



Universidad Autónoma de San Luis Potosí

Facultad de Ingeniería

Centro de Investigación y Estudios de Posgrado

**“EVALUACIÓN DE LA EFICIENCIA DE FLOTACIÓN PARA
UN MINERAL PÓRFIDO DE COBRE EN FUNCIÓN DE LA
TRITURACIÓN CONVENCIONAL Y EN HPGR APLICANDO
EL CONCEPTO DE GEOMETALURGIA”**

T E S I S

**QUE PARA OBTENER EL GRADO DE:
MAESTRO EN INGENIERÍA DE MINERALES**

PRESENTA:

Ing. Juan José Benítez Espinosa

ASESORADO POR:

Dr. Gilberto Rosales Marín

CO-ASESORADO POR:

Dr. Juan Luis Reyes Bahena

PROYECTO FINANCIADO POR:

- Consejo Nacional de Ciencia y Tecnología (CONACYT).
Beca número: 1007654

San Luis Potosí, S.L.P.

Diciembre, 2021





Universidad Autónoma de San Luis Potosí

Facultad de Ingeniería

Centro de Investigación y Estudios de Posgrado

**“EVALUACIÓN DE LA EFICIENCIA DE FLOTACIÓN PARA
UN MINERAL PÓRFIDO DE COBRE EN FUNCIÓN DE LA
TRITURACIÓN CONVENCIONAL Y EN HPGR APLICANDO
EL CONCEPTO DE GEOMETALURGIA”**

T E S I S

**QUE PARA OBTENER EL GRADO DE:
MAESTRO EN INGENIERÍA DE MINERALES**

PRESENTA:

Ing. Juan José Benítez Espinosa

SINODALES:

Dr. Gilberto Rosales Marín

Dr. Juan Luis Reyes Bahena

Dr. Roel Cruz Gaona

Dr. Cristóbal Alberto Pérez Alonso

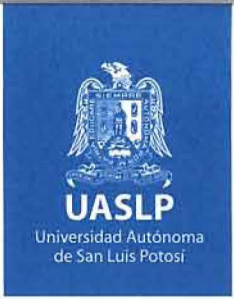
Dr. Macario Rocha Rocha

[Firma]
[Firma]
[Firma]
[Firma]
[Firma]

San Luis Potosí, S.L.P.

Diciembre, 2021





21 de octubre de 2021

**ING. JUAN JOSÉ BENÍTEZ ESPINOSA
P R E S E N T E.**

En atención a su solicitud de Temario, presentada por los **Dres. Gilberto Rosales Marín y Juan Luis Reyes Bahena**, Asesor y Coasesor de la Tesis que desarrollará Usted con el objeto de obtener el Grado de **Maestro en Ingeniería de Minerales**, me es grato comunicarle que en la sesión del H. Consejo Técnico Consultivo celebrada el día 21 de octubre del presente año, fue aprobado el Temario propuesto:

TEMARIO:

“EVALUACIÓN DE LA EFICIENCIA DE FLOTACIÓN PARA UN MINERAL PÓRFIDO DE COBRE EN FUNCIÓN DE LA TRITURACIÓN CONVENCIONAL Y EN HPGR APLICANDO EL CONCEPTO DE GEOMETALURGIA”

Resumen.

Introducción.

1. Antecedentes geológicos y mecanismos de reducción de tamaño.
2. Metodología experimental para la evaluación de parámetros de reducción de tamaño, consumo de energía y eficiencia en la concentración por flotación.
3. Resultados y Discusión.

Conclusiones.

Referencias.

“MODOS ET CUNCTARUM RERUM MENSURAS AUDEBO”

A T E N T A M E N T E

**DR. EMILIO JORGE GONZÁLEZ GALVÁN
DIRECTOR**

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA
DE SAN LUIS POTOSÍ
FACULTAD DE INGENIERÍA
DIRECCIÓN

www.uaslp.mx

Copia. Archivo.
*etn



UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE SAN LUIS POTOSÍ
SISTEMA DE BIBLIOTECAS
DIRECCIÓN DE BIBLIOTECA VIRTUAL
Zona Universitaria s/n C.P. 78290 Tel. 834 26 42 Fax 828-23-08
San Luis Potosí, S.L.P. México



El que suscribe Juan José Benítez Espinosa, con domicilio en Calle Hacienda de Santiago #147 Colonia Hacienda de Bravo C.P 78175 Tel. 4445385075 Ciudad San Luis Potosí S.L.P. y en mi carácter de autor y titular de tesis que lleva como nombre: “EVALUACIÓN DE LA EFICIENCIA DE FLOTACIÓN PARA UN MINERAL PÓRFIDO DE COBRE EN FUNCIÓN DE LA TRITURACIÓN CONVENCIONAL Y EN HPGR APLICANDO EL CONCEPTO DE GEOMETALÚRGIA”, en lo sucesivo “ LA OBRA” y por ende, cedo y autorizo a la Universidad Autónoma de San Luis Potosí, para que lleve a cabo la divulgación, publicación, reproducción, así como la digitalización de la obra, en formato electrónico y sin fines de lucro.

La Universidad Autónoma de San Luis Potosí, se compromete a respetar en todo momento mi autoría y a otorgarme el crédito correspondiente.

San Luis Potosí, S.L.P., a 6 de diciembre del 2018.

Atentamente,

Juan José Benítez Espinosa

Dedicatoria

Este trabajo refleja un gran esfuerzo, no solamente personal, sino de todas aquellas personas que me acompañaron, aconsejaron y no dejaron de creer en mí; por lo que se los dedico con mucho cariño y aprecio:

-A Dios por concederme la vida, así como paciencia y conocimiento para cumplir con mi misión de vida.

-A mis padres, Ing. J. Juan Benitez y Ma. Trinidad Espinosa por su infinito cariño y apoyo incondicional. Por guiar mis pasos y brindarme las herramientas necesarias para convertirme en la persona que hoy soy.

-A mis hermanos, María José y Felipe de Jesús Benítez Espinosa que son mi todo, por su complicidad y apoyo en todo momento. Así como a mis sobrinos: Santiago, Andrea, Arturo y Felipe, que son mi motor para seguir creciendo y superándome.

-A mis abuelitos (QEPD) que son los pilares de mi gran familia, los recuerdo siempre con cariño y admiración. A mis tíos y primos, por los momentos y experiencias compartidas que ayudaron en mi formación personal.

-A mis maestros que no solo marcaron mi crecimiento profesional, sino también personal, M.C. Marco Rojas Beltrán, Dr. Miguel Morales Gámez, M.C. Jesús Guillermo Sánchez Saint-Martin, Dr. Héctor López Loera y M.C. David Torres Gaitán.

-A mis mejores amigos, que conforme avanza el tiempo y la vida se van convirtiendo en familia. Por sus palabras de apoyo, consejos, regaños y enseñanzas: Gabriela Cano, Fernando Olvera, Diego Alvarado, Alejandro Nava, Itzel Castro, Denis Luna, Denis Olvera, Nelsy Mendiola, David Boets, Barbie, Isaac, Alfonso Ortiz e Israel Avalos.

-Y a mis amigos del posgrado, en especial a Daniel García, Carlos Elvira y Jorge Benito. Así como a amigos que estuvieron en todo momento de este periodo tan importante en mi vida: Itzel Salazar y Pablo Stack.

Agradecimientos

En primer lugar, quiero agradecer al Instituto de Metalurgia de la Universidad Autónoma de San Luis Potosí por la confianza y herramientas proporcionadas para realizar este proyecto.

- A mis asesores Dr. Gilberto Rosales Marín y Dr. Juan Luis Reyes Bahena, quienes con sus conocimientos, apoyo y profesionalismo me guiaron a través de cada etapa de este proyecto para alcanzar las metas propuestas.
- A mis sinodales Dr. Macario Rocha Rocha, Dr. Roel Cruz Gaona y Dr. Cristóbal Alberto Pérez Alonso, por su tiempo, paciencia, consejos y recomendaciones que me permitieron enriquecer y mejorar este trabajo de tesis.
- Al M. I. M. M José Manuel Martínez Gutiérrez, que me apoyo y guio en el desarrollo de las pruebas metalúrgicas y caracterización mineralógica con la técnica de MEB. Así como al M. I. M. M. Francisco Galindo Murillo.
- Al personal académico y administrativos del Instituto de Metalurgia, por el apoyo en diferentes etapas del desarrollo de este proyecto, en especial a:
 - L.Q. Izanami López Acosta y su equipo, Carlos Ortega y Laura Andrade.
 - M. I. M. M. Rosalina Tovar Tovar.
 - M. C. Ma. Del Carmen Ojeda Escamilla.profesores y compañeros del instituto, así como a Jenny Zertuche.
- Al Consejo Nacional de Ciencia y Tecnología (CONACYT) por el apoyo económico a través de la beca otorgada No. 1007654.
- Y por último a Industrial Minera México por las muestras minerales proporcionadas para el desarrollo de este proyecto.

Resumen

En la naturaleza los minerales de interés económico se encuentran en distintas formas, algunas muy complejas; en los yacimientos tipo pórfidos están presentes en venas tipo *stockwork*, *sheeted vein*, diseminados en intrusiones porfiríticas y/o en rocas adyacentes a dichas intrusiones. Para promover la liberación de estas especies minerales, las rocas que los contienen deben ser sometidas a procesos de reducción de tamaño, sin embargo, estos procesos son altamente costosos e ineficientes ya que consumen una gran cantidad de energía para poder llevarse a cabo. Los molinos de rodillos de alta presión (HPGR, por sus siglas en inglés), se han considerado en los últimos años para poder ser utilizados en la etapa de trituración, ya que son energéticamente más eficientes y flexibles frente a los cambios de mineral, en comparación con equipos de trituración convencionales.

En este trabajo fue evaluada la eficiencia de la energía consumida en los procesos de reducción de tamaño (trituración y molienda) y el efecto en la concentración por flotación para un mineral pórfido de cobre, desde un punto de vista geometalúrgico en función del tipo de trituración aplicada (cono convencional vs un molino HPGR). Para esto, propiedades investigadas que incluyen características geológicas y metalúrgicas como: tipo de yacimiento mineral, tipo de roca, alteración, mineralogía, W_i de Bond (*Work index*), cinética de molienda, recuperación de cobre-molibdeno por flotación *bulk*, distribución de tamaño de partícula, microfracturamiento y grado de liberación fueron correlacionadas para obtener un modelo geometalúrgico basados en la unidad litológica analizada (Anexo en CD).

Para la caracterización mineralógica se aplicaron las técnicas de microscopía óptica (MO), microscopía electrónica de barrido (MEB) y difracción de rayos X (DRX); mientras que para la caracterización metalúrgica fueron aplicadas diferentes pruebas en las cuales se utilizó un molino de Bond, un molino de bolas y una celda de flotación Denver dentro del laboratorio de procesamiento de minerales en el Instituto de Metalurgia de la Universidad Autónoma de San Luis Potosí.

Dentro de los resultados se logró identificar, clasificar y describir tres tipos de microfracturamiento generados por los equipos de trituración HPGR y trituradora de cono convencional, los cuales son: transgranular, intergranular e intragranular. La muestra

procesada con un HPGR presentó principalmente fracturas transgranulares e intergranulares y en menor proporción fracturas intragranulares; mientras que la muestra procesada por una trituradora de cono convencional presentó escasas microfracturas intragranulares.

En términos de gasto de energía el HPGR demostró ser más eficiente al obtener un valor promedio de W_i experimental de 10.48 kWh/t en comparación con la muestra triturada por la quebradora de cono la cual obtuvo una moliendabilidad de 13.83 kWh/t, teniendo una diferencia significativa de 3.3 kWh/t. Además, que el tiempo de molienda para obtener los P_{80} propuestos para las pruebas de flotación (100 μm y 200 μm) resulto menor para la muestra triturada por un HPGR (9 min., 53 seg. vs 13 min., 40 seg. para un P_{80} de 200 μm y 14 min., 23 seg. vs 16 min., 48 seg. para un P_{80} de 100 μm) atribuido principalmente a la cantidad y tipo de microfracturas generadas en esta muestra.

En la recuperación de cobre y molibdeno, los productos triturados por un HPGR demostraron tener una clara estabilidad, ya que los tamaños de 100 μm y 200 μm las recuperaciones obtenidas fueron mayores al 80%. Por otro lado, las muestras trituradas por CC tienen claras diferencias en la recuperación de cobre y molibdeno, ya que dependiendo del tamaño (100 μm o 200 μm) a flotar predomina la recuperación de cobre sacrificando la de molibdeno.

Índice

Dedicatoria.....	I
Agradecimientos.....	II
Resumen.....	III
Índice V	
Lista de Figuras.....	VII
Lista de Tablas.....	IX
Nomenclatura.....	1
Introducción.....	3
Hipótesis.....	5
Objetivo.....	5
Objetivos específicos.....	5
Justificación.....	6
1. Antecedentes geológicos y mecanismos de reducción de tamaño.....	7
1.1 Yacimiento tipo Pórfido de Cobre.....	7
1.1.1 Mineralización de un Pórfido de Cobre.....	8
1.1.2 Pórfidos de Cobre en México.....	9
1.1.3 Mina La Caridad.....	9
1.1.4 Geología Local.....	11
1.2 Liberación mineral.....	13
1.3 Textura.....	15
1.3.1 Intercrecimiento mineral.....	17
1.4 Etapas de reducción de tamaño.....	19
1.4.1 Trituración.....	20
1.4.2 Molinos de Rodillos de Alta Presión (HPGR O HPRM).....	22
1.4.3 Molienda.....	24
1.5 Mecanismos de ruptura aplicados por los equipos de reducción de tamaño.....	25
1.6 Ventajas de un HPGR vs trituradoras convencionales.....	28
1.7 Concentración de minerales por flotación.....	29
1.7.1 Celdas de flotación.....	31
1.7.2 Flotación de cobre.....	32
1.7.3 Flotación de molibdeno.....	32
1.7.4 Flotación <i>bulk</i> Cu-Mo.....	33

1.8	Modelos geometalúrgicos.....	34
2.	Metodología experimental para la evaluación de parámetros de reducción de tamaño, consumo de energía y eficiencia en la concentración por flotación	36
2.1	Preparación de muestras minerales.....	36
2.2	Caracterización química elemental	39
2.3	Caracterización mineralógica	40
2.3.1	Microscopia Óptica Polarizada.....	40
2.3.2	Difracción de Rayos X.....	41
2.3.3	Microscopia Electrónica de Barrido.....	42
2.4	Análisis de tamaño de partícula.....	43
2.5	Pruebas Metalúrgicas	43
2.5.1	Pruebas de W_i	43
2.5.2	Cinética de molienda.....	44
2.5.3	Análisis modal.....	46
2.5.4	Flotación <i>bulk</i> Cu-Mo	46
3.	Resultados y Discusión.....	49
3.1	Composición química de cabeza	49
3.2	Análisis petrográfico y minerográfico	49
3.3	Resultados de la Difracción de Rayos X.....	52
3.4	Caracterización de sulfuros, texturas y microfracturas	55
3.5	Análisis granulométrico de las muestras de cabeza	60
3.6	Efecto del mecanismo de fractura usado en trituración en la moliendabilidad mediante el cálculo del W_i	61
3.7	Efecto del mecanismo de trituración (CC vs HPGR) en la molienda convencional de bolas	64
3.8	Análisis modal de los productos de molienda (5 minutos).....	66
3.9	Efecto del mecanismo de trituración en la forma de las partículas	71
3.10	Efecto del mecanismo de trituración en la recuperación Cu-Mo por flotación <i>bulk</i>	74
3.11	Resumen de resultados.....	77
3.12	<i>Dashboard</i>	78
	Conclusiones	80
	Referencias.....	83
	Anexo I. Descripción petrográfica y muestra de mano.....	90
	Anexo II. Fotomicrografías obtenidas con la Microscopia Electrónica de Barrido.....	103
	Anexo III. Distribución granulométrica de las muestras de cabeza.....	120

Anexo IV. Cálculo de Índice de trabajo (W_i) de acuerdo con la metodología de Bond.	121
Anexo V. Cinéticas de molienda.....	125
Anexo VI. Análisis modal de los productos de molienda (5 min.).....	129
Anexo VII. Balances de masa de las pruebas de flotación <i>bulk</i>.....	133
Apéndice I. Procedimiento para elaborar secciones delgadas.....	136
Apéndice II. Procedimiento para cálculo de Índice de trabajo (W_i) de acuerdo con la metodología de Bond.....	137

Lista de Figuras

Figura 1. Modelo de Lowell y Guilbert (1970) para el yacimiento San Manuel-Kalamazoo, Arizona.....	7
Figura 2. Mapa de distribución de los depósitos de pórfidos de cobre asociados al cinturón magmático Laramide en el noreste de México.....	9
Figura 3. Mapa de localización de la mina “La Caridad”	10
Figura 4. Plano geológico mina La Caridad.....	11
Figura 5. Sección 5440 mostrando las litologías de la mina La Caridad.	12
Figura 6. Esquema del comportamiento de un agregado compuesto por dos fases A y B aplicándole diferentes planos de fragmentación	14
Figura 7. Esquema de partículas con la misma proporción volumétrica de mineral de interés, pero diferente proporción del mismo en la superficie de la partícula	15
Figura 8. Fotomicrografías de tipos de texturas.....	16
Figura 9. Imagen de una partícula mineral mixta formada por calcopirita y pirita con intercrecimiento simple.....	17
Figura 10. Imagen de una partícula mineral mixta formada por pirita y calcopirita en forma de venas.....	18
Figura 11. Imagen de una partícula mineral mixta formada por calcopirita y digenita en forma de corona rodeando a la calcopirita.....	18
Figura 12. Partícula mineral mixta formada por una matriz de esfalerita con numerosas y pequeñas "motas" de calcopirita	19
Figura 13. Gráfico mostrando efecto de la liberación en la recuperación en flotación.....	19
Figura 14. Esquema de una trituradora de mandíbulas de doble efecto o "Blake"	21
Figura 15. Esquema de una trituradora de cono "Symons"	22
Figura 16. Esquema de un HPGR	23
Figura 17. Gráfico mostrando ruptura inter-partícula producida en el lecho de partículas al interior de un HPGR	24
Figura 18. Esquema general de un molino de bolas mostrando sus principales componentes	25
Figura 19. Esquema mostrando los mecanismos de ruptura de partículas.....	26
Figura 20. Imagen de microscopía óptica del producto de fracción de tamaño de un HPGR -3,2 + 2,0 mm, mostrando una microfractura de tipo transgranular	27
Figura 21. Imagen de microscopía óptica del producto de fracción de tamaño de un HPGR -0,18 +0,074 mm, mostrando microfracturas de tipo intragranular.....	27
Figura 22. Imagen de microscopía óptica del producto de fracción de tamaño de un HPGR -2.0 +0.8 mm, mostrando microfracturas de tipo intergranulares	28

Figura 23. Gráfico mostrando efecto del tamaño de partícula en la recuperación de Cu por flotación.....	30
Figura 24. Esquema de una celda de flotación Denver-sub A	31
Figura 25. Esquema de un modelo geometalúrgico	34
Figura 26. Diagrama de flujo mostrando los puntos de muestreo, así como peso y pruebas realizadas a cada muestra mineral	36
Figura 27. a) Montículo en forma de cono. b) "Torta" de mineral cuarteada, para muestrear.	37
Figura 28. Trituradora ternaria de cono convencional (CC).	38
Figura 29. Diagrama de flujo del proceso experimental.	38
Figura 30. Equipos de Absorción Atómica	39
Figura 31. Microscopio óptico de luz transmitida y reflejada.....	40
Figura 32. a) Difractómetro de rayos X. b) Espectro de difracción (Difractograma).....	41
Figura 33. Microscopio Electrónico de Barrido JEOL JSM-6610LUV.....	42
Figura 34. RO-TAP Tyler RX-29 y curva granulométrica.	43
Figura 35. Molino de Bond utilizado para realizar pruebas de W_i	44
Figura 36. Molino de bolas utilizado en las pruebas de cinética de molienda.	45
Figura 37. a) Campo visual de un MO, mostrando partículas minerales. b) Campo visual de un MEB, mostrando partículas minerales.	46
Figura 38. Celda de flotación Denver (METSO D12V-044).....	47
Figura 39. Diagrama de flujo de prueba de flotación para la obtención del concentrado <i>bulk</i> Cu-Mo.	47
Figura 40. a) Agregado glomero-porfirítico de fenocristales de Qz (4x, LP). b) Fenocristales de Qz intercrecidos con microcristales de Qz-Ser (4x, LP).	49
Figura 41. a) Fantasma de un fenocristal euhedral de Fsp reemplazado por Ser y arcillas, segregándose alrededor microcristales de Qz (5x, LP).	50
Figura 42. a) Microcristales subhedrales de Py contenidos en una "Vena tipo "A" de Qz microcristalino, con bordes bien definidos (5x, LR). b) Microcristales subhedrales de Py intercrecida con microcristales de Qz (10x, LR). c) Microcristales de Cp reemplazando parcialmente a Py (5x, LR). d) Cp diseminada en microcristales de Py (5x, LR).	51
Figura 43. a) Matriz microcristalina compuesta principalmente de Qz-Sc (5x, LR). b) Vena de Qz granular y Py subhedral <1mm (5x, LR).....	52
Figura 44. Espectro de difracción de rayos X de la muestra AF.....	53
Figura 45. Espectro de difracción de rayos X de la muestra THPGR.....	53
Figura 46. Espectro de difracción de rayos X de la muestra TCC.	54
Figura 47. Partícula de Ccp en asociación binaria simple y su espectro EDS (+2000 μm).	55
Figura 48. Partículas de Mol, Py y G libres y espectro EDS de la Mol (+125 μm).....	55
Figura 49. Partículas de Py ocluidas en una de Qz, presentando una asociación binaria compleja y su espectro EDS (+2000 μm).	56
Figura 50. Partícula de Gn ocluida en una partícula de Py-Ccp, presentando una asociación ternaria compleja y espectro EDS de la Gn (+2000 μm).	56
Figura 51. Partículas de Sp y G libres (+125 μm).....	56
Figura 52. Fotomicrografías de microfracturas transgranulares (Ft).	57
Figura 53. Fotomicrografías de microfracturas intragranulares (Fit).....	58
Figura 54. Fotomicrografías de microfracturas intergranulares (Fin).....	58
Figura 55. Fotomicrografías de partículas con "bordes interdigitados" (SEI).....	59
Figura 56. Curvas de distribución granulométricas de las muestras de cabeza THPGR y TCC.....	60

Figura 57. Comparación de los valores de moliendabilidad (W_i) de las muestras trituradas en un HPGR y una CC.	61
Figura 58. Comparación del valor de W_i modelado contra el experimental.	63
Figura 59. Grafica de P_{80} vs tiempo de molienda para las muestras THPGR y TCC.	64
Figura 60. Porcentaje de liberación relativa y asociación de la Ccp por fracción de tamaño a) Muestra THPGR y b) Muestra TCC.	69
Figura 61. Porcentaje de liberación relativa y asociación de la Mol por fracción de tamaño a) Muestra THPGR y b) Muestra TCC.	69
Figura 62. Porcentaje de liberación absoluta acumulada de las especies de mena, así como de ganga de la muestra THPGR.....	70
Figura 63. Porcentaje de liberación absoluta acumulada de las especies de mena, así como de ganga de la muestra TCC.	70
Figura 64. a) Partícula redondeada de Fsp con oclusiones de Py (muestra THPGR). b) Partícula sub-angulosa de Qz-Fsp con oclusiones de Py (Muestra TCC).	72
Figura 65. Partícula de Py de forma tabular, sub-angulosa (muestra THPGR).	72
Figura 66. a) Partículas sub-redondeadas a sub-angulosas de Ccp, Py y G. b) Partículas sub-angulosas de Py y G.	73
Figura 67. a) Partículas sub-angulosas de Ccp, Py y Sp (forma acicular). b) Partículas sub-angulosas de Py y G.	73
Figura 68. a) y b) Partículas de Ccp, Py y G angulosas con forma acicular y tabular.....	74
Figura 69. Recuperación de Cu y Mo por flotación con P_{80} de 100 y 200 μm	75
Figura 70. <i>Dashboard</i> de la muestra THPGR, mostrando un resumen grafico de los resultados... 78	78
Figura 71. <i>Dashboard</i> de la muestra TCC, mostrando un resumen grafico de los resultados.	79

Lista de Tablas

Tabla 1. Collar de bolas estándar de laboratorio para un molino de Bond.....	44
Tabla 2. Collar de bolas estándar de laboratorio para un molino de bolas.....	45
Tabla 3. Resultados de análisis químicos del mineral de cabeza.	49
Tabla 4. Composición mineralógica semicuantitativa de las muestras AF, THPGR y TCC calculada con la técnica de DRX.....	54
Tabla 5. Resultados del cálculo experimental de W_i	61
Tabla 6. Resultados del cálculo modelado de W_i	62
Tabla 7. P_{80} obtenido en diferentes tiempos de molienda para las muestras THPGR y TCC.	64
Tabla 8. Distribución de elementos por fracción de las muestras THPGR y TCC.	67
Tabla 9. Reconstrucción mineralógica de la muestra THPGR por fracciones de tamaños.	67
Tabla 10. Reconstrucción mineralógica de la muestra TCC por fracciones de tamaños.	67
Tabla 11. Distribución de las especies minerales de la muestra THPGR por fracciones de tamaños.	68
Tabla 12. Distribución de las especies minerales de la muestra TCC por fracciones de tamaños. ..	68
Tabla 13. Resultados de pruebas de flotación	74
Tabla 14. Resumen de los datos obtenidos en la caracterización mineralógica y pruebas metalúrgicas aplicadas a las muestras: THPGRy TCC.	77

Nomenclatura

• Minerales (Whitney y Evans, 2010)	
Abreviatura	Nombre
Ab	Albita
Als	Aluminosilicato
Cal	Calcita
Cct	Calcocita
Ccp	Calcopirita
Clc	Clinocloro
Fsp	Feldespato
G	Ganga
Gn	Galena
Gh	Gehlenita
Kln	Caolinita
Mol	Molibdenita
Ms	Moscovita
Or	Ortoclasa
Pl	Plagioclasa
Py	Pirita
Qz	Cuarzo
Ser	Sericita
Sp	Esfalerita

• Técnicas de caracterización	
Abreviatura	Nombre
MO	Microscopia óptica
MEB	Microscopia electrónica de barrido
DRX	Difracción de rayos X
AQ	Análisis químico

• Equipos de trituración ternaria	
Abreviatura	Nombre
HPGR	Molinos de Rodillos de Alta Presión
CC	Trituradora de cono convencional

• Microfracturamiento	
Abreviatura	Nombre
Ft	Microfractura transgranular
Fit	Microfractura intragranular
Fin	Microfractura intergranular

• Tipo de Luz en MO	
Abreviatura	Nombre
LR	Luz reflejada
LN	Luz natural
LP	Luz polarizada

• Tipo de electrones en MEB	
Abreviatura	Nombre
BEIW	Electrones retrodispersados
SEI	Electrones secundarios

Introducción

El procesamiento de minerales es el área de estudio enfocada en los procesos de extracción y separación de minerales valiosos (mena) económicamente de minerales sin valor (ganga) y su posterior concentración. Dentro del procesamiento de minerales encontramos varias etapas que abarcan desde la reducción de tamaño del mineral hasta la obtención de un concentrado por diferentes métodos de beneficio como son flotación y lixiviación, principalmente.

Los procesos de reducción de tamaño inician desde el interior de la mina en la cual la reducción ocurre por medio de una voladura que fracciona la masa rocosa en partículas, seguida por la trituración (primaria, secundaria y terciaria) y terminan con la etapa de molienda, la cual tiene por objetivo liberar de manera apropiada los minerales de interés económico de la ganga para el proceso de beneficio. La reducción de tamaño tiene un rol fundamental en la recuperación de elementos a partir de sus menas, debido al hecho de que las propiedades físicas y mineralógicas del producto molido determinan en gran medida la efectividad de las etapas de separación y/o concentración subsiguiente (García-Garnica, 2016).

En una planta la energía consumida en la etapa de trituración y molienda representa entre 50% y el 80% del total utilizada; para minerales de baja ley y diseminación fina, el consumo de energía es aún mayor, por lo que los esfuerzos para aumentar la eficiencia de la trituración provienen no solo de la necesidad de altas tasas de producción, sino también de los mayores costos de energía asociados con la baja eficiencia de los sistemas de trituración convencionales y una menor ley en los minerales que deben ser molidos (Abouzeid y Fuerstenau, 2009; Han *et al.*, 2012). Como equipos de trituración ultrafinos, los HPGR han encontrado muchas aplicaciones en diferentes campos debido a su bajo consumo de energía y acero, así como a su alta relación de reducción (Norgate y Weller, 1994; Fuerstenau y Kapur, 1995; Schonert, 1998).

En los últimos años la geometalurgia ha surgido como una disciplina que permite determinar una respuesta metalúrgica con base en las características geológicas del yacimiento, integrando información de la geología y del procesamiento de minerales en un

modelo (Dobby *et al.*, 2004; Dunham y Van 2007; Jackson *et al.*, 2011; Alfaro, 2012; Parian *et al.*, 2015 in García-Garnica, 2016). Para generar un modelo geometalúrgico, la mineralogía de procesos aporta datos cuantitativos sobre rasgos mineralógicos influyentes en el comportamiento de los minerales. Aspectos como la identificación y cuantificación de los minerales, el análisis de la liberación y la caracterización textural son datos mineralógicos fundamentales para establecer el método de concentración más adecuado, definir los parámetros de funcionamiento del circuito y predecir el comportamiento de las partículas durante los procesos de concentración, trituración y molienda (Pérez-Barnuevo, 2014).

En el presente trabajo serán integrados aspectos geológicos de un mineral tipo pórfido de cobre y su respuesta metalúrgica ante dos tipos de trituración (CC vs HPGR). Con el fin de entender el comportamiento del mineral desde un punto de vista geometalúrgico, a través de la investigación de varios parámetros de los procesos de reducción de tamaño y flotación tales como: variabilidad en la respuesta metalúrgica y variables mineralógicas como: mineralogía del cobre (calcopirita, sulfuros supergénicos, óxidos), contenido de ganga sulfurosa (pirita) y no sulfurosa particularmente arcillas y sericita, tamaño de grano, grado de liberación de las especies portadoras de cobre, tipos de asociaciones minerales y su textura, así como presencia de elementos contaminantes (Pb, Zn y As).

El concepto “textura de la partícula mineral” será aplicado para evaluar la interacción entre la reducción de tamaño y la eficiencia de concentración por flotación. Es decir, el efecto de la textura en el proceso de reducción de tamaños en la trituración y molienda, así como la relación textural que presenta diferentes clases de flotabilidad.

Los resultados fueron descritos de acuerdo con las características generadas en los minerales después de etapa la trituración, principalmente el microfracturamiento (preferencial o aleatorio); evaluando el consumo de energía y el efecto en la recuperación del mineral de cobre-molibdeno.

Hipótesis

Una misma unidad litológica puede presentar diferente respuesta metalúrgica dependiendo del medio de trituración aplicado. El uso de un molino HPGR como medio de trituración promueve una mayor liberación y más sencilla de las especies minerales de cobre y molibdeno, en comparación de una trituradora convencional de cono. Esto debido al microfracturamiento generado en las partículas minerales, lo cual tendrá un impacto favorable en la energía consumida en la etapa de molienda y la eficiencia en la recuperación por flotación.

Objetivo

Evaluar la eficiencia de la energía consumida en los procesos de reducción de tamaño y el efecto en la concentración por flotación para un mineral pórfido de cobre, desde un punto de vista geometalúrgico, en función del tipo de trituración: de cono convencional vs un molino de rodillos de alta presión (HPGR por sus siglas en inglés).

Objetivos específicos

- Aplicar técnicas de caracterización mineralógica para identificar y describir las fases minerales presentes en la muestra problema y analizar sus propiedades físicas después de la etapa de trituración.
- Identificar, clasificar y describir las microfracturas generadas en las partículas minerales por cada equipo de trituración, así como su efecto en el consumo de energía evaluándolas con pruebas de índices de trabajo (W_i de Bond).
- Estudiar la influencia del sistema de reducción de tamaño (HPGR vs trituradora de cono convencional), para alcanzar un P_{80} (200 μm y 100 μm) que permita obtener un tamaño de liberación óptimo para el cobre y molibdeno.

- Analizar los productos obtenidos de las pruebas de molienda para relacionar el consumo de energía con el sistema de trituración aplicado.
- Evaluar la recuperación de cobre y molibdeno aplicando pruebas de flotación *bulk*, relacionando el grado de liberación y la eficiencia de la respuesta metalúrgica, en función del tipo de sistema de trituración aplicado.
- Aplicar conceptos geometalúrgicos para encontrar correlaciones empíricas basados en pruebas de consumo de energía, determinación de índice de molienda (W_i de Bond) y flotación *bulk* para un mineral tipo pórfido de cobre-molibdeno.

Justificación

La demanda de recursos minerales crece día con día y el aprovechamiento de las menas de los yacimientos se torna cada vez más complejo, esto debido principalmente al agotamiento de minerales con leyes altas y a la complejidad en la que estos se encuentran en la naturaleza. Dichas características reflejan una problemática en la separación y concentración de estos minerales. Debido a esto surge la necesidad de generar o aplicar nuevas técnicas que permitan alcanzar la eficiencia de las condiciones metalúrgicas que permitan recuperar los metales de valor, con el menor impacto ecológico.

En Nacozari García municipio del estado de Sonora en México se encuentra la mina de “La Caridad”, que aprovecha los recursos minerales de un yacimiento tipo pórfido de Cu-Mo. En la actualidad el cobre es el tercer metal más utilizado en el mundo principalmente la industria eléctrica y las telecomunicaciones, por lo que obtener una óptima recuperación en su concentración tiene una gran relevancia.

La geometalurgia es una rama interdisciplinar la cual trata de describir la respuesta metalúrgica de una zona minera de interés, a partir de sus componentes geológicos. En este estudio se pretende crear un modelo geometalúrgico de una zona para la recuperación de Cu-Mo. Este modelo buscará a partir de sus especies mineralógicas brindar información sobre: información del tipo de rompimiento preferencial (HPGR o CC), cuantificación de consumo de energía, tiempo de residencia en equipos de reducción de tamaño, cuantificación de

liberación de mineral de valor y recuperación de Cu-Mo en el proceso de concentración por flotación.

1. Antecedentes geológicos y mecanismos de reducción de tamaño

1.1 Yacimiento tipo Pórfido de Cobre

Los sistemas de tipo pórfido cuprífero representan la principal fuente de cobre y molibdeno conocida. Varios casos superan los 1000 Mt de mineral con leyes de cobre arriba de 0.5% (Richards, 2003 *in* Valencia-Moreno *et al.*, 2006).

Lowell y Guilbert (1970) en un modelo idealizado basado en un estudio realizado en el yacimiento de San Manuel-Kalamazoo, Arizona (Figura 1) los definen como: “depósitos de sulfuros de cobre y molibdeno consistentes en mineralización disseminada y en vetillas tipo *stockwork*. la cual fue emplazada en varios tipos de roca encajonante alteradas por soluciones hidrotermales en patrones zonados regularmente concéntricos”.

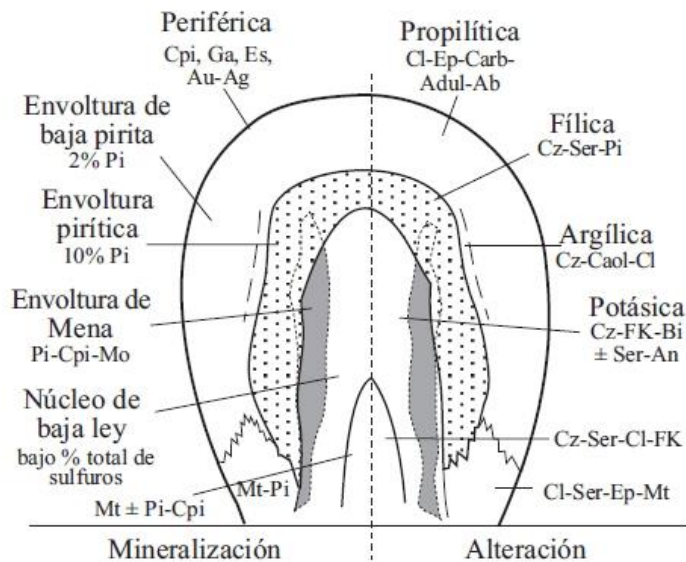


Figura 1. Modelo de Lowell y Guilbert (1970) para el yacimiento San Manuel-Kalamazoo, Arizona, mostrando el zoneamiento de alteración y mineralización (vertical y horizontal), típico de los yacimientos tipo pórfidos de cobre.

1.1.1 Mineralización de un Pórfido de Cobre

Los sulfuros constituyen una importante clase de minerales, pues comprenden la mayoría de las menas minerales (Klein y Hurbult, 1993). En los yacimientos tipo pórfidos están presentes en venas tipo *stockwork*, *sheeted vein* y/o diseminados en intrusiones porfíricas o en rocas adyacentes a dichas intrusiones, que varían en composición desde cuarzodiorita a cuarzomonzonita. El pórfido huésped y rocas adyacentes son comúnmente alteradas por soluciones hidrotermales en zonas concéntricas, desde el intrusivo hacia su entorno (Figura 1), dichas improntas de alteración son: sódica, potásicas, propilítica, *skarn*, fílicas y argílicas (Victoria-Morales y Hernández-Treviño, S/F; Lowell y Guilbert, 1970).

En su estado de formación original, un yacimiento tipo pórfido de cobre-molibdeno, contiene una mineralización primaria de calcopirita que es el sulfuro dominante de cobre y ocurre como granos intersticiales anhedrales y rellenando venas acompañada por pirita. Pirita diseminada como cristales anhedrales a euhedrales, y molibdenita generalmente observada con hábito hojoso. En menas ricas en molibdeno, generalmente, la molibdenita ocurre como placas hexagonales (<0.1 mm) embebidas en el cuarzo que rellena venas y bornita presente como granos discretos ahnedrales junto con pirita y calcopirita, como lamelas de exsolución y de oxidación en calcopirita.

Por millones de años estos yacimientos pasaron por una intensa transformación producida por fenómenos de oxido-reducción, como son meteorización, oxidación hidrotermal y oxidación directa con oxígeno y agua. De esta forma, las especies minerales primarias se convierten en secundarias, del tipo de calcocita, covelita, diagenita y bornita, generando una zona de enriquecimiento supergénico. Una oxidación posterior de esta zona produce la formación de minerales oxidados, tales como atcamita $\text{Cu}_2\text{Cl}(\text{OH})_3$, crisocola $\text{Cu}_4\text{H}_4\text{SiO}_{10}(\text{OH})_8$, cuprita Cu_2O , entre otros. Algunos depósitos pueden presentar cantidades menores de magnetita, hematita, ilmenita, rutilo, enargita, cubanita, casiterita, huebnerita y oro (Victoria-Morales y Hernández-Treviño, S/F; Lowell y Guilbert, 1970; Giachetti, 2011; García-Garnica. 2016).

1.1.2 Pórfidos de Cobre en México

La actividad magmática ocurrida desde el fin del Mesozoico y el inicio del Cenozoico (~65 Ma) a lo largo de la Cordillera Occidental de Norteamérica, produjo el emplazamiento de numerosos centros de mineralización de tipo pórfido. La mayor parte de los depósitos de cobre en México se localizan en la porción oriental del cinturón magmático Laramide (90-40 Ma) y predominantemente tienen edades entre 75 y 50 Ma (Figura 2). Los depósitos más grandes y mejor preservados se localizan en el noreste de Sonora, en la parte norte del cinturón, donde Cananea (~30 Mt Cu) y La Caridad (~8 Mt Cu) contienen acumulaciones de metal de gran relevancia a escala mundial. La mineralización de cobre esta comúnmente acompañada por concentraciones localmente importantes de molibdeno tungsteno y oro (Valencia-Moreno *et al.*, 2006).

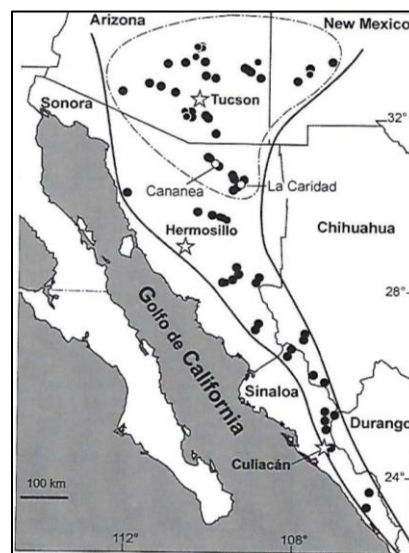


Figura 2. Mapa de distribución de los depósitos de pórfidos de cobre asociados al cinturón magmático Laramide en el noreste de México, mostrando la zona del llamado “gran clúster de los pórfidos de cobre de Norte América” (línea discontinua). (Tomado de Valencia-Moreno y Ochoa-Landín, 2009).

1.1.3 Mina La Caridad

La Mina “La Caridad” se encuentra en el estado de Sonora, México y pertenece al Distrito Minero Nacozari. Es una gran mina de cobre a cielo abierto, procesando 90,000 toneladas de mineral por día, con leyes de 0.40% de Cu y 0.03% de Mo, operada por

Mexicana de Cobre, S.A., que es parte de Grupo México, el mayor productor de cobre en México (SGM, 2018).

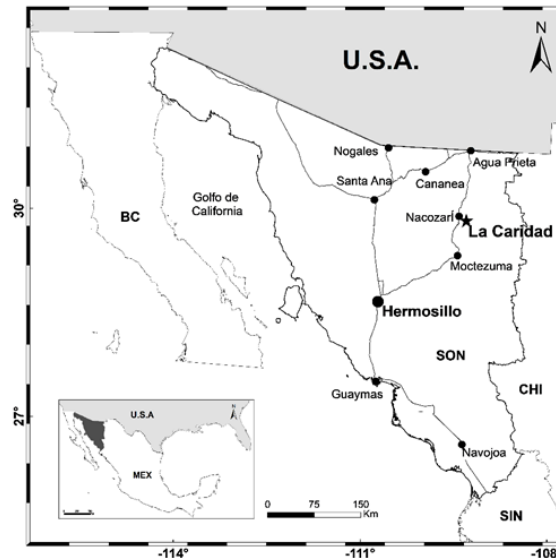


Figura 3. Mapa de localización de la mina “La Caridad”, en el estado de Sonora (SON), México. Clave: U.S.A.= Estados Unidos de Norteamérica, BC= Baja California, CHI= Chihuahua, SIN= Sinaloa. (Tomado y editado de Pérez Segura *et al.*, 2009).

La mina se localiza en el municipio de Nacoziari de García al noreste del estado de Sonora (Figura 3), México, a 200 km en línea recta desde la ciudad de Hermosillo y aproximadamente 9 a km al este de Nacoziari de García. La zona norte de Sonora forma parte del cinturón de cobre, una franja que se extiende desde Utah pasando por Arizona (Estados Unidos), hasta Sonora y Sinaloa en México. Se trata de un yacimiento de tipo pórfido cuprífero cuyas reservas, al año (2009), son de 2,300 Mt de mineral con leyes de 0.38% de Cu y 0.03% de Mo, utilizando una ley mínima de corte (*Cut-off*) de 0.30% de Cu equivalente.

Las asociaciones minerales del yacimiento permiten establecer tres zonas características:

- Una zona de oxidación con goetita, hematita y limonitas.
- Una zona de enriquecimiento supergénico que contiene principalmente calcocita, covelita y proporciones menores de calcopirita y pirita.
- Y una zona de sulfuros primarios con calcopirita, pirita y molibdenita. (Pérez-Segura *et al.*, 2009).

1.1.4 Geología Local

El pórfido cuprífero de La Caridad es considerado que se formó a partir de rocas prebatolíticas afectadas durante el Cretácico superior-Paleoceno por intrusiones múltiples de composición cuarzomonzonítica, que generaron la mineralización primaria, la cual fue afectada por procesos de enriquecimiento supergénico, otorgándole las características actuales al yacimiento (Palafox-Reyes *et al.*, 1998). Los tipos de roca varían desde andesita, diorita a pórfidos de cuarzomonzonita, raras aplitas y pegmatitas. Se consideran como rocas preminerales de la más antigua a la más joven a las unidades litológicas: andesita, diorita, granodiorita y a los pórfidos cuarzomonzoníticos, ampliamente relacionados al principal evento de mineralización (Tello-Flores *et al.*, 2009).

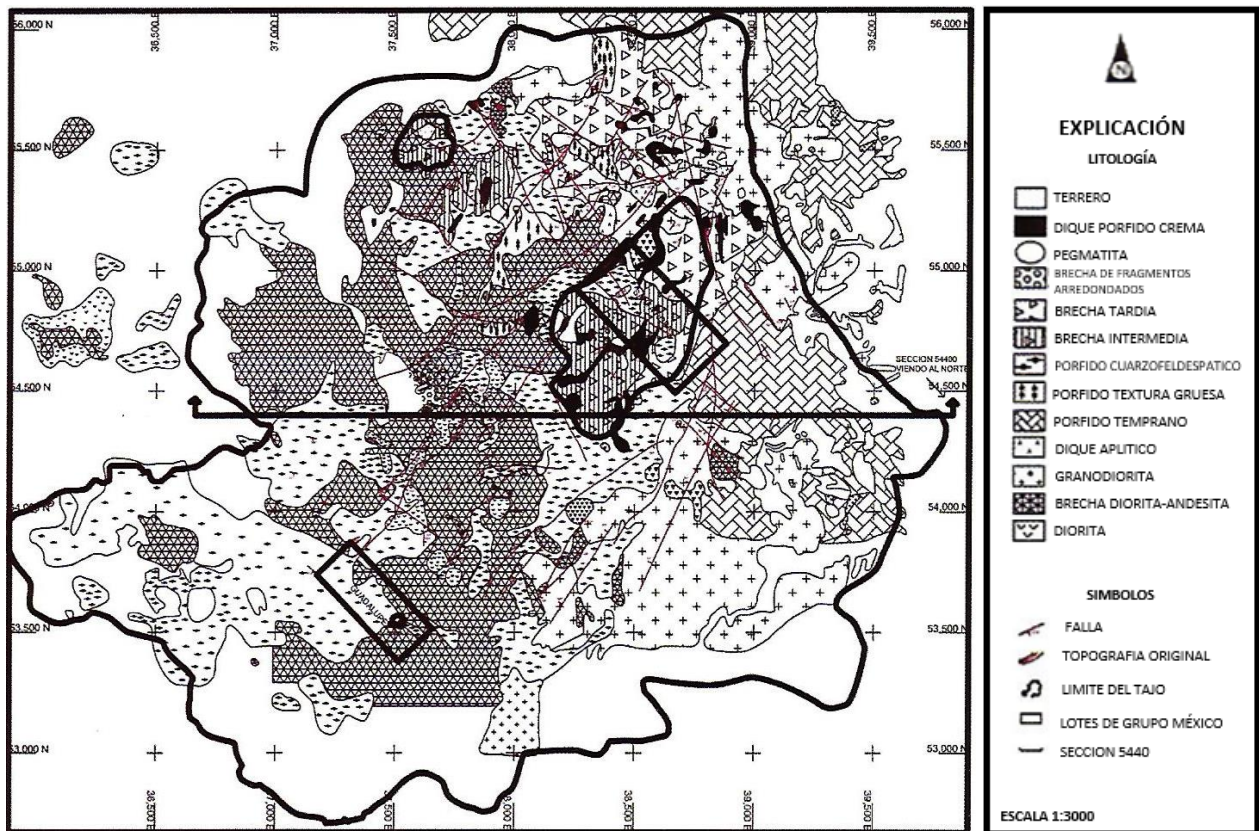


Figura 4. Plano geológico mina La Caridad (tomado de Tello Flores *et al.*, 2009).

En la parte poniente del yacimiento afloran la Andesita y la Diorita (Figura 4 y 5), presentando un fracturamiento preferencial al N10°W. La andesita presenta color verdusco, afanítica y se encuentra fuertemente fracturada. La diorita es de color gris-verde, compuesta

por una matriz de grano fino a medio, comúnmente presenta textura de sal y pimienta. Megascópicamente, está compuesta de aproximadamente igual cantidad de feldespatos finos y alargados nódulos de biotita anhedral.

En el lado sur-oriental del yacimiento aflora una Granodiorita de color gris claro (Figura 4 y 5), megascópicamente consiste en un incremento de plagioclasas subhedrales con cuarzo intersticial y biotita anhedral. Presenta un alto contenido de cuarzo y sericita, lo que le otorga una apariencia sacaroide a la textura, la cual es de grano medio y puede considerarse hipidiomórfica-granular.

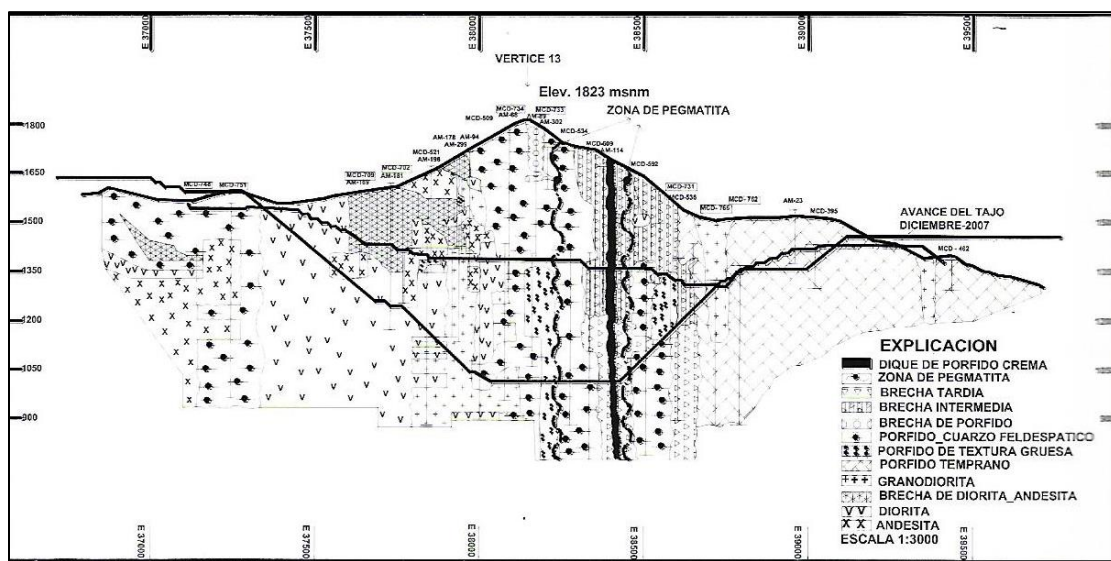


Figura 5. Sección 5440 mostrando las litologías de la mina La Caridad (tomado de Tello Flores *et al.*, 2009).

Intrusionando principalmente a la granodiorita aflora la Aplita en pequeños cuerpos en forma de dique (Figura 4 y 5). Megascópicamente presenta una textura granular sacaroide o hipidiomórfica-granular, con cristales de biotita e incremento de cuarzo anhedral y granos de feldespatos de tamaño igual o menor a 1mm.

El pórfido cuarzomozonítico es el tipo de roca más importante dentro del yacimiento, ya que se encuentra fuertemente asociado a la alteración hidrotermal, así como a la mineralización. Se han diferenciado cuatro tipos de pórfidos cuarzomozoníticos: pórfido temprano, pórfido de textura gruesa, pórfido cuarzofeldespático (siendo este el más asociado

a la mineralización y alteración hidrotermal) y pórfido crema, de acuerdo con la descripción de las muestras de mano y tomando en cuenta la variación textural.

Las estructuras más importantes que ocurren en la mina de La Caridad son el sistema de brechas, ya que estas representan las mejores trampas estructurales que almacenan a las soluciones hidrotermales portadoras de los sulfuros económicos, por lo tanto, la mineralización económica en el yacimiento. En general se han clasificado cuatro tipos de brecha, de las cuales la más importante desde el punto de vista económico es la “brecha tardía”, ya que aloja la mineralización de sulfuros primarios de cobre (calcopirita). Está compuesta por fragmentos de pórfido cuarzofeldespático, granodiorita, pórfido temprano y pórfido de textura gruesa. Estos fragmentos se presentan de forma angulosa a sub-angulosa, con tamaños que varían desde 5 a 100 cm. El cementante es de silicificación. La alteración hidrotermal predominante es fílica (cuarzo-sericita) y silicificación con mineral de cuarzo, calcopirita, pirita y calcocita. Esta última reemplaza a la calcopirita, presentándose tanto rellenando cavidades, así como en forma de venas (Tello-Flores *et al.*, 2009).

1.2 Liberación mineral

En la naturaleza los minerales de valor se encuentran en formas muy complejas, en un yacimiento tipo pórfido se encuentran principalmente diseminados en la matriz de la roca, por lo que dichas características reflejan la problemática de separación de estos minerales respecto a los de ganga. Antes del proceso de concentración, la liberación de las especies minerales de interés es promovida por medio de los mecanismos de reducción de tamaño, los cuales tienen por objetivo obtener el mayor porcentaje de partículas libres y/o cantidad de área expuesta (Aragón- Escoto, 2018).

El término “liberación” es empleado para referirse a la composición de las partículas individuales. Las partículas compuestas por un solo mineral reciben el nombre de partículas liberadas o libres, mientras que las partículas no liberadas o mixtas son aquellas compuestas por más de un mineral (Schneider, 1995).

Por otra parte, el grado de liberación de un mineral puede definirse como la proporción mineral que se encuentra en formas de partículas libres con respecto a la cantidad total de dicho mineral (tanto en partículas libres como en partículas mixtas); también es definido como una expresión cuantitativa de la magnitud en que una molienda es capaz de obtener partículas libres, lo cual depende de dos factores principales; el tamaño de partícula y el tipo de asociación (Gaudin, 1939; Pérez *et al.*, 2013).

