

Universidad de Concepción

Facultad de Ingeniería

Departamento de Ingeniería Metalúrgica

Profesor Patrocinante:

Dr. Víctor R. Parra Sánchez

**ESTUDIO EXPERIMENTAL SOBRE LA COLISIÓN Y COALESCENCIA DE GOTAS
DURANTE LA OXIDACIÓN DE PARTÍCULAS SULFURADAS DE COBRE Y HIERRO
EN CONDICIONES DE FUSIÓN INSTANTÁNEA**

MARIO ALEJANDRO LIZAMA RISSETTI

Informe de Memoria de Título

para optar al Título de

Ingeniero Civil Metalúrgico

Agosto 2025

AGRADECIMIENTOS

A ANID FONDECYT de Iniciación N° 11201317

RESUMEN

La presente memoria de título analiza los resultados obtenidos en un estudio experimental extenso sobre los fenómenos de colisión y coalescencia de gotas que se presentan durante la oxidación de un concentrado de cobre en condiciones de fusión instantánea. El estudio tuvo como objetivo determinar el efecto de dos variables identificadas en la literatura como críticas para la formación de estos fenómenos, específicamente, el tamaño inicial de las partículas de concentrado y el flujo de alimentación de sólidos, evaluando su influencia sobre la distribución de tamaños, composición química y mineralógica de las partículas oxidadas.

Para la experimentación, se seleccionaron fracciones de tamaño de un concentrado de cobre entre $32 - 45 \mu\text{m}$, $20 - 32 \mu\text{m}$ y $< 20 \mu\text{m}$, con tasa de alimentación de sólidos de 100 y 500 mg/min. La caracterización química del concentrado original, las fracciones de tamaño y las calcinas obtenidas durante la experimentación se determinó mediante técnicas de absorción atómica (Cu y Fe) y gravimetría (S), mientras que la caracterización mineralógica y distribución de tamaños se determinaron mediante difracción de rayos X y mineralogía automatizada Qemscan.

Para efectos del estudio, las variables de respuesta se clasificaron como directas e indirectas. Entre las directas se consideró el contenido de cobre, hierro, azufre y la mineralogía, mientras que las indirectas incluyeron el azufre eliminado, la relación atómica Cu/Fe, la función densidad volumétrica y el tamaño promedio de los materiales involucrados.

La composición del material alimentado fue dependiente del tamaño de partícula inicial. Las fases mayoritarias identificadas fueron calcopirita (CuFeS_2), pirita (FeS_2) y bornita (Cu_5FeS_4), siendo la pirita la fase mayoritaria en todas las fracciones. Se determinó que, a menor tamaño de partícula, mayor fue la presencia de bornita y menor contenido de calcopirita. La composición mineralógica y el tamaño de partícula de los materiales ensayados determinaron el comportamiento cinético de las fracciones durante su oxidación.

Los resultados de caracterización de las calcinas mostraron la presencia de partículas de tamaño significativamente mayor respecto del alimentado para la totalidad de las experiencias realizadas, siendo mayor su contenido para las fracciones del concentrado con menor tamaño en la alimentación. La tasa de alimentación, por su parte, no tuvo un efecto significativo sobre la evolución del tamaño de partícula durante la oxidación respecto de los fenómenos de fragmentación o colisión y coalescencia. La única experiencia en la que se observó generación de polvo (partículas $< 20 \mu\text{m}$) fue la calcina obtenida con la fracción $32 - 45 \mu\text{m}$ a 100 mg/min.

ABSTRACT

This dissertation presents the results of an experimental study on the phenomena of droplet collision and coalescence during the oxidation of a copper concentrate under flash-smelting conditions. The study aimed to determine the effect of two variables identified in the literature as critical of such phenomena, specifically the initial particle size and the solid feed rate. The experiments were designed to evaluate their influence on the size distribution, chemical and mineralogical composition of the oxidized particles.

The selected particle-size fractions of a copper concentrate provided by Chuquicamata Smelter were: $< 20\ \mu\text{m}$, $20 - 32\ \mu\text{m}$ and $32 - 45\ \mu\text{m}$, with solid feed rates of 100 and 500 mg/min. The chemical characterization of both, the concentrate and the resulting calcine, was carried out by atomic absorption spectroscopy and gravimetric techniques, while the mineralogical characterization and particle size distribution were determined by X-ray diffraction and QEMSCAN analysis.

The response variables were classified as direct and indirect. The direct variables included: the copper, iron, and sulfur content, as well as the mineralogy of the oxidized copper concentrate particles. The indirect variables comprised the sulfur removal, the Cu/Fe atomic ratio, the size distribution, and the average particle size of the copper calcines.

The composition of the feed material was strongly dependent on the initial particle size. The main identified phases were chalcopyrite (CuFeS_2), pyrite (FeS_2), and bornite (Cu_5FeS_4), with pyrite being the major phase in all size fractions. Smaller particle sizes showed a higher presence of bornite and a lower content of chalcopyrite.

The results showed the presence of particles larger than the feed size in all the experiments. This feature in the oxidation behavior of the particles was stronger as the initial particle size was smaller. Conversely, the solid feed rate had no significant effect. The only experiment in which dust generation (particles $< 20\ \mu\text{m}$) was observed, corresponded to the calcine obtained from the $32 - 45\ \mu\text{m}$ size fraction fed at 100 mg/min.

ÍNDICE

1	INTRODUCCIÓN	1
1.1	Objetivo General	2
1.1.1	Objetivos Específicos	2
2	ANTECEDENTES	3
2.1	Proceso de Fusión en la Pirometalurgia del Cobre	3
2.2	Tecnología de Fusión Instantánea	5
2.3	Aspectos Termodinámicos del Proceso.....	9
2.4	Fenómenos de Colisión y Coalescencia	12
2.5	Revisión Bibliográfica	15
3	METODOLOGÍA.....	21
3.1	Metodología Experimental	21
3.2	Diseño Experimental.....	24
3.3	Procedimiento.....	26
3.4	Función Densidad Volumétrica	26
3.5	Tamaño Promedio	27
3.6	Azufre Eliminado	27
3.7	Relación Atómica Cobre – Hierro	27
3.8	Variación en la proporción de Polvo y Aglomerados	27
3.9	Procesamiento de datos QEMSCAN.....	28
4	RESULTADOS Y DISCUSIONES.....	30
4.1	Caracterización del Concentrado de Cobre	30
4.2	Evolución de las Distribuciones de Tamaños	33
4.3	Evolución Distribución de Cobre, Hierro y Azufre.....	37
5	CONCLUSIONES	45
6	BIBLIOGRAFÍA	47
7	ANEXOS	50
7.1	Anexo A: Montaje Experimental	50
7.2	Anexo B: Distribución de Tamaños de Partícula	53
7.3	Anexo C: Datos de las fracciones en peso de las especies químicas principales normalizadas.	54

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 3.1. Variables de Entrada y de Respuesta consideradas en las pruebas experimentales.....	24
Tabla 3.2. Programa de Pruebas Experimentales.....	25
Tabla 3.3. Parámetros Operacionales Constantes para cada prueba experimental.	25
Tabla 4.1. Composición Mineralógica de las fracciones de tamaño 32 – 45 μm , 20 – 32 μm y < 20 μm , wt.%	31
Tabla 7.1. Distribución de Tamaños de Partícula, designación inferior y superior x_i y x_{i+1} , tamaño promedio geométrico (X) e intervalo de tamaño Δx_i	53
Tabla 7.2. Fracción en peso normalizado de las especies químicas principales alimentadas, fracción 32 – 45 μm	54
Tabla 7.3. Fracción en peso normalizado de las especies químicas principales alimentadas, fracción 20 – 32 μm	54
Tabla 7.4. Fracción en peso normalizado de las especies químicas principales alimentadas, fracción < 20 μm	55
Tabla 7.5. Fracción en peso normalizado de las especies químicas principales de calcina obtenida a partir de la fracción 32 – 45 μm , a una tasa de alimentación de 100 mg/min.	55
Tabla 7.6. Fracción en peso normalizado de las especies químicas principales de calcina obtenida a partir de la fracción 32 – 45 μm , a una tasa de alimentación de 500 mg/min.	56
Tabla 7.7. Fracción en peso normalizado de las especies químicas principales de calcina obtenida a partir de la fracción 20 – 32 μm , a una tasa de alimentación de 100 mg/min.	56
Tabla 7.8. Fracción en peso normalizado de las especies químicas principales de calcina obtenida a partir de la fracción 20 – 32 μm , a una tasa de alimentación de 500 mg/min.	57
Tabla 7.9. Fracción en peso normalizado de las especies químicas principales de calcina obtenida a partir de la fracción < 20 μm , a una tasa de alimentación de 100 mg/min.	57
Tabla 7.10. Fracción en peso normalizado de las especies químicas principales de calcina obtenida a partir de la fracción < 20 μm , a una tasa de alimentación de 500 mg/min.	58

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 2.1. Proceso Principal de la Extracción de Cobre a partir de Minerales Sulfurados.	4
Figura 2.2. Esquema General del Proceso de Fusión.	4
Figura 2.3. Diagrama Esquemático del Horno de Fusión Instantánea Metso Outotec.	5
Figura 2.4. Quemador de concentrados Metso Outotec.	6
Figura 2.5. Ejemplo Ilustrativo del sistema de control Metso Outotec.	8
Figura 2.6. Diagrama de predominancia del proceso pirometalúrgico del cobre a 1300°C ^[37]	10
Figura 2.7. Diagrama de Fases parcial simplificado del sistema Fe – O – S – SiO ₂ que muestra la inmiscibilidad líquido – líquido entre escoria y mata provocada por presencia de SiO ₂	12
Figura 2.8. Clasificación de Teorías y Modelos identificados en la literatura para describir la coalescencia ^[39]	13
Figura 2.9. Esquema de los Posibles Resultados de la Colisión de Gotas Fundidas.	14
Figura 2.10. Construcción Geométrica del Parámetro de Impacto. Donde (a) representa la colisión de frente y (b) fuera del centro, respectivamente.	15
Figura 2.11. Modelo de la Trayectoria de Reacción de partículas sulfuradas bajo condiciones de fusión instantánea y de bajo contenido de partículas en la suspensión (Propuesto por Kim & Themelis y modificado por Jokilaakso).	16
Figura 2.12. Modelo de Reacción alternativo para partículas sulfuradas que experimental la coalescencia, planteado por Perez – Tello y Colaboradores.	18
Figura 2.13. Modelo de Reacción propuesto por Villagrán. (a) Expansión – Fragmentación y solo expansión; (b) Colisión (Rebote, Separación, Disrupción y Coalescencia).	19
Figura 2.14. Diagrama esquemático de las posibles implicancias y ejemplos de reacciones que ocurren debido a la coalescencia de partículas con distintas condiciones.	20
Figura 3.1. Esquema del Montaje utilizado para las pruebas experimentales.	21
Figura 3.2. Vista Superior e Inferior de la lanza de alimentación de sólidos a escala 1:2.	22
Figura 3.3. Vista en Corte de la Lanza de Alimentación de Sólidos.	22
Figura 3.4. Dosificador de Sólidos “Lambda Doser 0.2L”. Vista (a): Dosificador armado. Vista (b): Piezas del Dosificador.	23
Figura 3.5. Esquema Simplificado de las Posiciones de la lanza de alimentación utilizadas para las pruebas experimentales. Donde (a), (b) y (c) representan la inserción corta, media y larga de la lanza, respectivamente.	24
Figura 4.1. Composición Química global de las fracciones de tamaño 32-45 µm, 20-32 µm y < 20 µm del concentrado. Los valores en paréntesis representan la suma del contenido de Cu, Fe y S en cada fracción de tamaño.	30
Figura 4.2. Distribución Contenido de Cobre en las fracciones de tamaño 32 – 45 µm, 20 – 32 µm y < 20 µm del concentrado de cobre.	31
Figura 4.3. Contenido de Hierro en las fracciones de tamaño 32 – 45 µm, 20 – 32 µm y < 20 µm del concentrado de cobre.	32
Figura 4.4. Contenido de Azufre en las fracciones de tamaño 32 – 45 µm, 20 – 32 µm y < 20 µm del concentrado de cobre.	32
Figura 4.5. Comparación de Función Densidad $f_3(x_i)$ para cada fracción de tamaño del concentrado de cobre.	33

Figura 4.6. Comparación de Función Densidad $f_3(x_i)$ para diferentes tasas de alimentación, fracción de tamaños 32 – 45 μm	34
Figura 4.7. Comparación de Función Densidad $f_3(x_i)$ para diferentes tasas de alimentación, fracción de tamaños 20 – 32 μm	35
Figura 4.8. Comparación de Función Densidad $f_3(x_i)$ para diferentes tasas de alimentación, fracción de tamaños < 20 μm	36
Figura 4.9. Evolución del tamaño promedio de la población de partículas obtenida a diferentes tasas de alimentación.....	37
Figura 4.10. Variación en el contenido de cobre para la fracción 32 – 45 μm oxidada a diferentes tasas de alimentación.....	38
Figura 4.11. Variación en el contenido de hierro para la fracción 32 – 45 μm oxidada a diferentes tasas de alimentación.....	39
Figura 4.12. Variación en el contenido de azufre para la fracción 32 – 45 μm oxidada a diferentes tasas de alimentación.....	39
Figura 4.13. Variación en el contenido de cobre para la fracción 20 – 32 μm oxidada a diferentes tasas de alimentación.....	40
Figura 4.14. Variación en el contenido de hierro para la fracción 20 – 32 μm oxidada a diferentes tasas de alimentación.....	41
Figura 4.15. Variación en el contenido de azufre para la fracción 20 – 32 μm oxidada a diferentes tasas de alimentación.....	41
Figura 4.16. Variación en el contenido de cobre para la fracción < 20 μm oxidada a diferentes tasas de alimentación.....	42
Figura 4.17. Variación en el contenido de hierro para la fracción < 20 μm oxidada a diferentes tasas de alimentación.....	42
Figura 4.18. Variación en el contenido de azufre para la fracción < 20 μm oxidada a diferentes tasas de alimentación.....	43
Figura 4.19. Azufre eliminado para cada fracción de tamaño a diferente tasa de alimentación.	44
Figura 4.20. Relación atómica cobre-hierro para la alimentación y la calcina obtenida a diferente tasa de alimentación.	44
Figura 8.1. Vista Frontal Montaje Experimental.	50
Figura 8.2. Vista Posterior y Frontal del área de alimentación de sólidos.	51
Figura 8.3. Flange de unión cámara de reacción con lanza de alimentación de sólidos.....	51
Figura 8.4. Cámara de Reacción.	52

1 INTRODUCCIÓN

La fusión Instantánea es una de las tecnologías de mayor uso para la fusión en la línea de procesamiento vía pirometalúrgica del cobre. Consiste en inyectar concentrado de cobre fino y seco junto a material fundente y aire enriquecido con oxígeno a un horno cuya temperatura dentro del baño alcanza aproximadamente los 1300 °C. La entrada de estos materiales causa que los sulfuros de cobre y hierro reaccionen rápidamente con el oxígeno mientras se encuentran en suspensión dentro de una corriente gaseosa, dando como resultado dos fases fundidas inmiscibles en conjunto con una fase gaseosa. La escoria, compuesta principalmente por óxidos de hierro, fundente y ganga, es llevada a una etapa de limpieza a fin de capturar el cobre atrapado en ella y posteriormente ser descartado o vendido como material para construcción. Los gases de salida, compuestos en gran parte por dióxido de azufre, son sometidos a una etapa de captación y conversión a ácido sulfúrico ya que es un producto comercial ampliamente utilizado. La mata, siendo la fase rica en cobre, es llevada a posteriores etapas de conversión y refinación lo que permite obtener cátodos de cobre con una pureza de 99.99%.

Durante el proceso de fusión instantánea, las partículas presentan cambios en su composición química, forma y tamaño. Si bien, diversos autores han propuesto mecanismos de reacción para explicar los fenómenos responsables del cambio de tamaño en las partículas de diferentes minerales sulfurados durante su trayectoria de reacción, aún es discusión en la literatura^[1]. Estudios previos sobre este tema ^[2-12], observaron que bajo ciertas condiciones existe una predominancia en el fenómeno de expansión y posterior fragmentación, lo cual produce una cantidad considerable de partículas cuyo tamaño es inferior en comparación con el material alimentado. Sin embargo, también se encuentran estudios ^[5, 11, 13-28] en los que se produjo un aumento significativo de tamaño, atribuyéndose principalmente a los fenómenos de colisión y coalescencia de gotas fundidas durante su descenso dentro del horno.

El aumento en las dimensiones de las partículas tiene un efecto significativo en la rapidez de oxidación debido a que disminuye el área de contacto entre partícula – gas y, por ende, afecta en la calidad de mata y escoria producida. Por otro lado, las pérdidas de cobre en la escoria son una de las principales preocupaciones en la industria ya que influyen en el costo del proceso de extracción^[29]. Las pérdidas de cobre pueden ser de naturaleza química o mecánica^[30]. La primera, está determinada por la termodinámica del sistema y es intrínseca mientras que la pérdida por atrapamiento mecánico se refiere a gotas de mata atrapadas o flotantes en la escoria. Estudios sobre este tema ^[31-33], identificaron que la razón de sedimentación de gotas fundidas de mata en la escoria es inversamente proporcional al diámetro de gota, lo que sugiere que la coalescencia podría aumentar la probabilidad de obtener un menor contenido de cobre atrapado en la escoria.

En cuanto a la reducción de tamaño causada por la fragmentación de partículas, también existe un interés económico de este aspecto en el proceso pues se asocia comúnmente a la formación de polvo, el cual representa aproximadamente entre un 3 – 22 % de la carga total con un contenido en peso de cobre de alrededor de 15 – 28 %^[34]. En este sentido, la reducción de la formación de polvo circulante puede reducir costos asociados a su manipulación y mantenimiento constante de equipos que resulten en la mejora de la transferencia de calor en la caldera y reducir la formación de acreciones en tuberías, líneas auxiliares y la salida de gases.

El estudio de uno de los aspectos fundamentales que rigen el comportamiento de la oxidación de las partículas como lo es el cambio de tamaño, puede contribuir al control operacional del proceso en términos de requerimientos energéticos, calidad del producto obtenido y su potencial impacto al medio ambiente^[24]. La escasez de información validada sobre el tema y las implicancias operacionales de la evolución no controlada de la distribución de tamaños resalta la importancia de investigar los fenómenos de colisión y coalescencia de gotas.

Hasta el momento, el estudio experimental de dichos fenómenos en ambientes de fusión instantánea resulta sumamente complejo debido a las condiciones oxidantes y de alta temperatura, dificultando así, el monitoreo y control de las variables de respuesta del proceso. Por este motivo, el estudio actual de la colisión y coalescencia de gotas es principalmente teórico, mediante la adaptación de modelos matemáticos basados y verificados a partir de información colectada en ambientes que simulan las condiciones de la cámara de reacción en un horno de fusión instantánea^[35].

Por lo mencionado anteriormente, el enfoque del presente estudio se centra en la realización de pruebas experimentales en un horno a escala de laboratorio con el objetivo de evaluar el impacto de variables claves del proceso en la formación de aglomerados bajo condiciones de fusión instantánea. Estas variables incluyen la tasa de alimentación de sólidos y la distribución de tamaños alimentada. Mediante este enfoque, se busca proporcionar información relevante sobre el comportamiento de las partículas a medida que avanzan dentro del reactor, incluyendo su trayectoria y la evolución de los fenómenos físicos y químicos que experimentan.

1.1 Objetivo General

Analizar el efecto de la tasa de alimentación y distribución de tamaños en la formación de aglomerados durante la oxidación de un concentrado de cobre en condiciones de fusión instantánea simuladas a escala de laboratorio.

1.1.1 Objetivos Específicos

Con el fin de lograr el objetivo general descrito, se establecieron los siguientes objetivos específicos:

- Analizar las características principales de las fracciones de tamaño alimentadas en términos de su composición química, mineralógica y distribución de tamaños.
- Acondicionar un sistema experimental para el desarrollo de pruebas experimentales que permitan simular la combustión del concentrado en condiciones de fusión instantánea.
- Evaluar variaciones de la composición química y distribución de tamaños de las partículas durante la combustión de las distintas fracciones de tamaño y relacionarlas con los fenómenos de fragmentación y colisión y coalescencia de partículas.

2 ANTECEDENTES

2.1 Proceso de Fusión en la Pirometalurgia del Cobre

La Figura 2.1 muestra de forma descriptiva la línea de procesamiento de minerales sulfurados de cobre vía pirometalúrgica. La concentración de minerales sulfurados que contienen cobre en una mina es baja, pues las menas típicas de cobre contienen como máximo hasta 3 % de Cu en minas de cielo abierto y hasta un 1.7 % en minas subterráneas. Por este motivo, la mena sulfurada es llevada a una etapa de conminución a fin de liberar los minerales de interés mediante la reducción de tamaño y así, facilitar el procesamiento en etapas posteriores. Luego, el material pulverizado ingresa al proceso de flotación en el que, mediante el uso de agua y reactivos, es posible separar los sulfuros de cobre de la ganga al aprovechar las propiedades superficiales de los minerales, obteniendo un concentrado de cobre cuya composición alcanza valores entre 20 y 30 % de este metal.

El proceso de fusión consiste en oxidar y fundir el concentrado seco proveniente de la flotación en hornos que alcanzan una temperatura aproximada dentro del baño de 1300 °C. La Figura 2.2 proporciona un esquema más detallado de esta etapa, ilustrando como corrientes de entrada al concentrado, material fundente y combustibles auxiliares junto con una corriente gaseosa oxidante a la forma de aire enriquecido con oxígeno. Por motivos de las condiciones de alta temperatura y presencia de oxígeno, se producen las reacciones de oxidación entre los sulfuros de cobre y hierro con el oxígeno obteniendo así, dos fases fundidas inmiscibles y una fase gaseosa. La mata corresponde a una solución compuesta principalmente por sulfuros de cobre y hierro, que contiene prácticamente la totalidad del cobre ingresado al horno mientras que la escoria, está compuesta por óxidos de hierro, material fundente y ganga. Con respecto a los gases generados, presentan en gran parte dióxido de azufre, nitrógeno y oxígeno remanente además de polvo suspendido que ha sido producido durante la operación.

La separación entre las fases se logra mediante la adición de material fundente, el cual reacciona con los óxidos de hierro para formar un compuesto denominado fayalita, cuyas propiedades físicas y químicas son diferentes a la de los sulfuros. La fayalita es inmiscible en la mata, tiene una densidad menor a los sulfuros y su punto de fusión es menor en comparación con los óxidos de hierro, lo que facilita la separación entre la mata y escoria como también de obtener una escoria fundida y fluida.

La escoria al estar en contacto con la mata puede ocasionar pérdidas por inclusión o disolución de cobre. Ante esto, y con el objetivo de maximizar la recuperación tanto de cobre como de otras especies de interés en esta fase, se lleva a cabo una etapa enfocada en la limpieza de escorias. En la actualidad, existen diferentes alternativas tales como circuitos de chancado, molienda y flotación, conminución y lixiviación al igual que la reducción a alta temperatura^[36].

Los gases de salida ingresan a etapas de captación, concentración y neutralización. Si bien, existen diferentes métodos para su procesamiento, el más utilizado corresponde a la producción de ácido sulfúrico. Dicho método se divide en tres etapas, que son el enfriamiento y separación de la corriente gaseosa de los polvos generados, secado del gas con una solución de H₂SO₄ (93 – 96% en volumen) y oxidación catalítica de SO₂ a SO₃.

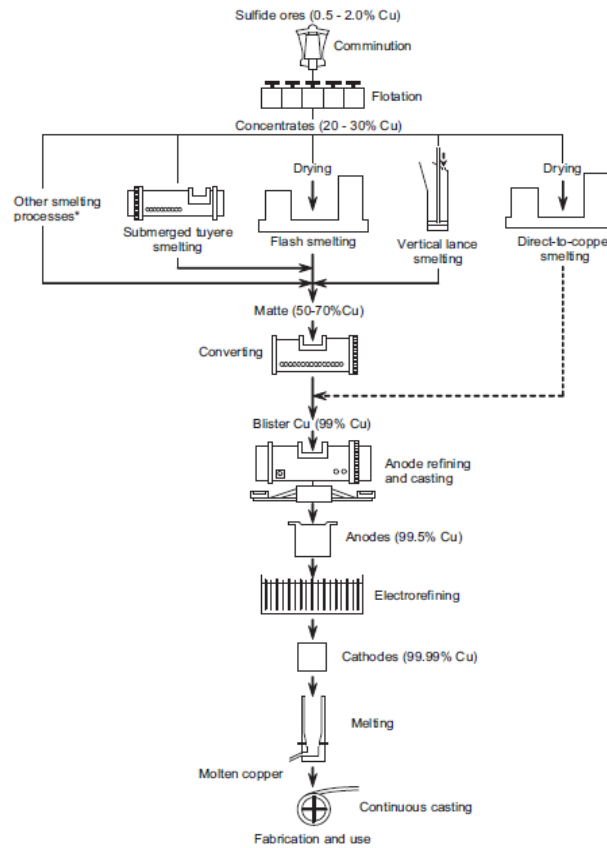


Figura 2.1. Proceso Principal de la Extracción de Cobre a partir de Minerales Sulfurados [34].

