgy*, 41(1), 47–66. <https://doi.org/10.2298/jmmb0501047s>
- Svarovsky, L., & Thew, M. T. (1992). Hydrocyclone: Analysis and applications. In *Springer* (Vol. 12).
- Tarleton, E. S., & Wakeman, R. J. (2005). Pretreatment of suspensions. In *Solid/Liquid Separation: Equipment Selection and Process Design* (pp. 126–151).
- Telmer, K. H., & Veiga, M. M. (2002). *World emissions of mercury from artisanal and small scale gold mining and the knowledge gaps about them*. 43.
- Tripathy, S. K., Bhoja, S. K., & Murthy, Y. R. (2017). Processing of chromite ultra-fines in a water only cyclone. *International Journal of Mining Science and Technology*, 27(6), 1057–1063. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2017.06.015>
- UNEP. (2019). *Global Mercury Assessment 2018*. <http://www.unep.org/gc/gc22/Document/UNEP-GC22-INF3.pdf>
- UNEP. (2020). Artisanal and Small-Scale Gold Mining. *Global Mercury Partnership*, <https://web.unep.org/globalmercurypartnership/our->
- USGS. (2021). *MINERAL COMMODITY SUMMARIES 2021*.
- Valdivia, S. M., & Ugaya, C. M. L. (2011). Life cycle inventories of gold artisanal and small-scale mining activities in Peru: Toward indicators for South America. *Journal of Industrial Ecology*, 15(6), 922–936. <https://doi.org/10.1111/j.1530-9290.2011.00379.x>
- Van Loggenberg, S., Van Schoor, G., Uren, K. R., & Van Der Merwe, A. F. (2016). *Hydrocyclone cut-size estimation using artificial neural networks*.
- Vega-Garcia, D., Brito-Parada, P. R., & Cilliers, J. J. (2018). Optimising small hydrocyclone design using 3D printing and CFD simulations. *Chemical Engineering Journal*, 350, 653–659. <https://doi.org/10.1016/j.cej.2018.06.016>
- Veiga, M. M., & Gunson, A. J. (2020). Gravity concentration in artisanal gold mining. *Minerals*, 10(11), 1–50. <https://doi.org/10.3390/min10111026>
- Walsh, D. E. (1985). *Evaluation of the four inch compound water cyclone as a fine gold concentrator using radiotracer techniques*.

Walton, R. (2016). Zinc Cementation. In M. D. Adams (Ed.), *Gold Ore Processing* (pp. 553–560). Elsevier B.V. <https://doi.org/10.1016/B978-0-444-63658-4.00031-1>

APÉNDICES

APÉNDICE 1: Determinación del contenido de humedad del mineral de trabajo

Tabla A-1. *Pesos y porcentaje de humedad de las arenas aluviales tomadas del río Madre de Dios.*

Muestra	Peso húmedo (kg)	Peso seco (kg)	Humedad
Muestra 1	34,591	32,170	7 %
Muestra 2	50,118	40,094	20 %
Total	84,709	72,269	15 %

APÉNDICE 2: Distribución granulométrica de la muestra mineral

Para el análisis granulométrico se cuarteon dos muestras (M-1 y M-2) con el objetivo de obtener un promedio por duplicado.

Tabla A-2. *Granulometría de la muestra mineral M-1.*

Rango de tamiz	Tamaño de partícula promedio (µm)	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa
+70	212	255,2	260,0	4,8	2,4
-70 +100	178	250,8	325,6	74,8	37,0
-100 +140	126	307,4	403,4	96,0	47,5
-140 +200	89	268,0	287,6	19,6	9,7
-200 +270	63	236,8	240,8	4,0	2,0
-270 +400	45	303,6	304,4	0,8	0,4
-400	0	360,6	360,6	2,3	1,1

Tabla A-3. *Granulometría de la muestra mineral M-2.*

Rango de tamiz	Tamaño de partícula promedio (µm)	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa
+70	212	255,4	258,8	3,4	1,6
-70 +100	178	250,8	321,0	70,2	33,7
-100 +140	126	307,6	408,2	100,6	48,3
-140 +200	89	268,2	291,8	23,6	11,3
-200 +270	63	236,8	243,4	6,6	3,2
-270 +400	45	303,6	305,4	1,8	0,9
-400	0	360,6	360,8	2,2	1,0

APÉNDICE 3: Densidad de la muestra mineral por rango de tamaño

Cada corte de las muestras tamizadas (M-1 y M-2) se sometieron a análisis de densidad por separado; sin embargo, los cortes +70, -200 +270, -270 +400 y -400 no tenían la cantidad de mineral suficiente (~ 12 g) para someterse al análisis; por lo que, fue necesario agregar un blanco con densidad conocida y constante (SiO₂) a estos cortes.

Tabla A-4. *Densidad del SO₂.*

Masa SiO ₂ (g)	Densidad (g/cm ³)	Densidad promedio (g/cm ³)
12,2500	2,4716	2,4689
12,1468	2,4662	

Tabla A-5. *Densidad por corte de la muestra mineral M-1.*

Rango de tamiz	Tamaño de partícula promedio (µm)	Masa mineral (g)	Masa SiO ₂ (g)	Densidad mezcla (g/cm ³)	Densidad mineral (g/cm ³)
+70	212	4,1783	7,6495	2,7127	2,6850
-70 +100	178	11,6793	---	---	2,7281
-100 +140	126	11,4711	---	---	2,7806
-140 +200	89	12,6138	---	---	3,1209
-200 +270	63	3,5473	9,9399	2,6543	3,3617
-270 +400	45	0,7010	12,0739	2,5044	3,3288
-400	0	2,2982	8,5282	3,0078	2,6513

Tabla A-6. *Densidad por corte de la muestra mineral M-2.*

Rango de tamiz	Tamaño de partícula promedio (µm)	Masa mineral (g)	Masa SiO ₂ (g)	Densidad mezcla (g/cm ³)	Densidad mineral (g/cm ³)
+70	212	2,9761	8,7064	2,7078	2,5896
-70 +100	178	10,6365	---	---	2,7507
-100 +140	126	12,1153	---	---	2,8078
-140 +200	89	13,3576	---	---	3,1715
-200 +270	63	5,9148	7,8166	2,7582	3,2636
-270 +400	45	1,5027	11,0499	2,5329	3,1294
-400	0	1,9767	9,1032	3,0542	2,6097

APÉNDICE 4: Concentración de metales en la muestra mineral

Los cortes de M-1 y M-2 obtenidos en el análisis granulométrico se juntaron y se obtuvieron solo tres cortes para análisis químico, respectivamente. Luego, estos fueron analizados por ICP para conocer la concentración de REE y otros metales.

Tabla A-7. *Concentración de REE por corte de la muestra mineral M-1.*

Rango de tamiz	Ce (ppm)	Dy (ppm)	Er (ppm)	Eu (ppm)	Gd (ppm)	Ho (ppm)	La (ppm)	Lu (ppm)	Nd (ppm)
+100	31,0	<10	<10	<5	<20	<5	14,0	<5	<10
-100 +140	66,0	<10	<10	<5	<20	<5	30,0	<5	<10
-140	185,0	<10	<10	<5	<20	<5	86,0	<5	<10
TOTAL	67,9	<10	<10	<5	<20	<5	31,1	<5	<10
Rango de tamiz	Pr (ppm)	Re (ppm)	Sc (ppm)	Sm (ppm)	Tb (ppm)	Th (ppm)	Tm (ppm)	Y (ppm)	Yb (ppm)
+100	<20	<10	6,0	<5	<10	<10	<10	6,0	<5
-100 +140	<20	<10	8,0	<5	<10	<10	<10	10,0	<5
-140	<20	<10	10,0	<5	<10	37,0	<10	23,0	<5
TOTAL	<20	<10	7,5	<5	<10	n.d.	<10	10,1	<5

Tabla A-8. *Concentración de REE por corte de la muestra mineral M-2.*

Rango de tamiz	Ce (ppm)	Dy (ppm)	Er (ppm)	Eu (ppm)	Gd (ppm)	Ho (ppm)	La (ppm)	Lu (ppm)	Nd (ppm)
+100	31,0	<10	<10	<5	<20	<5	16,0	<5	<10
-100 +140	66,0	<10	<10	<5	<20	<5	34,0	<5	<10
-140	198,0	<10	<10	<5	<20	<5	90,0	<5	<10
TOTAL	75,3	<10	<10	<5	<20	<5	36,8	<5	<10
Rango de tamiz	Pr (ppm)	Re (ppm)	Sc (ppm)	Sm (ppm)	Tb (ppm)	Th (ppm)	Tm (ppm)	Y (ppm)	Yb (ppm)
+100	<20	<10	6,0	<5	<10	<10	<10	6,0	<5
-100 +140	<20	<10	8,0	<5	<10	<10	<10	11,0	<5
-140	<20	<10	10,0	<5	<10	37,0	<10	22,0	<5
TOTAL	<20	<10	7,6	<5	<10	n.d.	<10	11,0	<5

Tabla A-9. Concentración de otros metales por corte de la muestra mineral M-1.

Rango de tamiz	Ag (ppm)	Al (%)	As (ppm)	Ba (ppm)	Be (ppm)	Bi (ppm)	Ca (%)	Cd (ppm)	Co (ppm)	Cr (ppm)
+100	<1	3,14	12,0	323,0	1,0	<5	0,75	6,0	15,0	125,0
-100 +140	<1	2,58	10,0	211,0	1,0	<5	0,91	6,0	23,0	133,0
-140	<1	2,31	9,0	202,0	1,0	65,0	1,19	7,0	57,0	231,0
TOTAL	<1	2,76	10,7	253,9	1,0	n.d.	0,88	6,1	24,3	142,8
Rango de tamiz	Cu (%)	Fe (%)	K (%)	Mg (%)	Mn (%)	Mo (ppm)	Na (%)	Ni (ppm)	P (ppm)	Pb (%)
+100	<0,01	2,13	1,14	0,52	0,04	<5	0,92	26,0	318,0	<0,01
-100 +140	<0,01	3,59	0,73	0,57	0,07	5,0	0,38	28,0	447,0	<0,01
-140	0,01	>5,0	0,63	0,73	0,20	<5	0,36	35,0	678,0	<0,01
TOTAL	<0,01	n.d.	0,88	0,57	0,08	<5	0,59	28,1	426,7	<0,01
Rango de tamiz	Sb (ppm)	Sc (ppm)	Sn (ppm)	Sr (ppm)	Ti (%)	Zn (%)	W (ppm)	Y (ppm)	V (ppm)	Zr (ppm)
+100	<5	5,0	11,0	81,0	0,15	59,0	<1	7,0	0,01	12,0
-100 +140	<5	7,0	7,0	83,0	0,65	94,0	<1	12,0	0,01	15,0
-140	<5	9,0	7,0	80,0	2,39	279,0	<1	23,0	0,01	116,0
TOTAL	<5	6,5	8,6	81,8	0,68	104,6	<1	11,5	0,01	27,1

Tabla A-10. Concentración de otros metales por corte de la muestra mineral M-2.

Rango de tamiz	Ag (ppm)	Al (%)	As (ppm)	Ba (ppm)	Be (ppm)	Bi (ppm)	Ca (%)	Cd (ppm)	Co (ppm)	Cr (ppm)
+100	<1	3,31	11,0	336,0	1,0	<5	0,51	6,0	16,0	176,0
-100 +140	<1	2,55	11,0	220,0	1,0	6,0	0,88	6,0	24,0	197,0
-140	<1	2,58	10,0	207,0	1,0	54,0	1,14	7,0	58,0	240,0
TOTAL	<1	2,82	10,8	258,8	1,0	n.d.	0,79	6,2	26,8	196,6
Rango de tamiz	Cu (%)	Fe (%)	K (%)	Mg (%)	Mn (%)	Mo (ppm)	Na (%)	Ni (ppm)	P (ppm)	Pb (%)
+100	<0,01	2,44	1,17	0,46	0,04	5,0	0,54	28,0	341,0	<0,01
-100 +140	<0,01	3,74	0,72	0,56	0,07	5,0	0,38	29,0	456,0	<0,01
-140	0,01	>5,0	0,65	0,7	0,21	<5	0,37	35,0	695,0	<0,01
TOTAL	<0,01	n.d.	0,9	0,55	0,08	<5	0,43	29,6	454,6	<0,01
Rango de tamiz	Sb (ppm)	Sc (ppm)	Sn (ppm)	Sr (ppm)	Ti (%)	Zn (%)	W (ppm)	Y (ppm)	V (ppm)	Zr (ppm)
+100	<5	6,0	8,0	85,0	0,17	0,01	<1	8,0	62,0	7,0
-100 +140	<5	7,0	7,0	84,0	0,71	0,01	<1	12,0	97,0	17,0
-140	<5	10,0	7,0	82,0	2,68	0,01	<1	24,0	281,0	111,0
TOTAL	<5	7,1	7,4	84,0	0,84	0,01	<1	12,6	114,8	28,9

APÉNDICE 5: Diseño del WOC

Tabla A-11. Dimensiones del WOC basadas en los diseños de Rao et al. (1982), Patil et al. (1997) y las correlaciones de Quiroz Nuñez (1986).

Parámetros	Dimensiones (Rao et al., 1982)	Dimensiones (Patil et al., 1997)	Dimensiones según Quiroz Nuñez (1986)		Dimensiones actuales
Granulometría del mineral	100 % de mineral menor a 212 μm	70 % de mineral menor a 25 μm	---		98 % de mineral menor a 212 μm
Diámetro del WOC (Dc, mm)	69,9	76	Dc	70	70,0
Diámetro del vórtex (VFD, mm)	25,40	28 - 32	30 - 40 % Dc	21,0 – 28,0	24,5
Diámetro del ápex (SPD, mm)	6,35	20 - 24	25 % VFD	5,3 – 7,0	6,1
Diámetro de alimentación (FID, mm)	19,05	16	6 - 8 % área transversal del WOC		15,2 – 17,5
Altura del WOC (H, mm)	127	130	---	---	140,0
Altura del vórtex (VFH, mm)	50,8	120	---	---	130,0
Ángulo de cono (CA)	75°	120°	---	---	90°

De la tabla A-11, las dimensiones del VFD, SPD y FID escogidas para el presente trabajo fueron resultado del valor promedio según Quiroz Nuñez (1986).

La fabricación del WOC se realizó en tres partes: cuerpo cilíndrico (figuras A-1 y A-2), vórtex (figura A-3) y cuerpo cónico (figuras A-4 y A-5); esto con la intención de poder cambiar la geometría del hidrociclón en trabajos futuros.

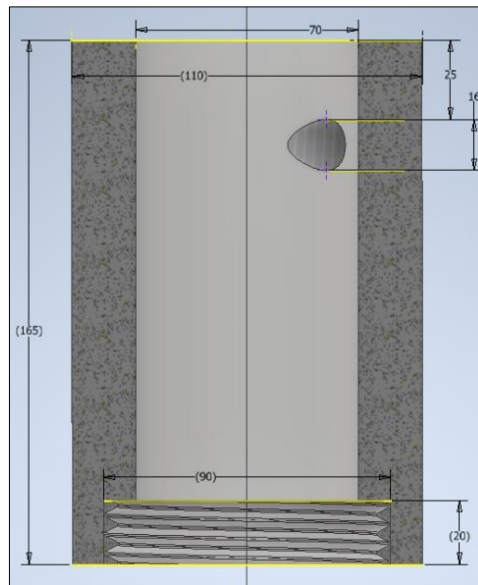
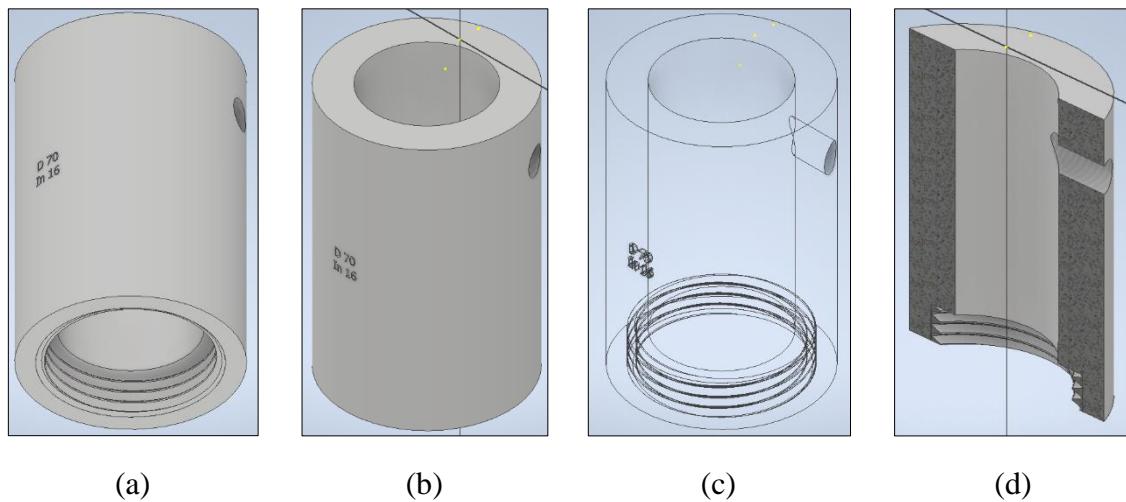


Figura A-1. Dimensiones en mm del cuerpo cilíndrico del WOC.



(a)

(b)

(c)

(d)

Figura A-2. Vistas del cuerpo cilíndrico del WOC.

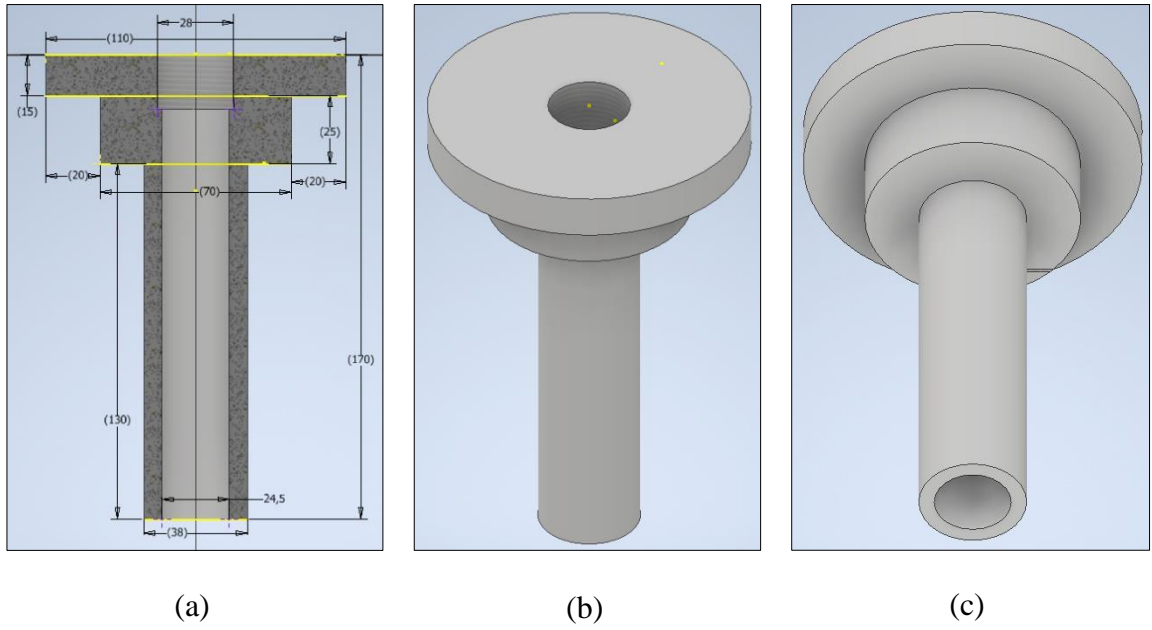


Figura A-3. Dimensiones en mm (a) y vistas del vórtex del WOC (b) - (c).

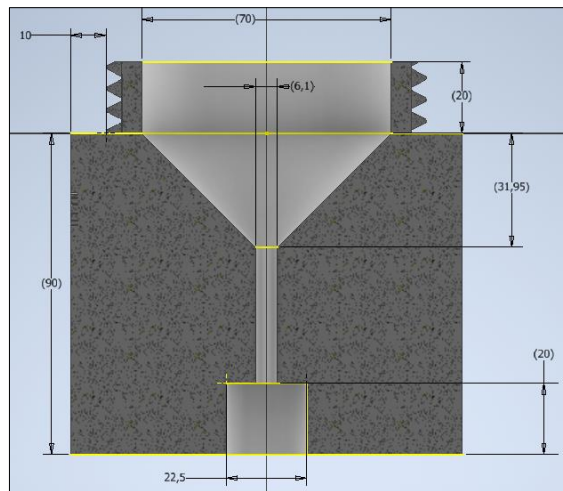
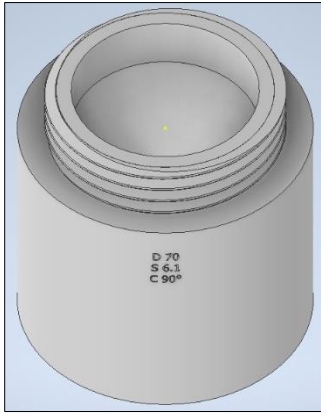
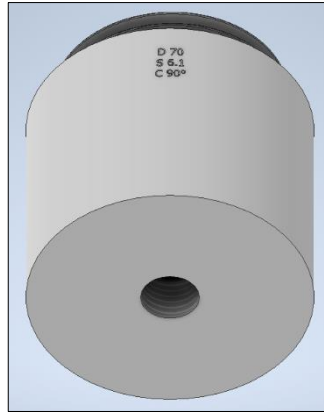


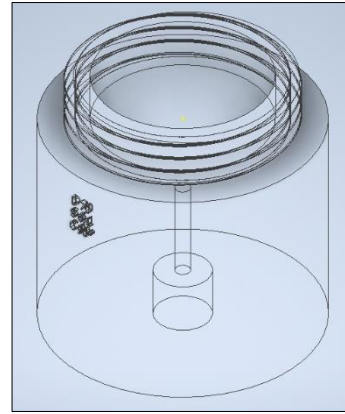
Figura A-4. Dimensiones en mm del cuerpo cónico del WOC.



(a)



(b)



(c)

Figura A-5. Vistas del cuerpo cónico del WOC.

APÉNDICE 6: Diseño del sistema de concentración

Tanque de recirculación: Fue fabricado de acero inoxidable 304. Su diseño fue ideado de manera tal que en él se pueda preparar una carga de 15 L de pulpa. Su forma pirámide invertida en el fondo evita la formación de puntos muertos donde el mineral pueda acumularse. Las figuras A-6 y A-7 muestran el detalle.

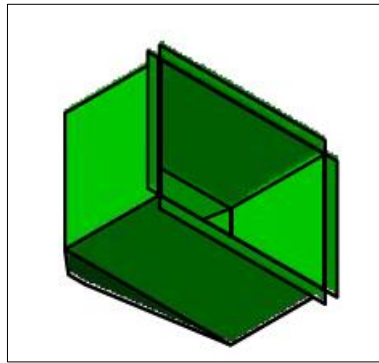


Figura A-6. Esquema del tanque de recirculación.