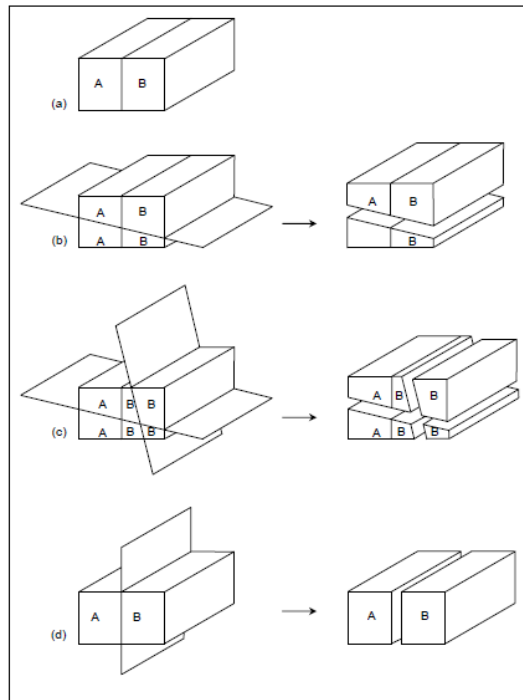


Figura 6. Esquema del comportamiento de un agregado compuesto por dos fases A y B aplicándole diferentes planos de fragmentación: **a)** agregado compuesto por fases A y B; **b)** rotura del agregado por un plano de fragmentación no preferencial (no se produce liberación); **c)** rotura del agregado por varios planos de fragmentación no preferencial (se producen partículas libres y mixtas); **d)** rotura del agregado por un plano de fragmentación preferencial a lo largo del borde de contacto (liberación total). (Tomado de Jones, 1987 *in* Pérez-Barnuevo, 2014).

La liberación de los minerales tiene lugar durante los procesos de trituración y molienda, a través de dos mecanismos diferentes (Figura 6): por reducción de tamaño de grano (rotura no preferencial) y/o por rotura del borde de unión entre minerales adyacentes (rotura preferencial). En una situación ideal la rotura es producida exclusivamente por el segundo mecanismo, por lo cual el molino produciría partículas monominerales o partículas libres. Sin embargo, esta situación es irreal, tras la molienda es normal que coexistan tanto partículas libres como partículas mixtas (Pérez-Barnuevo, 2014).

En el proceso de flotación, la separación del mineral de interés se basa en la interacción entre reactivo y partícula. La tendencia de una partícula a flotar depende en parte de la cantidad de mineral expuesto o accesible al reactivo en su superficie (Runge *et al.*, 2003). Por tanto, dos partículas que contengan la misma proporción volumétrica del mineral de interés, pero diferente proporción en superficie, tendrán una respuesta a la flotación distinta. En la Figura 7 se muestran posibles secciones de partículas minerales. A pesar de que todas contienen la misma proporción del mineral de interés (color rojo), su comportamiento en flotación sería totalmente distinto (Pérez-Barnuevo, 2014).

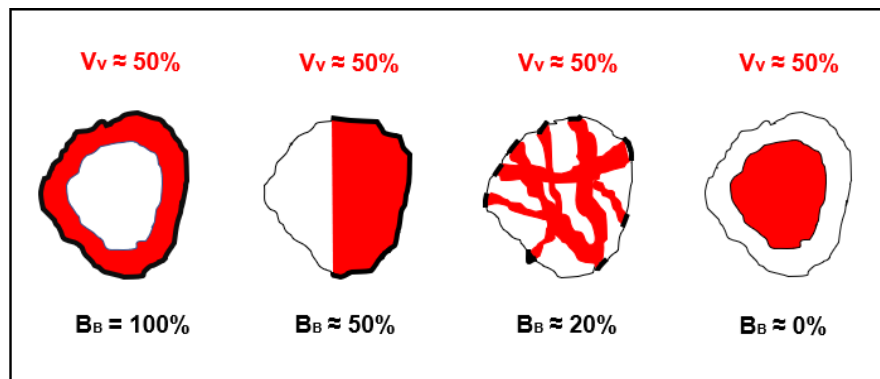


Figura 7. Esquema de partículas con la misma proporción volumétrica de mineral de interés (rojo), pero diferente proporción del mismo en la superficie de la partícula. (Vv: proporción volumétrica; BB: proporción expuesta). (Tomado de Pérez Barnuevo, 2014).

1.3 Textura

Las características de liberación de una mena están íntimamente relacionadas con sus características texturales. Por lo que un análisis textural es fundamental para definir el comportamiento de la mena en los procesos de concentración y para definir la molienda necesaria para alcanzar cierta liberación del mineral (King, 1982; Petruk, 1995 *in* Pérez-Barnuevo, 2014).

El término “textura” puede variar de acuerdo con el contexto en el que es utilizado. En Geología es referida a las relaciones espaciales intergranulares y a las características morfológicas de los componentes principales (agregados minerales) de la roca; la cual depende de cuatro factores: a) tamaño del grano, b) forma del grano, c) grado de cristalinidad y d) relación entre los contactos de los granos (Lutgens y Tarbuck, 2005; Aragón-Escoto,

2018). Estudiarla desde este enfoque nos puede proporcionar información acerca del origen, del orden de depósito y de la evolución de los yacimientos minerales (Victoria-Morales y Hernández-Treviño, S/F).

En la mineralogía de procesos es definida como un conjunto de rasgos mineralógicos y geométricos que determinan las características de liberación y formas de asociación entre los minerales, pudiendo influir en su comportamiento durante los procesos de concentración.

En función del tipo de proceso de concentración autores como Gaudin, 1939; Amstutz, 1962; Ramdohr, 1980; Petruk, 2000 y Butcher 2010 han considerado que el tamaño de grano, la irregularidad del borde de unión entre minerales adyacentes y el tipo de intercrecimiento mineral son los parámetros texturales más influyentes en estos procesos (Pérez-Barnuevo, 2014). Aragón-Escoto (2018) clasifico en cuatro tipos de textura sus muestras minerales, para evaluar el efecto de asociación de las partículas de cobre en flotaciones con esquema tipo árbol, siendo:

1. **Textura simple:** Unión física entre dos fases minerales que se encuentran en contacto a través de bordes rectos o curvados muy abiertos (Figura 8a).
2. **Textura semi-envolvente:** Una de las fases se encuentra rodeando a la otra, de manera que se encuentra cubriendo una parte de la otra (Figura 8b).
3. **Textura compleja:** Minerales intercrecidos con formas irregulares (Figura 8c).
4. **Textura en inclusión:** Partículas en las que una de las fases se encuentra atrapada o diseminada dentro de otra fase (Figura 8d).

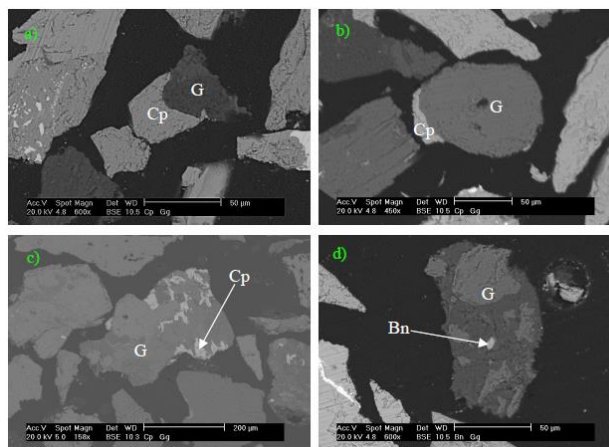


Figura 8. Fotomicrografías de tipos de texturas: **a)** Textura simple. **b)** Textura semi-envolvente. **c)** Textura compleja y **d)** Textura en inclusión (tomado de Aragón-Escoto, 2018).

1.3.1 Intercrecimiento mineral

El tipo de intercrecimiento entre el mineral de interés y el resto de los minerales es un factor determinante, tanto en la liberación de la mena como en el comportamiento de las partículas durante los procesos de concentración (Henley, 1983; Butcher, 2010). Gaudin (1939) estableció una clasificación de los cuatro tipos de intercrecimiento más relevantes para el proceso de flotación, considerando también sus características de liberación.

- **Tipo I. Intercrecimiento simple:** en este tipo de intercrecimiento los minerales se encuentran unidos mediante bordes rectilíneos o suavemente curvados (Figura 9). Debido a esto, cabe esperar que durante la molienda se produzca la rotura del borde de unión, llevando así a su liberación. Las partículas minerales caracterizadas por este tipo de intercrecimiento no presentan encapsulamiento de ninguna de las fases, por lo que la flotación o hundimiento de estas dependerá exclusivamente de su composición volumétrica relativa (Gaudin, 1939; Pérez-Barnuevo, 2014).



Figura 9. Imagen de una partícula mineral mixta formada por calcopirita y pirita con intercrecimiento simple (tomada de Pérez-Barnuevo, 2014).

- **Tipo II. Intercrecimiento tipo *stockwork*:** una de las fases minerales se encuentra incluida en la otra fase en forma de venas (Figura 10). La respuesta a la flotación está directamente relacionada con la abundancia relativa de cada una de las fases, mientras que la liberación es posible, pero más difícil que en las partículas de Tipo I. En este tipo de partículas el mineral matriz suele ser más débil y se disgrega fácilmente a lo largo de los bordes de grano debido a los cambios repentinos en las propiedades mecánicas de los minerales a ambos lados del borde (Gaudin, 1939; Pérez-Barnuevo, 2014).

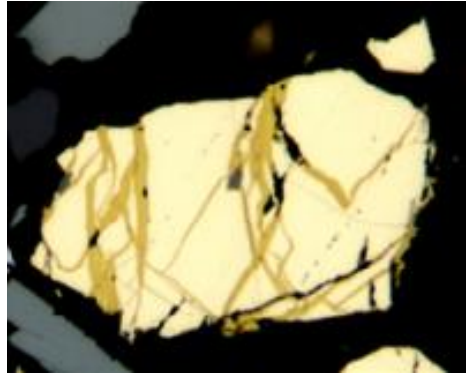


Figura 10. Imagen de una partícula mineral mixta formada por pirita y calcopirita en forma de venas (tomada de Pérez-Barnuevo, 2014).

- **Tipo III. Intercrecimiento tipo corona o recubrimiento:** una de las fases minerales se encuentra recubriendo, si no total, al menos parcialmente a la otra fase (Figura 11). Las partículas minerales de este tipo no responden a la flotación por su abundancia relativa, si no en función del área superficial de las fases. Este tipo de recubrimiento se da frecuentemente en las menas que han sido sometidas a alteraciones. Un ejemplo es lo que sucede con la calcopirita y otros minerales secundarios de cobre, sobre los que puede generarse un recubrimiento tipo corona de cuprita, malaquita u otros minerales de ganga, inhibiendo así su flotación (Gaudin, 1939).

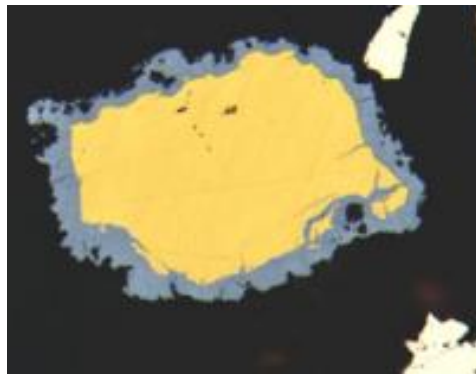


Figura 11. Imagen de una partícula mineral mixta formada por calcopirita y digenita en forma de corona rodeando a la calcopirita (tomada de Pérez-Barnuevo, 2014).

- **Tipo IV. Intercrecimiento tipo emulsión:** se trata de partículas minerales que se encuentran diseminadas en forma de inclusiones dentro de otra fase (Figura 12). Este tipo de intercrecimiento responde al proceso de flotación para la fase más abundante (Gaudin, 1939).

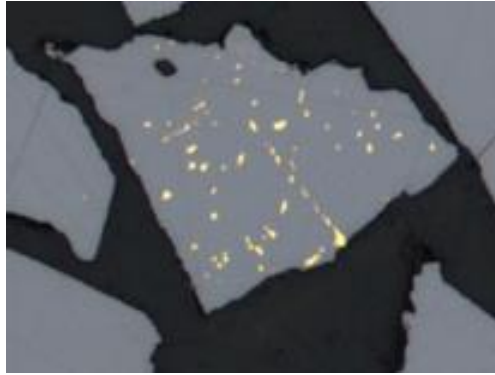


Figura 12. Partícula mineral mixta formada por una matriz de esfalerita con numerosas y pequeñas "motas" de calcopirita (tomada de Pérez-Barnuevo, 2014).

1.4 Etapas de reducción de tamaño

Las operaciones unitarias de reducción de tamaño como son la trituración y molienda de mineral tienen un efecto significativo a lo largo del procesamiento de minerales pues al reducir la granulometría del mineral se promueve la liberación de las especies de interés favoreciendo el proceso de concentración (Figura 13).

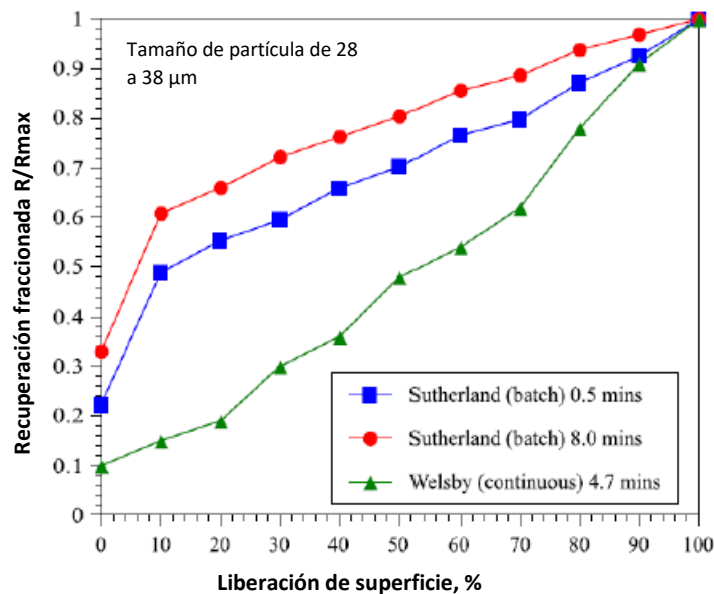


Figura 13. Gráfico mostrando efecto de la liberación en la recuperación en flotación. (tomado y editado de Jameson, 2012).

Sin embargo, estas operaciones son altamente costosas e ineficientes en cuestiones de consumo de energía; siendo que de 4-9% del consumo total de energía en el mundo es

destinado a los procesos de reducción de tamaño y cerca del 30-50% del total en una mina, traduciéndose en un costo en torno al 50% del costo total del procesamiento mineral (Reyes-Bahena, 2020).

1.4.1 Trituración

El proceso de trituración se basa en aplicar a un material una serie de esfuerzos que superen su límite de resistencia y provoquen la fracturación y/o disgregación de este (Iguarán-Salinas, 2008). La diferencia esencial entre las etapas de reducción de tamaño (trituración y molienda) depende básicamente del tamaño de partícula entre ambas. La trituración implica sólo una transformación física de la materia sin alterar su naturaleza, y se da con tamaños de alimentación desde un metro hasta lograr una reducción de aproximadamente un centímetro (0.01 m).

No obstante, la distribución de tamaños de partícula obtenida en este proceso es la única característica importante, hay otras propiedades físicas como forma, resistencia y fracturamiento que, aunque dependen principalmente de la naturaleza del mineral pueden ser modificadas durante el proceso de trituración. (Iguarán-Salinas, 2008).

Para lograr la reducción de la partícula (1 m a 1 cm) es necesario tener distintas sub-etapas de trituración (primaria, secundaria y terciaria), en las cuales se utilizan diferentes equipos con el fin de preparar al mineral para la siguiente sub-etapa, hasta llegara a la etapa de molienda.

- **Trituración primaria:** recibe normalmente, el todo-uno o mineral bruto de la explotación minera y realiza la primera reducción de tamaño. Tiene como objetivo reducir los tamaños de partícula de 1 m a 10 cm (0.1 m). Los equipos preferentemente usados en esta sub-etapa son las trituradoras de mandíbula o quijadas, las cuales constan de una mandíbula fija y una móvil que está articulada en su parte superior y que, por oscilación sobre este eje, se puede acercar y alejar de la mandíbula fija, comprimiendo la roca entre ambas en este movimiento (Figura 14). Estos equipos utilizan como fuerza predominante para el rompimiento de la partícula la compresión

y la aplican de forma discontinua por atrapamiento entre estas dos mandíbulas (Andrea-Blanco, 2014; Yepes-Piqueras, 2014).

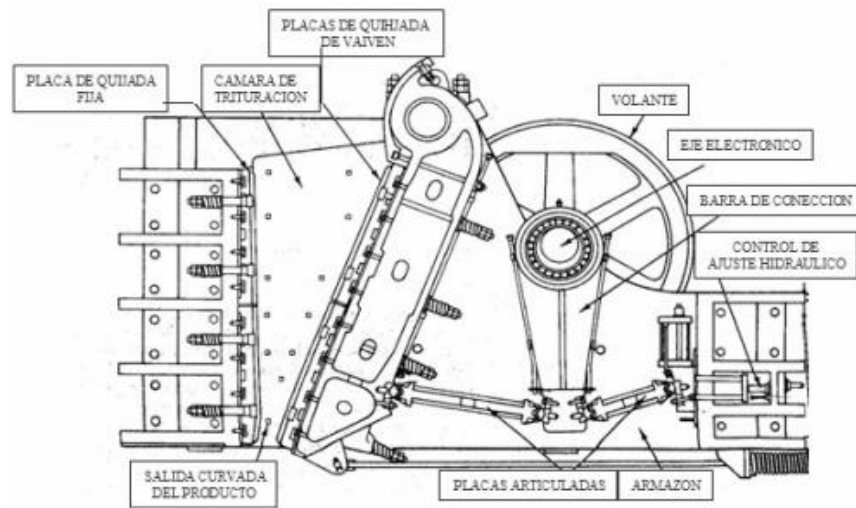


Figura 14. Esquema de una trituradora de mandíbulas de doble efecto o "Blake" (tomada de Iguarán-Salinas, 2008).

- **Trituración secundaria:** procesa normalmente los productos de trituración primaria. En esta sub-etapa de trituración las partículas son reducidas desde un tamaño de 10 cm hasta 1 cm. Los equipos utilizados comúnmente, son las trituradoras de cono también denominados trituradores Symons, en las cuales la cabeza está apoyada sobre la parte superior del eje (Figura 15) y presentan una sección paralela entre los revestimientos de trituración a la salida de la descarga. Estos equipos usan el impacto en paralelo con compresión como fuerzas predominantes para el rompimiento de la partícula, asegurando que todas las partículas son afectadas por estas fuerzas por lo menos una vez entre el cóncavo y la nuez y que la dimensión del mineral triturado es igual o menor a la abertura de salida (Iguarán-Salinas, 2008, Andrea-Blanco, 2014).

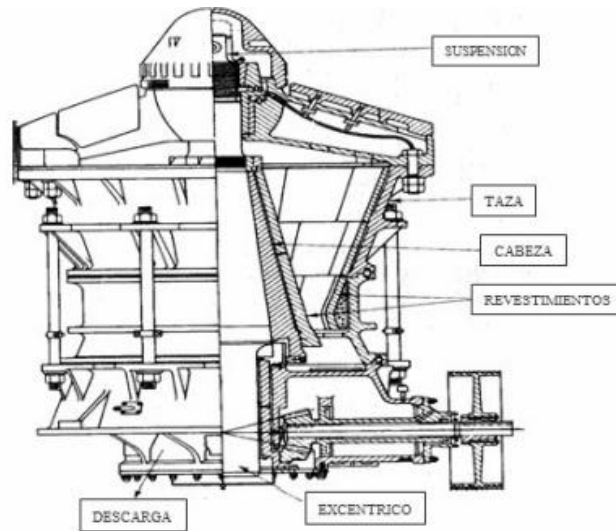


Figura 15. Esquema de una trituradora de cono "Symons" (tomada de Iguarán-Salinas, 2008).

- **Trituración ternaria:** Usualmente es usada para alcanzar tamaños de 1 cm, Se lleva a cabo cuando por alguna circunstancia en las trituraciones primaria o secundaria no se logran obtener estos tamaños. Los equipos de trituración usados en esta sub-etapa son los conos ternarios y se distinguen de los secundarios por la granulometría de los productos las cuales se encuentran entre 40 y 10-12 mm. Aunque en los últimos años se ha considerado el uso de molinos de rodillos de alta presión (HPGR).

El número de sub-etapas de trituración depende significativamente de la dureza del mineral y del tamaño de liberación de los minerales de valor. Siendo los minerales metálicos aquellos que requieren el uso de las distintas sub-etapas de trituración, mencionadas anteriormente.

1.4.2 Molinos de Rodillos de Alta Presión (HPGR O HPRM)

En los últimos años, como consecuencia de la necesidad de optimizar el consumo de energía y debido al aumento de la competencia de la roca en los yacimientos (más duros, más abrasivos y granulometría más gruesa), la aplicación de los molinos de rodillos de alta presión (HPGR, por sus siglas en inglés) ha sido considerada en la etapa de trituración terciaria, ya

que éstos son energéticamente más eficientes y flexibles frente a los cambios de mineral (Morales, 2012).

Los equipos HPGR fueron inicialmente usados para moler escoria en la planta de cemento Readymix en Alemania. Una vez establecido el uso de HPGR en la industria del cemento, la industria minera comenzó a dirigir la atención para usarlos en los circuitos de trituración de minerales. Las primeras instalaciones fueron en minas de diamantes, seguidas de la industria del mineral de hierro (Dicke y Van Der Meer, 2008). El primer sistema HPGR a gran escala en la industria minera fue instalado en Cerro Verde en Perú en el 2006 (Vanderbeek *et al.*, 2006; Abouzeid y Fuerstenau, 2009).

Gens *et al.* (2008) proporcionaron datos cuantitativos sobre el beneficio de triturar la alimentación de *clínker* en un HPGR antes del molino de bolas. Reportando que la capacidad del circuito fue incrementada hasta 10% y la energía específica fue reducida hasta 9.1%.

Los molinos de rodillos de alta presión (HPGR) comprenden un par de rodillos contrarrotatorios montados en un robusto marco. Un rodillo debe fijarse al marco, mientras que el otro le permite flotar en carriles y se coloca con muelles neumohidráulicos, aplicando presión (10-150 bar) (Figura 16). La alimentación se introduce al espacio entre los rodillos y es comprimida por el mecanismo de rotura ínter-partícula. El rendimiento de fragmentación está determinado en gran medida por la presión ejercida por el sistema hidráulico en el rodillo flotante (Ballon-Bernedo, 2015).

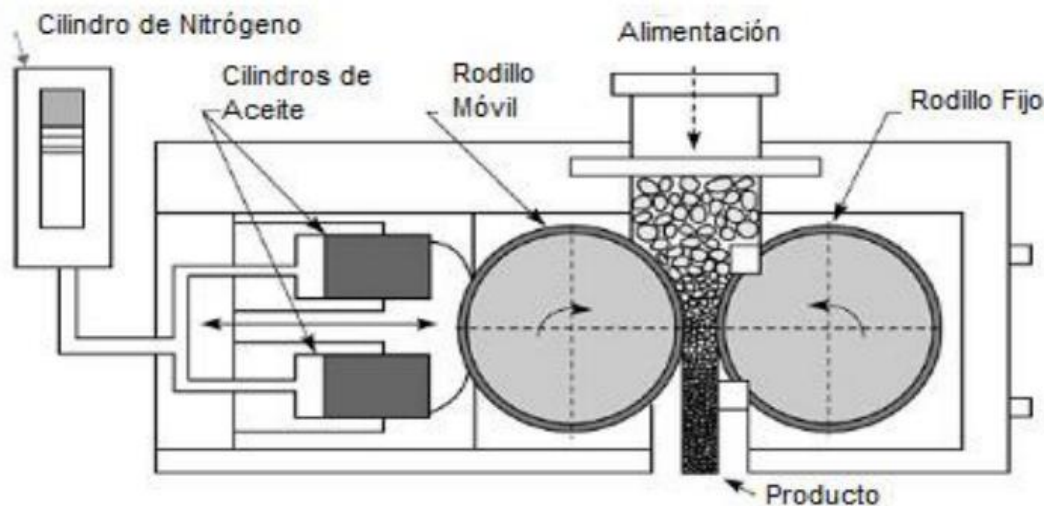


Figura 16. Esquema de un HPGR (tomado de Pávez, 2013).

Estos molinos rompen las partículas por compresión en una base de partículas empaquetadas creada entre los rodillos. El material del lecho es triturado por un mecanismo de ruptura inter-partícula. Es decir, las partículas son reducidas de tamaño por fuerzas de compresión entre ellas (Figura 17).

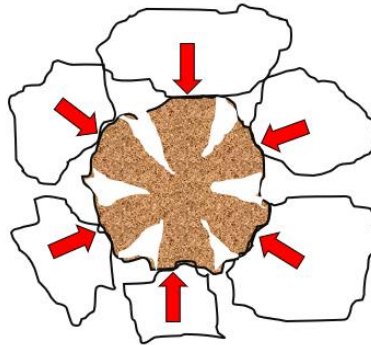


Figura 17. Gráfico mostrando ruptura inter- partícula producida en el lecho de partículas al interior de un HPGR (modificado de Cuevas-Castillo, 2017).

La ruptura inter-partícula es diferenciada de la ruptura por compresión de una sola partícula, debido que la primera genera microfisuras orientadas en todas direcciones por el efecto abrasivo partícula vs partícula (Pávez, 2013; Cuevas-Castillo, 2017).

1.4.3 Molienda

Una vez que el mineral ha alcanzado la granulometría deseada, con las sub-etapas de trituración este producto es reducido de tamaño por la etapa de molienda. Generalmente se habla de molienda cuando se tratan partículas de tamaños en la alimentación inferiores a 10 cm siendo el grado de desintegración mayor al de trituración, usualmente hasta alcanzar un producto de 0.009 cm (90 μ m). La molienda es una operación de reducción de tamaño de rocas y minerales de manera similar a la trituración, teniendo por objetivo liberar las especies minerales de interés económico para el proceso de beneficio; normalmente es efectuada en molinos de barras o molinos de bolas.

Los molinos son cilindros rotatorios horizontales forrados interiormente con materiales resistentes, cargados en un 30-45% de su volumen con barras o bolas de acero (Figura 18). Dentro de esta masa rotatoria de ejes y bolas, se alimenta continuamente el mineral fresco

proveniente de la etapa de trituración, la carga de retorno o carga circulante del hidrociclón y agua suficiente para formar la pulpa de mineral. Estos equipos funcionan por el principio de impacto y fricción logrando la reducción de tamaño cuando los medios de molienda característicos de este equipo (bolas o barras) impactan entre ellas y contra las partículas del material a fraccionar (Bravo-Gálvez, 2013; CarboSystem, 2021).

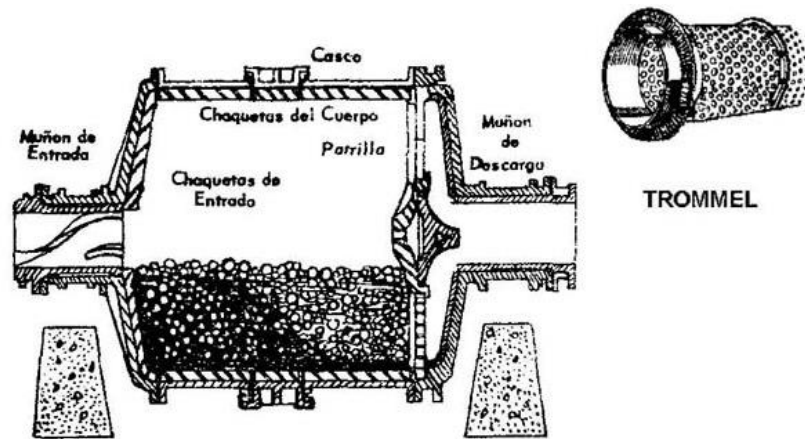


Figura 18. Esquema general de un molino de bolas mostrando sus principales componentes (tomado de Bravo-Gálvez, 2013).

Cuanto más fino se muele el mineral, mayor es el costo de molienda, siendo la más óptima aquella en la cual los productos alcanzan un tamaño de liberación y su recuperación es máxima, considerando el costo de energía y el retorno neto de los productos procesados.

Los productos obtenidos por molienda son más pequeños y de forma más regular que los surgidos de trituración.

1.5 Mecanismos de ruptura aplicados por los equipos de reducción de tamaño

Los equipos utilizados en las etapas de reducción de tamaño pueden ser clasificados de acuerdo con los mecanismos que aplican para fracturar partículas y estos pueden ser cuatro: impacto, compresión, abrasión y desgaste (Figura 19) (Lynch, 2015). El mecanismo de ruptura que predomina en un equipo HPGR es esencialmente la compresión, sin embargo, en el lecho interparticular de mineral que se forma entre los rodillos, el mecanismo de abrasión

con esfuerzos en paralelo genera un estallamiento de partículas el cual da origen a las partículas por debajo de los 100 μm . La abrasión con esfuerzos en paralelo ocurre cuando las partículas son frotadas con ellas mismas u otros materiales, generando esfuerzos de corte que promueven la fractura.

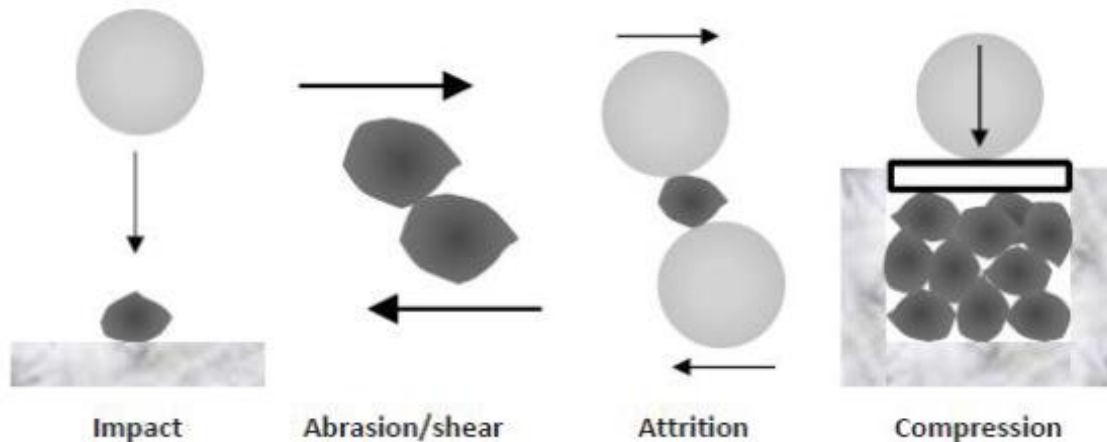


Figura 19. Esquema mostrando los mecanismos de ruptura de partículas. (tomado de Lynch, 2015).

Kwon *et al.*, (2012) construyeron un modelo para representar los comportamientos de las partículas y predecir las distribuciones del tamaño de los productos de rotura de carbón mediante una trituradora de doble rodillo. El concepto básico puede ser utilizado para una descripción del proceso simultáneo de rotura-aglomeración, que implica cambios en la forma de las partículas durante el proceso de aglomeración.

Por otro lado, Han *et al.* (2012) estudiaron las características de los productos de hematita triturada utilizando un HPGR y una trituradora de quijada convencional (JC), comparativamente mediante técnicas de cribado, microscopio óptico y microscopio electrónico de barrido (MEB), donde las principales propiedades investigadas fueron distribución del tamaño del producto, grietas generadas en las partículas, áreas de superficie específicas y volúmenes de poros. Dentro de sus resultados mostraron que en una operación de circuito cerrado con una abertura de criba de 3.2 mm, el HPGR y la JC dieron un P_{80} similar, pero el HPGR logró una distribución de tamaño más uniforme, mayor cantidad de finos y una mayor eficiencia de trituración. También, lograron identificar tres tipos de microfracturas generadas por los equipos de trituración los cuales son:

- a) **Microfracturas transgranulares:** generadas por ambos equipos de trituración, rompen la partícula atravesando una o más fases (de lado a lado) (Figura 20), aumentando significativamente el área superficial específica de las partículas.

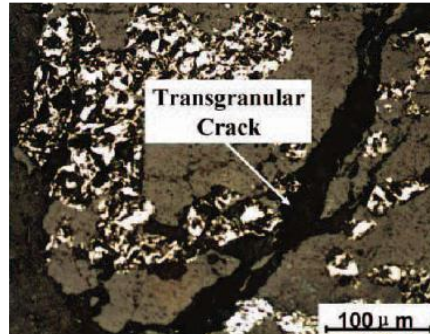


Figura 20. Imagen de microscopía óptica del producto de fracción de tamaño de un HPGR -3,2 + 2,0 mm, mostrando una microfractura de tipo transgranular (100x) (tomado de Han *et al.*, 2012).

- b) **Microfracturas intragranulares:** son las más comunes, generadas en todas las fracciones de tamaño de los productos de un HPGR y en menor grado en las fracciones gruesas de un equipo JC. Rompen la partícula de manera interna (Figura 21).

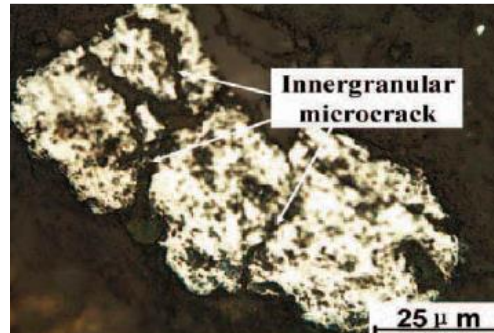


Figura 21. Imagen de microscopía óptica del producto de fracción de tamaño de un HPGR -0,18 +0,074 mm, mostrando microfracturas de tipo intragranular (100x) (tomado de Han *et al.*, 2012).

- c) **Microfracturas intergranulares:** son generadas principalmente en los productos de un HPGR, las cuales rompen la partícula por los bordes de contacto entre dos fases (partículas) (Figura 22).

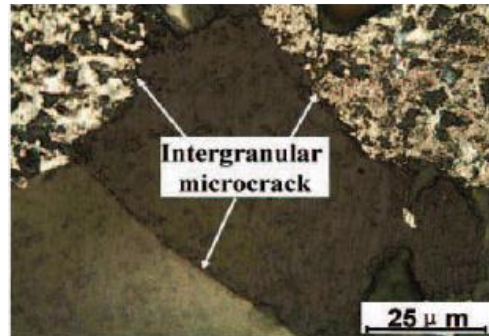


Figura 22. Imagen de microscopía óptica del producto de fracción de tamaño de un HPGR -2.0 +0.8 mm, mostrando microfracturas de tipo intergranulares (100x) (tomado de Han *et al.*, 2012).

Las fracturas transgranulares son originadas por rotura por cizallamiento. Las microfisuras intragranulares e intergranulares fueron generadas por el HPGR a través de dos formas principales de rotura no aleatoria: rotura preferencial y rotura interfacial, dependiendo de su capacidad respectiva para soportar tensiones cuando las fases minerales (partículas) se cargan una contra la otra.

En el desarrollo de este proyecto se lograron identificar tres modos de fracturas basándonos en la clasificación de (Han *et al.*, 2012) las cuales se muestran en el apartado **3.4 Caracterización de sulfuros, texturas y microfracturas.**

1.6 Ventajas de un HPGR vs trituradoras convencionales

El uso de la tecnología HPGR en circuitos de trituración, representa ciertas ventajas en comparación con una trituradora de cono o quijada convencionales. Principalmente permite la reducción de los costos de operación, producto del uso eficiente de la energía en el mecanismo de ruptura y en la reducción del *Work Index* (W_i) en la molienda de bolas, debido a la generación de microfracturas en la superficie de los minerales por contacto mineral-mineral o mineral-rodillo. También esta tecnología permite eliminar el gasto de medios de molienda que se tiene en la molienda SAG (Cuevas-Castillo, 2017).

La alimentación de un HPGR debe contener preferentemente un cierto grado de humedad, lo que le ayuda a generar una superficie autógena de desgaste competente. Por lo general, la molienda con HPGR facilita el procesamiento de minerales relativamente

húmedos. Abouzeid y Fuerstenau (2009) consideran la alimentación de un HPGR como una ventaja, dado que los constituyentes del alimento en minerales naturales varían en sus propiedades físicas, tales como dureza, plasticidad y fragilidad, afirmando que: “Las partículas minerales con alta dureza actúan como agentes de transferencia de energía en el espacio del rodillo y mejoran la molienda de partículas minerales más blandas en una alimentación mixta”.

La cantidad de energía consumida al emplear la tecnología HPGR es considerablemente menor que la consumida en otros procesos de molienda. Para la mayoría de los minerales el consumo específico de energía oscila entre 0-8 y 3.0 kWh/ton. Cuando se crea un vínculo con procesos posteriores se alcanzan reducciones generales de energía en los procesos de molienda de hasta 40% (Pávez, 2013). A diferencia de las operaciones con molino SAG, el HPGR puede manejar un cambio en la dureza del mineral, con poco efecto sobre el rendimiento de reducción de tamaño. El uso de un HPGR podría mejorar las recuperaciones por separación por gravedad, flotación y lixiviación (Maxton *et al.*, 2003) como resultado del aumento de la liberación de productos debido al microfracturamiento de partículas que ocurre predominantemente los bordes de las partículas bajo un estrés muy alto (Maxton *et al.*, 2003; Celik y Oner, 2006; García *et al.*, 2009, Cuevas-Castillo, 2017).

Liu *et al.*, (2017) estudiaron comparativamente las características de molienda del molino de bolas de los productos de hematita triturada utilizando un rodillo de molienda de alta presión (HPGR) y una trituradora de cono convencional. Observaron que los productos del HPGR eran triturados más rápido con la aparición más temprana de sobremolido de finos, concluyendo que el exceso de molienda debilitaba significativamente los productos gruesos debido a la filtración de finos.

1.7 Concentración de minerales por flotación

La flotación es un proceso selectivo de concentración metalúrgica que aprovecha las propiedades fisicoquímicas de las superficies de las partículas sólidas de diferentes minerales, previamente liberadas y contenidas dentro de una masa líquida (pulpa), que pueden ser separadas por efecto de la acción química de reactivos específicos y por la

formación de burbujas de aire. Los minerales adheridos a las burbujas se separan en forma de espuma mineralizada constituyendo el concentrado, mientras que los demás minerales se quedan en la pulpa y constituyen lo que conocemos como “colas” (López-Aburto, 2004; Coyla-Yanqui y Valdivia-Pérez, 2020).

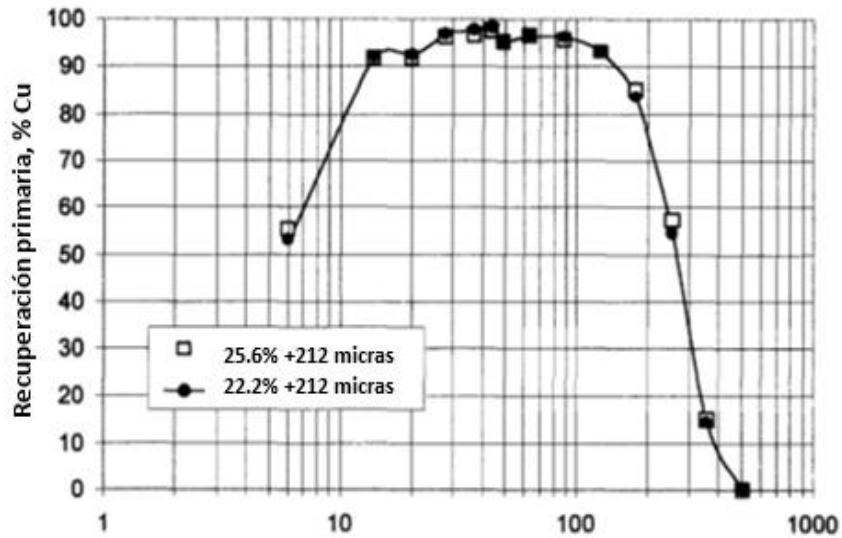


Figura 23. Gráfico mostrando efecto del tamaño de partícula en la recuperación de Cu por flotación (tomado y editado de Yianatos *et al.*, 2000).

En la literatura se pueden encontrar diversos trabajos que reportan el efecto del tamaño de partícula en la recuperación del mineral valioso. Wyslouzil *et al.* (2009) indican que la eficiencia del proceso de flotación se ve impactada negativamente cuando se opera en los extremos, es decir, moler a tamaño ultrafino tiene un efecto contraproducente para la flotación de minerales, pues empobrece la recuperación de la operación unitaria (Figura 23). Esto debe sumarse al costo energético que implica alcanzar un menor tamaño de partícula, por lo cual debe seleccionarse el tamaño de objetivo para el producto de molienda, de una manera muy cuidadosa. En general, se ha aceptado que la flotación tiene un buen desempeño para partículas con una granulometría entre 10 μm y 200 μm , siendo 180 μm una dimensión típica para flotación primaria (Rahman, *et al.*, 2012; Yianatos, *et al.*, 2000; Jameson, 2012; Díaz-Villena, 2017).

1.7.1 Celdas de flotación

Para lograr la concentración por flotación, se utilizan maquinas denominadas “celdas de flotación “. Hoy en día las celdas de flotación más conocidas y con mayor demanda en las plantas de tratamiento son la Cell-to Cell evolución de las celdas Denver Sub-A y la Fagergreen. Generalmente estas máquinas (Figura 24) están constituidas por una artesa o cuba larga (A), dividida transversalmente en un numero de compartimientos o celdas aproximadamente cuadradas. En el centro de cada celda y cerca del fondo se encuentra una bomba de aspiración constituida por un impulsor o rotor (C), montado en el extremo inferior de una flecha vertical (D) giratoria y de una parte estacionaria adyacente (estator) de forma apropiada (E). También cuentan con un tubo (F) que rodea a la flecha por la cual se va a succionar el aire (López-Aburto, 2004).

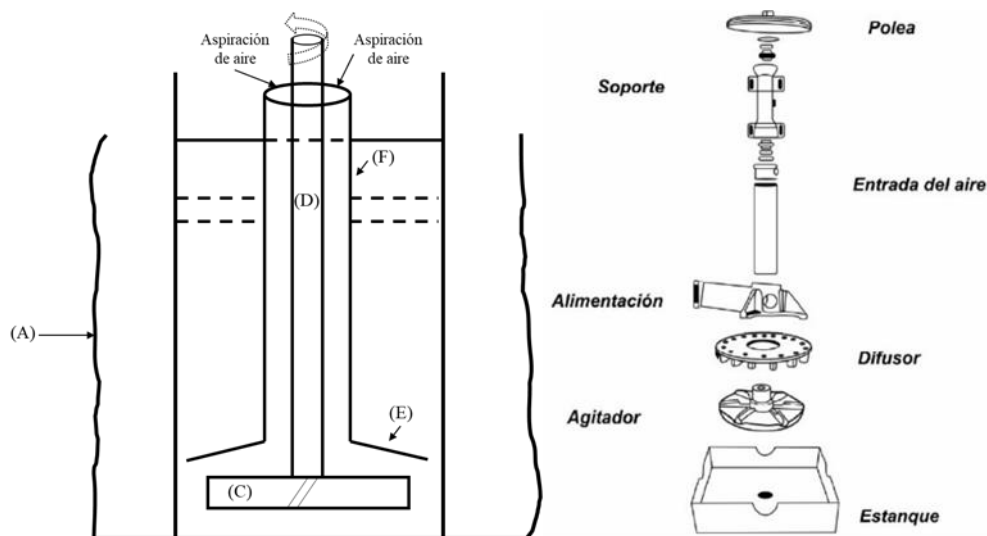


Figura 24. Esquema de una celda de flotación Denver-sub A (tomada y modificada de López-Aburto, 2004).

En una celda de flotación deben co-existir partículas de mineral, agua, espuma, burbujas y un sistema adecuado de agitación y homogenización de estos a través de los componentes mecánicos / eléctricos existentes en la celda (Metso: Outotec, 2021). En este tipo de celdas, la pulpa de alimentación es succionada a través de la tubería de entrada de la alimentación hacia el impulsor, al mismo tiempo el aire circula hacia la parte inferior de la tubería central, y se disgrega en pequeñas burbujas, en su paso hacia la zona más baja de agitación,

distribuyéndose en toda la pulpa. Las burbujas cargadas de mineral ascienden, cayendo por gravedad las partículas de ganga atrapadas mecánicamente. Estas burbujas forman una espuma en la superficie de la pulpa, la cual es rastrillada por las paletas rebosadoras y en algunos casos, solo se derrama por el labio de la celda para caer en el canal de concentrados (López-Aburto, 2004).

1.7.2 Flotación de cobre

La calcopirita es (CuFeS_2) es uno de los sulfuros metálicos de cobre más comunes e importantes, ya que constituye la mena principal de cobre (Montoya-Méndez, 2020). Presenta flotabilidad natural cuando su superficie no está oxidada (Fuerstenau *et al.*, 1985). Esta flotabilidad natural depende del potencial de oxidación y el pH en la pulpa (Cabrera-Tejeda, 2005).

Los colectores xantatos se emplean comúnmente en la flotación de minerales de cobre. Aunque son muy eficaces para una alta recuperación de sulfuros de cobre, tienen la desventaja de que no son muy selectivos; como alternativa se han desarrollado colectores más específicos para minerales de cobre, entre los que se encuentran los del tipo quelato, tales como los tionocarbamatos y la tiourea (Nagaraj, 1988). Estos colectores se caracterizan por tener una alta especificidad por el ion cobre (López-Valdivieso y Reyes-Bahena, 2005).

1.7.3 Flotación de molibdeno

Cerca del 99% de producción de molibdeno en el mundo es originada a partir de la molibdenita, la cual se encuentra en depósitos metálicos como sulfuros de cobre-molibdeno y en depósitos de wolframio-molibdeno-bismuto (Montoya-Méndez, 2020). La molibdenita (MoS_2) presenta flotabilidad natural, aunque aspectos relacionados con su tamaño y su estructura cristalina, afectan su recuperación en el proceso de flotación (López-Valdivieso y Reyes-Bahena, 2005). Cerca del 40 a 50% de la molibdenita, como subproducto se pierde en la flotación primaria de minerales de cobre tipo pórfidos, ya que el nivel de molienda y esquema de flotación se establecen principalmente para la recuperación de cobre y estas

condiciones no son necesariamente las adecuadas para la óptima flotación de molibdenita (Castro y Mayta, 1994).

En circuitos de flotación de cobre donde se recupera molibdenita, generalmente se adiciona cal, para ajustar el pH a altos valores con el fin de deprimir pirita. Castro y Mayta (1994) han demostrado que emplear espumantes mejoran la flotabilidad de MoS_2 , así como la cinética de flotación de partículas finas debido a que promueven la formación de burbujas de tamaños finos (10-50 μm).

1.7.4 Flotación *bulk* Cu-Mo

Generalmente existen dos tipos principales de flotación: flotación masiva o *bulk* y flotación selectiva. La flotación *bulk* es utilizada cuando se desea recuperar todas las especies flotables de un mineral en un solo concentrado y puede ser definida como un proceso fisicoquímico, para obtener dos o más productos en una flotación *rougher* (primaria) (López-Aburto, 2004). Los sulfuros, son una especie mineral que presenta propiedades hidrofóbicas por lo que son fácilmente flotables (Nguyen y Shulze, 2004).

El proceso de concentración por flotación de sulfuros de cobre y molibdeno consta de tres etapas básicas: **1)** reducción de tamaño del mineral, **2)** concentración por flotación *bulk* de Cu-Mo y **3)** separación selectiva de Mo (Montoya-Méndez, 2020).

En la flotación de sulfuros de pórfidos de cobre con contenidos importantes de molibdenita se flotan juntos los minerales de cobre y molibdeno para producir un concentrado *bulk* Cu-Mo. El esquema químico utiliza reactivos colectores como xantato o tionocarbamato, los cuales son útiles para flotar el cobre, así como un colector secundario que se elige de acuerdo con los minerales valiosos que también se deseen colectar (Bulatovic, 2007). Para la molibdenita, los colectores secundarios más comunes son del tipo hidrocarburo: el queroseno, gasóleo y aceite transformado, son los más ampliamente utilizados (Castro *et al.*, 2016).

El concentrado *bulk* puede contener impurezas como oro, plata, hierro, zinc y ganga no sulfurosa; para rechazar estas impurezas se utilizan diferentes tipos de depresores. En los

pórfidos de cobre la pirita representa la principal ganga metálica, comúnmente asociada a la calcopirita, galena, esfalerita, calcita, dolomita, marcasita, fluorita e incluso con oro, por lo que la separación de la pirita es deseable (Montoya-Méndez, 2020). La separación de pirita se logra a pH alcalino usando como reactivo CaO (cal), con cianuro de sodio, o mediante la modificación del potencial redox a través de un proceso de oxidación.

1.8 Modelos geometalúrgicos

La geometalurgia ha surgido como una ciencia capaz de mejorar los procesos de concentración de minerales a partir de información geológica del yacimiento, proporcionando datos cualitativos y cuantitativos que sean capaces de devolver una respuesta metalúrgica (Aragón-Escoto, 2018).

Dentro de esta disciplina se integra información de la geología, mineralogía y el procesamiento de minerales en un modelo, que pueda describir y/o predecir una respuesta metalúrgica, con el objetivo de maximizar el valor económico de un yacimiento.

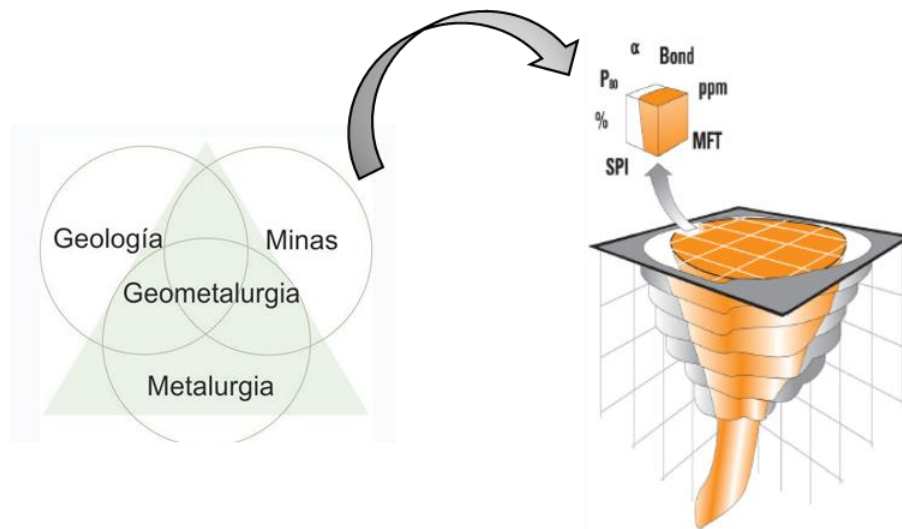


Figura 25. Esquema de un modelo geometalúrgico (tomado y modificado de SGS, 2007).

Para su desarrollo es necesario generar una base de datos geológicos obtenidos a partir de la selección muy cuidadosa de una serie de muestras representativas del yacimiento (cada una de estas muestras representara un bloque geometalúrgico), que puedan ser sometidas a

pruebas de beneficio para determinar los parámetros metalúrgicos, tales como leyes de alimentación, dureza, mineralogía, cinética de molienda, cinética de flotación, etc. (Figura 25), integrando los resultados mediante técnicas estadísticas para crear un modelo matemático y poder explicar la respuesta metalúrgica basada en las características geológicas del yacimiento; un modelo geometalúrgico puede cubrir la fenomenología de los minerales presentes contra el proceso de beneficio y/o puede ser empírico basado en estadísticas del proceso industrial (Dobby *et al.*, 2004; Bulled y McInnes, 2005; David 2007; Dunham y Van 2007; Lamberg, 2011 *in* García-Garnica, 2016; SGS, 2007).

Un bloque geometalúrgico es una porción tridimensional de mineral del yacimiento el cual debe ser caracterizado de modo tal que el rendimiento metalúrgico y su valor económico queden determinados mucho antes que el mineral entre a la planta (William, 2013). El conocimiento y control de la variabilidad del mineral de cabeza de los diferentes procesos productivos puede evitar significativas pérdidas, ya que se planea la explotación de la mina no solo por la leyes presentes en las menas de los yacimientos, si no que toma en cuenta las variables metalúrgicas, impactando positivamente en la recuperación, por lo tanto, en el valor del negocio. La geometalurgia puede aplicarse desde la etapa de exploración geológica, hasta la etapa del diseño y explotación de la mina, así como el diseño de la planta industrial. Por lo tanto, la elaboración de modelos geometalúrgicos es válida, factible y necesaria (Carrasco, 2001 *in* BSgrupo, 2018).

En los últimos años se han implementado modelos geometalúrgicos en diferentes áreas de procesos de concentración que pueden usarse para el diseño de plantas u optimización de procesos para maximizar el valor comercial de un mineral y para minimizar el impacto social y ambiental de las operaciones mineras. Varios investigadores han creado modelos dentro de un marco geometalúrgico; tales como Alruiz *et al.*, (2009) que modelaron un circuito de molienda del depósito mineral Rosario, el cual es un yacimiento tipo pórfido de cobre y molibdeno de la compañía Doña Inés (Chile), Sauzo *et al.*, que en 2010 modelaron la constante de velocidad de flotación del mismo yacimiento, así como, Hunt y *et al.*, (2012) que modelaron la información mineralógica y textural de muestras de núcleos de perforación del depósito de óxidos de Fe, Cu y Au de Prominent Hill IOCG (Australia).

2. Metodología experimental para la evaluación de parámetros de reducción de tamaño, consumo de energía y eficiencia en la concentración por flotación

2.1 Preparación de muestras minerales

Las muestras minerales consideradas para esta investigación académico-científica fueron proporcionadas por Grupo México, procedentes de la mina “La Caridad”. Corresponden al mineral de alimentación (AF) y a un producto de trituración ternaria (THPGR) procesado en un HPGR (Figura 26) marca MAGRO® *Semi Industrial Pressure Grinding Roll*, con rodillos de 0.95 m de diámetro y 0.35m de ancho, operando con una velocidad de 0.20 - 1.0 m/s y un tamaño de alimentación < 32 mm.