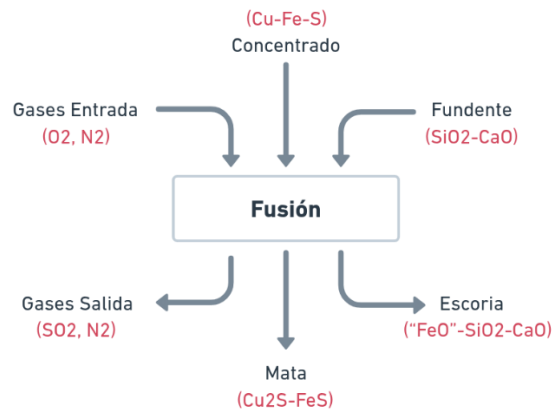


Figura 2.2. Esquema General del Proceso de Fusión [34].

La mata fundida se procesa en una etapa posterior de conversión a fin de eliminar el hierro, azufre e impurezas presentes a través de dos subetapas conocidas como soplado de hierro y soplado de cobre, obteniendo como producto el cobre blíster. La división del proceso en dos subetapas permite un mejor control de las reacciones químicas y la formación de productos indeseables, así como la optimización de las condiciones de operación y lograr una composición de cobre blíster de mayor pureza.

Por motivos de que el cobre blíster aún contiene fracciones de oxígeno y azufre disueltos, debe ser sometido a un proceso de refinación para cumplir con los estándares de calidad física, química y mecánica. La primera etapa de refinación involucra la adición de oxígeno para remover el azufre, el hierro y otras impurezas metálicas residuales en el cobre blíster. Luego, debido al uso intensivo de oxígeno, este se disuelve en el cobre blíster, siendo necesario una posterior subetapa de reducción mediante el uso de hidrocarburos sólidos, líquidos, gaseosos o hidrógeno.

La refinación electrolítica consiste en sumergir los ánodos provenientes de la refinación a fuego de forma intercalada con cátodos de acero inoxidable en un electrolito compuesto por $\text{CuSO}_4 - \text{H}_2\text{SO}_4 - \text{H}_2\text{O}$ y posterior revestimiento electroquímico de cobre disuelto sobre los cátodos mediante la aplicación de corriente eléctrica continua en la celda electrolítica. El cobre se deposita en los cátodos durante un tiempo de 7 – 14 días y luego son retirados para ser lavados y vendidos o bien fundidos y moldeados para obtener otro tipo de producto de cobre.

2.2 Tecnología de Fusión Instantánea

En la actualidad, existen dos tipos de tecnologías de fusión instantánea, siendo estos el proceso de Metso Outotec (44 hornos en operación) y el proceso Inco (2 hornos en operación)^[37]. A pesar de que su principal diferencia radica en el tipo de material alimentado junto con la geometría y tamaño, todos presentan los siguientes seis componentes principales: quemador de concentrados, cámara de reacción, asentador, canales de sangría y torre de salida de gases, representados de forma esquemática en la Figura 2.3.

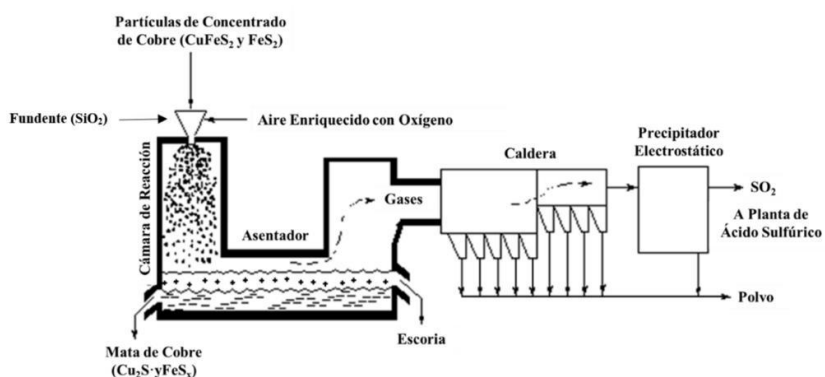


Figura 2.3. Diagrama Esquemático del Horno de Fusión Instantánea Metso Outotec^[34].

La Figura 2.4 muestra un esquema detallado del quemador de concentrado, diseñado para optimizar la combustión y garantizar la correcta mezcla y dosificación del concentrado fino y seco con fundente, polvos recirculados del proceso y aire precalentado. La corriente gaseosa que ingresa al horno se divide en aire y aire enriquecido con oxígeno, los cuales presentan dos vías principales. La primera es a través de la lanza central, que dirige el gas hacia un distribuidor cónico ubicado en la punta inferior, el cual asegura la combustión en la parte central de la suspensión sólido – gas. La segunda vía es por medio de la cámara de aire que rodea al tubo principal por el cual ingresa el material sólido y aire de forma aislada. El concentrado desciende y se mezcla con los flujos de aire provenientes de ambas entradas, facilitando una combustión eficiente del material.

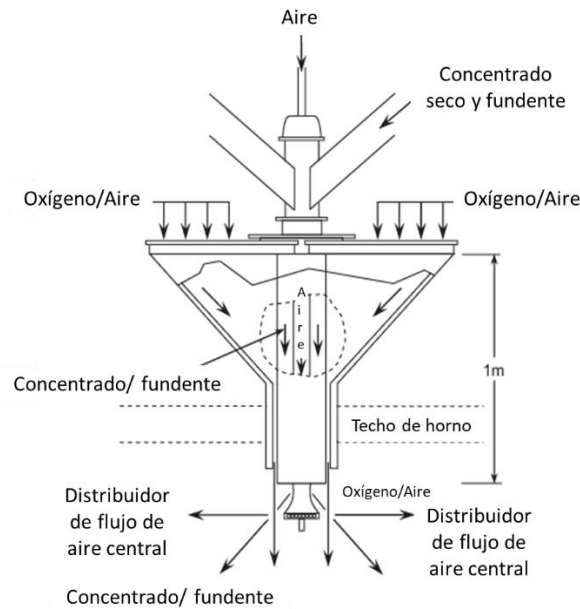


Figura 2.4. Diseño de quemador de concentrados Metso Outotec [34].

Los concentrados procesados en el horno provienen de un proceso de flotación justo en el tamaño deseado (50 – 100 μm) para la fusión instantánea. El único tratamiento que requieren previo a su ingreso es el secado. Los minerales más comunes de concentrado de cobre es la calcopirita y pirita. Sin embargo, otros minerales tales como la bornita, calcosina, covelina y cuarzo también se encuentran presentes en cantidades considerables dependiendo del yacimiento minero del cual proviene el concentrado originalmente. El material fundente utilizado es usualmente arena, silicios de minerales de una mina de rajo abierto o cuarzo molido. Por otro lado, el oxígeno industrial utilizado en el horno contiene 90 – 98 % de oxígeno en masa, el remanente corresponde a argón y nitrógeno provenientes de la planta de oxígeno.

A medida que la suspensión sólido – gas atraviesa la llama y fluye de forma descendente por la cámara de reacción, ocurre la descomposición térmica y la oxidación parcial de los sulfuros del concentrado hasta alcanzar la temperatura de ignición de las partículas. Luego, avanza la oxidación y, por consiguiente, las partículas se convierten en pequeñas gotas fundidas cuya composición corresponde a una mezcla heterogénea de sulfuros de cobre, sulfuros y óxidos de hierro, sílice, ganga y material fundente.

En la parte inferior del horno, denominada asentador, las gotas de mata y escoria formadas caen y ocurre la separación de fases. Por medio de canaletas de sangría, ubicadas en la pared externa del asentador, se extrae tanto la mata como la escoria para procesarlas en etapas posteriores. Los gases metalúrgicos compuestos por dióxido de azufre, polvos metalúrgicos, nitrógeno y un remanente de oxígeno salen del horno a través de la torre de salida de gases para enfriarlos y limpiarlos por medio de una caldera recuperadora de calor y un precipitador electrostático que permite recuperar los polvos generados del proceso y preparar el gas para su ingreso a la planta de ácido sulfúrico en donde el dióxido de azufre es fijado como ácido sulfúrico o azufre elemental.

Con respecto a los polvos metalúrgicos, contienen entre 3 y 15% de la carga de alimentación y están compuestos principalmente de óxidos del concentrado que no sedimentaron en el horno. Además, contiene entre 25 y 30% de Cu justificando su captura en la limpieza del tren de gases y recirculación al horno a fin de recuperar el cobre. Por otro lado, los gases de las etapas posteriores como la conversión también presentan una pequeña cantidad de polvo que también se recirculan al horno flash.

Adicionalmente, el horno cuenta con quemadores de petróleo y/o gas con el objetivo de actuar como soporte para el equilibrio térmico y mantener caliente las superficies que, por geometría, son susceptibles de acreciones interiormente. Además, también cuenta con un revestimiento interno compuesto por ladrillos refractarios con alto punto de fusión (cercano a los 2000 °C), recubrimiento de chaquetas de agua para la refrigeración de zonas con mayor desgaste y una cubierta de acero a excepción del techo de la cámara de reacción y la cubierta superior de la zona de salida de gases que están formados por ladrillos refractarios de cromo-magnesio suspendidos en barras de acero.

Las variables objetivo del horno, orientadas a producir una mata con un contenido típico de 60 a 65% Cu y para mantener temperaturas estándar de 1240 °C para la mata y 1260 °C para la escoria, son controladas mediante una serie de parámetros operacionales^[38]. La tasa de fusión, que representa las toneladas de carga seca alimentadas por hora al quemador de concentrados, es un parámetro clave para determinar la producción de mata en el tiempo. El coeficiente de oxígeno, obtenido a partir del balance de masa y representado en la ecuación (2.1), define la cantidad de oxígeno necesaria para oxidar el Fe y S, permitiendo obtener una mata con un contenido de cobre determinado a partir de un concentrado con características predefinidas. La tasa de adición de fundente es esencial para ajustar el contenido de SiO₂ en la escoria, controlado principalmente a través de la relación Fe/SiO₂. El enriquecimiento de oxígeno, calculado a partir del balance de energía y representado por la ecuación (2.2), corresponde a la fracción de nitrógeno necesaria en el aire enriquecido, para obtener una determinada temperatura de mata y escoria. Por último, la tasa de adición de hidrocarburos, se utiliza para complementar el aporte térmico requerido durante el proceso con el objetivo de mantener la temperatura en zonas del horno propensas a menor temperatura debido a su geometría.

$$\eta = \frac{Nm^3 \text{ de oxígeno}}{\text{tonelada de concentrado}} \quad (2.1)$$

$$\sigma = \frac{(Nm^3 \text{ de } O_2 \text{ en el aire}) + (Nm^3 \text{ de } O_2 \text{ en el oxígeno técnico})}{(Nm^3 \text{ de aire}) + (Nm^3 \text{ de oxígeno técnico})} * 100 \quad (2.2)$$

La operación del horno en estado estacionario consiste en mantener condiciones constantes durante el proceso. Esto implica una alimentación de sólidos, caudal de soplado y extracción de gases a una tasa constante como también la descarga programada de mata y escoria de acuerdo con los requerimientos de operación en etapas posteriores o en función de los niveles de cada fase presentes en el horno. El control del horno se realiza bajo estas condiciones, mientras se asegura una producción de mata con una ley de cobre objetivo, una escoria con un contenido de SiO₂ y temperatura definida, y manteniendo una capa protectora de escoria rica en magnetita sobre las paredes internas del horno.

De forma resumida, el control de la operación del horno de fusión instantánea se ilustra en la Figura 2.5. La estrategia básica consiste en alimentar el concentrado seco a una tasa predefinida, a partir de la cual se establecen los demás parámetros operacionales. Una vez fijada esta tasa, se define la ley de cobre objetivo de la mata y, en consecuencia, el grado de oxidación de Fe y S. Esta selección se basa en dos criterios principales: (1) maximizar la generación de SO_2 en el horno para su captura eficiente, y (2) mantener suficiente Fe y S en la mata para garantizar que la etapa posterior de conversión opere de manera autógena. El grado de la mata se ajusta a través del coeficiente de oxígeno. Un valor elevado, produce una mata de alto contenido de cobre, y viceversa.

El control de la composición de la escoria se realiza mediante la adición de SiO_2 , con el objetivo de alcanzar una baja solubilidad de cobre y una fluidez adecuada para facilitar la extracción y separación de fases. La temperatura de ambas fases se monitorea mediante termocuplas desechables y pirómetros ópticos, regulándose principalmente a través del ajuste de enriquecimiento de oxígeno (control del nitrógeno suministrado) o la variación de la tasa de combustión en quemadores auxiliares. En el caso particular de la temperatura de escoria, se ajusta de forma independiente a la de la mata, esto mediante quemadores ubicados en el techo del sedimentador, lo que permite una separación más rápida y eficiente de fases, mantener ambas fases en estado fundido durante su transporte y minimizar el desgaste de refractarios al evitar temperaturas excesivas.

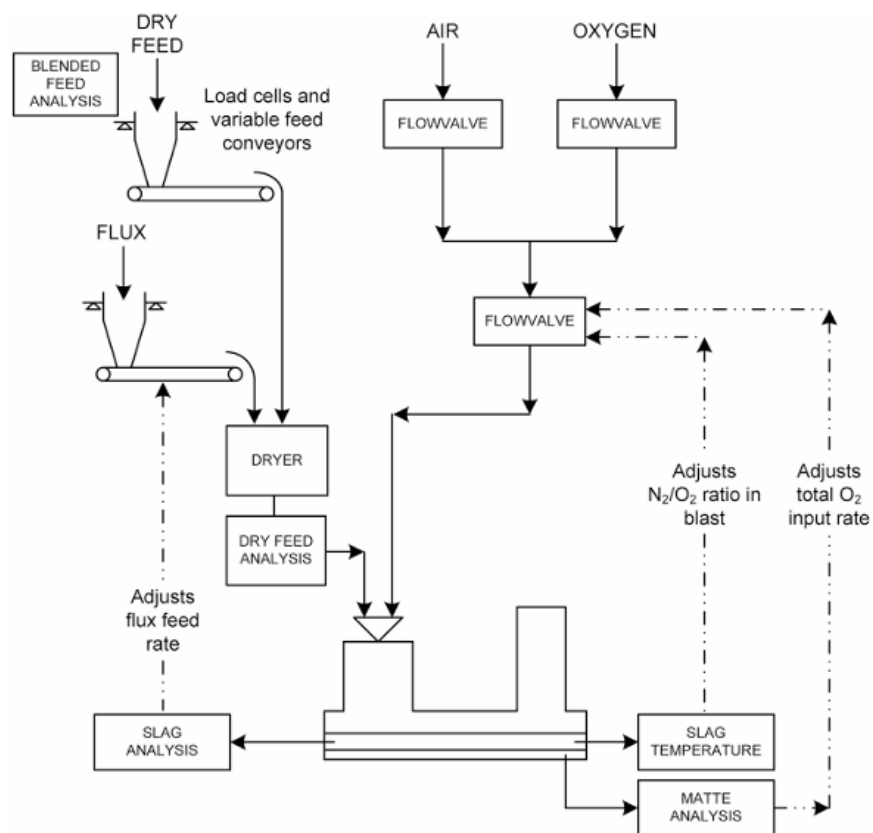


Figura 2.5. Diseño del sistema de control de un horno de fusión tipo Metso Outotec.

2.3 Aspectos Termodinámicos

La representación mediante diagramas de predominancia permite describir las condiciones de estabilidad de fases en función de la presión parcial de oxígeno (P_{O_2}) y de la presión parcial de azufre (P_{S_2}). Esta representación puede considerarse como una herramienta de navegación para comprender las restricciones termodinámicas del proceso, así como el comportamiento e interacción del cobre con el hierro, azufre y elementos menores presentes en el concentrado.

La Figura 2.6 muestra un diagrama de predominancia para el sistema Cu-Fe-O-S-Si a 1300 °C, donde se representan las regiones de estabilidad de gas, mata, escoria y blíster en función de las presiones parciales de oxígeno y azufre, respectivamente. Además, incluye líneas de isoconcentración que representan el contenido de cobre en la mata, abarcando valores desde 50 % hasta 80% de cobre, así como líneas isobáricas correspondientes a presiones parciales de dióxido de azufre de 0.1 atm y 0.01 atm, las cuales permiten delimitar regiones de operación relacionadas con la emisión de gases durante el procesamiento. A partir del diagrama, se establece una ruta para el procesamiento del cobre, representado por las trayectorias $A \rightarrow B \rightarrow C(C') \rightarrow D \rightarrow E$ y $B \rightarrow B'$ para las etapas involucradas en el proceso pirometalúrgico.

Fusión:

Siguiendo la ruta $A \rightarrow B$, el concentrado de cobre es gradualmente oxidado a una ley de cobre determinada en la mata al controlar la adición de oxígeno. A través de este proceso, el hierro es oxidado, el azufre combustiona para formar SO_2 y la escoria se genera mediante la adición de sílice como fundente.

Separación de mata – escoria:

Siguiendo el camino $B \rightarrow B'$, se establecen las condiciones adecuadas para permitir la sedimentación de gotas de mata y la recuperación de cobre.

Conversión:

- Proceso batch – soplado a hierro: siguiendo la ruta $B \rightarrow C$, la mata de cobre es oxidada para finalizar la oxidación controlada de hierro. La escoria formada tiene una cantidad significativa de cobre por lo que debe ser procesada para su recuperación.
- Proceso batch – soplado de cobre: siguiendo el camino $C \rightarrow D$, posterior a la remoción de escoria generada en el soplado de hierro, la mata de alto contenido de cobre es convertida a cobre blíster mediante la eliminación del azufre remanente.
- Conversión continua: Siguiendo el camino $B \rightarrow C'$, la mata de cobre es directamente convertida a blíster, evitando una etapa intermedia a diferencia del proceso batch. La escoria es procesada o reciclada a la etapa de fusión para recuperar cobre.

Proceso directo a blíster:

Para ciertos concentrados, normalmente bajos en contenido de hierro, es posible obtener cobre blíster en una sola etapa, lo que se representa en el diagrama de la Figura 2.6 por la trayectoria desde $A \rightarrow C'$ en el cual la ubicación de C' dependerá del contenido de azufre final del blíster requerido.

Refinación:

- La desulfuración comienza desde una ubicación intermedia entre C' y D hasta D, lo que representa que el azufre es removido mediante la adición de oxígeno.
- Reducción desde D hasta E, donde se elimina el exceso de oxígeno asociado a la subetapa anterior hasta lograr un contenido de 1000 ppm para permitir la colada de cobre a la forma de ánodos.

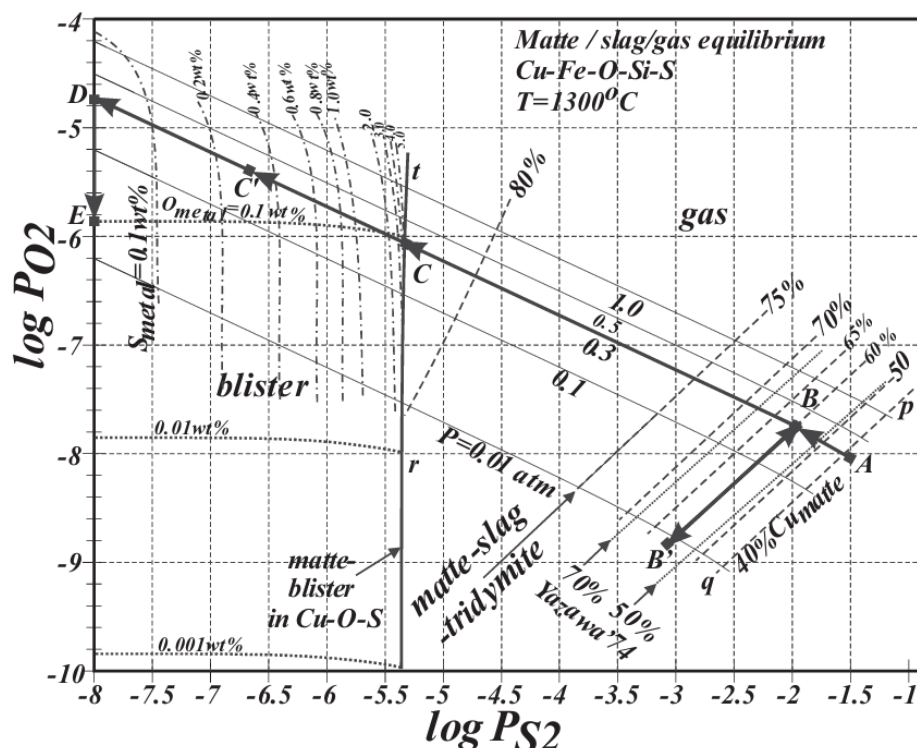
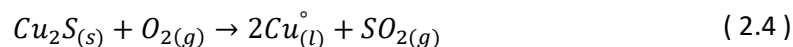
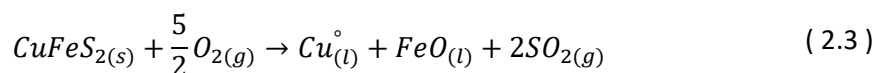
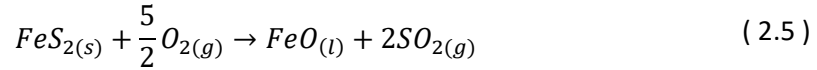


Figura 2.6. Diagrama de predominancia del proceso pirometalúrgico del cobre a 1300 °C^[37].

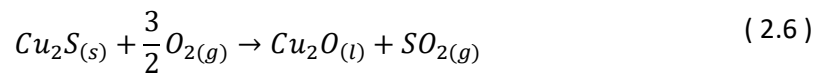
A partir de lo observado en la Figura 2.6, la producción de cobre blíster involucra una secuencia de etapas representadas en el diagrama, caracterizada por el aumento controlado del potencial de oxígeno, lo que conlleva una disminución del potencial de azufre. Esta secuencia debe seguirse para permitir una liberación controlada del calor generado por la combustión de concentrados, así como para minimizar las pérdidas de cobre y controlar la cantidad de escoria producida.

Desde el punto de vista teórico, un concentrado de cobre puede ser directamente oxidado (punto A) para producir cobre metálico y óxidos de hierro (punto D), según las siguientes reacciones:

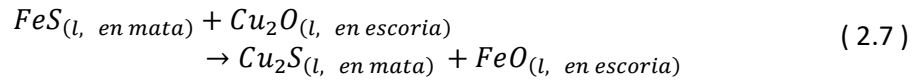




Las reacciones (2.3), (2.4) y (2.5) son exotérmicas, lo que significa que generan calor que debe ser liberado sin comprometer la integridad del horno ni la seguridad de las personas. Además, el aumento de potencial de oxígeno desde el punto A hasta el punto D también implica la oxidación del sulfuro de cobre, según la reacción. Por ende, el resultado del procesamiento directo de concentrados, particularmente calcopiríticos, resultará en la generación de una cantidad significativa de escoria, debido a la oxidación del hierro, así como en importantes pérdidas de cobre a la forma de óxido de cobre. Estos resultados hacen que esta ruta sea poco atractiva desde un punto de vista comercial ya que la recuperación primaria de cobre será baja y se requerirá de una etapa adicional para recuperar el cobre contenido en la escoria.



Por lo mencionado anteriormente, el proceso de fusión consiste en definir una ley de mata óptima para controlar la liberación de calor en un horno determinado, la cantidad de escoria producida y la oxidación del cobre, en donde la reacción (2.6) permite manejar la sulfuración del óxido de cobre según lo siguiente:



La reacción (2.7) está termodinámicamente favorecida hacia la formación de productos, lo que implica que cualquier oxidación de cobre será amortiguada por la presencia de sulfuro de hierro. En otras palabras, si hay suficiente sulfuro de hierro en la fase fundida, el cobre será convertido en sulfuro nuevamente.

La separación entre la mata y escoria puede ser estudiada con el diagrama parcial de fases $SiO_2 - FeO - FeS$ mostrado en la Figura 2.7. El borde izquierdo del diagrama representa una solución compuesta únicamente por FeS y FeO. En una fase fundida sin la presencia de sílice con una concentración superior a aproximadamente 31% en masa, se observa una única fase líquida compuesta por sulfuros y óxidos. Sin embargo, al añadir sílice, aparece una brecha de inmiscibilidad en estado líquido, la cual se amplía a medida que aumenta el contenido de sílice en el sistema. En este contexto, las líneas a, b, c y d indican las composiciones de equilibrio de ambas fases fundidas presentes en dicha separación.