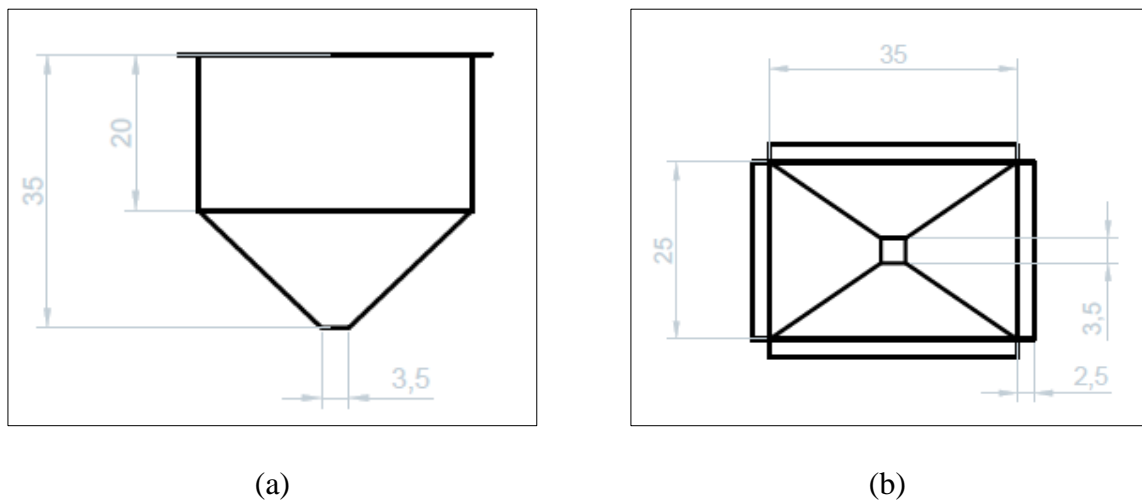


Figura A-7. Dimensiones (en cm) del tanque de recirculación.

Sistema de alimentación: La bomba utilizada en el circuito consistió en una centrífuga de 1 hp (Marca: Pedrollo, Modelo: NGAm 1A). Además, para evitar la obstrucción del impulsor por la arena, se utilizó una bomba de rodete abierto.

Agitador de paletas: Un agitador (Marca:DLab, Modelo: OS20-Pro) fue utilizado para mantener los sólidos del tanque de alimentación en suspensión; sin embargo, las paletas a utilizar fueron rediseñadas para que se ajusten a las dimensiones del tanque previamente diseñado; esto es, agitador tipo turbina con inclinación 45° en dos niveles (Geankoplis, 2000).

Tuberías y accesorios: Las tuberías, codos y uniones fueron de material PVC, a excepción de las reducciones y niples que se emplearon en la tubería de ingreso al hidrociclón, estas fueron de bronce y acero inoxidable de acuerdo con la disponibilidad en el mercado.

Los accesorios consistieron en dos manómetros: PI1 y P12, el primero a la salida de la bomba (60 psi) y el segundo a la entrada del hidrociclón (1 000 mmH₂O – 1,4 psi). Además, como elementos de control se utilizaron dos válvulas de compuerta de bronce: V1 y V2, la primera para regular el flujo de recirculación al tanque y la segunda, el flujo (presión) de ingreso al hidrociclón.

APÉNDICE 7: Funcionamiento y manejo del WOC

Carga de muestra y puesta en marcha:

- La carga de muestra mineral dependerá del porcentaje de sólidos que se desee tener en la alimentación, esta se determina considerando un volumen de agua de 15 L.
- Luego se carga al tanque de recirculación 15 L de agua y se pone en marcha el sistema de recirculación; es decir, la bomba encendida y solo la válvula de reciclo completamente abierta.
- Luego esta última se cierra lentamente hasta que la salida de la bomba alcance una presión estable (28 psi).
- Seguido este paso, se enciende el agitador a 90 rpm y se procede a agregar la muestra mineral de manera proporcionada al tanque de recirculación.
- Una vez terminado de agregar toda la muestra, se abre cuidadosamente la válvula de alimentación al hidrociclón hasta alcanzar la presión de alimentación deseada.

Toma de muestras:

- La toma de muestra se da luego de que la presión de alimentación al hidrociclón permanezca constante, lo cual puede llegar a tomar algunos segundos.
- Luego de ello, se toman muestras simultáneas de ambos productos, rebose y descarga. El tiempo de toma de muestra dependerá del flujo de alimentación, a menor flujo, mayor tiempo de toma de muestra (60 s); a mayor flujo, menor tiempo de toma de muestras (45 s).

Finalizar operación:

- Terminada la toma de muestras, se procede a abrir por completo la válvula de reciclo para liberar la presión en el sistema.
- Por último, se apagan la bomba y el agitador.

Limpieza:

- Este paso implica abrir la válvula de descarga y recoger todo el lodo sobrante.
- Luego de ello se deberá agregar agua al tanque de reciclo para que no queden restos de mineral en el mismo o en las tuberías de descarga.
- Dado que también hay restos de mineral en las tuberías superiores, se carga nuevamente el tanque de reciclo con 15 L de agua y se opera el sistema a 800 mm H₂O.
- Apenas se tenga producto por la descarga, se recolecta y separa dado que las partículas sólidas se reportarán por este.
- Se puede repetir estos dos últimos pasos si se considera necesario.

APÉNDICE 8: Resultados del testeo de capacidad del WOC

Tabla A-12. *Peso y flujo de agua obtenidos en 5 segundos de toma de muestra de rebose y descarga para diferentes presiones.*

N	Presión (mmH ₂ O)	Peso de agua (g)			Flujo de agua (kg/h)		
		D	R	A	D	R	A
1	300	275	275	550	198	198	396
2	300	270	285	555	194	205	400
3	300	280	280	560	202	202	403
4	400	175	590	765	126	425	551
5	400	170	610	780	122	439	562
6	400	165	610	775	119	439	558
7	500	150	730	880	108	526	634
8	500	145	710	855	104	511	616
9	500	140	695	835	101	500	601
10	600	130	890	1 020	94	641	734
11	600	125	850	975	90	612	702
12	600	130	855	985	94	616	709
13	700	105	965	1 070	76	695	770
14	700	115	1 010	1 125	83	727	810
15	700	105	960	1 065	76	691	767
16	800	50	1 195	1 245	36	860	896
17	800	48	1 200	1 248	35	864	899
18	800	50	1 285	1 335	36	925	961

APÉNDICE 9: Ensayos por triplicado según diseño de experimentos

Tabla A-13. Pesos y flujos de los productos obtenidos en los ensayos del WOC según diseño de experimentos (por triplicado).

N	Ensayo	Presión (mmH ₂ O)	PS nominal	Tiempo (s)	Peso pulpa (g)			Flujo pulpa (kg/h)			Peso seco (g)			Flujo en seco (kg/h)			PS real
					D	R	A	D	R	A	D	R	A	D	R	A	
1	1a	400	5	60	2 270	6 830	9 100	136	410	546	182	117	299	11	7	18	3
2	1b	400	5	60	2 225	6 910	9 135	134	415	548	149	99	248	9	6	15	3
3	1c	400	5	60	2 345	6 525	8 870	141	392	532	155	107	262	9	6	16	3
4	2a	600	5	45	1 390	7 795	9 185	111	624	735	248	104	352	20	8	28	4
5	2b	600	5	45	1 355	8 300	9 655	108	664	772	229	61	289	18	5	23	3
6	2c	600	5	45	835	8 130	8 965	67	650	717	155	61	215	12	5	17	2
7	3a	800	5	30	620	7 085	7 705	74	850	925	279	44	323	33	5	39	4
8	3b	800	5	35	705	8 395	9 100	73	863	936	314	44	358	32	4	37	4
9	3c	800	5	35	665	8 160	8 825	68	839	908	252	37	288	26	4	30	3
10	4a	400	10	60	2 480	7 460	9 940	149	448	596	510	476	986	31	29	59	10
11	4b	400	10	60	2 465	7 535	10 000	148	452	600	517	476	993	31	29	60	10
12	4c	400	10	60	2 500	7 475	9 975	150	449	599	539	478	1 016	32	29	61	10
13	5a	600	10	45	1 650	8 330	9 980	132	666	798	495	552	1 046	40	44	84	10
14	5b	600	10	45	1 685	8 360	10 045	135	669	804	503	563	1 066	40	45	85	11
15	5c	600	10	45	1 720	8 370	10 090	138	670	807	538	573	1 110	43	46	89	11
16	6a	800	10	35	1 165	8 590	9 755	120	884	1 003	482	622	1 104	50	64	114	11
17	6b	800	10	35	1 170	8 570	9 740	120	881	1 002	466	688	1 154	48	71	119	12
18	6c	800	10	35	1 255	8 585	9 840	129	883	1 012	471	674	1 144	48	69	118	12
19	7a	400	15	60	2 870	6 990	9 860	172	419	592	840	963	1 803	50	58	108	18
20	7b	400	15	60	2 950	6 420	9 370	177	385	562	826	915	1 741	50	55	104	19
21	7c	400	15	60	2 765	7 715	10 480	166	463	629	814	1 001	1 814	49	60	109	17

Tabla A-14. *Continuación: Pesos y flujos de los productos obtenidos en los ensayos del WOC según diseño de experimentos (por triplicado).*

N	Ensayo	Presión (mmH ₂ O)	PS nominal	Tiempo (s)	Peso pulpa (g)			Flujo pulpa (kg/h)			Peso seco (g)			Flujo en seco (kg/h)			PS real
					D	R	A	D	R	A	D	R	A	D	R	A	
22	8a	600	15	45	1 820	8 530	10 350	146	682	828	596	1 301	1 897	48	104	152	18
23	8b	600	15	45	1 800	8 980	10 780	144	718	862	621	1 344	1 965	50	108	157	18
24	8c	600	15	45	1 785	8 735	10 520	143	699	842	606	1 313	1 919	48	105	153	18
25	9a	800	15	35	1 260	8 935	10 195	130	919	1 049	504	1 332	1 836	52	137	189	18
26	9b	800	15	35	1 285	9 045	10 330	132	930	1 063	500	1 443	1 943	51	148	200	19
27	9c	800	15	35	1 270	8 745	10 015	131	899	1 030	493	1 352	1 845	51	139	190	18

Tabla A-15. *Flujo de pulpa de alimentación y densidad real promedios según tablas A-13 y A-14.*

Ensayo	Presión (mmH ₂ O)	PS nominal	Flujo pulpa alimentación (kg/h)		PS real (%)	
			promedio	desviación	promedio	desviación
1	400	5	542	7	3,0	0,2
2	400	10	598	1	10,0	0,1
3	400	15	594	27	18,1	0,5
4	600	5	741	23	3,1	0,6
5	600	10	803	4	10,7	0,2
6	600	15	844	14	18,3	0,0
7	800	5	923	12	3,8	0,4
8	800	10	1 006	5	11,6	0,2
9	800	15	1 047	13	18,4	0,3

APÉNDICE 10: Análisis granulométrico de la descarga y rebose

Tabla A-16. Análisis granulométrico de los productos del ensayo 1a.

Rango de tamiz	DESCARGA				REBOSE			
	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa
+70	256,0	260,0	4,0	2,2	256,0	257,0	1,0	0,8
-70 +100	251,5	325,5	74,0	40,2	251,5	282,0	30,5	25,2
-100 +140	308,0	389,0	81,0	44,0	308,0	365,5	57,5	47,5
-140 +200	261,5	282,0	20,5	11,1	261,5	281,5	20,0	16,5
-200 +270	237,0	240,0	3,0	1,6	237,0	242,0	5,0	4,1
-270 +400	304,0	304,0	0,0	0,0	304,0	305,5	1,5	1,2
-400 seco	360,5	360,5	0,0	0,0	360,5	361,0	0,5	0,4
-400 húmedo	---	---	1,5	0,8	---	---	5,0	4,1

Tabla A-17. *Análisis granulométrico de los productos del ensayo 1b.*

Rango de tamiz	DESCARGA				REBOSE			
	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa
+70	256,0	258,5	2,5	1,7	256,0	256,5	0,5	0,5
-70 +100	251,5	309,5	58,0	38,8	251,5	273,0	21,5	20,9
-100 +140	307,5	374,5	67,0	44,8	308,0	359,0	51,0	49,5
-140 +200	261,5	279,5	18,0	12,0	261,5	281,0	19,5	18,9
-200 +270	237,0	240,0	3,0	2,0	237,0	242,0	5,0	4,9
-270 +400	303,5	304,0	0,5	0,3	304,0	305,5	1,5	1,5
-400 seco	360,5	360,5	0,0	0,0	360,5	360,5	0,0	0,0
-400 húmedo	---	---	0,5	0,3	---	---	4,0	3,9

Tabla A-18. *Análisis granulométrico de los productos del ensayo 1c.*

Rango de tamiz	DESCARGA				REBOSE			
	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa
+70	256,0	259,5	3,5	2,2	256,0	257,0	1,0	0,9
-70 +100	251,5	316,5	65,0	41,4	251,5	283,5	32,0	28,8
-100 +140	307,5	374,5	67,0	42,7	308,0	359,0	51,0	45,9
-140 +200	261,5	279,0	17,5	11,1	261,5	279,0	17,5	15,8
-200 +270	237,0	240,0	3,0	1,9	237,0	241,5	4,5	4,1
-270 +400	303,5	304,0	0,5	0,3	303,5	305,0	1,5	1,4
-400 seco	360,5	360,5	0,0	0,0	360,5	360,5	0,0	0,0
-400 húmedo	---	---	0,5	0,3	---	---	3,5	3,2

Tabla A-19. *Análisis granulométrico de los productos del ensayo 2a.*

Rango de tamiz	DESCARGA				REBOSE			
	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa
+70	256,0	261,5	5,5	2,2	256,0	257,0	1,0	0,9
-70 +100	251,5	365,0	113,5	45,5	251,5	279,0	27,5	25,6
-100 +140	308,0	407,5	99,5	39,9	307,5	359,0	51,5	47,9
-140 +200	261,5	288,0	26,5	10,6	261,5	279,0	17,5	16,3
-200 +270	237,0	240,5	3,5	1,4	237,0	241,5	4,5	4,2
-270 +400	303,5	304,0	0,5	0,2	303,5	305,0	1,5	1,4
-400 seco	360,5	360,5	0,0	0,0	360,5	360,5	0,0	0,0
-400 húmedo	---	---	0,5	0,2	---	---	4,0	3,7

Tabla A-20. *Análisis granulométrico de los productos del ensayo 2b.*

Rango de tamiz	DESCARGA				REBOSE			
	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa
+70	255,5	260,5	5,0	2,2	255,5	256,5	1,0	1,0
-70 +100	251,0	340,5	89,5	38,7	250,5	274,5	24,0	24,9
-100 +140	307,5	413,5	106,0	45,8	307,5	352,0	44,5	46,1
-140 +200	261,5	286,5	25,0	10,8	261,5	277,5	16,0	16,6
-200 +270	237,0	241,0	4,0	1,7	237,0	241,5	4,5	4,7
-270 +400	304,0	305,0	1,0	0,4	304,5	306,0	1,5	1,6
-400 seco	360,5	360,5	0,0	0,0	360,5	360,5	0,0	0,0
-400 húmedo	---	---	1,0	0,4	---	---	5,0	5,2

Tabla A-21. *Análisis granulométrico de los productos del ensayo 2c.*

Rango de tamiz	DESCARGA				REBOSE			
	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa
+70	256,0	258,0	2,0	1,3	255,5	256,0	0,5	0,8
-70 +100	251,0	297,5	46,5	29,9	251,0	261,5	10,5	15,9
-100 +140	307,5	387,0	79,5	51,1	307,5	339,5	32,0	48,5
-140 +200	261,5	284,5	23,0	14,8	261,5	274,5	13,0	19,7
-200 +270	237,0	240,5	3,5	2,3	237,0	241,0	4,0	6,1
-270 +400	304,0	304,5	0,5	0,3	304,0	305,5	1,5	2,3
-400 seco	360,5	360,5	0,0	0,0	360,5	360,5	0,0	0,0
-400 húmedo	---	---	0,5	0,3	---	---	4,5	6,8

Tabla A- 22. *Análisis granulométrico de los productos del ensayo 3a.*

Rango de tamiz	DESCARGA				REBOSE			
	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa
+70	512,0	519,0	7,0	2,5	256,0	256,0	0,0	0,0
-70 +100	503,5	641,0	137,5	49,2	251,0	259,5	8,5	17,3
-100 +140	615,5	723,0	107,5	38,5	307,5	329,5	22,0	44,9
-140 +200	523,5	547,0	23,5	8,4	261,5	270,5	9,0	18,4
-200 +270	474,0	478,0	4,0	1,4	237,0	241,0	4,0	8,2
-270 +400	608,0	608,0	0,0	0,0	304,0	305,5	1,5	3,1
-400 seco	721,0	721,0	0,0	0,0	360,5	360,5	0,0	0,0
-400 húmedo	---	---	0,0	0,0	---	---	4,0	8,2

Tabla A-23. *Análisis granulométrico de los productos del ensayo 3b.*

Rango de tamiz	DESCARGA				REBOSE			
	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa
+70	512,0	520,5	8,5	2,7	256,0	256,0	0,0	0,0
-70 +100	504,5	695,0	190,5	60,5	251,0	259,0	8,0	16,3
-100 +140	616,0	703,0	87,0	27,6	307,5	328,5	21,0	42,9
-140 +200	523,5	547,5	24,0	7,6	261,5	270,5	9,0	18,4
-200 +270	474,0	478,5	4,5	1,4	237,0	241,5	4,5	9,2
-270 +400	608,0	608,5	0,5	0,2	304,0	305,5	1,5	3,1
-400 seco	721,0	721,0	0,0	0,0	360,5	360,5	0,0	0,0
-400 húmedo	---	---	0,0	0,0	---	---	5,0	10,2

Tabla A-24. *Análisis granulométrico de los productos del ensayo 3c.*

Rango de tamiz	DESCARGA				REBOSE			
	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa
+70	511,5	516,5	5,0	2,0	255,5	256,0	0,5	1,3
-70 +100	503,0	612,5	109,5	43,5	251,0	255,5	4,5	11,3
-100 +140	617,0	725,5	108,5	43,1	308,0	326,0	18,0	45,0
-140 +200	524,0	549,0	25,0	9,9	262,0	270,0	8,0	20,0
-200 +270	474,0	478,0	4,0	1,6	237,0	240,5	3,5	8,8
-270 +400	608,0	608,0	0,0	0,0	304,0	305,0	1,0	2,5
-400 seco	721,0	721	0,0	0,0	360,5	360,5	0,0	0,0
-400 húmedo	---	---	0,0	0,0	---	---	4,5	11,3

Tabla A-25. *Análisis granulométrico de los productos del ensayo 4a.*

Rango de tamiz	DESCARGA				REBOSE			
	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa
+70	768,5	780,0	11,5	2,2	768,5	775,0	6,5	1,3
-70 +100	756,0	1 031,0	275,0	53,3	756,5	1 007,0	250,5	50,8
-100 +140	926,0	1 103,5	177,5	34,4	925,5	1 087,0	161,5	32,7
-140 +200	786,5	827,0	40,5	7,8	786,5	830,5	44,0	8,9
-200 +270	710,5	717,5	7,0	1,4	711,5	722,5	11,0	2,2
-270 +400	912,0	912,5	0,5	0,1	912,5	916,5	4,0	0,8
-400 seco	1 081,5	1 081,5	0,0	0,0	1 081,5	1 082,5	1,0	0,2
-400 húmedo	---	---	4,0	0,8	---	---	17,0	3,4

Tabla A-26. *Análisis granulométrico de los productos del ensayo 4b.*

Rango de tamiz	DESCARGA				REBOSE			
	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa
+70	769,5	782,0	12,5	2,4	769,5	776,0	6,5	1,3
-70 +100	754,5	997,0	242,5	46,4	757,0	1 076,5	319,5	64,5
-100 +140	924,0	1 130,5	206,5	39,5	926,0	1 033,0	107,0	21,6
-140 +200	786,0	834,5	48,5	9,3	787,0	820,0	33,0	6,7
-200 +270	711,0	717,5	6,5	1,2	712,0	720,0	8,0	1,6
-270 +400	911,0	912,5	1,5	0,3	912,5	915,5	3,0	0,6
-400 seco	1 081,5	1 081,5	0,0	0,0	1 081,5	1 082,0	0,5	0,1
-400 húmedo	---	---	4,5	0,9	---	---	17,5	3,5

Tabla A-27. *Análisis granulométrico de los productos del ensayo 4c.*

Rango de tamiz	DESCARGA				REBOSE			
	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa
+70	769,5	783,0	13,5	2,5	769,5	776,5	7,0	1,4
-70 +100	754,5	1 003,5	249,0	45,7	754,5	943,0	188,5	38,0
-100 +140	924,0	1 143,0	219,0	40,2	924,0	1 131,0	207,0	41,8
-140 +200	787,0	837,5	50,5	9,3	786,0	843,0	57,0	11,5
-200 +270	710,5	718,0	7,5	1,4	711,0	725,0	14,0	2,8
-270 +400	913,5	914,0	0,5	0,1	911,5	916,0	4,5	0,9
-400 seco	1 081,5	1 081,5	0,0	0,0	1 081,5	1 082,0	0,5	0,1
-400 húmedo	---	---	4,5	0,8	---	---	17,0	3,4

Tabla A-28. *Análisis granulométrico de los productos del ensayo 5a.*

Rango de tamiz	DESCARGA				REBOSE			
	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa
+70	768,0	779,5	11,5	2,3	766,5	773,0	6,5	1,1
-70 +100	754,0	975,0	221,0	44,3	753,0	947,0	194,0	33,2
-100 +140	923,0	1 134,0	211,0	42,3	922,5	1 185,5	263,0	45,0
-140 +200	787,5	833,0	45,5	9,1	524,0	596,5	72,5	12,4
-200 +270	711,0	717,0	6,0	1,2	474,0	488,0	14,0	2,4
-270 +400	914,0	915,0	1,0	0,2	610,0	614,5	4,5	0,8
-400 seco	1 081,5	1 081,5	0,0	0,0	721,0	722,0	1,0	0,2
-400 húmedo	---	---	3,0	0,6	---	---	29,0	5,0

Tabla A-29. *Análisis granulométrico de los productos del ensayo 5b.*

Rango de tamiz	DESCARGA				REBOSE			
	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa
+70	768,0	782,5	14,5	2,9	768,0	775,0	7,0	1,2
-70 +100	754,0	996,0	242,0	47,6	753,5	986,5	233,0	39,9
-100 +140	922,5	1 124,0	201,5	39,7	923,0	1 163,5	240,5	41,1
-140 +200	789,5	830,5	41,0	8,1	787,5	852,5	65,0	11,1
-200 +270	711,0	717,5	6,5	1,3	711,0	726,5	15,5	2,7
-270 +400	913,5	913,5	0,0	0,0	913,5	918,0	4,5	0,8
-400 seco	1 081,5	1 081,5	0,0	0,0	1 081,5	1 082,5	1,0	0,2
-400 húmedo	---	---	2,5	0,5	---	---	18,0	3,1