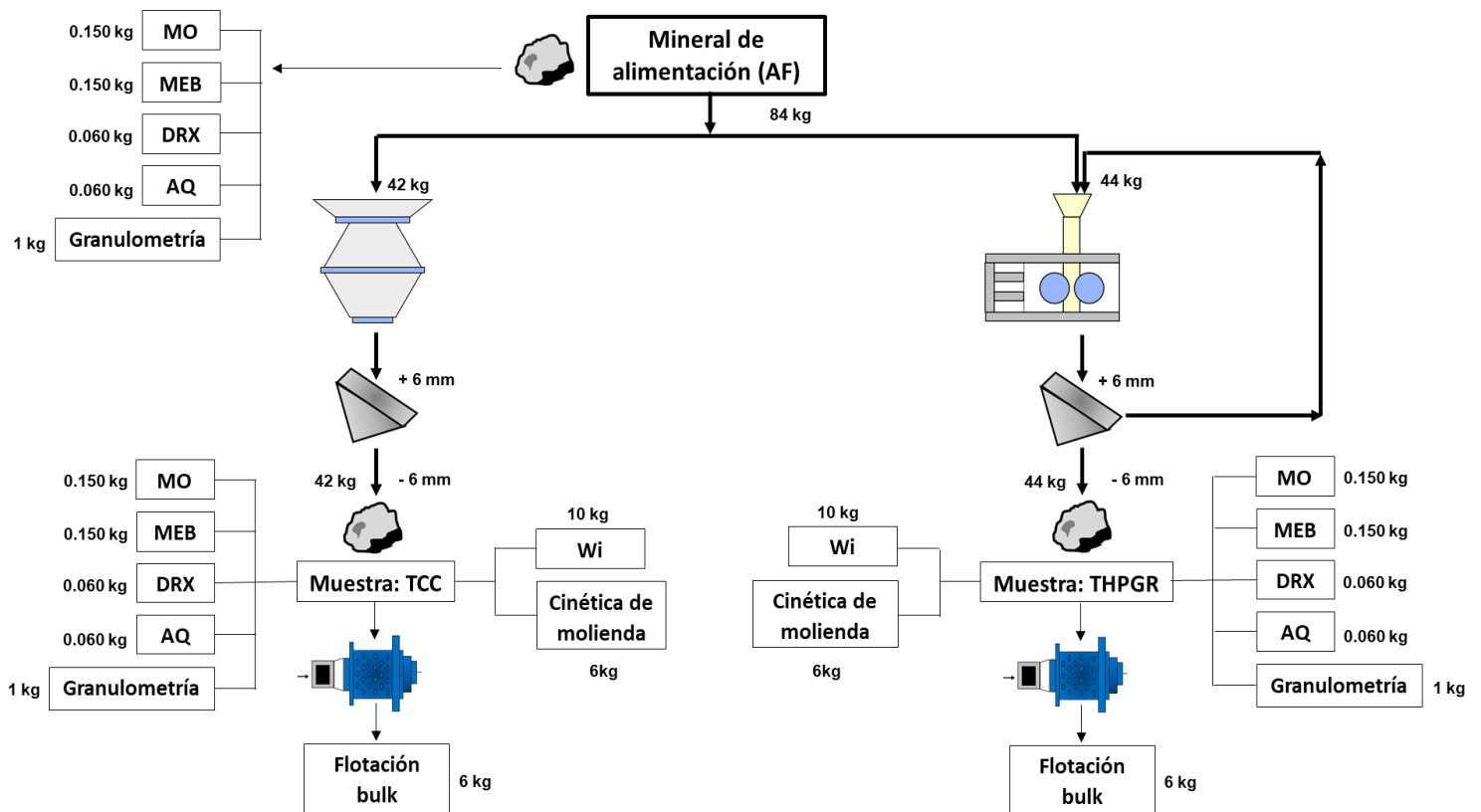


Figura 26. Diagrama de flujo mostrando los puntos de muestreo, así como peso y pruebas realizadas a cada muestra mineral. Clave: MO= Microscopía óptica, MEB= Microscopía electrónica de barrido, DRX= Difracción de rayos X, AQ= Análisis químico y W_i = Índice de trabajo de Bond.

Inicialmente la muestra **AF** fue homogenizada y cuartada por el método de “cono”; el cual consiste básicamente en formar un montículo de forma cónica (Figura 27 a), colectando la muestra con una pala y vaciándola desde el centro a los extremos en el área de trabajo marcada, haciendo un movimiento circular (tratando de evitar que el mineral sea acumulado en algún un extremo de dicho montículo). Este procedimiento debe ser repetido al menos tres veces para asegurar que las partículas fueron distribuidas correctamente y lograr una buena homogenización. Una vez formado el cono, es expandido con la ayuda de la pala hasta formar un círculo con un espesor de 2 - 3 cm (Figura 27 b); el cual debe ser dividido en cuatro partes. Para realizar el cuarteo es necesario coleccionar y separar dos partes extremas opuestas. Obteniendo así dos porciones iguales.

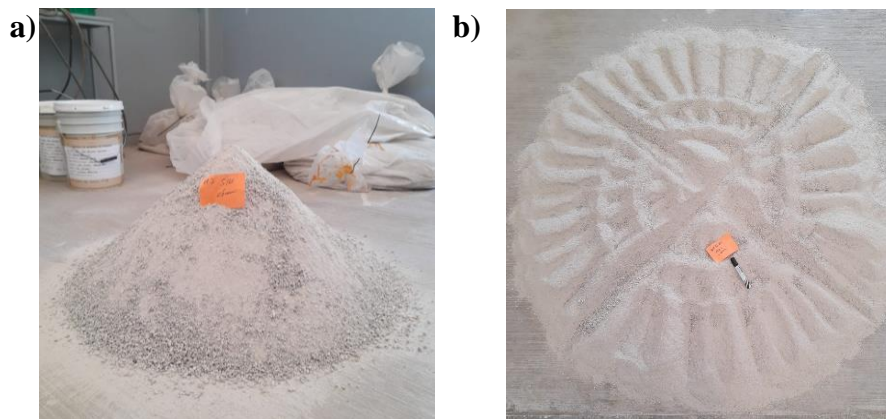


Figura 27. a) Montículo en forma de cono. **b)** "Torta" de mineral cuarteada, para muestrear.

Una porción (50%) de dicha muestra (AF) fue nuevamente homogenizada para obtener dos sub- muestras representativas de 0.150 kg para elaborar secciones delegadas y probetas, que posteriormente fueron analizadas con las técnicas de MEB y MO, dos muestras más de 0.060 kg para caracterizarlas químicamente y una de 1 kg para aplicarle un análisis granulométrico el resto de esta porción fue resguardada como testigo. El 50% restante de la muestra **AF** fue reducido de tamaño dentro del Laboratorio de Procesamiento de Minerales asegurando el 100% a - 6 mm, en una trituradora de cono marca Metso minerals®, modelo MARCY-GY-ROLL CRUSHER (Figura 28), con el objetivo de obtener una muestra (**TCC**) que pudiera ser evaluada comparativamente con la muestra producto de un HPGR.



Figura 28. Trituradora ternaria de cono convencional (CC).

Las muestras **THPGR** y **TCC** fueron homogenizadas y cuarteadas nuevamente por el método de cono, para obtener sub-muestras representativas utilizadas para el desarrollo del proceso experimental (Figura 29), el cual incluye una caracterización química elemental, una caracterización mineralógica y una caracterización metalúrgica. La sub-muestras tomadas se distribuyeron de la siguiente manera: dos de 0.150 kg para la elaboración de láminas delgadas y probetas, dos de 0.060kg para análisis químico y difracción de rayos X y una de 1 kg para aplicar un análisis granulométrico.



Figura 29. Diagrama de flujo del proceso experimental.

El resto de la muestra fue etiquetado y resguardado herméticamente en bolsas de plástico para obtener lotes de 1kg igualmente representativos, los cuales fueron utilizados posteriormente para efectuar las distintas pruebas metalúrgicas.

2.2 Caracterización química elemental

Es necesario analizar la composición química de la muestra, junto con la caracterización de minerales. Ya que este análisis permite predecir la calidad (la ley) del concentrado y/o explicar posibles pérdidas de elementos valiosos en los residuos de los procesos (Jones, 1987).

Los análisis químicos para cuantificar el contenido de elementos de interés y de castigo, fueron realizados para las muestras de cabeza (AF, THPGR y TCC), los productos de molienda (5 minutos, muestras THPGR y TCC) y los productos de las pruebas de flotación *bulk* (muestras THPGR y TCC), mediante espectrofotometría de absorción atómica. Las muestras se analizaron por Au, Ag, Pb, Cu, Zn, Fe, As, Sb y Mo, utilizando los Espectrómetros de Absorción Atómica Perkin Elmer® Analyst, modelo 3110 (Figura 30 a) y Varían® Spectr AA modelo 220 (Figura 30 b). Siendo el Cu y Mo los principales elementos de interés.

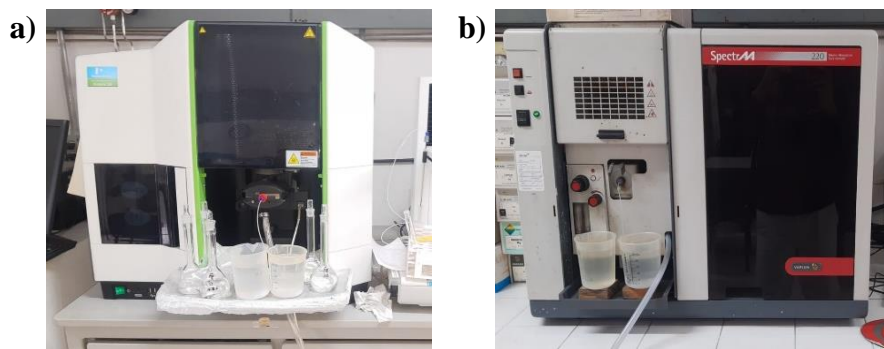


Figura 30. Equipos de Absorción Atómica. a) Perkin Elmer® Analyst, modelo 3110 b) Varían® Spectr AA modelo 220

Para efectuar este análisis son necesarios aproximadamente 20g de muestra representativa, es decir las muestras deben ser homogenizadas, cuarteadas y preparadas a -200 mallas (75 μ m). La disolución de las muestras se realizó por el método de agua regia con adición de ácido fluorhídrico y las determinaciones fueron realizadas por flama usando lámparas de cátodo hueco.

2.3 Caracterización mineralógica

La identificación de las especies minerales comenzó con un análisis geológico de muestra de mano* (Anexo I), describiendo propiedades de la unidad litológica tales como alteración, coloración, estructuras, minerales formadores de roca y minerales de mena (a simple vista y usando lupas 10x y 15x).

La caracterización mineralógica fue realizada usando las técnicas de microscopía óptica polarizada (MO), difracción de rayos X (DRX) y microscopía electrónica de barrido (MEB)

2.3.1 Microscopía Óptica Polarizada

A partir de las muestras de mano tomadas del mineral de alimentación (AF), y de los productos de trituración (THPGR y TCC) fueron elaboradas 6 secciones delgadas, las cuales se analizaron en un microscopio óptico de luz transmitida (LN = luz natural y LP = luz polarizada) y luz reflejada (LR), marca Nikon® Eclipse LV100N POL (Figura 31).

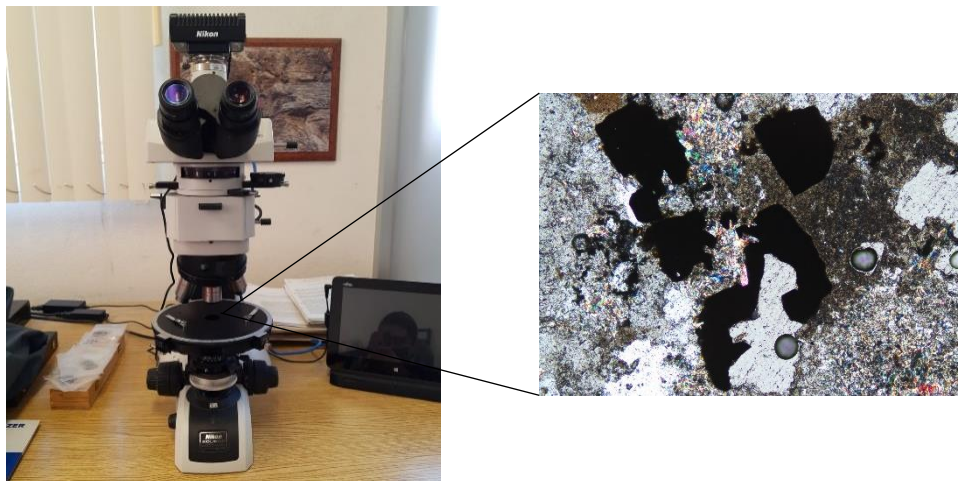


Figura 31. Microscopio óptico de luz transmitida y reflejada.

El análisis consistió en la descripción petrográfica y minerográfica de cada sección para determinar el tipo de roca con la que se trabajó y características tales como textura de la roca, mineralogía de mena: tipos de sulfuros (tamaño, forma y relaciones con minerales

***NOTA:** En Geología, se utiliza el termino de “muestra de mano” para referirse a toda aquella muestra que es tomada en campo *in situ* y que se considera representativa de la unidad litológica de estudio. Generalmente el tamaño convencional es de 5x8x10 cm (del tamaño del puño de la mano).

adyacentes), minerales de ganga, trazas, impurezas, así como alteración y planos de debilidad. La técnica de MO también permitió identificar y cuantificar las especies minerales de interés y ganga, en el análisis modal.

2.3.2 Difracción de Rayos X

Para corroborar la identificación de especies minerales realizada a las muestras AF, THPGR y TCC mediante la microscopía óptica; principalmente las de ganga y las mayoritarias (cristalinas > 4%), y para obtener datos semi-cuantitativos sobre la composición porcentual de los minerales que conforman la muestra problema fue aplicada la técnica de difracción de rayos X (DRX).

En esta técnica de caracterización las muestras deben ser preparadas a un tamaño de partícula menor a 400 mallas (-37 μm) y el polvo resultante es compactado sobre un portamuestra de vidrio (4 g), evitando orientaciones preferenciales. El equipo utilizado para este análisis fue un difractómetro de rayos X Bruker®. Modelo D8 Advance Davinci (Figura 32 a), operando bajo las siguientes condiciones: Voltaje: 40 kV, Intensidad: 35 mA, $2\Theta = 4^\circ - 90^\circ$, *step size* de 0.02, *time/step* = 0.3 s y tiempo total de prueba de 21 minutos. Los resultados obtenidos son representados en un espectro típico de DRX llamado difractograma (Figura 32 b), en el cual cada pico está asociado con un mineral detectado en la muestra.

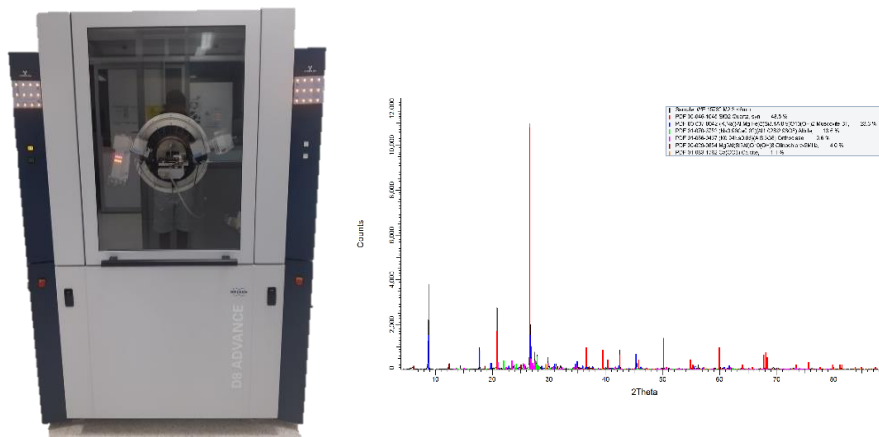


Figura 32. a) Difractómetro de rayos X. **b)** Espectro de difracción (Diffractograma).

2.3.3 Microscopia Electrónica de Barrido

La técnica de microscopia electrónica de barrido fue aplicada en dos etapas del proceso experimental.

- 1. Caracterización mineralógica de especies metálicas:** Para las muestras de cabeza (AF, THPGR y TCC), identificando especies sulfurosas difíciles de observar bajo un microscopio óptico, o difíciles de cuantificar con un análisis de difracción de rayos X. Así como su textura y tipo de intercrecimiento mineral.
- 2. Análisis modal:** Una vez que fue realizada la prueba de cinética de molienda, aplicada a los productos de 5 minutos de residencia en el molino de bolas de ambas muestras (THPGR y TCC), complementando la información obtenida con la MO. Clasificando y cuantificando partículas considerando tres factores principales, a) cantidad y modo de microfracturamiento (preferencial o aleatorio), b) textura del mineral (asociación) y c) cantidad y forma de área expuesta de los minerales portadores de cobre en relación con los minerales de ganga.

Para analizar las muestras fueron montadas en probetas usando resina epóxica y recubiertas con carbón para hacer su superficie en conductora. Se utilizó un microscopio electrónico de barrido JEOL® JSM-6610LUV, equipado con un detector de energía dispersiva de rayos X (EDS) marca FORD®, modelo X-Max (Figura 33).

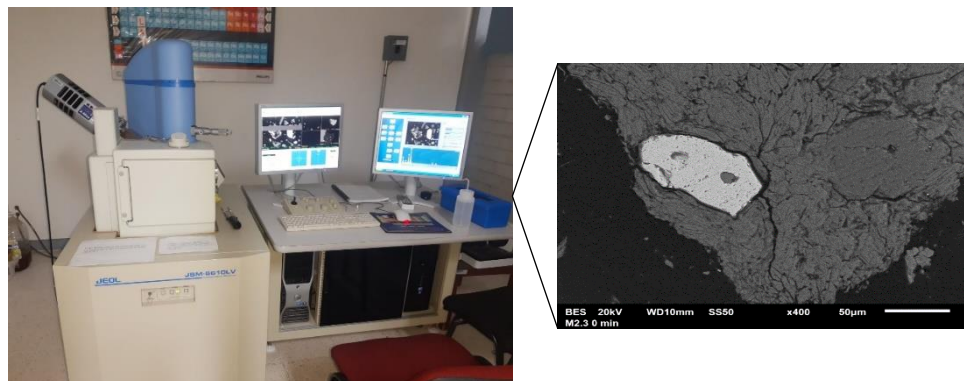


Figura 33. Microscopio Electrónico de Barrido JEOL JSM-6610LUV.

2.4 Análisis de tamaño de partícula

Los análisis de tamaño de partícula (análisis granulométrico) fueron aplicados a las muestras de cabeza, a los productos de las pruebas de W_i y los productos de la cinética de molienda (muestras AF, THPGR y TCC), mediante el cribado del mineral en tamices de malla secuenciada (Tyler®) y utilizando un RO-TAP® RX-29 (Figura 34); en donde el mineral no pasante (acumulado) en cada tamiz es pesado y registrado para generar curvas de distribución granulométricas.

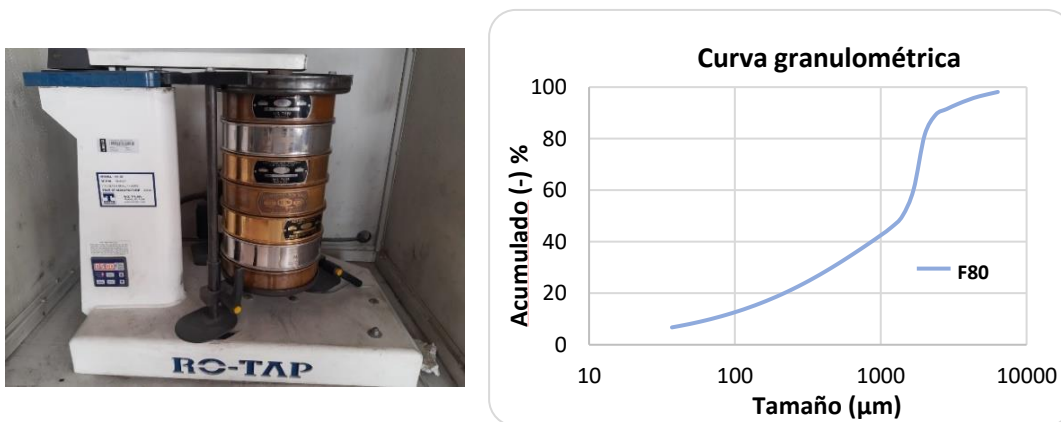


Figura 34. RO-TAP Tyler RX-29 y curva granulométrica.

2.5 Pruebas Metalúrgicas

2.5.1 Pruebas de W_i

Las pruebas de W_i (*Work index*) fueron realizadas para las muestras: THPGR y TCC, de manera experimental siguiendo la metodología de Bond (Apéndice II) y de manera teórica, con el objetivo de asociar el consumo de energía requerido para el rompimiento de las partículas minerales a un sistema de trituración determinado. Utilizando un molino estandarizado de Bond de marca Bico® modelo: 71636 (Figura 35); con dimensiones de 12” (0,305 m) de diámetro y 12” (0,305 m) de largo; y un collar de bolas estándar de laboratorio (Tabla 1).



Figura 35. Molino de Bond utilizado para realizar pruebas de W_i .

Tabla 1. Collar de bolas estándar de laboratorio para un molino de Bond.

<i>Molino de Bond</i>			
<i>Tamaño (in)</i>	<i>Peso (g)</i>	<i>No. de bolas</i>	<i>Peso total (kg)</i>
1 ½"	240.3	43	10.332
1 ¼"	130	67	8.710
1"	66.1	10	.661
¾"	27.7	71	1.924
5/8"	16.1	94	1.513

El cálculo de los valores de F_{80} y P_{80} se realizó por medio de un análisis granulométrico en seco, mediante el cribado del mineral en tamices de malla secuenciada (Tyler®) usando los tamaños: ¼, 4, 6, 10, 20, 40, 60, 80, 100, 140, 200, 270 y 325.

2.5.2 Cinética de molienda

Las pruebas de cinética de molienda fueron aplicadas a las muestras THPGR y TCC; con el objetivo de calcular el tiempo necesario para alcanzar un tamaño de partícula específico, (P_{80} 200 μm y 100 μm) requerido para exponer la mayor área de los minerales de cobre y molibdeno a los reactivos utilizados en la etapa de flotación.



Figura 36. Molino de bolas utilizado en las pruebas de cinetica de molienda.

Estas pruebas se realizaron con 1 kg de muestra mineral agregando 660 ml de agua (60% de solidos) a un molino de bolas (Figura 36), con dimensiones de: 20.5 cm de diámetro y 27 cm de largo y utilizando un collar de bolas estándar de laboratorio (Tabla 2).

Tabla 2. Collar de bolas estándar de laboratorio para un molino de bolas.

<i>Molino de bolas</i>	
<i>Tamaño (in)</i>	<i>No. de bolas</i>
1 ½"	10
1 ¼"	36
1"	54
¾"	21
5/8"	21
½"	30

Los tiempos de molienda fueron de 5, 10, 15, 20 y 25 minutos. Los productos de cada tiempo de molienda, así como el mineral de alimentación fueron cribados en húmedo, por los tamices 6, 10, 14, 18, 30, 40, 50, 60 80, 120, 170, 230 y 325 (Tyler®); cada fracción fue seca y pesada para generar una curva de distribución granulométrica en una hoja de cálculo de Molycop ®. Dichas graficas fueron analizadas para obtener una ecuación, que describa el comportamiento del mineral y permita calcular el tiempo requerido para alcanzar un P₈₀ específico.

2.5.3 Análisis modal

Consiste en un conteo de partículas (800 a 1000) por fracción de tamaño, en el cual se determinan los minerales de mena y los de ganga, así como su distribución, liberación absoluta (porcentaje de partículas libres de una especie mineral, respecto a toda la muestra en total) y relativa (porcentaje de partículas libres de una especie mineral, respecto a la cantidad total de dicha especie), así como asociaciones binarias y ternarias. Este análisis fue aplicado para los productos de molienda de 5 minutos, en cinco fracciones de tamaño (tratando de tener porcentajes de peso aproximados) de las muestras THPGR y TCC; los cuales fueron montados en probetas de resina epóxica y tratados con el apoyo de las técnicas de MO y MEB (Figura 37 a y b).

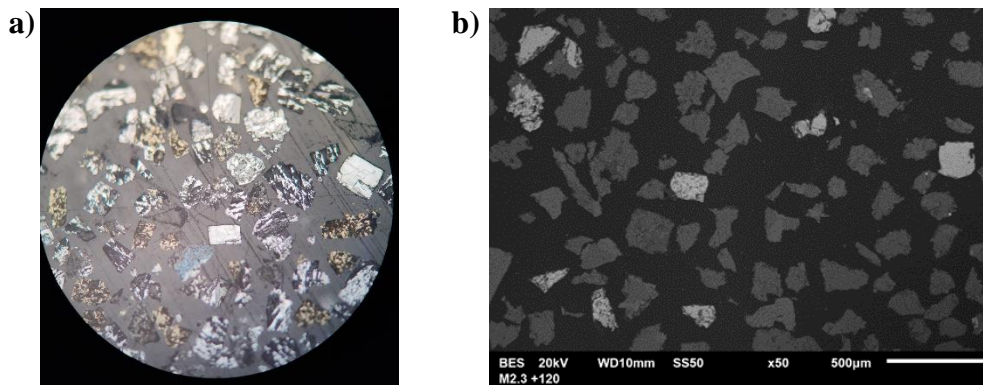


Figura 37. a) Campo visual de un MO, mostrando partículas minerales. b) Campo visual de un MEB, mostrando partículas minerales.

Los resultados permitieron determinar un tamaño de liberación óptimo y el cambio de textura y morfología de las partículas de cobre y molibdeno.

2.5.4 Flotación *bulk* Cu-Mo

Las pruebas de flotación realizadas para describir la recuperación de cobre y molibdeno en las muestras THPGR y TCC fueron desarrolladas en una celda de flotación Denver marca METSO® serie D12V-033 (Figura 38), con un recipiente de 4L, un flujo de aire por succión y una velocidad de agitación constante de 1100 rpm.



Figura 38. Celda de flotación Denver (METSO D12V-044).

El proceso se basó en un esquema estándar (Figura 39) proporcionado por la empresa (mina La Caridad) de la cual procede el mineral. Los parámetros con los que se efectuaron las pruebas fueron: celda tipo Denver con capacidad de 4 L, porcentaje de sólidos de 25%, agitación de 1100 rpm, $P_{80} \approx 200 \mu\text{m} / 100 \mu\text{m}$ y $\text{pH} = 11.8$. El cuadro de reactivos de igual manera se basó en la información proporcionada por la empresa, empleando “T-1018” como colector de Cu, “AP8944” como colector de Mo, “TNP-156” como modificador y “T100-50” como espumante. Para alcanzar el valor de pH requerido, fueron adicionados 3g de CaO en la etapa de molienda.

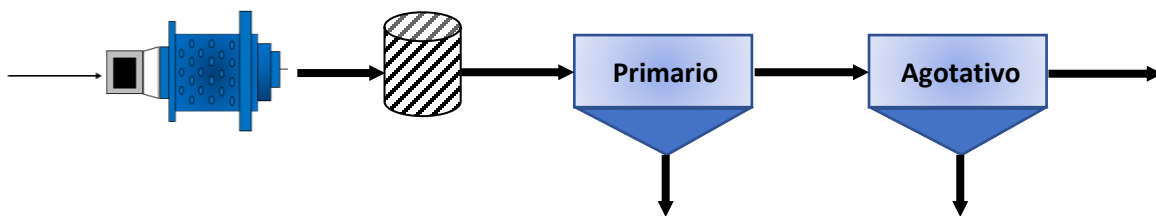


Figura 39. Diagrama de flujo de prueba de flotación para la obtención del concentrado *bulk* Cu-Mo.

Los reactivos fueron adicionados por medio de una jeringa, en 2 etapas:

1. Primario:

- Colector de Cu: T-1018 (17.82 g/ton)
 - Colector de Mo: AP8944 (19.6 g/ton)
 - Modificador: TNP-156 (4.91 g/ton)
 - Espumante: T100-50 (18.64 g/ton) - Acondicionamiento = 1 minuto.
- } Acondicionamiento = 1 minuto.

2. Agotativo:

- Colector de Cu: T-1018 (8.91 g/ton)
 - Colector de Mo: AP8944 (9.8 g/ton)
 - Espumante: T100-50 (9.32 g/ton)
- } Acondicionamiento = 1 minuto.
- Acondicionamiento = 1 minuto.

El tiempo de flotación para la etapa “primaria” fue de 4 minutos, con un promedio de 25 paleadas por minuto, usando una pala de acrílico para recolectar el concentrado, tratando de evitar un arrastre mecánico de partículas de ganga. Posteriormente fue interrumpido el flujo de aire, para adicionar los reactivos de la etapa de “agotativo”, una vez pasado el tiempo de acondicionamiento, se floto nuevamente durante otros 2 minutos. Al concluir la prueba de flotación, cada producto (concentrados y colas) fue filtrado individualmente, para después ser secados en un horno durante 24 horas. Cuando los productos estuvieron totalmente secos fueron pesados en una balanza, desgrumados, homogenizados y preparados para aplicarles un análisis químico por Cu, Fe y Mo, información necesaria para generar un balance metalúrgico global.

3. Resultados y Discusión

3.1 Composición química de cabeza

Los resultados del análisis químico se reportan en la Tabla 3, mostrando que las leyes de Cu varían 400 ppm de la más baja a la más alta, teniendo una ley promedio de 0.423%. Por su parte, el molibdeno vario 40 ppm de la más baja a la más alta, teniendo una ley promedio de 0.025%.

Tabla 3. Resultados de análisis químicos del mineral de cabeza.

<i>Análisis químico</i>						
	<i>Ag (ppm)</i>	<i>Pb (ppm)</i>	<i>Cu (ppm)</i>	<i>Zn (ppm)</i>	<i>Fe %</i>	<i>Mo (ppm)</i>
<i>AF</i>	8	51	4400	450	2.91	264
<i>THPGR</i>	8	46	4300	460	2.82	226
<i>TCC</i>	8	50	4000	450	2.62	266

3.2 Análisis petrográfico y minerográfico

Con el análisis petrográfico se determinó que la roca huésped, que contiene la mineralización se trata de una roca ígnea intrusiva, clasificada como pórfido riolítico, con base a su composición y características texturales (Anexo I).

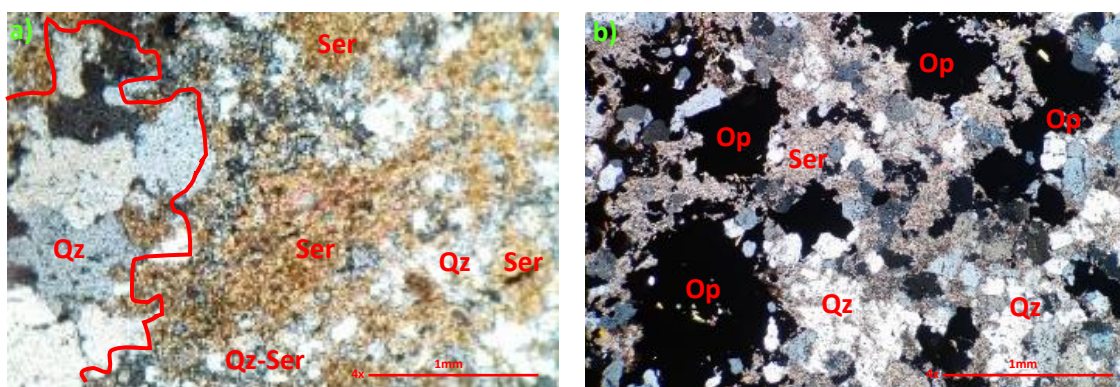


Figura 40. a) Agregado glomero-porfirítico de fenocristales de Qz (4x, LP). b) Fenocristales de Qz intercrecidos con microcristales de Qz-Ser (4x, LP).

Las principales especies minerales identificadas, tanto megascópicamente como microscópicamente, fueron: cuarzo (Qz) an-subhedral de color gris claro, principalmente

distribuidos en 2 poblaciones de tamaño: **a)** agregados glomero-porfiríticos de $\bar{x} = <0.4$ mm (Figura 40 a) y **b)** fenocristales de $\bar{x} = <0.3-1$ mm intercrecidos en una matriz de microcristales de Qz-Ser y arcillas (Figura 40 b), con una abundancia total de $\bar{x} = 32.3$ %.

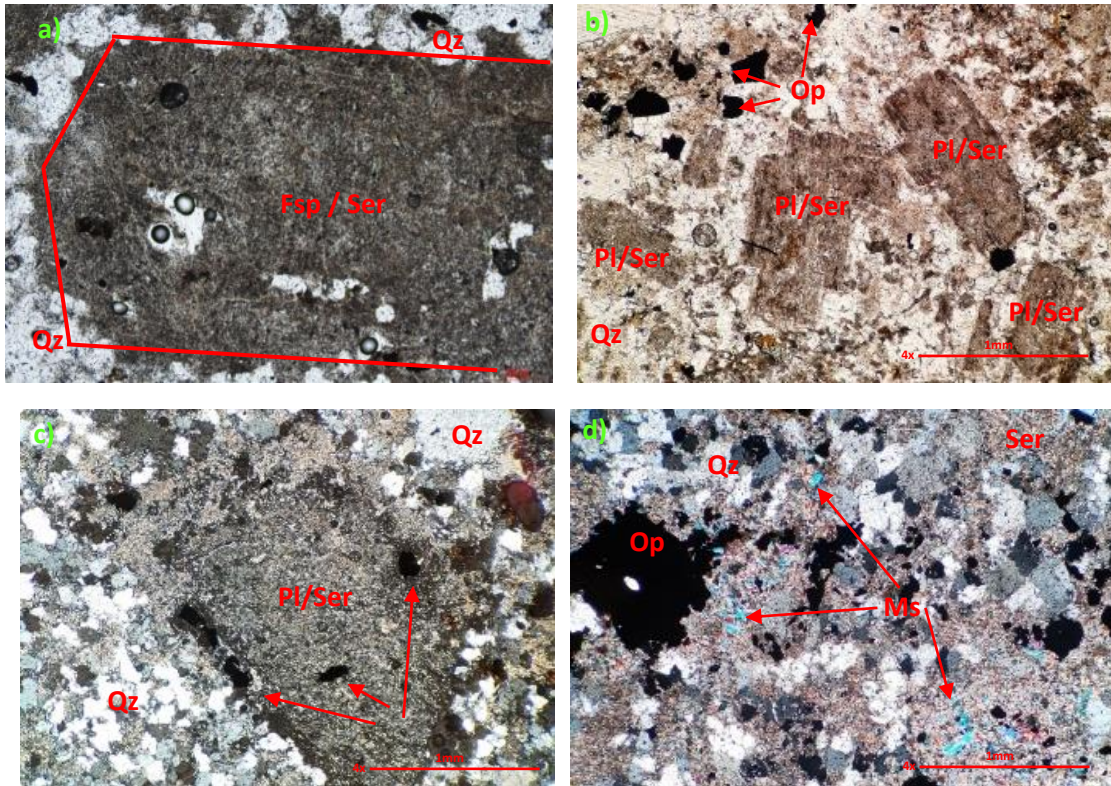


Figura 41. **a)** Fantasma de un fenocristal euhedral de Fsp reemplazado por Ser y arcillas, segregándose alrededor microcristales de Qz (5x, LP). **b)** Fantasma de fenocristales euhedrales de Pl alterados a Ser y arcillas (4x, LN). **c)** Microcristales de minerales opacos (Op) de $\bar{x}=0.2$ mm contenidos en un fantasma de un fenocristal de Pl (4x, LP). **d)** Microcristales subhedrales de Ms $\bar{x}= 0.1$ mm (color azul claro) (4x, LP).

Feldespatos alcalinos (Fsp) eh-subhedrales de color crema-rosado en muestra de mano y generalmente como “fantasmas” reemplazados parcial o totalmente por sericita bajo el microscopio (Figura 41 a) con una abundancia de 14%. Plagioclasas (Pl) an-sub-hedrales de color blanco-terroso (Figura 41 b y 41 c) con una abundancia de 13%; ambos de tamaño $\bar{x}=0.4-4.5$ mm, alterándose principalmente a sericita (Ser) y arcillas (caolinita). En menor proporción se identificó moscovita (Ms) (Figura 41 d).

Los sulfuros fueron identificados con el análisis minerográfico; encontrando principalmente pirita (Py) eh-subhedral de color amarillo brillante variando en tamaños desde 0.5 mm hasta 3 mm generalmente diseminada en la matriz de la roca huésped, aunque

también se presenta intercrecida en venas de Qz <1 mm (Figura 42 a y 42 b), con una abundancia total de 5%. Y calcopirita (Ccp) an-subhedral de color amarillo latón $\bar{x}=0.3\text{mm}$, diseminada en la matriz, asociada principalmente con la Py reemplazándola o en asociación binaria generando una textura en “emulsión” (la textura y asociación fueron identificadas bajo el microscopio óptico de luz reflejada -Figura 42 c y 42 d-), con una abundancia de 2%. En menor grado (trazas) se observaron cristales anhedrales de calcocita (Cct) de color azul marino metálico de 1mm (muestra de mano).

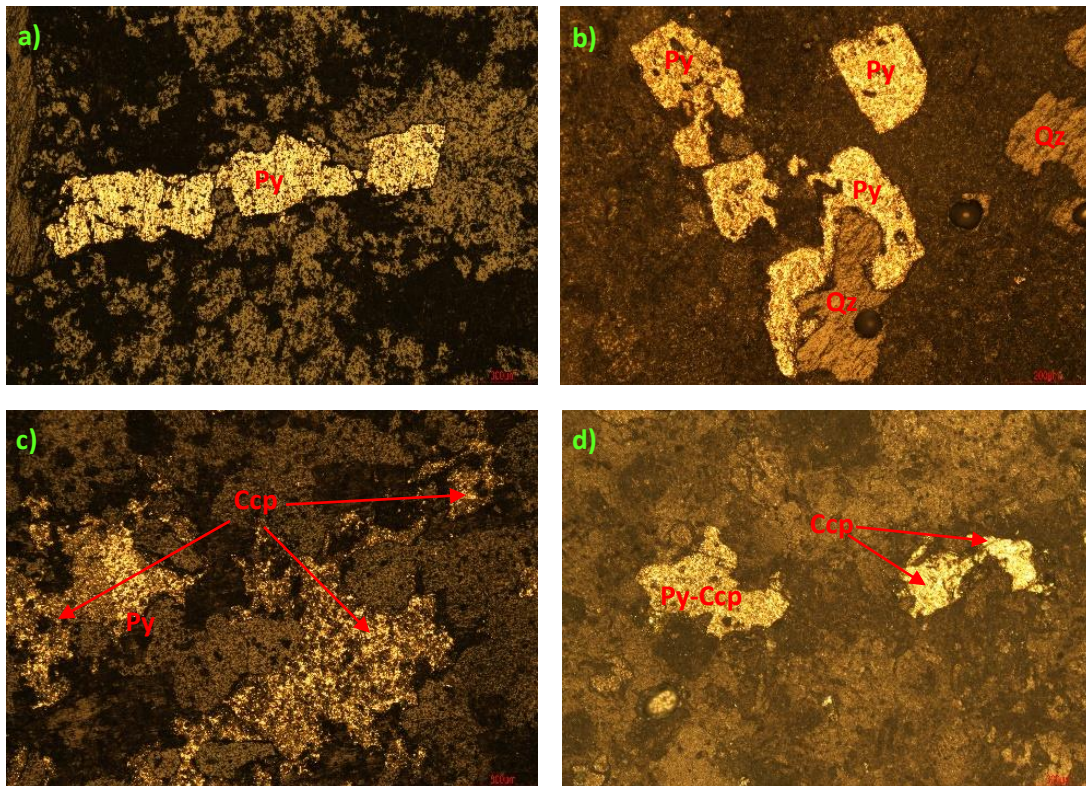


Figura 42. a) Microcristales subhedrales de Py contenidos en una vena tipo “A” de Qz microcristalino, con bordes bien definidos (5x, LR). b) Microcristales subhedrales de Py intercrecida con microcristales de Qz (10x, LR). c) Microcristales de Ccp reemplazando parcialmente a Py (5x, LR). d) Ccp diseminada en microcristales de Py (5x, LR).

La matriz de la roca es de grano fino, compuesta principalmente por microcristales de Qz, Ser, Fsp y Pl (Figura 43 a). Bajo el microscopio óptico, se identificó alteración hidrotermal argílica y sericitica con un grado de intensidad alto, de acuerdo con el arreglo de los minerales presentes en la roca. También se pudieron identificar venas tipo “A” (Sillitoe, 2010) de Qz granular + Py <1mm (Figura 43 b).

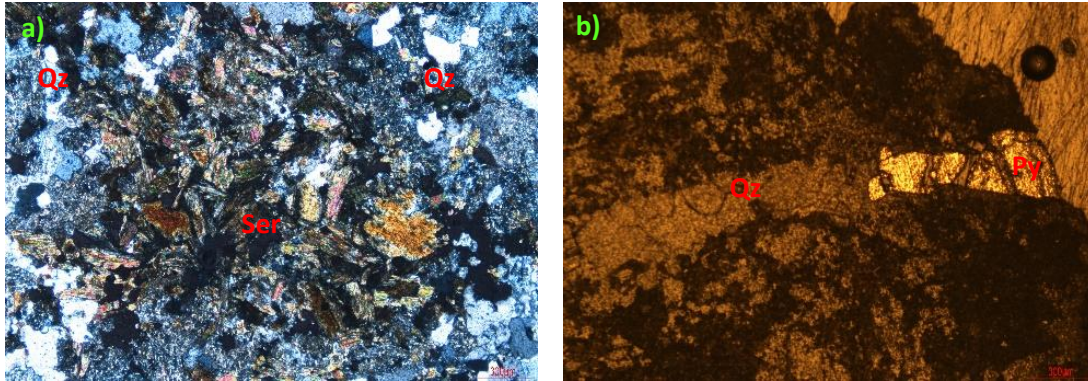


Figura 43. a) Matriz microcristalina compuesta principalmente de Qz-Sc (5x, LR). b) Vena de Qz granular y Py subhedral <1mm (5x, LR).

Las muestras analizadas presentan preferentemente una textura porfírica inequigranular, es decir, que está compuesta por fenocristales (cristales de mayor tamaño inmersos en una matriz micro o criptocristalina) de diferente tamaño. Aunque, también fue identificada textura porfírica seriada, es decir que está compuesta por fenocristales que gradan de tamaño (Anexo I).

3.3 Resultados de la Difracción de Rayos X

Con la difracción de rayos X se cuantificaron las especies minerales de ganga, siendo las más abundantes el cuarzo y sericita, esta última producto de alteración de feldespatos potásicos y plagioclasas como ortoclasa y albita. En menor proporción se cuantifico calcita, clinocloro, gehlenita, oakermanita, chamosita y caolinita (Tabla 4). Así como piritita representando la ganga sulfurosa (Tabla 4). Los resultados se presentan en los espectros de difracción, en donde cada pico es relacionado a una especie mineral (Figura 44, 45 y 46).

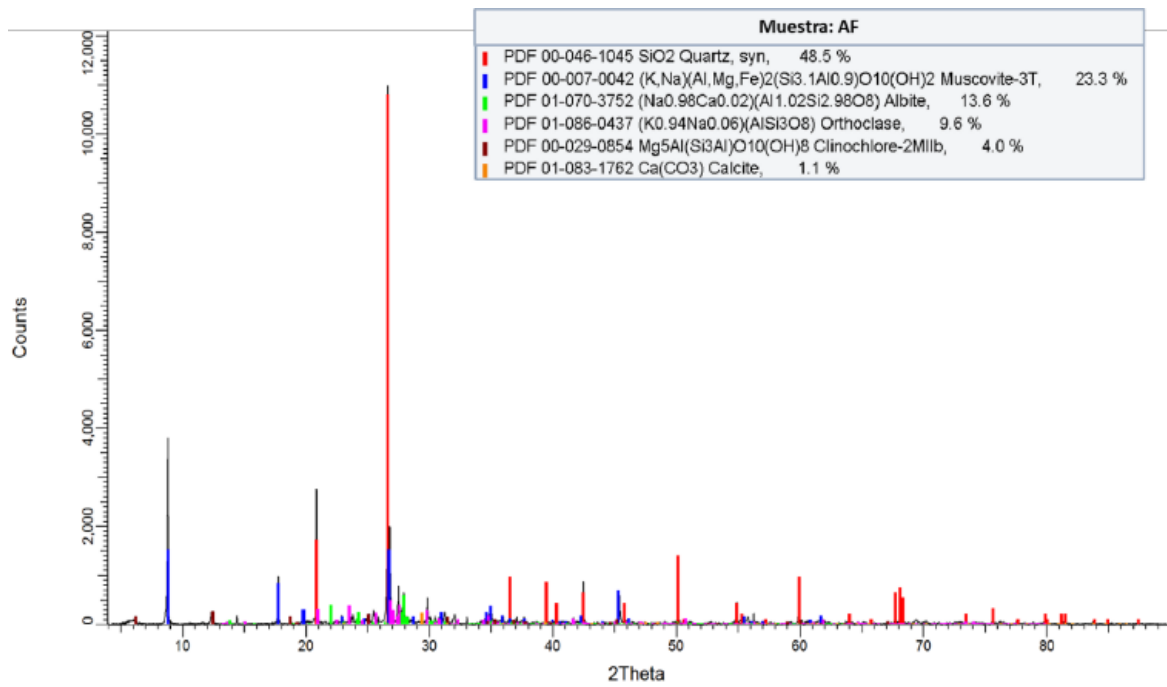


Figura 44. Espectro de difracción de rayos X de la muestra AF.

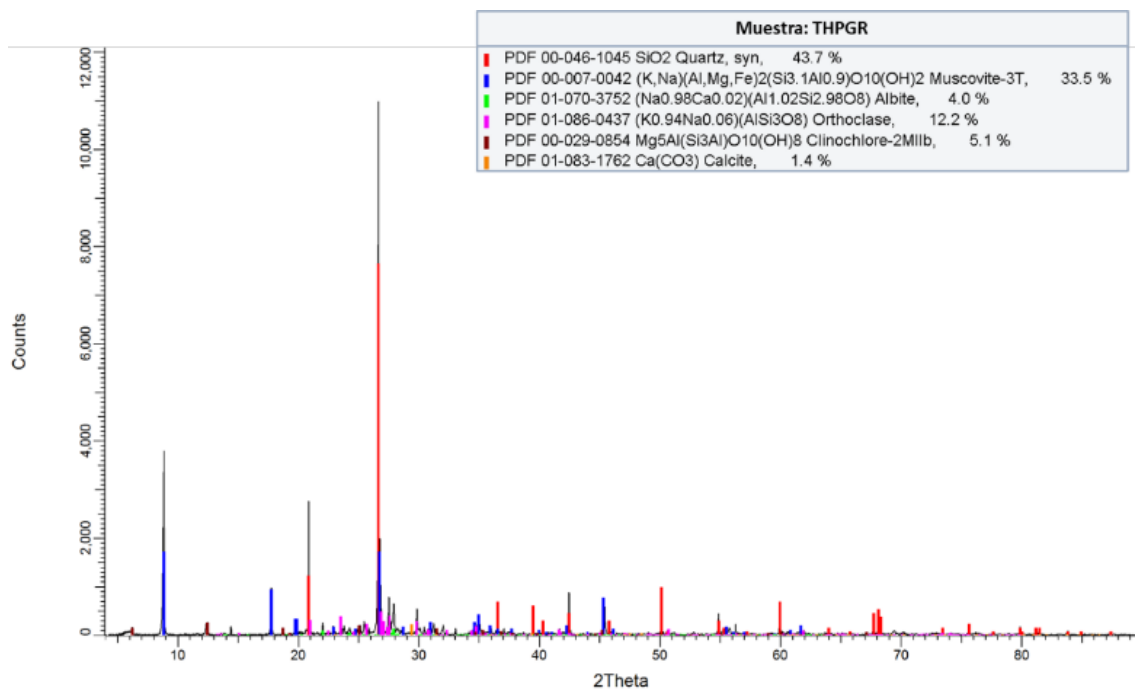


Figura 45. Espectro de difracción de rayos X de la muestra THPGR.

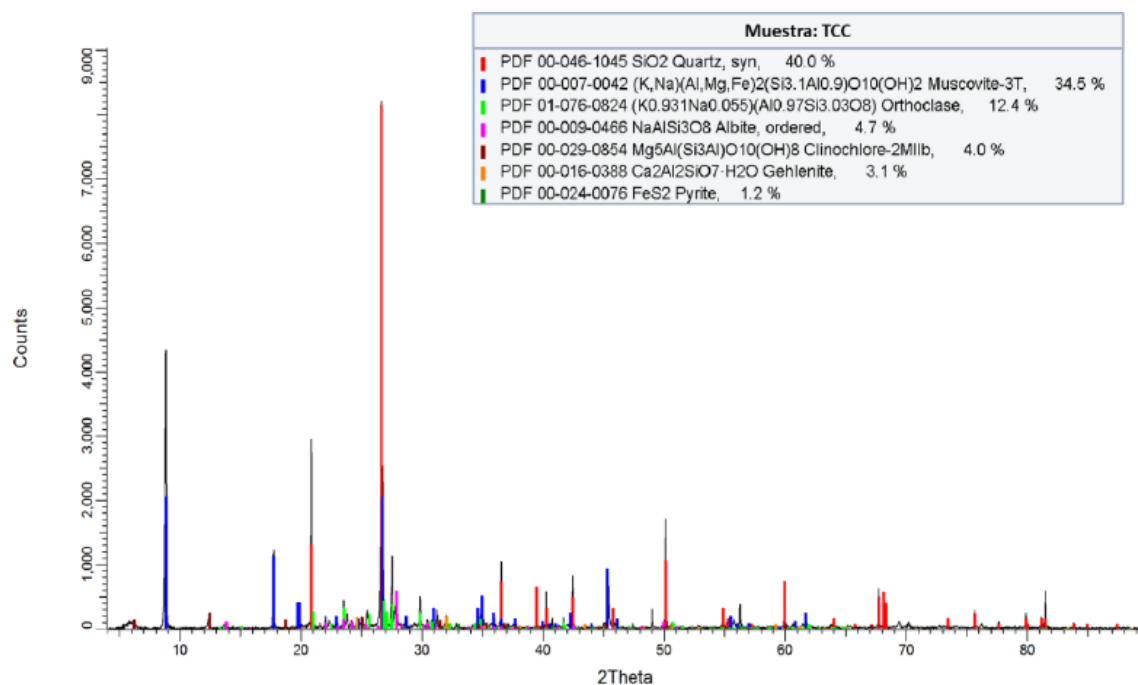


Figura 46. Espectro de difracción de rayos X de la muestra TCC.

Tabla 4. Composición mineralógica semicuantitativa de las muestras AF, THPGR y TCC calculada con la técnica de DRX.

<i>Mineral</i>	<i>Formula</i>	<i>Muestra</i>		
		<i>AF</i>	<i>THPGR</i>	<i>TCC</i>
Cuarzo	SiO ₂	48.5	43.7	40
Sericita	(K,Na)(Al,Mg,Fe)(AlSi ₃ O ₁₀)(OH) ₂	23.3	33.5	34.5
Ortoclase	KAlSi ₃ O ₈	9.6	12.2	12.4
Albita	NaAlSi ₃ O ₈	13.6	4	4.7
Calcita	CaCO ₃	1	1.4	-
Clinocloro	(Mg,Fe ²⁺) ₅ Al((OH) ₈ /AlSi ₃ O ₁₀)	4	5.1	4
Gehlenita	Ca ₂ Al(SiAl)O ₇	-	-	3.1
Pirita	FeS ₂	-	-	1.2

3.4 Caracterización de sulfuros, texturas y microfracturas

Conjuntando la información del análisis de MO, DRX y MEB se completó la caracterización mineralógica siendo la calcopirita (CuFeS_2) (Figura 47) y molibdenita (MoS_2) (Figura 48) las especies sulfuradas que contienen la mayor parte de los elementos de interés económico; generalmente se encuentran asociadas con partículas de pirita (FeS_2) (Figura 49) y ganga, presentando texturas binarias simples, ternarias complejas y en inclusión. También fueron detectadas en menor proporción partículas de galena (PbS) (Figura 50) y esfalerita (ZnS) (Figura 51) (Anexo II).

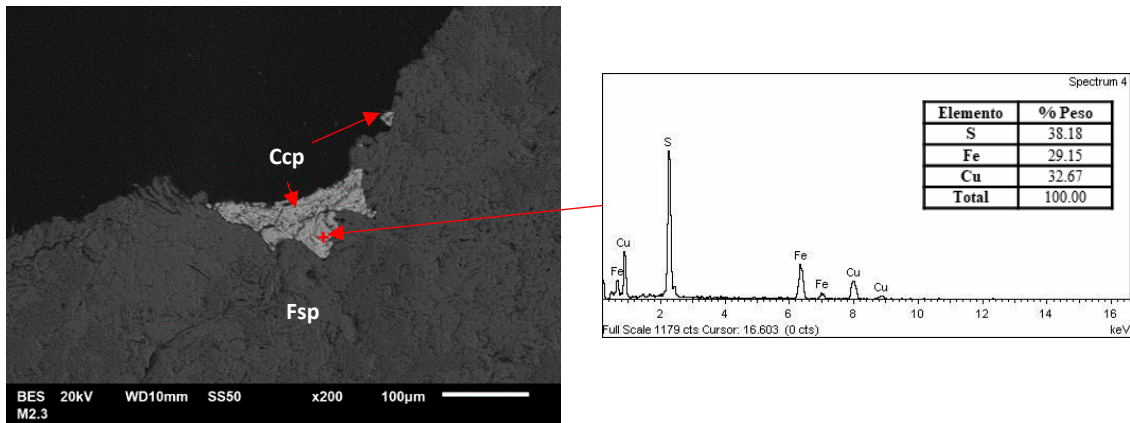


Figura 47. Partícula de Ccp en asociación binaria simple y su espectro EDS (+2000 µm).