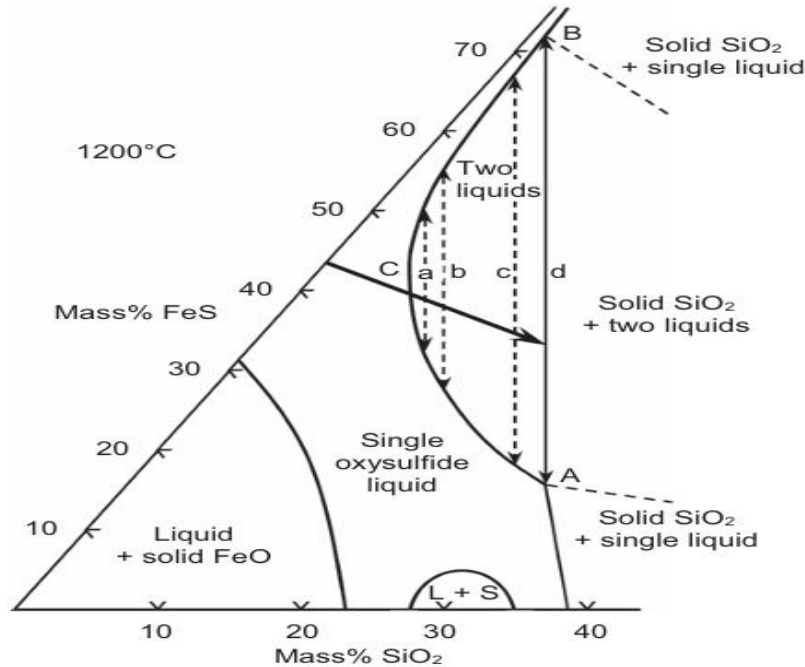


Figura 2.7. Diagrama de fases parcial simplificado del sistema Fe – O – S – SiO₂ que muestra la inmiscibilidad líquido – líquido entre la escoria y mata provocada por presencia de SiO₂.

2.4 Fenómenos de Colisión y Coalescencia

La coalescencia es el proceso por el cual dos o más partículas fluidas, ya sea a la forma de burbuja o gota, se unen para formar otra de mayor tamaño. Estudiar la coalescencia a escala industrial mediante métodos experimentales es prácticamente imposible debido a las condiciones operacionales del proceso de fusión instantánea. Por este motivo, la investigación se realiza principalmente mediante el modelamiento computacional.

La Figura 2.8 muestra un esquema detallado de los modelos teóricos y empíricos utilizados para describir y predecir la coalescencia, dividiéndolos en categorías basadas en su enfoque físico o empírico. En términos generales, se identifica la frecuencia de coalescencia (Γ), siendo este el producto entre la eficiencia de coalescencia (λ) y la frecuencia de colisión (h). Los modelos físicos se enfocan en describir la coalescencia a través de principios físicos fundamentales y se dividen en subcategorías basadas en el mecanismo de coalescencia. Por otro lado, los modelos empíricos se basan en datos experimentales y correlaciones obtenidas de estudios previos.

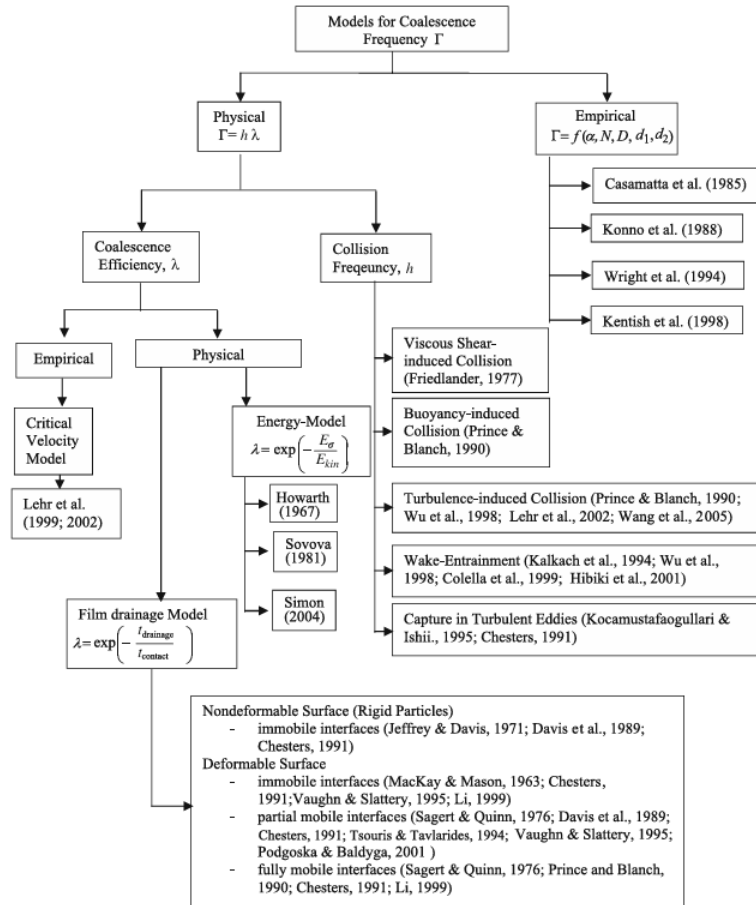


Figura 2.8. Clasificación de teorías y modelos identificados en la literatura para describir la coalescencia^[39].

Actualmente, el modelo de drenaje de *film* corresponde a la teoría más aceptada para describir estos fenómenos de interacción entre gotas^[35]. De forma resumida, el modelo presenta tres etapas: colisión entre gotas, adelgazamiento o drenaje del *film* y la ruptura de este. En otras palabras, cuando dos gotas colisionan, el gas entre ellas queda atrapado y la presión en este espacio aumenta. Si la fuerza de atracción entre las gotas no es la suficiente para superar la presión, las gotas en colisión podrían solo rebotar. En caso contrario, donde las fuerzas superan la presión de la capa delgada atrapada, ocurre un proceso de coalescencia entre las gotas.

La Figura 2.9 muestra los cuatro posibles resultados de la colisión entre dos gotas fundidas. Por un lado, la secuencia (a) corresponde a la coalescencia descrita anteriormente mientras que (b) representa la situación en que no existe contacto ya que no se ha producido la ruptura del *film*. En cuanto a la separación, ha sido abordado en la literatura y dentro de las principales observaciones se encuentra la formación de gotas secundarias^[40]. Dichas gotas se forman en los casos en que se produce una coalescencia transitoria que resulta en la separación de la gota formada denominada separación reflexiva o cuando solo coalesce en una superficie de contacto entre cada gota denominada separación por estiramiento siendo representados por la situación (c) y (d), respectivamente. Este proceso de separación produce gotas de menor tamaño y es fuertemente dependiente de una alta velocidad relativa entre las gotas iniciales, pero con efectos más significativos a medida que el número de Weber, que se describirá posteriormente, aumenta.

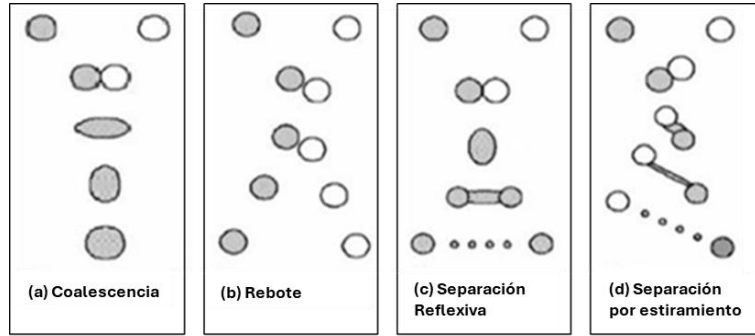


Figura 2.9. Esquema de los posibles resultados de la colisión de gotas fundidas [35].

Estudios previos han demostrado que la caracterización del proceso de colisión entre dos gotas depende de múltiples parámetros interrelacionados^[15], entre ellos se encuentra el número de Weber, parámetro de impacto, razón de diámetro y número de Reynolds. Estos parámetros no solo describen las condiciones físicas del sistema, sino que también influyen significativamente en la frecuencia de colisión, eficiencia de coalescencia y por ende en la determinación de la frecuencia de coalescencia a través de los modelos previamente mencionados.

El número de Weber, representado por la ecuación (2.8), corresponde a un número adimensional que relaciona la fuerza inercial con la tensión superficial de la gota. Donde ρ , representa la densidad del líquido, σ su tensión superficial, D_s es el diámetro de la gota de menor tamaño y U es la velocidad relativa entre las gotas que colisionan. Un alto valor de W_e indica que las gotas presentan la suficiente energía cinética para superar las fuerzas de cohesión y provocar una separación por estiramiento o reflexiva tras la colisión.

$$W_e = \frac{\rho D_s U^2}{\sigma} \quad (2.8)$$

El parámetro de impacto, B , determina la orientación geométrica de las gotas en el momento de contacto, influyendo en el resultado de la colisión. Se define como la distancia desde el centro de una gota hasta el vector de velocidad relativa, ubicado en el centro de la otra gota, como se muestra en la ecuación (2.9). En esta misma ecuación, χ , es la distancia mínima entre los centros de las dos gotas, medida en la dirección perpendicular respecto de sus velocidades relativas. Por otro lado, la situación (a) y (b) de la Figura 2.1010 muestra la construcción geométrica de los parámetros de impacto cuando la colisión es frontal y fuera del centro. Considerando el primer caso, de dos gotas con igual tamaño, la velocidad relativa coincide con la línea que abarca desde el centro de una gota hacia la otra. Un aumento en el parámetro de impacto llevará a una colisión fuera del centro ($B > 0$) hasta que las gotas no colisionan entre ellas ($B = 1$). Los resultados de la coalescencia descritos anteriormente son también dependientes de la forma en que colisionan las gotas, específicamente si colisionan de forma frontal o fuera del centro.

$$B = \frac{\chi}{r_s + r_L} = \sin(\Psi) \quad (2.9)$$

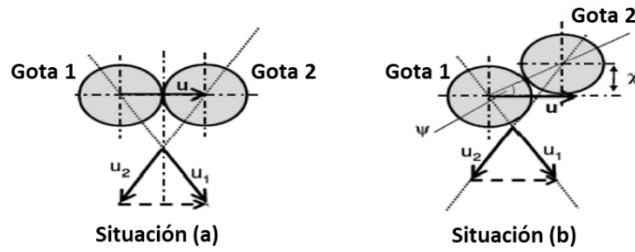


Figura 2.10. Representación geométrica del parámetro de impacto. (a) representa la colisión de frente y (b) fuera del centro, respectivamente [35].

Por otro lado, la razón de diámetro se define como la relación entre el diámetro de la gota más pequeña y el diámetro de la gota más grande, y se determina mediante la ecuación (2.10). Por otro lado, el número de Reynolds (R_e), es un parámetro adimensional que permite predecir el comportamiento del flujo de un fluido bajo diversas condiciones. Este número permite determinar si el flujo será laminar o turbulento. Generalmente, un flujo se considera laminar cuando R_e es inferior a 2000 y turbulento cuando supera 4000. Cabe destacar que, estos valores son referenciales y pueden variar según las características específicas del sistema, como la geometría del conducto por donde fluyen o bien, las condiciones de flujo. La expresión matemática del número de Reynolds se presenta en la ecuación (2.11).

$$D = \frac{d_s}{d_l} \quad (2.10)$$

$$R_e = \frac{\rho d_l U_{rel}}{\mu} \quad (2.11)$$

Los parámetros descritos son fundamentales para la implementación de los modelos mencionados ya que una de las formas para estudiar los fenómenos de colisión y coalescencia es mediante dinámica de fluidos computacional (CFD). En algunos paquetes comerciales disponibles, la frecuencia de coalescencia, de colisión y la eficiencia de coalescencia se utilizan para predecir el resultado de las colisiones, y están directamente relacionadas con el cálculo de variables claves como el tiempo de contacto y el tiempo de drenado de la película de gas, que son determinantes en el proceso de coalescencia.

2.5 Revisión Bibliográfica

De acuerdo con las observaciones realizadas por Kim & Themelis^[5], a fin de elaborar un modelo cualitativo de la trayectoria que presentan las partículas sulfuradas una vez que son alimentadas al horno vertical de oxidación, el proceso puede ser descrito de la siguiente manera:

- Cada una de las partículas, inicialmente sólidas y no porosas, son alimentadas a la cámara de reacción en la forma de una suspensión muy diluida en el gas oxidante.
- Las partículas se calientan rápidamente debido al intercambio de energía por radiación entre las paredes del reactor y por convección por el gas alimentado hasta alcanzar su temperatura de ignición que es cercana al punto de fusión.

- Luego, los sulfuros reaccionan con el oxígeno circundante formando en la superficie de la partícula, una corteza porosa de óxidos de hierro, cubriendo el núcleo sin reaccionar compuesto principalmente por sulfuros remanentes.
- A medida que progresa la reacción y el calor es liberado, la temperatura de la partícula incrementa hasta lograr la fusión del núcleo compuesto de sulfuros. En este punto, el gas producido por la reacción de oxidación se acumula en el núcleo, aumentando su presión interna y causando la expansión o hinchazón de la partícula.
- En el momento en que la presión interna supera la tensión interfacial de la capa de óxidos, la partícula se fragmenta. Dicha fragmentación produce un gran número de partículas finas o polvo, gotas y una coraza vacía, las cuales continúan su trayectoria dentro de la cámara de reacción.

Complementando este trabajo, Jokilaakso^[26] integró una trayectoria adicional al modelo por motivos de que, bajo ciertas condiciones de operación en que el calentamiento de la partícula es lo suficientemente rápido como para fundirse completamente antes de oxidarse, la gota inicial puede desintegrarse violentamente, posiblemente debido a una descomposición pirítica que libera grandes cantidades de gas y produce una gran cantidad de gotas pequeñas que se van oxidando de manera individual durante su paso por la cámara. En ambos modelos, se considera que la severidad de la fragmentación dependerá del avance de las reacciones de oxidación, la composición de la partícula y su temperatura. Los aportes planteados por los autores mencionados se observan de forma esquemática en la Figura 2.11.

Cabe destacar que, aun cuando el modelo mencionado corresponde a la descripción más aceptada de la oxidación de partículas sulfuradas a alta temperatura, es válido únicamente para trayectorias individuales o, dicho de otra forma, suspensiones partícula-gas muy diluidas. Por otro lado, tampoco contemplan la posibilidad de formación de aglomerados por la ocurrencia de los fenómenos de colisión y coalescencia^[35].

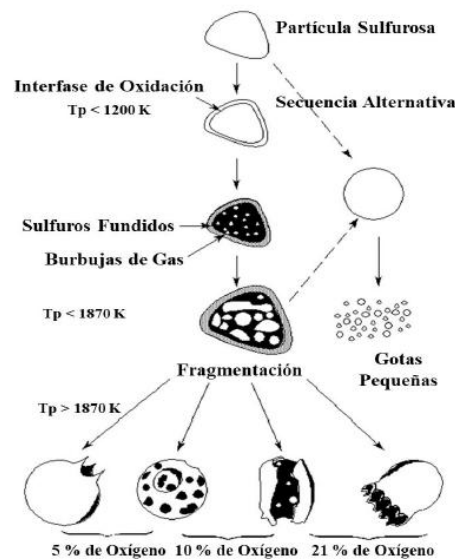


Figura 2.11. Modelo de la trayectoria de reacción de partículas sulfuradas bajo condiciones de fusión instantánea y de bajo contenido de partículas en la suspensión (Propuesto por Kim & Themelis y modificado por Jokilaakso).

Años más tarde, en un estudio realizado por Pérez-Tello^[24] se utilizó como referencia el modelo cualitativo mencionado para diseñar pruebas experimentales con el objetivo de ocasionar y estudiar los cambios composicionales, morfológicos y de la distribución de tamaños durante la oxidación de partículas de un concentrado de cobre proveniente de La Caridad, México. Con base en la información colectada durante la caracterización del material original y las calcinas generadas, los autores observaron que las partículas asociadas a fracciones de menor tamaño alimentadas ($< 45 \mu\text{m}$) se alejaron del comportamiento descrito por la Figura 2.11. Aun cuando se esperaba que las partículas disminuyeran su tamaño por la fragmentación o, al menos, permanecer constante, hubo un aumento considerable en el tamaño promedio y una disminución de la población de partículas finas. Por este motivo, determinaron que la aglomeración de las partículas durante su trayectoria de reacción es dependiente de las fracciones de tamaño. Además, propusieron que la densidad numérica de partículas dentro de la suspensión sólido-gas influye fuertemente en la probabilidad de que las partículas interaccionen entre ellas por lo que mientras mayor sea su valor, también lo será la probabilidad de que colisionen y coalescan dentro de la cámara de reacción.

Por otro lado, la mayor parte de los modelos propuestos en la literatura ^[19, 21-23] que consideran la colisión de partículas en condiciones de fusión instantánea, contemplan únicamente la interacción entre dos partículas similares, posiblemente por conveniencia matemática o en un intento de describir las condiciones mínimas de coalescencia^[24]. Sin embargo, los resultados obtenidos en el estudio de Pérez-Tello et al. respecto de la presencia de partículas masivas y de tamaño considerablemente mayor a las alimentadas se atribuyeron no solo a la coalescencia entre pares de partículas sino que a grupos de partículas presentes en la nube de sólidos, por lo que identificaron una oportunidad tanto para mejorar los modelos y así describirlos de forma más rigurosa incluyendo los fenómenos de colisión y coalescencia entre grupos dentro de la nube de sólidos.

Otra de las observaciones efectuadas a partir de los resultados experimentales obtenidos por el grupo de investigación de Pérez-Tello fue que los fenómenos de colisión y coalescencia que son la causa principal del aumento de tamaño no ocurren solo una vez y que tanto la cantidad como el tamaño de los aglomerados aumenta considerablemente con el tiempo de residencia de las partículas sulfuradas. Lo anterior resulta relevante pues deben ser considerados como procesos repetitivos durante su trayectoria de reacción. Finalmente, los autores incluyeron una ruta alternativa que pudiera justificar, al menos en parte, la ocurrencia de la colisión y coalescencia y, por ende, la formación de aglomerados.

Considerando la trayectoria planteada por Jokilaakso, las gotas fundidas originadas por partículas de tamaño fino viajan por la cámara de reacción teniendo asociado una probabilidad de que colisionen y coalescan para formar nuevas gotas y así, formar aglomerados de mayor tamaño respecto de las partículas originales alimentadas. Esta modificación de la trayectoria de reacción para la formación de aglomerados por la colisión y coalescencia de gotas fundidas para suspensiones diluidas se muestra de forma esquemática en la Figura 2.12.

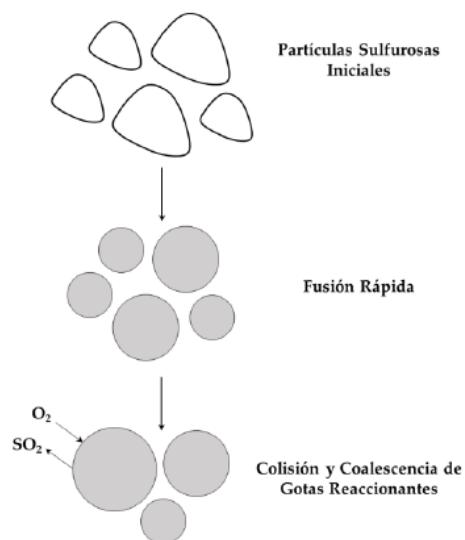


Figura 2.12. Modelo de reacción alternativo para partículas sulfuradas que colisionan y coalescen durante su trayectoria por la cámara de reacción^[24].

La investigación realizada por Villagrán^[35], corresponde a una recopilación de los estudios teóricos y experimentales sobre la colisión y coalescencia de gotas fundidas en la pirometalurgia del cobre. En su trabajo, el autor elaboró un modelo esquemático para representar la trayectoria de reacción que incluye los distintos fenómenos involucrados en los cambios de tamaño dentro de la población de partículas dependiendo de las condiciones a las cuales se encuentra expuesta la suspensión sólido – gas.

El modelo, representado por la Figura 2.13, establece una ruta de oxidación válida bajo condiciones de alta densidad numérica de partículas en la suspensión a fin de incluir las posibles interacciones entre partículas tras la colisión, mencionadas previamente en la Figura 2.9. Este aspecto representa una diferencia significativa respecto de los modelos de reacción planteados en la literatura que consideran partículas pequeñas agregándose a las de mayor tamaño, generando un aglomerado de dimensiones poco realistas considerando que tanto la colisión como la coalescencia son fenómenos aleatorios. En este sentido, autores como Kemori y Sasaki^[20, 21, 23, 27], cuyo foco principal fue la descripción de la coalescencia de gotas fundidas, no contemplaron otro resultado posible que la coalescencia posterior a la colisión, incluso utilizaron ambos términos sin establecer diferencias claras entre los dos fenómenos.

El modelo propuesto por Villagrán, también incorpora la posibilidad de que las partículas sigan diferentes rutas de evolución, ya sea mediante fragmentación, expansión, coalescencia o una combinación simultánea de estos fenómenos.

En caso de producirse la coalescencia, la gota resultante recorre la cámara de reacción con un tamaño mayor y, posiblemente, con una composición o grado de oxidación distinto, según las características de las partículas originales. La ocurrencia y frecuencia de estos fenómenos dependen de las condiciones de operación del horno, por lo que al alcanzar el baño fundido es esperable encontrar partículas que hayan experimentado expansión, fragmentación o coalescencia. La predominancia del fenómeno que ocurra depende directamente de las variables operacionales.

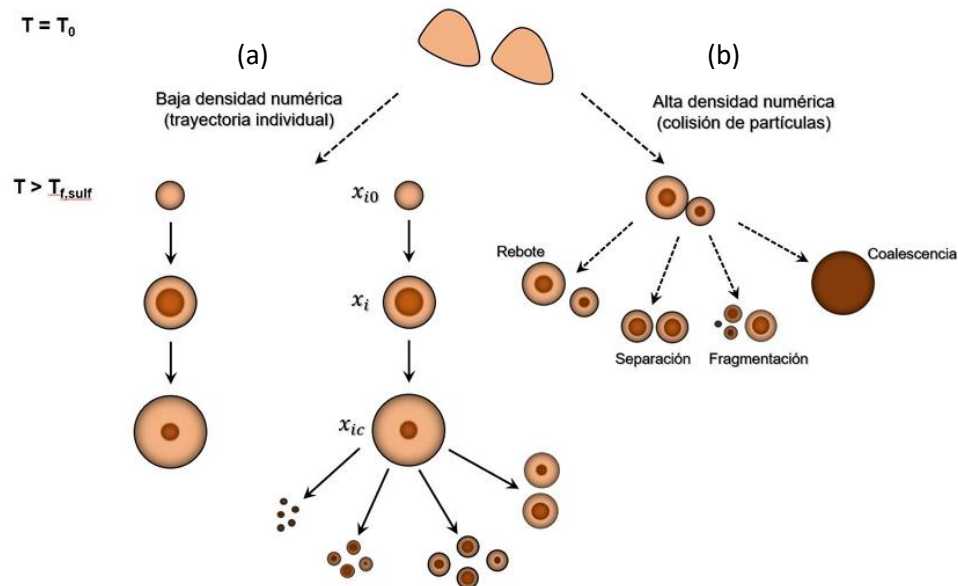


Figura 2.13. Modelo de Reacción propuesto por Villagrán^[35]. (a) Expansión – Fragmentación y solo expansión; (b) Colisión (Rebote, Separación, Disrupción y Coalescencia).

La Figura 2.14 muestra de forma esquemática las posibles implicancias operacionales de los fenómenos de colisión y coalescencia de partículas, incluyendo ejemplos de reacciones que pueden tener lugar tras su ocurrencia. Por motivos de que la presente memoria de título se desarrolla en el contexto de la fusión instantánea de concentrados de cobre, los casos representados involucran minerales típicos del concentrado, siendo la calcopirita uno de los principales.

Cuando una partícula de calcopirita fundida interactúa con otra del mismo mineral, independiente de su estado, la evidencia experimental indica que el resultado es una gota de mayor tamaño, con bajo grado de oxidación y composición similar al de la calcopirita, siendo perjudicial en la cinética del proceso de oxidación. En cambio, si la interacción ocurre entre partículas con un grado de oxidación similar (por ejemplo, Cu_2O y Fe_2O_3), la coalescencia conduce a la formación de ferritas cúpricas (CuFe_2O_4) con el mayor grado de oxidación posible. En condiciones donde coalescen partículas con distinto grado de oxidación, como lo es el caso de CuO y FeS , se forma una gota de oxidación intermedia, lo cual podría ser beneficioso para el proceso.