Tabla A-30. *Análisis granulométrico de los productos del ensayo 5c.*

Rango de tamiz	DESCARGA				REBOSE			
	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa
+70	768,0	782,5	14,5	2,7	768,5	776,5	8,0	1,3
-70 +100	753,5	1 002,0	248,5	45,8	753,5	977,5	224,0	37,6
-100 +140	922,5	1 148,0	225,5	41,5	923,0	1 177,5	254,5	42,8
-140 +200	791,5	837,0	45,5	8,4	790,5	860,5	70,0	11,8
-200 +270	711,0	717,5	6,5	1,2	711,0	726,0	15,0	2,5
-270 +400	912,0	912,0	0,0	0,0	911,5	915,0	3,5	0,6
-400 seco	1 081,5	1 081,5	0,0	0,0	1 081,5	1 082,0	0,5	0,1
-400 húmedo	---	---	2,5	0,5	---	---	19,5	3,3

Tabla A-31. *Análisis granulométrico de los productos del ensayo 6a.*

Rango de tamiz	DESCARGA				REBOSE			
	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa
+70	768,0	782,5	14,5	3,0	768,0	775,5	7,5	1,1
-70 +100	754,0	980,0	226,0	46,6	754,0	1 002,5	248,5	38,1
-100 +140	923,0	1 116,5	193,5	39,9	923,0	1 203,0	280,0	42,9
-140 +200	795,5	837,5	42,0	8,7	792,5	858,5	66,0	10,1
-200 +270	711,0	718,0	7,0	1,4	711,0	728,0	17,0	2,6
-270 +400	911,5	912,0	0,5	0,1	911,0	916,5	5,5	0,8
-400 seco	1 081,5	1 081,5	0,0	0,0	1 081,5	1 082,5	1,0	0,2
-400 húmedo	---	---	1,5	0,3	---	---	27,5	4,2

Tabla A-32. *Análisis granulométrico de los productos del ensayo 6b.*

Rango de tamiz	DESCARGA				REBOSE			
	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa
+70	768,0	784,5	16,5	3,5	768,0	778,5	10,5	1,5
-70 +100	754,0	965,5	211,5	45,1	753,5	1 028,0	274,5	38,5
-100 +140	922,5	1 115,5	193,0	41,2	922,5	1 233,0	310,5	43,6
-140 +200	801,0	841,5	40,5	8,6	799,5	875,5	76,0	10,7
-200 +270	711,0	716,0	5,0	1,1	711,0	727,5	16,5	2,3
-270 +400	911,5	912,0	0,5	0,1	911,0	915,0	4,0	0,6
-400 seco	1 081,5	1 081,5	0,0	0,0	1 081,5	1 082,5	1,0	0,1
-400 húmedo	---	---	1,5	0,3	---	---	19,5	2,7

Tabla A-33. *Análisis granulométrico de los productos del ensayo 6c.*

Rango de tamiz	DESCARGA				REBOSE			
	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa
+70	769,0	785,0	16,0	3,4	768,0	778,5	10,5	1,5
-70 +100	754,0	982,0	228,0	48,4	753,0	1 037,5	284,5	40,8
-100 +140	924,0	1 106,5	182,5	38,7	922,5	1 215,5	293,0	42,0
-140 +200	803,0	840,0	37,0	7,8	800,5	869,0	68,5	9,8
-200 +270	711,0	716,5	5,5	1,2	711,0	727,5	16,5	2,4
-270 +400	911,0	911,5	0,5	0,1	911,0	916,0	5,0	0,7
-400 seco	1 081,5	1 081,5	0,0	0,0	1 081,5	1 082,0	0,5	0,1
-400 húmedo	---	---	2,0	0,4	---	---	19,5	2,8

Tabla A-34. *Análisis granulométrico de los productos del ensayo 7a.*

Rango de tamiz	DESCARGA				REBOSE			
	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa
+70	1 023,0	1 042,5	19,5	2,3	1 024,5	1 039,5	15,0	1,5
-70 +100	1 002,0	1 349,5	347,5	40,6	1 004,0	1 380,5	376,5	37,5
-100 +140	1 230,0	1 613,0	383,0	44,8	1 230,0	1 673,5	443,5	44,2
-140 +200	1 072,0	1 154,5	82,5	9,6	1 075,5	1 176,5	101,0	10,1
-200 +270	948,0	960,0	12,0	1,4	948,0	971,5	23,5	2,3
-270 +400	1 216,0	1 217,0	1,0	0,1	1 214,5	1 222,0	7,5	0,7
-400 seco	1 442,0	1 442	0,0	0,0	1 442,0	1 443,0	1,0	0,1
-400 húmedo	---	---	9,5	1,1	---	---	36,1	3,6

Tabla A-35. *Análisis granulométrico de los productos del ensayo 7b.*

Rango de tamiz	DESCARGA				REBOSE			
	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa
+70	1 024,0	1 046,5	22,5	2,7	1 024,0	1 037,5	13,5	1,4
-70 +100	1 003,5	1 373,5	370,0	44,0	1 003,0	1 346,0	343,0	36,2
-100 +140	1 230,0	1 580,0	350,0	41,7	1 230,0	1 660,5	430,5	45,4
-140 +200	1 074,0	1 148,0	74,0	8,8	1 073,5	1 175,0	101,5	10,7
-200 +270	948,0	959,5	11,5	1,4	948,0	970,5	22,5	2,4
-270 +400	1 214,0	1 216,5	2,5	0,3	1 214,0	1 221,0	7,0	0,7
-400 seco	1 442,0	1 442	0,0	0,0	1 442,0	1 442,5	0,5	0,1
-400 húmedo	---	---	9,5	1,1	---	---	30,0	3,2

Tabla A-36. *Análisis granulométrico de los productos del ensayo 7c.*

Rango de tamiz	DESCARGA				REBOSE			
	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa
+70	1 026,0	1 046,0	20,0	2,4	1 281,5	1 296,5	15,0	1,4
-70 +100	1 004,0	1 388,0	384,0	46,7	1 255,0	1 672,5	417,5	40,3
-100 +140	1 230,0	1 557,5	327,5	39,8	1 537,5	1 970,0	432,5	41,7
-140 +200	1 085,0	1 156,0	71,0	8,6	1 355,0	1 462,5	107,5	10,4
-200 +270	948,0	959,5	11,5	1,4	1 185,0	1 208,5	23,5	2,3
-270 +400	1 214,5	1 216,0	1,5	0,2	1 517,5	1 525,5	8,0	0,8
-400 seco	1 442,0	1 442	0,0	0,0	1 802,5	1 803	0,5	0,0
-400 húmedo	---	---	7,0	0,9	---	---	31,8	3,1

Tabla A-37. *Análisis granulométrico de los productos del ensayo 8a.*

Rango de tamiz	DESCARGA				REBOSE			
	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa
+70	768,0	787,0	19,0	3,1	1 539,0	1 557,5	18,5	1,4
-70 +100	753,0	1 027,0	274,0	45,3	1 506,0	2 034,5	528,5	39,5
-100 +140	922,5	1 164,0	241,5	40,0	1 845,5	2 430,0	584,5	43,7
-140 +200	807,0	862,0	55,0	9,1	1 617,0	1 750,5	133,5	10,0
-200 +270	711,0	720,0	9,0	1,5	1 422,0	1 452,0	30,0	2,2
-270 +400	910,5	912,0	1,5	0,2	1 821,0	1 830,5	9,5	0,7
-400 seco	1 081,5	1 081,5	0,0	0,0	2 163,0	2 164,0	1,0	0,1
-400 húmedo	---	---	4,5	0,7	---	---	33,5	2,5

Tabla A-38. *Análisis granulométrico de los productos del ensayo 8b.*

Rango de tamiz	DESCARGA				REBOSE			
	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa
+70	769,5	790,5	21,0	3,3	1 539,0	1 562,5	23,5	1,7
-70 +100	753,0	1 054,5	301,5	47,9	1 506,0	2 102,0	596,0	42,8
-100 +140	922,5	1 159,5	237,0	37,6	1 846,5	2 405,5	559,0	40,2
-140 +200	808,5	863,5	55,0	8,7	1 621,5	1 754,0	132,5	9,5
-200 +270	711,0	719,5	8,5	1,4	1 422,0	1 451,0	29,0	2,1
-270 +400	910,5	912,0	1,5	0,2	1 821,5	1 831,0	9,5	0,7
-400 seco	1 081,5	1 081,5	0,0	0,0	2 163,0	2 164,0	1,0	0,1
-400 húmedo	---	---	5,0	0,8	---	---	41,5	3,0

Tabla A-39. *Análisis granulométrico de los productos del ensayo 8c.*

Rango de tamiz	DESCARGA				REBOSE			
	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa
+70	769,0	789,0	20,0	3,3	1 538,0	1 560,5	22,5	1,7
-70 +100	753,0	1 048,5	295,5	48,2	1 506,0	2 089,0	583,0	43,1
-100 +140	922,5	1 155,0	232,5	37,9	1 845,0	2 390,5	545,5	40,4
-140 +200	815,5	868,0	52,5	8,6	1 638,0	1 768,0	130,0	9,6
-200 +270	711,0	718,5	7,5	1,2	1 422,0	1 449,0	27,0	2,0
-270 +400	912,0	912,5	0,5	0,1	1 823,5	1 830,0	6,5	0,5
-400 seco	1 081,5	1 081,5	0,0	0,0	2 163,0	2 164,5	1,5	0,1
-400 húmedo	---	---	4,5	0,7	---	---	35,8	2,6

Tabla A-40. *Análisis granulométrico de los productos del ensayo 9a.*

Rango de tamiz	DESCARGA				REBOSE			
	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa
+70	769,5	786,0	16,5	3,2	1 539,0	1 559,5	20,5	1,5
-70 +100	753,0	976,0	223,0	43,7	1 506,0	2 063,0	557,0	40,3
-100 +140	922,5	1 129,5	207,0	40,5	1 845,0	2 429,0	584,0	42,2
-140 +200	807,0	856,5	49,5	9,7	1 617,0	1 752,5	135,5	9,8
-200 +270	711,0	719,0	8,0	1,6	1 422,0	1 450,5	28,5	2,1
-270 +400	910,5	912,0	1,5	0,3	1 821,0	1 830,5	9,5	0,7
-400 seco	1 081,5	1 081,5	0,0	0,0	2 163,0	2 164,0	1,0	0,1
-400 húmedo	---	---	5,0	1,0	---	---	47,5	3,4

Tabla A-41. *Análisis granulométrico de los productos del ensayo 9b.*

Rango de tamiz	DESCARGA				REBOSE			
	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa
+70	769,5	786,5	17,0	3,4	1 795,5	1 822,0	26,5	1,8
-70 +100	753,0	986,0	233,0	46,3	1 757,0	2 395,0	638,0	42,4
-100 +140	923,5	1 117,0	193,5	38,4	2 153,5	2 760,0	606,5	40,4
-140 +200	810,0	858,5	48,5	9,6	1 893,5	2 034,0	140,5	9,3
-200 +270	711,5	719,5	8,0	1,6	1 659,0	1 689,0	30,0	2,0
-270 +400	912,0	912,0	0,0	0,0	2 124,5	2 134,5	10,0	0,7
-400 seco	1 081,5	1 081,5	0,0	0,0	2 523,5	25 24,0	0,5	0,0
-400 húmedo	---	---	3,5	0,7	---	---	51,0	3,4

Tabla A-42. *Análisis granulométrico de los productos del ensayo 9c.*

Rango de tamiz	DESCARGA				REBOSE			
	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa	Peso tamiz (g)	Peso tamiz + muestra (g)	Peso muestra (g)	% masa
+70	769,5	785,5	16,0	3,2	1 536,5	1 560,5	24,0	1,7
-70 +100	753,0	980,5	227,5	45,8	1 506,0	2 050,5	544,5	38,8
-100 +140	922,5	1 117,5	195,0	39,3	1 845,0	2 452,0	607,0	43,2
-140 +200	817,5	864,5	47,0	9,5	1 638,0	1 779,0	141,0	10,0
-200 +270	711,0	718,5	7,5	1,5	1 422,0	1 451,5	29,5	2,1
-270 +400	912,0	912,0	0,0	0,0	1 821,0	1 830,5	9,5	0,7
-400 seco	1 081,5	1 081,5	0,0	0,0	2 163,0	2 164,0	1,0	0,1
-400 húmedo	---	---	3,5	0,7	---	---	47,0	3,3

APÉNDICE 11: Análisis de densidad de la descarga y rebose

El análisis de densidad se realizó sobre los cortes obtenidos del tamizado previo. Estos se realizaron por duplicado; para ello, solo se usaron dos de los tres ensayos de manera aleatoria, el tercer ensayo se reservó como contramuestra.

Tabla A-43. Análisis de densidad de los productos del ensayo 1a.

Rango de tamiz	DESCARGA		REBOSE	
	Masa muestra (g)	Densidad (g/cm ³)	Masa muestra (g)	Densidad (g/cm ³)
+100	11,3808	2,7588	11,2230	2,7593
-100 +140	10,7878	2,8176	11,6603	2,7905
-140	10,6761	3,0876	10,0039	2,9203
TOTAL	---	2,8256	---	2,8153

Tabla A-44. Análisis de densidad de los productos del ensayo 1b.

Rango de tamiz	DESCARGA		REBOSE	
	Masa muestra (g)	Densidad (g/cm ³)	Masa muestra (g)	Densidad (g/cm ³)
+100	11,2585	2,7569	11,3197	2,7598
-100 +140	11,3149	2,7985	11,9354	2,7890
-140	11,1402	3,0297	9,8563	2,8962
TOTAL	---	2,8129	---	2,8130

Tabla A-45. Análisis de densidad de los productos del ensayo 2a.

Rango de tamiz	DESCARGA		REBOSE	
	Masa muestra (g)	Densidad (g/cm ³)	Masa muestra (g)	Densidad (g/cm ³)
+100	11,1403	2,7748	10,4246	2,7680
-100 +140	11,0288	2,8182	11,8542	2,7875
-140	11,5255	3,0784	9,8383	2,9202
TOTAL	---	2,8268	---	2,8150

Tabla A-46. *Análisis de densidad de los productos del ensayo 2b.*

Rango de tamiz	DESCARGA		REBOSE	
	Masa muestra (g)	Densidad (g/cm ³)	Masa muestra (g)	Densidad (g/cm ³)
+100	10,9132	2,7671	10,0826	2,7930
-100 +140	11,2324	2,8105	10,8543	2,8059
-140	11,4281	3,0553	9,6103	2,9150
TOTAL	---	2,8227	---	2,8322

Tabla A-47. *Análisis de densidad de los productos del ensayo 3a.*

Rango de tamiz	DESCARGA		REBOSE	
	Masa muestra (g)	Densidad (g/cm ³)	Masa muestra (g)	Densidad (g/cm ³)
+100	11,1076	2,7785	11,4027*	2,7713
-100 +140	10,8892	2,8248	10,8862	2,8084
-140	11,9489	3,1098	8,5672	2,8974
TOTAL	---	2,8259	---	2,8347

Nota: *Solo se emplearon 7,8735 g, lo demás fue completado con muestra del corte +100 del ensayo 3b.

Tabla A-48. *Análisis de densidad de los productos del ensayo 3b.*

Rango de tamiz	DESCARGA		REBOSE	
	Masa muestra (g)	Densidad (g/cm ³)	Masa muestra (g)	Densidad (g/cm ³)
+100	11,7334	2,7910	11,8504*	2,7648
-100 +140	11,2140	2,8271	10,7755	2,8057
-140	11,8088	3,0986	8,6569	2,8977
TOTAL	---	2,8268	---	2,8356

Nota: *Solo se emplearon 3,7193 g, lo demás fue completado con muestra del corte +100 del ensayo 3a previamente mezclado.

Tabla A-49. *Análisis de densidad de los productos del ensayo 4b.*

Rango de tamiz	DESCARGA		REBOSE	
	Masa muestra (g)	Densidad (g/cm ³)	Masa muestra (g)	Densidad (g/cm ³)
+100	11,4982	2,7476	11,4901	2,7899
-100 +140	11,7652	2,7823	10,9832	2,8101
-140	12,0880	3,0831	10,0202	2,9626
TOTAL	---	2,7969	---	2,8148

Tabla A-50. *Análisis de densidad de los productos del ensayo 4c.*

Rango de tamiz	DESCARGA		REBOSE	
	Masa muestra (g)	Densidad (g/cm ³)	Masa muestra (g)	Densidad (g/cm ³)
+100	12,1375	2,7322	11,3712	2,7795
-100 +140	12,3238	2,7916	11,2662	2,8203
-140	12,3295	3,0985	10,1782	2,9663
TOTAL	---	2,7943	---	2,8301

Tabla A-51. *Análisis de densidad de los productos del ensayo 5a.*

Rango de tamiz	DESCARGA		REBOSE	
	Masa muestra (g)	Densidad (g/cm ³)	Masa muestra (g)	Densidad (g/cm ³)
+100	11,7997	2,7319	11,0251	2,7867
-100 +140	11,6273	2,7872	11,0253	2,8041
-140	11,9865	3,1929	9,7414	2,9517
TOTAL	---	2,8004	---	2,8273

Tabla A-52. *Análisis de densidad de los productos del ensayo 5b.*

Rango de tamiz	DESCARGA		REBOSE	
	Masa muestra (g)	Densidad (g/cm ³)	Masa muestra (g)	Densidad (g/cm ³)
+100	12,3725	2,7367	10,2008	2,7921
-100 +140	11,0398	2,8089	10,7988	2,8157
-140	11,7055	3,2244	9,8558	2,9751
TOTAL	---	2,8071	---	2,8329

Tabla A-53. *Análisis de densidad de los productos del ensayo 6a.*

Rango de tamiz	DESCARGA		REBOSE	
	Masa muestra (g)	Densidad (g/cm ³)	Masa muestra (g)	Densidad (g/cm ³)
+100	11,4617	2,7441	11,1031	2,7781
-100 +140	10,4152	2,8195	11,5100	2,8132
-140	12,2670	3,4372	10,4046	2,9596
TOTAL	---	2,8344	---	2,8242

Tabla A-54. *Análisis de densidad de los productos del ensayo 6b.*

Rango de tamiz	DESCARGA		REBOSE	
	Masa muestra (g)	Densidad (g/cm ³)	Masa muestra (g)	Densidad (g/cm ³)
+100	10,8821	2,7307	10,7271	2,7786
-100 +140	11,5703	2,8416	11,3661	2,7916
-140	12,9442	3,6919	10,1715	2,9655
TOTAL	---	2,8518	---	2,8134

Tabla A-55. *Análisis de densidad de los productos del ensayo 7a.*

Rango de tamiz	DESCARGA		REBOSE	
	Masa muestra (g)	Densidad (g/cm ³)	Masa muestra (g)	Densidad (g/cm ³)
+100	10,9346	2,7701	11,5320	2,7908
-100 +140	11,6997	2,7955	11,7021	2,8205
-140	11,6331	3,1629	11,3824	3,0218
TOTAL	---	2,8247	---	2,8406

Tabla A-56. *Análisis de densidad de los productos del ensayo 7b.*

Rango de tamiz	DESCARGA		REBOSE	
	Masa muestra (g)	Densidad (g/cm ³)	Masa muestra (g)	Densidad (g/cm ³)
+100	11,1709	2,7293	10,0451	2,8049
-100 +140	12,0413	2,8116	11,4885	2,8414
-140	12,7423	3,1849	11,1381	3,0171
TOTAL	---	2,8102	---	2,8557

Tabla A-57. *Análisis de densidad de los productos del ensayo 8a.*

Rango de tamiz	DESCARGA		REBOSE	
	Masa muestra (g)	Densidad (g/cm ³)	Masa muestra (g)	Densidad (g/cm ³)
+100	11,7854	2,7452	10,8933	2,7828
-100 +140	11,4400	2,8501	11,1779	2,8270
-140	12,0931	3,4585	10,9422	3,0566
TOTAL	---	2,8554	---	2,8416

Tabla A-58. *Análisis de densidad de los productos del ensayo 8c.*

Rango de tamiz	DESCARGA		REBOSE	
	Masa muestra (g)	Densidad (g/cm ³)	Masa muestra (g)	Densidad (g/cm ³)
+100	10,8230	2,7636	10,6902	2,7915
-100 +140	12,4975	2,8402	12,0182	2,8231
-140	12,6681	3,3923	11,2582	3,0065
TOTAL	---	2,8487	---	2,8344

Tabla A-59. *Análisis de densidad de los productos del ensayo 9a.*

Rango de tamiz	DESCARGA		REBOSE	
	Masa muestra (g)	Densidad (g/cm ³)	Masa muestra (g)	Densidad (g/cm ³)
+100	10,8905	2,7589	10,5998	2,7965
-100 +140	12,2019	2,8638	10,9944	2,8385
-140	14,0148	3,5014	10,3647	2,9984
TOTAL	---	2,8782	---	2,8450

Tabla A-60. *Análisis de densidad de los productos del ensayo 9b.*

Rango de tamiz	DESCARGA		REBOSE	
	Masa muestra (g)	Densidad (g/cm ³)	Masa muestra (g)	Densidad (g/cm ³)
+100	11,5360	2,7723	10,8125	2,7958
-100 +140	11,6579	2,8840	11,4263	2,8369
-140	14,1358	3,5236	10,7687	3,0363
TOTAL	---	2,8887	---	2,8473

APÉNDICE 12: Análisis químico de la descarga según diseño experimental

Los tres cortes sometidos previamente a análisis de densidad fueron enviados a análisis químico para la identificación de metales de interés.