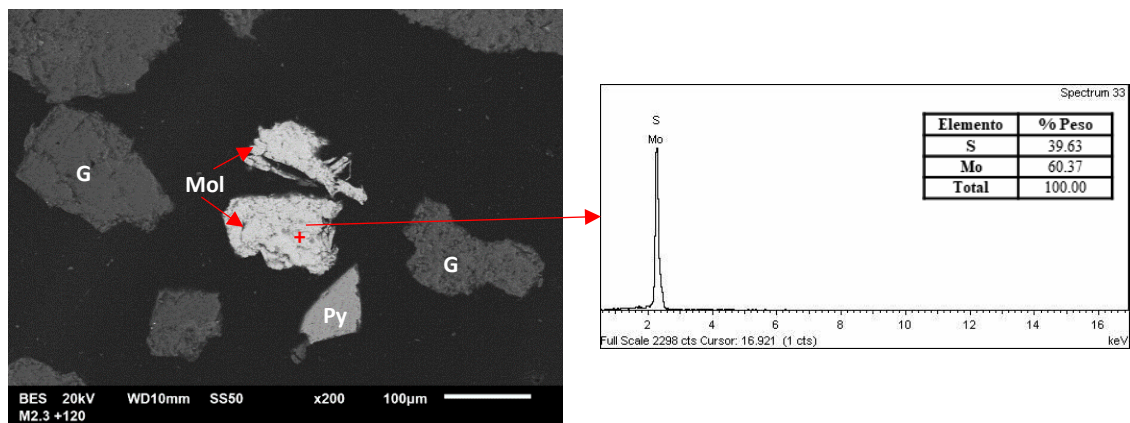


Figura 48. Partículas de Mol, Py y G libres y espectro EDS de la Mol (+125 µm).

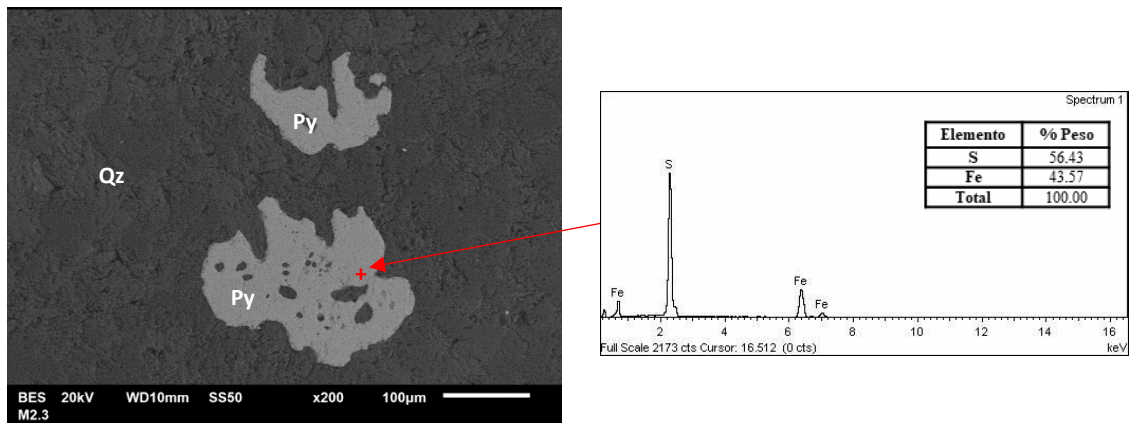


Figura 49. Partículas de Py ocluidas en una de Qz, presentando una asociación binaria compleja y su espectro EDS (+2000 μm).

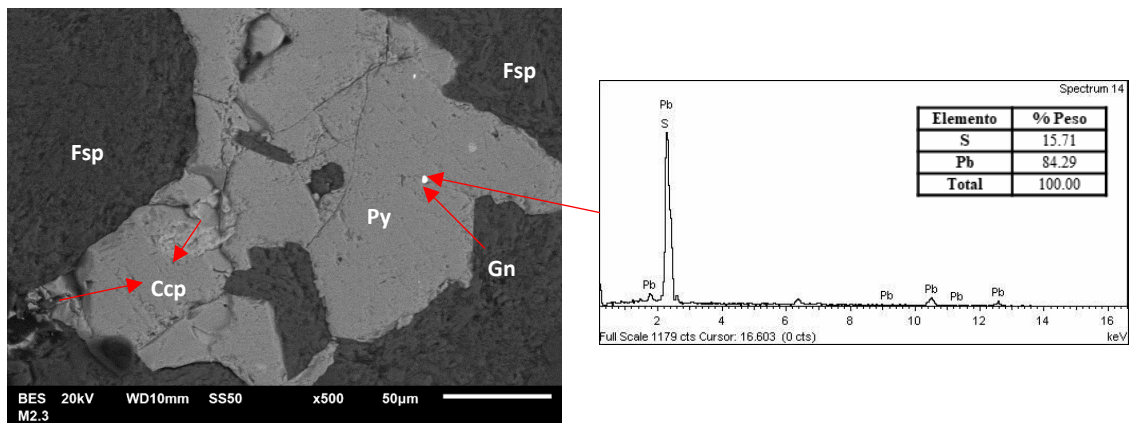


Figura 50. Partícula de Gn ocluida en una partícula de Py-Ccp, presentando una asociación ternaria compleja y espectro EDS de la Gn (+2000 μm).

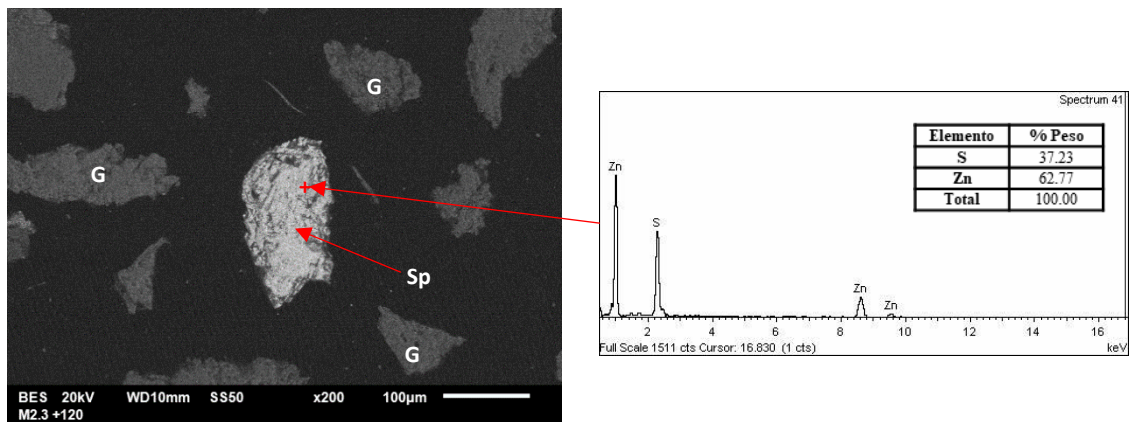


Figura 51. Partículas de Sp y G libres y espectro EDS de la Sp (+125 μm).

La técnica de microscopía electrónica de barrido también fue utilizada para caracterizar el tipo de microfracturamiento generado por cada equipo de trituración ternaria. Las microfracturas fueron identificadas y clasificadas de acuerdo con los trabajos de Han *et al.*, (2012); describiendo tres tipos principales:

- 1. Microfracturamiento transgranular en las muestras THPGR y TCC:** Generadas preferencialmente en las partículas de ganga (Qz, Fsp, Pl y Py). Estas microfracturas fragmentan las partículas de un borde a otro, en ocasiones atravesando varias fases (Figura 52 a y b).

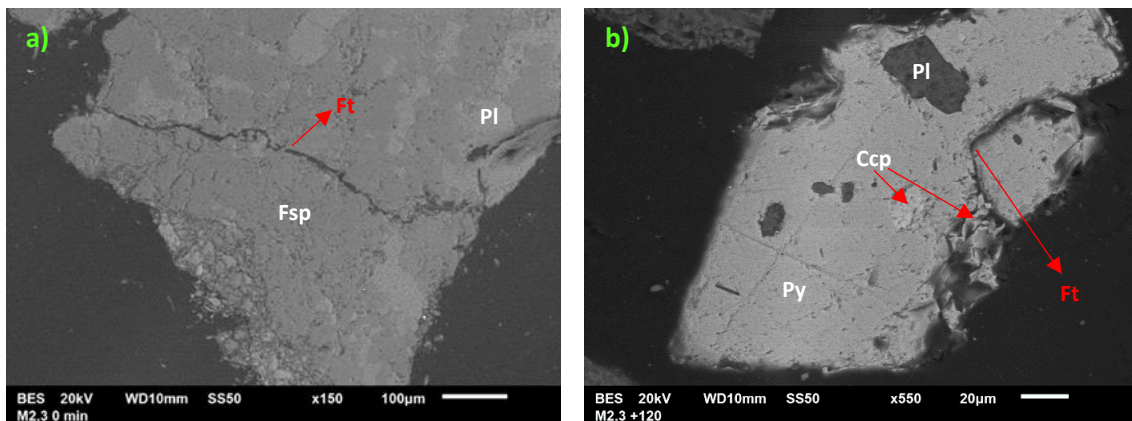


Figura 52. Fotomicrografías de microfracturas transgranulares (Ft). **a)** Microfractura transgranular en partícula de Fsp-Pl (2000 µm). **b)** Microfractura transgranular en partícula de Py-Ccp-Pl (125 µm).

Como se puede apreciar este tipo de fractura está presente solamente en las fracciones gruesas (-10 +120) de la muestra procesada por el equipo HPGR la cual supone la generación de partículas libres o con textura simple. Este tipo de textura se asocia principalmente a dos fases minerales las cuales en teoría pueden tener mayor recuperación en el proceso de flotación debido al contenido metálico y a el área superficial activa. Los productos triturados por TCC, no presentan este tipo de fractura.

- 2. Microfracturamiento intragranular en las muestras THPGR y TCC:** Generadas tanto en las partículas de mena, como en las de ganga. Estas microfracturas son las más comunes, fragmentan las partículas de manera interna, en ocasiones desde un borde y atravesando una o dos fases (Figura 53 a y b). Están presentes en los productos de la fracción gruesa y mediana (-10 +325) de ambos equipos de trituración

(HPGR y CC), sin embargo, se observan en mayor cantidad en un HPGR. Este tipo de fractura supone la generación de partículas con textura simple.

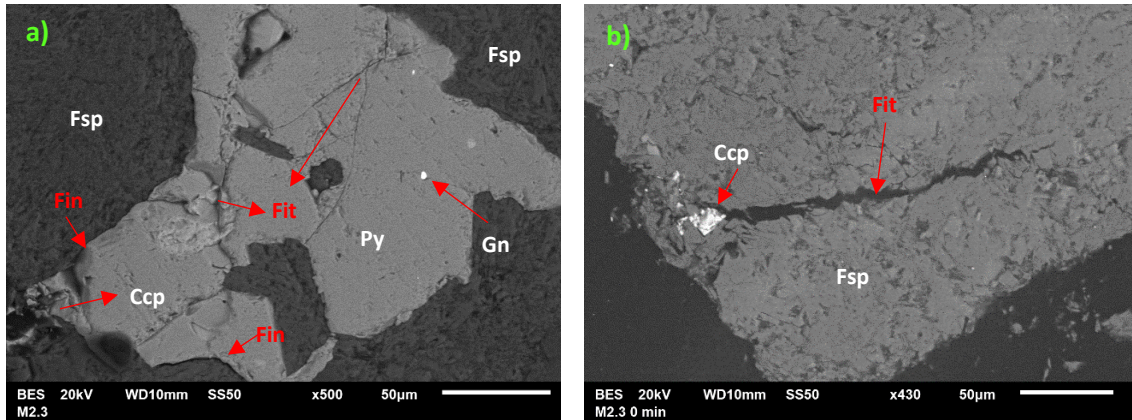


Figura 53. Fotomicrografías de microfrazas intragranulares (Fit). **a)** Microfracturas intergranulares (Fit) e intergranulares (Fin) en partícula de Py-Ccp (2000 µm). **b)** Microfractura intragranular en partícula de Fsp (2000 µm).

3. Microfracturamiento intergranular en las muestras THPGR: Son las microfrazas más importantes, ya que se generan a través de los bordes de las partículas (entre fase y fase) (Figura 54 a y b). Están presentes únicamente en los productos de un HPGR y supone la generación de partículas libres, las cuales en teoría deben tener mayor recuperación en el proceso de flotación debido a que el área superficial activa puede considerarse como el 100%.

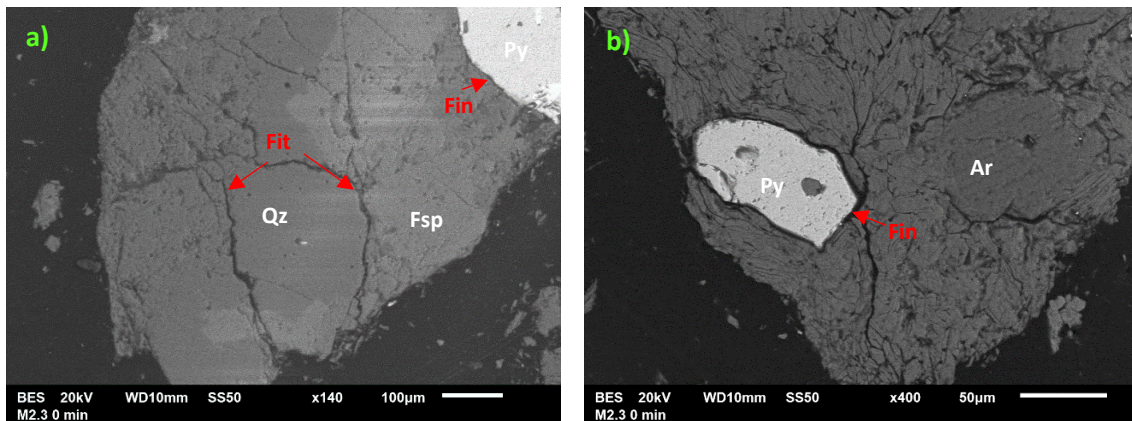


Figura 54. Fotomicrografías de microfrazas intergranulares (Fin). **a)** Microfractura intergranular (Fin) en los bordes de las fases de Fsp y Py. Y microfrazas intragranulares (Fit) en la partícula de Qz-Fsp (2000 µm). **b)** Microfractura intergranular en los bordes de las fases de Ar y la Py (2000 µm).

La muestra triturada por un HPGR presenta los tres tipos de microfracturamiento, en la mayoría de las partículas (80 % aproximadamente), así como bordes rectos “bien definidos”. Las microfracturas intergranular y transgranular fueron generadas preferencialmente en partículas de $-2000 \mu\text{m}$ a $+125 \mu\text{m}$ (cabeza); mientras que en partículas de menor tamaño ($-125 \mu\text{m}$ a $+37 \mu\text{m}$) predominaron las microfracturas intragranulares en menor cantidad. Sin embargo, la muestra triturada por un CC convencional presenta escasas microfracturas intragranulares únicamente en partículas gruesas (-2000 a $+297 \mu\text{m}$) y bordes “interdigitados” con un aspecto desgastado (Figura 55 a y b). En partículas de menor tamaño ($-297 \mu\text{m}$) no se observaron microfracturas y los bordes presentan un aspecto más suavizado.

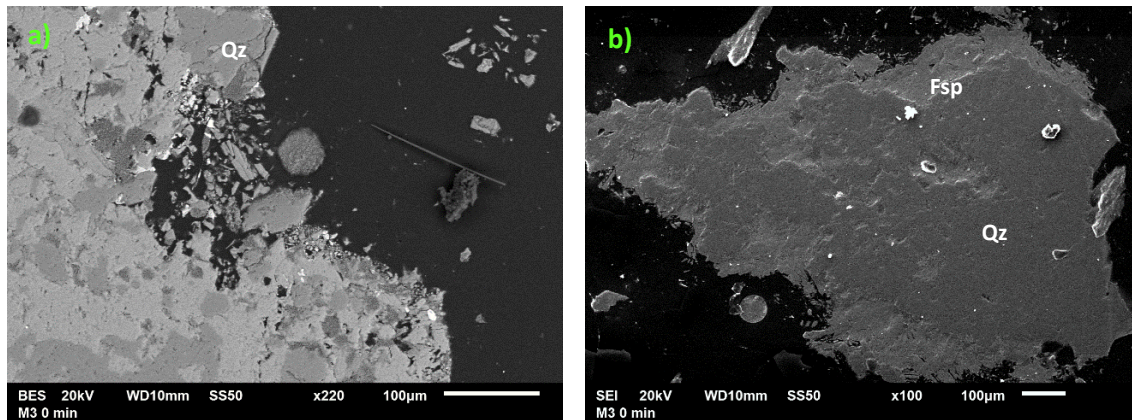


Figura 55. Fotomicrografías de partículas de Qz (a) y Qz-Fsp (b) con “bordes interdigitados” (SEI).

La textura de la roca que contiene la mineralización fue definida como porfirítica inequigranular, es decir, que está compuesta por fenocristales de distintos tamaños inmersos en una matriz criptocristalina. Considerando estas características texturales, es posible que un microfracturamiento preferencial (intergranular) sea generado en los bordes de las partículas minerales. Sin embargo, se observó que el microfracturamiento está gobernado por el equipo de trituración usado en la reducción de tamaño y es generado por el mecanismo de ruptura aplicado en cada equipo; siendo el HPGR el único equipo que genera un microfracturamiento preferencial en las partículas de ganga como Py, Qz, Fsp y Ser, en comparación de la CC. Concluyendo que para rocas ígneas con textura porfirítica el uso de un HPGR en la etapa de trituración promoverá un microfracturamiento tanto preferencial como aleatorio, impactando de manera favorable en la liberación de las especies minerales de interés, así como en la etapa de molienda y concentración por flotación.

3.5 Análisis granulométrico de las muestras de cabeza

Para validar la metodología propuesta en este trabajo de tesis ambas muestras fueron sometidas a una sola etapa de trituración en los distintos equipos (HPGR y CC). La muestra TCC fue fracturada en una trituradora de cono marca Metso minerals®, modelo MARCY-GY-ROLL CRUSHER, para obtener un tamaño de alimentación a molienda (F_{80}) de 2300 μm aproximadamente en ambos equipos. Estos productos se usaron para las pruebas de W_i de Bond, cinética de molienda y pruebas de flotación *bulk*.

El D_{80} de cada una de las muestras fue calculado mediante un análisis granulométrico y se encontró que el producto de trituración THPGR tenía un valor de 2278 μm (Figura 56) y el de la muestra de alimentación fresca usada en el circuito (AF) fue de 19456 μm . Esta muestra AF fue homogenizada por el método de cono y cuarteo para poder fracturarla mediante la quebradora de cono obteniendo un producto (P_{80}) de 2320 μm (Figura 56). En el gráfico se puede observar que, se logró obtener un P_{80} muy similar para ambas muestras, sin embargo, la distribución de tamaño de partícula es más amplia y uniforme en el productos del HPG. Es decir, este producto tiene una mayor variabilidad de tamaños, generando mayor cantidad de partículas finas, esto en comparación con el producto de la quebradora de cono (CC) (Anexo III).

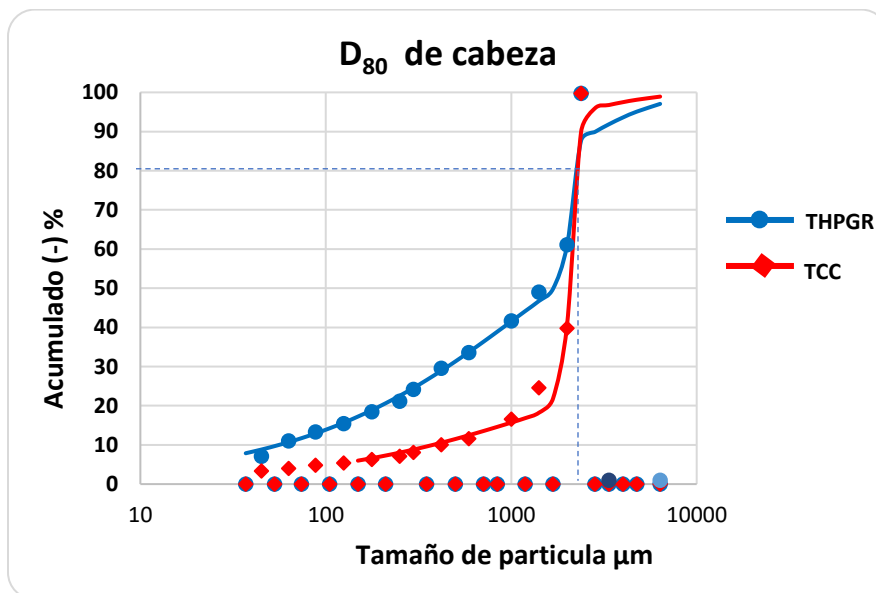


Figura 56. Curvas de distribución granulométricas de las muestras de cabeza THPGR y TCC.

3.6 Efecto del mecanismo de fractura usado en trituración en la moliendabilidad mediante el cálculo del W_i

El valor de W_i es un parámetro semi-empírico, ya que depende de la resistencia del mineral a la reducción de tamaño y al equipo utilizado para realizarla. Este valor es comúnmente utilizado para indicar la eficiencia de las maquinas en el proceso de reducción de tamaño, por lo que entre más alto sea este valor, más baja será la eficiencia del proceso y demandara mayor energía para llevarlo a cabo (Ojeda-Escamilla, *et al.*, S/F). Los valores de W_i de molienda para las muestras THPGR y TCC fueron calculados y se muestran en la Figura 57 y la Tabla 5, para la muestra THPGR este ensaye se realizó por triplicado de manera experimental utilizando la metodología de Bond para asegurar la confiabilidad de los resultados (Anexo IV); mientras que para la muestra TCC solo se realizó una vez.

Tabla 5. Resultados del cálculo experimental de W_i .

<i>Resumen W_i experimental</i>				
<i>Muestra</i>	<i>W_i (kWh/t)</i>	<i>F80</i>	<i>P80</i>	<i>Gbp</i>
THPGR 1	10.59	1949.84	144.48	2.79
THPGR 2	10.29	1990.42	148.47	2.94
THPGR 3	10.87	1979.70	147.33	2.74
TCC	13.83	1990.42	141.33	1.97

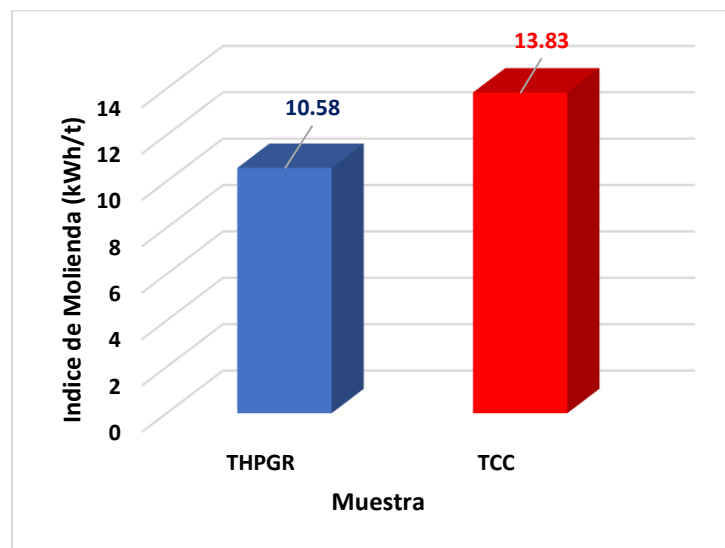


Figura 57. Comparación de los valores de moliendabilidad (W_i) de las muestras trituradas en un HPGR y una CC.

Las muestras THPGR 1, THPGR 2 y THPGR 3 denotan valores de 10.59, 10.29 y 10.87 kWh/t respectivamente, como se puede apreciar estos valores son muy aproximados y validan la metodología usada para medir la moliendabilidad. El promedio de la moliendabilidad del producto de trituración por HPGR de la muestras estudiada en este proyecto es de 10.58 kWh/t, sin embargo, esto contrasta con la muestra triturada por la quebradora de cono la cual tiene una moliendabilidad de 13.83 kWh/t mostrando una diferencia entre muestras de 3.3 kWh/t. Considerando esto es posible decir que moler el producto triturado por el equipo HPGR denota un menor consumo de energía por tonelada de mineral procesado, esto debido básicamente al tipo de mecanismo de fractura usado por este equipo (compresión y abrasión tangencial), el cual como se pudo apreciar en el punto 3.4 da origen a partículas donde se encuentran los tres tipos de microfracturamiento transgranular, intergranular e intragranular.

El valor de W_i también fue modelado tomando en cuenta valores reportados de W_i para diferentes muestras minerales. Para el cuarzo se ha establecido un W_i de 14.05 kWh/t (Errol, 1990 *in* García-Garnica), para feldespatos de 12.43 kWh/t y para filosilicatos de 13.6 kWh/t (Gent *et al.*, 2012; García-Garnica. 2016).

Con los resultados del análisis semicuantitativo porcentual obtenidos en el análisis por DRX y los valores de W_i reportados anteriormente; se utilizó la expresión:

$$TW_i = \sum_{m=0}^n T_m W_i \cdot x_m \quad (1)$$

propuesta por García-Garnica (2016), que relaciona la fracción porcentual de cada mineral y su índice de trabajo reportado; donde TW_i es el valor de W_i modelado mediante sus componentes, $T_m W_i$ es el valor de W_i reportado para cada mineral y x_m es el porcentaje en peso del mineral en la muestra (Figura 58 y Tabla 6).

Tabla 6. Resultados del cálculo modelado de W_i .

W_i	THPGR	TCC (kWh/t)
W_i teórico	13.61	13.58
W_i modelado	10.58	13.83
Desv. Estándar	1.94	0.18

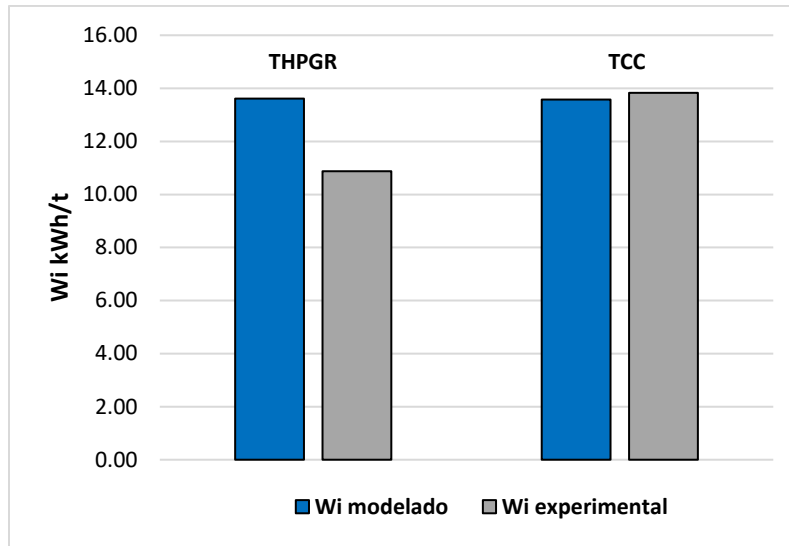


Figura 58. Comparación del valor de W_i modelado contra el experimental.

Los resultados indican que las muestras se encuentran en un rango de dureza medio para el caso de las trituradas con cono, mientras que para aquella triturada por HPGR se considera una dureza de clasificación baja. Con esto podemos concluir que, para la unidad litológica analizada en este trabajo de tesis, los consumos de energía dependerán directamente del mecanismo de fractura asociada a los equipos de trituración HPGR o CC. Siendo la quebradora HPGR aquella cuyos mecanismos de fractura logran tener un consumo de energía menor (3.3 kWh/t de diferencia). Este ahorro de energía es totalmente atribuido a la eficiencia del método de trituración.

Habiendo usado el modelo propuesto por García-Garnica (Ecuación 1) se obtuvo como resultado un valor de W_i similar para las muestras estudiadas (13.61 kWh/t THPGR y 13.58 kWh/t TCC), esto debido a que este método de cálculo se basa considerando la composición mineralógica. Para este caso tanto la muestra THPGR y TCC tienen prácticamente la misma composición por lo cual, estos resultados solo sirven para validar una correcta caracterización mineralógica y no reflejen el tipo de mecanismo usado para fracturarlos. Por lo tanto, con esto se puede concluir que el W_i experimental está gobernado por el mecanismo de fractura y no por la composición mineralógica.

3.7 Efecto del mecanismo de trituración (CC vs HPGR) en la molienda convencional de bolas

Para evaluar la cantidad de partículas que han alcanzado el tamaño de liberación del Cu y Mo, así como el cálculo de tiempo de residencia dentro del molino, se realizaron pruebas cinéticas de molienda considerando tiempos de 5, 10, 15, 20 y 25 minutos (Anexo V); se considera que el producto de la molienda debe tener un P_{80} de 200 μm para las muestras THPGR y TCC esto debido a que el método de concentración propuesto es por flotación. En la Tabla 7 se presentan los resultados del valor de P_{80} asignado a cada tiempo de molienda.

Tabla 7. P_{80} obtenido en diferentes tiempos de molienda para las muestras THPGR y TCC.

<i>Resumen de cinética de molienda</i>							
<i>Muestra</i>	<i>Min.</i>	<i>0</i>	<i>5</i>	<i>10</i>	<i>15</i>	<i>20</i>	<i>25</i>
<i>THPGR</i>	<i>P80 (μm)</i>	2280.9	1513.6	191.99	93	65	49
<i>TCC</i>	<i>P80 (μm)</i>	2320.8	2298.8	680.02	143	71	64

El grafico presentado a continuación (Figura 59) muestra un ajuste polinomial de orden 5 que relaciona el P_{80} obtenido con el tiempo de molienda. A partir de este se obtuvieron dos ecuaciones, con un ajuste de $R^2 = 0.989$; las cuales permitieron calcular el tiempo de molienda requerido para obtener un P_{80} de 100 μm y 200 μm .

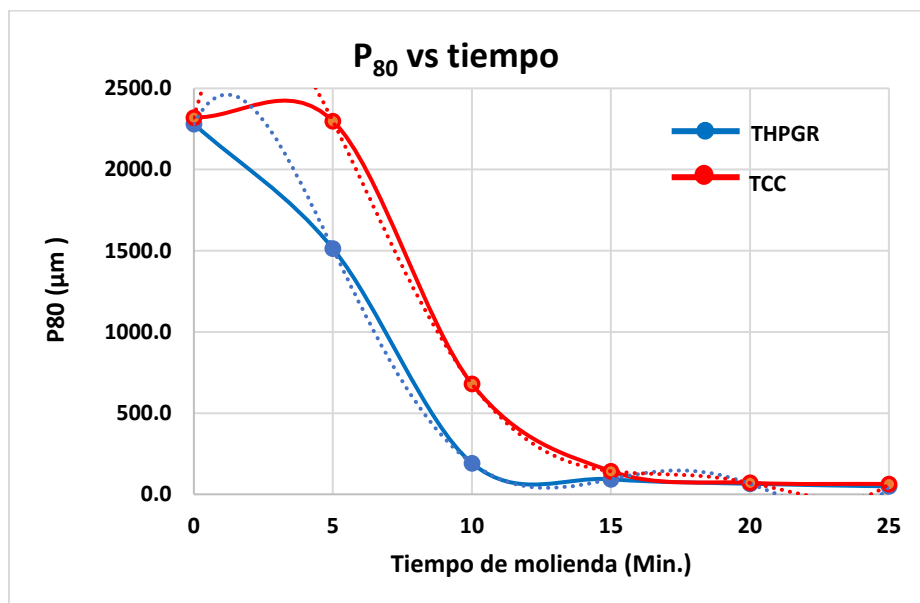


Figura 59. Grafica de P_{80} vs tiempo de molienda para las muestras THPGR y TCC.

Resolviendo las ecuaciones se estimó un tiempo de molienda de 9 minutos, 53 segundos para un P_{80} de 200 μm y 14 minutos, 23 segundos para un P_{80} de 100 μm , esto para la muestra THPGR y para la muestra TCC el tiempo de molienda estimado fue de 13 minutos, 40 segundos para un P_{80} un 200 μm y 16 minutos, 48 segundos para un P_{80} de 100 μm . Como se puede apreciar las muestra THPGR tiene menores tiempos de molienda para alcanzar los diferentes P_{80} (200 y 100 μm); entre la THPGR y la TCC existe una diferencia de tiempo de 3 minutos, 37 segundos para obtener un P_{80} de 200 μm y de 2 minutos, 25 segundos para obtener un P_{80} de 100 μm .

El menor tiempo de molienda en la muestra THPGR se debe principalmente al mecanismo de fractura aplicado en la etapa de trituración (caracterizado en el apartado 3.4) el cual genera partículas microfracturadas de manera transgranular, intergranular e intragranular. También se le atribuye a que el HPGR siendo un equipo de trituración ultrafino genera 24.42% de partículas consideradas como finas sumando las fracciones -60 +325 y -325, mientras que la muestra procedente de una trituradora de cono convencional genera únicamente 8.73% considerando estas mismas fracciones.

Los resultados indican que en la muestra TCC la reducción de tamaño comienza después de 5 minutos, esto debido a existe un 36.88% de partículas en la fracción +10 -6 consideradas como partículas gruesas, mientras que en la muestra THPGR al mismo tiempo (5 min.) la fracción correspondiente a estos tamaños es de tan solo 18.5%. Con esto se puede deducir que el tipo y cantidad de fracturamiento producido en la etapa de trituración, permite la reducción de partículas gruesas en menor tiempo dentro del molino a pesar de considerar para ambas muestras el mismo F_{80} como alimentación de las cinéticas de molienda (2300 μm).

Otro punto a resaltar es que, a los 15 minutos de molienda, las muestras alcanzan un punto de reducción de tamaño muy similar TCC 143 μm y THPGR 93 μm , promediando un P_{80} de 118 μm , más que suficiente para conseguir el tamaño de liberación de los metales de interés. Esto se debe a que conforme es reducida la granulometría, el efecto y la presencia de las microfracturas disminuye, sin embargo, aunque estos valores son muy aproximados aún existe una diferencia considerable en el tiempo en el cual se obtienen un tamaño de molienda que promueva mayor liberación con casi 3 minutos entre ambas muestras. Un menor tiempo

de residencia, indica un menor consumo de energía en la etapa de molienda, así como un menor gasto de recursos económicos (medios de molienda, mantenimiento, etc.), demostrando que el uso de un HPGR como medio de trituración aumenta la eficiencia de este proceso.

3.8 Análisis modal de los productos de molienda (5 minutos)

De la unidad litológica estudiada y caracterizada mediante técnicas químicas y mineralógicas; se decidió analizar 5 fracciones de tamaños (+10, +50, +120, +325 y -325) producto de las cinéticas de molienda. Para este caso el tiempo seleccionado fue el de 5 minutos, esto debido a que era necesario observar factores como la liberación, asociaciones mineralógicas, texturas y la magnitud de microfracturamiento que pudiesen tener ambas muestras. Utilizando las técnicas de MO y MEB se contabilizaron 800 a 1000 partículas por fracción, para determinar las especies minerales de mena, así como asociaciones en forma relativa y absoluta (por fracción de tamaño), grado de liberación, y textura (Anexo VI).

Paralelamente, un análisis químico granulométrico fue aplicado a cada fracción, para determinar la distribución por elementos en porcentaje (Tabla 8), que junto con el conteo de partículas permitieron realizar una reconstrucción mineralógica, para cada fracción de las 2 muestras analizadas.

Como se puede observar en la Tabla 8 la mayor cantidad de cobre y molibdeno en la muestra THPGR se encuentra en las fracciones finas (-120. -325) concentrando cerca del 73% de Cu y casi 51% de Mo, mientras que en la muestra TCC el contenido de estos elementos aún se encuentra concentrado en la fracción más gruesa (+10), con aproximadamente 27% de ambos elementos, lo que indica una falta de liberación relacionado a las texturas que generan las microfracturas en las partículas minerales (apartado 3.4). En concreto se encontró que la muestra THPGR tiene mejores condiciones que promueven una mejor liberación de los minerales de valor.

Tabla 8. Distribución de elementos por fracción de las muestras THPGR y TCC.

<i>Fracción</i>	<i>Distribución THPGR (%)</i>			<i>Distribución TCC (%)</i>		
	<i>Cu %</i>	<i>Fe %</i>	<i>Mo %</i>	<i>Cu %</i>	<i>Fe %</i>	<i>Mo %</i>
+10	12.33	13.26	12.47	27.85	32.36	27.57
-10 +50	5.25	6.61	15.35	11.46	14.16	17.11
-50 +120	8.96	17.69	21.29	5.67	9.70	23.81
-120 +325	25.57	25.72	25.30	15.58	16.36	15.64
-325	47.89	36.72	25.60	39.45	27.43	15.87

Con base en el análisis químico, el conteo de partículas y la información obtenida en la caracterización se realizó la reconstrucción mineralógica para cada fracción de tamaño (Tabla 9 y 10) en la cual, se detectaron las siguientes especies sulfuradas: calcopirita (Ccp), pirita (Py), galena (Gn), esfalerita (Sp) y molibdenita (Mol). Así como feldespatos potásicos (Fsp), plagioclasas (Pl), cuarzo (Qz) y aluminosilicatos (Als) como especies de ganga (G).

Tabla 9. Reconstrucción mineralógica de la muestra THPGR por fracciones de tamaños.

<i>Reconstrucción mineralógica THPGR (%)</i>							
<i>Fracción</i>	<i>% Peso</i>	<i>Gn</i>	<i>Ccp</i>	<i>Sp</i>	<i>Py</i>	<i>Mo</i>	<i>G</i>
+10	18.53	0.00	0.52	0.02	3.48	0.02	95.95
-10 +50	11.83	0.01	0.35	0.02	2.76	0.04	96.83
-50 +120	17.32	0.01	0.36	0.03	5.22	0.04	94.32
-120 +325	19.12	0.04	0.83	0.04	6.61	0.05	92.44
-325	33.21	0.12	0.80	0.11	5.38	0.03	93.56
Cabeza cal.	100.00	0.05	0.62	0.06	4.93	0.03	94.31

Tabla 10. Reconstrucción mineralógica de la muestra TCC por fracciones de tamaños.

<i>Reconstrucción mineralógica TCC (%)</i>							
<i>Fracción</i>	<i>% Peso</i>	<i>Gn</i>	<i>Ccp</i>	<i>Sp</i>	<i>Py</i>	<i>Mo</i>	<i>G</i>
+10	36.88	0.00	0.43	0.02	3.45	0.02	96.07
-10 +50	18.97	0.01	0.35	0.02	2.95	0.02	96.65
-50 +120	9.38	0.00	0.31	0.02	4.20	0.07	95.40
-120 +325	12.38	0.01	0.57	0.04	5.25	0.03	94.09
-325	22.39	0.03	0.72	0.06	4.75	0.18	94.26
Cabeza cal.	100.00	0.01	0.49	0.03	3.94	0.06	95.47

Las especies de ganga representan la mayor parte de la muestra, teniendo una cabeza calculada de 94.31 % para la muestra THPGR y 95.47% para la muestra TCC. Por otra parte,

la calcopirita fue la única especie de cobre detectada, distribuida preferencialmente en las fracciones finas (+325 y -325); mientras que la molibdenita presenta una distribución más uniforme, aunque de igual manera se concentra en las fracciones finas (Tabla 11 y 12).

Tabla 11. Distribución de las especies minerales de la muestra THPGR por fracciones de tamaños.

<i>Distribución mineralógica THPGR (%)</i>							
<i>Fracción</i>	<i>% Peso</i>	<i>Gn</i>	<i>Ccp</i>	<i>Sp</i>	<i>Py</i>	<i>Mo</i>	<i>G</i>
+10	18.53	0.89	15.44	8.21	13.10	12.49	18.85
-10 +50	11.83	1.33	6.57	3.50	6.62	15.37	12.15
-50 +120	17.32	3.41	10.01	8.56	18.34	21.31	17.32
-120 +325	19.12	13.62	25.36	14.79	25.65	25.21	18.74
-325	33.21	80.74	42.62	64.94	36.28	25.63	32.95
	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Tabla 12. Distribución de las especies minerales de la muestra TCC por fracciones de tamaños.

<i>Distribución mineralógica TCC (%)</i>							
<i>Fracción</i>	<i>% Peso</i>	<i>Gn</i>	<i>Ccp</i>	<i>Sp</i>	<i>Py</i>	<i>Mo</i>	<i>G</i>
+10	36.88	14.69	32.84	21.94	32.32	11.35	37.11
-10 +50	18.97	11.02	13.51	13.04	14.21	7.05	19.21
-50 +120	9.38	4.34	5.96	6.31	10.00	9.81	9.37
-120 +325	12.38	13.32	14.63	14.61	16.49	6.44	12.20
-325	22.39	56.63	33.06	44.10	26.98	65.35	22.11
	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

En la muestra THPGR podemos encontrar a la calcopirita (Ccp) asociada preferencialmente con partículas de ganga y con pirita presentando texturas binarias simples y semi-envolventes así como ternarias complejas en la fracción gruesa (+10), conforme se reduce el tamaño de partícula la liberación aumenta y la textura predominante es la binaria simple, teniendo en la fracción más fina (-325) una mayor cantidad partículas libres o en su defecto partículas en asociación binaria simple (Figura 60 a). Por otro lado, en la muestra TCC podemos observar que las partículas de Ccp se encuentran asociadas principalmente con partículas de ganga presentando texturas ternarias complejas en la fracción gruesa (+10) y que, de igual manera, conforme se reduce el tamaño de partícula la liberación aumenta y comienzan a predominar texturas simples. Cabe mencionar también que a diferencia de la muestra THPGR la muestra TCC aun presenta partículas asociadas de manera ternaria en su fracción más fina (-325) como se puede observar en la Figura 60 b.

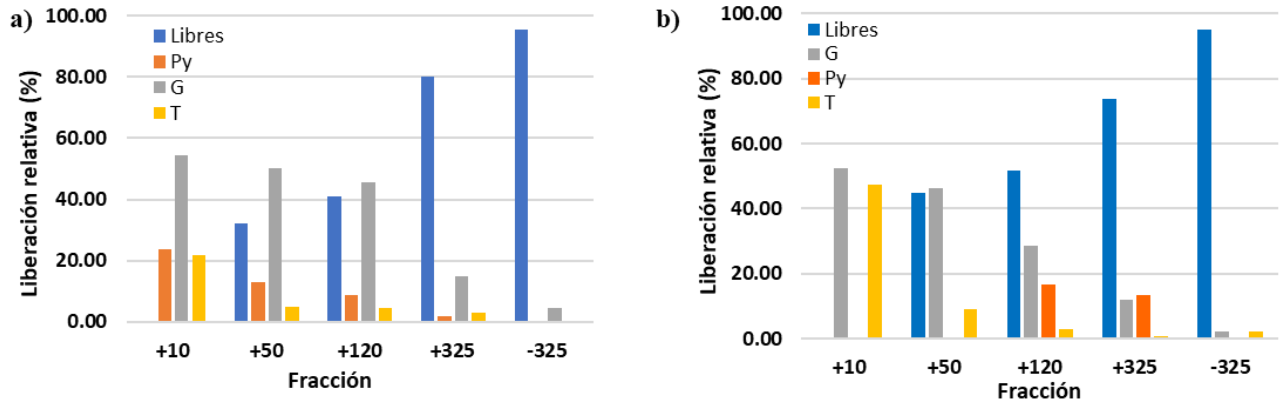


Figura 60. Porcentaje de liberación relativa y asociación de la Ccp por fracción de tamaño a) Muestra THPGR y b) Muestra TCC.

Por su parte la molibdenita (Mol), en la muestra THPGR se encuentra asociada preferencialmente con partículas de ganga, de manera ternaria y presentando texturas de emulsión en la fracción gruesa (+10), conforme se reduce el tamaño de partículas las texturas cambian a binarias simples hasta encontrar en la fracción más fina (-325) una mayor cantidad de partículas libres. (Figura 61 a). De igual manera, en la muestra TCC podemos observar que las partículas de Mol se encuentran asociadas principalmente con partículas de ganga presentando texturas ternarias complejas en la fracción gruesa (+10) y que, conforme se reduce el tamaño de partícula la liberación aumenta y comienzan a predominar texturas simples (figura 61 b). Como sucedió con la Ccp en la muestra TCC aún se observaron partículas asociadas en la fracción más fina (-325) indicando que la muestra THPGR tiene una mayor liberación relativa.

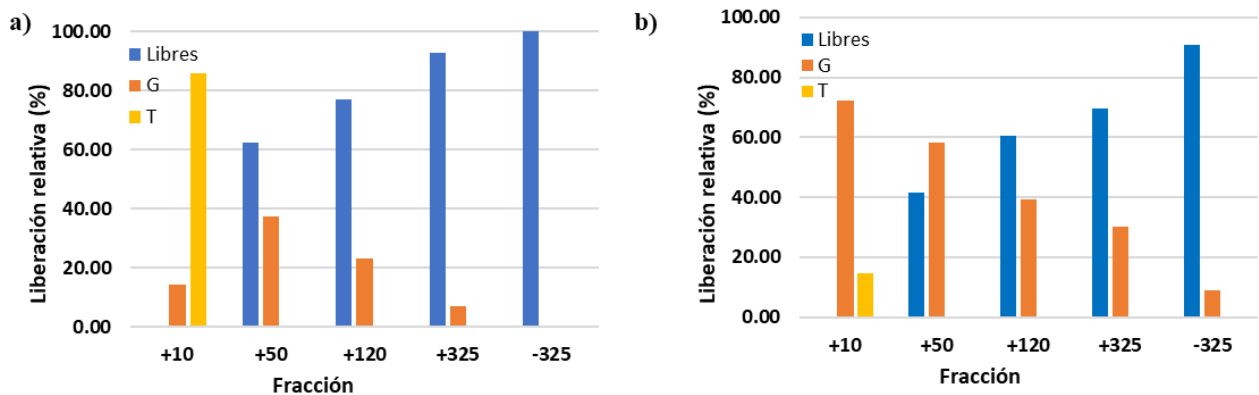


Figura 61. Porcentaje de liberación relativa y asociación de la Mol por fracción de tamaño a) Muestra THPGR y b) Muestra TCC.

La Figuras 62 y 63 describen las liberaciones absolutas acumuladas de las muestras THPGR y TCC, teniendo 67.23% para la Ccp, 78.39% para la Mol y 85.40% para la G en la muestra THPGR y para la muestra TCC 51.4% de Ccp, 73.68 de Mol y 79.91 de G. Demostrando que el uso del HPGR promueve una mayor liberación tanto en las especies sulfurosas como en las de ganga por el fracturamiento intergranular que este equipo genera en las partículas minerales.

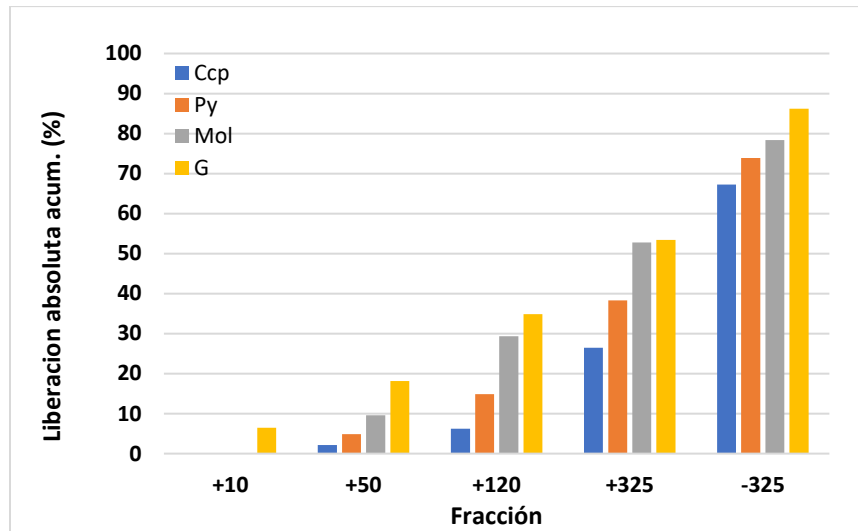


Figura 62. Porcentaje de liberación absoluta acumulada de las especies de mena, así como de ganga de la muestra THPGR

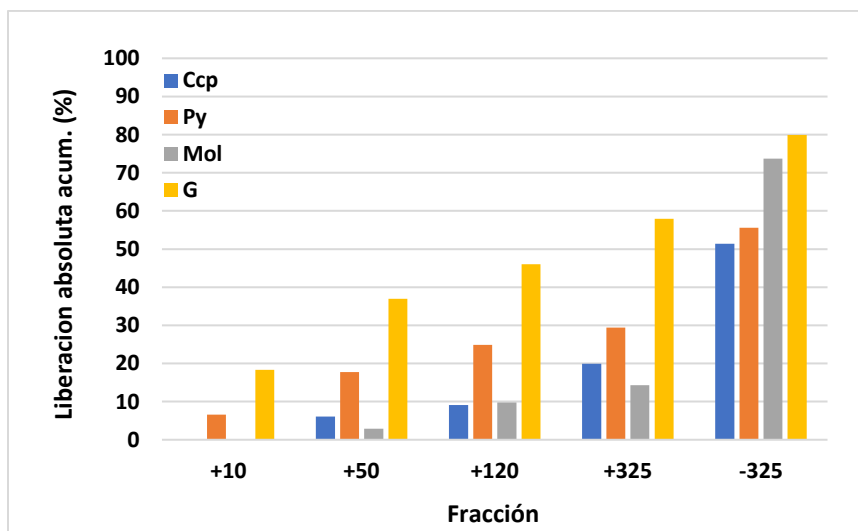


Figura 63. Porcentaje de liberación absoluta acumulada de las especies de mena, así como de ganga de la muestra TCC.

3.9 Efecto del mecanismo de trituración en la forma de las partículas

Dentro de las observaciones en el estudio modal, se lograron identificar cambios en las texturas y morfologías de las partículas, describir estas propiedades es importante ya que puede tener un efecto en la etapa de concentración por flotación. Entre más compleja es la textura, los minerales tienen menor área superficial activa, por lo tanto, disminuye la probabilidad de interacción con el reactivo y por ende la recuperación en la flotación puede verse afectada.

Es posible clasificar la morfología de las partículas basándola en el número de ángulos que genera ante un evento de fractura de la siguiente manera: angulosas, las cuales contienen en su área superficial un gran número de ángulos; redondeadas, las cuales no presentan ningún ángulo y como su nombre lo dice presenta bordes suavizados; sub-angulosas, son aquellas que en su área superficial presentan mayoritariamente bordes angulosos, pero también presentan superficies suavizadas, aunque estas son en menor grado y por último las partículas sub-redondeadas, son aquellas que mayoritariamente presentan superficies redondeadas y una baja cantidad de bordes angulosos. Conforme se reducía la granulometría, las partículas presentaban formas más sub-redondeadas y sub-angulosas, a angulosas, hasta observar en la fracción más chica analizada (-325) partículas totalmente angulosas casi aciculares (en forma de aguja).

Considerando que el proceso de concentración por flotación depende básicamente de la adición burbuja-mineral, se considera que aquellas partículas clasificadas como sub-angulosas y sub-redondeadas son aquellas que promoverán de manera más eficiente la interacción partícula-burbuja y con esto aumentara su recuperación. Esto debido a que debe existir en equilibrio entre bordes suaves y bordes angulosos.

Por otro lado, las partículas angulosas no promoverán de manera eficiente esta interacción, debido a que el exceso de ángulos producirá coalescencia (rompimiento) de burbujas y partículas redondeadas tendrán una adición nula debido a que las burbujas que colisionen en la superficie de la partículas no tendrán como fijarse a ella y resbalarán. A continuación, un estudio basado en la clasificación por morfología previamente mencionado es descrito para las fracciones (-6 +10), (-10+50), (-50+120), (-120+325) y (-325):

- **Fracción -6 +10 (Alimentación a molienda):** En la muestra THPGR predominan partículas redondeadas a sub-redondeas (Figura 64 a), mientras que en la TCC se observaron partículas de forma tabular (forma de tabla) sub-angulosas (Figura 64 b).

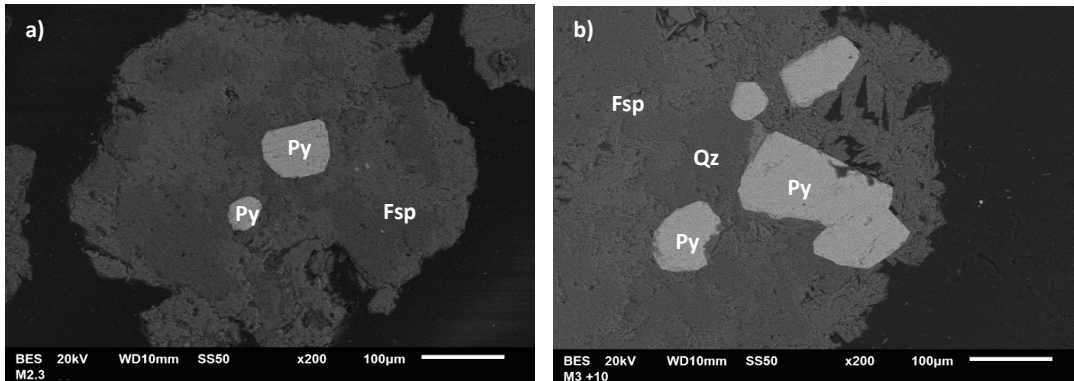


Figura 64. a) Partícula redondeada de Fsp con oclusiones de Py (muestra THPGR). b) Partícula sub-angulosa de Qz-Fsp con oclusiones de Py (Muestra TCC).

- **Fracción -10 +50:** En ambas muestras (THPGR y TCC) predominan partículas sub-angulosas, de forma tabular (Figura 65).

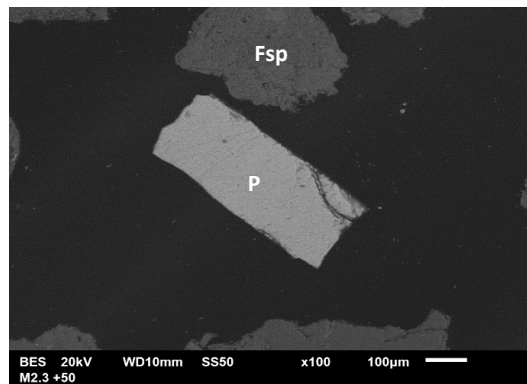


Figura 65. Partícula de Py de forma tabular, sub-angulosa (muestra THPGR).