Otro caso relevante corresponde a la coalescencia entre partículas de distinta naturaleza, acorde a lo analizado en distintos estudios^[35]. Todo indica que la formación de fayalita comienza con el fenómeno de coalescencia durante el descenso de partículas de wustita (FeO) y sílice. Por otro lado, la interacción entre una partícula cruda de calcopirita y una de mata fundida (CuS) puede originar bornita (Cu_5FeS_4), lo cual representa un retroceso a la calidad del producto, ya que esto resultaría en la contaminación de la mata con hierro.

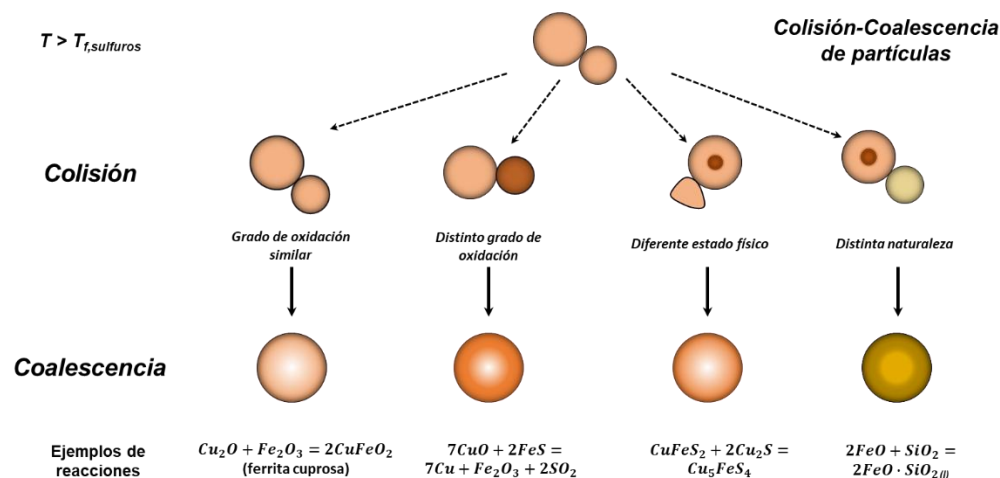


Figura 2.14. Diagrama esquemático de las posibles implicaciones y ejemplos de reacciones que ocurren debido a la coalescencia de partículas con distintas condiciones^[35].

Diversos autores han señalado que la coalescencia está estrechamente ligada a factores como la composición y el tamaño de las partículas. En particular, aquellas de menor tamaño y con un alto contenido de calcopirita tienden a fundirse con mayor rapidez, lo que incrementa su probabilidad de interacción entre ellas. Aunque este fenómeno puede reducir la reactividad al generar gotas de mayor tamaño, también puede ser beneficioso desde el punto de vista de la recuperación de cobre, ya que dichas gotas podrían adquirir dimensiones adecuadas para sedimentar eficientemente a través de la escoria.

Si bien se ha planteado que la coalescencia ocurre principalmente durante la caída de las partículas a través de la cámara de reacción, existe evidencia que indica su ocurrencia en zonas próximas a la superficie de la escoria. En este contexto, el tamaño final de las gotas tiene un rol clave en la eficiencia de la separación de las fases en el sedimentador, influyendo directamente en las pérdidas de cobre. Por lo tanto, un cierto nivel de coalescencia durante la operación del horno de fusión instantánea podría ser deseable. Aunque tradicionalmente se ha considerado como un fenómeno adverso por su impacto en la cinética de oxidación, su efecto positivo en la sedimentación de gotas y por ende en la eficiencia de separación mata – escoria, puede representar una ventaja operacional, siempre que se gestione adecuadamente durante el proceso.

3 METODOLOGÍA

3.1 Metodología Experimental

La descripción del sistema experimental en el cual se llevaron a cabo las pruebas de oxidación se muestra de forma esquemática en la Figura 3.1. Este sistema constó de cinco unidades principales: sistema de alimentación de sólidos, horno de laboratorio, suministro de gases, receptáculo y limpieza de gases.

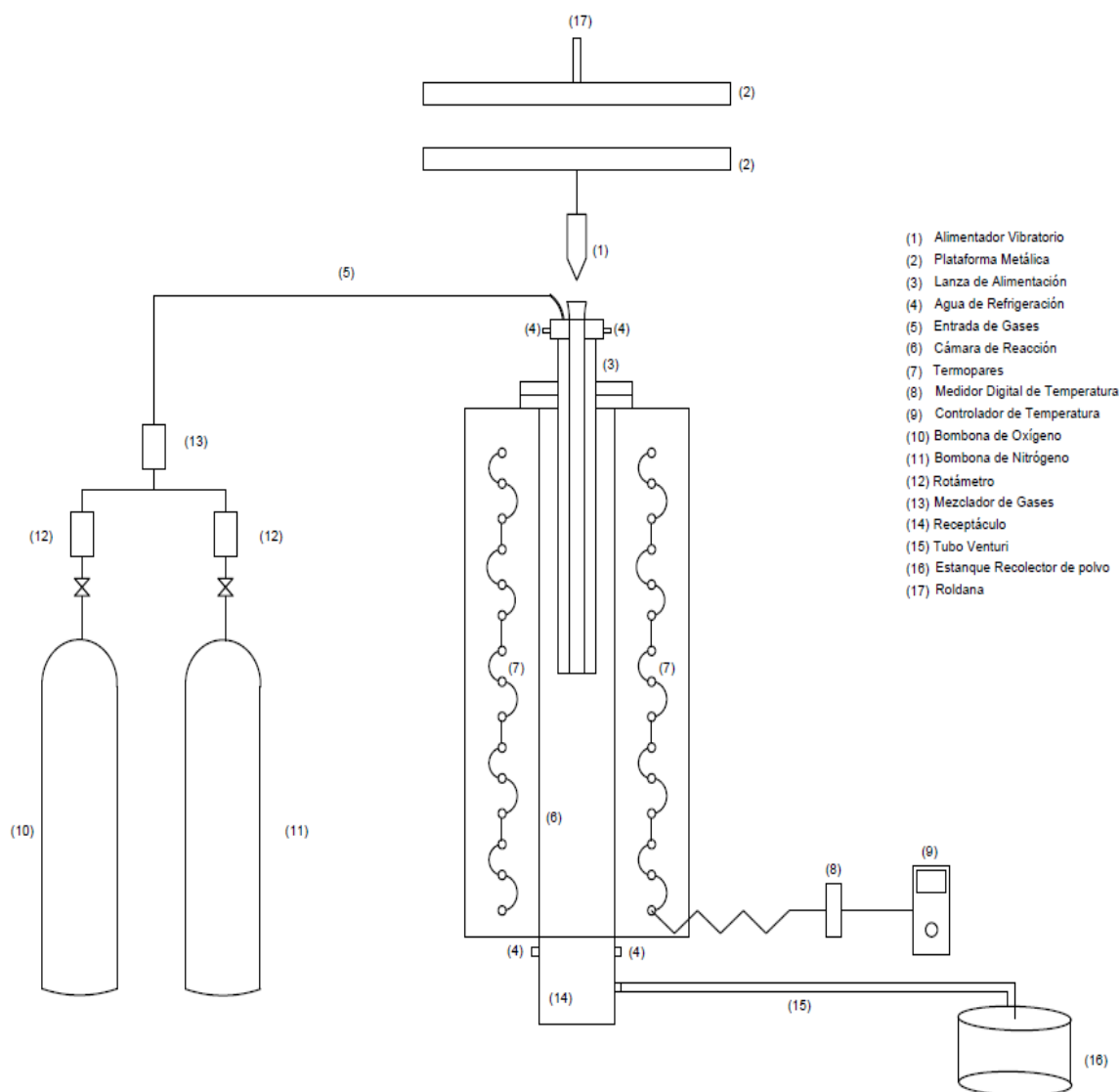


Figura 3.1. Esquema del sistema experimental utilizado para las pruebas de oxidación.

El sistema de alimentación de sólidos corresponde a un dosificador vibratorio de sólidos y una lanza de acero inoxidable, ambos ubicados en la parte superior del horno (1) y (3). El diseño y dimensiones de la lanza se muestran en la Figura 3.2 y Figura 3.3. El ensamblaje de la lanza con la cámara de reacción se logró por un flange diseñado para ajustar la altura de la lanza según los requerimientos específicos de cada prueba experimental (Anexo A: Montaje experimental). La altura determina la longitud de penetración dentro del horno y, por consiguiente, el tiempo de residencia de las partículas dentro de la cámara. Por otro lado, la lanza presenta un sistema de refrigeración que impide la ocurrencia de las reacciones en el interior de ella, disminuyendo su temperatura interna y así, asegurar que las partículas reaccionen una vez que salieran por la parte inferior de la lanza y se contactaran con el gas circundante en la zona de calentamiento de la zona de reacción.

La alimentación de sólidos se efectuó mediante un dosificador que se muestra en la Figura 3.4. Consistió de una bomba de polvo programable para sustancias sólidas de flujo en caída libre, permitiendo así, dosificar de forma continua el concentrado alimentado al horno a través de un motor de paso a paso controlado digitalmente.

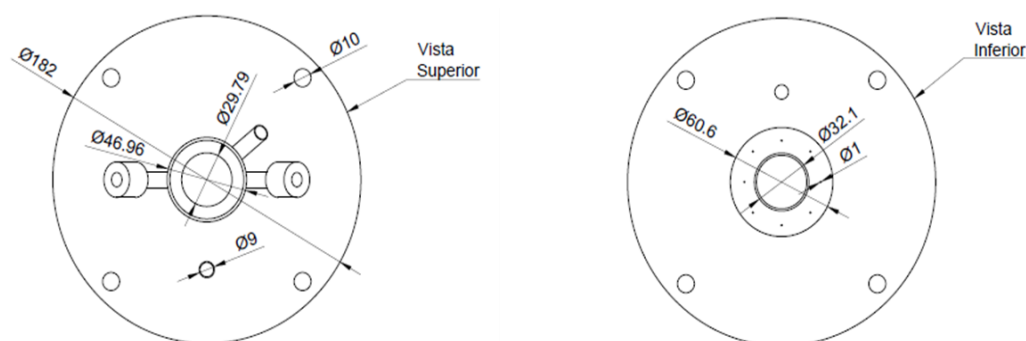


Figura 3.2. Vista superior e inferior de la lanza de alimentación de sólidos a escala 1:2.

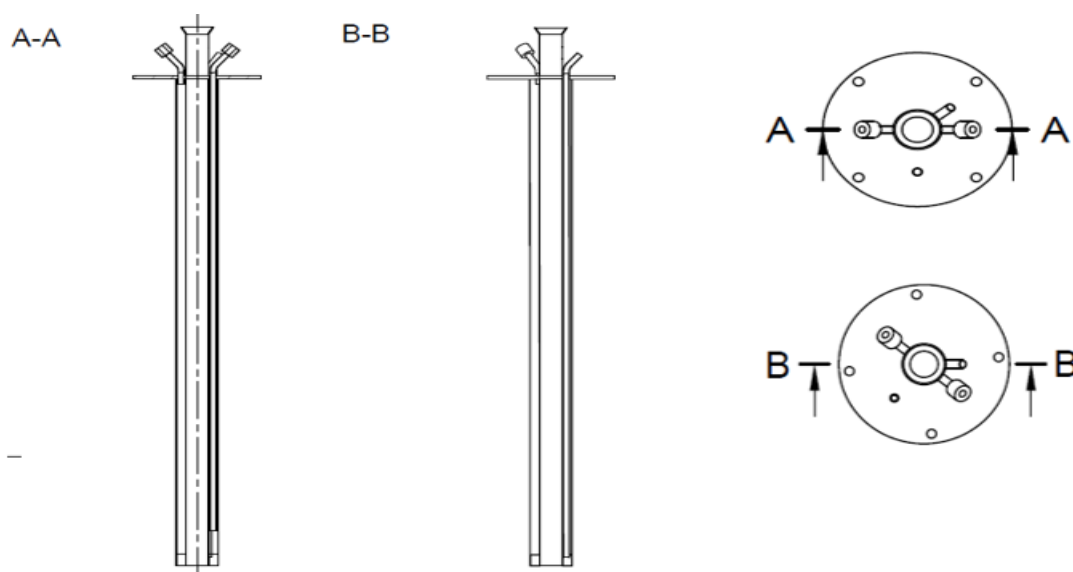


Figura 3.3. Vista en corte de la lanza de alimentación de sólidos.



Figura 3.4. Dosificador de sólidos Lambda Doser 0.2 L. (a) Dosificador armado, (b) piezas del dosificador.

El horno de laboratorio utilizado para las pruebas es un horno eléctrico compuesto por una cámara de reacción cilíndrica de acero inoxidable (Figura 7.4, Anexo A: Montaje experimental, rodeada por ladrillos refractarios que proporcionan el aislamiento térmico del sistema. El arreglo completo se encuentra dentro de una carcasa metálica, fijada a una estructura de soporte mediante tornillos. El control y monitoreo de la temperatura se realizó mediante dos termocuplas: una ubicada en el centro de la pared externa de la cámara de reacción, conectada al controlador de temperatura para regular el proceso, y otra ubicada en la parte superior del horno, unida al flange, con el propósito de evaluar la temperatura en las cercanías de la salida de la lanza.

El suministro de gases se efectuó a partir de una bombona de oxígeno y otra de nitrógeno, donde cada bombona se conectó a un rotámetro independiente a fin de controlar la concentración de oxígeno y medir con exactitud el flujo de gases alimentados al horno en condiciones de temperatura y presión ambiente (25 °C y 102.1 kPa en Concepción, Chile). La salida de cada rotámetro se conectó a un mezclador de gases y la mezcla con concentración de oxígeno predefinida para cada experimento ingresó al horno a través de la lanza de alimentación.

En la parte inferior de la cámara de reacción se ensambló un receptáculo desmontable de acero inoxidable refrigerado, cuyo propósito fue enfriar súbitamente las partículas que descendieron desde la cámara, interrumpiendo así las reacciones de oxidación para coleccionar las calcinas y efectuar posteriormente los análisis correspondientes. Este receptáculo fue conectado a un sistema Venturi mediante un tubo metálico, que generó la succión necesaria para extraer los gases producidos durante la operación del horno. Los gases extraídos fueron conducidos hacia un contenedor con una solución acuosa de NaOH, donde se neutralizó el dióxido de azufre generado.

3.2 Diseño Experimental

La Tabla 3.1 resume las variables de estudio consideradas para el desarrollo de las pruebas experimentales. Las variables de entrada corresponden a la fracción de tamaños alimentada, tasa de alimentación de sólidos y el tiempo de residencia de las partículas en función de la altura de la lanza de alimentación. Las variables de respuesta se subdividen en dos grupos, de respuesta directa e indirecta. Su diferencia radica en que las variables obtenidas de forma directa son resultados a partir de mediciones de técnicas analíticas aplicadas al concentrado y calcinas mientras que las indirectas fueron calculadas a partir del primer subgrupo o de suposiciones planteadas. Dentro de las variables de respuesta directa se encuentran la composición química y mineralógica, así como la distribución de tamaños del concentrado y las partículas oxidadas. Las variables de respuesta indirecta corresponden al azufre eliminado de cada experiencia, la relación atómica de cobre y hierro y la función de densidad volumétrica.

Tabla 3.1. Variables de entrada y de respuesta consideradas en las pruebas experimentales.

Variables de Entrada	Variables de Respuesta	
	Directas	Indirectas
Fracción de tamaños	Contenido de Cu, Fe y S	Azufre eliminado
Tasa de alimentación de sólidos	Mineralogía de calcinas	Relación atómica Cu/Fe
Altura de lanza de alimentación	-	Función de densidad volumétrica
	-	Tamaño promedio

La Tabla 3.2 muestra el programa de pruebas que consiste en un diseño factorial completo de 3x3x3 dando como resultado un total de 27 experiencias. El objetivo de este arreglo es probar el efecto de las variables de entrada sobre el comportamiento de oxidación de las fracciones del concentrado, manteniendo constante los parámetros operacionales mostrados en la Tabla 3.3. Cabe destacar que las posiciones especificadas en el programa de pruebas corresponden a la distancia entre la punta inferior de la lanza de alimentación y la parte superior del reactor, lo cual se representa de forma esquemática en la Figura 3.5.

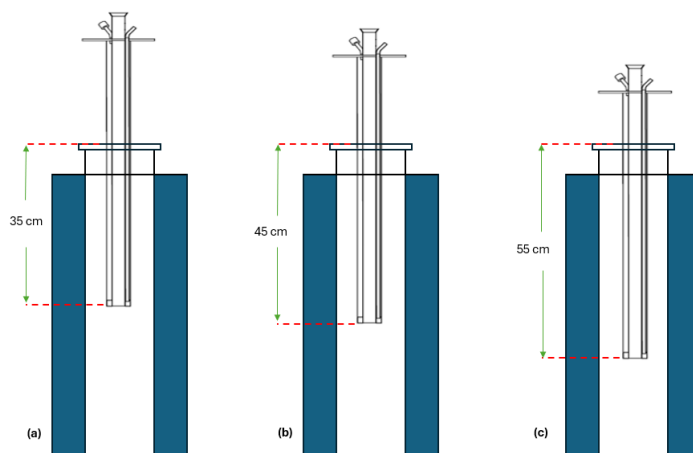


Figura 3.5. Esquema simplificado de las posiciones de la lanza de alimentación utilizadas para las pruebas experimentales. En este estudio (a), (b) y (c) representan la inserción corta, media y larga de la lanza.

Los parámetros operacionales corresponden a la concentración de oxígeno, siendo en función de valores típicos utilizados en la fusión instantánea de concentrados de cobre a nivel industrial^[1], la temperatura fijada en el controlador fue de 1100 °C para todas las pruebas realizadas y el agua de refrigeración varió entre 2 a 6 lpm en función de la posición de la lanza en la respectiva prueba.

Tabla 3.2. Programa de pruebas experimentales.

Número Experiencia	Tamaño Alimentación, μm	Posición, cm	Flujo Alimentación, mg/min
1	< 20	35	100
2			300
3			500
4		45	100
5			300
6			500
7		55	100
8			300
9			500
10	32-20	35	100
11			300
12			500
13		45	100
14			300
15			500
16		55	100
17			300
18			500
19	45 - 32	35	100
20			300
21			500
22		45	100
23			300
24			500
25		55	100
26			300
27			500

Tabla 3.3. Parámetros operacionales constantes para cada prueba experimental de oxidación.

Parámetro	Valor/Especificación
Exceso de oxígeno en el gas	70% respecto del estequiométrico
Temperatura de control	1100 °C
Agua de refrigeración	2 – 6 lpm

3.3 Procedimiento

El concentrado de cobre utilizado, proveniente de la División Chuquicamata (CODELCO), fue separado en tres fracciones de tamaño identificadas en la Tabla 3.2 mediante un cribado en húmedo con mallas Tyler N° 400, 500 y 635. Lo anterior, con el objetivo de recolectar la cantidad de masa necesaria de cada fracción de tamaño que permitiera realizar las pruebas experimentales. Posteriormente, el material cribado fue secado a una temperatura de 100 °C durante 24 horas a fin de eliminar completamente la humedad residual y luego ser almacenado en bolsas plásticas debidamente rotuladas.

El tiempo de operación se estableció en función de la tasa de alimentación, con el objetivo de obtener aproximadamente 30 g de calcina por experiencia, cantidad definida para garantizar la masa necesaria para la totalidad de análisis correspondientes a la calcina (QEMSCAN, difracción de rayos X, gravimetría y absorción atómica).

Para el análisis de los resultados, se seleccionaron las experiencias 1, 3, 10, 12, 19 y 21 del programa de pruebas (ver Tabla 3.2), con el fin de evaluar el efecto del tamaño de partícula y la tasa de alimentación bajo condiciones de mayor tiempo de residencia. Estas condiciones se lograron ubicando la lanza de alimentación en su posición más alta (ver Figura 3.5), lo que permite una mayor distancia recorrida por la población de partículas antes del punto de recolección en el receptáculo.

3.4 Función de densidad volumétrica

Una de las formas para medir experimentalmente la distribución de tamaños de un sistema particulado que entrega datos de forma discreta es mediante la función de densidad volumétrica de partículas, representada por la ecuación (3.1). Los intervalos de tamaño empleados en la función presentan límites mínimo y máximo de: $x_i = 2 \mu\text{m}$ y $x_{(n)} = 140 \mu\text{m}$, los cuales se dividen en 24 subgrupos representados en la Tabla 7.1 del Anexo B: Distribución de Tamaños de Partícula. La función $f_3(x_i)$ proporciona una medida relativa del volumen de partículas de un tamaño específico x_i en comparación con el volumen total de todas las partículas dentro del intervalo de tamaños considerado o, en otras palabras, indica la fracción del volumen total que corresponde a las partículas de tamaño x_i . Además, cumple con la ecuación (3.2), lo cual asegura que el volumen total de partículas está correctamente distribuido entre los diferentes tamaños considerados y permite una correcta caracterización del sistema de partículas en función de la distribución de tamaños.

$$f_3(x_i) = \frac{v(x_i)}{\sum_1^{N_p} v(x_i) \cdot \Delta x_i} \quad (3.1)$$

$$\sum_{i=1}^{N_p} f_3(x_i) \Delta x_i = 1 \quad (3.2)$$

En ambas ecuaciones, $v(x_i)$ es el volumen de partículas de tamaño x_i , Δx_i es la amplitud del subintervalo, $f_3(x_i)$ es la función de densidad volumétrica y N_p es el número total de intervalos considerados para caracterizar la distribución de tamaños de la población.

3.5 Tamaño promedio

El tamaño promedio de la población de partículas es un indicador estadístico para representar el tamaño global de la población. Se determina a partir de la distribución de tamaños y se calcula mediante la siguiente ecuación:

$$\langle X \rangle = \sum_{i=1}^{N_p} x_i f_3(x_i) \Delta x_i \quad (3.3)$$

3.6 Azufre eliminado

El azufre eliminado es un indicador comúnmente utilizado para analizar el progreso de las reacciones de oxidación. De forma experimental, se calcula a partir de los datos de la composición del concentrado alimentado y la calcina obtenida, tal como muestra la ecuación (3.4). Esta ecuación es una medición normalizada respecto a la concentración de hierro y se fundamenta en el hecho de que el hierro no se volatiliza en las condiciones del proceso.

$$S_{eliminado} = 1 - \frac{(\%S_{calcina})(\%Fe_{alimentación})}{(\%S_{alimentación})(\%Fe_{calcina})} \quad (3.4)$$

3.7 Relación atómica cobre – hierro

La relación Cu/Fe en las partículas oxidadas se obtuvo mediante la ecuación (3.5) donde M_{Cu} y M_{Fe} corresponden a los pesos atómicos del cobre y hierro, respectivamente. Esta relación se utiliza comúnmente para estudiar la posible volatilización de las especies de cobre. En caso de que esto ocurra, la relación en las partículas oxidadas disminuirá su valor inicial. Sin embargo, el fenómeno de fragmentación también contribuye a la variación de dicha razón, ya que los fragmentos pueden diferir en su composición. Considerando que este último aspecto es un fenómeno predominante para el tipo de experimentos realizados en este estudio, el efecto en la razón Cu/Fe por volatilización se considerará despreciable en comparación con la fragmentación de las partículas.

$$\frac{R_{Cu}}{Fe} = \frac{\left(\frac{\%Cu_{muestra}}{M_{Cu}} \right)}{\left(\frac{\%Fe_{muestra}}{M_{Fe}} \right)} \quad (3.5)$$

3.8 Variación de la proporción de polvo y aglomerados

A pesar de que se define como polvo de fundición de cobre al material particulado de tamaño fino, que ha sido conducido por la corriente gaseosa al exterior de los hornos de fusión y conversión, no existe un consenso claro en la literatura para clasificar este material respecto de su tamaño. En el presente informe, se consideró como polvo a cualquier partícula con un tamaño inferior a 20 μm , independiente de su origen y composición. No obstante, de manera general, el polvo de fundición suele tener un tamaño que no supera los 40 μm de diámetro.

El análisis de los cambios producidos en la fracción volumétrica de polvo se obtiene a partir de la diferencia representada por la ecuación (3.6).

$$\Delta F_{Polvo} = (F_{Polvo})_{calcina} - (F_{Polvo})_{alimentación} \quad (3.6)$$

En donde $(F_{polvo})_{calcina}$ corresponde a la fracción volumétrica de partículas <20 μm colectadas en el receptáculo y $(F_{polvo})_{alimentación}$ es la fracción volumétrica de partículas <20 μm en la alimentación. Ambos términos se determinan a partir de la ecuación (3.7).

$$F_{Polvo} = \sum_{i=1}^{i=11} f_3(x_i)\Delta x_i \quad (3.7)$$

La ecuación (3.7) representa los cambios que ocurren en las partículas de polvo colectadas en el receptáculo respecto de las alimentadas. Estos valores pueden ser negativos, positivos o cero, lo que indica una disminución, aumento o consumo neto de la cantidad de polvo, respectivamente.