Tabla A-61. *Concentración de REE por corte del ensayo 4b.*

Rango de tamiz	Ce (ppm)	Dy (ppm)	Er (ppm)	Eu (ppm)	Gd (ppm)	Ho (ppm)	La (ppm)	Lu (ppm)	Nd (ppm)
+100	28,0	<10	<10	<5	<20	<5	13,0	<5	<10
-100 +140	60,0	<10	<10	<5	<20	<5	28,0	<5	<10
-140	224,0	<10	<10	<5	<20	<5	102,0	<5	<10
TOTAL	63,5	<10	<10	<5	<20	<5	29,3	<5	<10
Rango de tamiz	Pr (ppm)	Re (ppm)	Sc (ppm)	Sm (ppm)	Tb (ppm)	Th (ppm)	Tm (ppm)	Y (ppm)	Yb (ppm)
+100	<20	<10	5,0	<5	<10	<10	<10	5,0	<5
-100 +140	<20	<10	7,0	<5	<10	<10	<10	9,0	<5
-140	<20	<10	11,0	<5	<10	<10	<10	23,0	<5
TOTAL	<20	<10	6,5	<5	<10	<10	<10	8,7	<5

Tabla A-62. *Concentración de otros metales por corte del ensayo 4b.*

Rango de tamiz	Ag (ppm)	Al (%)	As (ppm)	Ba (ppm)	Be (ppm)	Bi (ppm)	Ca (%)	Cd (ppm)	Co (ppm)	Cr (ppm)
+100	8,0	3,07	46,0	384,0	<1	<5	0,72	<2	21,0	238,0
-100 +140	<1	2,48	28,0	234,0	<1	<5	1,06	<2	23,0	285,0
-140	<1	2,88	25,0	238,0	1,0	59,0	1,34	<2	63,0	342,0
TOTAL	n.d.	2,81	36,4	307,7	<1	n.d.	0,93	<2	26,7	268,7
Rango de tamiz	Cu (%)	Fe (%)	K (%)	Mg (%)	Mn (%)	Mo (ppm)	Na (%)	Ni (ppm)	P (ppm)	Pb (%)
+100	0,06	2,60	1,12	0,52	0,04	8,0	0,55	27,0	296,0	<0,01
-100 +140	0,02	3,31	0,71	0,61	0,05	8,0	0,39	28,0	363,0	<0,01
-140	0,02	>5,0	0,72	0,74	0,21	7,0	0,38	49,0	733,0	<0,01
TOTAL	0,04	n.d.	0,91	0,58	0,06	7,9	0,47	30,0	373,5	<0,01
Rango de tamiz	Sb (ppm)	Sc (ppm)	Sn (ppm)	Sr (ppm)	Ti (%)	W (ppm)	Zn (%)	Y (ppm)	V (ppm)	Zr (ppm)
+100	<5	7,0	<5	84,0	0,14	53,0	<1	8,0	0,02	9,0
-100 +140	<5	8,0	<5	83,0	0,47	76,0	<1	10,0	0,01	18,0
-140	<5	13,0	<5	97,0	2,77	265,0	<1	25,0	0,01	126,0
TOTAL	<5	8,1	<5	85,1	0,58	86,8	<1	10,8	0,01	26,2

Tabla A-63. *Concentración de REE por corte del ensayo 4c.*

Rango de tamiz	Ce (ppm)	Dy (ppm)	Er (ppm)	Eu (ppm)	Gd (ppm)	Ho (ppm)	La (ppm)	Lu (ppm)	Nd (ppm)
+100	41,0	<10	<10	<5	<20	<5	18,0	<5	<10
-100 +140	65,0	<10	<10	<5	<20	<5	30,0	<5	<10
-140	185,0	<10	<10	<5	<20	<5	82,0	<5	<10
TOTAL	67,3	<10	<10	<5	<20	<5	30,2	<5	<10
Rango de tamiz	Pr (ppm)	Re (ppm)	Sc (ppm)	Sm (ppm)	Tb (ppm)	Th (ppm)	Tm (ppm)	Y (ppm)	Yb (ppm)
+100	<20	<10	6,0	<5	<10	<10	<10	6,0	<5
-100 +140	<20	<10	7,0	<5	<10	<10	<10	10,0	<5
-140	<20	<10	12,0	<5	<10	<10	<10	22,0	<5
TOTAL	<20	<10	7,1	<5	<10	<10	<10	9,5	<5

Tabla A-64. *Concentración de otros metales por corte del ensayo 4c.*

Rango de tamiz	Ag (ppm)	Al (%)	As (ppm)	Ba (ppm)	Be (ppm)	Bi (ppm)	Ca (%)	Cd (ppm)	Co (ppm)	Cr (ppm)
+100	<1	3,20	23,0	341,0	1,0	<5	0,52	<2	19,0	341,0
-100 +140	<1	2,50	21,0	228,0	<1	<5	0,92	<2	23,0	329,0
-140	<1	3,04	21,0	238,0	1,0	33,0	1,31	<2	53,0	324,0
TOTAL	<1	2,90	22,0	283,6	<1	n.d.	0,77	<2	24,5	334,2
Rango de tamiz	Cu (%)	Fe (%)	K (%)	Mg (%)	Mn (%)	Mo (ppm)	Na (%)	Ni (ppm)	P (ppm)	Pb (%)
+100	0,01	2,49	1,19	0,43	0,04	8,0	0,57	28,0	283,0	<0,01
-100 +140	0,01	3,32	0,73	0,55	0,05	8,0	0,39	28,0	388,0	<0,01
-140	0,01	>5,0	0,77	0,73	0,17	9,0	0,40	48,0	722,0	<0,01
TOTAL	0,01	n.d.	0,96	0,51	0,06	8,1	0,48	30,3	376,0	<0,01
Rango de tamiz	Sb (ppm)	Sc (ppm)	Sn (ppm)	Sr (ppm)	Ti (%)	W (ppm)	Zn (%)	Y (ppm)	V (ppm)	Zr (ppm)
+100	<5	7,0	<5	86,0	0,18	56,0	<1	8,0	0,01	17,0
-100 +140	<5	9,0	<5	87,0	0,45	76,0	<1	11,0	0,01	19,0
-140	<5	13,0	<5	100,0	2,11	223,0	<1	23,0	0,01	77,0
TOTAL	<5	8,5	<5	88,0	0,51	83,4	<1	10,9	0,01	24,7

Tabla A-65. Concentración de REE por corte del ensayo 5a.

Rango de tamiz	Ce (ppm)	Dy (ppm)	Er (ppm)	Eu (ppm)	Gd (ppm)	Ho (ppm)	La (ppm)	Lu (ppm)	Nd (ppm)
+100	37,0	<10	<10	<5	<20	<5	17,0	<5	<10
-100 +140	77,0	<10	<10	<5	<20	<5	35,0	<5	<10
-140	271,0	<10	<10	<5	<20	<5	115,0	<5	<10
TOTAL	79,9	<10	<10	<5	<20	<5	35,5	<5	<10
Rango de tamiz	Pr (ppm)	Re (ppm)	Sc (ppm)	Sm (ppm)	Tb (ppm)	Th (ppm)	Tm (ppm)	Y (ppm)	Yb (ppm)
+100	<20	<10	5,0	<5	<10	<10	<10	6,0	<5
-100 +140	<20	<10	7,0	<5	<10	<10	<10	10,0	<5
-140	<20	<10	13,0	<5	<10	<10	<10	27,0	<5
TOTAL	<20	<10	6,7	<5	<10	<10	<10	10,0	<5

Tabla A-66. Concentración de otros metales por corte del ensayo 5a.

Rango de tamiz	Ag (ppm)	Al (%)	As (ppm)	Ba (ppm)	Be (ppm)	Bi (ppm)	Ca (%)	Cd (ppm)	Co (ppm)	Cr (ppm)
+100	<1	3,19	21,0	344,0	<1	<5	0,47	<2	18,0	427,0
-100 +140	<1	2,52	22,0	228,0	<1	<5	0,94	<2	24,0	547,0
-140	<1	2,69	20,0	214,0	1,0	70,0	1,43	<2	70,0	357,0
TOTAL	<1	2,85	21,3	280,5	<1	n.d.	0,78	<2	26,3	470,0
Rango de tamiz	Cu (%)	Fe (%)	K (%)	Mg (%)	Mn (%)	Mo (ppm)	Na (%)	Ni (ppm)	P (ppm)	Pb (%)
+100	0,01	2,38	1,21	0,40	0,03	8,0	0,58	28,0	260,0	<0,01
-100 +140	0,01	3,63	0,73	0,55	0,06	9,0	0,40	33,0	376,0	<0,01
-140	0,01	>5,0	0,66	0,74	0,25	7,0	0,35	52,0	793,0	<0,01
TOTAL	0,01	n.d.	0,95	0,50	0,07	8,3	0,48	32,8	368,3	<0,01
Rango de tamiz	Sb (ppm)	Sc (ppm)	Sn (ppm)	Sr (ppm)	Ti (%)	W (ppm)	Zn (%)	Y (ppm)	V (ppm)	Zr (ppm)
+100	<5	7,0	<5	87,0	0,17	52,0	<1	8,0	0,01	14,0
-100 +140	<5	9,0	<5	86,0	0,50	78,0	<1	11,0	0,01	21,0
-140	<5	14,0	<5	98,0	3,25	312,0	<1	28,0	0,01	148,0
TOTAL	<5	8,6	<5	87,8	0,65	91,9	<1	11,5	0,01	31,9

Tabla A-67. Concentración de REE por corte del ensayo 5b.

Rango de tamiz	Ce (ppm)	Dy (ppm)	Er (ppm)	Eu (ppm)	Gd (ppm)	Ho (ppm)	La (ppm)	Lu (ppm)	Nd (ppm)
+100	42,0	<10	<10	<5	<20	<5	19,0	<5	<10
-100 +140	75,0	<10	<10	<5	<20	<5	35,0	<5	<10
-140	340,0	<10	<10	<5	<20	<5	152,0	<5	<10
TOTAL	84,4	<10	<10	<5	<20	<5	38,4	<5	<10
Rango de tamiz	Pr (ppm)	Re (ppm)	Sc (ppm)	Sm (ppm)	Tb (ppm)	Th (ppm)	Tm (ppm)	Y (ppm)	Yb (ppm)
+100	<20	<10	6,0	<5	<10	<10	<10	7,0	<5
-100 +140	<20	<10	8,0	<5	<10	<10	<10	10,0	<5
-140	<20	<10	12,0	<5	<10	<10	<10	28,0	<5
TOTAL	<20	<10	7,4	<5	<10	<10	<10	10,3	<5

Tabla A-68. Concentración de otros metales por corte del ensayo 5b.

Rango de tamiz	Ag (ppm)	Al (%)	As (ppm)	Ba (ppm)	Be (ppm)	Bi (ppm)	Ca (%)	Cd (ppm)	Co (ppm)	Cr (ppm)
+100	<1	3,30	19,0	349,0	1,0	<5	0,52	<2	19,0	397,0
-100 +140	<1	2,52	19,0	216,0	<1	<5	1,00	<2	25,0	454,0
-140	<1	2,83	20,0	217,0	1,0	61,0	1,43	<2	68,0	453,0
TOTAL	<1	2,94	19,1	283,3	<1	n.d.	0,80	<2	26,2	425,1
Rango de tamiz	Cu (%)	Fe (%)	K (%)	Mg (%)	Mn (%)	Mo (ppm)	Na (%)	Ni (ppm)	P (ppm)	Pb (%)
+100	<0,01	2,65	1,22	0,45	0,04	8,0	0,57	32,0	281,0	<0,01
-100 +140	0,01	3,80	0,72	0,57	0,06	8,0	0,39	31,0	400,0	<0,01
-140	0,01	>5,0	0,69	0,76	0,24	6,0	0,37	48,0	792,0	<0,01
TOTAL	<0,01	n.d.	0,97	0,53	0,07	7,8	0,48	33,2	378,5	<0,01
Rango de tamiz	Sb (ppm)	Sc (ppm)	Sn (ppm)	Sr (ppm)	Ti (%)	W (ppm)	Zn (%)	Y (ppm)	V (ppm)	Zr (ppm)
+100	<5	7,0	<5	90,0	0,21	59,0	<1	9,0	<0,01	22,0
-100 +140	<5	9,0	<5	87,0	0,55	84,0	<1	12,0	0,01	25,0
-140	<5	14,0	<5	104,0	3,20	288,0	<1	30,0	0,01	162,0
TOTAL	<5	8,5	<5	90,2	0,64	91,5	<1	12,3	<0,01	37,0

Tabla A-69. Concentración de REE por corte del ensayo 6a.

Rango de tamiz	Ce (ppm)	Dy (ppm)	Er (ppm)	Eu (ppm)	Gd (ppm)	Ho (ppm)	La (ppm)	Lu (ppm)	Nd (ppm)
+100	41,0	<10	<10	<5	<20	<5	19,0	<5	<10
-100 +140	93,0	<10	<10	<5	<20	<5	44,0	<5	<10
-140	327,0	<10	<10	<5	<20	<5	155,0	<5	<10
TOTAL	91,8	<10	<10	<5	<20	<5	43,3	<5	<10
Rango de tamiz	Pr (ppm)	Re (ppm)	Sc (ppm)	Sm (ppm)	Tb (ppm)	Th (ppm)	Tm (ppm)	Y (ppm)	Yb (ppm)
+100	<20	<10	5,0	<5	<10	<10	<10	6,0	<5
-100 +140	<20	<10	8,0	<5	<10	<10	<10	12,0	<5
-140	<20	<10	13,0	<5	<10	<10	<10	31,0	<5
TOTAL	<20	<10	7,0	<5	<10	<10	<10	11,0	<5

Tabla A-70. Concentración de otros metales por corte del ensayo 6a.

Rango de tamiz	Ag (ppm)	Al (%)	As (ppm)	Ba (ppm)	Be (ppm)	Bi (ppm)	Ca (%)	Cd (ppm)	Co (ppm)	Cr (ppm)
+100	<1	2,99	18,0	302,0	<1	<5	0,73	<2	18,0	452,0
-100 +140	<1	2,53	18,0	210,0	<1	<5	1,14	<2	27,0	378,0
-140	<1	2,45	18,0	191,0	1,0	54,0	1,49	<2	91,0	329,0
TOTAL	<1	2,75	18,0	253,6	<1	n.d.	0,97	<2	29,3	409,5
Rango de tamiz	Cu (%)	Fe (%)	K (%)	Mg (%)	Mn (%)	Mo (ppm)	Na (%)	Ni (ppm)	P (ppm)	Pb (%)
+100	<0,01	2,47	1,09	0,53	0,04	8,0	0,53	31,0	262,0	<0,01
-100 +140	<0,01	4,10	0,67	0,63	0,07	8,0	0,37	30,0	443,0	<0,01
-140	0,01	>5,0	0,56	0,76	0,35	6,0	0,31	47,0	820,0	<0,01
TOTAL	<0,01	n.d.	0,87	0,59	0,08	7,8	0,44	32,3	392,9	<0,01
Rango de tamiz	Sb (ppm)	Sc (ppm)	Sn (ppm)	Sr (ppm)	Ti (%)	W (ppm)	Zn (%)	Y (ppm)	V (ppm)	Zr (ppm)
+100	<5	7,0	<5	85,0	0,19	53,0	<1	8,0	<0,01	14,0
-100 +140	<5	10,0	<5	92,0	0,78	96,0	<1	14,0	<0,01	24,0
-140	<5	16,0	<5	100,0	4,98	398,0	<1	32,0	0,01	184,0
TOTAL	<5	9,1	<5	89,4	0,93	106,4	<1	12,9	<0,01	35,9

Tabla A-71. *Concentración de REE por corte del ensayo 6b.*

Rango de tamiz	Ce (ppm)	Dy (ppm)	Er (ppm)	Eu (ppm)	Gd (ppm)	Ho (ppm)	La (ppm)	Lu (ppm)	Nd (ppm)
+100	41,0	<10	<10	<5	<20	<5	19,0	<5	<10
-100 +140	113,0	<10	<10	<5	<20	<5	53,0	<5	<10
-140	399,0	<10	<10	<5	<20	<5	178,0	<5	<10
TOTAL	107,0	<10	<10	<5	<20	<5	49,1	<5	<10
Rango de tamiz	Pr (ppm)	Re (ppm)	Sc (ppm)	Sm (ppm)	Tb (ppm)	Th (ppm)	Tm (ppm)	Y (ppm)	Yb (ppm)
+100	<20	<10	6,0	<5	<10	<10	<10	6,0	<5
-100 +140	<20	<10	9,0	<5	<10	<10	<10	14,0	<5
-140	<20	<10	13,0	<5	<10	<10	<10	36,0	<5
TOTAL	<20	<10	7,9	<5	<10	<10	<10	12,3	<5

Tabla A-72. *Concentración de otros metales por corte del ensayo 6b.*

Rango de tamiz	Ag (ppm)	Al (%)	As (ppm)	Ba (ppm)	Be (ppm)	Bi (ppm)	Ca (%)	Cd (ppm)	Co (ppm)	Cr (ppm)
+100	<1	3,13	18,0	318,0	<1	<5	0,74	<2	18,0	324,0
-100 +140	<1	2,58	19,0	213,0	<1	7,0	1,26	<2	30,0	427,0
-140	<1	2,01	17,0	152,0	1,0	62,0	1,47	<2	107,0	341,0
TOTAL	<1	2,8	18,3	257,9	<1	n.d.	1,0	<2	32,0	368,2
Rango de tamiz	Cu (%)	Fe (%)	K (%)	Mg (%)	Mn (%)	Mo (ppm)	Na (%)	Ni (ppm)	P (ppm)	Pb (%)
+100	<0,01	2,35	1,15	0,54	0,04	7,0	0,55	25,0	268,0	<0,01
-100 +140	<0,01	4,56	0,68	0,68	0,09	8,0	0,37	32,0	460,0	<0,01
-140	0,01	>5,0	0,43	0,63	0,42	5,0	0,24	45,0	812,0	<0,01
TOTAL	<0,01	n.d.	0,9	0,6	0,1	7,2	0,4	29,9	402,2	<0,01
Rango de tamiz	Sb (ppm)	Sc (ppm)	Sn (ppm)	Sr (ppm)	Ti (%)	W (ppm)	Zn (%)	Y (ppm)	V (ppm)	Zr (ppm)
+100	<5	7,0	<5	86,0	0,19	55,0	<1	8,0	<0,01	14,0
-100 +140	<5	10,0	<5	94,0	0,91	107,0	<6	11,0	0,01	28,0
-140	<5	15,0	<5	91,0	>5,0	488,0	<1	37,0	0,02	286,0
TOTAL	<5	9,0	<5	89,8	n.d.	120,3	<1	12,2	<0,01	47,3

Tabla A-73. *Concentración de REE por corte del ensayo 7a.*

Rango de tamiz	Ce (ppm)	Dy (ppm)	Er (ppm)	Eu (ppm)	Gd (ppm)	Ho (ppm)	La (ppm)	Lu (ppm)	Nd (ppm)
+100	24,0	<10	<10	<5	<20	<5	12,0	<5	<10
-100 +140	52,0	<10	<10	<5	<20	<5	25,0	<5	<10
-140	190,0	<10	<10	<5	<20	<5	84,0	<5	<10
TOTAL	56,9	<10	<10	<5	<20	<5	26,7	<5	<10
Rango de tamiz	Pr (ppm)	Re (ppm)	Sc (ppm)	Sm (ppm)	Tb (ppm)	Th (ppm)	Tm (ppm)	Y (ppm)	Yb (ppm)
+100	<20	<10	5,0	<5	<10	<10	<10	5,0	<5
-100 +140	<20	<10	7,0	<5	<10	<10	<10	9,0	<5
-140	<20	<10	10,0	<5	<10	<10	<10	23,0	<5
TOTAL	<20	<10	6,5	<5	<10	<10	<10	9,0	<5

Tabla A-74. *Concentración de otros metales por corte del ensayo 7a.*

Rango de tamiz	Ag (ppm)	Al (%)	As (ppm)	Ba (ppm)	Be (ppm)	Bi (ppm)	Ca (%)	Cd (ppm)	Co (ppm)	Cr (ppm)
+100	<1	2,88	<5	254,0	1,0	<5	0,70	<2	11,0	197,0
-100 +140	<1	2,41	<5	163,0	1,0	<5	1,12	<2	26,0	290,0
-140	<1	2,78	<5	173,0	1,0	<5	1,27	<2	99,0	282,0
TOTAL	<1	2,66	<5	203,3	1,0	<5	0,96	<2	28,5	249,1
Rango de tamiz	Cu (%)	Fe (%)	K (%)	Mg (%)	Mn (%)	Mo (ppm)	Na (%)	Ni (ppm)	P (ppm)	Pb (%)
+100	<0,01	2,13	0,99	0,50	0,03	<5	0,44	16,0	180,0	<0,01
-100 +140	<0,01	4,33	0,61	0,63	0,07	<5	0,29	21,0	371,0	<0,01
-140	0,01	>5,0	0,60	0,71	0,30	<5	0,24	38,0	721,0	<0,01
TOTAL	<0,01	n.d.	0,77	0,58	0,08	<5	0,35	20,9	332,0	<0,01
Rango de tamiz	Sb (ppm)	Sc (ppm)	Sn (ppm)	Sr (ppm)	Ti (%)	W (ppm)	Zn (%)	Y (ppm)	V (ppm)	Zr (ppm)
+100	<5	5,0	<5	79,0	0,14	43,0	<1	5,0	<0,01	11,0
-100 +140	<5	8,0	<5	87,0	0,50	72,0	<1	10,0	<0,01	18,0
-140	<5	13,0	<5	93,0	2,92	261,0	<1	24,0	<0,01	102,0
TOTAL	<5	7,3	<5	84,3	0,64	82,8	<1	9,6	<0,01	25,3

Tabla A-75. Concentración de REE por corte del ensayo 7b.

Rango de tamiz	Ce (ppm)	Dy (ppm)	Er (ppm)	Eu (ppm)	Gd (ppm)	Ho (ppm)	La (ppm)	Lu (ppm)	Nd (ppm)
+100	26,0	<10	<10	<5	<20	<5	13,0	<5	<10
-100 +140	61,0	<10	<10	<5	<20	<5	30,0	<5	<10
-140	191,0	<10	<10	<5	<20	<5	83,0	<5	<10
TOTAL	59,7	<10	<10	<5	<20	<5	28,2	<5	<10
Rango de tamiz	Pr (ppm)	Re (ppm)	Sc (ppm)	Sm (ppm)	Tb (ppm)	Th (ppm)	Tm (ppm)	Y (ppm)	Yb (ppm)
+100	<20	<10	5,0	<5	<10	<10	<10	5,0	<5
-100 +140	<20	<10	7,0	<5	<10	<10	<10	9,0	<5
-140	<20	<10	11,0	<5	<10	<10	<10	21,0	<5
TOTAL	<20	<10	6,5	<5	<10	<10	<10	8,5	<5

Tabla A-76. Concentración de otros metales por corte del ensayo 7b.

Rango de tamiz	Ag (ppm)	Al (%)	As (ppm)	Ba (ppm)	Be (ppm)	Bi (ppm)	Ca (%)	Cd (ppm)	Co (ppm)	Cr (ppm)
+100	<1	2,97	<5	262,0	<1	<5	0,47	<2	10,0	274,0
-100 +140	<1	2,43	<5	165,0	1,0	<5	1,05	<2	25,0	318,0
-140	<1	2,71	<5	169,0	1,0	<5	1,21	<2	95,0	288,0
TOTAL	<1	2,71	<5	210,8	<1	<5	0,80	<2	26,1	294,0
Rango de tamiz	Cu (%)	Fe (%)	K (%)	Mg (%)	Mn (%)	Mo (ppm)	Na (%)	Ni (ppm)	P (ppm)	Pb (%)
+100	0,01	2,06	1,06	0,35	0,03	<5	0,48	16,0	173,0	0,01
-100 +140	0,01	4,23	0,62	0,59	0,07	<5	0,30	20,0	362,0	0,01
-140	0,01	>5,0	0,59	0,68	0,29	<5	0,23	47,0	712,0	0,01
TOTAL	<0,01	n.d.	0,82	0,49	0,08	<5	0,38	21,3	314,3	0,01
Rango de tamiz	Sb (ppm)	Sc (ppm)	Sn (ppm)	Sr (ppm)	Ti (%)	W (ppm)	Zn (%)	Y (ppm)	V (ppm)	Zr (ppm)
+100	<5	5,0	<5	84,0	0,15	44,0	<1	6,0	<0,01	9,0
-100 +140	<5	8,0	<5	88,0	0,55	76,0	<1	10,0	<0,01	20,0
-140	<5	12,0	<5	88,0	2,65	251,0	<1	24,0	<0,01	93,0
TOTAL	<5	7,1	<5	86,1	0,61	81,4	<1	9,8	<0,01	23,3

Tabla A-77. Concentración de REE por corte del ensayo 8a.