- **Fracción -50 +120:** En la muestra THPGR predominan partículas sub-redondeadas, aunque también se observaron partículas tabulares sub-angulosas (Figura 66 a), mientras que en la TCC predominan las partículas sub-angulosas a angulosas (Figura 66 b). Normalmente la flotación se realiza con tamaños de partícula con una granulometría entre 10 a 200 µm, siendo 180 µm una dimensión típica para flotación primaria. En esta fracción al obtener partículas sub-redondeadas y sub-angulosas para

ambas muestras podemos concluir que la recuperación podría verse beneficiada debido a la condiciones de los bordes de las partículas.

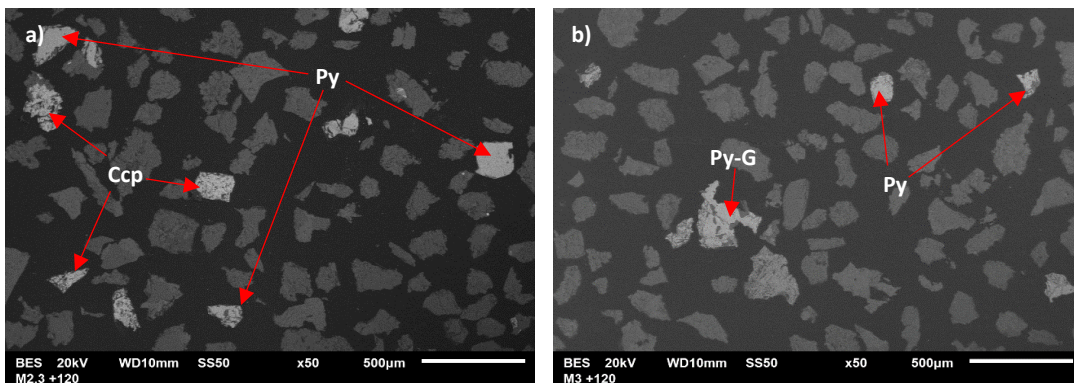


Figura 66. a) Partículas sub-redondeadas a sub-angulosas de Ccp, Py y G. b) Partículas sub-angulosas de Py y G.

- **Fracción -120 +325:** En ambas muestras predominan partículas sub-angulosas a angulosas de forma tabular, aunque también se distinguieron algunas de forma acicular (forma de aguja) (Figura 67 a y b). De igual manera en esta fracción la recuperación puede verse favorecida por la morfología de las partículas.

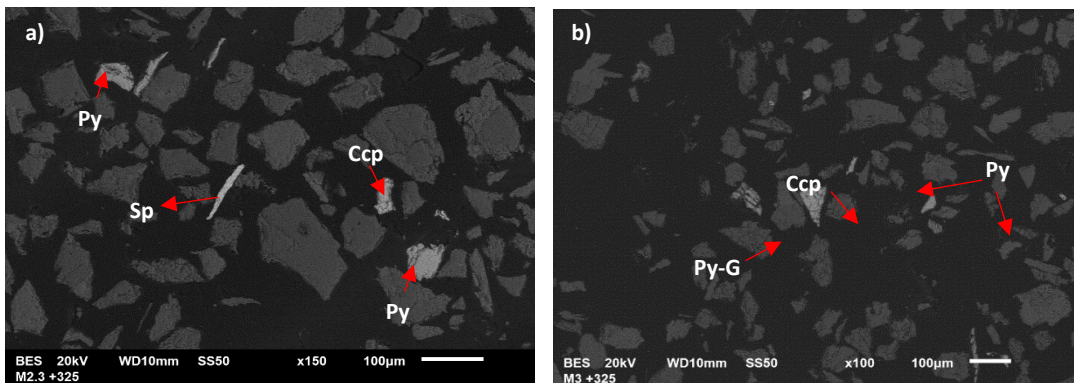


Figura 67. a) Partículas sub-angulosas de Ccp, Py y Sp (forma acicular). b) Partículas sub-angulosas de Py y G.

- **Fracción -325:** En ambas muestras predominan partículas de forma tabular y acicular angulosas a sub-angulosas (Figura 68 a y b). Usualmente esta fracción por su tamaño de partícula representa un problema para recuperar las partículas minerales por flotación, sin embargo, dada su característica de sub-angulosa podría tener un aporte significativo para ser flotada.

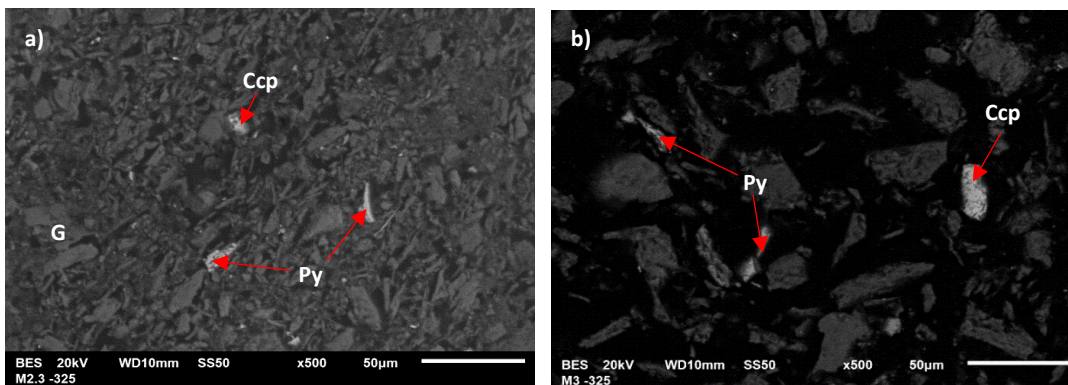


Figura 68. a) y b) Partículas de Ccp, Py y G angulosas con forma acicular y tabular.

3.10 Efecto del mecanismo de trituración en la recuperación Cu-Mo por flotación *bulk*

Para estudiar el mecanismo de trituración y su efecto en la flotación, pruebas *bulk* se realizaron por triplicado, para ambas muestras (THPGR y TCC) siguiendo el esquema químico proporcionado por la empresa, con P_{80} de 200 μm y 100 μm , retirando la fracción gruesa (+10) (Anexo VII).

En la Tabla 13 se aprecian las recuperaciones de Cu y Mo bajo las condiciones establecidas. La recuperación de Cu para las muestra THPGR a 100 μm fue de 80.49% mientras que para la muestra TCC a la misma fracción fue de 82.55%. Como se puede apreciar, las recuperaciones para este metal son muy similares. A 200 μm se mantiene esta misma tendencia con 81.44% y 81.34 % en las muestras THPGR y TCC respectivamente. Sin embargo, para el caso del molibdeno esta tendencia registra un cambio significativo ya que a 100 μm la muestra THPGR obtuvo una recuperación de 97.62% y 66.65% para la muestra TCC. Para el caso de 200 μm se tiene una recuperación de 85.13% para la muestra THPGR y para la TCC de 75.95%.

Tabla 13. Resultados de pruebas de flotación

<i>Muestra</i>	<i>Recuperación Flotación Cu (P_{80} 100 μm) %</i>	<i>Recuperación Flotación Cu (P_{80} 200 μm) %</i>	<i>Recuperación Flotación Mo (P_{80} 100 μm) %</i>	<i>Recuperación Flotación Mo (P_{80} 200 μm) %</i>
THPGR	80.49	81.44	97.62	85.13
TCC	82.55	81.34	66.75	75.95

Por lo tanto, las muestras THPGR son aquellas que tienen una mayor recuperación metalúrgica de molibdeno, recuperando casi un 20% en comparación con la muestra TCC. La Figura 69 muestra las recuperaciones de Cu y Mo por cada fracción de tamaño en el proceso de flotación (100 μm y 200 μm) para las muestras THPGR y TCC.

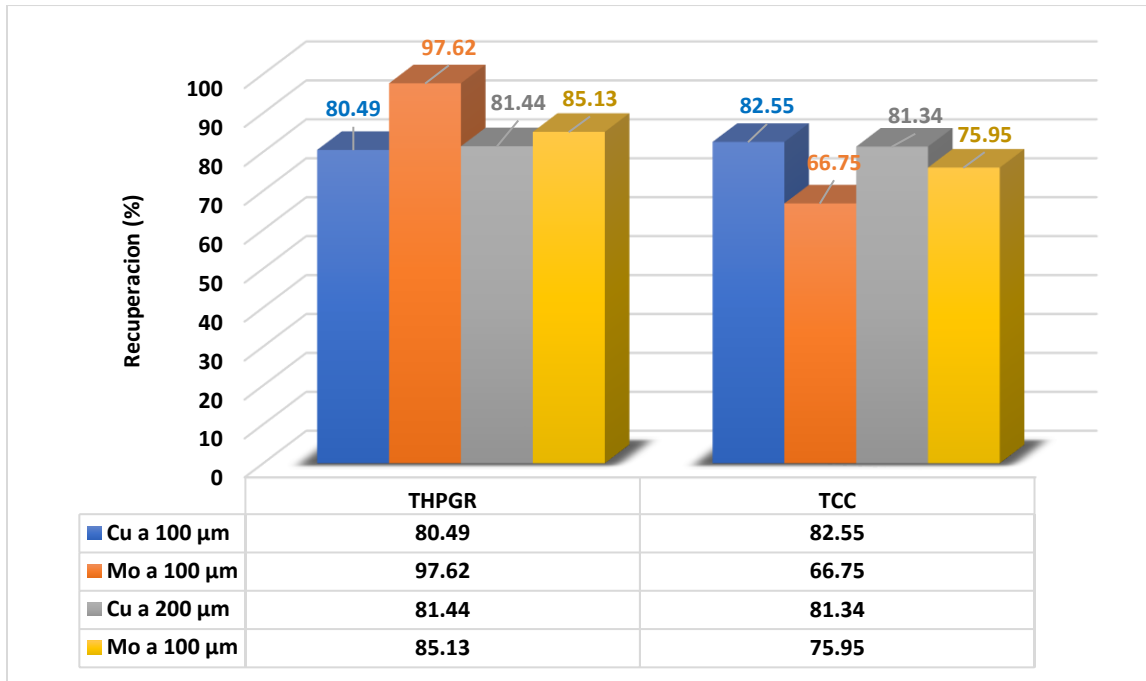


Figura 69. Recuperación de Cu y Mo por flotación con P_{80} de 100 y 200 μm .

Como se puede apreciar las muestras trituradas por HPGR (THPGR) presentan recuperaciones para todos los casos (100 μm y 200 μm) en ambos metales por encima del 80%. Por otro lado, en las muestras trituradas por cono (TCC), existe una clara disparidad entre las recuperaciones de los metales (Cu y Mo) ya que para la muestra de 100 μm se tiene una recuperación de 82.55% Cu mientras que para Mo solo se tiene un 66.75%, este mismo efecto se mantiene en la muestra de 200 μm , ya que esta tiene una recuperación de 81.34% de Cu contra un 75.95% de Mo. Con estos resultados se puede deducir que tratar una mena por HPGR efficientiza el proceso de recuperación de Cu y Mo, debido a que estos porcentajes de recuperación pueden ser obtenidos en tamaños de partículas más gruesas (200 μm). Moler a un P_{80} más grueso, representa un ahorro en el consumo de energía y en el desgaste de medios de molienda (bolas y levantadores) debido a que se requiere un menor tiempo de residencia.

Así mismo, es importante hacer notar que los productos THPGR tienen una clara estabilidad en la recuperación de ambos metales, esto sin duda es un parámetro a destacar, ya que en las plantas metalúrgicas, a menudo debe buscarse la recuperación del metal más predominante en la caracterización mineralógica, sacrificando leyes de otros metales igualmente valiosos, pero para este caso, mediante la molienda por HPGR no es necesario hacer esta discriminación, ya que para ambos metales las recuperaciones se consideran altas.

3.11 Resumen de resultados

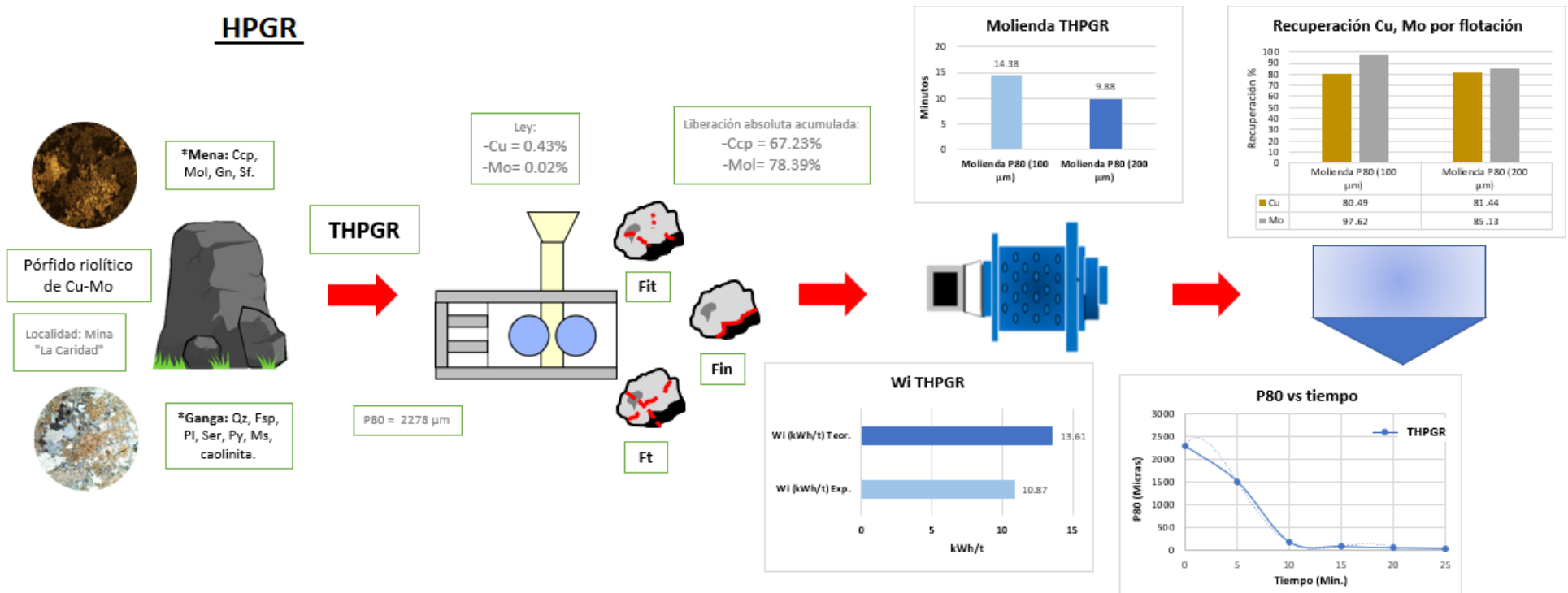
Tabla 14. Resumen de los datos obtenidos en la caracterización mineralógica y pruebas metalúrgicas aplicadas a las muestras: THPGRy TCC.

Muestra	Equipo de trituración	Unidad litológica	Mineralogía	Ley Cu (%)	Ley Mo (%)	Micro-fracturamiento	W _i (kWh/t) modelado	W _i (kWh/t) teórico	Tiempo de molienda P ₈₀ (100 μm) (min.)	Tiempo de molienda P ₈₀ (200 μm) (min.)
THPGR	HPGR	Pórfido riolítico de Cu-Mo	*Ganga: Qz, Fsp, Pl, Ser, Py, Ms, caolinita. *Mena: Ccp, Mol, Gn, Sp.	0.43	0.0226	Ft, Fin, Fit	10.87	13.61	14.38	9.88
TCC	Trituradora de cono			0.4	0.0266	Fit	13.83	13.58	16.8	13.67

Muestra	Liberación Abs. Acum. (Ccp) %	Liberación Abs. Acum. (Mol) %	Recuperación Flotación Cu (P ₈₀ 100 μm) %	Recuperación Flotación Cu (P ₈₀ 200 μm) %	Recuperación Flotación Mo (P ₈₀ 100 μm) %	Recuperación Flotación Mo (P ₈₀ 200 μm) %
THPGR	67.23	78.39	80.49	81.44	97.62	85.13
TCC	51.4	73.68	82.55	81.34	66.75	75.95

3.12 Dashboard

Las correlaciones semi-empíricas aplicadas a los datos geológicos y datos metalúrgicos están representadas gráficamente en los siguientes *Dashboard*, Describiendo un bloque geológico, con dos diferentes respuestas metalúrgicas de acuerdo al tipo de trituración aplicado; teniendo los siguientes bloques geometalúrgicos:



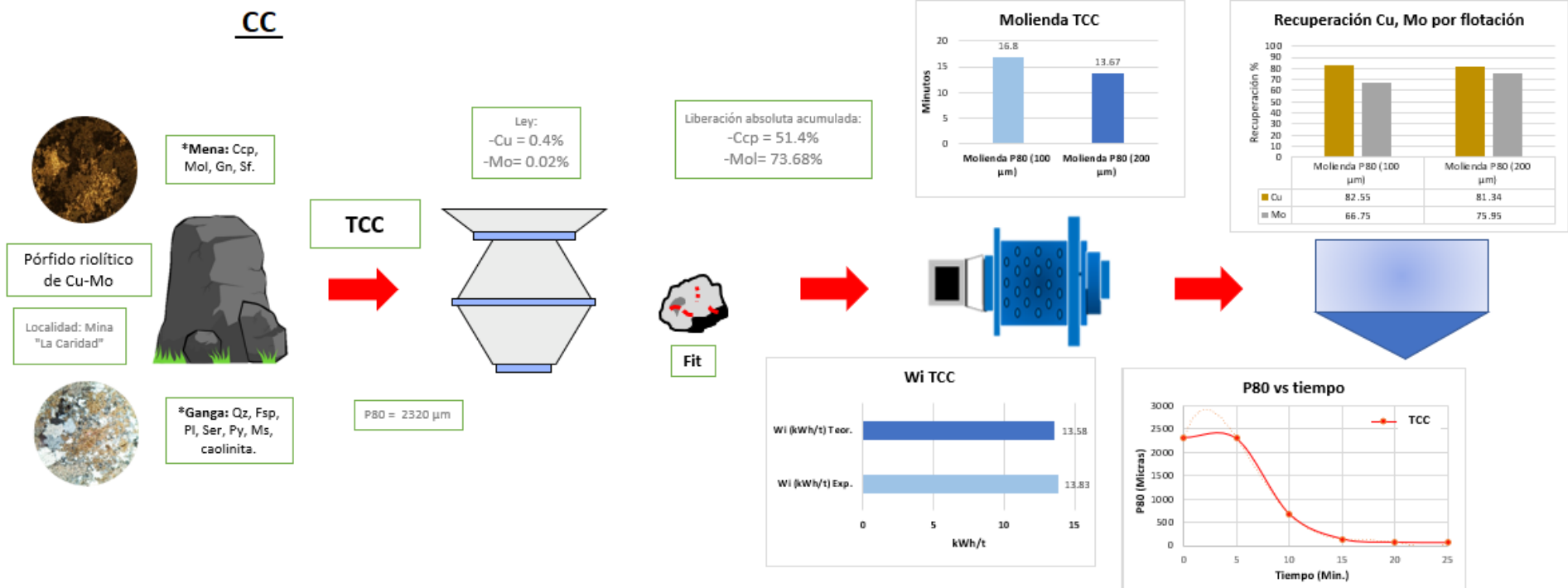


Figura 71. Dashboard del bloque geometalúrgico de la muestra TCC, mostrando un resumen grafico de los resultados.

Conclusiones

Con base en los resultado obtenidos en este trabajo de tesis a partir de la caracterización mineralógica y la caracterización metalúrgica, se puede concluir que:

- Las muestras trabajadas pertenecen a una zona de sulfuros primarios dentro del yacimiento mineral y corresponden a una unidad litología clasificada como pórfido riolítico, compuesta principalmente por cuarzo, feldespatos y plagioclasas, estos últimos alterándose a sericita con mineralización de Cu y Mo, presentada en fases minerales de calcopirita y molibdenita respectivamente, además de pirita y menor a 1% de partículas de galena y esfalerita.
- El HPGR produce un mayor microfracturamiento preferencial en las partículas debido a que este se genera a través de los bordes de las partículas (intergranular), promoviendo así una mayor liberación tanto en las especies sulfurosas como en las de ganga. La muestra TCC no presento este tipo de microfracturamiento.
- Las microfracturas de tipo transgranular e intergranular fueron generadas en las fracciones gruesas (-10 +120) de la muestra triturada por un HPGR, en fracciones más finas (-120 +325) se observa microfracturamiento de tipo intragranular, tanto en los productos del HPGR como en los productos de la CC, aunque en esta última en menor cantidad.
- Los resultados del análisis granulométrico mostraron que el producto de trituración de un HPGR produjo una distribución de tamaño que tiene una mayor variabilidad de tamaños, generando mayor cantidad de partículas finas en comparación con el producto de la CC.
- El uso de un HPGR como medio de trituración para procesar la unidad litológica analizada en este trabajo de tesis (mineral pórfido de cobre), ha demostrado tener mayor eficiencia en el proceso de reducción de tamaño y el consumo de energía, estos según lo denotado por las pruebas de índice de molienda (W_i). En estas pruebas se obtuvo un valor promedio de W_i 10.58 kWh/t en la muestras THPGR y 13.83 kWh/T en la TCC, la cual dependió directamente del mecanismo de fractura asociado a los equipos de trituración.

Siendo la quebradora HPGR aquella cuyos mecanismos de fractura logran tener un consumo de energía menor (3.3 kWh/t de diferencia). Este ahorro de energía fue totalmente atribuido a la eficiencia del método de trituración.

- Por medio de la resolución del modelo García-Garnica (Ecuación 1) se obtuvo como resultado un valor de W_i similar para las muestras estudiadas (13.61 kWh/t THPGR y 13.58 kWh/t TCC), esto debido a que este método de cálculo se basa considerando la composición mineralógica. Para este caso tanto la muestra THPGR y TCC tienen prácticamente la misma composición por lo cual, estos resultados solo sirven para validar una correcta caracterización y no reflejen el tipo de mecanismo usado para fracturarlos. Por lo tanto, se puede concluir que el W_i experimental está gobernado por el mecanismo de fractura y no por la composición mineralógica.
- Mediante las cinéticas de molienda se pudo calcular el tiempo de residencia el cual es de 9 min., 53 seg. (THPGR) contra 13 min., 40 seg. (TCC) para un P_{80} de 200 μm y 14 min., 23 seg. (THPGR) contra 16 min., 48 seg (TCC) para un P_{80} de 100 μm . Como se puede apreciar la muestra THPGR demanda un menor tiempo de residencia en el molino para obtener a cualquier P_{80} . Un menor tiempo de residencia, indica un menor consumo de energía en molienda, así como un menor gasto de recursos económicos (medios de molienda, mantenimiento, etc.), lo cual demostró que el uso de un HPGR como medio de trituración aumentó la eficiencia de este proceso.
- La partículas sub-angulosas y sub-redondeadas son las que tienen mayor probabilidad de adherencia a la burbuja, por lo tanto, son las que tendrán mayores recuperaciones en ambos metales. Se encontró que ambas muestras presentan estas formas de partícula en las fracciones -50 +120, -120 +325 y -325. Sin embargo, en la muestra triturada por un HPGR estas partículas se generan con un menor consumo de energía y un menor tiempo de molienda.

- Los productos triturados por un HPGR demostraron tener una clara estabilidad en la recuperación de cobre y molibdeno, ya que los tamaños de 100 μm y 200 μm las recuperaciones obtenidas fueron mayores al 80%. Las muestras trituradas por CC tienen claras diferencias en la recuperación de cobre y molibdeno, ya que dependiendo del tamaño (100 μm ó 200 μm) a flotar predomina la recuperación de cobre sacrificando la de molibdeno.

Referencias

- [1]. Abouzeid, A. Z. M., Fuerstenau, D. W., (2009). “*Grinding of mineral mixtures in high-pressure grinding Rolls*”. International Journal of Mineral Processig. 93, 59-65. 3.
- [2]. Alruiz, O. M., Morrell, S., Suazo, C. J., Naranjo, A., (2009). “A novel approach to the geometallurgical modeling of the Collahuasi grinding circuit”. *Minerals Engineering*. 22. 1060-1067.
- [3]. Amstutz, G.C., (1962). “How Microscopy can increase recovery in your milling circuit”. Miller Freeman Publications. Reprinted from Milling World 24:19-23.
- [4]. Andrea-Blanco, E., (2014). Tecnología Mineralógica. Bloque II. “Cap. 7 Trituración”. Universidad de Cantabria. Departamento de Transportes y Tecnología de Proyectos y Procesos”. pp 80.
- [5]. Aragón-Escoto, C. G., (2018). “Correlación empírica del grado/recuperación en función del tamaño y textura mineral de las partículas de cobre”. Universidad Autónoma de San Luis Potosí, Facultad de Ingeniería, Centro de Investigación y Estudios de Posgrado. Tesis. pp 147.
- [6]. Ballon-Bernedo, C. M., (2015). “Informe técnico del proceso de operación de los molinos de rodillo de alta presión (HPGR)”. Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, Facultad de Ingeniería de procesos.
- [7]. Barnuevo, L. P., (2014). “Caracterización automatizada de texturas de menas mediante análisis digital de imagen para su aplicación geometalúrgica”. (Doctoral dissertation, Universidad Politécnica de Madrid).
- [8]. Bravo-Galvez, A. C., (2013). “Manual de molienda y clasificación de minerales”. Empresa Minera Yauliyacu S.A. EMYSA.
- [9]. BSgrupo, (2018). “Geometalurgia: una propuesta de valor”. 1º Cap. Curso: Geometalurgia. Consultado en: <https://www.youtube.com/watch?v=gFz2KToEAzU&t=1727s>. Recuperado el 29 de noviembre de 2021.
- [10]. Bulatovic, M.S., (2007) “Handbook of flotation reagents: Chemistry, theory and practice: Flotation of sulfide ores”. Elsevier Science and Technology Books, 1:236-244.

- [11]. Butcher, A., (2010). "A practical guide to some aspects of mineralogy that affect flotation". In *Flotation plant optimisation: a metallurgical guide to identifying and solving problems in flotation plants*. Chapter 4. Spectrum series. AUSimm.
- [12]. Cabrera-Tejeda, J. M., (2005). "Adsorción de los colectores xantato e isopropil tionocarbamato y del depresor dextrina en la interfase calcopirita/solución acuosa. Efecto de la adsorción en la flotabilidad de calcopirita". Tesis de Maestría en Ingeniería de Minerales. Instituto de Metalurgia. Facultad de Ingeniería. Universidad Autónoma de San Luis Potosí.
- [13]. CarboSystem, (2021). "Molienda de bolas" Consultado en: <https://carbosystem.com/como-funciona-un-molino-de-bolas>. Recuperado el 29 de noviembre de 2021.
- [14]. Castro S., Lopez-Valdivieso A., Laskowski J.S., (2016). "Review of the flotation of molybdenite". Part I: Surface properties. *International Journal of Mineral Processing*, 10, 1983: 89-94.
- [15]. Castro S. H., Mayta E., (1994). "A kinetics approach to the effect of particle size on the flotation of molibdenite". A. Sutulov Memorial Volume Vol. II. IV Meeting of the Southern of the Hemisphere on Mineral Technology, and III Latin American Congress on Froth Flotation. Castro, S., Alvarez, J. (Eds.). Concepción, Chile, 331-344.
- [16]. Celik, I. B. y Oner, M., (2006). "The influence of grinding mechanism on the liberation characteristics of Clinker minerals", *Cement and Concrete Research*, Vol. 36, pp. 422-427.
- [17]. Coyla-Yanqui, B. J. y Valdivia-Pérez, D. E., (2020). "ESTUDIO DEL CAMBIO DE COLECTOR PRIMARIO AERO MX 7015 PROMOTER POR XANTATO AMÍLICO DE POTASIO, COMPARANDO LOS PORCENTAJES DE RECUPERACIÓN AL OPTIMIZAR EL PROCESO DE FLOTACIÓN CON MINERALES DE LA EMPRESA SOUTHERN PERU TAJO CUAJONE". Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa. Facultad de Ingeniería de procesos. Escuela Profesional de Ingeniería Química. Tesis, 126 pp.
- [18]. Cuevas-Castillo, H., (2017). "Procesos Metalúrgicos". Consultado en: <https://es.slideshare.net/pampinochile/proceso-mineralurgico-unidad-iii-molienda-clasificacion> Recuperado el 14 de noviembre de 2020.
- [19]. Díaz-Villena, E. E., (2017). "Modelamiento geometalúrgico del consumo de medios de molienda basado en técnicas de caracterización avanzada". Universidad de

Chile, Facultad de Ciencias Físicas y de Matemáticas.

- [20]. Dicke, R., Van Der Meer, F.P., (2008). “*Humboldt Wedag high pressure grinding rolls in ore dressing*”. 11th International Mineral Processing Symposium, Belek-Antalya, Turkey. pp 75.
- [21]. Fuerstenau, M. C., Miller, J. D., & Kuhn, M. C., (1985). “*Chemistry of flotation*. Society for Mining Metallurgy”. pp 197.
- [22]. Fuerstenau, D.W., Kapur, P.C., (1995). “*Newer energy-efficient approach to particle production by comminution*”. Powder Technology 82, 51-57.
- [23]. Garcia, D., Lin, C. L. y Miller J. D., (2009). “Quantitative analysis of grain boundary fracture in the breakage of single multiphase particles using X-Ray microtomography procedures”. Minerals Engineering, No. 22, pp. 236-243.
- [24]. García-Garnica, R., (2016). “Características del tipo de roca relacionadas a la recuperación de cobre por el proceso de lixiviación”. Universidad Autónoma de San Luis Potosí, Facultad de Ingeniería, Centro de Investigación y Estudios de Posgrado. Tesis. pp 122.
- [25]. Gaudin, A. (1939). “Principles of Mineral Dressing”. McGraw-Hill, New York. pp 554.
- [26]. Gens, A.H., Benzer, S.L., Ergun, S.L., (2008). “Effect of High Pressure Grinding Rolls (HPGR) on performance of two-compartment cement ball mill”. 11th International Mineral Processing Symposium, Belek-Antalya, Turkey. pp 69.
- [27]. Gent, M., Menendez M., Toraño, J. y Torno, S., (2012). “A correlation between Vickers Hardness indentation values and the Bond Work Index for the Grinding of brittle minerals”. *Powder Technology*, 224. pp 217-222.
- [28]. Giachetti, D., (2011). “Consumo de ácido sulfúrico y cinética de lixiviación de un mineral oxidado de cobre”. *Universidad de Chile*. pp 13-15.
- [29]. HAN, Y. X., LIU, L., YUAN, Z. T., WANG, Z., ZHANG, P., (2012). “*Comparison of low-grade hematite product characteristics in a high pressure grinding roller and jaw crusher*”. Mineral & Metallurgical Processing 29. pp 75-80.
- [30]. Henley, K., J. (1983). Ore-Dressing mineralogy – “A review of techniques, applications and recent developments. *Spee*”. Publ. Geol. S. Afr., 7 pp175-200.

- [31]. Hunt, J., Berry, R., Bradshaw, D., Triffett, B., Walters, S., (2012). “Development of liberation/recovery domains: examples from Prominent Hill IOCG deposit, Australia”. *Process Mineralogy '12, Cape Twon, South Africa*. pp 1-16.
- [32]. Iguarán-Salinas L., (2008). “Optimización del proceso de trituración de agregados pétreos para la producción de mezclas asfálticas en caliente”. Universidad de los Andes, Facultad de Ingeniería, Departamento de Ingeniería Civil y Ambiental. Tesis, pp 59.
- [33]. Jameson, G., (2012). “The effect of Surface liberation and particle size on flotation rate constants”. *Mineral Engineering*, volumen 36. pp 132-137.
- [34]. Jones, M.P., (1987). “*Applied mineralogy, a quantitative approach*”. Graham and Trotman Ltd. London, UK.
- [35]. Klein, C., & Hurlbut, C. S., (1993). “*Manual of Mineralogy: After James D. Dana*” (21st ed.). John Wiley & Sons Inc.
- [36]. Kwon, J., Cho, H., Mun, M., & Kim, K., (2012). “Modeling of coal breakage in a double-roll crusher considering the reagglomeration phenomena”. *Powder Technology*, 232. pp 113-123.
- [37]. Liu, L., Tan, Q., Li, W., & Lv, L., (2017). “Comparison of grinding characteristics in high-pressure grinding roller (HPGR) and cone crusher (CC)”. *Physicochemical Problems of Mineral Processing*, 53.
- [38]. Lopez-Aburto V. M., (2004). “Principios Básicos en los Procesos para la Concentración de Minerales”. Universidad Nacional Autónoma de México. Facultad de Ingeniería. División de Ingeniería en Ciencias de la Tierra. Departamento de Explotación de Minas y Metalurgia. pp 344.
- [39]. Lopez-Valdivieso A., Reyes Bahena J.L., (2005) “Flotación de calcopirita, pirita y molibdenita en minerales de cobre tipo pórfidos”. *X Simposio sobre Procesamiento de Minerales*. Chillan, Chile.
- [40]. Lowell, J.D., Guilbert, J.M., (1970). “Lateral and vertical alteration zoning in porphyry ore deposits”. *Economic Geology*, 65. pp 373-408.
- [41]. Lutgens, F., y Tarbuck, E., (2005). “Ciencias de la Tierra”. Madrid, España: Prentice Hall, octava edición.
- [42]. Lynch, A., (2015). “*Comminution handbook*”. Melbourne: The Australasian Institute of Mining and Metallurgy, Ausimm.

- [43]. Maxton, D., Morley, C. y Bearman, R., (2003). "A quantification of the benefits of high pressure rolls crushing in an operating environment", *Minerals Engineering*, Vol. 16. pp 827-838.
- [44]. Metso: Outotec, (2021). "La importancia del Proceso de Flotación de Minerales". Consultado en: <https://www.mogroup.com/es/informacion/blog/mineria-y-refinacion-de-metales/la-importancia-del-proceso-de-flotacion-de-minerales/?r=1>. Recuperado el 26 de noviembre de 2021.
- [45]. Montoya-Mendez, A., (2020). "Flotación y comportamiento electroquímico del proceso de separación Cu-Mo en presencia del agente oxidante hipoclorito de sodio". Universidad Autónoma de San Luis Potosí, Facultad de Ingeniería, Centro de Investigación y Estudios de Posgrado. Tesis. 112 pp.
- [46]. Morales, J., (2012). *Minería Chilena. Tecnologías para molienda*. Consultado en: <https://www.mch.cl/reportajes/tecnologias-para-molienda/#>. Recuperado el 8 de octubre de 2020.
- [47]. Nagaraj, D. R., (1988). "The chemistry and application of chelating or complexing agents in minerals separations". *Reagents in Mineral Technology*. B. M. Moudgil; P. Somasundaran (Eds.) Marcel Dekker, New York. pp 257-333.
- [48]. Nguyen A. V., Schulze, H.J., (2004). "Colloidal Science of Flotation". *Marcel Dekker Inc.*, 118., 850.
- [49]. Norgate, T. E., Weller, K. R., (1994). "*Selection and operation of high pressure grinding Rolls circuits for minimum energy consumption*". *Minerals Engineering* 7, 1253-1267.
- [50]. Ojeda-Escamilla, M. C., Zapata-Velázquez, J. y Ferrer-Ibarra, D., (S/F). "Manual de prácticas de laboratorio de la materia de beneficio de minerales I". L-6052. Universidad Autónoma de San Luis Potosí. Facultad de Ingeniería. Área de Metalurgia y Minerales.
- [51]. Palafox-Reyes, J.J., Minjares-Sosa, I., Monreal-Savedra, R., Almazán-Vázquez, E., Morales-Montaña, M., Ochoa-Landín, L. H., Rodríguez-Torres R., Rivera-Enríquez B., Castro-Escarrega, J.J., y Zamora-Tovar R.E., (1998). "Carta geológica-minera Nacozari H12-6, Sonora y Chihuahua". Servicio Geológico Mexicano, Coordinación General de Minería, Secretaría de Economía y Universidad de Sonora, Departamento de Geología. Un mapa escala 1:250,000.
- [52]. Pávez, O., (2013). "Molinos HPGR". Universidad de Atacama. Centro Regional de Investigación y Desarrollo Sustentable de Atacama. Departamento de Metalurgia.

(Reporte de trabajo, inédito), 57 pp.

- [53]. Pérez, L., Pirard, E., y Castroviejo, R., (2013). “Automated characterisation of intergrowth textures in mineral particles”. A case study. *Minerals Engineering*, Vol. 52, 136–142.
- [54]. Pérez-Segura, E., Espinoza-Medina, E., Mendoza-Córdova, A., & Vidal-Solano, J., (2009). “Descubrimiento de vivianita en la mina La Caridad, Sonora, México”. *Boletín de la Sociedad Geológica Mexicana*, vol. 61, no 3. pp 499-503.
- [55]. Petruk, W., (2000). “Applied mineralogy in the mining industry”. First edition. ELSEVIER. Amsterdam, The Netherlands. pp 268.
- [56]. Rahman, R., Ata, S. y Jameson, G., (2012). “The effect of flotation variables on the recovery of different particle size fractions in the foth and the Pulp”. *International Journal of Mineral Processing*, Volumen 106. pp 70-77.
- [57]. Ramdohr, P., (1980). “The Ore minerals and their Intergrowths”. second Ed. Pergamon Press, Oxford.
- [58]. Reyes-Bahena, J. L., (2020). Webinar: “Evaluación de circuitos de molienda”. Industrial Minera México (Reporte de trabajo, inédito).
- [59]. Runge, K.C., Franzidis, J.P., Manlapig, E.V., (2003). “A study of the flotation characteristics of different mineralogical classes in different streams o fan industrial circuit”. *Proceedings XXII International Mineral Processing Congress*. 29 sept. – 3 oct, Cape Town, south Africa. ISBN: 0-958-46092-2.
- [60]. Sauzo, C. J., Kracht, W., Alruiz, O.M., (2010). “Geometallurgical modelling of the Collahuasi flotation circuit”. *Minerals Engineering*, 23. pp 37-142.
- [61]. Schneider, C.L., (1995). “Measurement and calculation of liberation in continuous milling circuits”. PhD tesis, University of Utah.
- [62]. Schonert, K., (1988). “A first survey of grinding with high-compression roller mills”. *International Journal of Mineral Processing* 22. pp 401-412.
- [63]. Servicio Geológico Mexicano, (2018). “Panorama Minero del Estado de Sonora”. Serie Panorama Minero de los Estados. Subsecretaria de Minería, Secretaria de Economía. pp 69.
- [64]. SGS, (2007). “Visión General de la Geometalurgia”. Minerals Services.

- [65]. Sillitoe, R. H., (2010). "Porphyry copper systems. Economic geology". Vol 105, no 1. pp 3-41.
- [66]. Tello-Flores R. E., Contla-Jiménez J. y Ortiz-Bonillas J. A., (2009). "Deposito de cobre diseminado de La Caridad, Nacozari, Sonora". Geología Económica de México. Servicio Geológico Mexicano. Segunda edición. pp 836-843.
- [67]. Valencia-Moreno, M. y Ochoa-Landín, L., (2009) "Metalogénesis de los depósitos de tipo pórfido cuprífero en Sonora". Memorias Técnicas XXVIII Convención Internacional de Minería. pp 21-24.
- [68]. Valencia-Moreno, M., Ochoa-Landín, L., Noguez-Alcántara, B., Ruiz, J., y Pérez-Segura, E., (2006). "Características metalogenéticas de los depósitos de tipo pórfido cuprífero en México y su situación en el contexto mundial". Boletín de la Sociedad Geológica Mexicana, vol 58 no 1. pp 1-26.
- [69]. Vanderbeek, J.L., Inde, T.B., Brack, W.S., Marsden, J.O., (2006). "HPGR Implementation at Cerro Verde". International Autogenous and Semiautogenous grinding technology 2006, Vol. IV, pp. IV=45-IV-61, Alln, Major, Flintoff, Klein, and Mular (Eds.), Published by SAG Conference 2006, Mining Engineering, UCB, Vancouver, BC, Canada 2006.
- [70]. Victoria-Morales, A. y Hernández-Treviño, J.T., (S/F). "Manual para identificación de minerales opacos". Universidad Nacional Autónoma de México, Facultad de Ingeniería, División de Ingeniería en Ciencias de la Tierra. pp 43.
- [71]. Whitney, D. L., y Evans, B. W., (2010). "Abbreviations for names of rock-forming minerals". American mineralogist, 95(1). pp 185-187.
- [72]. Williams, ST., (2013). "A Historical Perspective of the Application and Success of Geometallurgical Methodologies". *The Australian Institute of Mining and Metallurgy*, 10 pp 37-49.
- [73]. Wyslouzil, H. E., Kohmeunch, J., Christodoulou, L., y Fan, M., (2009). "Coarse and fine particle flotation". In Proceedings of the 48th Conference of Metallurgists.
- [74]. Yepes-Piqueras, V., (2014). "Trituradora de Cono". Universidad Politécnica de Valencia. Consultado en: <https://victoryepes.blogs.upv.es/2014/08/04/trituradora-de-cono/> . Recuperado el 25 de noviembre de 2020.
- [75]. Yianatos, J., Bergh, L., & Aguilera, J., (2000). "The effect of grinding on mill performance at division Salvador, Codelco-Chile". *Mineral Engineering*, 13(5). pp 485-490.

Anexo I. Descripción petrográfica y muestra de mano.

Muestra: LC-001



Localidad: Mina La Caridad, Sonora, México.

Roca ígnea intrusiva, de tonalidades grises oscuras. Formada por fenocristales anhedrales de cuarzo (Qz) de color gris claro-negro, feldespatos potásicos (Fsp) y plagioclasa (Pl), estos últimos dos, de color blanco-rosado y forma tabular subhedral, parcialmente reemplazados por arcillas (caolinita) de tamaño entre 1 y 3mm; en matriz de grano fino, compuesta de microcristales de Qz, Pl, Fsp y Ser. Se distinguen venas de 1 -2.5 cm de pirita (Py) y calcopirita (Ccp). Además de microcristales diseminados de Py-Ccp.

Textura

Porfirítica (inequigranular)

Clasificación petrográfica

Pórfido Riolítico

Descripción petrográfica

Roca ígnea intrusiva, con textura porfirítica (inequigranular). Compuesta por fenocristales de Qz distribuidos en dos poblaciones: a) Qz an-subhedral de $\bar{x}=0.4$ mm. Agregado glomero-porfirítico, inmerso en una matriz de Fsp alterados y reemplazados totalmente por Ser y arcillas; b) Qz subhedral de $\bar{x}<0.1$ mm. "Fantasmas" de fenocristales euhedrales de Pl y Fsp reemplazados totalmente por microcristales de Ser con incipiente textura laminar y arcillas. La matriz está constituida de Qz microcristalino intercrecido con Ser an-subhedral.

En cuanto a los sulfuros, estos se presentan de 2 maneras:

a) Cristales subhedrales de Py-Ccp ($\bar{x}=0.5$ mm) generalmente sin asociación o en asociación binaria simple, diseminados en la matriz, con bordes rectos bien definidos.

b) Venas de Py-Ccp en asociación binaria simple ($\bar{x}=0.3$ mm), intercrecidos principalmente en la matriz de Ser, con bordes interdigitados bien definidos.

Componentes minerales

Mineral	%	Observaciones
Cuarzo (Qz)	35	Distribuido en 2 poblaciones de tamaño.
Sericita (Ser)	35	Reemplazando Feldespatos y en matriz.
Feldespatos potásicos (Fsp)	10	Fantasmas (Huella de la forma del Fsp, reemplazado por Ser y arcillas).
Plagioclasa (Pl)	12	Fantasmas (Huella de la forma de la Pl, reemplazado por Ser y arcillas).
Opacos (Op)	8	

Alteración

Tipo	Minerales	Intensidad
Argílica	Sericita y arcillas reemplazando a los cristales de Fsp-Pl.	Avanzada
Sericítica	Sericita + Cuarzo.	Avanzada

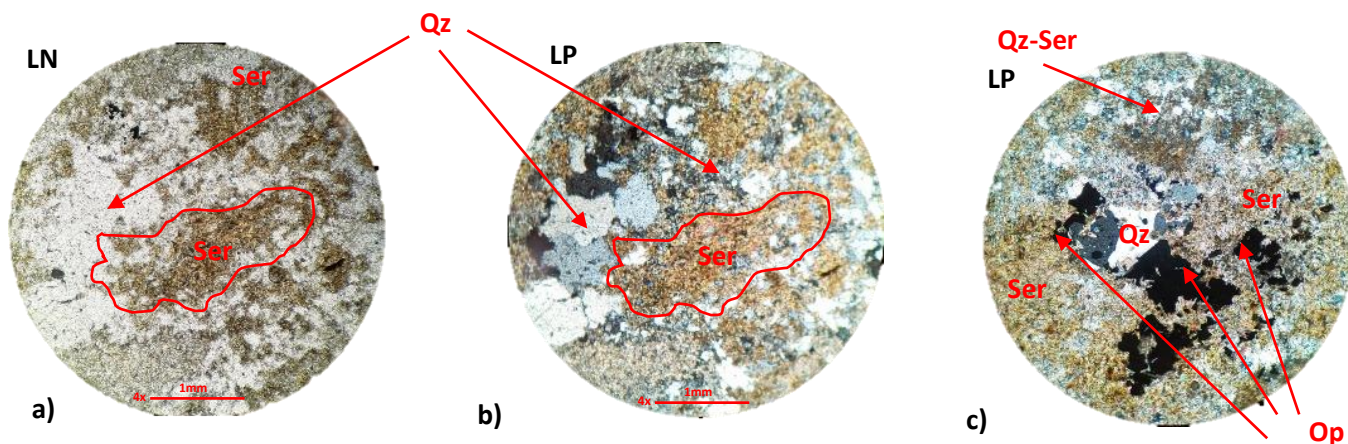
Minerales metálicos - opacos:

TOTAL=

8 %

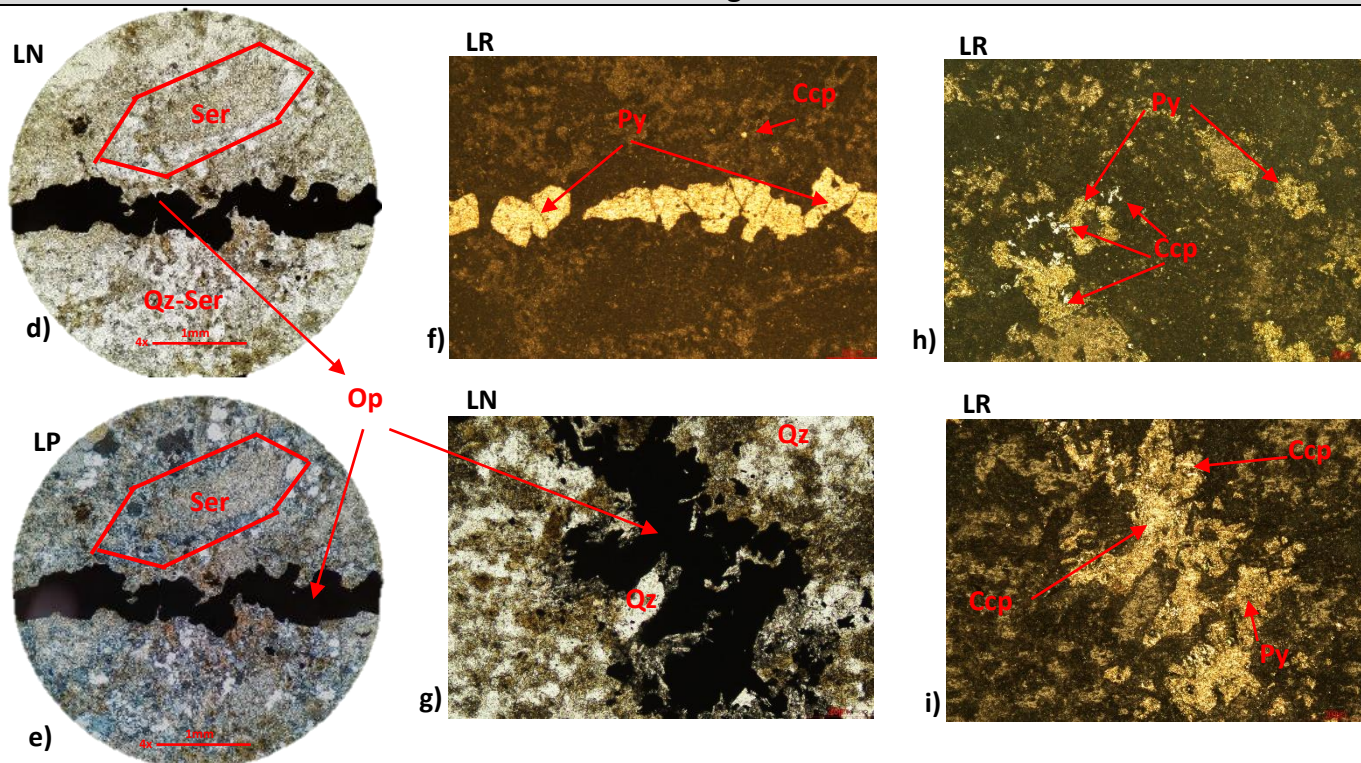
Mineral	%	Ocurrencia
Pirita	60	Diseminado / Venas.
Calcopirita	39	Diseminado / Venas.
Óxidos	1	Esporádicos.

Microfotografías



Clave: LC-001		Descripción
Microfotografía	001, 002	a y b) "Fantasma" de un fenocristal de Pl reemplazado totalmente por Ser. b) Agregado glomero-porfirítico de fenocristales de Qz. c) Mineralización diseminada (Op) Py-Ccp inmersa en una matriz de Qz-Ser. *Luz Transmitida a) Luz Natural (LN) y b,c) Luz Polarizada(LP).
Aumento	4x	
Microscopio	Nikon® Eclipse LV100N POL	
Analiza	Juan José Benitez.	

Microfotografías



Clave: LC-001		Descripción
Microfotografía	003, 004, 005.	d, e, f) Vena de Py-Ccp intercrecida en una matriz de Qz-Ser. d, e) Fantasma de un fenocristal de Pl totalmente reemplazado por Ser, rodeado de Qz microcristalino. f, h, i) Mineralización, compuesta principalmente de Py-Ccp, inmersa en Qz-Ser. *LR = Luz reflejada.
Aumento	4x, 5x, 10x.	
Microscopio	Nikon® Eclipse LV100N POL	
Analiza	Juan José Benitez	

Muestra: LC-002

Localidad: Mina La Caridad, Sonora, México.

Roca ígnea intrusiva, de color gris claro. Formada por fenocristales eh-subhedrales de feldespatos potásicos (Fsp) de color crema, forma tabular-cuadrada y de tamaños entre 0.5-7mm, plagioclasas (Pl) subhedrales de color blanco-grisáceo, forma cuadrada y tamaños de 1-3mm. Tanto los Fsp y las Pl están alterándose a arcillas (principalmente caolinita), ambos contenidos en matriz de grano fino. La matriz está compuesta de microcristales de Qz, Pl, Fsp y Ser. Se distingue mineralización diseminada de microcristales de pirita (Py) y trazas calcopirita (Ccp).

Textura

Porfírica (seriada)

Clasificación petrográfica

Pórfido riolítico de grano grueso

Descripción petrográfica

Roca ígnea intrusiva, con textura porfírica (seriada). Compuesta por “fantasmas” de fenocristales eh-subhedrales de Pl y Fsp reemplazados parcial-totalmente por arcillas y Ser, de tamaño de 1-4mm. Segregándose alrededor de estos se encuentran microcristales equigranulares de Qz an-subhedral de $\bar{X}=0.1\text{mm}$. Se distinguen agregados glomero-porfíricos de Qz $\bar{X}=1-0.3\text{mm}$ inmersos en una matriz microcristalina de Qz-Ser y fenocristales de Qz de $\bar{X}=1.5\text{mm}$.

En cuanto a los sulfuros, estos se presentan como microcristales eh-subhedrales de Py y Ccp (0.1-0.5 mm) generalmente adyacentes a los microcristales de Qz, sin asociación o en asociación binaria simple, diseminados en la matriz, con bordes rectos e interdigitados bien definidos.