Adicionalmente, el análisis de la variación en la proporción de aglomerados se realiza de manera análoga al cálculo de la fracción volumétrica de polvo mostrado en la ecuación (3.7). Sin embargo, en este caso, se considera el intervalo de tamaños de partículas superior al alimentado. La fracción volumétrica de aglomerados se calcula mediante la ecuación (3.8).

$$F_{aglomerado} = \sum_{i=i_{m\acute{a}x}+1}^{N_p} f_3(x_i)\Delta x_i \quad (3.8)$$

Donde $i_{m\acute{a}x}$ corresponde al límite superior del intervalo de tamaño de partículas alimentadas. Este valor permite evaluar la presencia y formación de aglomerados en la calcina obtenida, en comparación con el tamaño máximo de partículas de la alimentación para cada fracción de tamaño.

3.9 Procesamiento de datos QEMSCAN

Para cada experiencia seleccionada para el análisis, la unidad QEMSCAN proporciona la composición química, mineralógica y tamaño de las partículas en forma de una matriz numérica de dimensiones definidas. Debido a que el número y la composición de partículas dentro de cada intervalo de tamaños definidos por el QEMSCAN varían según una población dada, la composición proporcionada por el análisis es el promedio de todas las mediciones realizadas dentro de un intervalo de tamaños definido.

La cantidad de datos obtenidos fue posteriormente procesada para obtener la composición química de las especies mayoritarias (cobre, hierro y azufre) dentro de la población de partículas. De esta forma, los datos experimentales fueron procesados en términos de variaciones en el contenido de las especies. Esta información se determinó a partir de la ecuación (3.9):

$$\Delta\omega_{i,j} = \omega_{i,j} - \omega_{i,j}^0 \quad (3.9)$$

Donde $\omega_{i,j}$ corresponde al contenido de la fracción en peso de la especie i en la partícula de tamaño j , en la población de partículas de la calcina obtenida. Por su parte, $\omega_{i,j}^0$ corresponde a la composición del elemento i en la partícula de tamaño j en la alimentación. De esta forma, $\Delta\omega_{i,j}$ representa la

variación en la composición del elemento i en la partícula con tamaño j , relativo a su valor en la alimentación.

En esta notación, el subíndice i representa cualquiera de los elementos: cobre, hierro y azufre. La selección de la ecuación (3.9) para analizar los datos experimentales se basó en el hecho de que la composición del material alimentado no fue uniforme, por lo que $\omega_{i,j}^0$, fue dependiente del tamaño.

4 RESULTADOS Y DISCUSIONES

En el presente capítulo se discuten los datos obtenidos a partir de las pruebas experimentales con el objetivo de determinar el efecto del tamaño inicial y la tasa de alimentación de concentrado en la formación de aglomerados debido a la colisión y coalescencia de gotas fundidas. Lo anterior, en términos de la caracterización del concentrado de cobre, la evolución de la distribución de tamaños como también la variación del contenido de cobre, hierro y azufre en la población de partículas de las fracciones alimentadas y la calcina obtenida. Además, dentro de cada aspecto mencionado, se incluye el comportamiento del tamaño promedio, remoción de azufre y la relación atómica de cobre – hierro.

El análisis se realizó a partir de la selección de las pruebas correspondientes a la menor y mayor tasa de alimentación, para una posición fija de la lanza de alimentación y considerando las tres fracciones de tamaño evaluadas.

4.1 Caracterización del concentrado de cobre

La Figura 4.1 muestra la composición química global del concentrado para cada fracción de tamaño, determinada mediante las técnicas de absorción atómica y gravimetría. Cada fracción se compone principalmente de cobre, hierro, azufre y material insoluble. Las fracciones 32 - 45 μm y 20 – 32 μm muestran una composición similar de cobre, hierro y azufre con valores relativamente constantes entre ambas fracciones mientras que, la fracción <20 μm , presenta un menor contenido de las especies mencionadas. Por otro lado, el contenido de material insoluble se mantiene constante para las tres fracciones de tamaño.

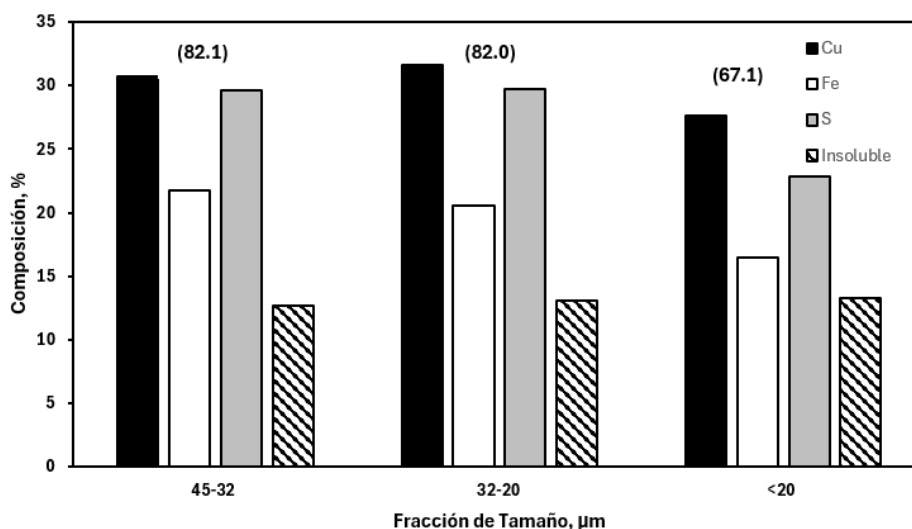


Figura 4.1. Composición química global de las fracciones de tamaño < 20 μm , 20-32 μm y 32-45 μm del concentrado. Los valores en paréntesis representan la suma del contenido de Cu, Fe y S en cada fracción de tamaño.

Las especies mineralógicas mayoritarias detectadas mediante el análisis de difracción de rayos X se muestran en la Tabla 4.1. Los resultados indican que las tres fracciones de tamaño se componen principalmente de calcopirita, pirita, bornita, covelina y sílice. La pirita y calcopirita corresponden a las fases más abundantes en cada fracción, con una tendencia a mantenerse relativamente constante y a disminuir su contenido a menor fracción de tamaño, respectivamente. Además, se

observa un incremento en el contenido de bornita a medida que disminuye la fracción de tamaño, alcanzando valores cercanos a los de la calcopirita. La covelina, muestra variaciones mínimas entre las fracciones, con un ligero aumento en la fracción intermedia, mientras que la sílice disminuye su contenido a menor fracción de tamaño.

La variación de la composición en términos del tamaño de partículas es de interés, ya que, si bien las fracciones 20 – 32 μm y 32 – 45 μm presentan una composición química similar, se observan diferencias en la distribución de las especies mineralógicas. Por motivos de que cada especie presenta una reactividad distinta, estas variaciones de composición podrían influir en la trayectoria de reacción que siguen las partículas.

Tabla 4.1. Composición mineralógica de las fracciones de tamaño 32 – 45 μm , 20 – 32 μm y < 20 μm , wt.%.

Mineral	32 – 45 μm	20 – 32 μm	< 20 μm
Calcopirita, CuFeS_2	25.2	19.9	19.5
Pirita, FeS_2	37.2	36.0	39.0
Bornita, Cu_5FeS_4	11.6	16.0	17.7
Covelina, CuS	11.1	13.6	11.0
Sílice, SiO_2	15.0	14.5	12.8

La Figura 4.2 muestra la distribución del contenido de cobre en cada fracción tamizada del concentrado. Las líneas discontinuas representan los valores estequiométricos de cobre en la calcopirita, bornita y covelina junto con la pirita. El contenido de cobre para la población de partículas se situó cercano al valor estequiométrico de la calcopirita, independiente de la fracción de tamaño. Las principales variaciones se observan en tamaños superiores a 45 μm , principalmente en la fracción 20 – 32 μm , la cual presenta valores entre el estequiométrico de la calcopirita y pirita para tamaños en el intervalo de 50 μm y 70 μm junto con valores cercanos al estequiométrico de la covelina para tamaños superiores a 70 μm .

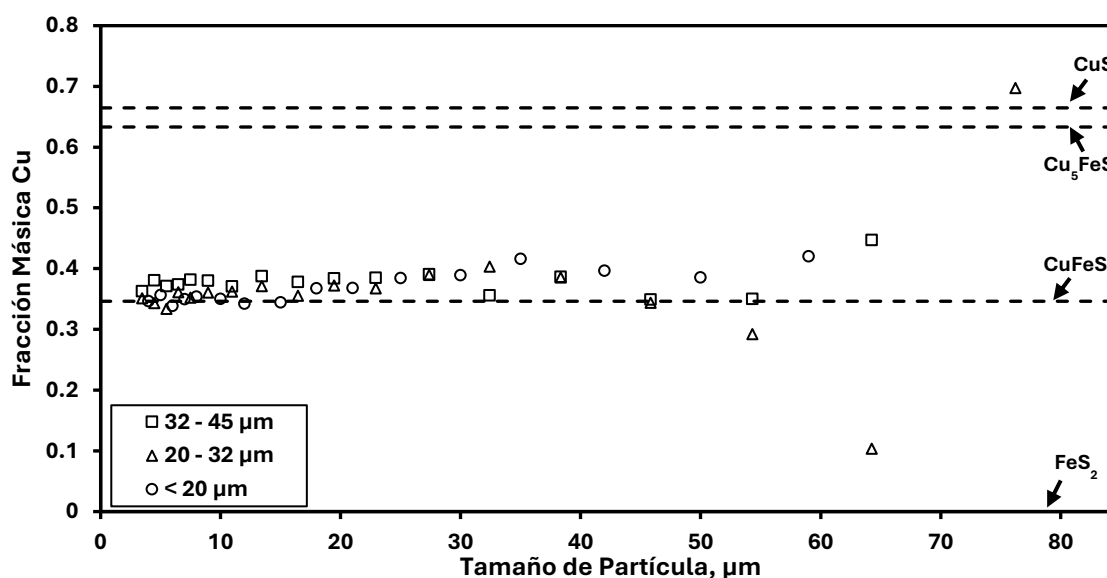


Figura 4.2. Distribución del contenido de cobre en las fracciones de tamaño 32 – 45 μm , 20 – 32 μm y < 20 μm del concentrado de cobre.

La distribución del contenido de hierro (Figura 4.3) presenta un comportamiento similar al del cobre, con la diferencia de que los valores experimentales se encuentran principalmente por debajo del estequiométrico de la calcopirita. Lo anterior, podría indicar la presencia de otros sulfuros de cobre en todo el intervalo de tamaños e independiente de la fracción, como la bornita. Por otro lado, la Figura 4.4 muestra la distribución de azufre en cada fracción, su comportamiento difiere al del cobre y hierro, como también entre las fracciones para todo el intervalo de tamaños. En las fracciones 20 – 32 μm y 32 – 45 μm , los valores se encuentran en el intervalo del estequiométrico de la calcopirita y covelina, mientras que la fracción <20 μm muestra valores cercanos al estequiométrico de la bornita.

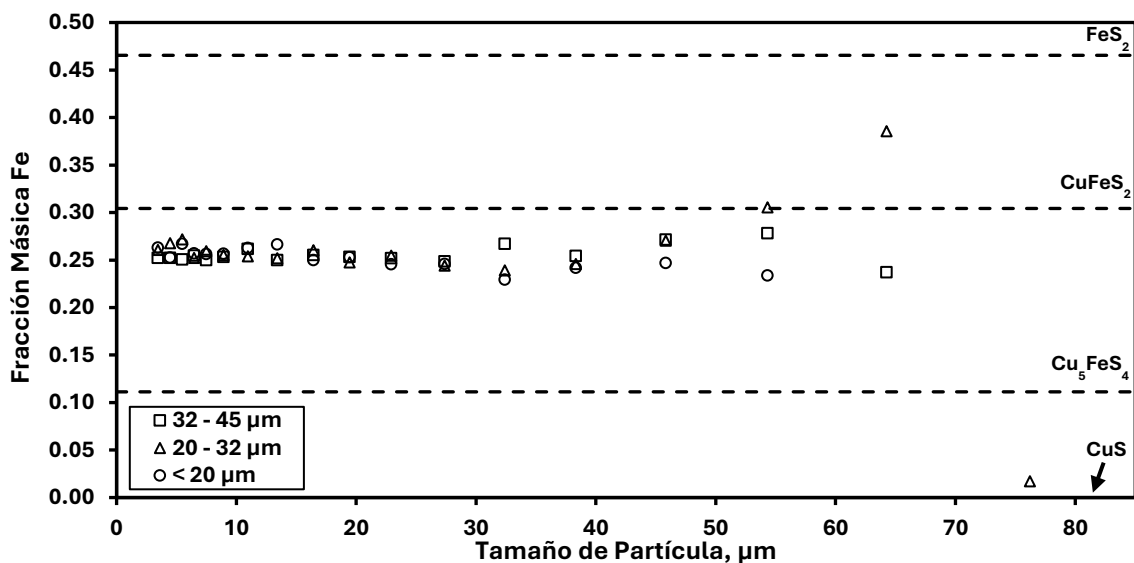


Figura 4.3. Contenido de hierro en las fracciones de tamaño 32 – 45 μm , 20 – 32 μm y <20 μm del concentrado de cobre.

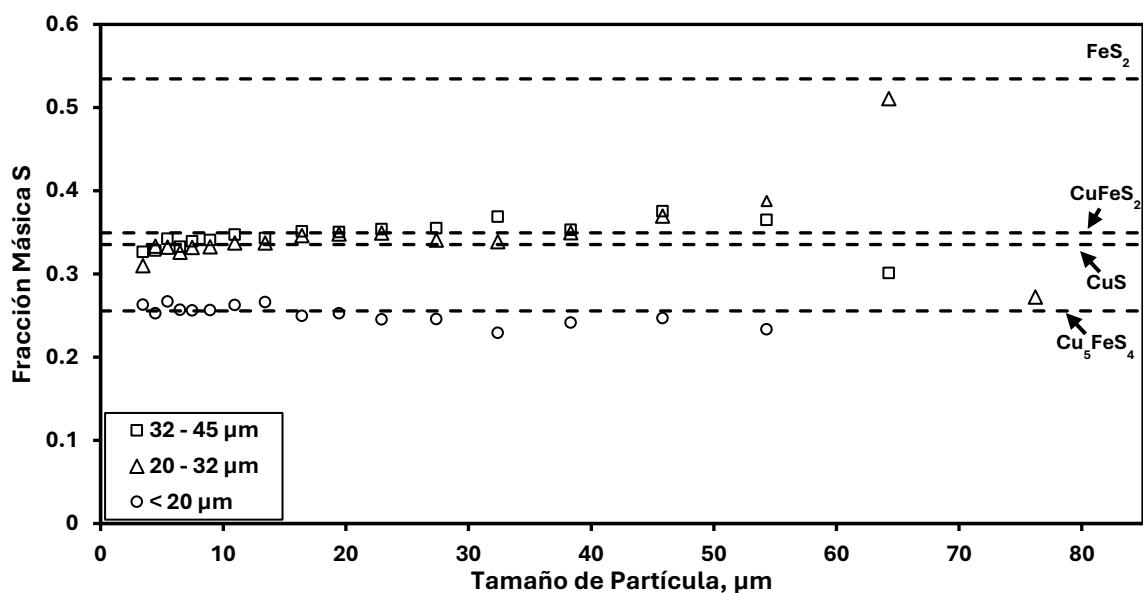


Figura 4.4. Contenido de azufre en las fracciones de tamaño 32 – 45 μm , 20 – 32 μm y <20 μm del concentrado de cobre.

4.2 Evolución de las distribuciones de tamaño

El análisis de la distribución de tamaños obtenida por QEMSCAN para cada fracción alimentada y calcina producida a diferentes tasas de alimentación, se realizó en términos de la función de densidad previamente definida en el Capítulo 3.

La Figura 4.5 compara la función de densidad en términos del tamaño de partícula para las fracciones alimentadas ($32 - 45 \mu\text{m}$, $20 - 32 \mu\text{m}$ y $<20 \mu\text{m}$). Por otro lado, las Figura 4.6 a Figura 4.8 presentan la comparación entre cada fracción alimentada y la calcina obtenida a tasas de alimentación de 100 mg/min y 500 mg/min . En todos los casos, el tamaño de partícula (x_k) se presentan en el eje horizontal, mientras que la función de densidad $f_3(x_k)$ se muestra en el eje vertical. Asimismo, en cada figura se reporta el porcentaje en volumen de polvo (porcentaje escrito entre paréntesis) presente en cada material, junto con el contenido de aglomerados (porcentaje escrito entre corchetes), ambos obtenidos a partir de la ecuación (3.7) y (3.8), respectivamente.

Con respecto a las fracciones de tamaño alimentadas (Figura 4.5), se observa una distribución de tamaños entre $0 \mu\text{m}$ y $65 \mu\text{m}$, independiente de la fracción. Las curvas presentan una alta similitud, identificándose tres valores máximos locales: dos ubicados entre $0 \mu\text{m}$ y $15 \mu\text{m}$ y uno ubicado entre $20 \mu\text{m}$ y $30 \mu\text{m}$, con ligeras diferencias de amplitud. El contenido de partículas consideradas como polvo ($< 20 \mu\text{m}$) se mantiene relativamente constante entre las distintas fracciones, con un incremento poco significativo a menor fracción de tamaño. Cabe destacar que valores mayores en la función de densidad indican una mayor proporción de partículas en el intervalo correspondiente. Esto se refleja en un aumento progresivo a medida que disminuye el tamaño de la fracción alimentada, principalmente en el rango inferior a $30 \mu\text{m}$. A partir de este tamaño, el comportamiento se invierte y las curvas siguen una tendencia coherente con la fracción de tamaño alimentada.

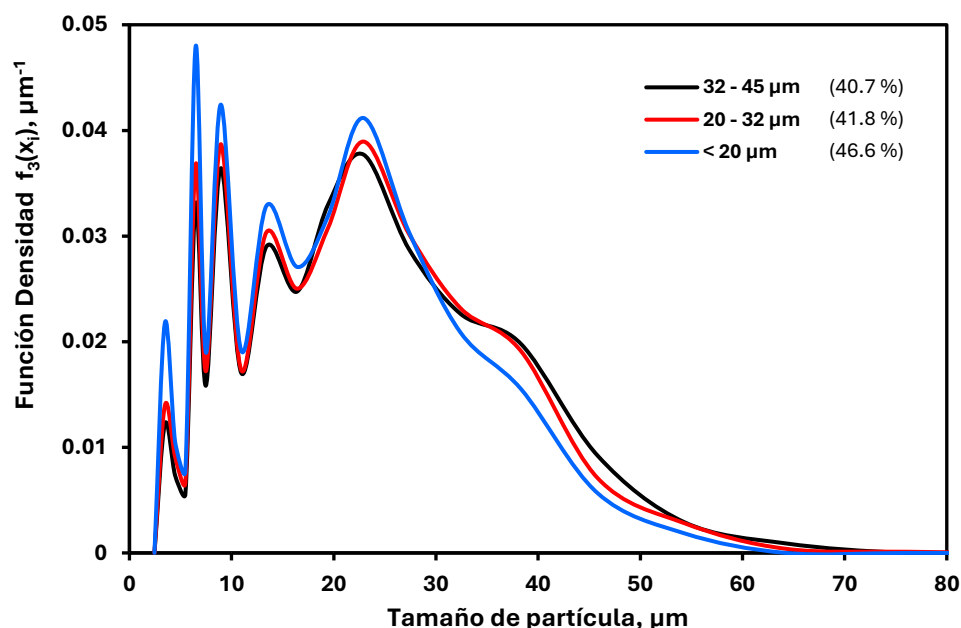


Figura 4.5. Comparación de la distribución de tamaños en términos de la función de Densidad $f_3(x_i)$ y porcentaje de polvo para cada fracción de tamaño del concentrado de cobre.

La Figura 4.6 muestra los resultados obtenidos con la fracción 32 – 45 μm durante su oxidación. Las curvas del material oxidado obtenido presentan un comportamiento similar al de la alimentación. La calcina obtenida a menor tasa de alimentación fue la única experiencia que presentó un aumento en el contenido de polvo ($\sim 7\%$). En ambas experiencias, existe una disminución en la proporción de partículas en el intervalo de 20 a 65 μm , siendo este efecto más fuerte con la tasa de alimentación de 100 mg/min. Por otro lado, como consecuencia de la oxidación, se produjo material con un tamaño superior al alimentado, aunque el incremento puede ser considerado como menor.

Lo anterior, principalmente la generación de polvo y la disminución de partículas entre 20 μm y 65 μm , podría atribuirse a la predominancia del fenómeno de fragmentación de partículas durante el proceso de oxidación.

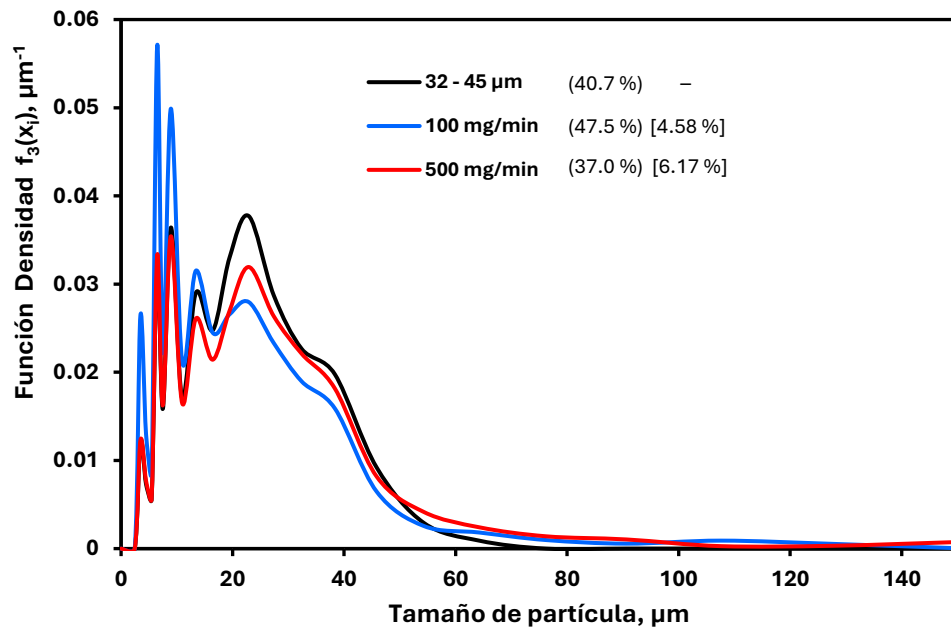


Figura 4.6. Comparación de las distribuciones de tamaño en términos de la función densidad $f_3(x_i)$, contenido de polvo (en paréntesis) y aglomerados (en corchetes) para diferentes tasas de alimentación de la fracción de tamaños 32 – 45 μm .

En la Figura 4.7, se muestra el comportamiento de oxidación de la fracción 20 – 32 μm a diferentes tasas de alimentación. A diferencia de la mayor fracción de tamaños, no se observó un aumento en la proporción de polvo. La proporción de partículas finas se mantuvo constante para la mayor tasa de alimentación y disminuyó desde un 41% en el material inicial hasta un 24% con la menor tasa de alimentación. Además, al igual que la fracción 32 – 45 μm , se observa una disminución en la proporción de partículas entre 20 y 65 μm , independiente de la tasa de alimentación. Por otro lado, el incremento en el contenido de aglomerados refleja la formación de partículas cuyo tamaño supera el intervalo de tamaños de la fracción alimentada.

Estos resultados, es decir, la disminución o conservación de la proporción de polvo, la reducción de partículas dentro del intervalo de 20 a 55 μm y el aumento en la proporción de partículas con tamaño superiores al alimentado, sugieren que el fenómeno predominante fue la expansión y/o coalescencia de gotas.