Rango de tamiz	Ce (ppm)	Dy (ppm)	Er (ppm)	Eu (ppm)	Gd (ppm)	Ho (ppm)	La (ppm)	Lu (ppm)	Nd (ppm)
+100	33,0	<10	<10	<5	<20	<5	16,0	<5	<10
-100 +140	73,0	<10	<10	<5	<20	<5	36,0	<5	<10
-140	222,0	<10	<10	<5	<20	<5	99,0	<5	<10
TOTAL	70,9	<10	<10	<5	<20	<5	33,6	<5	<10
Rango de tamiz	Pr (ppm)	Re (ppm)	Sc (ppm)	Sm (ppm)	Tb (ppm)	Th (ppm)	Tm (ppm)	Y (ppm)	Yb (ppm)
+100	<20	<10	5,0	<5	<10	<10	<10	6,0	<5
-100 +140	<20	<10	8,0	<5	<10	<10	<10	10,0	<5
-140	<20	<10	11,0	<5	<10	<10	<10	26,0	<5
TOTAL	<20	<10	6,9	<5	<10	<10	<10	9,9	<5

Tabla A-78. Concentración de otros metales por corte del ensayo 8a.

Rango de tamiz	Ag (ppm)	Al (%)	As (ppm)	Ba (ppm)	Be (ppm)	Bi (ppm)	Ca (%)	Cd (ppm)	Co (ppm)	Cr (ppm)
+100	<1	3,27	<5	277,0	1,0	<5	0,60	<2	10,0	206,0
-100 +140	<1	2,55	<5	190,0	1,0	<5	0,77	<2	15,0	210,0
-140	<1	2,90	<5	199,0	1,0	<5	1,21	<2	47,0	295,0
TOTAL	<1	2,94	<5	233,2	1,0	<5	0,74	<2	16,3	217,9
Rango de tamiz	Cu (%)	Fe (%)	K (%)	Mg (%)	Mn (%)	Mo (ppm)	Na (%)	Ni (ppm)	P (ppm)	Pb (%)
+100	<0,01	2,14	1,16	0,49	0,03	<5	0,50	17,0	206,0	<0,01
-100 +140	<0,01	2,76	0,74	0,50	0,04	<5	0,34	17,0	276,0	<0,01
-140	<0,01	>5,0	0,75	0,69	0,13	<5	0,37	30,0	594,0	<0,01
TOTAL	<0,01	n.d.	0,94	0,52	0,05	<5	0,42	18,5	278,9	<0,01
Rango de tamiz	Sb (ppm)	Sc (ppm)	Sn (ppm)	Sr (ppm)	Ti (%)	W (ppm)	Zn (%)	Y (ppm)	V (ppm)	Zr (ppm)
+100	<5	5,0	<5	82,0	0,17	<0,01	<1	6,0	47,0	12,0
-100 +140	<5	6,0	<5	78,0	0,72	<0,01	<1	12,0	88,0	21,0
-140	<5	10,0	<5	94,0	4,20	<0,01	<1	26,0	322,0	149,0
TOTAL	<5	6,0	<5	81,8	0,86	<0,01	<1	10,7	95,2	31,5

Tabla A-79. *Concentración de REE por corte del ensayo 8c.*

Rango de tamiz	Ce (ppm)	Dy (ppm)	Er (ppm)	Eu (ppm)	Gd (ppm)	Ho (ppm)	La (ppm)	Lu (ppm)	Nd (ppm)
+100	29,0	<10	<10	<5	<20	<5	14,0	<5	<10
-100 +140	76,0	<10	<10	<5	<20	<5	37,0	<5	<10
-140	253,0	<10	<10	<5	<20	<5	105,0	<5	<10
TOTAL	70,6	<10	<10	<5	<20	<5	32,4	<5	<10
Rango de tamiz	Pr (ppm)	Re (ppm)	Sc (ppm)	Sm (ppm)	Tb (ppm)	Th (ppm)	Tm (ppm)	Y (ppm)	Yb (ppm)
+100	<20	<10	5,0	<5	<10	<10	<10	5,0	<5
-100 +140	<20	<10	8,0	<5	<10	<10	<10	11,0	<5
-140	<20	<10	12,0	<5	<10	<10	<10	24,0	<5
TOTAL	<20	<10	6,9	<5	<10	<10	<10	9,3	<5

Tabla A-80. *Concentración de otros metales por corte del ensayo 8c.*

Rango de tamiz	Ag (ppm)	Al (%)	As (ppm)	Ba (ppm)	Be (ppm)	Bi (ppm)	Ca (%)	Cd (ppm)	Co (ppm)	Cr (ppm)
+100	<1	3,12	<5	271,0	1,0	<5	0,61	<2	11,0	364,0
-100 +140	<1	2,56	<5	184,0	<1	<5	0,81	<2	17,0	390,0
-140	<1	3,11	<5	207,0	1,0	<5	1,24	<2	55,0	310,0
TOTAL	<1	2,91	<5	231,2	<1,0	<5	0,75	<2	17,9	368,1
Rango de tamiz	Cu (%)	Fe (%)	K (%)	Mg (%)	Mn (%)	Mo (ppm)	Na (%)	Ni (ppm)	P (ppm)	Pb (%)
+100	<0,01	2,32	1,14	0,47	0,03	<5	0,48	19,0	203,0	<0,01
-100 +140	<0,01	3,24	0,74	0,50	0,04	<5	0,33	20,0	295,0	<0,01
-140	0,01	>5,0	0,77	0,71	0,16	<5	0,36	38,0	617,0	<0,01
TOTAL	<0,01	n.d.	0,95	0,51	0,05	<5	0,41	21,4	281,8	<0,01
Rango de tamiz	Sb (ppm)	Sc (ppm)	Sn (ppm)	Sr (ppm)	Ti (%)	W (ppm)	Zn (%)	Y (ppm)	V (ppm)	Zr (ppm)
+100	<5	5,0	<5	82,0	0,17	<0,01	<1	6,0	47,0	11,0
-100 +140	<5	7,0	<5	82,0	0,77	<0,01	<1	13,0	91,0	22,0
-140	<5	11,0	<5	102,0	3,99	<0,01	<1	28,0	307,0	178,0
TOTAL	<5	6,4	<5	84,1	0,80	<0,01	<1	11,0	91,3	32,9

Tabla A-81. *Concentración de REE por corte del ensayo 9a.*

Rango de tamiz	Ce (ppm)	Dy (ppm)	Er (ppm)	Eu (ppm)	Gd (ppm)	Ho (ppm)	La (ppm)	Lu (ppm)	Nd (ppm)
+100	39,0	<10	<10	<5	<20	<5	19,0	<5	<10
-100 +140	103,0	<10	<10	<5	<20	<5	49,0	<5	<10
-140	324,0	<10	<10	<5	<20	<5	137,0	<5	<10
TOTAL	100,7	<10	<10	<5	<20	<5	46,0	<5	<10
Rango de tamiz	Pr (ppm)	Re (ppm)	Sc (ppm)	Sm (ppm)	Tb (ppm)	Th (ppm)	Tm (ppm)	Y (ppm)	Yb (ppm)
+100	<20	<10	5,0	<5	<10	<10	<10	6,0	<5
-100 +140	<20	<10	8,0	7,0	<10	<10	<10	12,0	<5
-140	<20	<10	12,0	26,0	<10	<10	<10	26,0	5,0
TOTAL	<20	<10	7,1	n.d.	<10	<10	<10	10,9	<5

Tabla A-82. *Concentración de otros metales por corte del ensayo 9a.*

Rango de tamiz	Ag (ppm)	Al (%)	As (ppm)	Ba (ppm)	Be (ppm)	Bi (ppm)	Ca (%)	Cd (ppm)	Co (ppm)	Cr (ppm)
+100	<1	2,88	<5	254,0	1,0	<5	0,70	<2	11,0	197,0
-100 +140	<1	2,41	<5	163,0	1,0	<5	1,12	<2	26,0	290,0
-140	<1	2,78	<5	173,0	1,0	<5	1,27	<2	99,0	282,0
TOTAL	<1	2,68	<5	206,9	1,0	<5	0,94	<2	28,1	245,4
Rango de tamiz	Cu (%)	Fe (%)	K (%)	Mg (%)	Mn (%)	Mo (ppm)	Na (%)	Ni (ppm)	P (ppm)	Pb (%)
+100	<0,01	2,13	0,99	0,50	0,03	<5	0,44	16,0	180,0	<0,01
-100 +140	<0,01	4,33	0,61	0,63	0,07	<5	0,29	21,0	371,0	<0,01
-140	0,01	>5,0	0,60	0,71	0,30	<5	0,24	38,0	721,0	<0,01
TOTAL	<0,01	n.d.	0,79	0,58	0,08	<5	0,35	20,8	325,3	<0,01
Rango de tamiz	Sb (ppm)	Sc (ppm)	Sn (ppm)	Sr (ppm)	Ti (%)	W (ppm)	Zn (%)	Y (ppm)	V (ppm)	Zr (ppm)
+100	<5	5,0	<5	79,0	0,20	45,0	<1	6,0	<0,01	11,0
-100 +140	<5	8,0	<5	87,0	0,86	93,0	<1	12,0	<0,01	25,0
-140	<5	13,0	<5	93,0	4,73	339,0	<1	28,0	<0,01	182,0
TOTAL	<5	7,2	<5	84,0	1,04	101,3	<1	11,2	<0,01	38,1

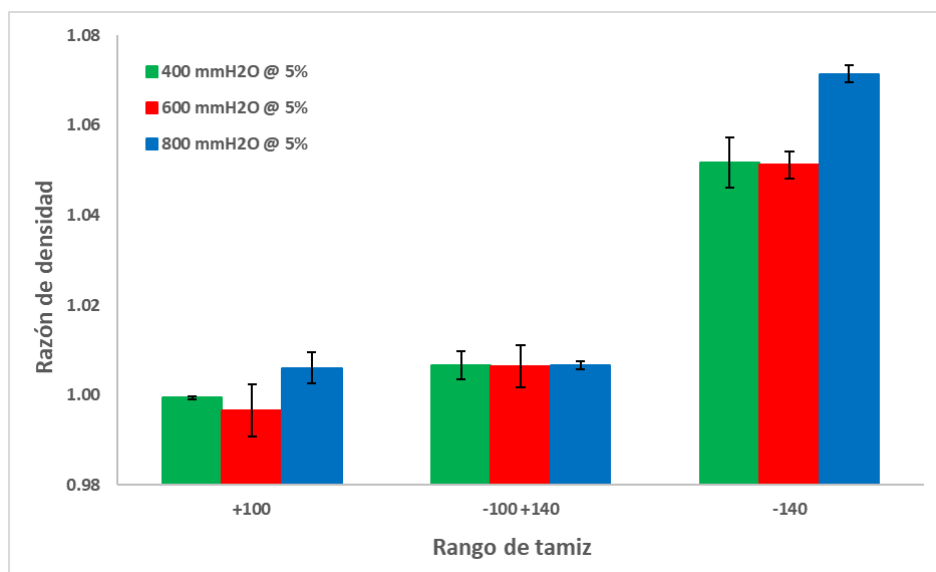
Tabla A-83. Concentración de REE por corte del ensayo 9b.

Rango de tamiz	Ce (ppm)	Dy (ppm)	Er (ppm)	Eu (ppm)	Gd (ppm)	Ho (ppm)	La (ppm)	Lu (ppm)	Nd (ppm)
+100	35,0	<10	<10	<5	<20	<5	17,0	<5	<10
-100 +140	110,0	<10	<10	<5	<20	<5	54,0	<5	<10
-140	313,0	<10	<10	<5	<20	<5	135,0	<5	<10
TOTAL	97,0	<10	<10	<5	<20	<5	45,3	<5	<10
Rango de tamiz	Pr (ppm)	Re (ppm)	Sc (ppm)	Sm (ppm)	Tb (ppm)	Th (ppm)	Tm (ppm)	Y (ppm)	Yb (ppm)
+100	<20	<10	5,0	<5	<10	<10	<10	6,0	<5
-100 +140	<20	<10	9,0	7,0	<10	<10	<10	13,0	<5
-140	<20	<10	12,0	26,0	<10	<10	<10	30,0	6,0
TOTAL	<20	<10	7,4	n.d.	<10	<10	<10	11,6	<5

Tabla A-84. Concentración de otros metales por corte del ensayo 9b.

Rango de tamiz	Ag (ppm)	Al (%)	As (ppm)	Ba (ppm)	Be (ppm)	Bi (ppm)	Ca (%)	Cd (ppm)	Co (ppm)	Cr (ppm)
+100	<1	2,97	<5	262,0	<1	<5	0,47	<2	10,0	274,0
-100 +140	<1	2,43	<5	165,0	1,0	<5	1,05	<2	25,0	318,0
-140	<1	2,71	<5	169,0	1,0	<5	1,21	<2	95,0	288,0
TOTAL	<1	2,73	<5	213,6	<1	<5	0,78	<2	25,9	292,6
Rango de tamiz	Cu (%)	Fe (%)	K (%)	Mg (%)	Mn (%)	Mo (ppm)	Na (%)	Ni (ppm)	P (ppm)	Pb (%)
+100	<0,01	2,06	1,06	0,35	0,03	<5	0,48	16,0	173,0	<0,01
-100 +140	<0,01	4,23	0,62	0,59	0,07	<5	0,30	20,0	362,0	<0,01
-140	0,01	>5,0	0,59	0,68	0,29	<5	0,23	47,0	712,0	<0,01
TOTAL	<0,01	n.d.	0,83	0,48	0,08	<5	0,38	21,2	309,9	<0,01
Rango de tamiz	Sb (ppm)	Sc (ppm)	Sn (ppm)	Sr (ppm)	Ti (%)	W (ppm)	Zn (%)	Y (ppm)	V (ppm)	Zr (ppm)
+100	<5	5,0	<5	84,0	0,16	41,0	<1	5,0	<0,01	17,0
-100 +140	<5	8,0	<5	88,0	0,83	89,0	<1	12,0	<0,01	25,0
-140	<5	12,0	<5	88,0	4,54	340,0	<1	29,0	<0,01	163,0
TOTAL	<5	7,0	<5	86,0	0,94	95,1	<1	10,6	<0,01	37,5

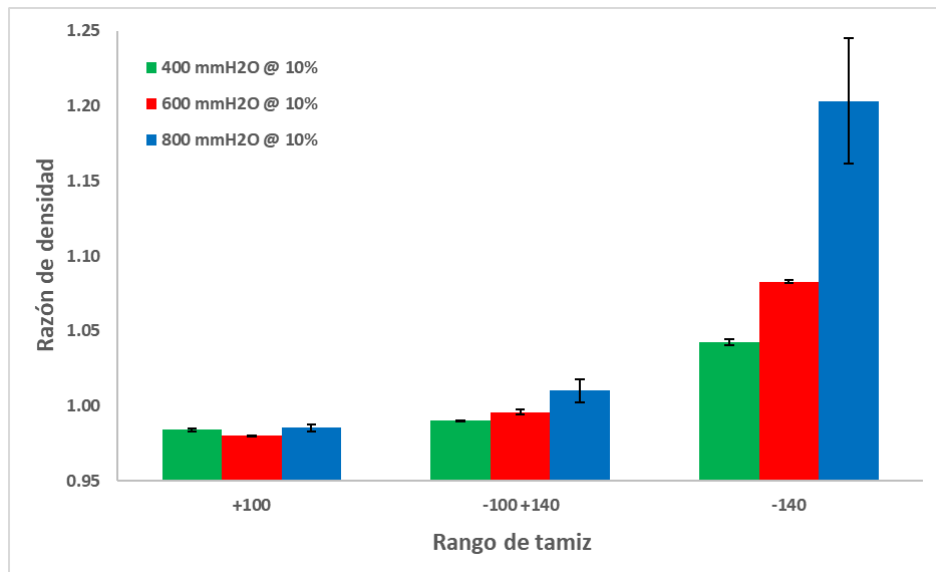
APÉNDICE 13: Razón de densidad



Gráfica A-1. Razón de densidad vs rango de tamiz, para P = 400, 600 y 800 mmH₂O y PS = 5 %.

Tabla A-85. Razón de densidad promedio y desviación para PS = 5 %.

Presión de alimentación (mmH ₂ O)	Rango de tamiz	Razón de densidad	
		Promedio	Desviación
400	+100	1,00	0,0004
400	-100 +140	1,01	0,003
400	-140	1,05	0,006
600	+100	1,00	0,01
600	-100 +140	1,01	0,005
600	-140	1,05	0,003
800	+100	1,01	0,003
800	-100 +140	1,01	0,001
800	-140	1,07	0,002



Gráfica A-2. Razón de densidad vs rango de tamiz, para P = 400, 600 y 800 mmH₂O y PS = 10 %.

Tabla A-86. Razón de densidad promedio y desviación para PS = 10 %.

Presión de alimentación (mmH ₂ O)	Rango de tamiz	Razón de densidad	
		Promedio	Desviación
400	+100	0,98	0,001
400	-100 +140	0,99	0,0001
400	-140	1,04	0,002
600	+100	0,98	0,0001
600	-100 +140	1,00	0,002
600	-140	1,08	0,001
800	+100	0,99	0,003
800	-100 +140	1,01	0,01
800	-140	1,20	0,04

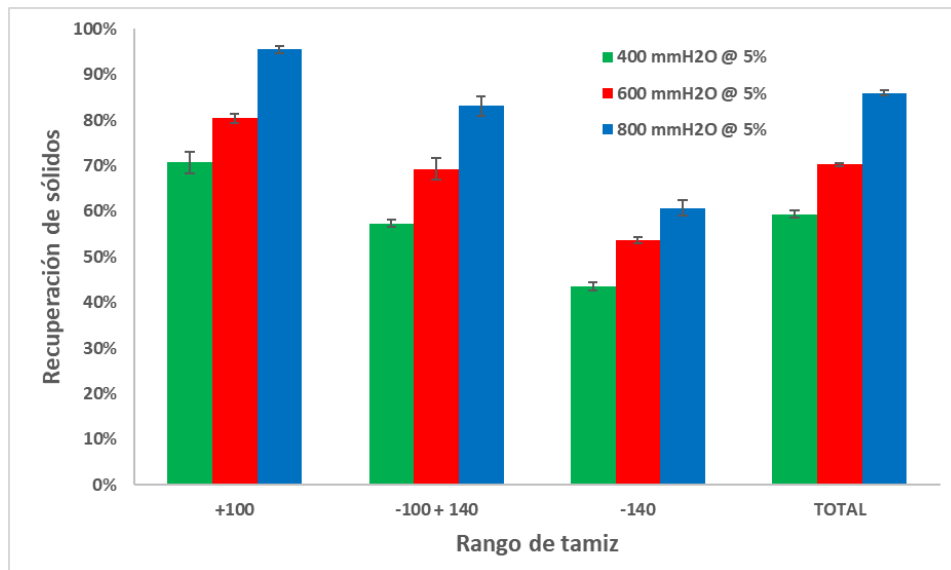
Tabla A-87. Razón de densidad promedio y desviación para PS = 15 %.

Presión de alimentación (mmH ₂ O)	Rango de tamiz	Razón de densidad	
		Promedio	Desviación
400	+100	0,98	0,01
400	-100 +140	0,99	0,001
400	-140	1,05	0,004
600	+100	0,99	0,002
600	-100 +140	1,01	0,001
600	-140	1,13	0,002
800	+100	0,99	0,003
800	-100 +140	1,01	0,004
800	-140	1,16	0,004

Tabla A-88. Razón de densidad promedio y desviación para tamaño de partículas menor a malla 140.

Presión de alimentación (mmH ₂ O)	Porcentaje de sólidos (%)	Razón de densidad	
		Promedio	Desviación
400	5	1,05	0,01
400	10	1,04	0,002
400	15	1,05	0,004
600	5	1,05	0,003
600	10	1,08	0,001
600	15	1,13	0,002
800	5	1,07	0,002
800	10	1,20	0,04
800	15	1,16	0,004

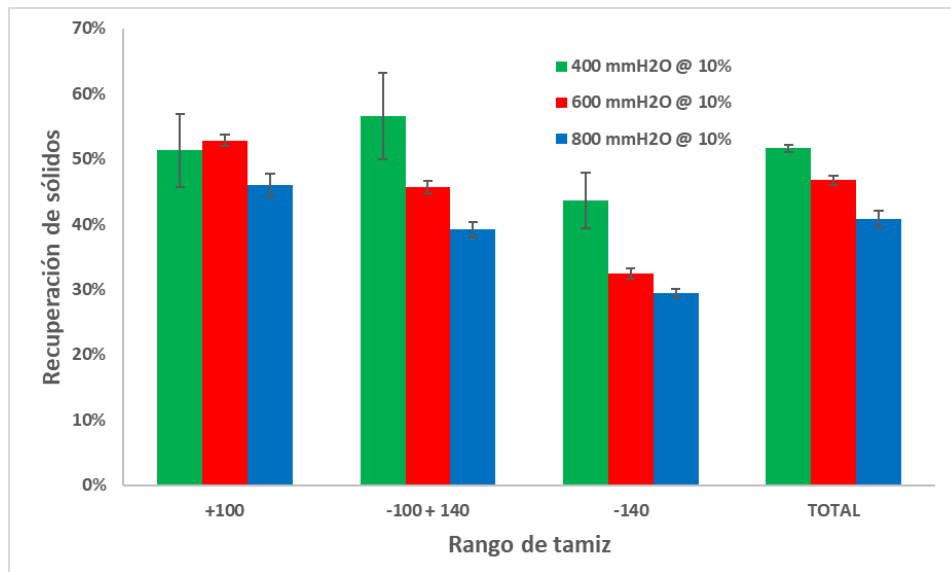
APÉNDICE 14: Recuperación de sólidos



Gráfica A-3. Recuperación de sólidos vs rango de tamiz, para P = 400, 600 y 800 mmH₂O y PS = 5 %

Tabla A-89. Recuperación de sólidos promedio y desviación para PS = 5%.

Presión de alimentación (mmH ₂ O)	Rango de tamiz	Recuperación de sólidos (%)	
		Promedio	Desviación
400	+100	71	2
400	-100 +140	57	1
400	-140	43	1
400	TOTAL	59	1
600	+100	80	1
600	-100 +140	69	2
600	-140	54	1
600	TOTAL	70	0,3
800	+100	95	1
800	-100 +140	83	2
800	-140	61	2
800	TOTAL	86	1



Gráfica A-4. Recuperación de sólidos vs rango de tamiz, para P = 400, 600 y 800 mmH₂O y PS = 10 %

Tabla A-90. Recuperación de sólidos promedio y desviación para PS = 10%.