Componentes minerales

Mineral	%	Observaciones
Feldespatos potásicos (Fsp)	30	Fantasmas (Huella de la forma del Fsp, reemplazado por Ser y arcillas).
Plagioclasa (Pl)	30	Fantasmas (Huella de la forma de la Pl, reemplazado por Ser y arcillas).
Cuarzo (Qz)	20	Distribuido en 3 poblaciones de tamaño.
Sericita (Ser)	17	Reemplazando Feldespatos y en matriz.
Opacos (Op)	3	

Alteración

Tipo	Minerales	Intensidad
Argílica	Sericita y arcillas reemplazando a los cristales de Fsp-Pl.	Avanzada
Sericítica	Sericita + Cuarzo.	Avanzada

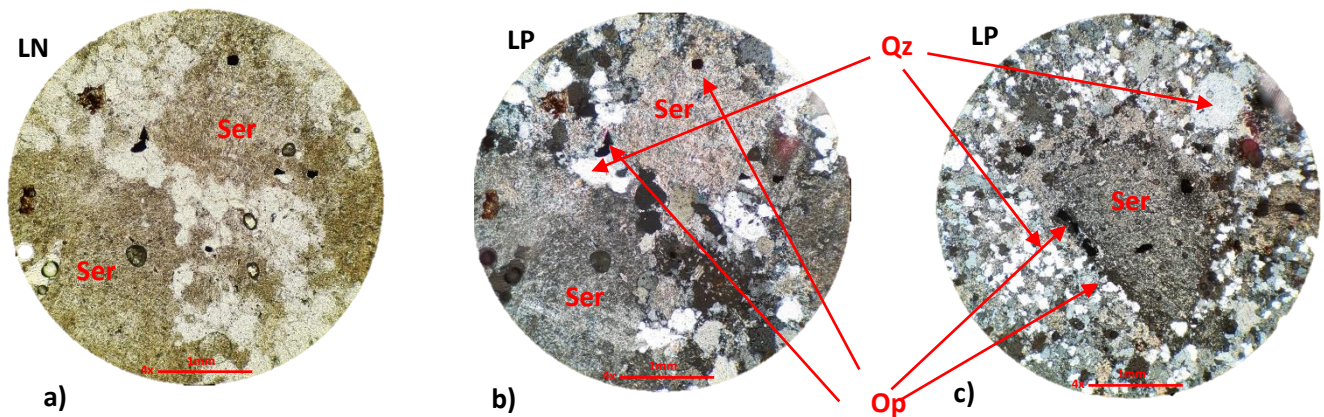
Minerales metálicos - opacos:

TOTAL=

3%

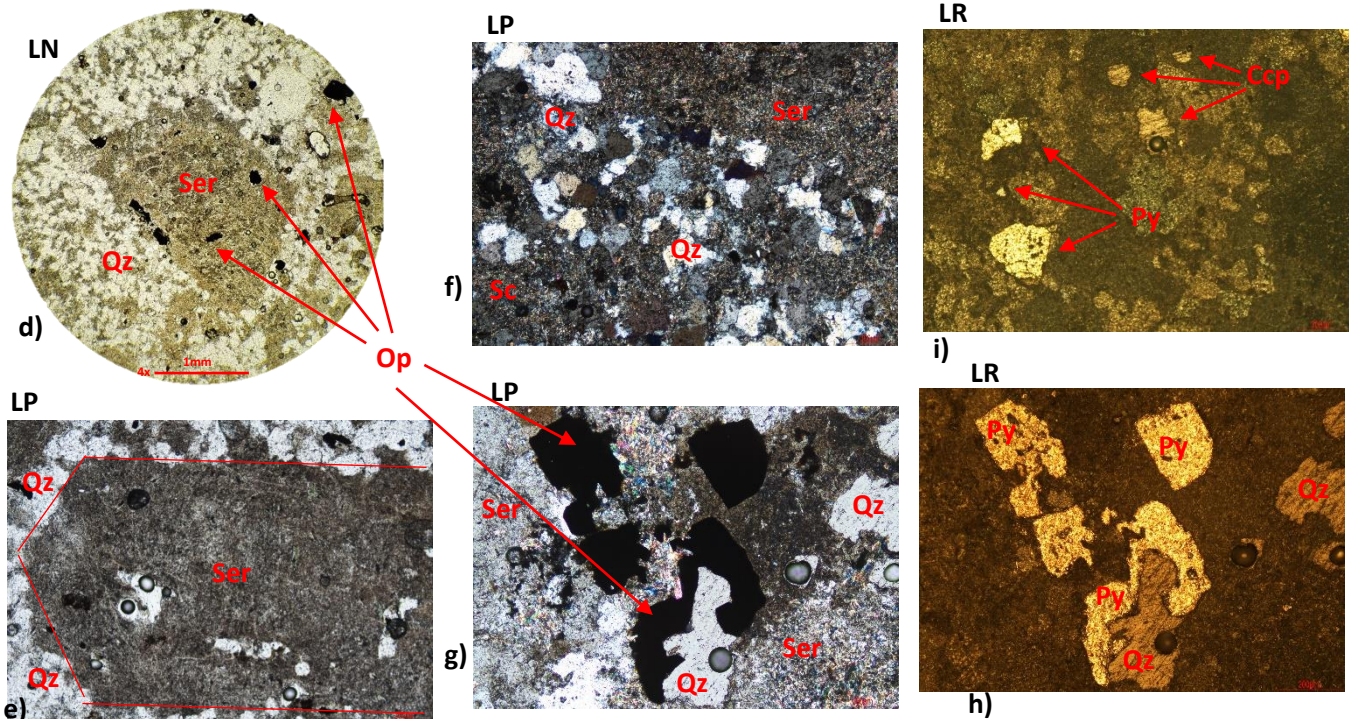
Mineral	%	Ocurrencia
Pirita	80	Diseminado
Calcopirita	20	Diseminado
Óxidos	1	Esporádicos

Microfotografías



Clave: LC-002		Descripción
Microfotografía	001, 002.	a, b) Fantasmas de fenocristales de Fsp totalmente reemplazados por Ser y arcillas. c, d) Microcristales de Ccp ($\bar{X}=0.2\text{mm}$) contenidos en un fantasma de un fenocristal de Pl, segregándose alrededor microcristales de Qz.
Aumento	4x	
Microscopio	Nikon® Eclipse LV100N POL	
Analiza	Juan José Benitez.	

Microfotografías



Clave: LC-002		Descripción
Microfotografía	003, 004, 005.	e) Fantasma de un fenocristal de Fsp totalmente reemplazado por Ser y arcillas., segregándose alrededor microcristales de Qz. g, h) Microcristales de Py intercrecida con microcristales de Qz. i) Microcristales de Py y Ccp.
Aumento	4x, 5x, 10x	
Microscopio	Nikon® Eclipse LV100N POL	
Analiza	Juan José Benitez	

Muestra: LC-003



Localidad: Mina La Caridad, Sonora, México.

Roca ígnea intrusiva, de color gris claro-verdoso. Formada por fenocristales an-subhedrales de cuarzo (Qz) de color grisáceo, feldespatos potásicos (Fsp), y plagioclasa (Pl) ambos de color crema-blanquecino de forma tabular subhedral de tamaño entre 1-3mm inmersos en una matriz de Qz, Pl, Fsp y Ser. Se distinguen microcristales diseminados de Py. Por el tono ligeramente verdoso parece tener cloritización incipiente.

Textura

Porfirítica (inequigranular).

Clasificación petrográfica

Pórfido riolítico

Descripción petrográfica

Roca ígnea intrusiva, con textura porfirítica (inequigranular). Compuesta por Qz distribuido en dos poblaciones: a) fenocristales de Qz an-subhedral de $\bar{x}=1$ mm. Cristales individuales, inmersos en una matriz de Fsp alterados y reemplazados parcialmente por Ser y arcillas; b) microcristales equigranulares de Qz subhedral de $\bar{x} > 0.3$ mm. "Fantasmas" de fenocristales euhedrales de Pl y Fsp reemplazados totalmente por microcristales de Ser y arcillas distribuidas en dos poblaciones a) fenocristales euhedrales de 1mm; b) fenocristales euhedrales de 0.5-0.2 mm. La matriz está constituida de Qz microcristalino intercrecido con Ser an-subhedral con textura laminar y arcillas. Se aprecia un fantasma de un fenocristal de anfíbol, alterado a arcillas y actinolita.

En cuanto a los sulfuros, estos se presentan como microcristales subhedrales diseminados ($\bar{x}=0.5$ mm) generalmente sin asociación aparente (aislados), la mayoría con bordes rectos bien definidos, contenidos en los fenocristales de Pl.

Componentes minerales

Mineral	%	Observaciones
Cuarzo (Qz)	37	Distribuido en 2 poblaciones de tamaño.
Sericita (Ser)	33	Reemplazando Feldespatos y en matriz.
Plagioclasa (Pl)	20	Fantasmas (Huella de la forma de la Pl, reemplazado por Ser y arcillas.
Feldespato alcalino (Fsp)	8	Fantasmas (Huella de la forma del Fsp, reemplazado por Ser y arcillas
Opacos (Op)	2	

Alteración

Tipo	Minerales	Intensidad
Argílica	Sericita y arcillas reemplazando a los cristales de Fsp-Pl.	Avanzada
Sericítica	Sericita + Cuarzo.	Avanzada

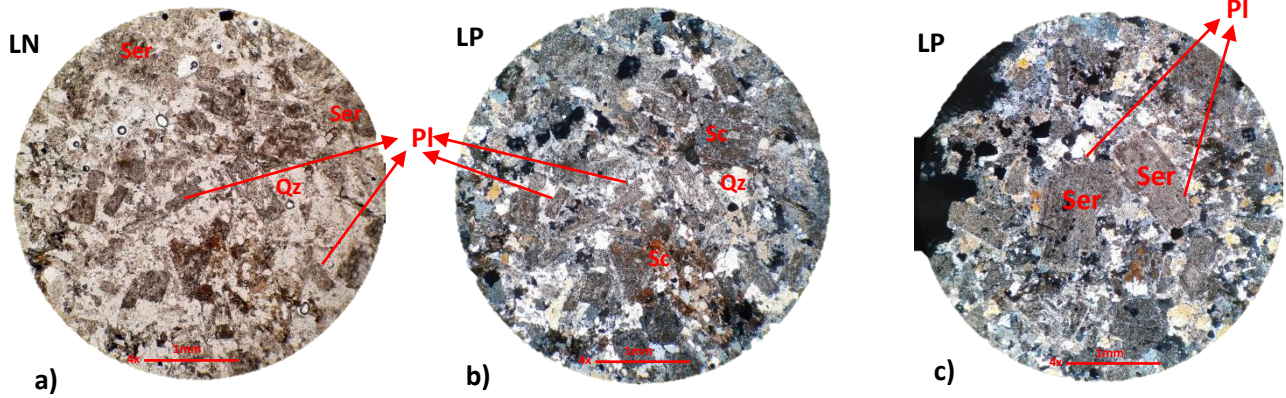
Minerales metálicos - opacos:

TOTAL=

2 %

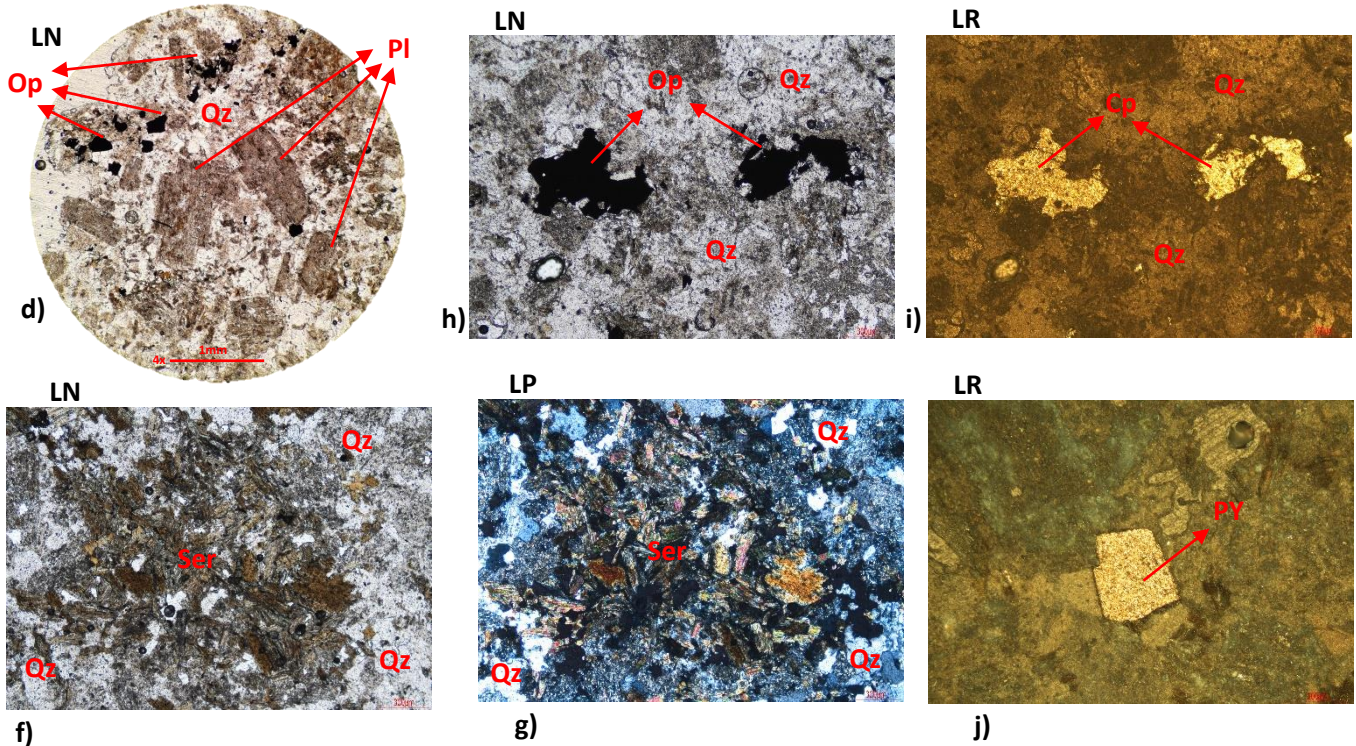
Mineral	%	Ocurrencia
Pirita	85	Diseminado.
Calcopirita	13	Diseminado.
Óxidos	2	Esporádicos.

Microfotografías



Clave: LC-003		Descripción
Microfotografía	001, 002.	a, b) “Fantasmas” de microcristales euhedrales de PI reemplazados totalmente por Ser y arcillas inmersos en una matriz de Qz microcristalino. c, d) Fantasma de fenocristales euhedrales de PI alterados totalmente a Ser y arcillas. Microcristales de minerales opacos (Op) contenidos en un fantasma de Fsp alterado a Ser.
Aumento	4x	
Microscopio	Nikon® Eclipse LV100N POL	
Analiza	Juan José Benitez.	

Microfotografías



Clave: LC-003		Descripción
Microfotografía	003, 004, 005.	f, g) Microcristales de Ser subhedrales con textura laminar, intercrecidos en una matriz de Qz-Ser-arcillas. h, i) Microcristales de Ccp intercrecidos con un fenocristal de Fsp alterado. j) Microcristal euhedral de Py, con bordes rectos bien definidos.
Aumento	4x, 5x, 10x.	
Microscopio	Nikon® Eclipse LV100N POL	
Analiza	Juan José Benitez	

Muestra: LC-004



Localidad: Mina La Caridad, Sonora, México.

Roca ígnea intrusiva, de color gris claro. Formada por fenocristales subhedrales de feldespatos potásicos (Fps), de color crema y plagioclasas (Pl) de color blanco-crema, de tamaño entre 1 y 3mm en matriz de grano fino. La matriz está compuesta de microcristales de Qz, Pl, Fsp y Ser. Se distinguen venas de <1mm de Qz granular (tipo "A"). Además de microcristales diseminados de Py.

Textura

Porfírica (inequigranular).

Clasificación petrográfica

Pórfido riolítico

Descripción petrográfica

Roca ígnea intrusiva, con textura porfírica inequigranular. Compuesta por microcristales de Qz (an-suhedral) y Ser < 0.3 mm, formando la matriz de la roca y esporádicos agregados glomero-porfíricos de Qz anhedral de $\bar{X} = 0.3$ mm. En la matriz los Fsp y Pl están alterados en su totalidad a Ser y arcillas. Se distinguen escasos "fantasmas" de fenocristales anhedral de Pl y Fsp reemplazados totalmente por microcristales de Ser con incipiente textura laminar y arcillas. Hay una vena de Qz granular d 0.3-0.5 mm (tipo "A").

En cuanto a los sulfuros, estos se presentan como cristales subhedrales, aislados de Py-Ccp ($\bar{X} = 0.2$ mm), o con asociación binaria simple; diseminados en la matriz, con bordes rectos e interdigitados bien definidos, adyacentes a los microcristales de Ser.

Componentes minerales

Mineral	%	Observaciones
Sericita (Ser)	55	Distribuido en 2 poblaciones de tamaño (matriz y reemplazando Fsp y Pl).
Cuarzo (Qz)	27	Distribuido en 2 poblaciones de tamaño.
Feldespatos potásicos (Fsp)	8	Fantasmas (Huella de la forma del Fsp, reemplazado por Ser y arcillas).
Plagioclasa (Pl)	7	Fantasmas (Huella de la forma de la Pl, reemplazado por Ser y arcillas)
Opacos (Op)	2	

Alteración

Tipo	Minerales	Intensidad
Argílica	Sericita y arcillas reemplazando a los cristales de Fsp-Pl.	Avanzada
Sericítica	Sericita + Cuarzo.	Intermedia

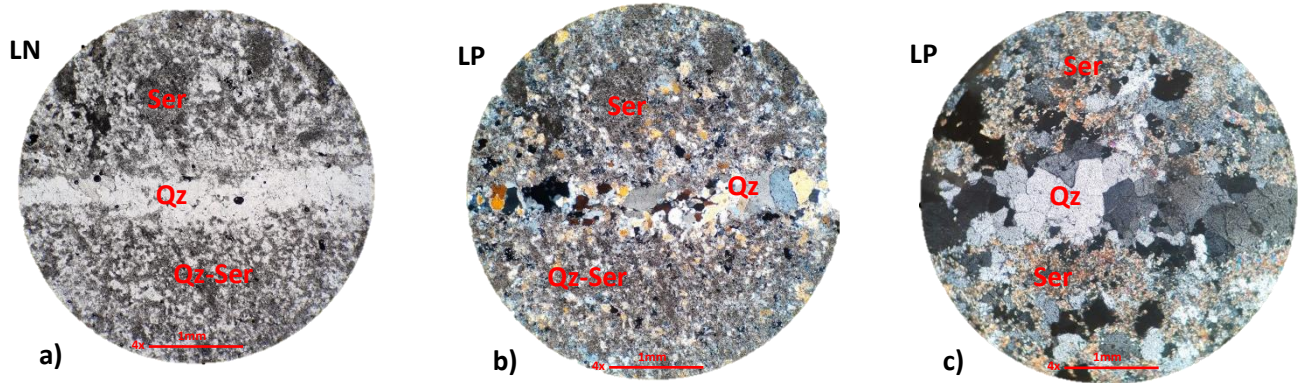
Minerales metálicos - opacos:

TOTAL=

2 %

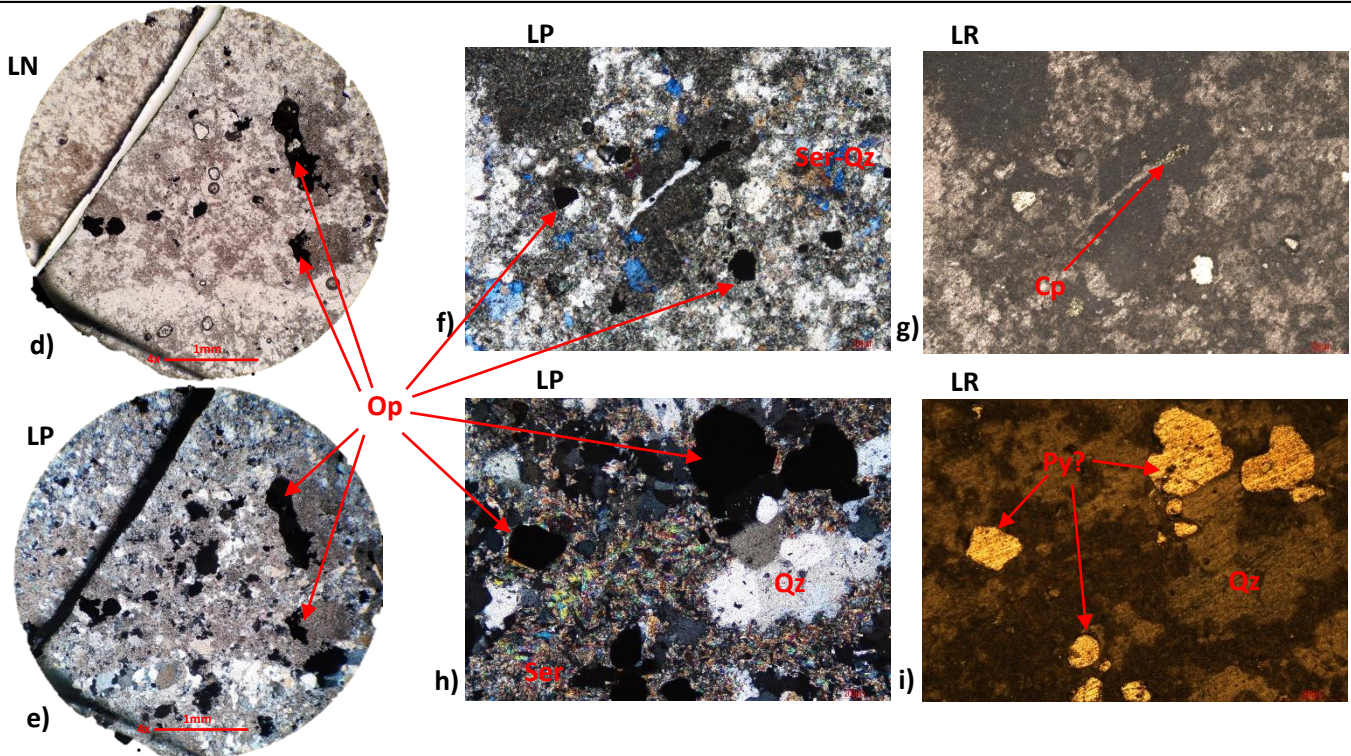
Mineral	%	Ocurrencia
Pirita	80	Diseminado.
Calcopirita	19	Diseminado.
Óxidos	1	Esporádicos.

Microfotografías



Clave: LC-004		Descripción
Microfotografía	001, 002.	a, b) Vena de Qz microcristalino an-subhedral, en una matriz de Qz-Ser. c) Agregado glomero-porfirítico de fenocristales de Qz.
Aumento	4x	
Microscopio	Nikon® Eclipse LV100N POL	
Analiza	Juan José Benitez.	

Microfotografías



Clave: LC-004		Descripción
Microfotografía	003, 004, 005.	d, e) Minerales opacos intercrecidos en un "fantasma de PI alterado a Ser. h) Microcristales de Ser subhedrales con incipiente textura laminar y arcillas. g, i) Microcristales de Py subhedrales \bar{x} = 0.2 mm con bordes rectos bien definidos y de Ccp anhedrales <2mm.
Aumento	4x	
Microscopio	Nikon® Eclipse LV100N POL	
Analiza	Juan José Benitez	

Muestra: LC-005



Localidad: Mina La Caridad, Sonora, México.

Roca ígnea intrusiva, de color gris oscuro. Formada por fenocristales an-subhedrales de cuarzo (Qz) color gris claro, de 0.3-0.1 mm, feldespatos potásicos (Fsp) y plagioclasas (Pl), estos últimos dos, de color blanco-rosado y forma tabular anhedral de tamaño entre 0.1 y 0.3mm en matriz de grano fino. La matriz está compuesta de microcristales de Qz, Pl, Fsp y Ser. Se distinguen fenocristales de pirita (Py) y calcopirita (Ccp) y trazas de Calcocita?. Se aprecian 2 poblaciones de sulfuros, unos en forma subhedral-masivo de 1-2mm y otros con habito anhedral detrítico de tamaño <1mm. Se observan pátinas en los sulfuros de color pardo-rojizo-verdoso.

Textura

Porfírica (inequigranular).

Clasificación petrográfica

Pórfido riolítico.

Descripción petrográfica

Roca ígnea intrusiva, con textura porfírica (inequigranular). Compuesta por Qz distribuidos en dos poblaciones: a) fenocristales de Qz an-subhedral de 0.8-0.4 mm inmersos en una matriz de Qz-Ser y arcillas; b) microcristales de Qz subhedral de $\bar{x} < 0.3$ mm. Y fenocristales de moscovita, subhedrales de 0.6-0.1mm. La matriz está constituida de Qz microcristalino intercrecido con Ser, an-subhedral con textura laminar y arcillas.

En cuanto a los sulfuros, se presentan de 2 maneras:

- a) Cristales subhedrales de Py ($\bar{x} = 1$ mm) generalmente sin asociación o en asociación binaria con Ccp con textura de emulsión, diseminados en la matriz, con bordes rectos bien definidos.
- b) Cristales de Py-Ccp en asociación binaria con textura de emulsión ($\bar{x} = 0.8$ mm), intercrecidos principalmente en la matriz de Ser, con bordes interdigitados bien definidos.

Componentes minerales

Mineral	%	Observaciones
Cuarzo (Qz)	35	Distribuido en 2 poblaciones de tamaño.
Sericita (Ser) – Moscovita (Ms)	30	Reemplazando Feldespatos y en matriz.
Feldespatos potásicos (Fsp)	10	Fantasmas (Huella de la forma del Fsp, reemplazado por Ser y arcillas.
Plagioclasa (Pl)	5	Fantasmas (Huella de la forma de la Pl, reemplazado por Ser y arcillas
Opacos	20	

Alteración

Tipo	Minerales	Intensidad
Argílica	Sericita y arcillas reemplazando a los cristales de Fsp-Pl.	Avanzada
Sericítica	Sericita + Cuarzo.	Avanzada

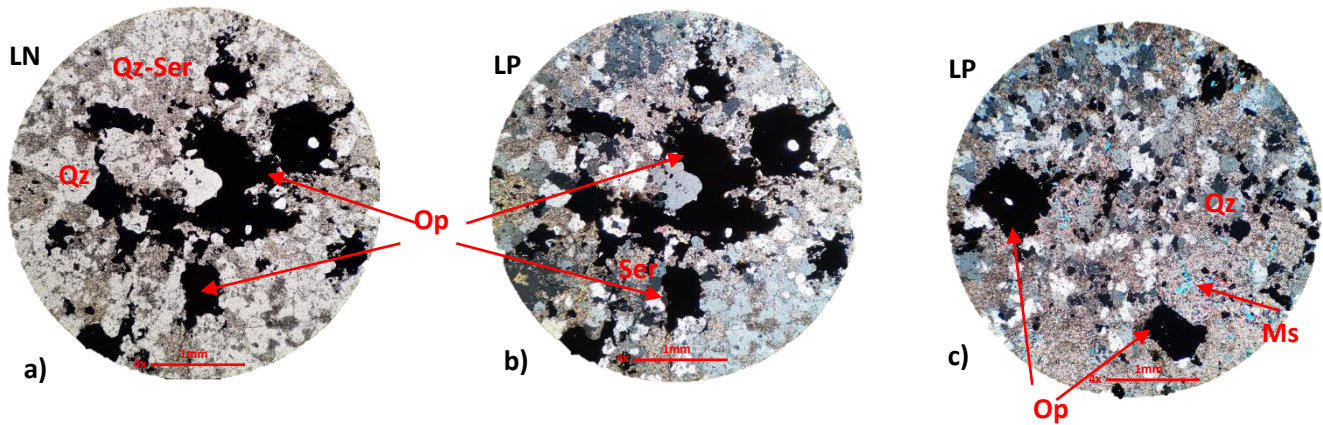
Minerales metálicos - opacos:

TOTAL=

20%

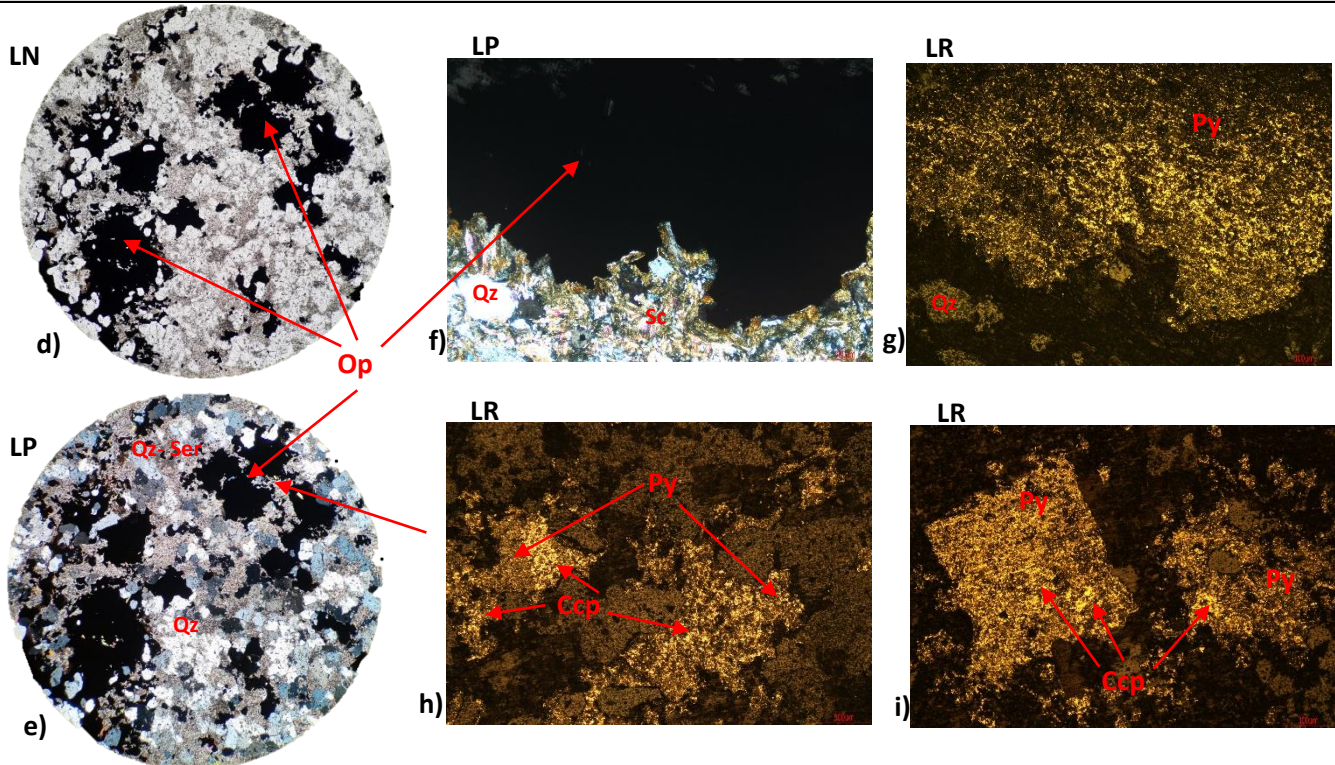
Mineral	%	Ocurrencia
Pirita	75	Diseminado
Calcopirita	24	Diseminado
Óxidos	1	Esporádicos.

Microfotografías



Clave: LC-005		Descripción
Microfotografía	001, 002.	a, b, c) Sulfuros anhedrales “detríticos”, de 0.5mm-1mm con bordes interdigitados bien definidos, inmersos en una matriz de Qz-Ser. c) Microcristales subhedrales de Ms \bar{x} = 0.1mm (color azul claro).
Aumento	4x	
Microscopio	Nikon® Eclipse LV100N POL	
Analiza	Juan José Benitez.	

Microfotografías



Clave: LC-005		Descripción
Microfotografía	003, 004, 005.	d, e) Sulfuros anhedrales “detríticos”, de 0.5mm-1mm con bordes interdigitados bien definidos, inmersos en una matriz de Qz-Ser. f, g) Fenocristal de Py “masivo” con bordes interdigitados, adyacente a microcristales subhedrales de Ser con textura laminar. h, i) Ccp diseminada en fenocristales de Py.
Aumento	4x, 5x.	
Microscopio	Nikon® Eclipse LV100N POL	
Analiza	Juan José Benitez	

Muestra: LC-006

Localidad: Mina La Caridad, Sonora, México.

Roca ígnea intrusiva, de color gris claro. Formada por fenocristales an-subhedrales de Plagioclasa (Pl) color blanco-gris claro, de 1-3 mm, y en menor cantidad feldespatos potásicos (Fsp), anhedrales de tamaño <1mm, en matriz de grano fino compuesta de microcristales de Qz, P, Fsp y Sc. Se distinguen fenocristales de pirita (Py) <1mm en venas de Qz de <1mm. La roca presenta silicificación moderada.

Textura

Porfírica (inequigranular).

Clasificación petrográfica

Pórfido riolítico.

Descripción petrográfica

Roca ígnea intrusiva, con textura porfírica inequigranular. Compuesta por Qz, distribuido en dos poblaciones: a) fenocristales Qz an-subhedral de 0.5-0.7 mm, formando venas de tipo "A", inmerso en una matriz de Qz-Ser y arcillas microcristalinos y b) microcristales de Qz subhedral de \bar{X} <0.2mm, formando la matriz junto con criptocristales de Ser. Se alcanza a distinguir fenocristales de Ffp redondeados, anhedrales, de entre 0.5-1.2mm.

En cuanto a los sulfuros, se presentan intercrecidos en las venas de Qz; se observa principalmente Py, con bordes interdigitados bien definidos de \bar{X} <0.3mm.

Componentes minerales

Mineral	%	Observaciones
Sericita (Ser)	50	Reemplazando Feldespatos y en matriz.
Cuarzo (Qz)	40	Distribuido en 2 poblaciones de tamaño.
Feldespatos potásicos (Fsp)	5	Fantasmas (Huella de la forma del Fsp, remplazado por Ser y arcillas).
Plagioclasa (Pl)	4	Fantasmas (Huella de la forma de la Pl, remplazado por Ser y arcillas).
Opacos (Op)	1	

Alteración

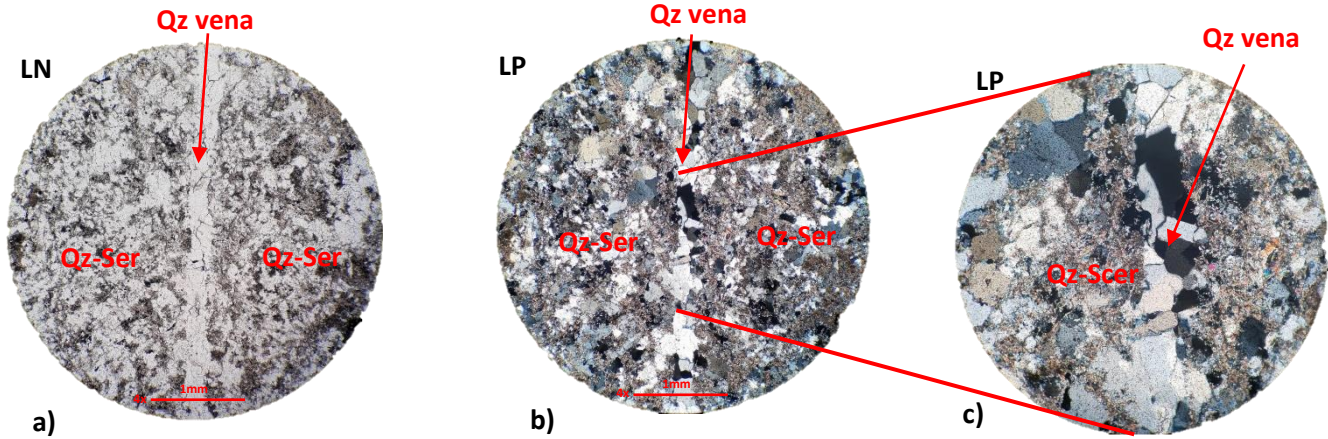
Tipo	Minerales	Intensidad
Argílica	Sericita y arcillas reemplazando a los cristales de Fsp-Pl.	Avanzada
Sericítica	Sericita + Cuarzo.	Avanzada
Silicificación		Débil

Minerales metálicos - opacos:**TOTAL=**

1%

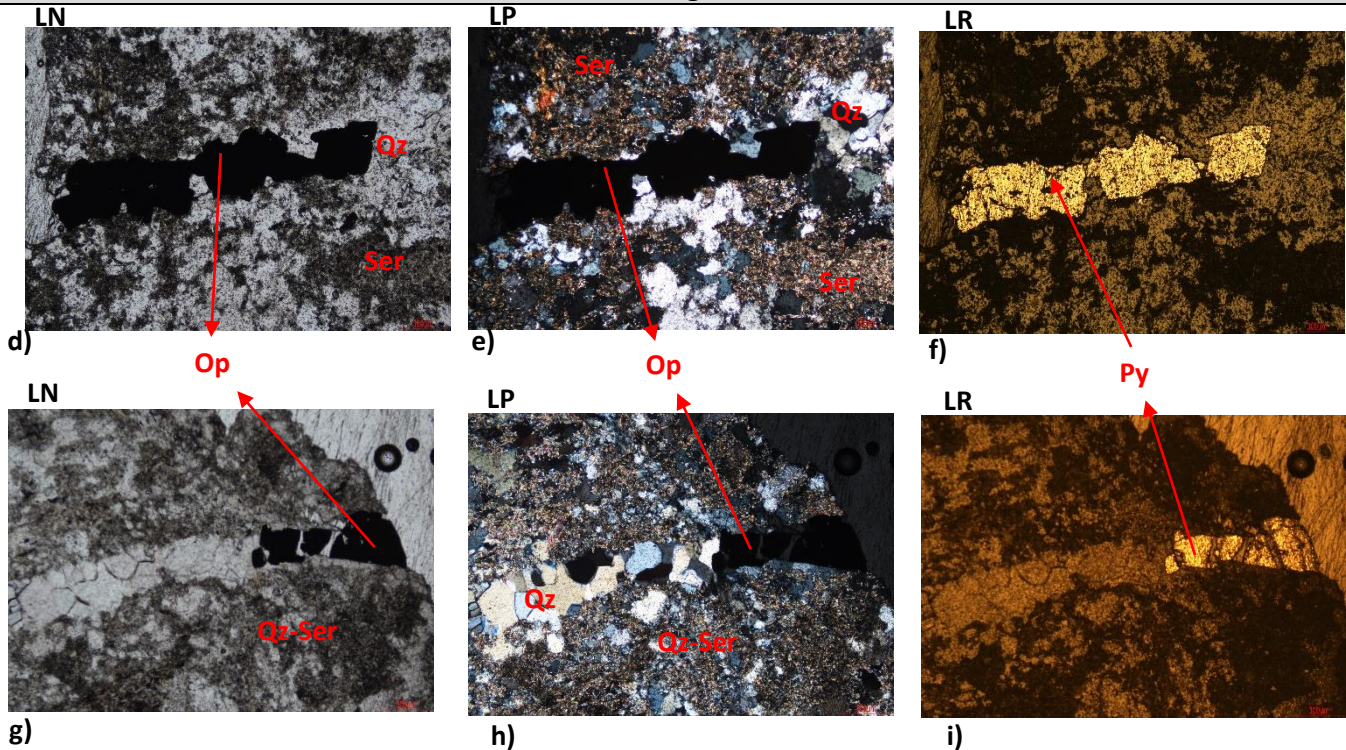
Mineral	%	Ocurrencia
Pirita	99	Diseminado.
Óxidos	1	Esporádicos.

Microfotografías



Clave: LC-006		Descripción
Microfotografía	001, 002.	a, b, c) Vena tipo "A" de Qz microcristalino, en una matriz de Qz-Ser.
Aumento	4x, 10x.	
Microscopio	Nikon® Eclipse LV100N POL	
Analiza	Juan José Benitez.	

Micrografías



Clave: LC-006		Descripción
Luz	003, 004, 005.	d, e, f) Microcristales subhedrales de Py contenidos en una "Vena tipo "A" de Qz microcristalino, con bordes bien definidos.
Aumento	5x	
Microscopio	Nikon® Eclipse LV100N POL	g, h, i) Microcristales de Py contenidos en una "Vena tipo "A" de Qz microcristalino, inmersa en un matriz de Qz-Ser micro-criptocristalina.
Analiza	Juan José Benitez	

Anexo II. Fotomicrografías obtenidas con la Microscopia Electrónica de Barrido.

Fotomicrografías de las partículas minerales, obtenidas a partir de la caracterización mineralógica usando la técnica de microscopia electrónica de barrido (MEB).

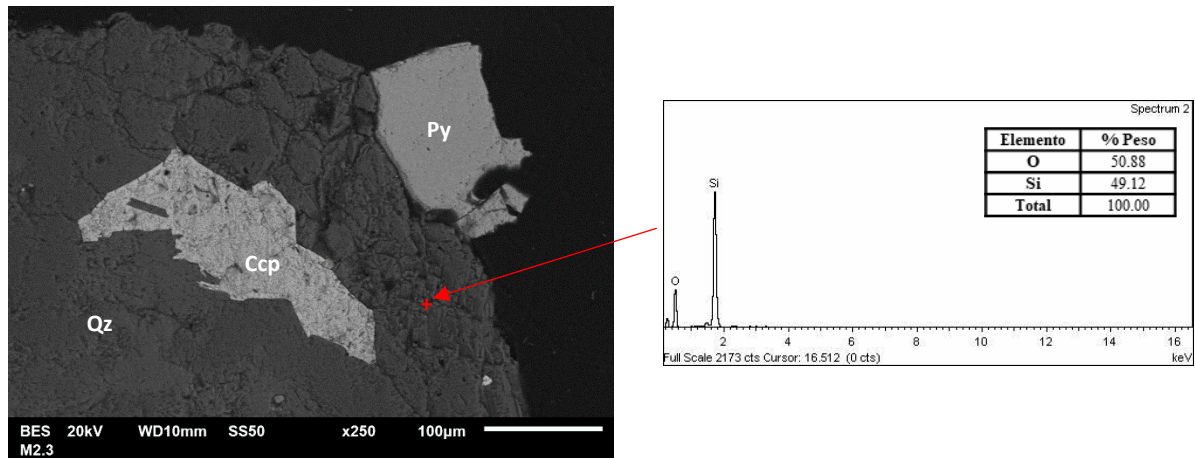


Figura 72. Partícula de Qz, Ccp y Py en asociación ternaria.

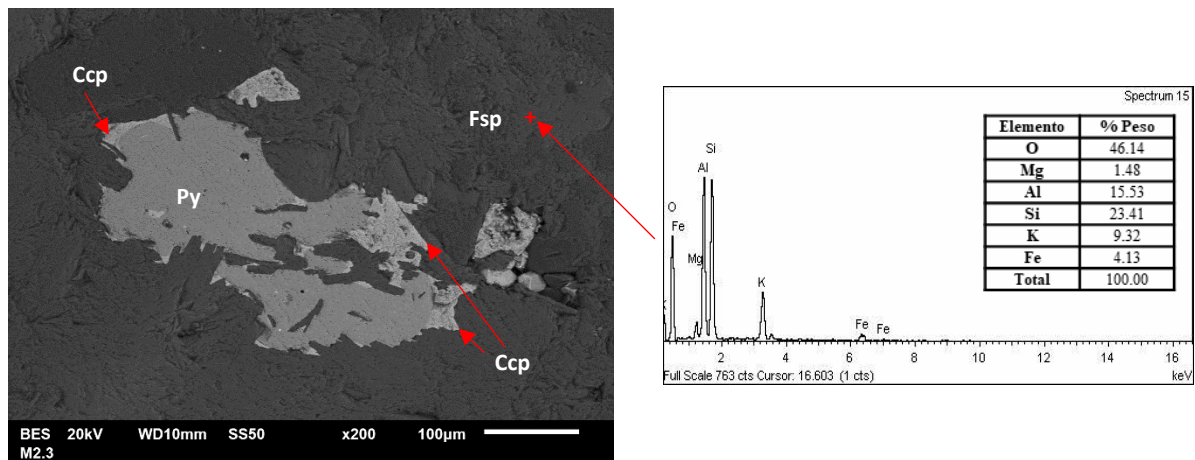


Figura 73. Partículas de Ccp segregadas en los bordes de partículas de Py, contenidas en una partícula de mayor tamaño de Fsp, presentando una asociación ternaria compleja.

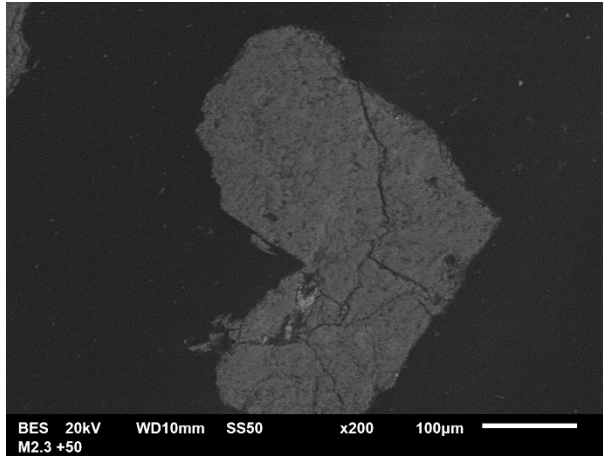


Figura 74. Partícula de ganga, con microfracturamiento intragranular.

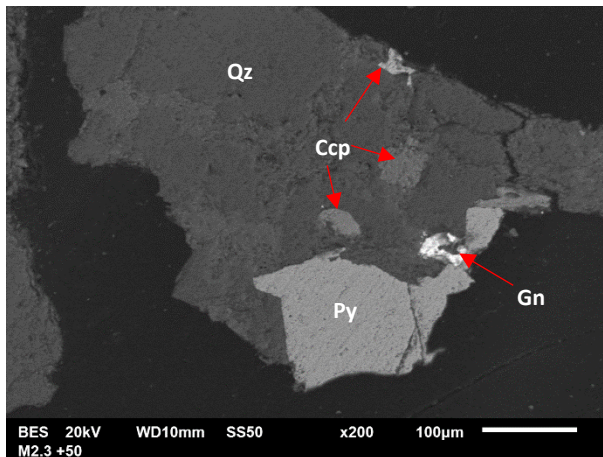


Figura 75. Partículas de Py, Ccp y Gn en asociación cuaternaria con Qz.

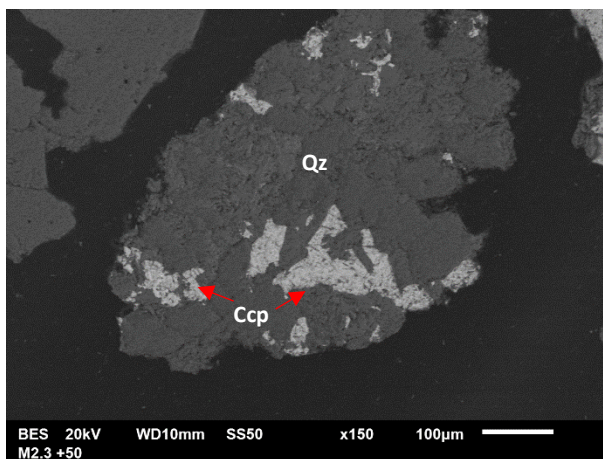


Figura 76. Ccp con Qz en asociación binaria compleja.

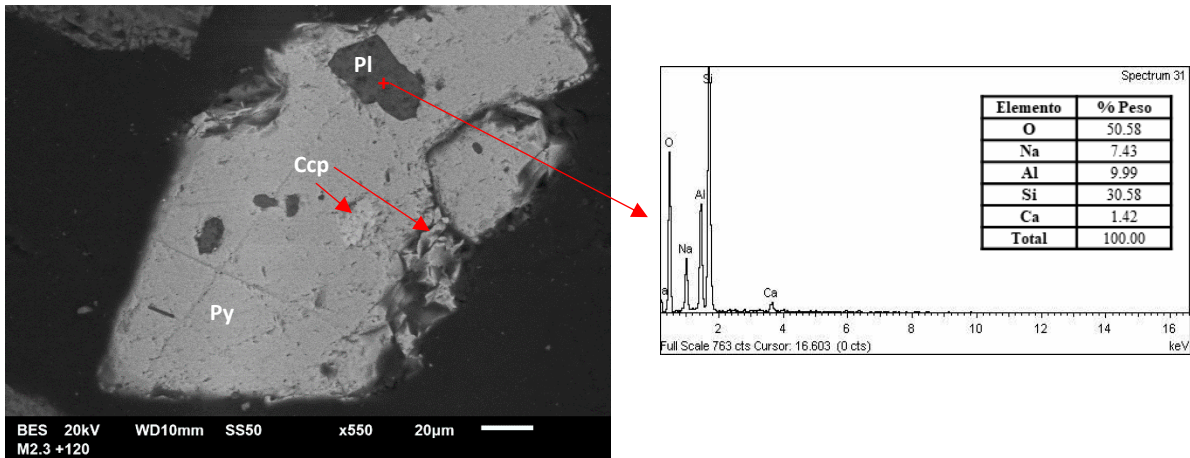


Figura 77. Partícula de Py con oclusiones de Ccp y Pl, presentando una asociación ternaria compleja.

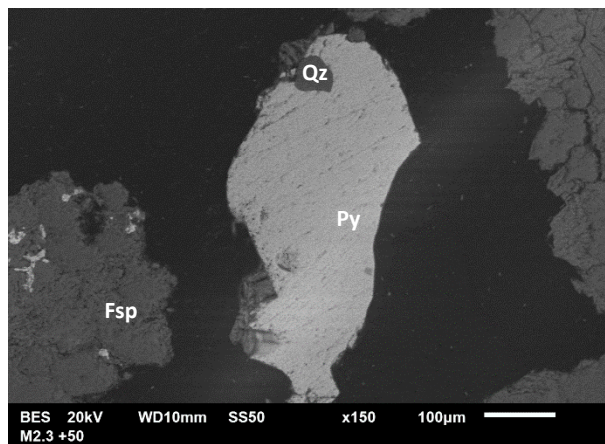


Figura 78. Partícula de Ccp y Gn en asociación binaria simple.

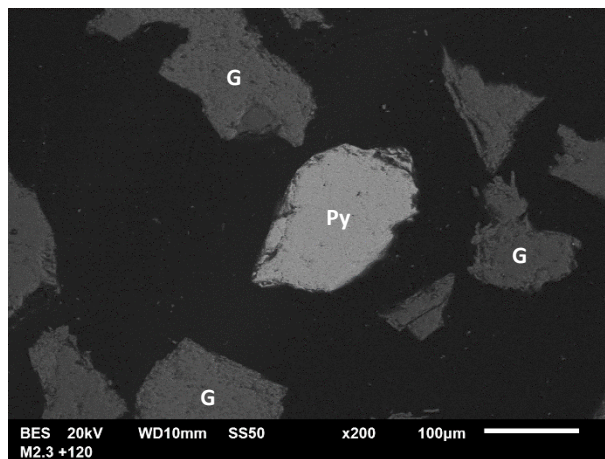


Figura 79. Partículas de Ganga y Py libre.

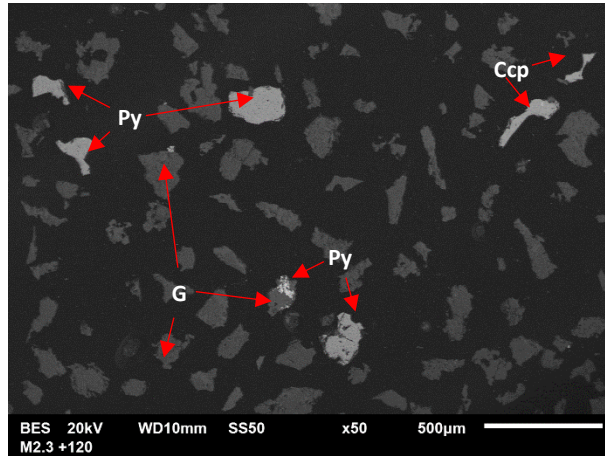


Figura 80. Partículas de Py, Ccp y G libres.

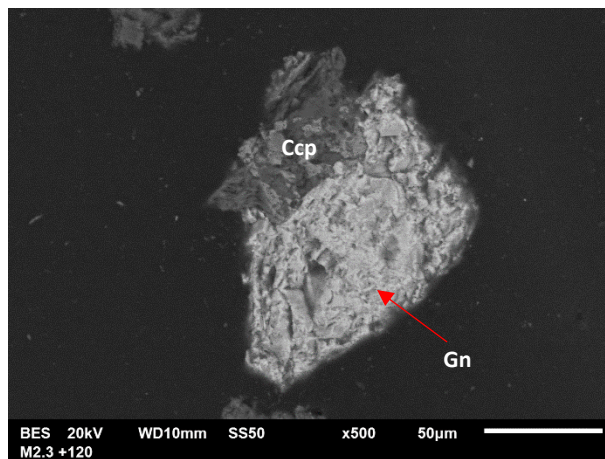


Figura 81. Partícula de Ccp y Gn en asociación binaria simple.

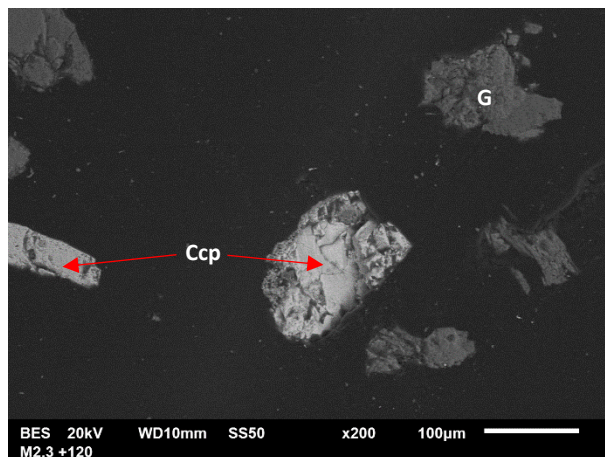


Figura 82. Partículas de Ccp libre.

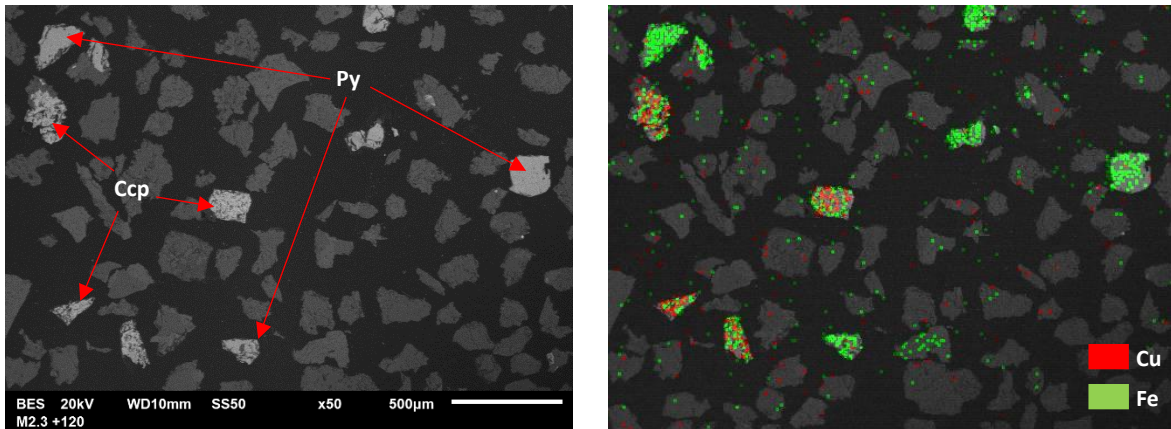


Figura 83. Partículas de Py, Ccp y G libres y en asociación binaria simple (Py-G).