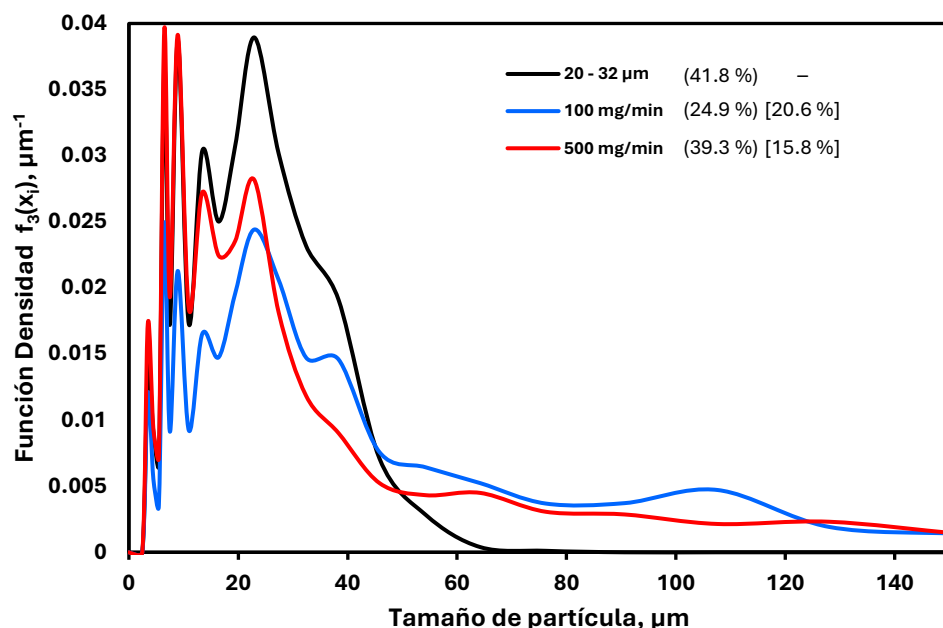


Figura 4.7. Comparación de las distribuciones de tamaño en términos de la función densidad $f_3(x_i)$, contenido de polvo (en paréntesis) y aglomerados (en corchetes) para diferentes tasas de alimentación de la fracción de tamaños 20 – 32 μm .

La menor fracción de tamaño (Figura 4.8), presenta una disminución significativa en la proporción de polvo indicando que la tasa de alimentación tuvo un efecto significativo sobre el comportamiento de oxidación de este material. Además, esta fracción también presenta la mayor disminución en la proporción de partículas dentro del intervalo de 20 μm a 55 μm en comparación con las otras fracciones. De forma similar, se observa un aumento en la proporción de partículas de tamaño superior al alimentado, lo que se refleja en un incremento significativo en el contenido de aglomerados, especialmente a la mayor tasa de alimentación. En este caso, la magnitud de los cambios observados indica de manera más clara la predominancia del fenómeno de expansión y/o coalescencia de gotas en comparación con la fracción intermedia.

Cabe destacar que, a partir de las figuras analizadas, únicamente es posible evaluar la evolución del tamaño de las partículas, sin que ello permita establecer conclusiones sobre su origen o naturaleza. Para ello, es necesario información composicional que complemente este análisis y permita identificar la procedencia de las partículas observadas.

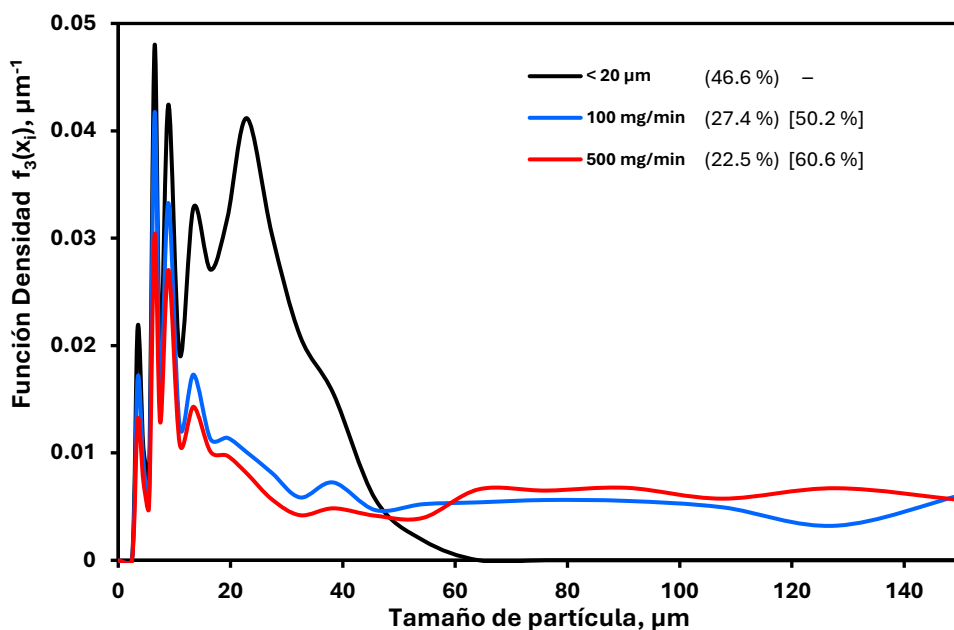


Figura 4.8. Comparación de las distribuciones de tamaño en términos de la función densidad $f_3(x_i)$, contenido de polvo (en paréntesis) y aglomerados (en corchetes) para diferentes tasas de alimentación de la fracción de tamaños $< 20 \mu\text{m}$.

De forma complementaria al análisis de la distribución de tamaños, la Figura 4.9 muestra la evolución del tamaño promedio de la población de partículas para cada fracción alimentada y sus respectivas tasas de alimentación, obtenida a partir de la ecuación (3.3). En la fracción $32 - 45 \mu\text{m}$, el leve aumento en el tamaño promedio es coherente con la predominancia de la fragmentación descrita ya que el bajo contenido de aglomerados inhibió que el incremento del tamaño global de la población de partículas fuera mayor. Por el contrario, en las fracciones $20 - 32 \mu\text{m}$ y $< 20 \mu\text{m}$, el aumento del tamaño promedio es significativamente mayor, en concordancia con la expansión y/o coalescencia identificada previamente y el mayor contenido de aglomerados.

Si bien los resultados muestran una descripción general de la evolución del tamaño promedio, es importante considerar que los distintos fenómenos pueden estar ocurriendo de forma simultánea. Por este motivo, la identificación de los mecanismos predominantes se basa en los cambios más notorios observados en cada caso.

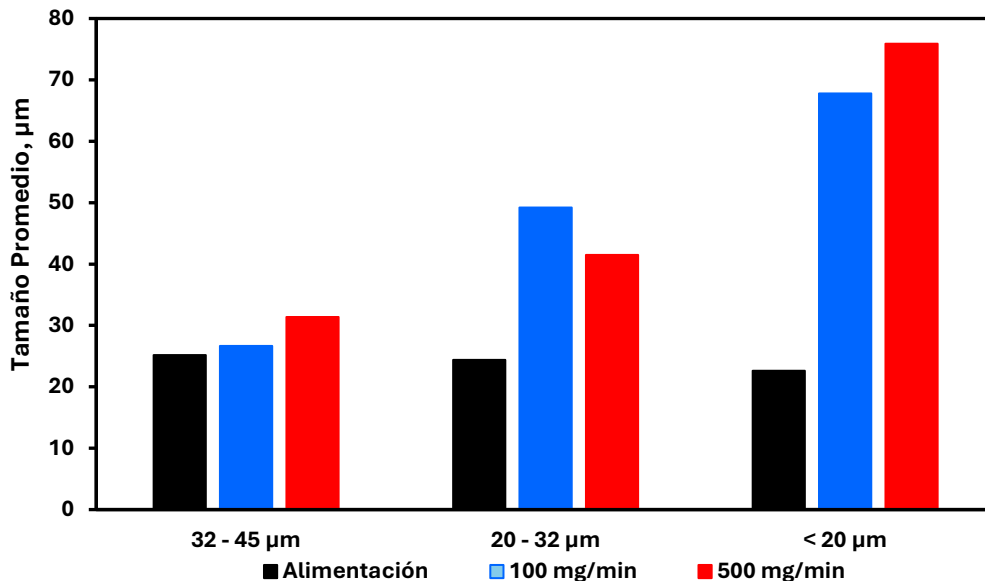


Figura 4.9. Efecto de la tasa de alimentación sobre el tamaño promedio de la población de partículas obtenida a diferentes tasas de alimentación.

4.3 Evolución de la distribución de cobre, hierro y azufre

Las Figura 4.10 a Figura 4.18 muestran la variación del contenido de cobre, hierro y azufre en la calcina obtenida a diferentes tasas de alimentación, para cada fracción de tamaño analizada. En cada gráfica se incluyen dos líneas discontinuas: una horizontal y otra vertical. La primera, ubicada en cero, representa el punto de referencia donde no se registraría variación en la composición química respecto de la alimentación por lo que cualquier valor situado por encima o por debajo de esta línea indica un aumento o disminución en el contenido de la especie en comparación con la alimentación. La línea vertical se refiere al tamaño máximo registrado en la alimentación, determinado a partir de la función de densidad $f_3(x_k)$. Cabe destacar que la interpretación de estas gráficas no puede realizarse bajo un enfoque lagrangiano, ya que los tamaños de partícula colectados a una tasa de 100 mg/min y 500 mg/min no necesariamente siguieron la misma trayectoria de reacción. Además, algunas partículas pudieron haberse formado o destruido durante el proceso, de acuerdo con la trayectoria de reacción representada en la Figura 2.13.

La Figura 4.10 muestra la variación del contenido de cobre en las partículas dentro de la fracción de tamaños 32 – 45 μm . La mayoría de las reacciones de oxidación propuestas en la literatura para describir la oxidación de partículas de sulfuros en el horno de fusión instantánea^[41-43] involucran una pérdida de masa. Como consecuencia, se espera que las proporciones de cobre y hierro en las partículas aumenten tras el proceso de oxidación. Este comportamiento se refleja en el aumento del contenido de cobre para ambas tasas de alimentación, posiblemente como resultado de la eliminación de azufre y el ingreso de oxígeno a la partícula, favoreciendo la formación de óxidos de cobre y hierro. Por otro lado, este aumento es más pronunciado a medida que incrementa el tamaño de partícula, lo que podría deberse a diferencias en la composición química de la alimentación, especialmente en las partículas de mayor tamaño (Figura 4.2 Figura 4.4).

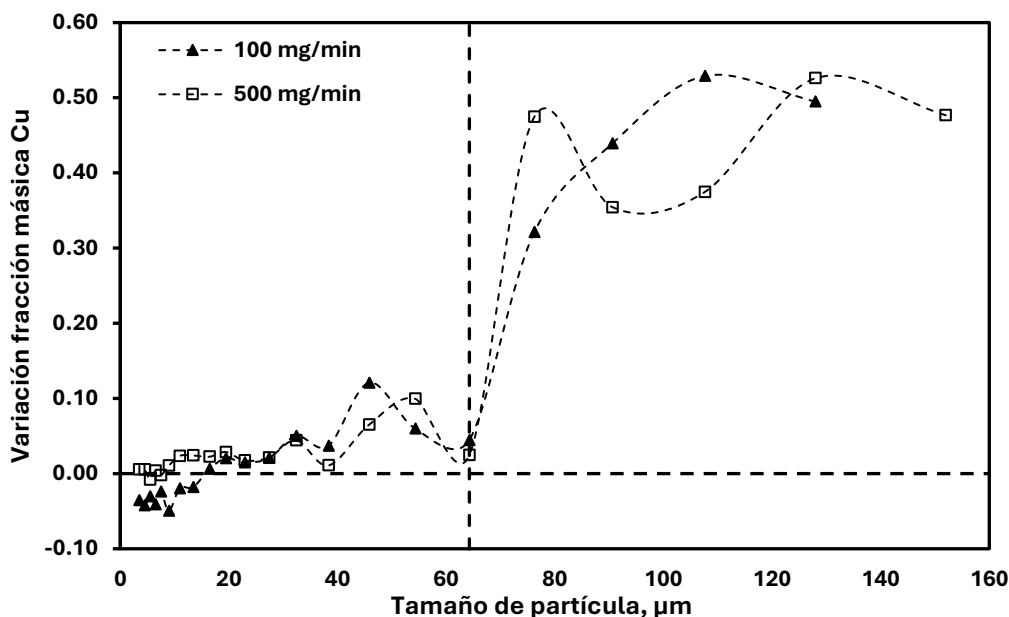


Figura 4.10. Variación en la distribución de cobre para la fracción 32 – 45 μm oxidada a diferentes tasas de alimentación.

En cuanto a la variación del contenido de hierro para esta fracción de tamaño (Figura 4.11), se observa un comportamiento similar al del cobre. La mayor tasa de alimentación presentó un aumento progresivo con el tamaño de partícula, siendo mayor el aumento en aquellas partículas presentes en las calcinas con tamaño superior respecto del tamaño máximo alimentado. Sin embargo, al igual que en el caso del cobre, existe una disminución en el contenido de Fe para partículas menores a 20 μm en la menor tasa de alimentación, posiblemente por la prevalencia del fenómeno de fragmentación de partículas parcialmente oxidadas, lo que concuerda con el aumento de polvo observado en la Figura 4.6.

A diferencia de lo observado en la variación del contenido de cobre y hierro, el contenido de azufre (Figura 4.12) muestra una tendencia a disminuir dentro del rango de tamaños de la alimentación, siendo esta disminución más pronunciada a la menor tasa de alimentación. Este comportamiento es consistente con el objetivo del proceso de fusión instantánea, que busca eliminar el azufre de las partículas, además de que la remoción de azufre se considera un indicador cuantitativo del grado de oxidación alcanzado. Sin embargo, en las partículas de mayor tamaño que el alimentado, se observa un contenido similar o incluso superior al de la alimentación, lo que sugiere que la colisión y coalescencia de gotas ocurrió entre partículas iniciales y parcialmente oxidadas durante su trayectoria de reacción.

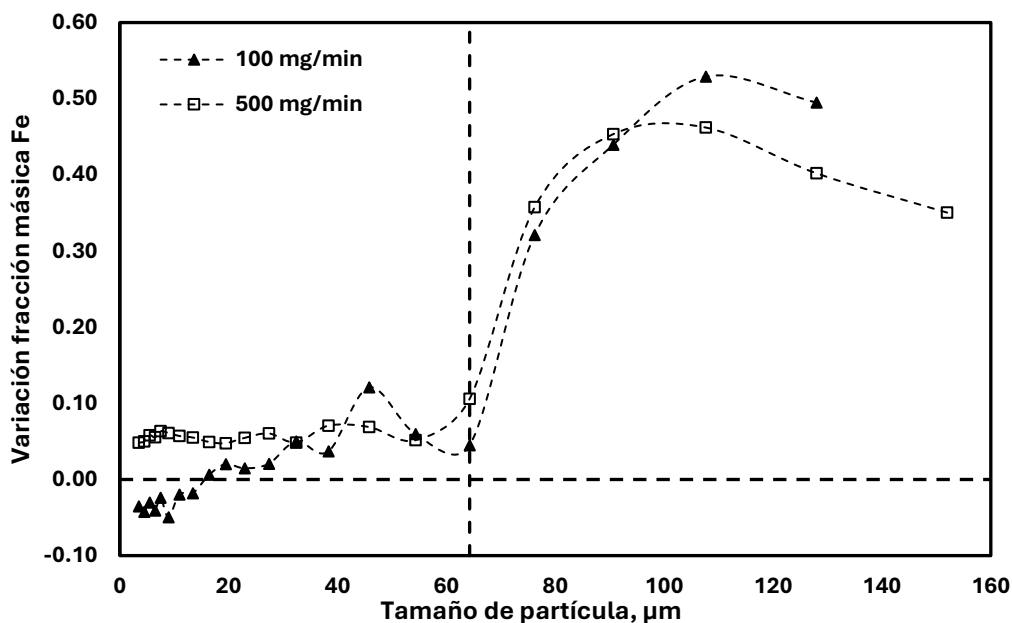


Figura 4.11. Variación en la distribución de hierro para la fracción 32 – 45 μm oxidada a diferentes tasas de alimentación.

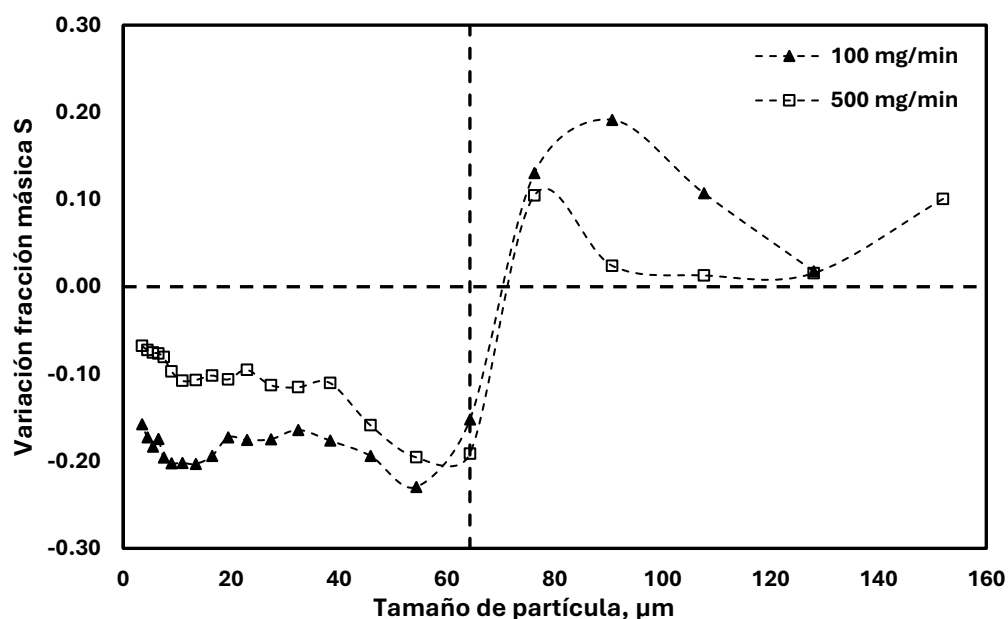


Figura 4.12. Variación en la distribución de azufre para la fracción 32 – 45 μm oxidada a diferentes tasas de alimentación.

La Figura 4.13 muestra la variación en el contenido de cobre para la fracción 20 – 32 μm . A diferencia de la fracción 32 – 45 μm , no se observa una disminución en el contenido de cobre para partículas finas, lo que concuerda con la ausencia de generación de polvo indicando que solo las partículas que originalmente pertenecían a esta fracción inicialmente a esta fracción evolucionaron aumentando el contenido de este metal. En cambio, se presenta una disminución del contenido de este metal en partículas cercanas al tamaño máximo alimentado, independiente de la tasa de alimentación. Por

otro lado, el contenido de cobre tiende a aumentar a mayor tamaño de partícula, efecto que podría estar asociado a diferencias en la composición química de las partículas en la alimentación y a la formación de aglomerados, es decir, aparecieron partículas que no existían en el material alimentado y aportaron, por lo tanto, cobre a estos tamaños.

Con respecto a la variación del contenido de hierro para la fracción 20 – 32 μm (Figura 4.14), se observa un comportamiento diferente al registrado en la fracción 32 – 45 μm . Por un lado, no se aprecia una disminución en partículas finas. Sin embargo, a la menor tasa de alimentación, su contenido presenta una tendencia decreciente hasta el tamaño máximo alimentado, mientras que a la mayor tasa muestra una tendencia opuesta. No obstante, ambas experiencias presentan una disminución en el intervalo de tamaños entre 60 μm y 70 μm , siendo este efecto más pronunciado a menor tasa. A tamaños superiores, se observa un aumento en el contenido de hierro, asociados a la formación de partículas de mayor tamaño que el alimentado, es decir, por la formación de aglomerados.

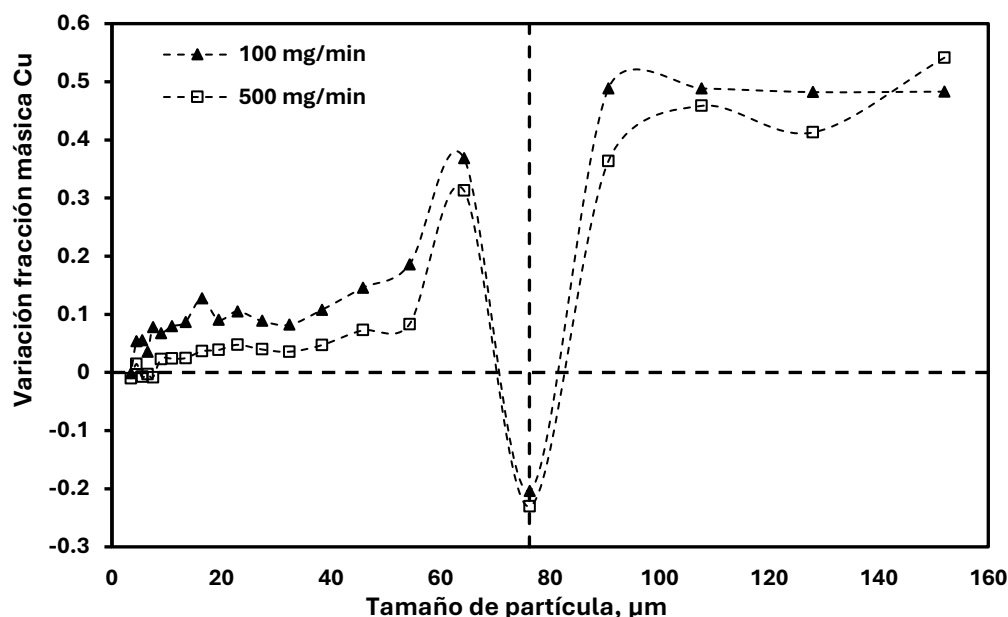


Figura 4.13. Variación en la distribución de cobre para la fracción 20 – 32 μm oxidada a diferentes tasas de alimentación.

En la fracción 20 – 32 μm , la variación del contenido de azufre (Figura 4.15) muestra un comportamiento similar al observado en la fracción 32 – 45 μm . Existe una disminución progresiva en el contenido de azufre dentro del intervalo de tamaños de la alimentación, siendo este efecto más pronunciado a la menor tasa. La reducción alcanza niveles inferiores a los registrados en la fracción de mayor tamaño mientras que en partículas de tamaño superior al alimentado, el incremento en el contenido de azufre es de menor magnitud y podría explicarse por la coalescencia de partículas parcialmente oxidadas, pero con mayor grado de oxidación si se compara con la fracción 32 – 45 μm .

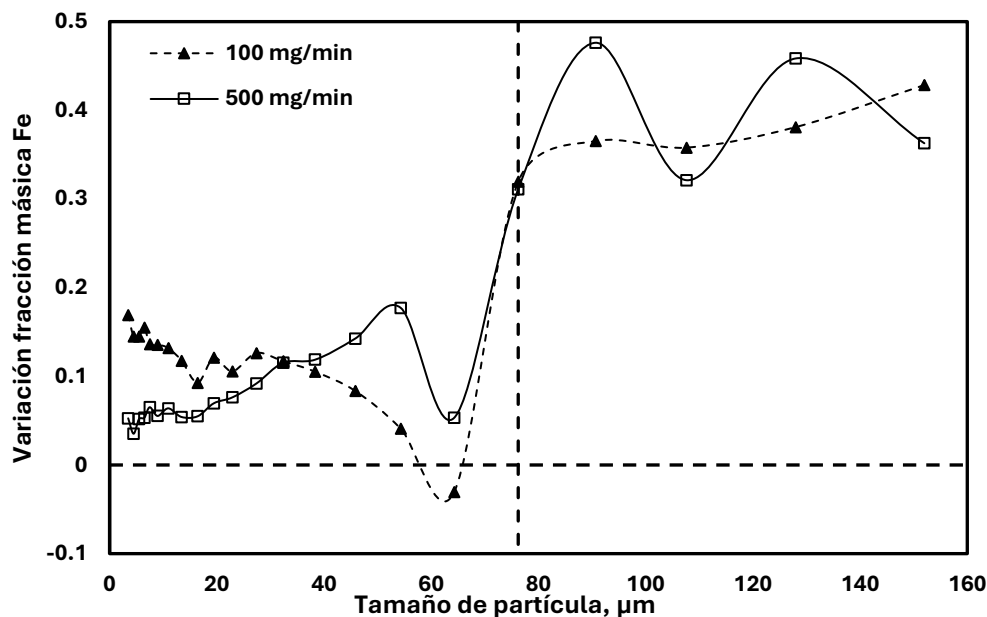


Figura 4.14. Variación en la distribución de hierro para la fracción 20 – 32 μm oxidada a diferentes tasas de alimentación.