Presión de alimentación (mmH ₂ O)	Rango de tamiz	Recuperación de sólidos (%)	
		Promedio	Desviación
400	+100	51	6
400	-100 +140	57	7
400	-140	44	4
400	TOTAL	52	1
600	+100	53	1
600	-100 +140	46	1
600	-140	32	1
600	TOTAL	47	1
800	+100	46	2
800	-100 +140	39	1
800	-140	29	1
800	TOTAL	41	1

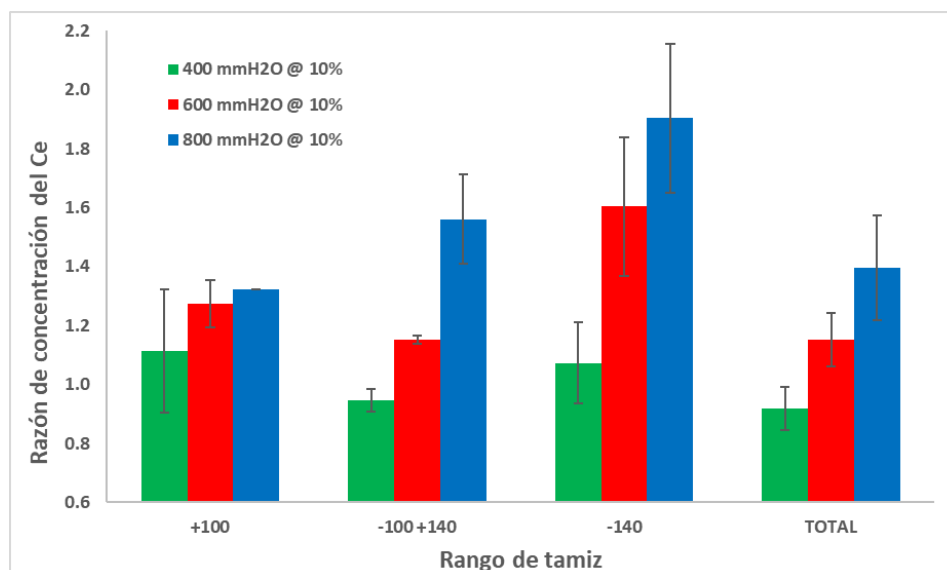
Tabla A-91. *Recuperación de sólidos promedio y desviación para PS = 15%.*

Presión de alimentación (mmH ₂ O)	Rango de tamiz	Recuperación de sólidos (%)	
		Promedio	Desviación
400	+100	50	2
400	-100 +140	45	1
400	-140	37	2
400	TOTAL	46	1
600	+100	34	0,3
600	-100 +140	30	0,3
600	-140	25	0,3
600	TOTAL	31	0,04
800	+100	28	1
800	-100 +140	25	1
800	-140	21	1
800	TOTAL	26	1

Tabla A-92. *Recuperación de sólidos promedio y desviación.*

Presión de alimentación (mmH ₂ O)	Porcentaje de sólidos (%)	Recuperación de sólidos (%)	
		Promedio	Desviación
400	5	59	1
400	10	52	1
400	15	46	1
600	5	70	0,3
600	10	47	1
600	15	31	0,04
800	5	86	1
800	10	41	1
800	15	26	1

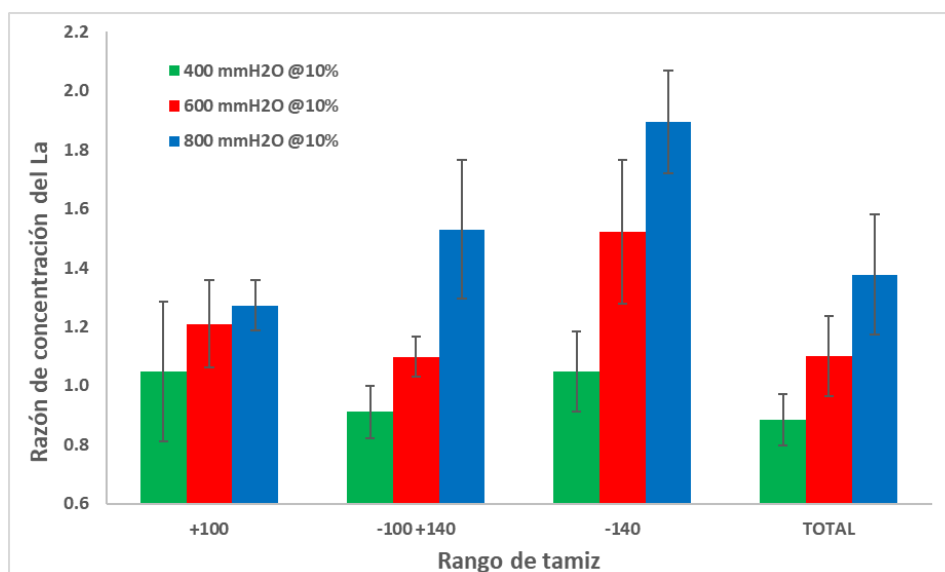
APÉNDICE 15: Razón de concentración vs rango de tamiz



Gráfica A-5. Razón de concentración del Ce vs rango de tamiz, para P = 400, 600 y 800 mmH₂O y PS = 10 %.

Tabla A-93. Razón de concentración promedio del cerio y desviación para PS = 10%.

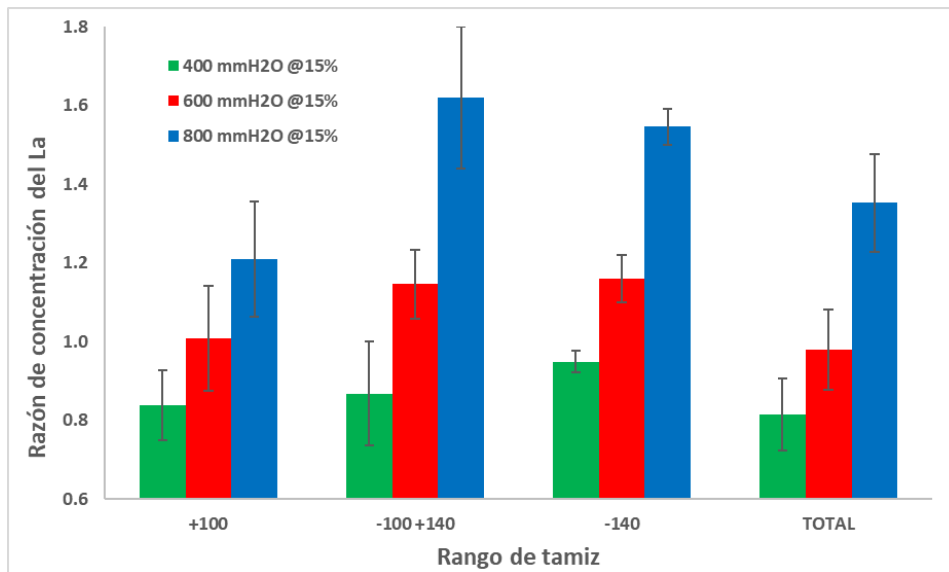
Presión de alimentación (mmH ₂ O)	Rango de tamiz	Razón de concentración	
		Promedio	Desviación
400	+100	1,11	0,21
400	-100 +140	0,95	0,04
400	-140	1,07	0,14
400	TOTAL	0,92	0,07
600	+100	1,27	0,08
600	-100 +140	1,15	0,02
600	-140	1,60	0,23
600	TOTAL	1,15	0,09
800	+100	1,32	0,00
800	-100 +140	1,56	0,15
800	-140	1,90	0,25
800	TOTAL	1,40	0,18



Gráfica A-6. Razón de concentración del La vs rango de tamiz, para P = 400, 600 y 800 mmH₂O y PS = 10 %.

Tabla A-94. Razón de concentración promedio del lantano y desviación para PS = 10%.

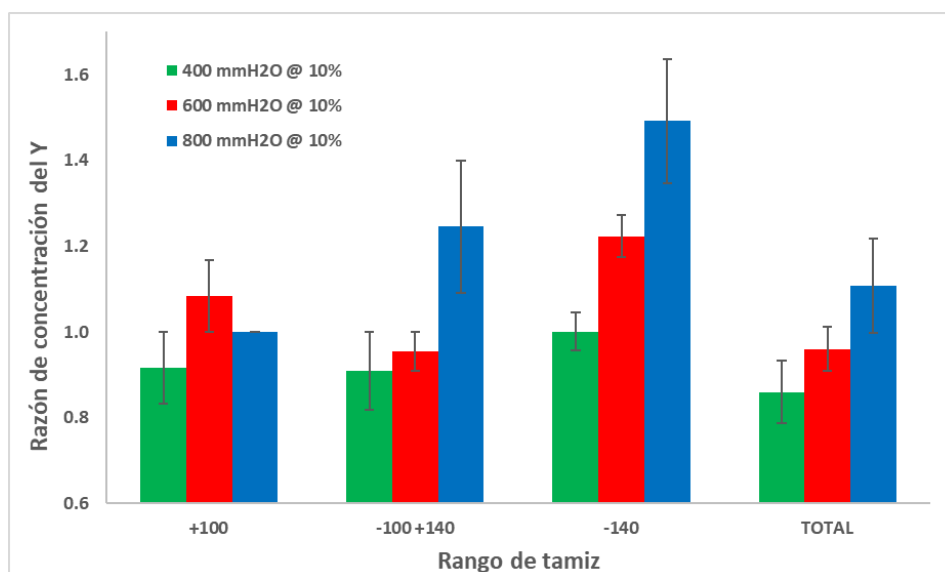
Presión de alimentación (mmH ₂ O)	Rango de tamiz	Razón de concentración	
		Promedio	Desviación
400	+100	1,05	0,24
400	-100 +140	0,91	0,09
400	-140	1,05	0,14
400	TOTAL	0,88	0,09
600	+100	1,21	0,15
600	-100 +140	1,10	0,07
600	-140	1,52	0,24
600	TOTAL	1,10	0,14
800	+100	1,27	0,08
800	-100 +140	1,53	0,24
800	-140	1,90	0,17
800	TOTAL	1,38	0,20



Gráfica A-7. Razón de concentración del La vs rango de tamiz, para P = 400, 600 y 800 mmH₂O y PS = 15 %.

Tabla A-95. Razón de concentración promedio del lantano y desviación para PS = 15%.

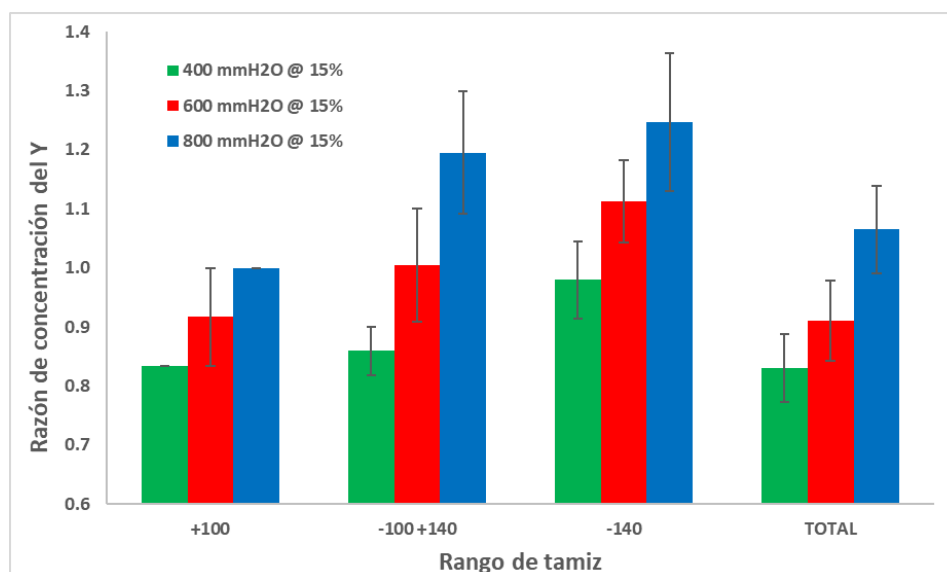
Presión de alimentación (mmH ₂ O)	Rango de tamiz	Razón de concentración	
		Promedio	Desviación
400	+100	0,84	0,09
400	-100 +140	0,87	0,13
400	-140	0,95	0,03
400	TOTAL	0,82	0,09
600	+100	1,01	0,13
600	-100 +140	1,15	0,09
600	-140	1,16	0,06
600	TOTAL	0,98	0,10
800	+100	1,21	0,15
800	-100 +140	1,62	0,18
800	-140	1,55	0,05
800	TOTAL	1,35	0,12



Gráfica A-8. Razón de concentración del Y vs rango de tamiz, para P = 400, 600 y 800 mmH₂O y PS = 10 %.

Tabla A-96. Razón de concentración promedio del itrio y desviación para PS = 10%.

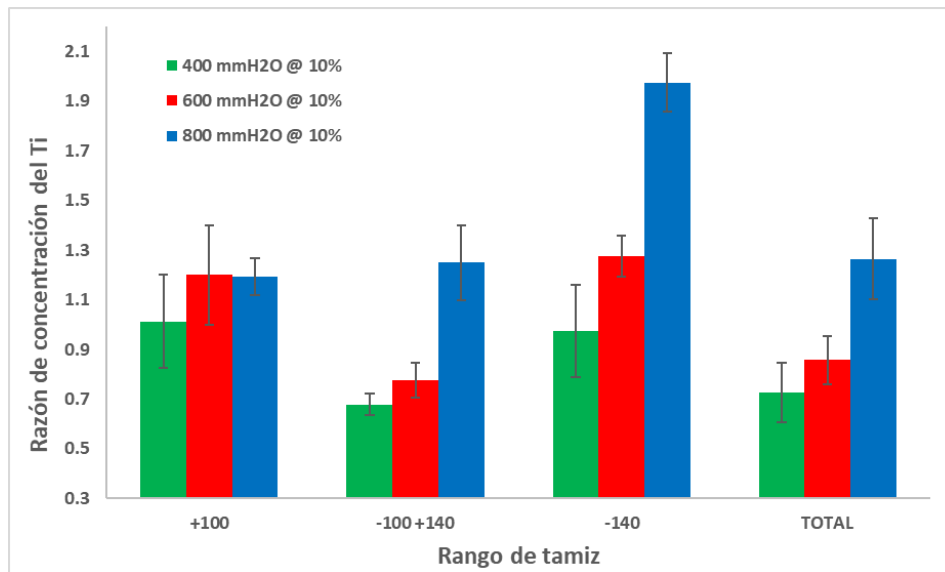
Presión de alimentación (mmH ₂ O)	Rango de tamiz	Razón de concentración	
		Promedio	Desviación
400	+100	0,92	0,08
400	-100 +140	0,91	0,09
400	-140	1,00	0,04
400	TOTAL	0,86	0,07
600	+100	1,08	0,08
600	-100 +140	0,95	0,05
600	-140	1,22	0,05
600	TOTAL	0,96	0,05
800	+100	1,00	0,00
800	-100 +140	1,25	0,15
800	-140	1,49	0,14
800	TOTAL	1,11	0,11



Gráfica A-9. Razón de concentración del Y vs rango de tamiz, para P = 400, 600 y 800 mmH₂O y PS = 15 %.

Tabla A-97. Razón de concentración promedio del itrio y desviación para PS = 15%.

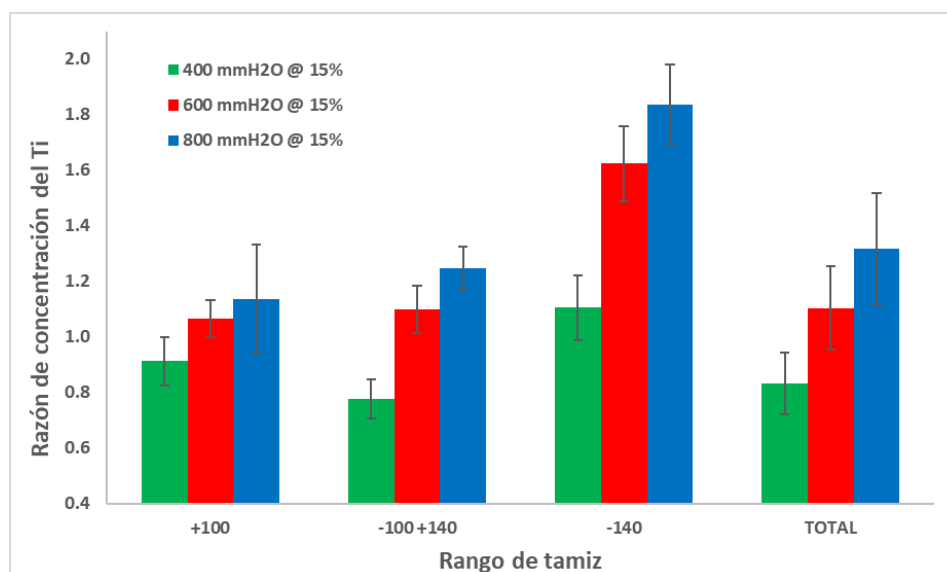
Presión de alimentación (mmH ₂ O)	Rango de tamiz	Razón de concentración	
		Promedio	Desviación
400	+100	0,83	0,00
400	-100 +140	0,86	0,04
400	-140	0,98	0,07
400	TOTAL	0,83	0,06
600	+100	0,92	0,08
600	-100 +140	1,00	0,10
600	-140	1,11	0,07
600	TOTAL	0,91	0,07
800	+100	1,00	0,00
800	-100 +140	1,20	0,10
800	-140	1,25	0,12
800	TOTAL	1,06	0,07



Gráfica A-10. Razón de concentración del Ti vs rango de tamiz, para P = 400, 600 y 800 mmH₂O y PS = 10 %.

Tabla A-98. Razón de concentración promedio del titanio y desviación para PS = 10%.

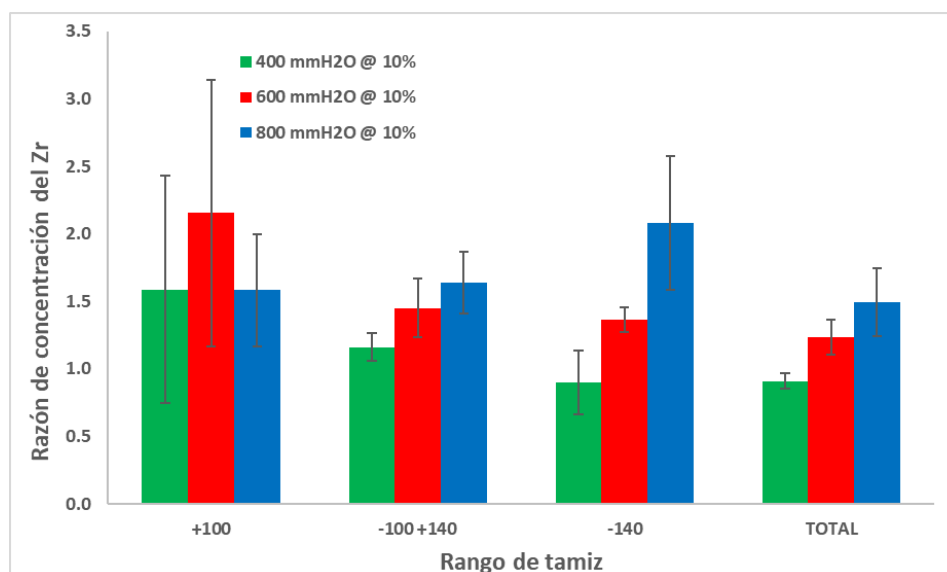
Presión de alimentación (mmH ₂ O)	Rango de tamiz	Razón de concentración	
		Promedio	Desviación
400	+100	1,01	0,19
400	-100 +140	0,68	0,04
400	-140	0,97	0,19
400	TOTAL	0,73	0,12
600	+100	1,20	0,20
600	-100 +140	0,78	0,07
600	-140	1,28	0,08
600	TOTAL	0,86	0,10
800	+100	1,19	0,07
800	-100 +140	1,25	0,15
800	-140	1,98	0,12
800	TOTAL	1,26	0,16



Gráfica A-11. Razón de concentración del Ti vs rango de tamiz, para P = 400, 600 y 800 mmH₂O y PS = 15 %.

Tabla A-99. Razón de concentración promedio del titanio y desviación para PS = 15%.

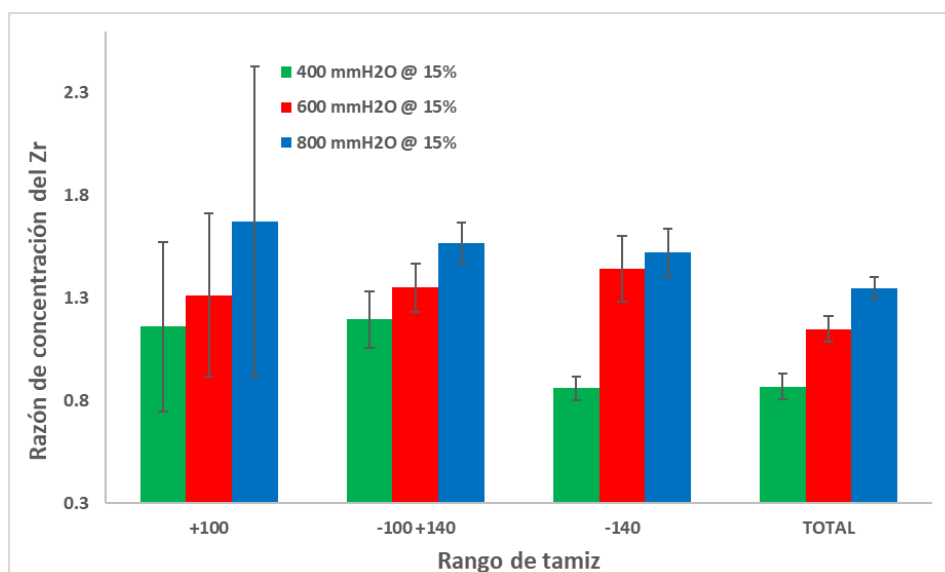
Presión de alimentación (mmH ₂ O)	Rango de tamiz	Razón de concentración	
		Promedio	Desviación
400	+100	0,91	0,09
400	-100 +140	0,78	0,07
400	-140	1,11	0,12
400	TOTAL	0,83	0,11
600	+100	1,07	0,07
600	-100 +140	1,10	0,09
600	-140	1,62	0,13
600	TOTAL	1,10	0,15
800	+100	1,14	0,20
800	-100 +140	1,25	0,08
800	-140	1,84	0,14
800	TOTAL	1,32	0,20



Gráfica A-12. Razón de concentración del Zr vs rango de tamiz, para P = 400, 600 y 800 mmH₂O y PS = 10 %.

Tabla A-100. Razón de concentración promedio del circonio y desviación para PS = 10%.

Presión de alimentación (mmH ₂ O)	Rango de tamiz	Razón de concentración	
		Promedio	Desviación
400	+100	1,59	0,84
400	-100 +140	1,16	0,10
400	-140	0,90	0,24
400	TOTAL	0,91	0,05
600	+100	2,15	0,99
600	-100 +140	1,45	0,22
600	-140	1,37	0,09
600	TOTAL	1,23	0,13
800	+100	1,58	0,42
800	-100 +140	1,64	0,23
800	-140	2,08	0,50
800	TOTAL	1,49	0,25



Gráfica A-13. Razón de concentración del Zr vs rango de tamiz, para P = 400, 600 y 800 mmH₂O y PS = 15 %.