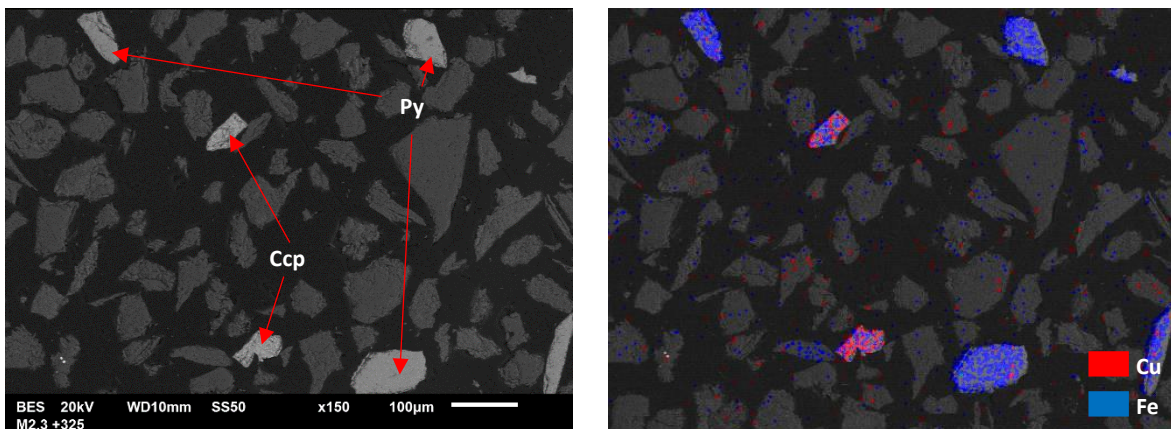


Figura 84. Partículas de Py, Ccp y G libres.

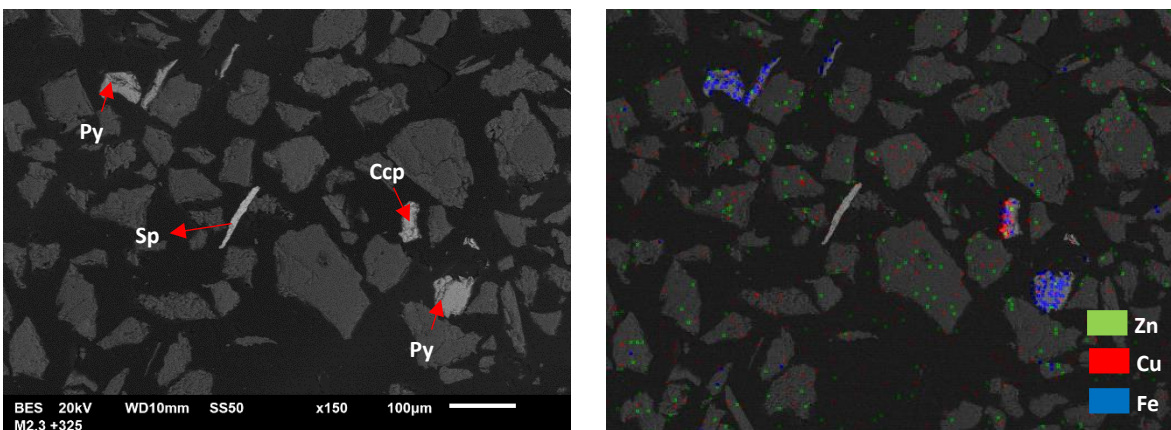


Figura 85. Partículas de Py, Ccp, Sp y G libres.

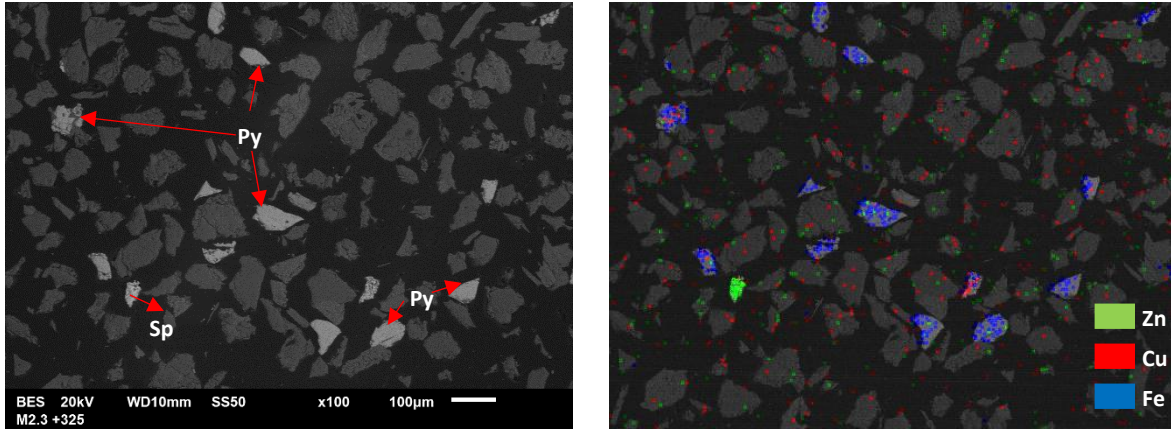


Figura 86. Partículas de Py, Sp y G libres.

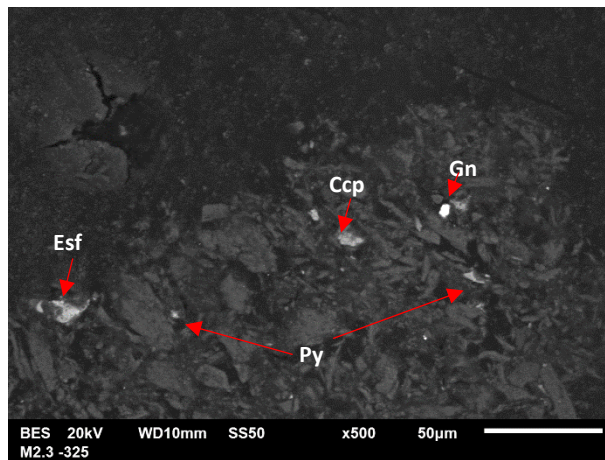


Figura 87. Partículas libres de Py, Ccp, Esf, Gn y G.

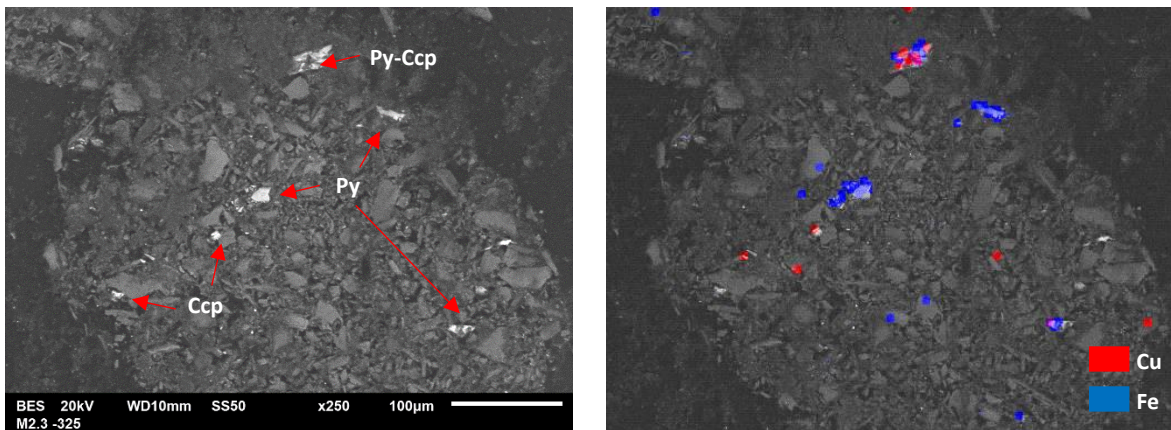


Figura 88. Partículas libres de Py y Ccp y en asociación binaria simple (Py-Ccp).

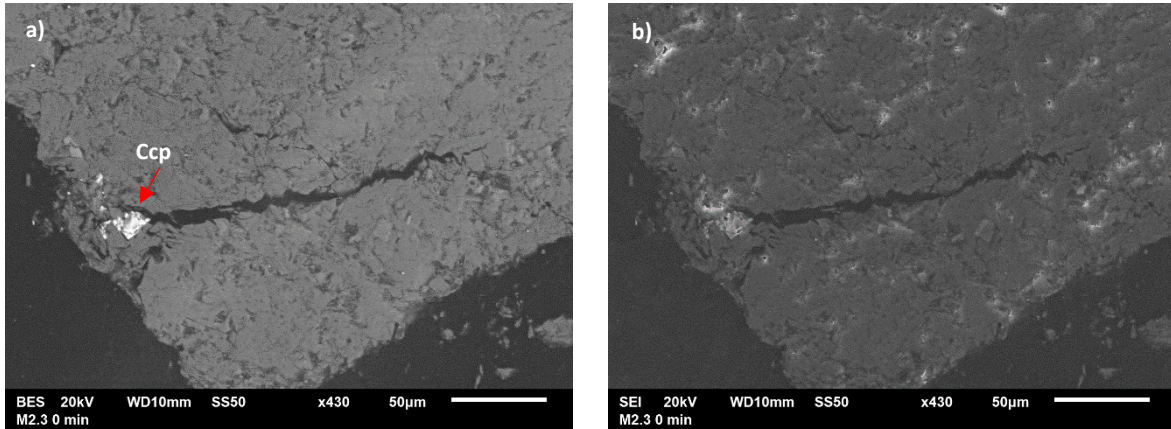


Figura 89. Microfractura transgranular en una partícula de Fsp. a) BEIW. b) SEI.

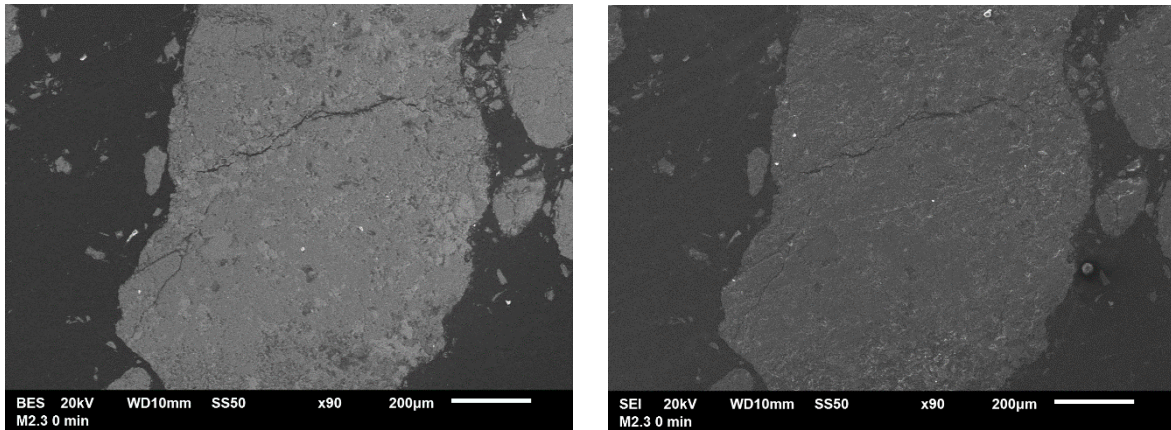


Figura 90. Microfractura transgranular en una partícula de Qz. a) BEIW, b) SEI.

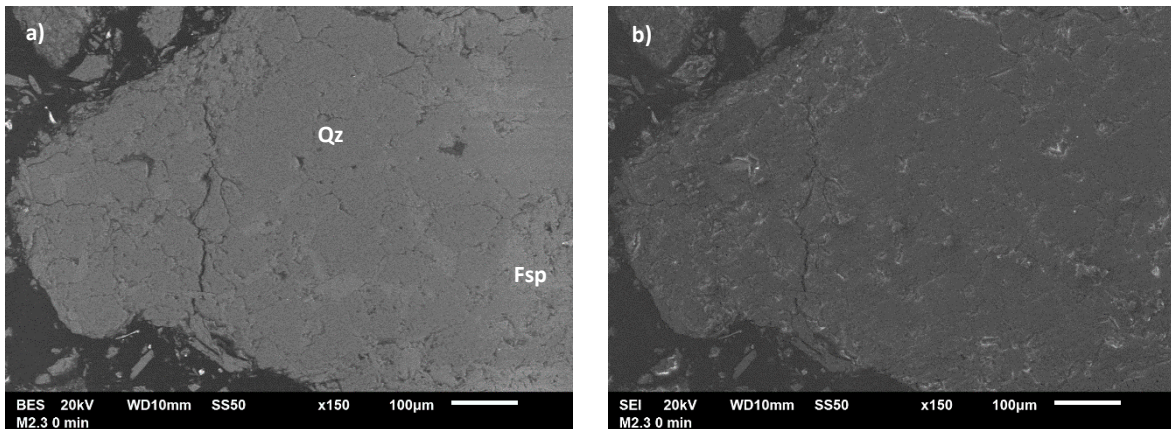


Figura 91. Microfractura transgranular en una partícula de Qz-Fsp. a) BEIW, b) SEI.

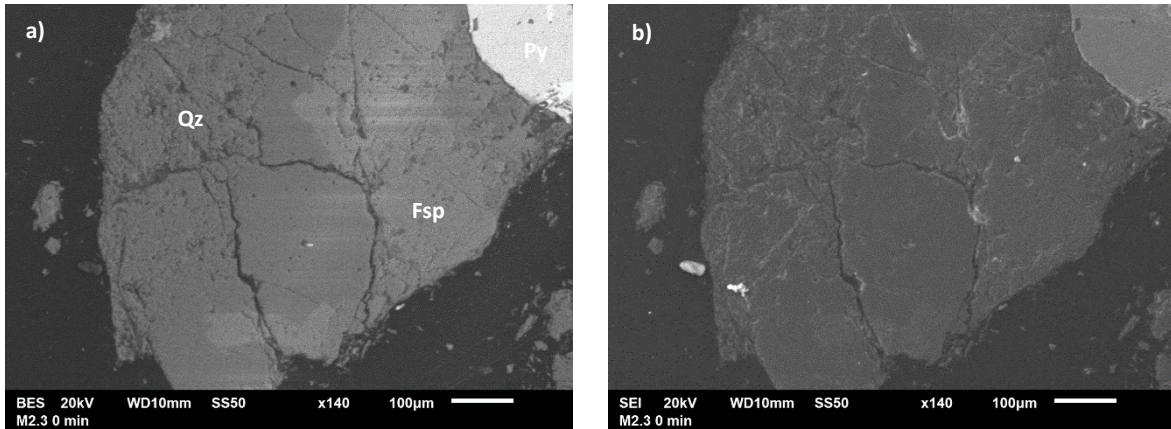


Figura 92. Microfracturas intragranulares en una partícula de Qz-Fsp. Microfractura intergranular en los bordes de las fases Qz y Fsp, así como en los bordes de las fases Qz y Py. a) BEIW, b) SEI.

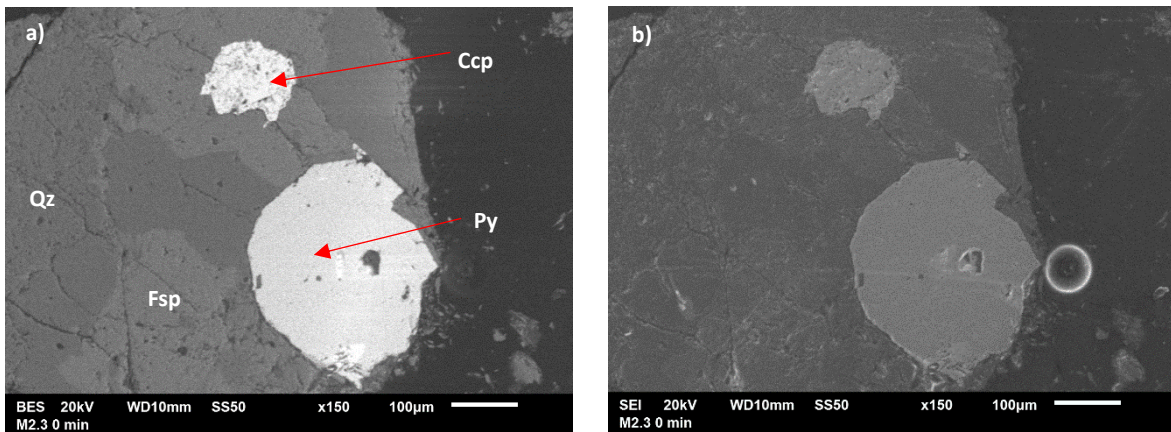


Figura 93. Microfracturas intragranulares en las fases de Qz y Fsp; así como microfracturas intergranulares en los bordes de las fases Fsp y Py. a) BEIW, b) SEI.

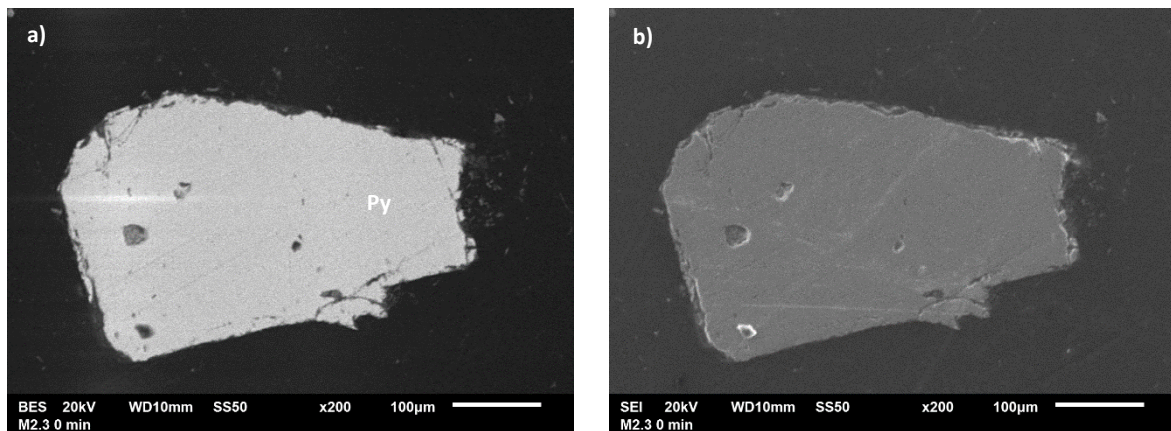


Figura 94. Partícula de Py libre; con microfracturas en sus bordes. a) BEIW, b) SEI.

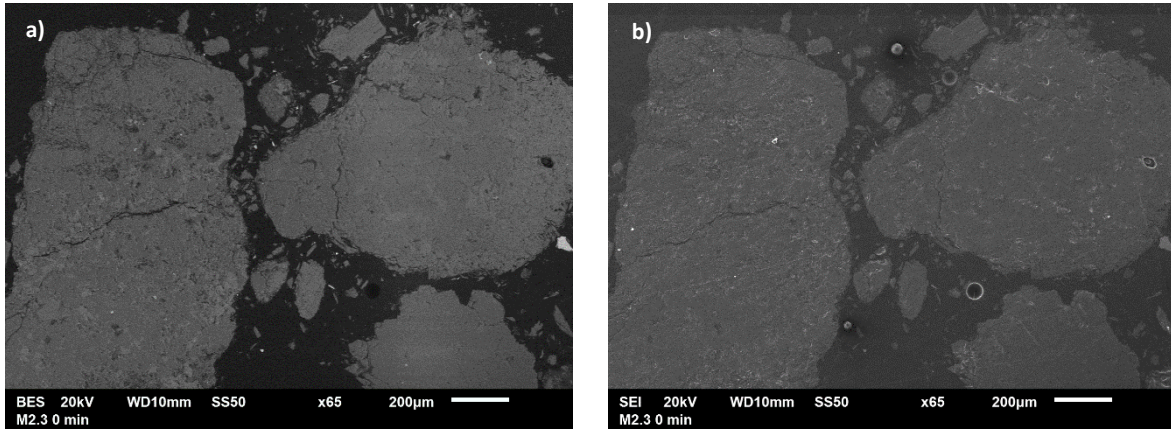


Figura 95. Partículas de G con microfracturamiento transgranular e intragranular.

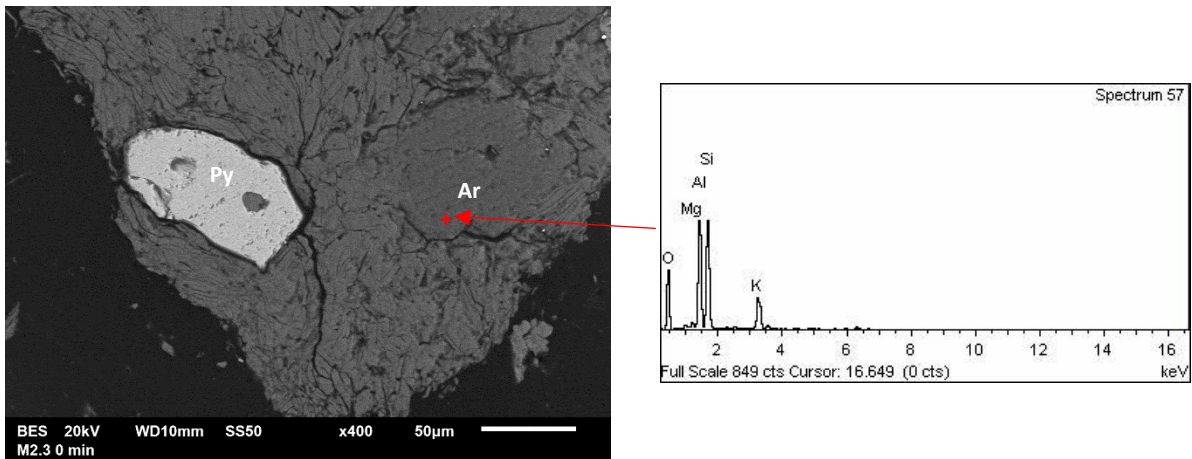


Figura 96. Partícula de Py ocluida en una de Arcilla. Con microfracturamiento intergranular en los bordes de las fases Py y Ar, así como fracturamiento intragranular en la fase de Ar.

Figuras TCC:

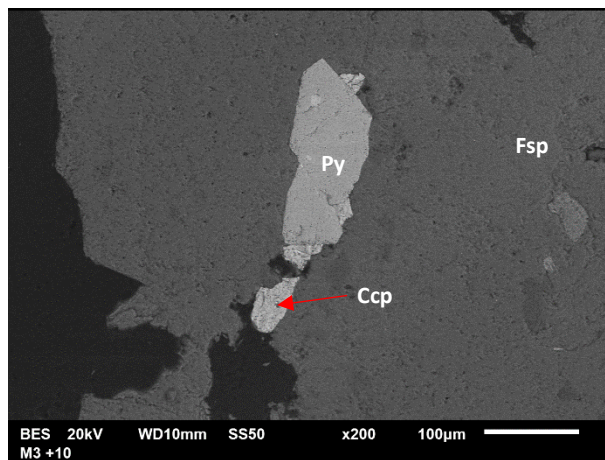


Figura 97. Partícula de Py y Ccp contenidas en una de Fsp, presentando una asociación ternaria.

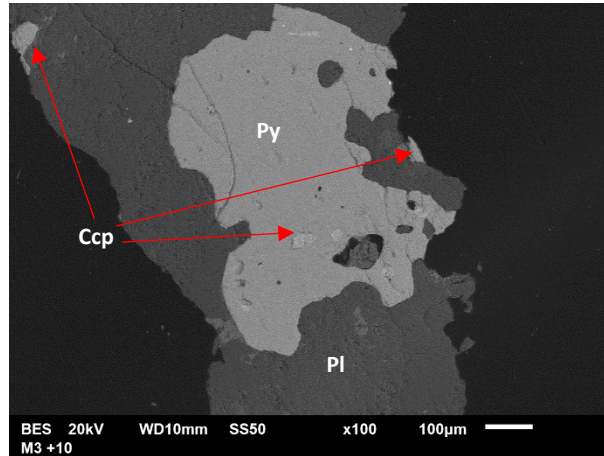


Figura 98. Partículas de Ccp y Py ocluidas en una de Pl, presentando una asociación ternaria.

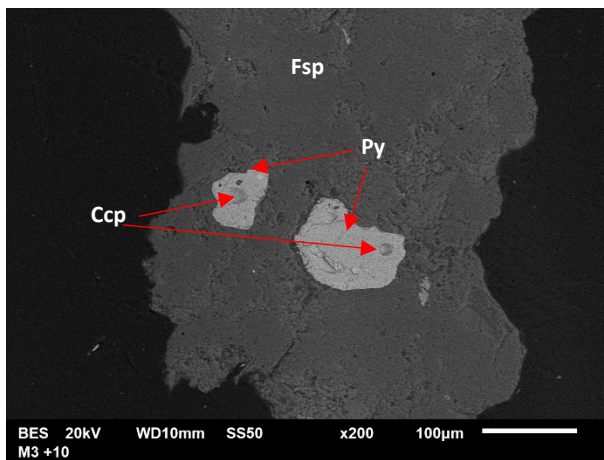


Figura 99. Partículas de Ccp ocluidas en Py y en Fsp, presentando una asociación ternaria.

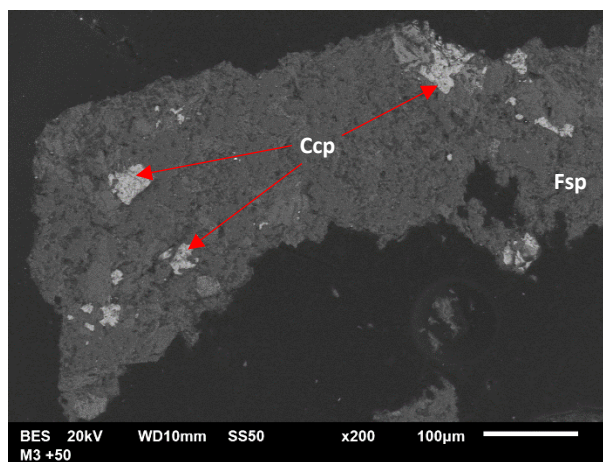


Figura 100. Partículas de Ccp diseminadas en Fsp, presentando una asociación binaria compleja.

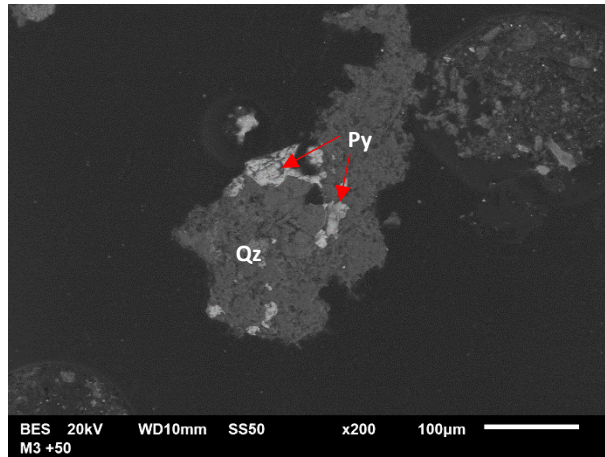


Figura 101. Partículas de Py diseminadas en Qz, presentando una asociación binaria compleja.

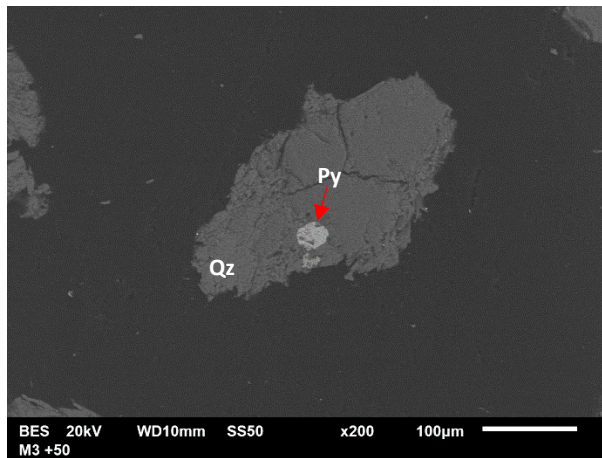


Figura 102. Partícula de Py ocluida en Qz, presentando una asociación binaria.

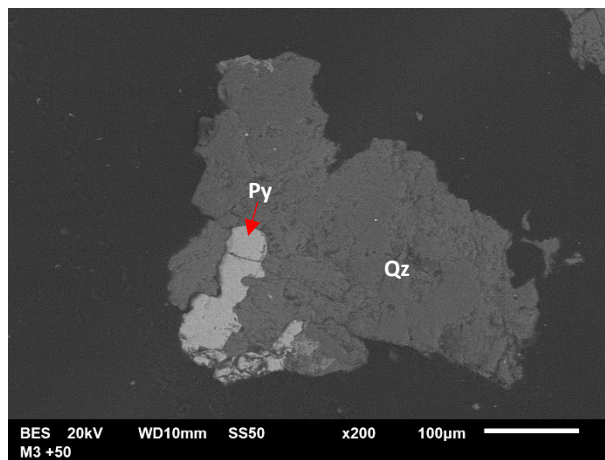


Figura 103. Partícula de Py en asociación binaria simple con Qz.

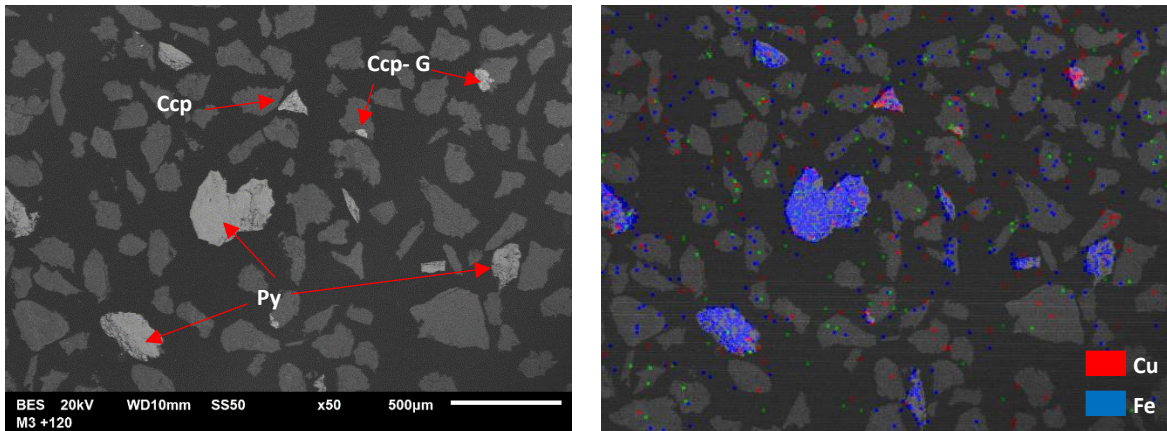


Figura 104. Partículas libres de Py, Ccp y G y en asociación binaria simple (Ccp-G).

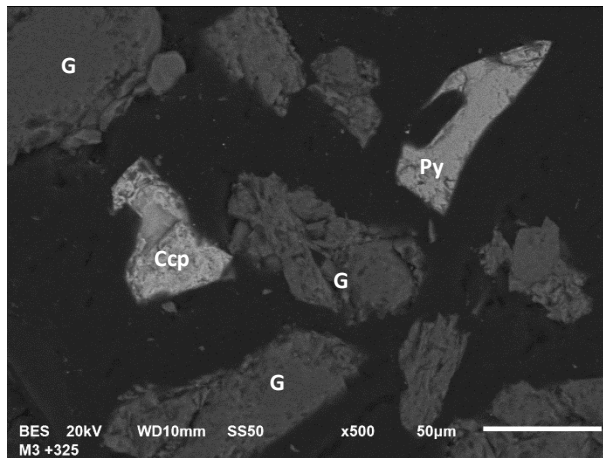


Figura 105. Partículas libres de Py. Ccp G.

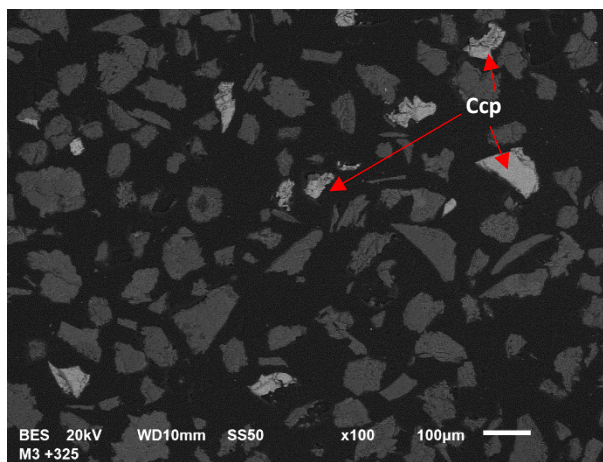


Figura 106. Partículas libres de Ccp y G.

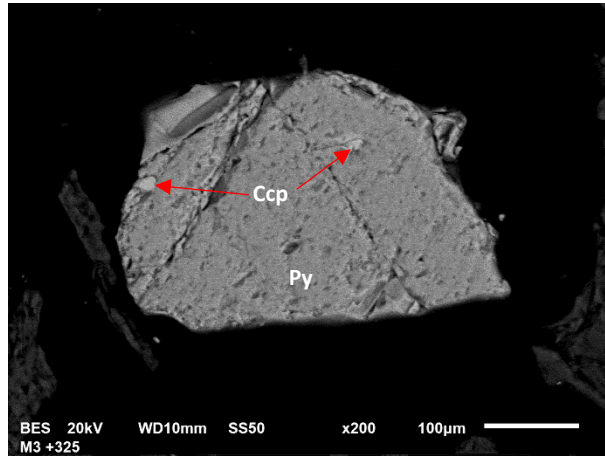


Figura 107. Partículas de Ccp ocluidas en Py.

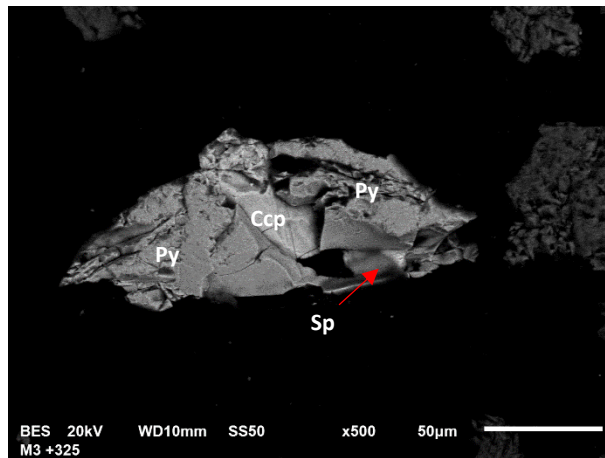


Figura 108. Partícula con asociación ternaria de Py, Ccp y Sp.

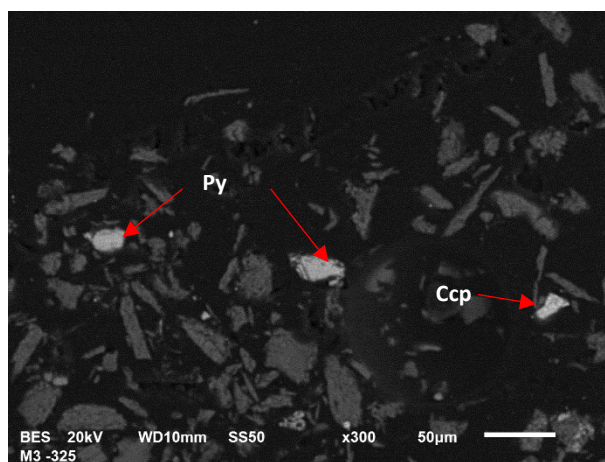


Figura 109. Partículas libres de Py, Ccp y G.

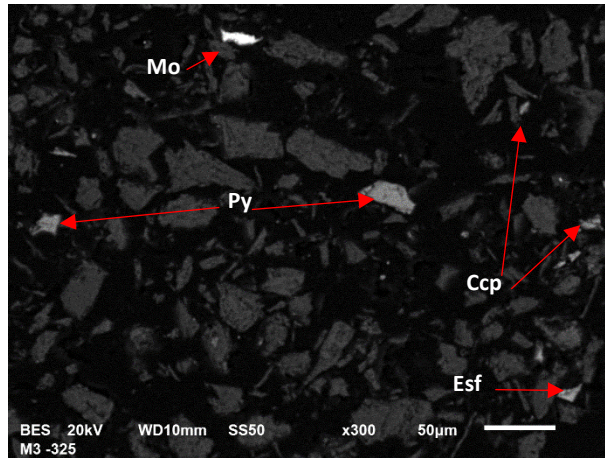


Figura 110. Partículas libres de Py, Ccp, Mo, Sp y G.

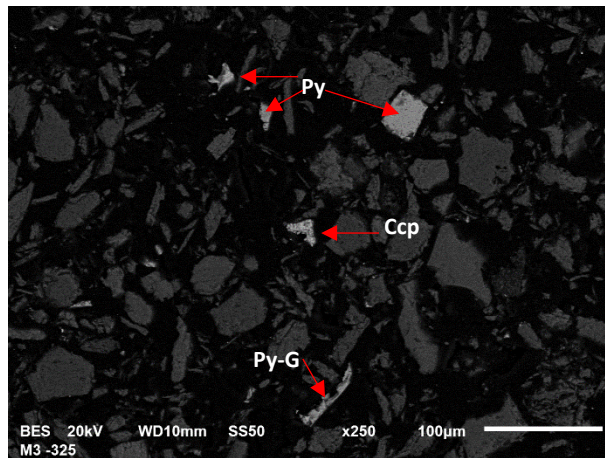


Figura 111. Partículas libres de Py, Ccp y en asociación binaria simple (Py-G).

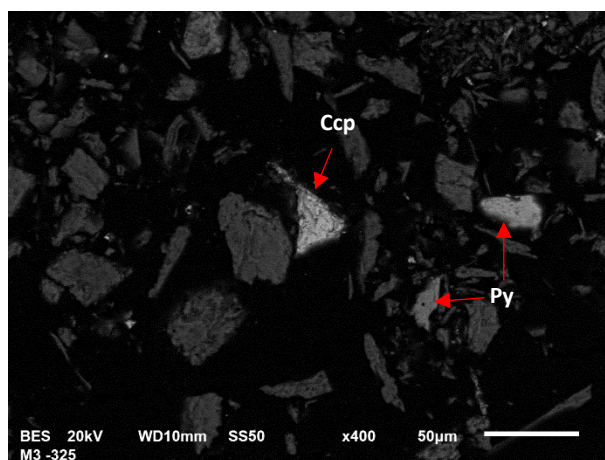


Figura 112. Partículas libres de Py, Ccp y G.

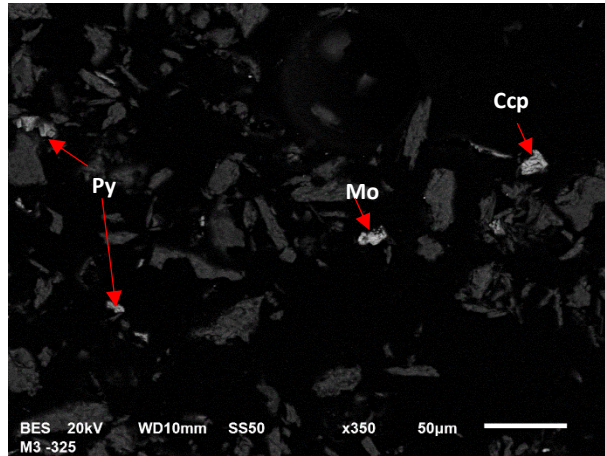


Figura 113. Partículas libres de Py, Ccp, Mo y G.

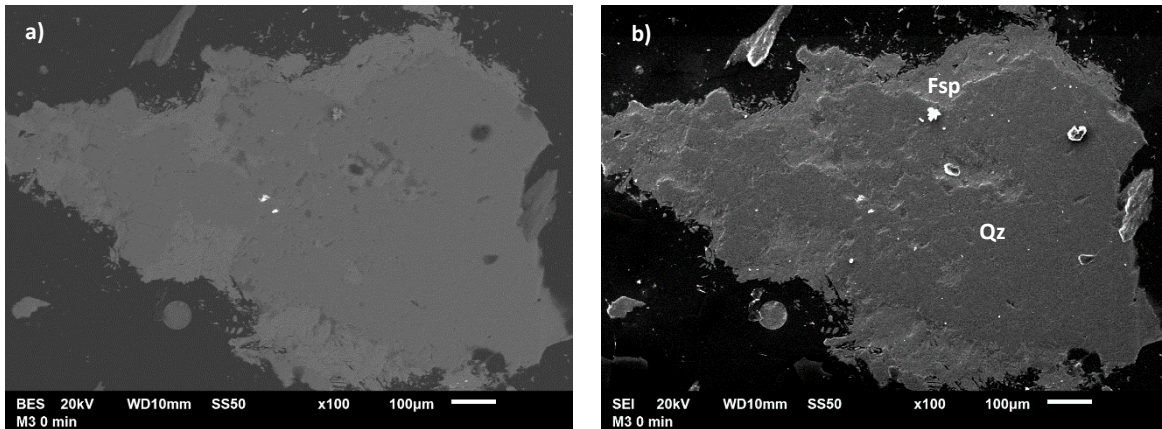


Figura 114. Partícula de Qz- Fsp sin microfracturamiento, pero con una superficie "desgastada".
a) BEIW, b) SEI.

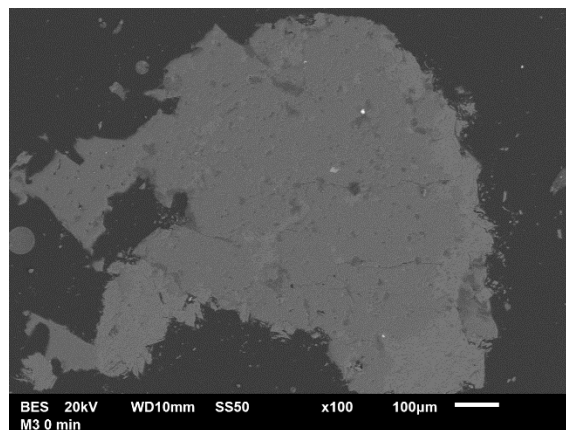


Figura 115. Microfracturas intragranulares en las fases de Qz.

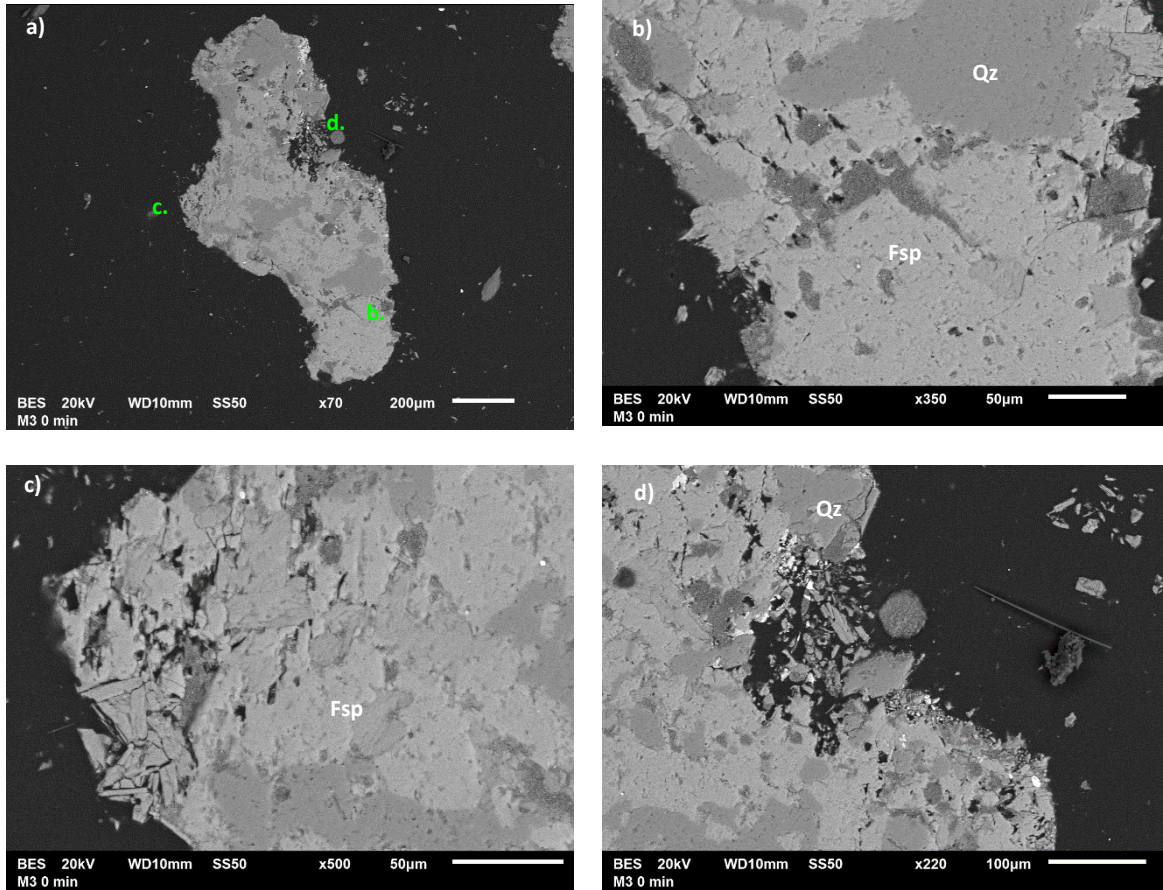


Figura 116. Microfracturas intragranulares en partícula de Qz-Fsp. **a)** Vista general de la partícula. **b)** Liger microfracturamiento aleatorio. **c)** Borde de la partícula "desgastado". **d)** Borde de la partícula "frágil" (desgastado).

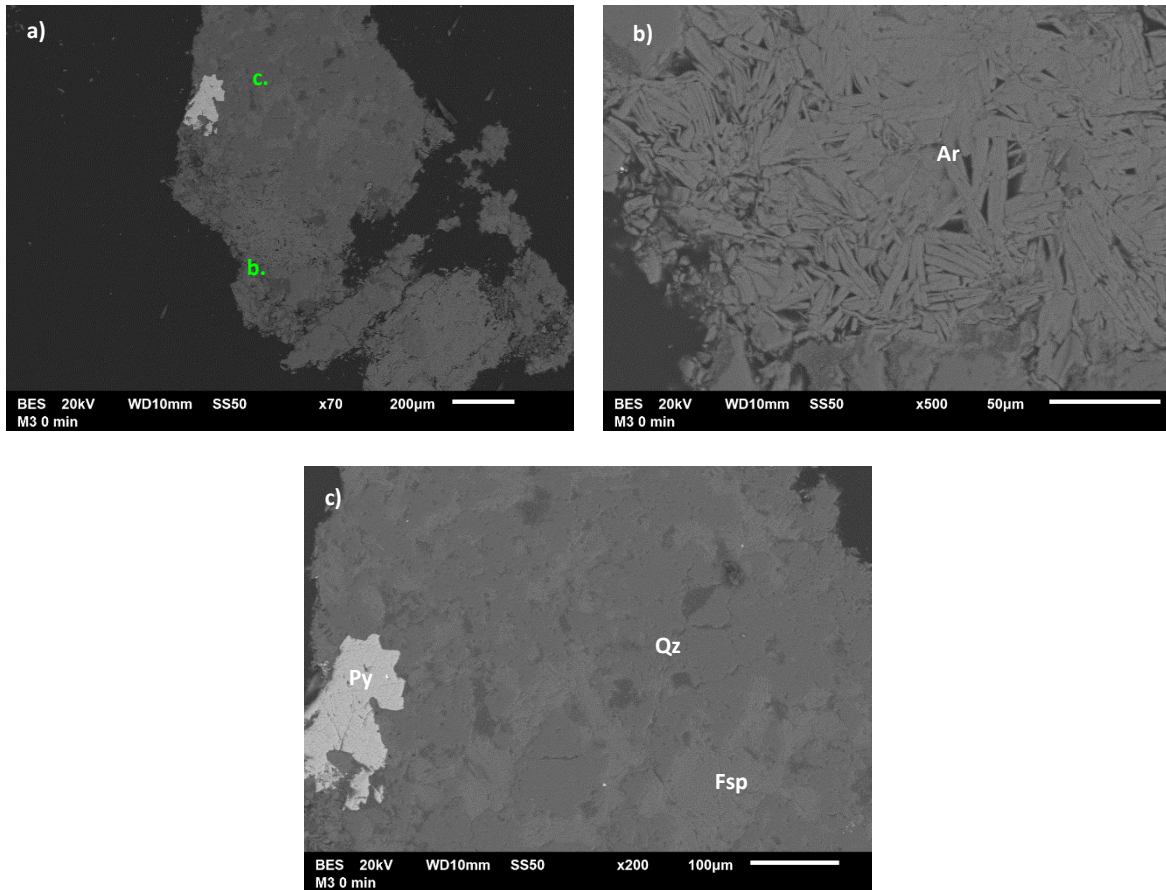


Figura 117. Escasas microfrazuras intragranulares en partícula de Ar. **a)** Vista general de la partícula. **b)** Microfracturamiento o clivaje. **c)** Partícula de Qz-Fsp-Py.

Anexo III. Distribución granulométrica de las muestras de cabeza

Malla	µm	CABEZA THPGR				CABEZA TCC			
		Peso (g)	Peso (%)	Ac. (+)	Ac. (-)	Peso (g)	Peso (%)	Ac. (+)	Ac. (-)
6	3360	2	0.20	0.20	99.80	7	0.70	0.70	99.30
10	2000	386.40	38.64	38.64	61.36	600.00	60.00	60.00	40.00
14	1410	121.00	12.10	50.74	49.26	149.90	14.99	74.99	25.01
18	1000	73.40	7.34	58.08	41.92	79.80	7.98	82.97	17.03
30	595	81.00	8.10	66.18	33.82	50.00	5.00	87.97	12.03
40	400	40.60	4.06	70.24	29.76	15.90	1.59	89.56	10.44
50	297	53.40	5.34	75.58	24.42	17.10	1.71	91.27	8.73
60	250	30.00	3.00	78.58	21.42	10.20	1.02	92.29	7.71
80	177	27.40	2.74	81.32	18.68	8.00	0.80	93.09	6.91
120	125	30.20	3.02	84.34	15.66	8.80	0.88	93.97	6.03
170	88	21.00	2.10	86.44	13.56	6.00	0.60	94.57	5.43
230	63	23.20	2.32	88.76	11.24	7.80	0.78	95.35	4.65
325	44	39.00	3.90	92.66	7.34	7.00	0.70	96.05	3.95
-325	37	73.40	7.34	100	0	39.50	3.95	100	0
		1000.00	100.00			1000.00	100.00		

		CABEZA AF			
Malla	µm	Peso (g)	Peso (%)	Ac. (+)	Ac. (-)
1 1/4	31750	0	0.00	0.00	100.00
1	25400	19.70	3.94	3.94	96.06
1/2	12700	114.70	22.94	26.88	73.12
3/8	9525	68.14	13.63	40.51	59.49
1/4	6350	211.80	42.36	82.87	17.13
4	4760	63.40	12.68	95.55	4.45
6	3360	14.90	2.98	98.53	1.47
10	2000	3.40	0.68	99.21	0.79
20	840	1.90	0.38	99.59	0.41
40	400	0.30	0.06	99.65	0.35
60	250	0.20	0.04	99.69	0.31
80	177	0.20	0.04	99.73	0.27
100	149	0.10	0.02	99.75	0.25
140	105	1.26	0.25	100	0
		500.00	100.00		

Anexo IV. Cálculo de Índice de trabajo (W_i) de acuerdo con la metodología de Bond.