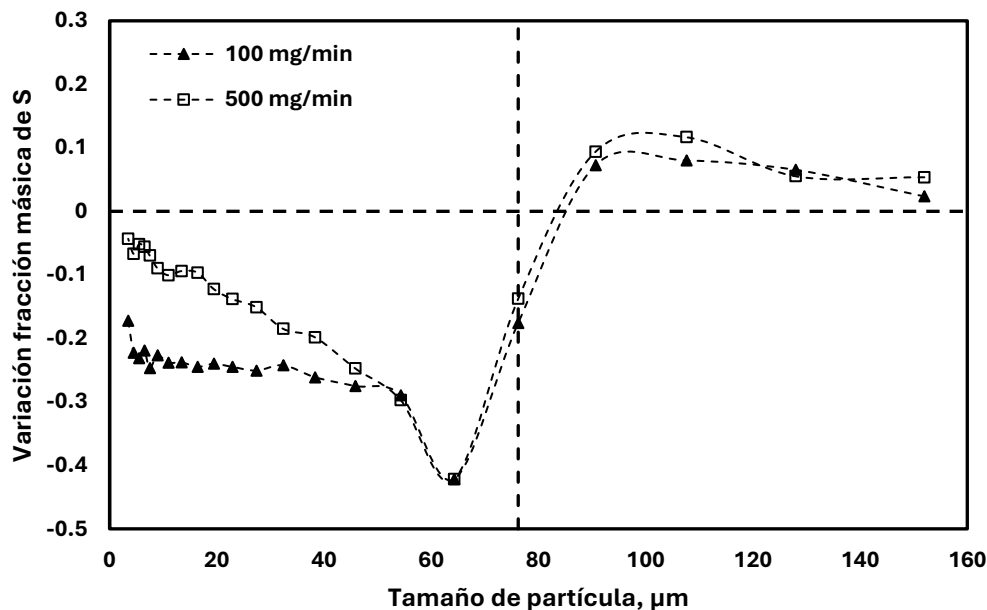


Figura 4.15. Variación en la distribución de azufre para la fracción 20 – 32 μm oxidada a diferentes tasas de alimentación.

El contenido de cobre para la menor fracción de tamaño (Figura 4.16) muestra un comportamiento similar al observado en las otras fracciones, con un aumento progresivo a mayor tamaño de partícula. Este comportamiento podría estar asociado a la composición química de las partículas alimentadas y al predominio de mecanismos como la expansión y la coalescencia, que favorecen el crecimiento de partículas sin pérdida significativa de cobre. Por otro lado, al comparar con el resto de las fracciones alimentadas, se observa que el efecto de la tasa de alimentación se vuelve menos evidente, ya que ambas curvas presentan una evolución similar.

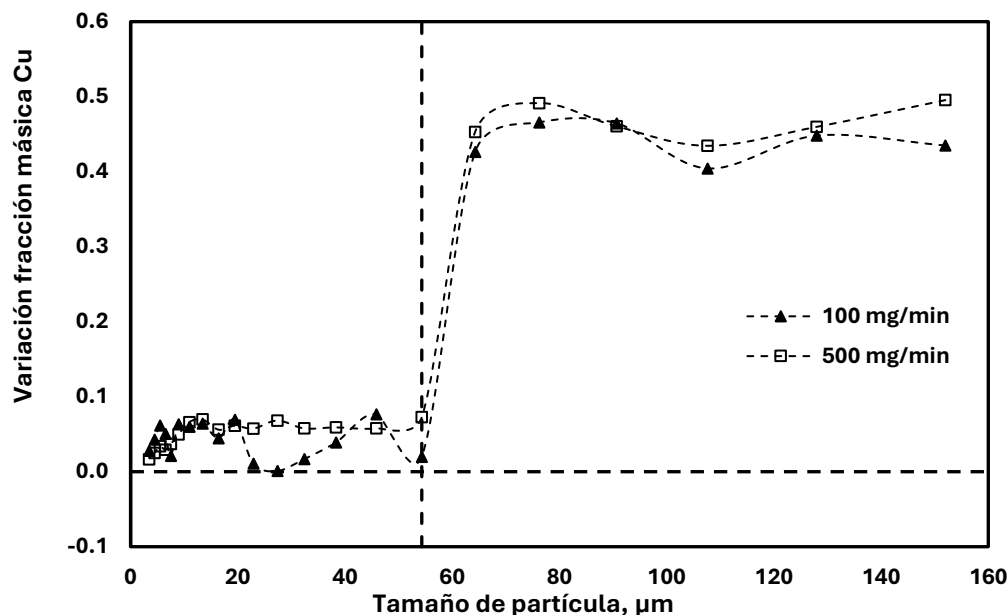


Figura 4.16. Variación en el contenido de cobre para la fracción <20 µm oxidada a diferentes tasas de alimentación.

La variación del contenido de hierro para la fracción <20 µm (Figura 4.17) presenta un aumento sostenido a lo largo de todo el intervalo de tamaños. Además, al igual que el observado para el contenido de cobre en esta fracción, el efecto de la tasa de alimentación resulta aún menos evidente, ya que ambas curvas presentan una evolución prácticamente similar. Por otro lado, el contenido de azufre para esta fracción (Figura 4.18) muestra un comportamiento similar al registrado en el resto de las fracciones, con una disminución progresiva dentro del intervalo de tamaños de la alimentación y un aumento en tamaños superiores al máximo alimentado.

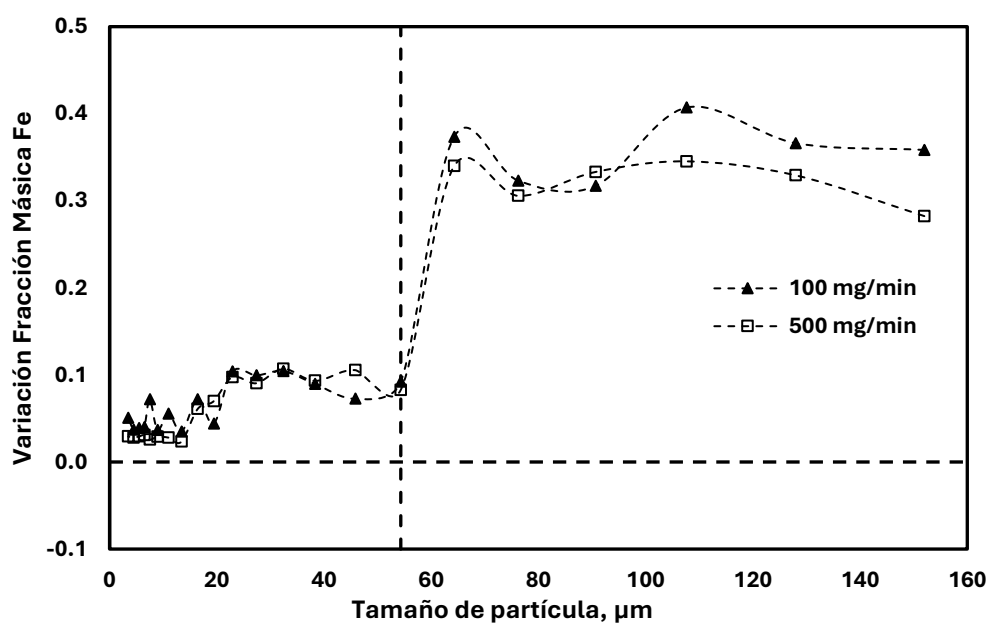


Figura 4.17. Variación en el contenido de hierro para la fracción <20 µm oxidada a diferentes tasas de alimentación.

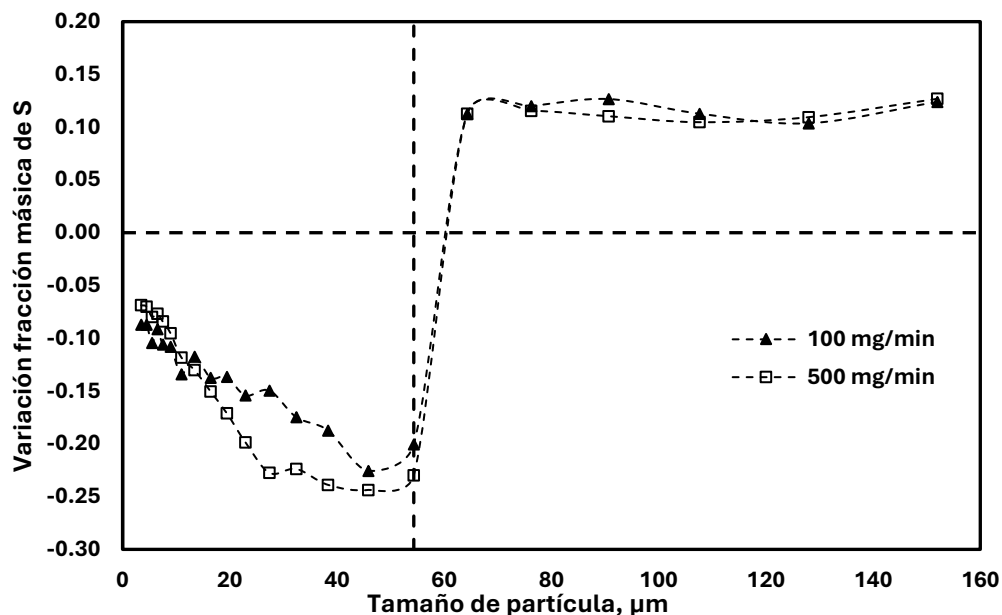


Figura 4.18. Variación en el contenido de azufre para la fracción <20 μm oxidada a diferentes tasas de alimentación.

La Figura 4.19 muestra el comportamiento de oxidación de las distintas fracciones alimentadas, empleando como indicador, la fracción de azufre eliminado en función de la tasa de alimentación. De forma general, se observa una mayor eliminación de azufre a la menor tasa de alimentación para las fracciones 32 – 45 μm y 20 – 32 μm , a diferencia de la menor fracción de tamaño. Los valores bajos de remoción de azufre alcanzados por la fracción <20 μm son atribuibles a su mayor tendencia a generar aglomerados durante su trayectoria de reacción que ha sido explicada y fundamentada consistentemente. Como se discutió previamente, uno de los resultados posibles es que dichos aglomerados se formen en las etapas iniciales durante el descenso del material por la cámara de reacción a partir de partículas con bajo grado de oxidación lo que implicaría, además, una disminución importante en la tasa de oxidación.

La formación de aglomerados puede ser promovida, además del tamaño de partícula del material inicial, por las condiciones de alimentación del concentrado. Como se observa en la Figura 4.19, las fracciones de mayor tamaño (32 – 45 μm y 20 – 32 μm), el porcentaje de azufre eliminado disminuyó bajo mayores tasas de alimentación, ocasionando a su vez que la concentración en número de partículas en la suspensión sea mayor afectando la velocidad de las reacciones de oxidación por las siguientes razones: i) disminuir la disponibilidad de oxígeno al interior de la nube de partículas, ii) disminuir la tasa de calentamiento de las partículas al interior de la nube de partículas o, iii) favorecer la formación de aglomerados bajo condiciones de alta densidad numérica en la nube. Alguna de estas razones tuvo el efecto contrario sobre la tendencia a formar aglomerados para el caso de la fracción <20 μm pues a la mayor tasa de alimentación, el porcentaje de azufre eliminado fue mayor.

Los valores de la relación atómica Cu/Fe para cada fracción alimentada y las calcinas calculada a partir de la ecuación (3.5), se muestran en la Figura 4.20. En general, se observa una tendencia creciente en la relación Cu/Fe al aumentar la tasa de alimentación, tanto para las fracciones de 32 – 45 μm como para la de menor tamaño. No obstante, la fracción intermedia mostró un comportamiento opuesto. El aumento significativo de la relación Cu/Fe puede explicarse por errores

en la determinación del contenido del hierro oxidado en las calcinas, ya sea, por pérdida de material fino altamente oxidado durante los experimentos o por errores analíticos durante la cuantificación de este elemento. En cualquier caso, el análisis del comportamiento de este indicador para relacionarlo con los fenómenos que experimentan las partículas durante su oxidación requiere de un estudio más detallado fuera del alcance de la presente memoria de título.

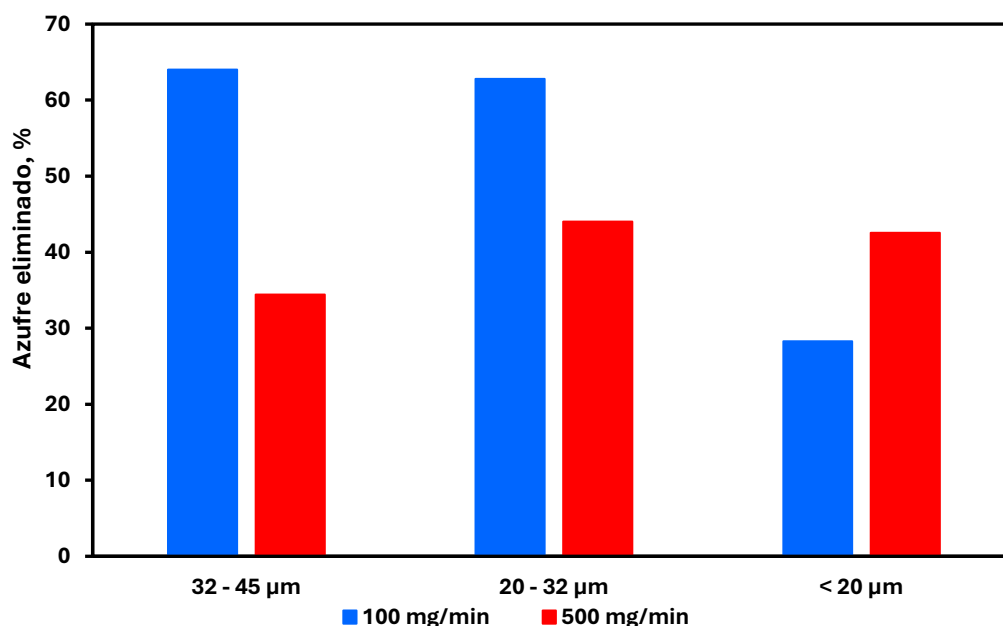


Figura 4.19. Porcentaje de azufre eliminado para cada fracción de tamaño a diferente tasa de alimentación.

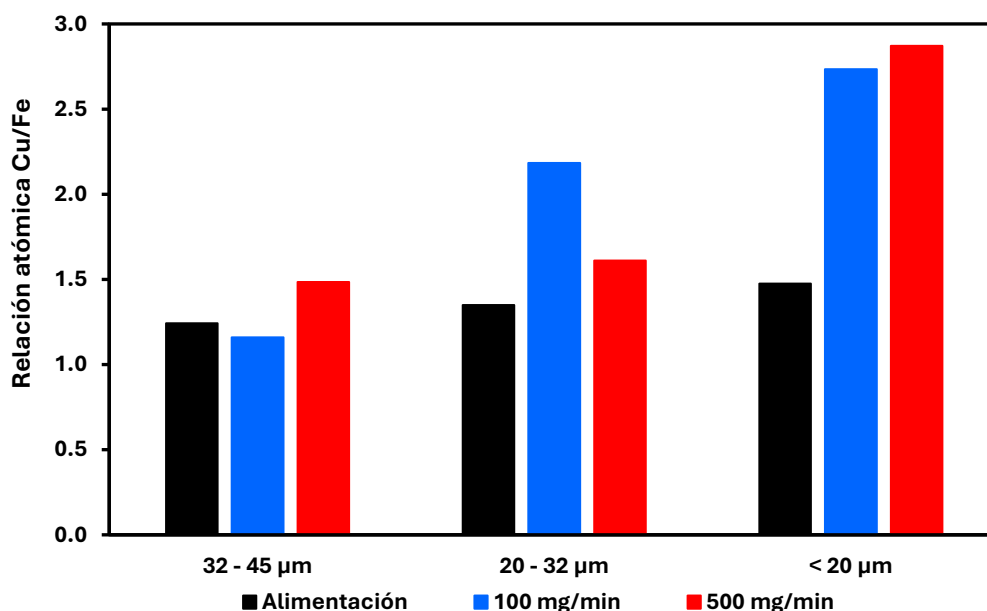


Figura 4.20. Relación atómica Cu/Fe para la alimentación y las calcinas obtenidas de las fracciones de tamaño y oxidadas a diferente tasa de alimentación.

5 CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Conclusiones y resumen de resultados:

1. Se realizó un estudio teórico – experimental sobre el efecto de la tasa de alimentación y distribución de tamaños alimentada sobre la formación de aglomerados durante la oxidación de un concentrado de cobre en condiciones de fusión instantánea simuladas a escala de laboratorio.
2. El estudio se efectuó a partir de datos colectados en pruebas experimentales con fracciones de tamaño alimentadas de 32 – 45 μm , 20 – 32 μm y < 20 μm , las cuales fueron oxidadas a una tasa de alimentación de 100 mg/min y 500 mg/min bajo distintas posiciones de la lanza de alimentación.
3. La caracterización del material alimentado indicó que el cobre se encuentra presente a la forma de calcopirita, bornita y covelina, cuya distribución fue dependiente del tamaño de las fracciones utilizadas en el estudio. El contenido de hierro y pirita se mantuvo constante independiente de la fracción de tamaño alimentada.
4. El aumento de la función densidad en tamaños de partícula mayores al alimentado indica la predominancia de los fenómenos de expansión y/o colisión y coalescencia de gotas sobre la fragmentación durante la oxidación.
5. La calcina obtenida a partir de la fracción 32 – 45 μm a 100 mg/min fue la única experiencia en la que hubo generación neta de polvo. El resto tuvo un aumento en el contenido de partículas de mayor tamaño que el alimentado, siendo mayor su contenido a medida que disminuyó la fracción de tamaño; la tasa de alimentación no tuvo un efecto significativo sobre la prevalencia de los fenómenos de cambio de tamaño.
6. Se observó un aumento del tamaño promedio a menor fracción de tamaño, lo cual fue consistente con la disminución del contenido de polvo para la mayor parte de las experiencias.
7. El comportamiento de la relación Cu/Fe mostró una dependencia con la fracción de tamaños alimentada, siendo mayor su valor a menor fracción de tamaño, independiente de la tasa de alimentación. Se requiere un estudio a mayor profundidad para esclarecer la relación entre este indicador con los fenómenos responsables de los cambios de tamaño.
8. La eliminación de azufre fue dependiente del tamaño inicial, siendo mayor para las fracciones 32 – 45 μm y 20 – 32 μm a la menor tasa de alimentación en ambos casos. Las condiciones operacionales que afectaron la eliminación de azufre fueron asociadas a la formación de aglomerados durante la oxidación o a condiciones típicas que afectan el rendimiento cinético de sistemas heterogéneos como limitaciones a la transferencia de masa y energía.

Recomendaciones:

1. Para fortalecer las observaciones realizadas en términos de la evolución de la distribución de Cu, Fe y S, se recomienda extender el análisis incorporando los resultados experimentales para otras posiciones de alimentación. Asimismo, se recomienda extender el análisis a la distribución de especies mineralógicas durante su oxidación.
2. Para fortalecer las observaciones efectuadas sobre la prevalencia de los fenómenos de fragmentación – expansión o colisión – coalescencia como responsables de los cambios de tamaño de las partículas, se recomienda incorporar los cambios morfológicos de las partículas para explicar mejor su origen en función de las variables de prueba.
3. Para estudiar con mayor profundidad el origen de los aglomerados, se requiere efectuar un estudio composicional a detalle de este tipo de partículas efectuando un programa experimental que permita un mayor control de su formación.

6 BIBLIOGRAFÍA

1. PARRA SANCHEZ, V.R., *Estudio experimental y modelación matemática de la fragmentación de partículas sulfurosas de concentrado de cobre en un reactor de flujo laminar*. 2015.
2. Jorgensen, F.R. *Single-particle combustion of chalcopyrite*. in *Proc. Australas. Inst. Min. Metall.* 1983.
3. Jorgensen, F. *Copper Flash Smelting Simulation Experiments. Pt. 1*. in *Proc. Aust. Inst. Min. Metall.* 1977.
4. Jorgensen, F.R. *Cenosphere formation during the combustion of pyrite*. in *Proc. Australas. Inst. Min. Metall.* 1980.
5. Kim, Y. and N. Themelis. *Effect of phase transformation and particle fragmentation on the flash reaction of complex metal sulfides*. in *The reinhardt schuhmann international symposium on innovative technology and reactor design in extraction metallurgy*. 1986.
6. Otero, A., J. Brimacombe, and G. Richards, *Kinetics of the flash reaction of copper concentrates*. *Copper 91(Cobre 91)*, 1991.
7. Parra-Sánchez, V.R., et al., *Compositional fragmentation model for the oxidation of sulfide particles in a flash reactor*. *Metallurgical and Materials Transactions B*, 2014. **45**: p. 726-742.
8. Pérez-Tello, M., I. Madrid-Ortega, and H. Sohn, *Model for the fragmentation of copper matte particles during flash converting*. *Mining, Metallurgy & Exploration*, 2008. **25**: p. 53-60.
9. Riihilahti, K.M., et al., *Oxidation of copper matte particles under simulated flash converting conditions*. 1997.
10. Shook, A., G. Richards, and J. Brimacombe, *Mathematical model of chalcocite particle combustion*. *Metallurgical and Materials Transactions B*, 1995. **26**: p. 719-729.
11. Suominen, R.O., et al., *Morphology and mineralogy of copper matte particles reacted in simulated flash converting conditions*. *Scandinavian journal of metallurgy*, 1994. **23**(1): p. 30-36.
12. Warczok, A. and T. Utigard, *Oxidation of Copper Sulphide Minerals in Suspended State, Paper from the Proceedings of the Extraction and Processing Division(EPD) Congress 1992, held at the TMS Annual Meeting in San Diego, CA, March 1-5, 1992*. *TMS Papers*, 1992: p. 729-744.
13. Jylhä, J.-P., N.A. Khan, and A. Jokilaakso, *Computational approaches for studying slag -matte interactions in the flash smelting furnace (FSF) settler*. *Processes*, 2020. **8**(4): p. 485.
14. Khan, N.A. and A. Jokilaakso, *Flash smelting settler design modifications to reduce copper losses using numerical methods*. *Processes*, 2022. **10**(4): p. 784.
15. Karadahalli Nagesh, S., *CFD Modelling of matte droplets coalescence in Flash smelting settler*. 2019.
16. Mori, Y. and N. Kemori, *Simulation of oxygen pressure profile along the reaction shaft of a copper flash furnace--investigation of the reactions in a copper flash smelting shaft. III*. *Journal of the Mining and Materials Processing Institute of Japan(Japan)*, 1996. **112**(10): p. 723-728.
17. Stefanova, V. and Y. Trifonov, *Phase composition of spinel melts obtained during flash smelting of the mineral chalcopyrite*. *Russian Journal of Non-Ferrous Metals*, 2008. **49**(3): p. 148-155.
18. Hagni, R.D., C.B. Vierrether, and H. Sohn, *Process mineralogy of suspended particles from a simulated commercial flash smelter*. *Metallurgical Transactions B*, 1988. **19**: p. 719-729.
19. Higgins, D. and M. Davidson. *An isothermal model of agglomeration in a flash smelting reaction shaft*. in *Fifth International Conference on CFD in the Process Industries*. 2006.
20. Kemori, N. and Y. Kondo, *Combustion and coalescence of copper concentrate particles in the reaction shaft*. *J Min Mat Processing Inst Jpn*, 1990. **106**(14): p. 873-879.