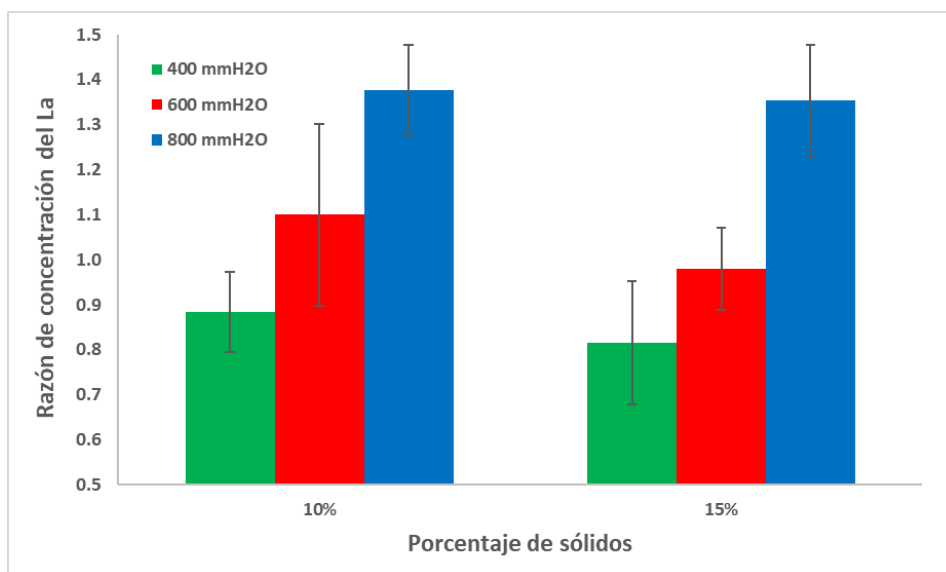
Tabla A-101. Razón de concentración promedio del circonio y desviación para PS = 15%.

Presión de alimentación (mmH ₂ O)	Rango de tamiz	Razón de concentración	
		Promedio	Desviación
400	+100	1,16	0,41
400	-100 +140	1,20	0,14
400	-140	0,86	0,06
400	TOTAL	0,87	0,06
600	+100	1,32	0,40
600	-100 +140	1,35	0,12
600	-140	1,44	0,16
600	TOTAL	1,15	0,06
800	+100	1,67	0,76
800	-100 +140	1,57	0,10
800	-140	1,52	0,12
800	TOTAL	1,35	0,05

Tabla A-102. Razón de concentración promedio del cerio y desviación para PS = 15%.

Presión de alimentación (mmH ₂ O)	Rango de tamiz	Razón de concentración	
		Promedio	Desviación
400	+100	0,81	0,03
400	-100 +140	0,86	0,07
400	-140	1,00	0,04
400	TOTAL	0,82	0,06
600	+100	1,00	0,06
600	-100 +140	1,13	0,02
600	-140	1,24	0,12
600	TOTAL	0,99	0,05
800	+100	1,19	0,06
800	-100 +140	1,61	0,05
800	-140	1,67	0,09
800	TOTAL	1,38	0,10

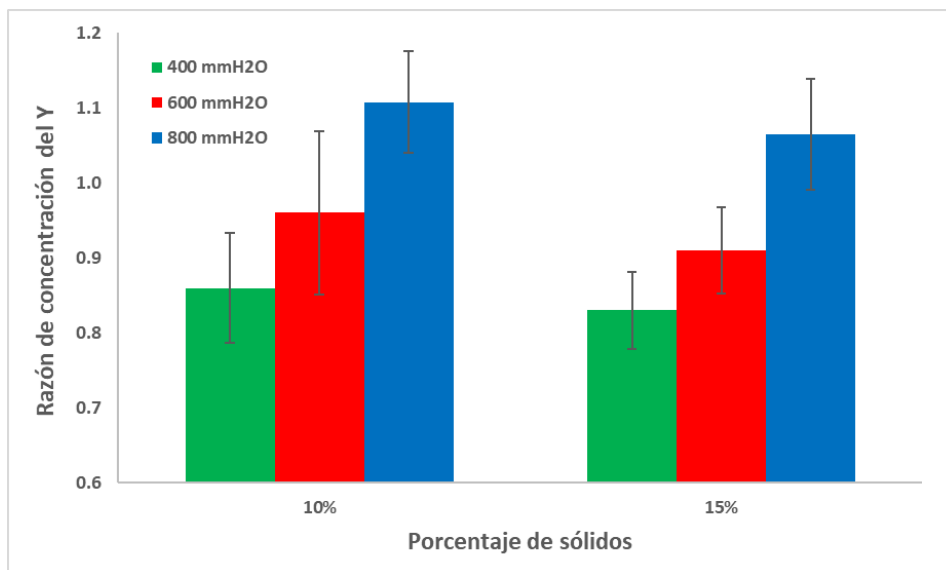
APÉNDICE 16: Razón de concentración vs porcentaje de sólidos



Gráfica A-14. Razón de concentración del La vs porcentaje de sólidos, para P = 400, 600 y 800 mmH₂O.

Tabla A-103. Razón de concentración promedio del lantano y desviación.

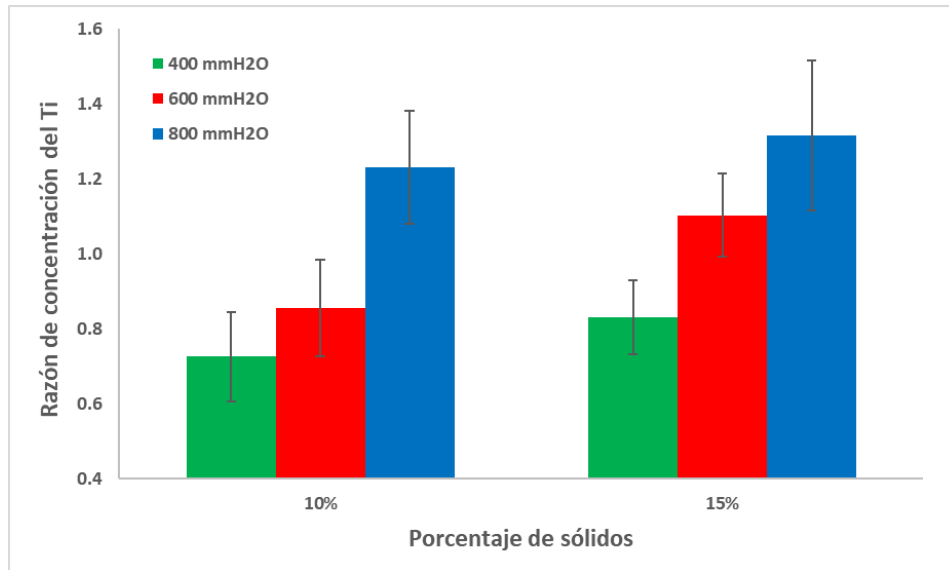
Presión de alimentación (mmH ₂ O)	Porcentaje de sólidos (%)	Razón de concentración	
		Promedio	Desviación
400	10	0,88	0,09
400	15	0,82	0,14
600	10	1,10	0,20
600	15	0,98	0,09
800	10	1,38	0,10
800	15	1,35	0,12



Gráfica A-15. Razón de concentración del Y vs porcentaje de sólidos, para P = 400, 600 y 800 mmH₂O.

Tabla A-104. Razón de concentración promedio del itrio y desviación.

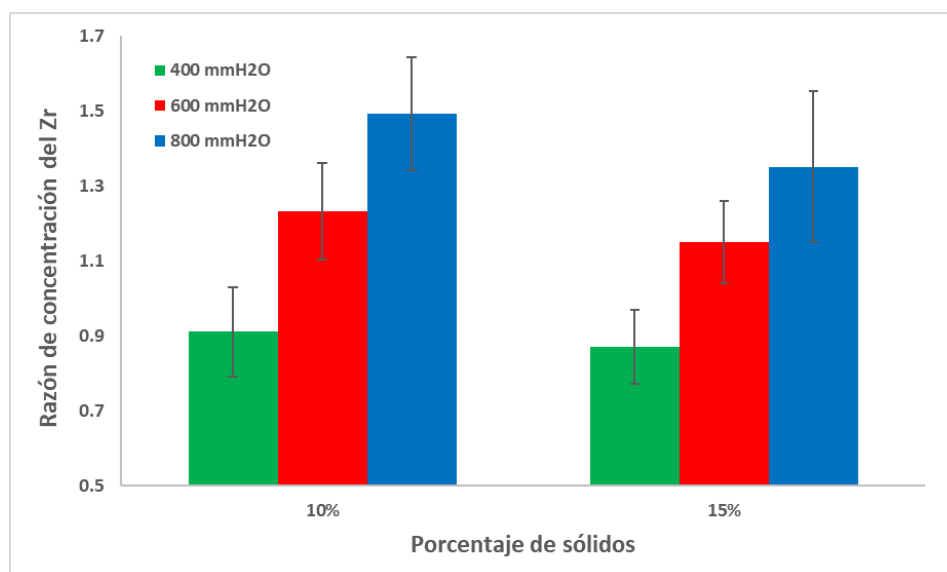
Presión de alimentación (mmH ₂ O)	Porcentaje de sólidos (%)	Razón de concentración	
		Promedio	Desviación
400	10	0,86	0,07
400	15	0,83	0,05
600	10	0,96	0,11
600	15	0,91	0,06
800	10	1,11	0,07
800	15	1,06	0,07



Gráfica A-16. Razón de concentración del Ti vs porcentaje de sólidos, para P = 400, 600 y 800 mmH₂O.

Tabla A-105. Razón de concentración promedio del titanio y desviación.

Presión de alimentación (mmH ₂ O)	Porcentaje de sólidos (%)	Razón de concentración	
		Promedio	Desviación
400	10	0,73	0,12
400	15	0,83	0,10
600	10	0,86	0,13
600	15	1,10	0,11
800	10	1,23	0,15
800	15	1,32	0,20



Gráfica A-17. Razón de concentración del Zr vs porcentaje de sólidos, para P = 400, 600 y 800 mmH₂O.

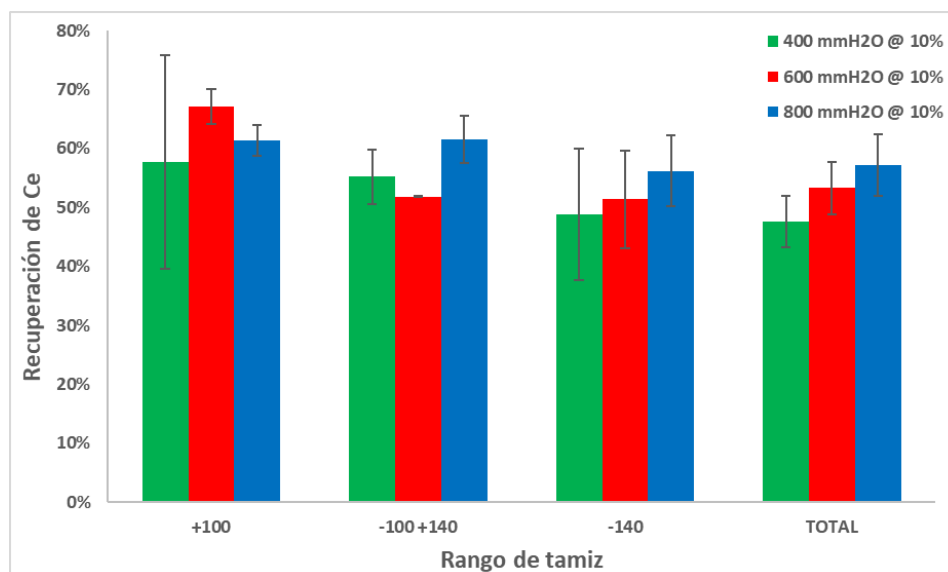
Tabla A-106. Razón de concentración promedio del circonio y desviación.

Presión de alimentación (mmH ₂ O)	Porcentaje de sólidos (%)	Razón de concentración	
		Promedio	Desviación
400	10	0,91	0,05
400	15	0,87	0,13
600	10	1,23	0,25
600	15	1,15	0,06
800	10	1,49	0,06
800	15	1,35	0,05

Tabla A-107. Razón de concentración promedio del cerio y desviación.

Presión de alimentación (mmH ₂ O)	Porcentaje de sólidos (%)	Razón de concentración	
		Promedio	Desviación
400	10	0,92	0,07
400	15	0,82	0,09
600	10	1,15	0,18
600	15	0,99	0,06
800	10	1,40	0,05
800	15	1,38	0,10

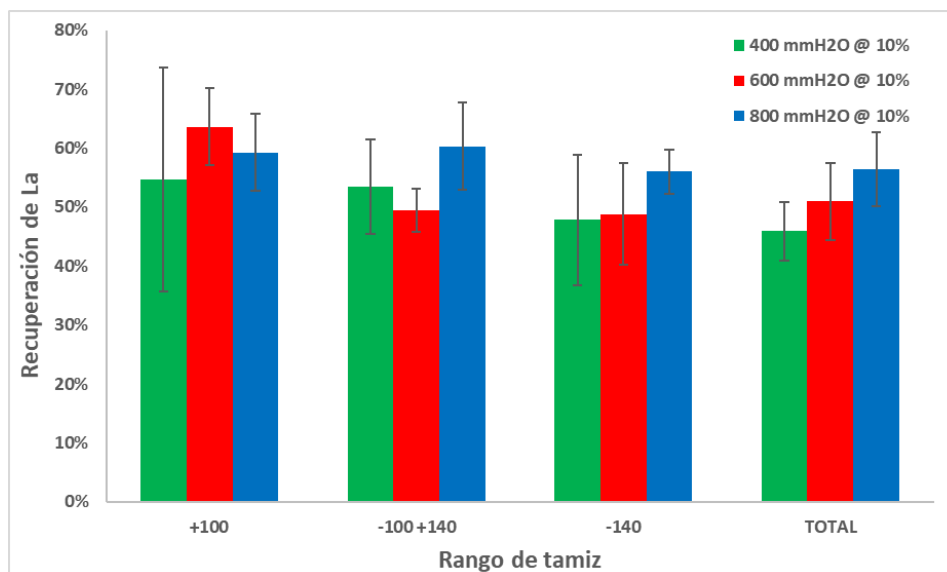
APÉNDICE 17: Recuperación vs rango de tamiz



Gráfica A-18. Recuperación de Ce vs rango de tamaño, para P = 400, 600 y 800 mmH₂O y PS = 10 %.

Tabla A-108. Recuperación promedio del cerio y desviación para PS = 10%.

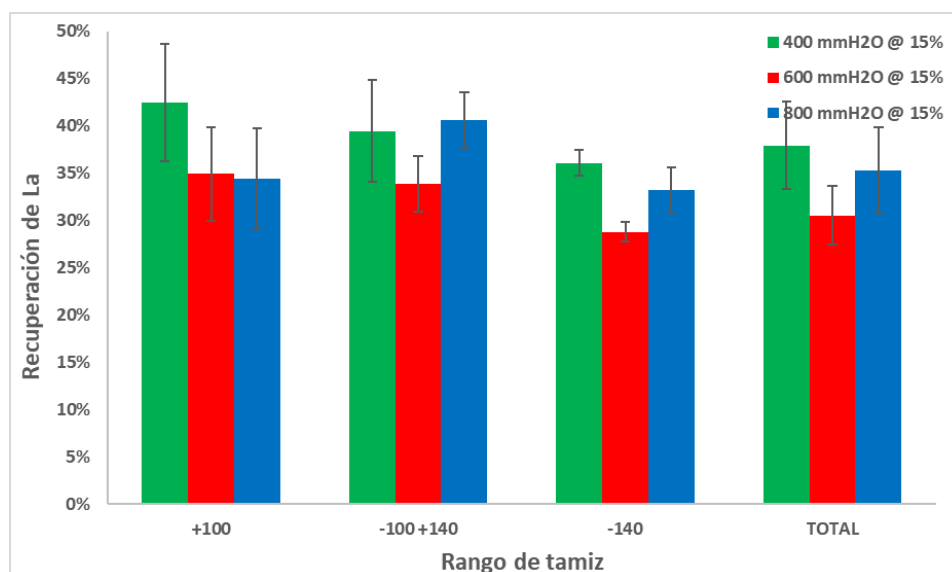
Presión de alimentación (mmH ₂ O)	Rango de tamiz	Razón de concentración	
		Promedio	Desviación
400	+100	58	18
400	-100 +140	55	5
400	-140	49	11
400	TOTAL	48	4
600	+100	67	3
600	-100 +140	52	0,1
600	-140	51	8
600	TOTAL	53	4
800	+100	61	3
800	-100 +140	62	4
800	-140	56	6
800	TOTAL	57	5



Gráfica A-19. Recuperación de La vs rango de tamaño, para P = 400, 600 y 800 mmH₂O y PS = 10 %.

Tabla A-109. Recuperación promedio del lantano y desviación para PS = 10%.

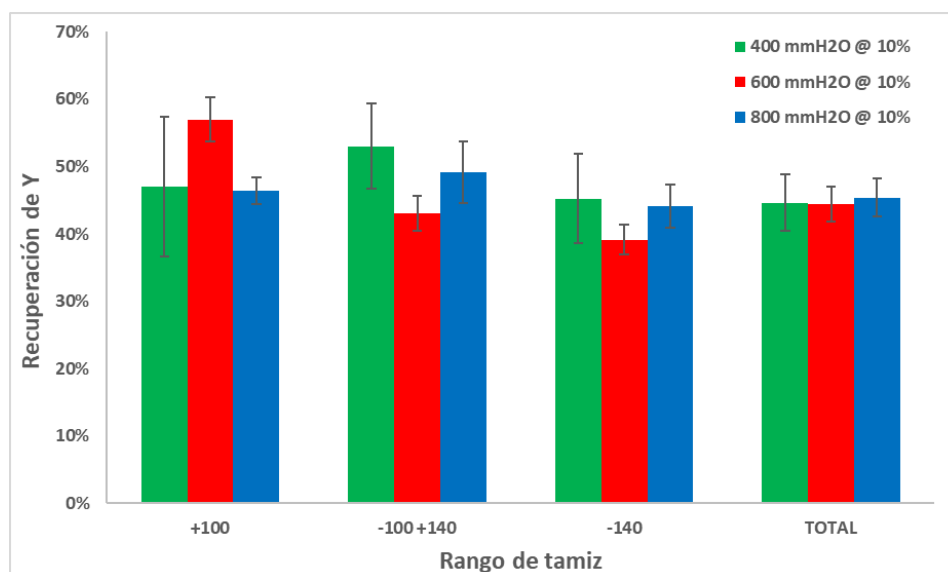
Presión de alimentación (mmH ₂ O)	Rango de tamiz	Razón de concentración	
		Promedio	Desviación
400	+100	55	19
400	-100 +140	53	8
400	-140	48	11
400	TOTAL	46	5
600	+100	64	7
600	-100 +140	50	4
600	-140	49	9
600	TOTAL	51	7
800	+100	59	6
800	-100 +140	60	7
800	-140	56	4
800	TOTAL	56	6



Gráfica A-20. Recuperación de La vs rango de tamaño, para P = 400, 600 y 800 mmH₂O y PS = 15 %.

Tabla A-110. Recuperación promedio del lantano y desviación para PS = 15%.

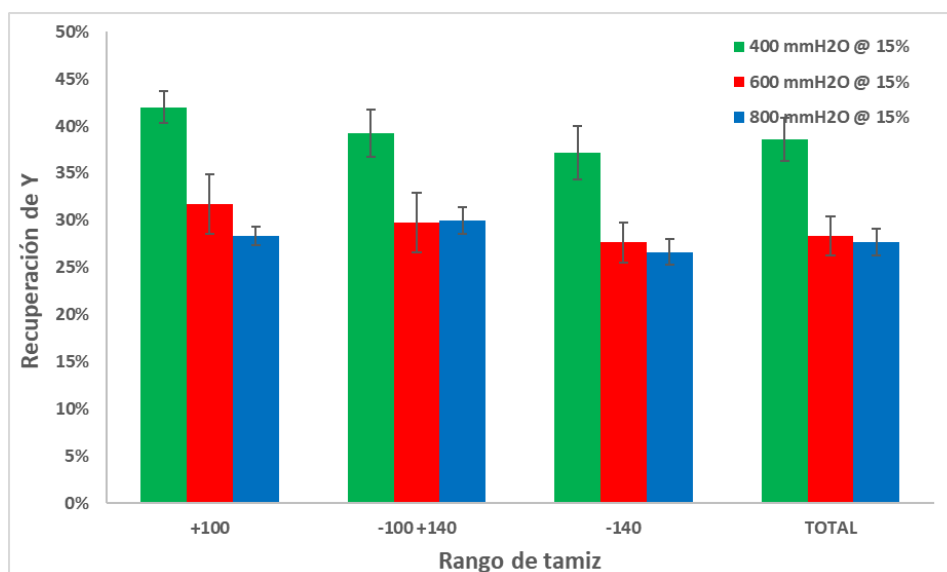
Presión de alimentación (mmH ₂ O)	Rango de tamiz	Razón de concentración	
		Promedio	Desviación
400	+100	42	6
400	-100 +140	39	5
400	-140	36	1
400	TOTAL	38	5
600	+100	35	5
600	-100 +140	34	3
600	-140	29	1
600	TOTAL	31	3
800	+100	34	5
800	-100 +140	41	3
800	-140	33	2
800	TOTAL	35	4



Gráfica A-21. Recuperación de Y vs rango de tamaño, para P = 400, 600 y 800 mmH₂O y PS = 10 %.

Tabla A-111. Recuperación promedio del itrio y desviación para PS = 10%.

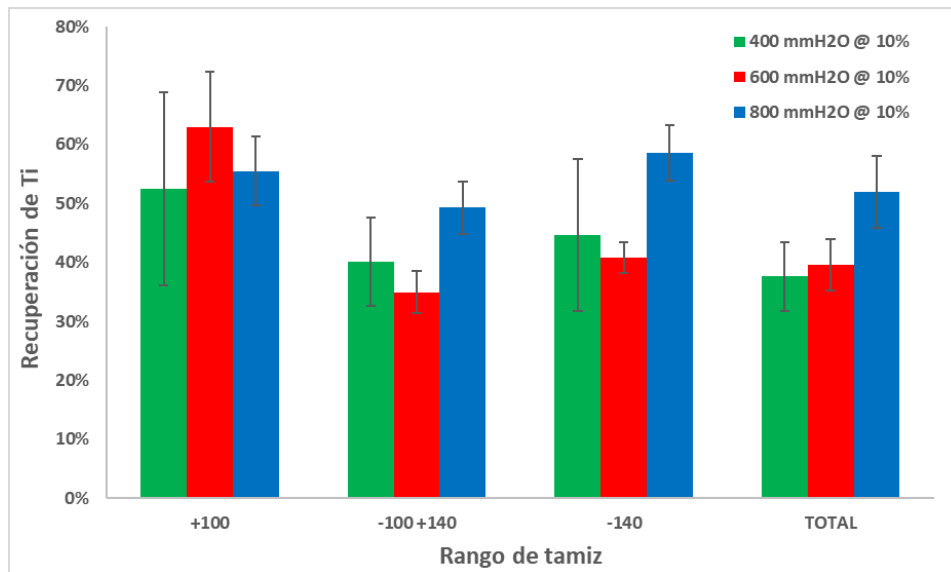
Presión de alimentación (mmH ₂ O)	Rango de tamiz	Razón de concentración	
		Promedio	Desviación
400	+100	47	10
400	-100 +140	53	6
400	-140	45	7
400	TOTAL	45	4
600	+100	57	3
600	-100 +140	43	3
600	-140	39	2
600	TOTAL	44	3
800	+100	46	2
800	-100 +140	49	5
800	-140	44	3
800	TOTAL	45	3



Gráfica A-22. Recuperación de Y vs rango de tamaño, para P = 400, 600 y 800 mmH₂O y PS = 15 %.

Tabla A-112. Recuperación promedio del itrio y desviación para PS = 15%.