Muestra: THPGR 1

Datos obtenidos:

Datos	Valor	Unidades
Peso 700 cc	1250	g
Finos (f)	357.14	g
Gruesos (g)	892.86	g
Pi	177	μm
Gbp	2.794	Gpr
F ₈₀	1949.84	μm
P ₈₀	144.48	μm

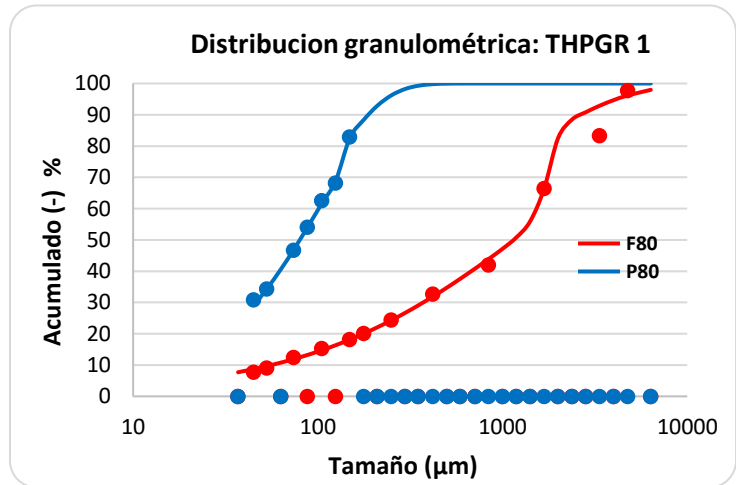


Tabla de cálculos realizados durante la prueba para obtener: la carga fresca en la alimentación, número de revoluciones para cada nuevo ciclo, gramos de finos producidos por revolución y el % de carga circulante en cada ciclo de molienda:

Ciclo	Gruesos Alimentados	Finos Alimentados	Gruesos obtenidos	Finos obtenidos	Finos producidos	No. de Rev.	G por Rev.	% de Carga Circulante
1	998.25	251.75	702.70	547.30	295.55	100.00	2.96	128.39
2	1139.77	110.23	1009.20	240.80	130.57	35.66	3.66	419.10
3	1201.50	48.50	990.20	259.80	211.30	67.43	3.13	381.14
4	1197.68	52.32	921.10	328.90	276.58	98.50	2.81	280.05
5	1183.76	66.24	886.10	363.90	297.66	108.56	2.74	243.50
6	1176.71	73.29	882.00	368.00	294.71	106.09	2.78	239.67
7	1175.88	74.12	890.50	359.50	285.38	102.18	2.79	247.71
8	1177.60	72.40	892.50	357.50	285.10	101.34	2.81	249.65
9	1178.00	72.00	900.90	349.10	277.10	101.21	2.74	258.06

Cálculo de W_i :

$$W_i = \frac{44.5}{(177)^{0.23} * (2.79)^{0.82} * \left(\frac{10}{\sqrt{1949.84}} - \frac{10}{\sqrt{144.48}} \right)}$$

$$W_i = 9.62 \text{ kWh/t-c}$$

Muestra: THPGR 2

Datos obtenidos:

Datos	Valor	Unidades
Peso 700 cc	1333.3	g
Finos (f)	380.94	g
Gruesos (g)	952.36	g
Pi	177	µm
Gbp	2.94	Gpr
F ₈₀	1990.42	µm
P ₈₀	148.47	µm

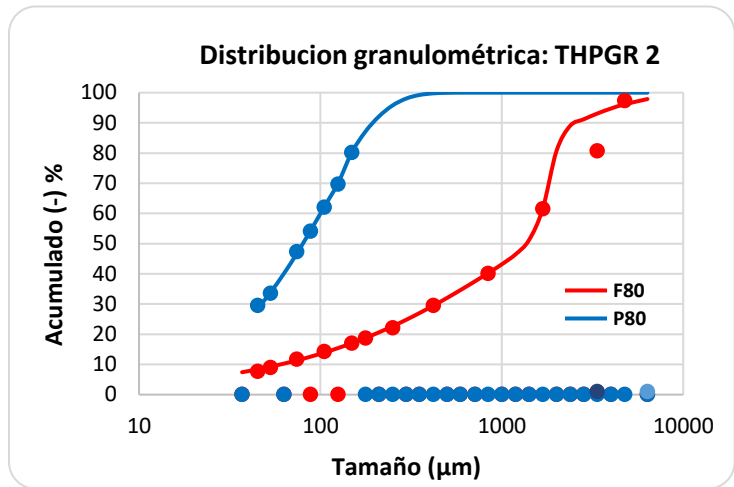


Tabla de cálculos realizados durante la prueba para obtener: la carga fresca en la alimentación, número de revoluciones para cada nuevo ciclo, gramos de finos producidos por revolución y el % de carga circulante en cada ciclo de molienda:

Ciclo	Gruesos Alimentados	Finos Alimentados	Gruesos obtenidos	Finos obtenidos	Finos producidos	No. de Rev.	G por Rev.	% de Carga Circulante
1	1083.71	249.59	783.70	549.60	300.01	100.00	3.00	142.59
2	1230.41	102.89	1070.10	263.20	160.31	43.78	3.66	406.57
3	1284.03	49.27	1047.80	285.50	236.23	75.94	3.11	367.01
4	1279.85	53.45	967.80	365.50	312.05	106.62	2.93	264.79
5	1264.88	68.42	940.00	393.30	324.88	111.90	2.90	239.00
6	1259.67	73.63	945.50	387.80	314.17	107.64	2.92	243.81
7	1260.70	72.60	937.60	395.70	323.10	105.29	3.07	236.95
8	1259.22	74.08	975.40	357.90	283.82	100.48	2.82	272.53
9								

Cálculo de W_i :

$$W_i = \frac{44.5}{(177)^{0.23} * (2.94)^{0.82} * \left(\frac{10}{\sqrt{1990.42}} - \frac{10}{\sqrt{148.47}} \right)}$$

$$W_i = 9.35 \text{ kWh/t}$$

Muestra: THPGR 3

Datos obtenidos:

Datos	Valor	Unidades
Peso 700 cc	1278	g
Finos (f)	365.14	g
Gruesos (g)	912.86	g
Pi	177	µm
Gbp	2.74	Gpr
F ₈₀	1979.70	µm
P ₈₀	147.33	µm

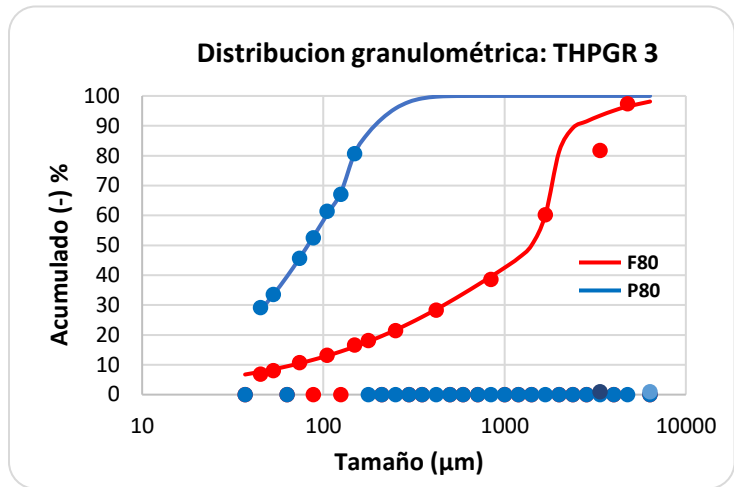


Tabla de cálculos realizados durante la prueba para obtener: la carga fresca en la alimentación, número de revoluciones para cada nuevo ciclo, gramos de finos producidos por revolución y el % de carga circulante en cada ciclo de molienda:

Ciclo	Gruesos Alimentados	Finos Alimentados	Gruesos obtenidos	Finos obtenidos	Finos producidos	No. de Rev.	G por Rev.	% de Carga Circulante
1	1046.94	231.06	830.20	447.80	216.74	100.00	2.17	185.40
2	1197.04	80.96	997.00	281.00	200.04	61.86	3.23	354.80
3	1227.20	50.80	981.40	296.60	245.80	87.88	2.80	330.88
4	1224.37	53.63	923.10	354.90	301.27	112.39	2.68	260.10
5	1213.83	64.17	889.50	388.50	324.33	116.21	2.79	228.96
6	1207.76	70.24	898.20	379.80	309.56	107.84	2.87	236.49
7	1209.33	68.67	928.00	350.00	281.33	102.74	2.74	265.14
8	1214.72	63.28	912.90	365.10	301.82	108.27	2.79	250.04
9	1211.99	66.01	920.10	357.90	291.89	108.28	2.70	257.08

Cálculo de W_i :

$$W_i = \frac{44.5}{(177)^{0.23} * (2.74)^{0.82} * \left(\frac{10}{\sqrt{1979.70}} - \frac{10}{\sqrt{147.33}} \right)}$$

$$W_i = 9.87 \text{ kWh/t}$$

Muestra: TCC

Datos obtenidos:

Datos	Valor	Unidades
Peso 700 cc	1116.5	g
Finos (f)	319.00	g
Gruesos (g)	797.5	g
Pi	177	µm
Gbp	1.97	Gpr
F ₈₀	1990.42	µm
P ₈₀	141.33	µm

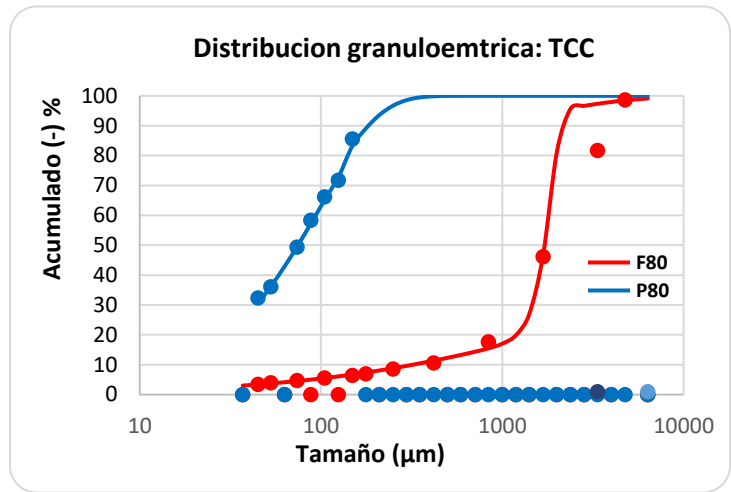


Tabla de cálculos realizados durante la prueba para obtener: la carga fresca en la alimentación, numero de revoluciones para cada nuevo ciclo, gramos de finos producidos por revolución y el % de carga circulante en cada ciclo de molienda:

Ciclo	Gruesos Alimentados	Finos Alimentados	Gruesos obtenidos	Finos obtenidos	Finos producidos	No. de Rev.	G por Rev.	% de Carga Circulante
1	1038.12	78.38	832.00	284.50	206.12	100.00	2.06	292.44
2	1096.53	19.97	861.30	255.20	235.23	116.74	2.02	337.50
3	1098.58	17.92	805.20	311.30	293.38	148.40	1.98	258.66
4	1094.65	21.85	784.40	332.10	310.25	152.29	2.04	236.19
5	1093.19	23.31	797.20	319.30	295.99	145.86	2.03	249.67
6	1094.09	22.41	808.60	307.90	285.49	145.72	1.96	262.62
7	1094.89	21.61	790.30	326.20	304.59	151.38	2.01	242.27
8	1093.60	22.90	806.30	310.20	287.30	147.80	1.94	259.93
9								

Cálculo de W_i :

$$W_i = \frac{44.5}{(177)^{0.23} * (1.97)^{0.82} * \left(\frac{10}{\sqrt{1990.42}} - \frac{10}{\sqrt{141.33}} \right)}$$

$$W_i = 12.56 \text{ kWh/t}$$

Anexo V. Cinéticas de molienda.

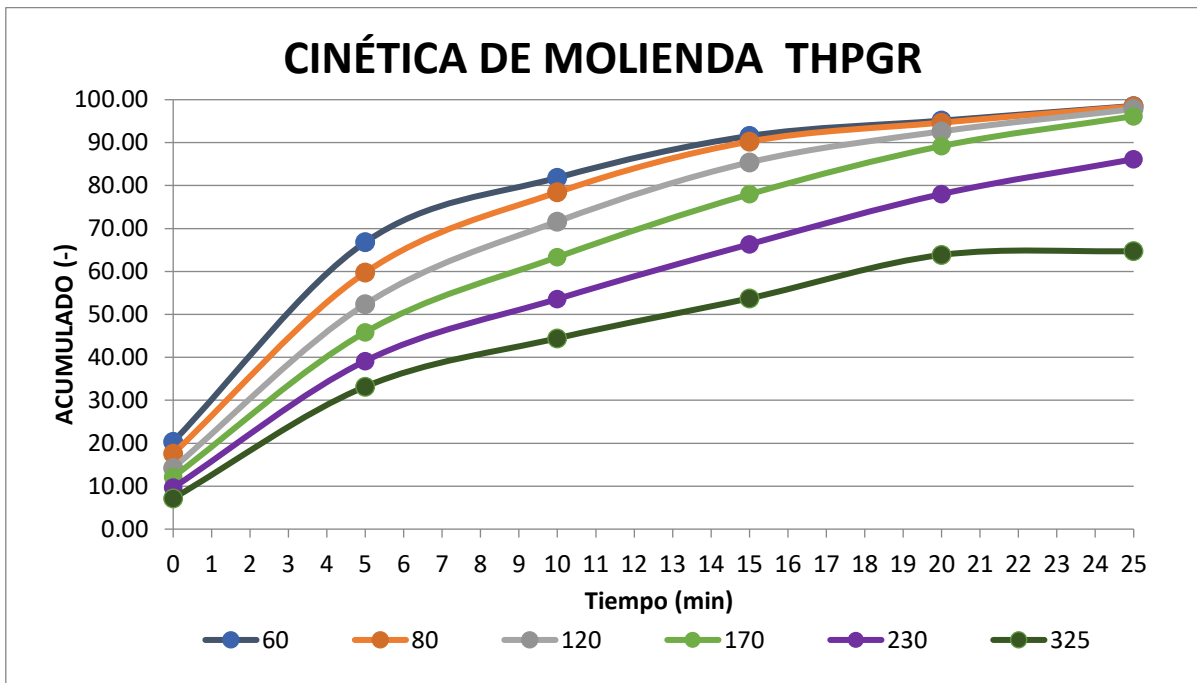
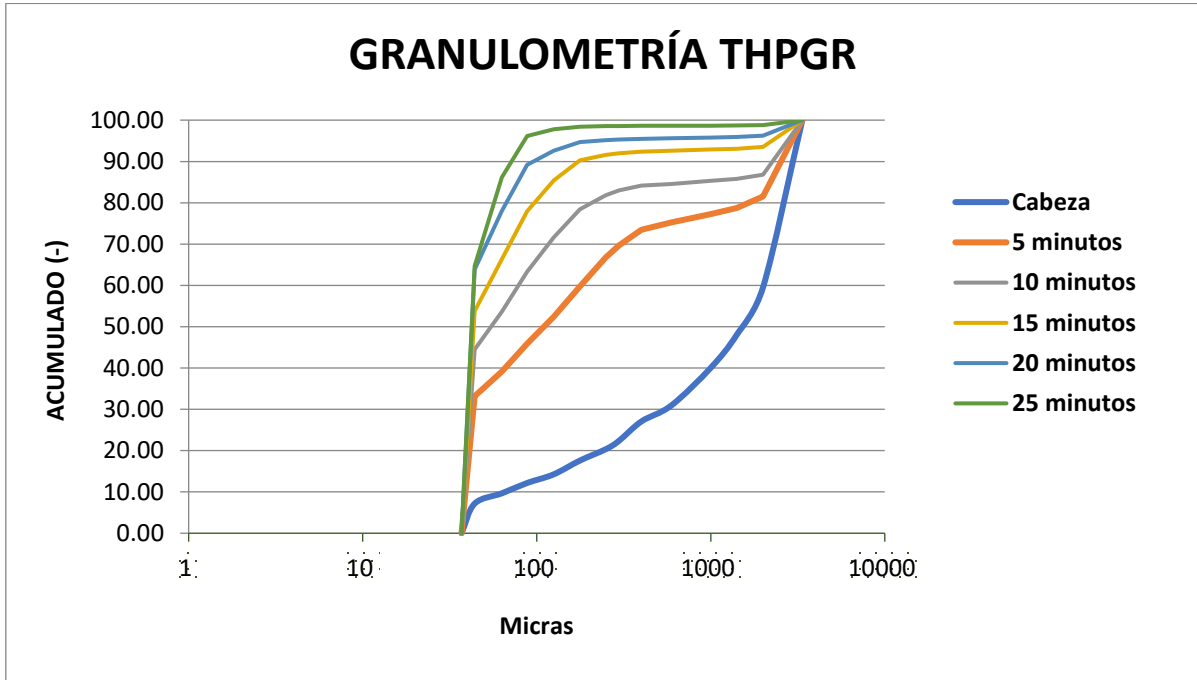
Muestra: THPGR

Distribuciones granulométricas del mineral de cabeza y productos de molienda.

Malla	µm	CABEZA				5 minutos				10 minutos			
		Peso (g)	Peso (%)	Ac. (+)	Ac. (-)	Peso (g)	Peso (%)	Ac. (+)	Ac. (-)	Peso (g)	Peso (%)	Ac. (+)	Ac. (-)
6	3360	0	0.00	0.00	100.00	0	0.00	0.00	100.00	0	0.00	0.00	100.00
10	2000	404.00	40.40	40.40	59.60	185.10	18.51	18.51	81.49	131.80	13.18	13.18	86.82
14	1410	115.90	11.59	51.99	48.01	27.60	2.76	21.27	78.73	10.30	1.03	14.21	85.79
18	1000	79.70	7.97	59.96	40.04	14.70	1.47	22.74	77.26	4.60	0.46	14.67	85.33
30	595	90.90	9.09	69.05	30.95	20.40	2.04	24.78	75.22	8.10	0.81	15.48	84.52
40	400	38.80	3.88	72.93	27.07	17.70	1.77	26.55	73.45	3.40	0.34	15.82	84.18
50	297	47.00	4.70	77.63	22.37	37.80	3.78	30.33	69.67	12.10	1.21	17.03	82.97
60	250	20.10	2.01	79.64	20.36	28.50	2.85	33.18	66.82	11.30	1.13	18.16	81.84
80	177	27.80	2.78	82.42	17.58	70.70	7.07	40.25	59.75	34.00	3.40	21.56	78.44
120	125	33.40	3.34	85.76	14.24	73.80	7.38	47.63	52.37	68.00	6.80	28.36	71.64
170	88	20.90	2.09	87.85	12.15	65.10	6.51	54.14	45.86	82.90	8.29	36.65	63.35
230	63	25.00	2.50	90.35	9.65	67.00	6.70	60.84	39.16	97.50	9.75	46.40	53.60
325	44	24.80	2.48	92.83	7.17	59.80	5.98	66.82	33.18	91.50	9.15	55.55	44.45
-325	37	71.70	7.17	100	0	331.8	33.18	100	0	444.5	44.45	100	0

15 minutos				20 minutos				25 minutos			
Peso (g)	Peso (%)	Ac. (+)	Ac. (-)	Peso (g)	Peso (%)	Ac. (+)	Ac. (-)	Peso (g)	Peso (%)	Ac. (+)	Ac. (-)
0	0.00	0.00	100.00	0	0.00	0.00	100.00	0	0.00	0.00	100.00
64.80	6.48	6.48	93.52	37.80	3.78	3.78	96.22	12.30	1.23	1.23	98.77
4.40	0.44	6.92	93.08	3.00	0.30	4.08	95.92	0.70	0.07	1.30	98.70
2.10	0.21	7.13	92.87	1.40	0.14	4.22	95.78	0.30	0.03	1.33	98.67
2.80	0.28	7.41	92.59	1.60	0.16	4.38	95.62	0.30	0.03	1.36	98.64
1.90	0.19	7.60	92.40	1.50	0.15	4.53	95.47	0.30	0.03	1.39	98.61
4.40	0.44	8.04	91.96	1.80	0.18	4.71	95.29	0.40	0.04	1.43	98.57
4.00	0.40	8.44	91.56	1.60	0.16	4.87	95.13	0.20	0.02	1.45	98.55
13.10	1.31	9.75	90.25	4.60	0.46	5.33	94.67	1.10	0.11	1.56	98.44
48.30	4.83	14.58	85.42	20.40	2.04	7.37	92.63	6.20	0.62	2.18	97.82
74.30	7.43	22.01	77.99	34.20	3.42	10.79	89.21	16.50	1.65	3.83	96.17
116.50	11.65	33.66	66.34	111.70	11.17	21.96	78.04	100.30	10.03	13.86	86.14
125.90	12.59	46.25	53.75	141.90	14.19	36.15	63.85	214.00	21.40	35.26	64.74
537.5	53.75	100	0	638.5	63.85	100	0	647.4	64.74	100	0

Tiempo (min)	Tiempo (min)	Malla					
		60	80	120	170	230	325
0	Cabeza	20.36	17.58	14.24	12.15	9.65	7.17
5	5	66.82	59.75	52.37	45.86	39.16	33.18
10	10	81.84	78.44	71.64	63.35	53.60	44.45
15	15	91.56	90.25	85.42	77.99	66.34	53.75
20	20	95.13	94.67	92.63	89.21	78.04	63.85
25	25	98.55	98.44	97.82	96.17	86.14	64.74



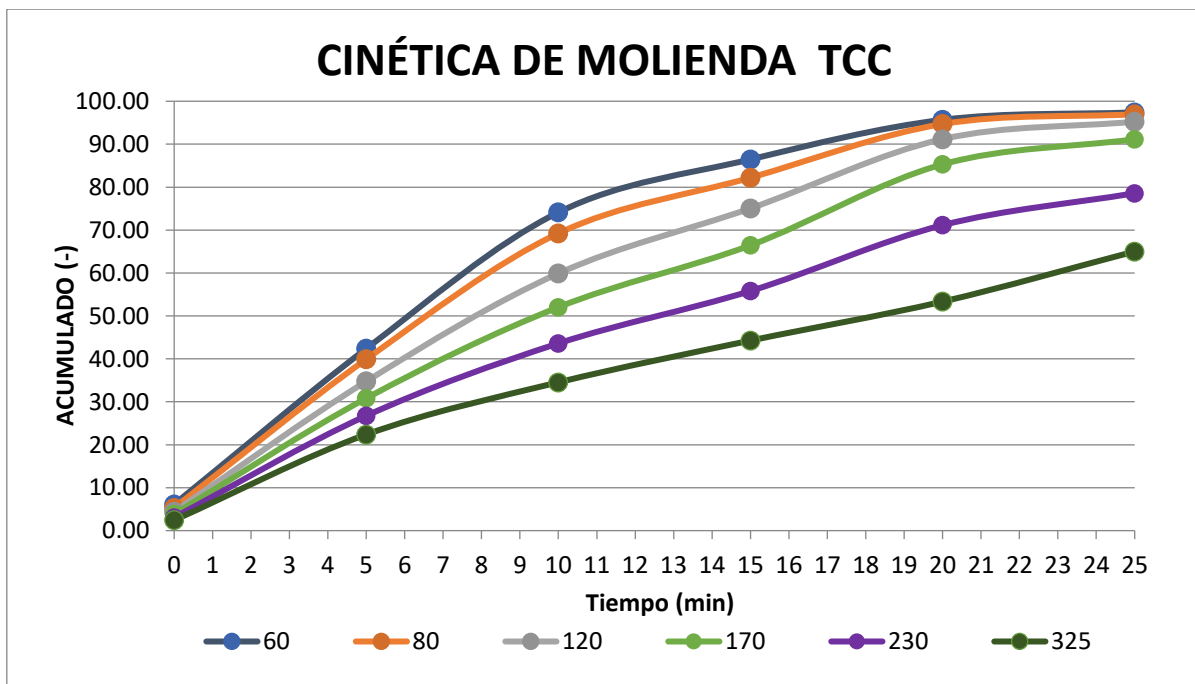
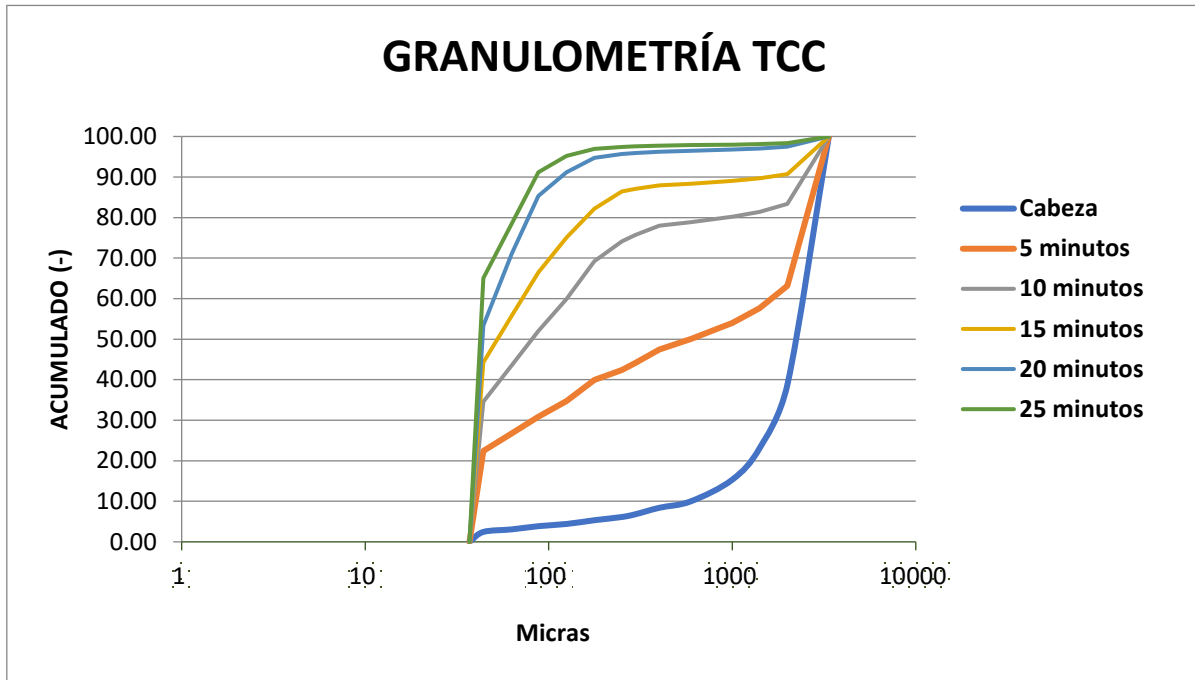
Muestra: TCC

Distribuciones granulométricas del mineral de cabeza y productos de molienda.

Malla	µm	CABEZA				5 minutos				10 minutos			
		Peso (g)	Peso (%)	Ac. (+)	Ac. (-)	Peso (g)	Peso (%)	Ac. (+)	Ac. (-)	Peso (g)	Peso (%)	Ac. (+)	Ac. (-)
6	3360	0	0.00	0.00	100.00	0	0.00	0.00	100.00	0	0.00	0.00	100.00
10	2000	611.00	61.10	61.10	38.90	368.80	36.88	36.88	63.12	131.80	13.18	13.18	86.82
14	1410	157.80	15.78	76.88	23.12	55.30	5.53	42.41	57.59	10.30	1.03	14.21	85.79
18	1000	77.90	7.79	84.67	15.33	35.60	3.56	45.97	54.03	4.60	0.46	14.67	85.33
30	595	53.30	5.33	90.00	10.00	39.90	3.99	49.96	50.04	8.10	0.81	15.48	84.52
40	400	16.00	1.60	91.60	8.40	26.00	2.60	52.56	47.44	3.40	0.34	15.82	84.18
50	297	15.90	1.59	93.19	6.81	32.90	3.29	55.85	44.15	12.10	1.21	17.03	82.97
60	250	6.80	0.68	93.87	6.13	17.70	1.77	57.62	42.38	11.30	1.13	18.16	81.84
80	177	8.00	0.80	94.67	5.33	24.50	2.45	60.07	39.93	34.00	3.40	21.56	78.44
120	125	9.20	0.92	95.59	4.41	51.60	5.16	65.23	34.77	68.00	6.80	28.36	71.64
170	88	5.40	0.54	96.13	3.87	39.40	3.94	69.17	30.83	82.90	8.29	36.65	63.35
230	63	7.90	0.79	96.92	3.08	40.80	4.08	73.25	26.75	97.50	9.75	46.40	53.60
325	44	6.40	0.64	97.56	2.44	43.60	4.36	77.61	22.39	91.50	9.15	55.55	44.45
-325	37	24.40	2.44	100	0	223.9	22.39	100	0	444.5	44.45	100	0

15 minutos				20 minutos				25 minutos			
Peso (g)	Peso (%)	Ac. (+)	Ac. (-)	Peso (g)	Peso (%)	Ac. (+)	Ac. (-)	Peso (g)	Peso (%)	Ac. (+)	Ac. (-)
0	0.00	0.00	100.00	0	0.00	0.00	100.00	0	0.00	0.00	100.00
92.80	9.28	9.28	90.72	25.30	2.53	2.53	97.47	16.30	1.63	1.63	98.37
10.50	1.05	10.33	89.67	4.70	0.47	3.00	97.00	2.70	0.27	1.90	98.10
6.00	0.60	10.93	89.07	2.50	0.25	3.25	96.75	1.00	0.10	2.00	98.00
7.00	0.70	11.63	88.37	3.00	0.30	3.55	96.45	1.50	0.15	2.15	97.85
4.40	0.44	12.07	87.93	2.40	0.24	3.79	96.21	1.50	0.15	2.30	97.70
8.60	0.86	12.93	87.07	2.90	0.29	4.08	95.92	1.50	0.15	2.45	97.55
6.10	0.61	13.54	86.46	2.40	0.24	4.32	95.68	1.30	0.13	2.58	97.42
42.60	4.26	17.80	82.20	9.90	0.99	5.31	94.69	4.50	0.45	3.03	96.97
71.40	7.14	24.94	75.06	35.10	3.51	8.82	91.18	17.30	1.73	4.76	95.24
86.00	8.60	33.54	66.46	58.70	5.87	14.69	85.31	40.90	4.09	8.85	91.15
106.40	10.64	44.18	55.82	141.70	14.17	28.86	71.14	125.70	12.57	21.42	78.58
115.50	11.55	55.73	44.27	178.00	17.80	46.66	53.34	135.60	13.56	34.98	65.02
442.7	44.27	100	0	533.4	53.34	100	0	650.2	65.02	100	0

Tiempo (min)	Tiempo (min)	Malla					
		60	80	120	170	230	325
0	Cabeza	6.13	5.33	4.41	3.87	3.08	2.44
5	5	42.38	39.93	34.77	30.83	26.75	22.39
10	10	74.12	69.24	59.90	52.04	43.61	34.54
15	15	86.46	82.20	75.06	66.46	55.82	44.27
20	20	95.68	94.69	91.18	85.31	71.14	53.34
25	25	97.42	96.97	95.24	91.15	78.58	65.02



Anexo VI. Análisis modal de los productos de molienda (5 min.).

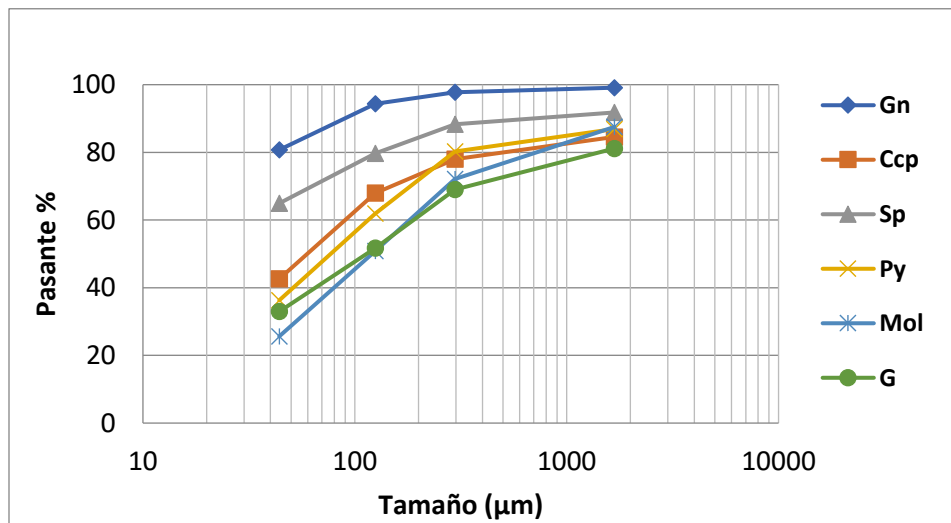
Muestra: THPGR

1) Granulometría valorada						Ensayes %					Distribución %				
# Malla	µm	Peso, g	Peso %	Ret.	Pas.	Pb	Cu	Zn	Fe	Mo	Pb	Cu	Zn	Fe	Mo
+10	1680	185.1	18.53	18.53	81.47	0.002	0.180	0.017	1.780	0.014	0.89	12.35	8.21	13.28	12.49
+50	297	118.2	11.83	30.36	69.64	0.005	0.120	0.011	1.390	0.027	1.33	5.26	3.50	6.62	15.37
+120	125	173	17.32	47.67	52.33	0.009	0.140	0.018	2.540	0.025	3.41	8.97	8.56	17.71	21.31
+325	44	191	19.12	66.79	33.21	0.031	0.360	0.029	3.330	0.027	13.62	25.48	14.79	25.63	25.21
-325	-44	331.8	33.21	100.00	0.00	0.106	0.390	0.073	2.750	0.016	80.74	47.95	64.94	36.77	25.63
		999.1	100.00			0.044	0.270	0.037	2.484	0.020	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

Contenidos					Retenido %					Pasante %				
Pb	Cu	Zn	Fe	Mo	Pb	Cu	Zn	Fe	Mo	Pb	Cu	Zn	Fe	Mo
0.000	0.033	0.003	0.330	0.003	0.89	12.35	8.21	13.28	12.49	99.11	87.65	91.79	86.72	87.51
0.001	0.014	0.001	0.164	0.003	2.22	17.60	11.71	19.90	27.86	97.78	82.40	88.29	80.10	72.14
0.001	0.024	0.003	0.440	0.004	5.63	26.58	20.27	37.60	49.17	94.37	73.42	79.73	62.40	50.83
0.006	0.069	0.006	0.637	0.005	19.26	52.05	35.06	63.23	74.37	80.74	47.95	64.94	36.77	25.63
0.035	0.130	0.024	0.913	0.005	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
					0.044	0.270	0.037	2.484	0.020					

2) Reconstrucción		Retenido							Pasante					
# Malla	% Peso	Gn	Ccp	Sp	Py	Mol	G	Gn	Ccp	Sp	Py	Mol	G	
+10	18.53	0.89	15.44	8.21	13.10	12.49	18.85	99.11	84.56	91.79	86.90	87.51	81.15	
+50	11.83	2.22	22.01	11.71	19.72	27.86	31.00	97.78	77.99	88.29	80.28	72.14	69.00	
+120	17.32	5.63	32.02	20.27	38.07	49.17	48.32	94.37	67.98	79.73	61.93	50.83	51.68	
+325	19.12	19.26	57.38	35.06	63.72	74.37	67.05	80.74	42.62	64.94	36.28	25.63	32.95	
-325	33.21	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	

100



3) Liberaciones y asociaciones binarias por especie mineral																	
		Ccp								Mol							
Malla	Micras	Libres	Gn	Sp	Py	Mol	G	T	Total	Libres	Gn	Ccp	Sp	Py	G	T	Total
10	1680	0	0	0	23.6	0	54.6	21.8	100	0	0	0	0	0	14.29	85.71	100
50	297	32.26	0	0	12.9	0	50	4.84	100	62.50	0	0	0	0	37.50	0	100
120	125	40.82	0	0	8.84	0	45.6	4.76	100	76.92	0	0	0	0	23.08	0	100
325	44	80	0	0	2	0	15	3	100	92.78	0	0	0	0	7.22	0	100
-325	-44	95.59	0	0	0	0	4.41	0	100	100.00	0	0	0	0	0	0	100

		Py								G							
Malla	Micras	Libres	Gn	Ccp	Sp	Mol	G	T	Total	Libres	Gn	Ccp	Sp	Py	Mol	T	Total
10	1680	0.00	0.00	24.64	0.00	0.00	59.42	15.94	100	34.31	2.21	12.25	2.21	29.17	2.21	17.65	100
50	297	73.06	0.00	5.48	0.00	0.00	20.55	0.91	100	96.03	0.11	2.16	0.06	0.83	0.65	0.15	100
120	125	54.69	0.00	7.23	0.00	0.00	36.33	1.76	100	96.73	0.08	1.19	0.10	1.46	0.27	0.17	100
325	44	81.14	0.00	3.25	0.00	0.00	14.20	1.42	100	98.80	0.00	0.60	0.00	0.36	0.16	0.08	100
-325	-44	98.18	0.00	0.00	0.00	0.00	1.82	0.00	100	99.49	0.08	0.23	0.12	0.08	0.00	0.00	100

4) Liberaciones absolutas

Liberación absoluta							
Malla	Gn	Ccp	Sp	Py	Mol	G	
+10	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	6.47	
+50	0.00	2.12	0.00	4.84	9.61	11.66	
+120	0.00	4.08	0.00	10.03	19.77	16.75	
+325	13.62	20.29	14.79	21.45	23.39	18.51	
-325	71.77	40.74	61.27	35.62	25.63	32.78	

Liberación absoluta acumulada						
Malla	Gn	Ccp	Sp	Py	Mol	G
+10	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	6.47
+50	0.00	2.12	0.00	4.84	9.61	18.13
+120	0.00	6.21	0.00	14.87	29.38	34.89
+325	13.62	26.50	14.79	38.26	52.77	53.40
-325	85.40	67.23	76.06	73.88	78.39	86.18

Liberación y asociación absoluta, %						
	Gn	Ccp	Sp	Py	Mol	G
Libres	85.40	67.23	76.06	71.31	78.39	86.18
Bin Gn		0.00	0.00	0.00	0.00	0.47
Bin Ccp	0.00		0.00	5.75	0.00	2.97
Bin Sp	0.00	0.00		0.00	0.00	0.48
Bin Py	0.00	5.89	0.00		0.00	5.95
Bin Mol	0.00	0.00	0.00	0.00		0.57
Bin G	14.60	21.95	19.78	20.11	10.9	
Ter	0.00	4.92	4.16	2.84	10.7	3.39
	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

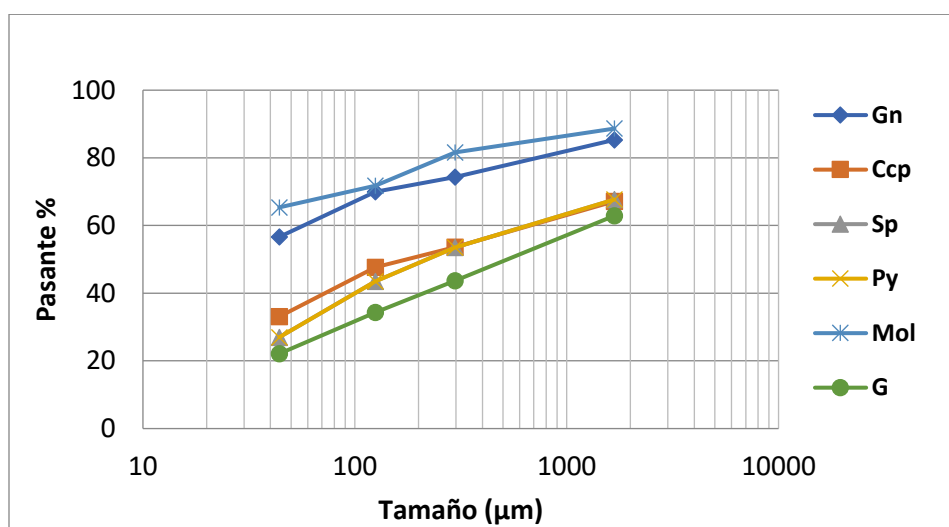
Muestra: TCC

1) Granulometría valorada						Ensayes %					Distribución %				
# Malla	µm	Peso, g	Peso %	Ret.	Pas.	Pb	Cu	Zn	Fe	Mo	Pb	Cu	Zn	Fe	Mo
+10	1680	368.8	36.88	36.88	63.12	0.004	0.150	0.012	1.740	0.012	14.69	27.85	21.94	32.36	11.35
+50	297	189.7	18.97	55.85	44.15	0.005	0.120	0.014	1.480	0.014	11.02	11.46	13.04	14.16	7.05
+120	125	93.8	9.38	65.23	34.77	0.004	0.120	0.014	2.050	0.039	4.34	5.67	6.31	9.70	9.81
+325	44	123.8	12.38	77.61	22.39	0.010	0.250	0.024	2.620	0.020	13.32	15.58	14.61	16.36	6.44
-325	-44	223.9	22.39	100.00	0.00	0.024	0.350	0.040	2.430	0.110	56.63	39.45	44.10	27.43	65.35
		1000	100.00			0.009	0.199	0.021	1.983	0.038	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

Contenidos					Retenido %					Pasante %				
Pb	Cu	Zn	Fe	Mo	Pb	Cu	Zn	Fe	Mo	Pb	Cu	Zn	Fe	Mo
0.001	0.055	0.004	0.642	0.004	14.69	27.85	21.94	32.36	11.35	85.31	72.15	78.06	67.64	88.65
0.001	0.023	0.003	0.281	0.003	25.71	39.31	34.98	46.51	18.40	74.29	60.69	65.02	53.49	81.60
0.000	0.011	0.001	0.192	0.004	30.05	44.97	41.29	56.21	28.21	69.95	55.03	58.71	43.79	71.79
0.001	0.031	0.003	0.324	0.002	43.37	60.55	55.90	72.57	34.65	56.63	39.45	44.10	27.43	65.35
0.005	0.078	0.009	0.544	0.025	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
		0.009	0.199	0.021	1.983	0.038								

2) Reconstrucción		Retenido						Pasante					
# Malla	% Peso	Gn	Ccp	Sp	Py	Mol	G	Gn	Ccp	Sp	Py	Mol	G
+10	36.88	14.69	32.84	21.94	32.32	11.35	37.11	85.31	67.16	78.06	67.68	88.65	62.89
+50	18.97	25.71	46.35	34.98	46.53	18.40	56.32	74.29	53.65	65.02	53.47	81.60	43.68
+120	9.38	30.05	52.31	41.29	56.52	28.21	65.69	69.95	47.69	58.71	43.48	71.79	34.31
+325	12.38	43.37	66.94	55.90	73.02	34.65	77.89	56.63	33.06	44.10	26.98	65.35	22.11
-325	22.39	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00

100



3) Liberaciones y asociaciones binarias por especie mineral																		
		Ccp								Mol								
Malla	Micras	Libres	Gn	Sp	Py	Mol	G	T	Total	Libres	Gn	Ccp	Sp	Py	G	T	Total	
10	1680	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	52.50	47.50	100.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	72.22	27.78	100.00	
50	297	44.78	0.00	0.00	0.00	0.00	46.27	8.96	100.00	41.67	0.00	0.00	0.00	0.00	58.33	0.00	100.00	
120	125	51.72	0.00	0.00	16.67	0.00	28.74	2.87	100.00	60.61	0.00	0.00	0.00	0.00	39.39	0.00	100.00	
325	44	73.68	0.00	0.00	13.42	0.00	12.11	0.79	100.00	69.77	0.00	0.00	0.00	0.00	30.23	0.00	100.00	
-325	-44	95.24	0.00	0.00	0.00	0.00	2.38	2.38	100.00	90.91	0.00	0.00	0.00	0.00	9.09	0.00	100.00	

		Py								G								
Malla	Micras	Libres	Gn	Ccp	Sp	Mol	G	T	Total	Libres	Gn	Ccp	Sp	Py	Mol	T	Total	
10	1680	20.41	0.00	0.00	0.00	0.00	46.94	32.65	100.00	49.32	1.53	11.73	1.53	16.50	4.59	14.80	100.00	
50	297	78.19	0.00	0.00	0.00	0.00	16.87	4.94	100.00	97.09	0.06	1.52	0.01	0.76	0.34	0.21	100.00	
120	125	71.83	0.00	5.33	0.00	0.00	21.32	1.52	100.00	96.76	0.11	1.21	0.01	1.56	0.23	0.12	100.00	
325	44	74.87	0.00	7.74	0.00	0.00	17.01	0.38	100.00	97.89	0.05	0.52	0.04	1.14	0.32	0.05	100.00	
-325	-44	97.17	0.00	0.00	0.00	0.00	2.02	0.81	100.00	99.26	0.12	0.11	0.11	0.07	0.11	0.22	100.00	

4) Liberaciones absolutas

Liberación absoluta							
Malla	Gn	Ccp	Sp	Py	Mol	G	
+10	0.00	0.00	0.00	6.60	0.00	18.30	
+50	0.00	6.05	0.00	11.11	2.94	18.65	
+120	0.00	3.08	0.00	7.18	6.84	9.07	
+325	0.00	10.78	0.00	5.43	4.49	11.94	
-325	53.93	31.49	40.09	26.22	59.41	21.94	

Liberación absoluta acumulada						
Malla	Gn	Ccp	Sp	Py	Mol	G
+10	0.00	0.00	0.00	6.60	0.00	18.30
+50	0.00	6.05	0.00	17.71	2.94	36.95
+120	0.00	9.13	0.00	24.89	9.78	46.02
+325	0.00	19.91	0.00	29.38	14.27	57.97
-325	53.93	51.40	40.09	55.59	73.68	79.91

Liberación y asociación absoluta, %						
	Gn	Ccp	Sp	Py	Mol	G
Libres	53.93	51.40	40.09	63.45	73.68	79.91
Bin Gn		0.00	0.00	0.00	0.00	0.62
Bin Ccp	0.00		0.00	1.81	0.00	4.85
Bin Sp	0.00	0.00		0.00	0.00	0.60
Bin Py	0.00	2.96	0.00		0.00	6.57
Bin Mol	0.00	0.00	0.00	0.00		1.85
Bin G	46.07	27.76	43.45	23.05	23.16	
Ter	0.00	17.77	16.45	11.69	3.15	5.60
	100.00	99.88	100.00	100.00	100.00	100.00

Anexo VII. Balances de masa de las pruebas de flotación *bulk*.

Flotación <i>Bulk</i> Cu-Mo			
MUESTRA	THPGR	Fecha	Junio de 2021
1.- Molienda		2.- Flotación	
% de Sólidos	66%	PH	11.8
Tiempo de molienda	14 min., 23 seg.	Celda	METSO serie D12V-033
P₈₀	100 µm	Rpm	1100
Reactivo	3g de CaO		
PRIMARIO			
Tiempo de flotación:	4 min.	Paleada/minuto =	25
Acondicionamiento	Reactivo	Unidad	Gotas
1 min.	Colector de Cu: T-1018	17.82 g/ton	8
	Colector de Mo: AP8944	19.6 g/ton	4
	Modificador: TNP-156	4.91 g/ton	1
1 min.	Espumante: T100-50	18.64 g/ton	4
AGOTATIVO			
Tiempo de flotación:	2 min.	Paleada/minuto =	25
Acondicionamiento	Reactivo	Unidad	Gotas
1 min.	Colector de Cu: T-1018	8.91 g/ton	4
	Colector de Mo: AP8944	9.8 /ton	2
1 min.	Espumante: T100-50	9.32 g/ton	2
Tiempo total de prueba:		10 min.	
<p>Observaciones: Se utilizó el doble de colector de Cu, colector de Mo y espumante propuesto por la empresa.</p>			

Flotación <i>Bulk</i> Cu-Mo			
MUESTRA	TCC	Fecha	Junio de 2021
1.- Molienda		2.- Flotación	
% de Solidos	66%	PH	11.8
Tiempo de molienda	16 min., 48 seg.	Celda	METSO serie D12V-033
P80	100 µm	Rpm	1100
Reactivo	3g de CaO		
PRIMARIO			
Tiempo de flotación:	4 min.	Paleada/minuto =	25
Acondicionamiento	Reactivo	Unidad	Gotas
1 min.	Colector de Cu: T-1018	17.82 g/ton	8
	Colector de Mo: AP8944	19.6 g/ton	4
	Modificador: TNP-156	4.91 g/ton	1
1 min.	Espumante: T100-50	18.64 g/ton	4
AGOTATIVO			
Tiempo de flotación:	2 min.	Paleada/minuto =	25
Acondicionamiento	Reactivo	Unidad	Gotas
1 min.	Colector de Cu: T-1018	8.91 g/ton	4
	Colector de Mo: AP8944	9.8 /ton	2
1 min.	Espumante: T100-50	9.32 g/ton	2
Tiempo total de prueba:		10 min.	
<p>Observaciones: Se utilizo el doble de colector de Cu, colector de Mo y espumante propuesto por la empresa.</p>			

Balances THPGR:

THPGR (200 µm)			Ley (%)			Distribución (%)			Contenido		
I.D.	Peso (g)	Peso (%)	Cu	Fe	Mo	Cu	Fe	Mo	Cu	Fe	Mo
Grueso (+10)	96.6	9.66	0.18	2.24	0.02	5.36	6.48	5.21	0.02	0.22	0.00
Primario	31.5	3.15	8.10	16.50	0.89	78.64	15.56	82.94	0.26	0.52	0.03
Agotativo	15.1	1.51	0.60	11.30	0.05	2.79	5.11	2.19	0.01	0.17	0.00
Colas	856.8	85.68	0.05	2.84	0.00	13.20	72.85	9.65	0.04	2.43	0.00
Cabeza cal.	1000.00	100.00	0.32	3.34	0.03	100.00	100.00	100.00	0.32	3.34	0.03

THPGR (100 µm)			Ley (%)			Distribución (%)			Contenido		
I.D.	Peso (g)	Peso (%)	Cu	Fe	Mo	Cu	Fe	Mo	Cu	Fe	Mo
Grueso (+10)	53.5	5.35	0.23	1.87	0.01	4.19	4.67	2.38	0.01	0.10	0.00
Primario	32.1	3.21	7.19	1.16	0.68	78.57	1.74	97.00	0.23	0.04	0.02
Agotativo	14.1	1.41	0.40	8.02	0.01	1.92	5.28	0.63	0.01	0.11	0.00
Colas	900.3	90.03	0.05	2.10	0.00	15.32	88.31	0.00	0.05	1.89	0.00
Cabeza cal.	1000.00	100.00	0.26	2.15	0.02	100.00	100.00	100.00	0.29	2.14	0.02

Balances TCC:

TCC (200 µm)			Ley (%)			Distribución (%)			Contenido		
I.D.	Peso (g)	Peso (%)	Cu	Fe	Mo	Cu	Fe	Mo	Cu	Fe	Mo
Grueso (+10)	101.1	10.11	0.17	2.64	0.01	6.75	9.90	3.28	0.02	0.27	0.00
Primario	24	2.40	8.50	14.90	0.81	80.12	13.27	75.08	0.20	0.36	0.02
Agotativo	8.6	0.86	0.36	1.02	0.03	1.22	0.33	0.86	0.00	0.01	0.00
Colas	866.3	86.63	0.04	2.38	0.01	11.91	76.50	20.77	0.03	2.06	0.01
Cabeza cal.	1000.00	100.00	0.25	2.70	0.03	100.00	100.00	100.00	0.25	2.70	0.03

TCC (100 µm)			Ley (%)			Distribución (%)			Contenido		
I.D.	Peso (g)	Peso (%)	Cu	Fe	Mo	Cu	Fe	Mo	Cu	Fe	Mo
Grueso (+10)	52.3	5.23	0.20	2.23	0.01	3.25	5.02	1.80	0.01	0.12	0.00
Primario	26.3	2.63	9.99	14.69	0.73	81.72	16.62	66.15	0.26	0.39	0.02
Agotativo	8.6	0.86	0.31	5.86	0.02	0.83	2.17	0.59	0.00	0.05	0.00
Colas	912.80	91.28	0.05	1.94	0.01	14.20	76.19	31.45	0.05	1.77	0.01
Cabeza cal.	1000.00	100.00	0.25	2.25	0.02	100.00	100.00	100.00	0.32	2.32	0.03

Apéndice I. Procedimiento para elaborar secciones delgadas.

Para la obtención de las secciones delgadas es necesario seguir un proceso utilizando un equipo especializado; a continuación, se describe un flujo de trabajo general:

- Hacer una inspección mesoscópica de la roca y seleccionar un área representativa de forma rectangular de 4x2.5 cm aproximadamente (tamaño de un portaobjetos petrográfico).
- Someter la muestra a cortes y fracturas, usando una cortadora de disco adiamantado refrigerado por agua, para obtener un prisma rectangular de 4x2.5x3 cm. Este prisma debe ser desbastado hasta que adquiera una planitud completa en la cara que va a ser pegada en el portaobjetos. (Para desbastar la cara se utilizan lijas de agua desde la 120 a la 600-800).
- Una vez que la cara de la muestra ha adquirido una planitud completa, es pulida con polvos abrasivos de carburo de silicio, comenzando con el N° 80 y finalizando con el 1200.
- El portaobjetos deberá ser pulido con polvo abrasivo N° 1000 por el lado en el cual la muestra va a ser pegada, utilizando una mezcla de 7ml de resina epóxica y 3 ml de catalizador.
- Para pegar la muestra es necesario colocar 3-4 gotas en la superficie de la muestra pulida, colocar la superficie pulida del portaobjetos encima y hacer presión para no generar burbujas. Se deja reposar mínimo por 18 horas a temperatura ambiente, para que quede bien pegada y no presentar problemas en la siguiente etapa de pulido.
- Por último, se corta el material excedente de la muestra (prisma rectangular), obteniendo una lámina de 0.5-1mm (portaobjetos + muestra). Esta lamina debe ser pulida nuevamente con polvos abrasivos de preferencia finos (+600) para darle los acabados a la sección delgada.

NOTA: Es necesario revisar la sección delgada constantemente bajo el microscopio óptico, para asegurar que no exista desprendimiento del mineral y observar los colores de interferencia reales de cada mineral. (Colores anómalos indicaran falta de desbaste o pulido).

Apéndice II. Procedimiento para cálculo de Índice de trabajo (W_i) de acuerdo con la metodología de Bond.

La prueba de Índice de Bond (W_i) consiste en un proceso de ciclo cerrado de molienda y clasificación en seco.

- Para desarrollarla es necesario preparar 10 kg de muestra fresca de mineral a un tamaño de grano de -10 o -6 mallas (1680-3360 μm Tyler®). Estos 10kg deben ser homogenizados y cuarteados por el método de “tapeteo” para formar una “torta” de la cual se tomarán los gramos necesarios de muestra para completar cada ciclo.
- Una vez que el material ha sido homogenizado se toma una muestra de 500 g para realizar un análisis granulométrico en seco usando las mallas ¼, 4, 6, 10, 20, 40, 60, 80, 100, 140, 200, 270 y 325 y determinar el F_{80} .
- Es necesario seleccionar una malla de corte o referencia, recomendado sea entre la malla 60 y 100 (Tyler®), en este caso fue utilizada la malla 80 (177 μm). El tamaño de abertura de la malla de referencia representa el valor de “Pi”.
- En una probeta de 1000 ml deben ser compactados 700 cc de muestra tomados de la “torta” y deben ser pesados con precisión ya que constituyen el peso inicial; el cual es mantenido durante el desarrollo de la prueba.
- Estos 700 cc son introducidos en el molino de Bond, junto con el collar de bolas y son molidos en 100 revoluciones; esta primera molienda se considera el primer ciclo. Una vez que la muestra fue molida, es cribada por la malla de referencia, para obtener una fracción gruesa y una fracción fina.
- La fracción fina es separada, etiquetada y resguardada en una bolsa de plástico; y la fracción gruesa es alimentada nuevamente al molino de Bond junto con una muestra de carga fresca (tomada de la “torta”) igual al peso de la fracción fina, ya que es necesario alimentar en cada ciclo un peso igual al peso inicial de la prueba.

Son determinados los gramos de finos producidos por revolución (G_{pr}) con la siguiente fórmula:

$$G_{pr} = \frac{\text{Finos obtenidos} - \text{Finos alimentados}}{100}$$

Para empezar el ciclo consecutivo es necesario calcular el número de revoluciones (N_r) con la siguiente fórmula:

$$\text{Nuevas revoluciones} = \frac{\text{Finos teóricos para 250\% de C.c.} - \text{Finos alimentados}}{G_{pr}}$$

Donde:

C.c. = Carga circulante

$$\text{Finos teóricos para 250\% de C.c.} = \frac{\text{Peso } 700 \text{ cm}^3}{3.5}$$

Los ciclos de molienda son repetidos, hasta que la carga circulante se estabilice en un 250%.

$$C.c. = \frac{\text{Grueso obtenidos}}{\text{Finos obtenidos}} * 100$$

Una vez que el equilibrio de la C.c. ha sido alcanzado, los productos menores a la malla de referencia de los últimos tres ciclos son mezclados y homogenizados para extraer una muestra de 250 g y aplicarle un análisis granulométrico en seco usando las mallas 80, 100, 120, 140, 170, 200, 270 y 325 y así determinar el valor de P80.

El W_i puede ser calculado al obtener esta información mediante:

$$W_i = \frac{44.5}{P_i^{0.23} * Gbp^{0.82} * \left(\frac{10}{\sqrt{P80}} - \frac{10}{\sqrt{F80}} \right)}$$

Para ordenar la información, para el primer y el resto de los ciclos, se recomienda diseñar una hoja de cálculo.