21. Kemori, N., Y. Ojima, and Y. Kondo, *Optical Microscopic Examination of Suspended Copper Concentrate Particles in a Flash Furnace. I. Investigation of the Reactions in a Copper Flash Smelting Shaft*. Journal of the Mining and Materials Processing Institute of Japan, 1990. **106**(9): p. 545-550.
22. Higgins, D., N. Gray, and M. Davidson, *Simulating particle agglomeration in the flash smelting reaction shaft*. Minerals Engineering, 2009. **22**(14): p. 1251-1265.
23. SASAKI, Y., et al., *Numerical Study of Combustion Phenomena in Flash Smelting Furnace Considering Collisions of Concentrate Particles*. Journal of MMIJ, 2009. **125**(3): p. 129-134.
24. Pérez-Tello, M., et al., *Evolution of size and chemical composition of copper concentrate particles oxidized under simulated flash smelting conditions*. Metallurgical and Materials Transactions B, 2018. **49**: p. 627-643.
25. Kemori, N., Y. Shibata, and K. Fukushima, *Thermodynamic consideration for oxygen pressure in a copper flash smelting furnace at Toyo smelter*. JOM, 1985. **37**(5): p. 24-29.
26. Jokilaakso, A., et al., *Oxidation of chalcopyrite in simulated suspension smelting*. Trans. Instn. Min. Metall.(Sect. C: Mineral Process. Extr. Metall.), 1991. **100**: p. C79-C90.
27. Kemori, N., W. Denholm, and H. Kurokawa, *Reaction mechanism in a copper flash smelting furnace*. Metallurgical and Materials Transactions B, 1989. **20**: p. 327-336.
28. Kimura, T. *Reaction mechanism in a flash smelting reaction shaft*. in *The Reinhart Schuman International Symposium (AIME fall meeting 1987)*. 1986.
29. Ma, X., Z. Cui, and B. Zhao, *Simulation of Copper Matte Settlement in Slags Relevant to Bottom Blown Copper Smelting Furnace*. 2016.
30. Suh, I.-K., Y. Waseda, and A. Yazawa, *Some interesting aspects of non-ferrous metallurgical slags*. High Temperature Materials and Processes, 1988. **8**(1): p. 65-88.
31. Xia, J., et al. *Numerical modelling of copper droplet settling behaviour in the settler of a flash smelting furnace*. in *European Metallurgical Conf. EMC-2005, Dresden, Germany, 2005*. 2005.
32. Ping, Z., et al., *Settling mechanism and influencing factors on matte droplets in settler slag of copper flash smelting furnace*. Chin J Nonferrous Metals, 2006. **16**(12): p. 2032-2037.
33. Xia, J., et al., *Flow and heat transfer performance of slag and matte in the settler of a copper flash smelting furnace*. steel research international, 2007. **78**(2): p. 155-159.
34. Davenport, W.G. and E. Partelpoeg, *Flash smelting: analysis, control and optimization*. 2015: Elsevier.
35. Villagrán, E., *Estudios Teóricos y Experimentales sobre la Colisión y Coalescencia de Gotas Fundidas en la Metalúrgia del Cobre in Dpto. Ingeniería Metalúrgica*. 2022, Universidad de Concepción
36. Stephens, R.L., *Combustion processes in pyrometallurgy*. JOM, 2001. **53**(5): p. 15.
37. Schlesinger, M.E., et al., *Extractive metallurgy of copper*. 2021: Elsevier.
38. Araya, R.M.P., *Combustión de concentrados de cobre en hornos de fusión flash*. 2015, Universidad de Oviedo.
39. Liao, Y. and D. Lucas, *A literature review on mechanisms and models for the coalescence process of fluid particles*. Chemical Engineering Science, 2010. **65**(10): p. 2851-2864.
40. Ko, G.H., et al., *Numerical study on bouncing and separation collision between two droplets considering the collision-induced breakup*. Journal of mechanical science and technology, 2007. **21**: p. 585-592.
41. Thomas, A., J. Grace, and I. Samarasekera, *Combustion of copper concentrate particles in a stagnant gas furnace*. Canadian metallurgical quarterly, 2000. **39**(2): p. 187-194.
42. Chaubal, P. and H. Sohn, *Intrinsic kinetics of the oxidation of chalcopyrite particles under isothermal and nonisothermal conditions*. Metallurgical Transactions B, 1986. **17**: p. 51-60.

43. Pérez-Fontes, S., et al., *Thermoanalytical study on the oxidation of sulfide minerals at high temperatures*. Mining, Metallurgy & Exploration, 2007. **24**: p. 275-283.

7 ANEXOS

7.1 Anexo A: Montaje experimental

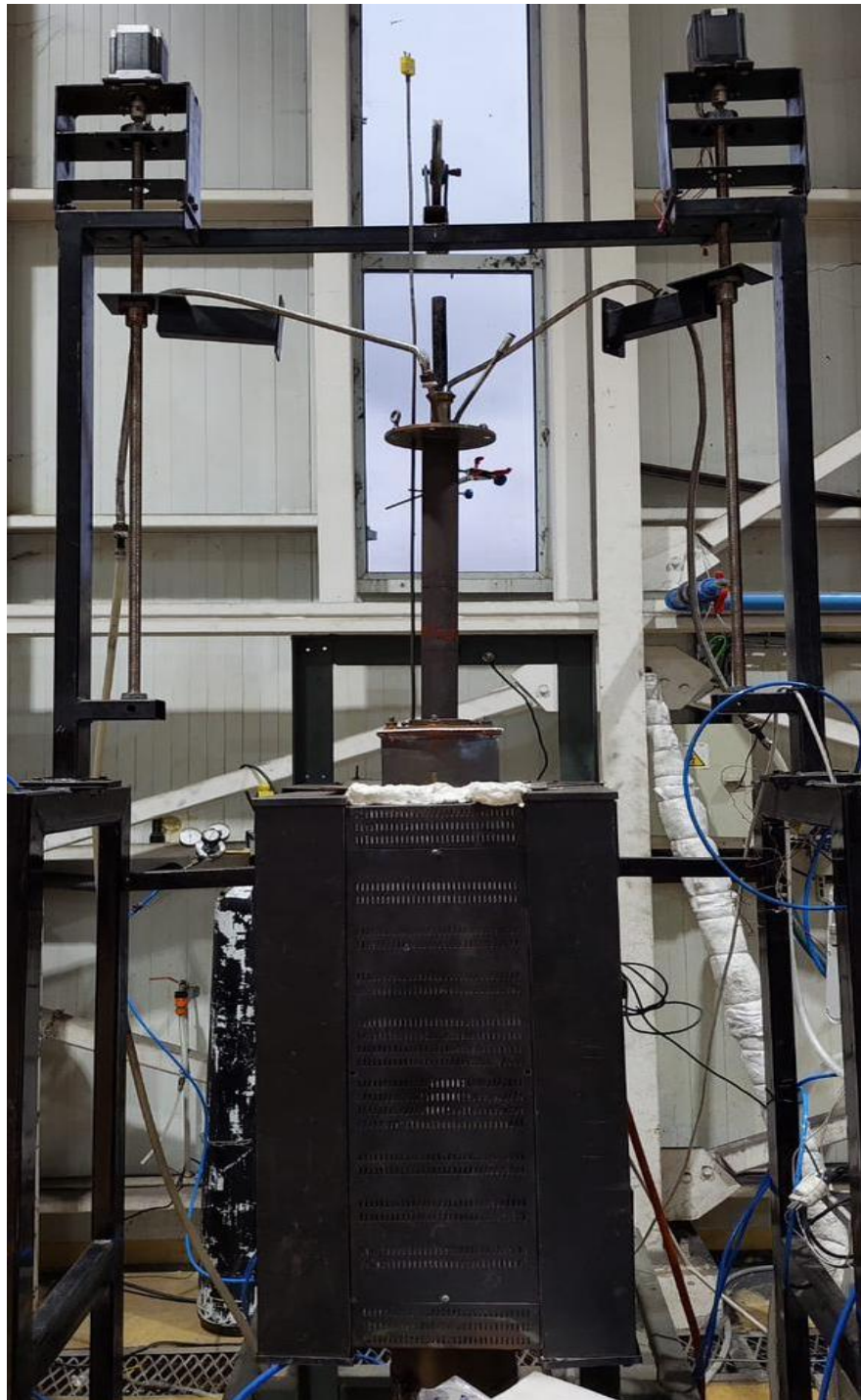


Figura 7.1. Vista frontal del sistema experimental instalado en la Planta Piloto de Metalurgia Química.



Figura 7.2. Vista posterior y frontal del área de alimentación de sólidos.

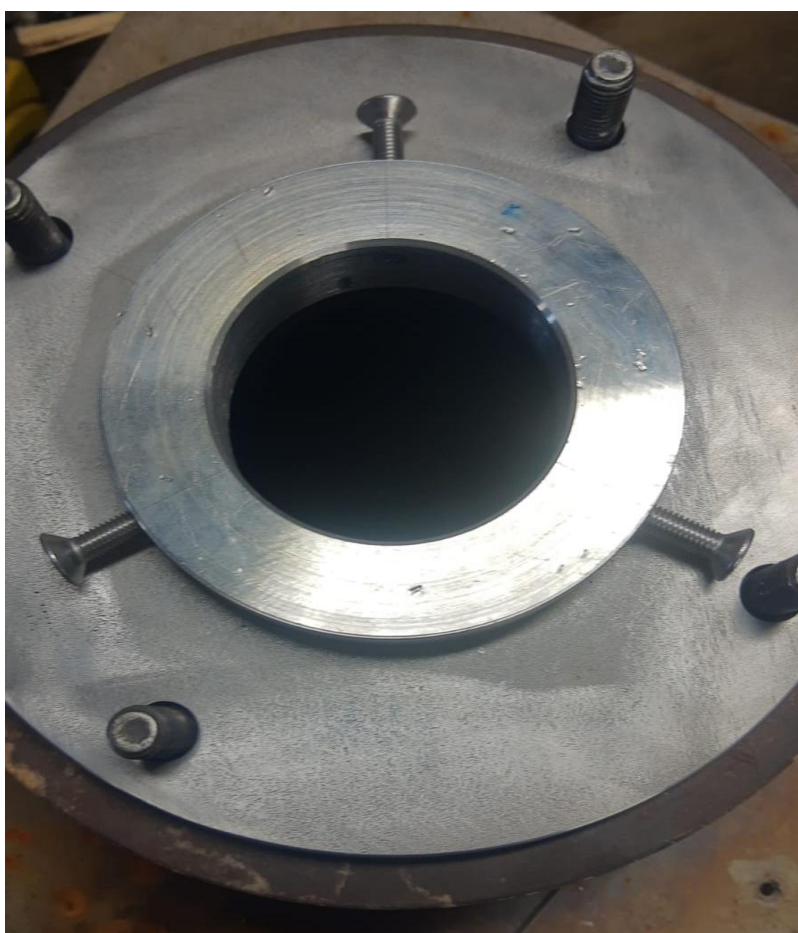


Figura 7.3. Flange de unión para la cámara de reacción con lanza de alimentación de sólidos.



Figura 7.4. Cámara de reacción.

7.2 Anexo B: Distribución de Tamaños de Partícula

Tabla 7.1. Distribución de Tamaños de Partícula, designación inferior y superior x_i y x_{i+1} , tamaño promedio geométrico $(\bar{X})$ e intervalo de tamaño Δx_i .

x_i	$x_{(i+1)}$	$(\bar{X})$	Δx_i
140	165	152	24
117	140	128	20
99	117	108	17
83	99	90.6	14
70	83	76.2	12
59	70	64.3	10.0
50	59	54.3	8.5
42	50	45.8	7.5
35	42	38.3	5.9
30	35	32.4	5.0
25	30	27.4	4.5
21	25	22.9	3.5
18	21	19.4	3.0
15	18	16.4	3.0
12	15	13.4	2.5
10	12	11.0	2.0
8	10	8.94	1.5
7	8	7.48	1.0
6	7	6.48	1.0
5	6	5.48	1.0
4	5	4.47	1.0
3	4	3.46	1.0
2	3	2.45	2.4

7.3 Anexo C: Datos de las fracciones en peso de las especies químicas principales normalizadas.

Tabla 7.2. Fracción en peso normalizado de las especies químicas principales alimentadas, fracción 32 – 45 μm .

($\bar{X}$)	Cu	Fe	S	Si
152	0	0	0	0
128	0	0	0	0
108	0	0	0	0
90.6	0	0	0	0
76.2	0	0	0	0
64.3	0.447	0.237	0.301	0.447
54.3	0.350	0.278	0.365	0.350
45.8	0.349	0.271	0.375	0.349
38.3	0.386	0.254	0.353	0.386
32.4	0.356	0.267	0.369	0.356
27.4	0.390	0.248	0.355	0.390
22.9	0.385	0.252	0.354	0.385
19.4	0.384	0.253	0.351	0.384
16.4	0.378	0.255	0.351	0.378
13.4	0.387	0.250	0.343	0.387
11.0	0.371	0.262	0.347	0.371
8.94	0.380	0.253	0.341	0.380
7.48	0.382	0.250	0.339	0.382
6.48	0.374	0.255	0.333	0.374
5.48	0.371	0.250	0.342	0.371
4.47	0.380	0.252	0.328	0.380
3.46	0.363	0.252	0.327	0.363
2.45	0	0	0	0

Tabla 7.3. Fracción en peso normalizado de las especies químicas principales alimentadas, fracción 20 – 32 μm .

($\bar{X}$)	Cu	Fe	S	Si
152	0	0	0	0
128	0	0	0	0
108	0	0	0	0
90.6	0	0	0	0
76.2	0.697	0.017	0.272	0.697
64.3	0.103	0.386	0.511	0.103
54.3	0.292	0.306	0.388	0.292
45.8	0.344	0.271	0.370	0.344
38.3	0.385	0.246	0.349	0.385
32.4	0.403	0.239	0.339	0.403
27.4	0.389	0.244	0.341	0.389
22.9	0.368	0.255	0.349	0.368
19.4	0.372	0.248	0.348	0.372
16.4	0.355	0.260	0.346	0.355
13.4	0.371	0.252	0.337	0.371
11.0	0.362	0.254	0.337	0.362
8.94	0.361	0.255	0.333	0.361
7.48	0.352	0.259	0.332	0.352
6.48	0.361	0.252	0.326	0.361
5.48	0.334	0.272	0.332	0.334
4.47	0.343	0.268	0.333	0.343
3.46	0.351	0.261	0.310	0.351
2.45	0	0	0	0

Tabla 7.4. Fracción en peso normalizado de las especies químicas principales alimentadas, fracción < 20 µm.

(X)	Cu	Fe	S	Si
152	0	0	0	0
128	0	0	0	0
108	0	0	0	0
90.6	0	0	0	0
76.2	0	0	0	0
64.3	0	0	0	0
54.3	0.420	0.234	0.338	0.420
45.8	0.386	0.247	0.354	0.386
38.3	0.397	0.242	0.347	0.397
32.4	0.416	0.229	0.339	0.416
27.4	0.389	0.246	0.347	0.389
22.9	0.384	0.246	0.342	0.384
19.4	0.368	0.253	0.345	0.368
16.4	0.368	0.250	0.344	0.368
13.4	0.344	0.266	0.343	0.344
11.0	0.342	0.263	0.345	0.342
8.94	0.350	0.257	0.335	0.350
7.48	0.354	0.256	0.329	0.354
6.48	0.350	0.257	0.324	0.350
5.48	0.339	0.267	0.330	0.339
4.47	0.356	0.253	0.320	0.356
3.46	0.347	0.263	0.314	0.347
2.45	0	0	0	0

Tabla 7.5. Fracción en peso normalizado de las especies químicas principales de calcina obtenida a partir de la fracción 32 – 45 µm, a una tasa de alimentación de 100 mg/min.

(X)	Cu	Fe	S	Si
152	0	0	0	0
128	0.495	0.407	0.018	0.081
108	0.529	0.319	0.107	0.044
90.6	0.440	0.341	0.191	0.028
76.2	0.321	0.383	0.130	0.166
64.3	0.492	0.321	0.149	0.039
54.3	0.410	0.438	0.136	0.016
45.8	0.470	0.312	0.181	0.036
38.3	0.423	0.361	0.177	0.039
32.4	0.406	0.348	0.204	0.042
27.4	0.411	0.355	0.180	0.054
22.9	0.400	0.371	0.178	0.051
19.4	0.404	0.364	0.178	0.054
16.4	0.384	0.393	0.157	0.065
13.4	0.369	0.432	0.140	0.059
11.0	0.351	0.443	0.145	0.061
8.94	0.331	0.462	0.138	0.070
7.48	0.358	0.432	0.143	0.067
6.48	0.333	0.447	0.158	0.061
5.48	0.341	0.435	0.159	0.065
4.47	0.338	0.442	0.155	0.065
3.46	0.327	0.451	0.169	0.053
2.45	0	0	0	0

Tabla 7.6. Fracción en peso normalizado de las especies químicas principales de calcina obtenida a partir de la fracción 32 – 45 μm , a una tasa de alimentación de 500 mg/min.

($\dot{X}$)	Cu	Fe	S	Si
152	0.477	0.350	0.101	0.072
128	0.526	0.402	0.015	0.056
108	0.375	0.462	0.013	0.150
90.6	0.354	0.453	0.024	0.168
76.2	0.475	0.358	0.105	0.063
64.3	0.472	0.343	0.110	0.076
54.3	0.449	0.330	0.170	0.051
45.8	0.414	0.340	0.216	0.029
38.3	0.397	0.325	0.243	0.035
32.4	0.400	0.316	0.253	0.031
27.4	0.412	0.309	0.242	0.037
22.9	0.402	0.306	0.259	0.033
19.4	0.413	0.301	0.244	0.042
16.4	0.401	0.304	0.249	0.045
13.4	0.411	0.305	0.236	0.048
11.0	0.394	0.319	0.239	0.047
8.94	0.391	0.314	0.244	0.051
7.48	0.380	0.313	0.259	0.048
6.48	0.378	0.310	0.256	0.056
5.48	0.363	0.308	0.266	0.062
4.47	0.386	0.302	0.255	0.057
3.46	0.368	0.300	0.259	0.073
2.45	0	0	0	0

Tabla 7.7. Fracción en peso normalizado de las especies químicas principales de calcina obtenida a partir de la fracción 20 – 32 μm , a una tasa de alimentación de 100 mg/min.

($\dot{X}$)	Cu	Fe	S	Si
152	0.483	0.428	0.024	0.065
128	0.482	0.381	0.065	0.071
108	0.488	0.358	0.080	0.074
90.6	0.489	0.365	0.073	0.073
76.2	0.494	0.337	0.097	0.073
64.3	0.472	0.355	0.089	0.084
54.3	0.478	0.346	0.098	0.078
45.8	0.490	0.354	0.094	0.062
38.3	0.493	0.351	0.088	0.068
32.4	0.485	0.356	0.096	0.062
27.4	0.478	0.370	0.090	0.062
22.9	0.473	0.360	0.104	0.063
19.4	0.463	0.369	0.108	0.060
16.4	0.483	0.353	0.101	0.063
13.4	0.458	0.370	0.099	0.073
11.0	0.442	0.386	0.099	0.074
8.94	0.428	0.391	0.106	0.075
7.48	0.430	0.396	0.085	0.089
6.48	0.397	0.407	0.107	0.089
5.48	0.389	0.417	0.101	0.093
4.47	0.397	0.413	0.111	0.080
3.46	0.349	0.430	0.137	0.083
2.45	0	0	0	0

Tabla 7.8. Fracción en peso normalizado de las especies químicas principales de calcina obtenida a partir de la fracción 20 – 32 μm , a una tasa de alimentación de 500 mg/min.

($\dot{X}$)	Cu	Fe	S	Si
152	0.541	0.363	0.054	0.042
128	0.413	0.458	0.055	0.074
108	0.458	0.321	0.117	0.104
90.6	0.364	0.476	0.094	0.067
76.2	0.467	0.328	0.135	0.071
64.3	0.416	0.439	0.089	0.056
54.3	0.375	0.483	0.090	0.052
45.8	0.416	0.413	0.122	0.048
38.3	0.432	0.364	0.151	0.052
32.4	0.439	0.355	0.154	0.053
27.4	0.429	0.336	0.189	0.046
22.9	0.415	0.331	0.211	0.043
19.4	0.411	0.317	0.226	0.046
16.4	0.392	0.315	0.249	0.044
13.4	0.396	0.306	0.243	0.055
11.0	0.386	0.318	0.237	0.059
8.94	0.384	0.311	0.243	0.063
7.48	0.344	0.324	0.262	0.070
6.48	0.358	0.306	0.270	0.066
5.48	0.326	0.324	0.280	0.070
4.47	0.358	0.303	0.266	0.073
3.46	0.341	0.313	0.267	0.079
2.45	0	0	0	0

Tabla 7.9. Fracción en peso normalizado de las especies químicas principales de calcina obtenida a partir de la fracción < 20 μm , a una tasa de alimentación de 100 mg/min.

($\dot{X}$)	Cu	Fe	S	Si
152	0.435	0.358	0.124	0.083
128	0.448	0.366	0.104	0.082
108	0.404	0.407	0.113	0.076
90.6	0.465	0.317	0.127	0.092
76.2	0.466	0.323	0.120	0.091
64.3	0.426	0.374	0.113	0.088
54.3	0.440	0.326	0.137	0.097
45.8	0.462	0.320	0.129	0.090
38.3	0.436	0.331	0.160	0.073
32.4	0.433	0.334	0.165	0.069
27.4	0.390	0.345	0.198	0.067
22.9	0.395	0.349	0.187	0.068
19.4	0.438	0.297	0.209	0.057
16.4	0.412	0.322	0.207	0.059
13.4	0.408	0.301	0.226	0.065
11.0	0.402	0.318	0.211	0.068
8.94	0.413	0.293	0.227	0.067
7.48	0.375	0.328	0.223	0.074
6.48	0.401	0.297	0.233	0.070
5.48	0.400	0.306	0.226	0.068
4.47	0.400	0.290	0.233	0.078
3.46	0.375	0.314	0.227	0.084
2.45	0	0	0	0

Tabla 7.10. Fracción en peso normalizado de las especies químicas principales de calcina obtenida a partir de la fracción < 20 µm, a una tasa de alimentación de 500 mg/min.

(Å)	Cu	Fe	S	Si
152	0.495	0.282	0.127	0.095
128	0.460	0.329	0.109	0.102
108	0.434	0.345	0.105	0.116
90.6	0.460	0.333	0.110	0.096
76.2	0.491	0.306	0.116	0.087
64.3	0.453	0.340	0.113	0.095
54.3	0.493	0.316	0.108	0.083
45.8	0.443	0.352	0.110	0.094
38.3	0.456	0.335	0.108	0.101
32.4	0.474	0.336	0.116	0.074
27.4	0.457	0.336	0.120	0.087
22.9	0.442	0.343	0.143	0.072
19.4	0.430	0.323	0.174	0.073
16.4	0.424	0.311	0.194	0.072
13.4	0.414	0.290	0.213	0.084
11.0	0.408	0.291	0.227	0.074
8.94	0.400	0.285	0.239	0.075
7.48	0.390	0.282	0.245	0.083
6.48	0.379	0.288	0.247	0.086
5.48	0.373	0.296	0.250	0.081
4.47	0.381	0.281	0.250	0.088
3.46	0.363	0.292	0.246	0.099
2.45	0	0	0	0

UNIVERSIDAD DE CONCEPCIÓN – FACULTAD DE INGENIERÍA
Departamento de Ingeniería Metalúrgica
 Hoja Resumen Memoria de Título

Título: Estudio Experimental sobre la colisión y coalescencia de gotas durante la oxidación de partículas sulfuradas de cobre y hierro en condiciones de fusión instantánea

Nombre Memorista: Mario Alejandro Lizama Rissetti

Modalidad	Proyecto	Profesor(es) Guía (s)
Concepto		Prof. Víctor Parra S.
Calificación		
Fecha	22/08/2025	
Prof. Froilán Vergara G.		Ingeniero Supervisor:
		Institución: Universidad de Concepción

Comisión (Nombre y Firma)

Prof. Eduardo Balladares	Prof. Fernando Parada
--------------------------	-----------------------

Resumen

La presente memoria de título analiza los resultados obtenidos en un estudio experimental extenso sobre los fenómenos de colisión y coalescencia de gotas que se presentan durante la oxidación de un concentrado de cobre en condiciones de fusión instantánea. El estudio tuvo como objetivo determinar el efecto de dos variables identificadas en la literatura como críticas para la formación de estos fenómenos, específicamente, el tamaño inicial de las partículas de concentrado y el flujo de alimentación de sólidos, evaluando su influencia sobre la distribución de tamaños, composición química y mineralógica de las partículas oxidadas.

Para la experimentación, se seleccionaron fracciones de tamaño de un concentrado de cobre entre 32 – 45 μm , 20 – 32 μm y < 20 μm , con tasa de alimentación de sólidos de 100 y 500 mg/min. La caracterización química del concentrado original, las fracciones de tamaño y las calcinas obtenidas durante la experimentación se determinó mediante técnicas de absorción atómica (Cu y Fe) y gravimetría (S), mientras que la caracterización mineralógica y distribución de tamaños se determinaron mediante difracción de rayos X y mineralogía automatizada Qemscan.

Para efectos del estudio, las variables de respuesta se clasificaron como directas e indirectas. Entre las directas se consideró el contenido de cobre, hierro, azufre y la mineralogía, mientras que las indirectas incluyeron el azufre eliminado, la relación atómica Cu/Fe, la función densidad volumétrica y el tamaño promedio de los materiales involucrados.

La composición del material alimentado fue dependiente del tamaño de partícula inicial. Las fases mayoritarias identificadas fueron calcopirita (CuFeS_2), pirita (FeS_2) y bornita (Cu_5FeS_4), siendo la pirita la fase mayoritaria en todas las fracciones. Se determinó que, a menor tamaño de partícula, mayor fue la presencia de bornita y menor contenido de calcopirita. La composición mineralógica y el tamaño de partícula de los materiales ensayados determinaron el comportamiento cinético de las fracciones durante su oxidación.

Los resultados de caracterización de las calcinas mostraron la presencia de partículas de tamaño significativamente mayor respecto del alimentado para la totalidad de las experiencias realizadas, siendo mayor su contenido para las fracciones del concentrado con menor tamaño en la alimentación. La tasa de alimentación, por su parte, no tuvo un efecto significativo sobre la evolución del tamaño de partícula durante la oxidación respecto de los fenómenos de fragmentación o colisión y coalescencia. La única experiencia en la que se observó generación de polvo (partículas < 20 μm) fue la calcina obtenida con la fracción 32 – 45 μm a 100 mg/min.