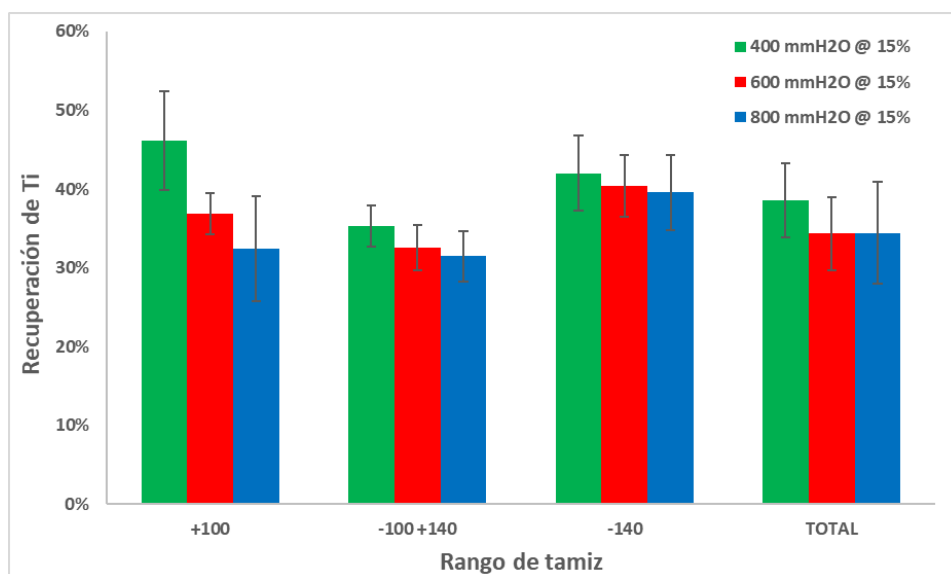
Presión de alimentación (mmH ₂ O)	Rango de tamiz	Razón de concentración	
		Promedio	Desviación
400	+100	42	2
400	-100 +140	39	3
400	-140	37	3
400	TOTAL	39	2
600	+100	32	3
600	-100 +140	30	3
600	-140	28	2
600	TOTAL	28	2
800	+100	28	1
800	-100 +140	30	1
800	-140	27	1
800	TOTAL	28	1



Gráfica A-23. Recuperación de Ti vs rango de tamaño, para P = 400, 600 y 800 mmH₂O y PS = 10 %.

Tabla A-113. Recuperación promedio del titanio y desviación para PS = 10%.

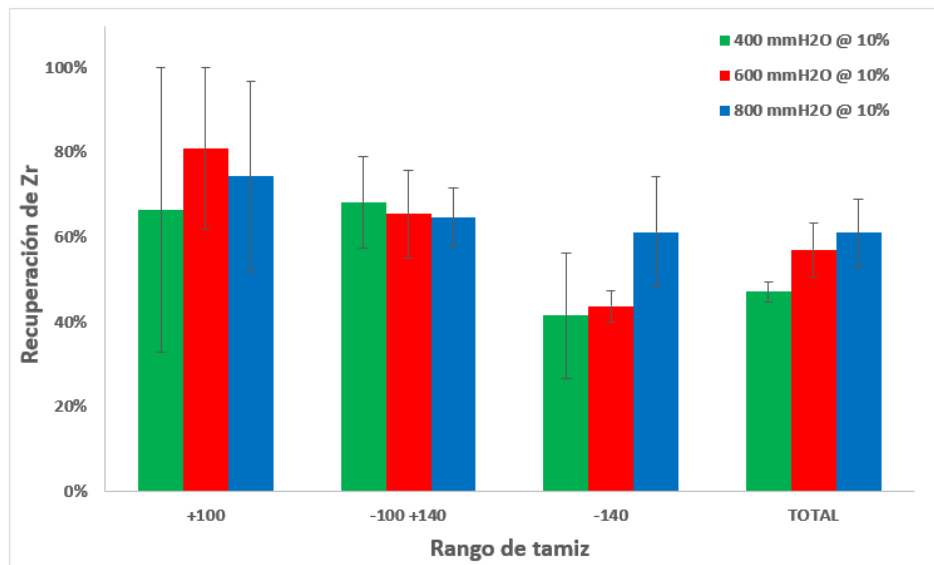
Presión de alimentación (mmH ₂ O)	Rango de tamiz	Razón de concentración	
		Promedio	Desviación
400	+100	52	16
400	-100 +140	40	8
400	-140	45	13
400	TOTAL	38	6
600	+100	63	9
600	-100 +140	35	4
600	-140	41	3
600	TOTAL	40	4
800	+100	56	6
800	-100 +140	49	4
800	-140	59	5
800	TOTAL	52	6



Gráfica A-24. Recuperación de Ti vs rango de tamaño, para P = 400, 600 y 800 mmH₂O y PS = 15 %.

Tabla A-114. Recuperación promedio del titanio y desviación para PS = 15%.

Presión de alimentación (mmH ₂ O)	Rango de tamiz	Razón de concentración	
		Promedio	Desviación
400	+100	46	6
400	-100 +140	35	3
400	-140	42	5
400	TOTAL	39	5
600	+100	37	3
600	-100 +140	33	3
600	-140	40	4
600	TOTAL	34	5
800	+100	32	7
800	-100 +140	31	3
800	-140	40	5
800	TOTAL	34	6

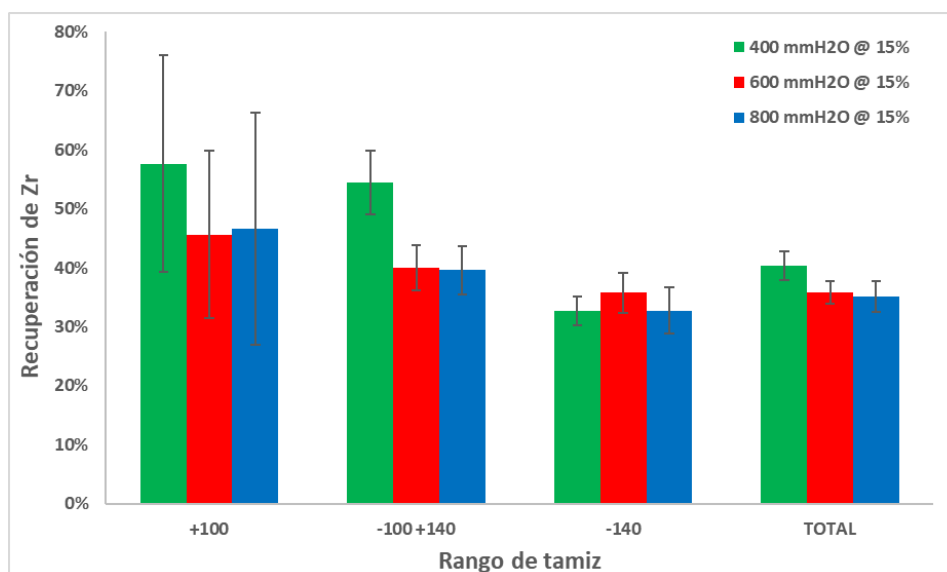


Gráfica A-25. Recuperación de Zr vs rango de tamaño, para P = 400, 600 y 800 mmH₂O y PS = 10 %.

Tabla A-115. Recuperación promedio del circonio y desviación para PS = 10%.

Presión de alimentación (mmH ₂ O)	Rango de tamiz	Razón de concentración	
		Promedio	Desviación
400	+100	66 ^a	34
400	-100 +140	68	11
400	-140	42	15
400	TOTAL	47	2
600	+100	81 ^b	19
600	-100 +140	65	10
600	-140	44	4
600	TOTAL	57	6
800	+100	74	23
800	-100 +140	65	7
800	-140	61	13
800	TOTAL	61	8

Nota: Recuperaciones promedio corregidas dado que uno de los valores promediados era mayor al 100 %. a: 139 %, b: 162 %; ambas se reemplazaron con 100 %.



Gráfica A-26. Recuperación de Zr vs rango de tamaño, para P = 400, 600 y 800 mmH₂O y PS = 15 %.

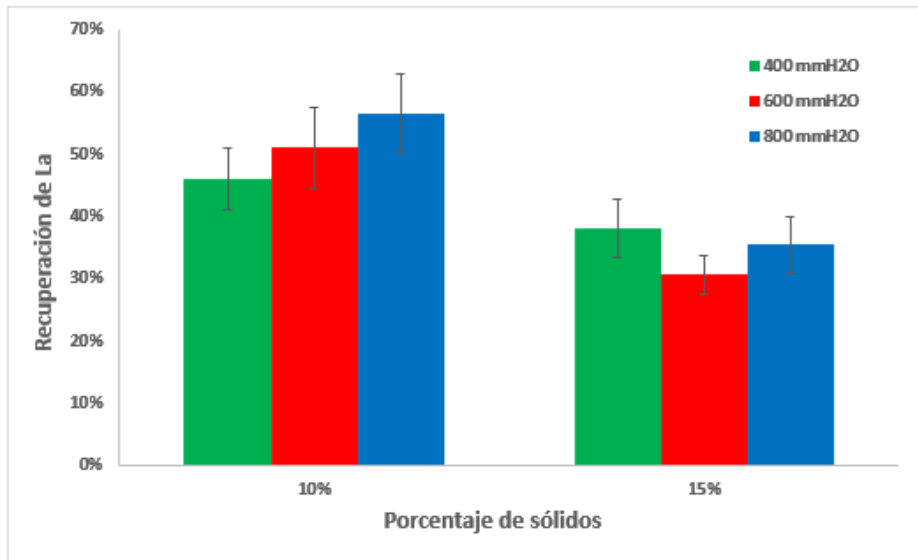
Tabla A-116. Recuperación promedio del circonio y desviación para PS = 15%.

Presión de alimentación (mmH ₂ O)	Rango de tamiz	Razón de concentración	
		Promedio	Desviación
400	+100	58	18
400	-100 +140	54	5
400	-140	33	3
400	TOTAL	40	2
600	+100	46	14
600	-100 +140	40	4
600	-140	36	3
600	TOTAL	36	2
800	+100	47	20
800	-100 +140	40	4
800	-140	33	4
800	TOTAL	35	3

Tabla A-117. *Recuperación promedio del cerio y desviación para PS = 15%.*

Presión de alimentación (mmH ₂ O)	Rango de tamiz	Razón de concentración	
		Promedio	Desviación
400	+100	41	3
400	-100 +140	39	2
400	-140	38	2
400	TOTAL	38	3
600	+100	35	3
600	-100 +140	33	1
600	-140	31	3
600	TOTAL	31	2
800	+100	34	3
800	-100 +140	41	0,3
800	-140	36	3
800	TOTAL	36	4

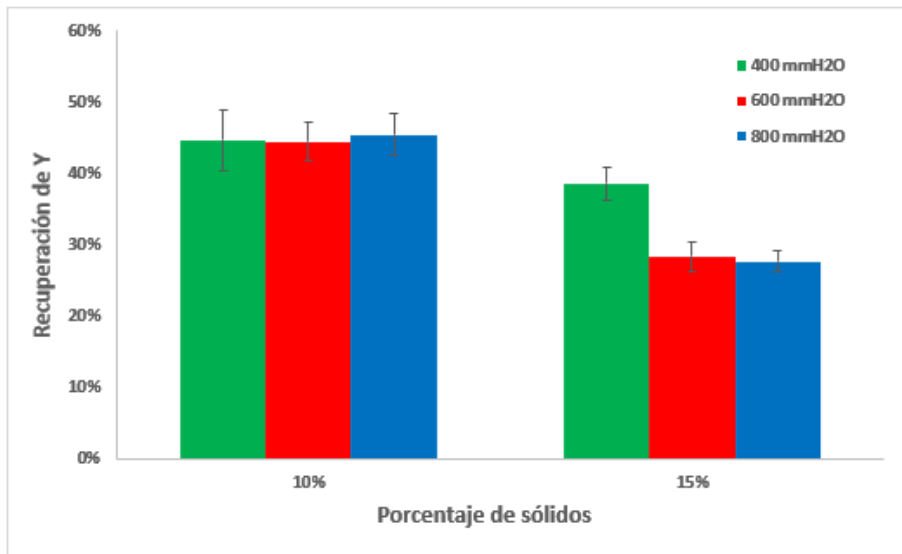
APÉNDICE 18: Recuperación vs porcentaje de sólidos



Gráfica A-27. Recuperación del La vs porcentaje de sólidos, para P = 400, 600 y 800 mmH₂O.

Tabla A-118. *Recuperación promedio del lantano y desviación.*

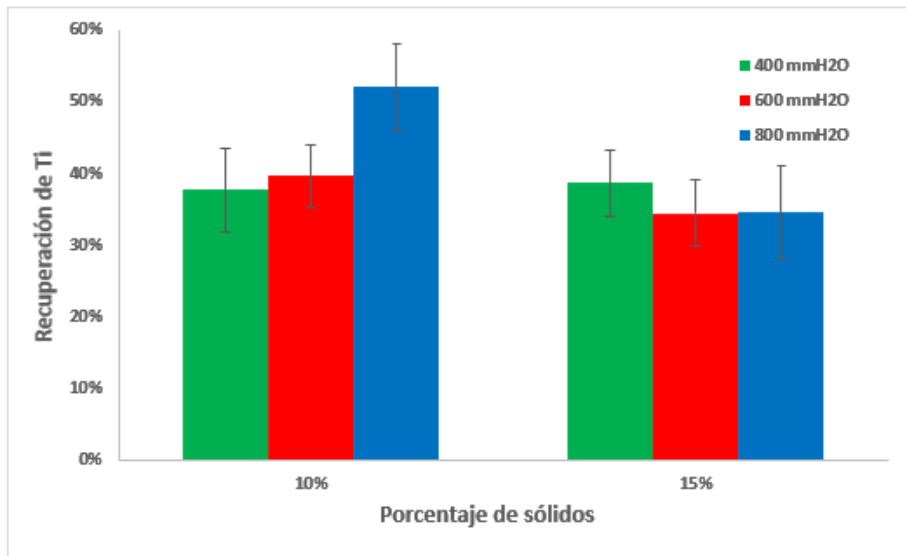
Presión de alimentación (mmH ₂ O)	Porcentaje de sólidos (%)	Recuperación (%)	
		Promedio	Desviación
400	10	46	5
400	15	38	5
600	10	51	7
600	15	31	3
800	10	56	6
800	15	35	4



Gráfica A-28. Recuperación del Y vs porcentaje de sólidos, para P = 400, 600 y 800 mmH₂O.

Tabla A-119. *Recuperación promedio del itrio y desviación.*

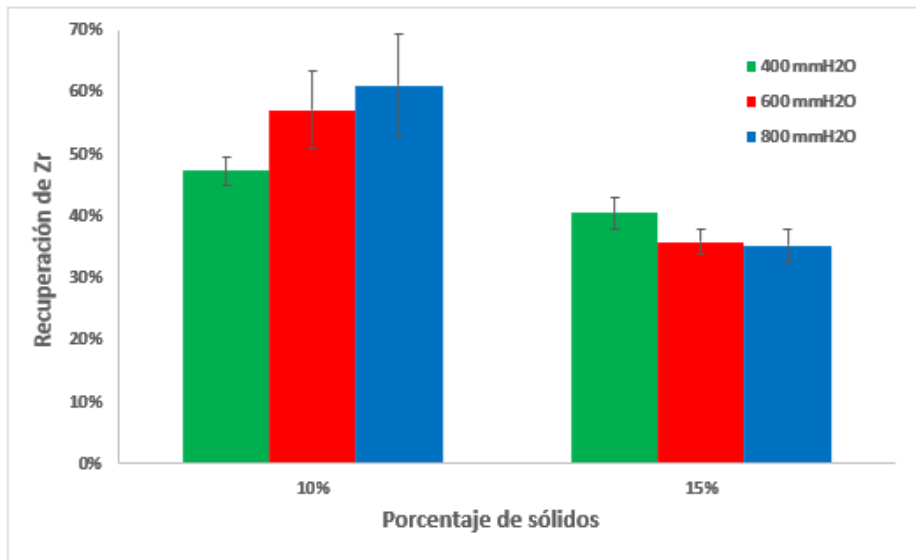
Presión de alimentación (mmH ₂ O)	Porcentaje de sólidos (%)	Recuperación (%)	
		Promedio	Desviación
400	10	45	4
400	15	39	2
600	10	44	3
600	15	28	2
800	10	45	3
800	15	28	1



Gráfica A-29. Recuperación del Ti vs porcentaje de sólidos, para P = 400, 600 y 800 mmH₂O.

Tabla A-120. *Recuperación promedio del titanio y desviación.*

Presión de alimentación (mmH ₂ O)	Porcentaje de sólidos (%)	Recuperación (%)	
		Promedio	Desviación
400	10	38	6
400	15	39	5
600	10	40	4
600	15	34	5
800	10	52	6
800	15	34	6



Gráfica A-30. Recuperación del Zr vs porcentaje de sólidos, para P = 400, 600 y 800 mmH₂O.

Tabla A-121. Recuperación promedio del circonio y desviación.

Presión de alimentación (mmH ₂ O)	Porcentaje de sólidos (%)	Recuperación (%)	
		Promedio	Desviación
400	10	47	2
400	15	40	2
600	10	57	6
600	15	36	2
800	10	61	8
800	15	35	3

Tabla A-122. Recuperación promedio del cerio y desviación.

Presión de alimentación (mmH ₂ O)	Porcentaje de sólidos (%)	Recuperación (%)	
		Promedio	Desviación
400	10	48	4
400	15	38	3
600	10	53	4
600	15	31	2
800	10	57	5
800	15	36	4

APÉNDICE 19: Descripción de las corrientes del proceso propuesto.

Tabla A-123. Descripción de las corrientes del proceso propuesto según la figura 12.

CORRIENTE	DESCRIPCIÓN
1	Mineral aluvial
2	Agua
3	Alimentación al WOC
4	Rebose (relave de WOC)
5	Descarga (concentrado de WOC)
6	Sulfato férrico
7	Tiourea
8	Ácido sulfúrico concentrado (18 M)
9	Producto de lixiviación
10	Sólidos gruesos sedimentados
11	Solución rica en oro con presencia de sólidos finos
12	Floculante
13	Sólidos finos sedimentados
14	Solución clarificada rica en oro
15	Zinc en polvo
16	Producto de cementación
17	Oro precipitado y zinc excedente
18	Solución ácida con subproductos de la lixiviación y cementación
19	Cal
20	Producto de neutralización
21	Floculante
22	Residuos sólidos para tratamiento posterior
23	Efluente neutralizado
24	Agua
25	Ácido sulfúrico concentrado (18 M)
26	Producto de la disolución del zinc
27	Solución ácida con iones zinc
28	Oro

APÉNDICE 20: Velocidades de sedimentación

Se realiza el cálculo teórico de las velocidades de sedimentación de la descarga obtenida a 800 mmH₂O y 10 % de sólidos; es decir, las condiciones de operación que mostraron mejores resultados. Para este análisis se emplea la ley de Stokes y los resultados son mostrados en la tabla A-124.

Tabla A-124. *Velocidades de sedimentación según el tamaño de partícula promedio de la descarga obtenida a una presión de 800 mmH₂O y 10 % de sólidos.*

Rango de tamiz	Tamaño de partícula promedio (μm)	densidad (g/cm ³)	Velocidad de sedimentación (cm/s)
-70	212	2,7374	4,26
-70 +100	178	2,7374	3,01
-100 +140	126	2,8306	1,59
-140 +200	89	3,5646	1,11
-200 +270	63	3,5646	0,56
-270 +400	45	3,5646	0,28
-400	0	3,5646	---

APÉNDICE 21: Tiempos de trabajo de los equipos mayores

La figura A-8 muestra la distribución de los tiempos de trabajo de los equipos según lo indicado en la sección 6.2.2. Observar que a partir del día 2 esta distribución se repite. Además, se contempla que, las operaciones de sedimentación en TK-202 y neutralización en R-203 se llevan a cabo de un turno al otro.

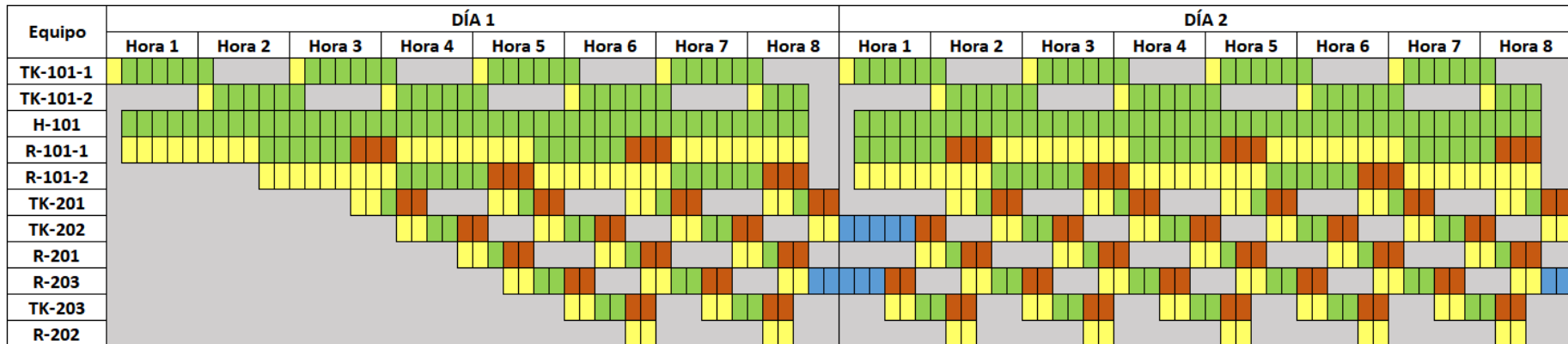


Figura A-8. Tiempos de trabajo de los equipos mayores para el día 1 –inicio de la operación– y el día 2.

Nota: El color verde indica equipo en funcionamiento; color amarillo, llenado; color ámbar, vaciado y color azul, funcionamiento de un turno al otro.

APÉNDICE 22: Distribución de tareas de los trabajadores

La distribución de las tareas según el proceso propuesto es mostrada en la figura A-9. A pesar de que algunos trabajadores tienen más carga que otros, se considera que todos pueden apoyar en labores aparte de las indicadas; además, esta es considerada una primera aproximación, que depende también de la distribución de equipos en la planta de beneficio, análisis no abarcado por la presente tesis.

Equipo	Hora 1	Hora 2	Hora 3	Hora 4	Hora 5	Hora 6	Hora 7	Hora 8
TK-101-1	2		3		2		2	
TK-101-2		2		2		3		2
H-101								
R-101-1		1 1 1			1 1 1			1 1 1
R-101-2				1 1 1			1 1 1	
TK-201		1 1	1 1		1 1	1 1		1 1
TK-202		1 1	1 1	1 1	1 1	1 1	1 1	1 1
R-201		1 1	3 3	1 1	3 3	1 1	3 3	1 1
R-203		2 2	3 3	2 2	3 3	2 2	3 3	2 2
TK-203		2 2	2 2	2 2	2 2	2 2	2 2	2 2
R-202		2 2		2 2		2 2		2 2

Figura A-9. Distribución de tareas de los trabajadores a contratar.

Nota: Los números 1, 2 y 3 identifican a cada trabajador en su función.