

UNIVERSIDAD DE OVIEDO



Universidad de Oviedo

**PROGRAMA DE DOCTORADO EN INGENIERÍA DE PRODUCCIÓN,
MINERO-AMBIENTAL Y DE PROYECTOS**

TESIS DOCTORAL

**CARACTERIZACIÓN DEL COMPORTAMIENTO
CINÉTICO EN MOLIENDA DE VARIAS MENAS EUROPEAS DE
TÁNTALO Y WOLFRAMIO**

Autor:

Jennire Vanessa Nava Rosario

**PROGRAMA DE DOCTORADO EN INGENIERÍA DE PRODUCCIÓN,
MINERO-AMBIENTAL Y DE PROYECTOS**



Universidad de Oviedo

**CARACTERIZACIÓN DEL COMPORTAMIENTO
CINÉTICO EN MOLIENDA DE VARIAS MENAS EUROPEAS DE
TÁNTALO Y WOLFRAMIO**

Tesis de doctorado

Autor:

Jennire Vanessa Nava Rosario

Director:

Juan María Menéndez Aguado

Tutor industrial:

Teresa Llorens González

Mayo, 2021

AGRADECIMIENTOS

Este trabajo ha sido realizado en colaboración con el proyecto financiado por la Unión Europea OPTIMORE y el Ayuntamiento de Oviedo, en colaboración con la Universidad de Oviedo y la empresa minera Strategic Minerals Spain.

Al proyecto OPTIMORE por creer en mí y derivar parte de su investigación en tesis doctorales como ésta.

Al ayuntamiento de Oviedo, por crear oportunidades e invertir en investigación y desarrollo a través de programas efectivos como “Siembra Talento” en los cuales los doctorandos podemos aplicar nuestros conocimientos técnicos y aportes a empresas privadas, con problemáticas reales y permitir de esta manera, desarrollarnos no solo profesional sino también personalmente.

A la Universidad de Oviedo, con el apoyo profesional inmejorable de mi director de tesis Juan María Menéndez Aguado, gracias por su tiempo, paciencia, amistad y dedicación.

A Strategic Minerals Spain (SMS) y tutora industrial, Teresa Llorens González, por seleccionarme como doctoranda y trabajar de la mano con la Universidad de Oviedo, por ser la apertura al mundo laboral como empresa minera y única en Europa en procesamiento mineral del tántalo.

DEDICATORIA

A Dios, por ser mi guía en todos los proyectos que emprendo...

A mi esposo, David y familia, por su inmenso amor, paciencia, apoyo y comprensión durante todo este proceso...

A mi hija, aún bebé, Áine, por escogerme como madre y permitirme conocer el más puro y sublime amor en medio de todo este torbellino... gracias por tolerarme, aun cuando estabas incómoda dentro de la barriguita de tu mami doctoranda...

A mis padres, abuelos, tía nena y hermanos, quienes a lo largo de mi vida han velado por mi bienestar y educación, siendo los grandes pilares de mi formación que, a pesar de la distancia o ausencia terrenal actual, están siempre en mi mente y corazón. Gracias por ser mi modelo a seguir, una fábrica de valores y amor puro...

A Juan María Menéndez y familia, por su amistad sincera y ser mi familia asturiana...

A mis amigos Sinaí, Félix, Lorena, Dorliana y colegas, por estar siempre ahí en momentos difíciles...

A Venezuela, mi hogar eterno. A la casa que vence las sombras, la insigne Universidad Central de Venezuela (UCV), por formarme como Ingeniero Metalúrgico, base de mi carrera profesional. A mis profesores inolvidables, en especial de beneficio mineral a Luis Chacón, José Rus, Noel Mariño y Carlos Di Yorio...

A España, por acogerme y la calidad de su gente...

Eternamente agradecida, gracias.

RESUMEN

El W, Ta y los minerales que los contienen, son considerados materias primas críticas para la UE. La conminución como etapa fundamental de la actividad minera, genera aproximadamente 3-4% de consumo de energía a nivel mundial, por lo que es menester optimizar dichos procesos. Así, se estudian diversas menas europeas provenientes de la Mina de Mittersill (W) en Austria; Barruecopardo (W) y Penouta (Ta), ambas ubicadas en España. Se desarrolla un protocolo basado en la metodología de Austin y MBP, con la finalidad de estudiar la influencia de variables operativas y geometalúrgicas en la cinética en molienda. Asimismo, se caracteriza química y mineralógicamente las muestras estudiadas mediante técnica de XRF, análisis granulométricos y estudio mineralógico por fracción de tamaño, tanto de la muestra cabeza como en los productos molidos. Se determina la probabilidad de fractura (S_i) y la función fractura (B_{ij}), además de los parámetros cinéticos. La función selección se formuló para la Mina de Barruecopardo con respecto a la velocidad de giro del molino; a partir del diámetro de bola tomando la mena de Penouta (Mina y Balsa) y Mittersill: $\alpha_{T=0,2934 \ln d_b - 0,1979}$.

Específicamente en la mina de Penouta, se estudia la influencia de la molienda sobre operaciones posteriores como separación magnética de alta intensidad en seco y remolienda de mixtos para la ampliación de la ruta de beneficio mineral, así como del abanico de concentrados comerciales y aumento de la recuperación y ley, a escala de laboratorio para su implementación en planta.

Palabras claves: Materias primas críticas, tántalo, wolframio, cinética en molienda, operaciones de beneficio.

ABSTRACT

W, Ta and those minerals that contain them are considered critical raw materials for the EU. The comminution process as a fundamental stage of mining activity supposes approximately 3-4% of energy consumption worldwide, so, it is necessary to optimize these processes. Thus, various European ores from the Mittersill (W) Mine in Austria; Barruecopardo (W) and Penouta (Ta), both located in Spain are studied. A protocol based on the Austin's methodology and MBP is developed in order to study the influence of operational and geometallurgical variables on grinding kinetics. Likewise, the samples studied are chemically and mineralogically characterized using the XRF techniques, particle size analysis and screen value analysis, both of the head sample and products. The probability of fracture (S_i) and the fracture function (B_{ij}) are determined, in addition to the kinetic parameters. The selection function was formulated for the Barruecopardo Mine with respect to the mill's speed of rotation; respect the ball diameter, taking in consideration the Penouta Mine (Mina and Balsa) and the Mittersill Mine.

Specifically, in the Penouta mine, the influence of grinding on subsequent operations such as dry high intensity magnetic separation and re-grinding of middlings is studied for the expansion of the mineral beneficiation route, as well as, the different kind of commercial concentrates and to increase of recovery and grade on a laboratory scale for its plant implementation.

Keywords: Critical raw materials, tantalum, tungsten, kinetics in milling, concentration operations.

Índice

1. Capítulo I: Introducción y objetivos.....	1
1.1 Introducción	2
1.2 Objetivos	17
2. Capítulo II: Estado del Arte	18
2.1 Estado del Arte.....	19
2.1.1 Conminución como operación unitaria básica minera. Trituración. Molienda. Tipos de molienda.....	20
2.1.2 Molino de bolas	30
2.1.3 Principio físico de fractura.....	32
2.1.4 Modelo de Balance Poblacional	44
2.1.5 y cinética de fractura. Probabilidad de fractura (S_i) y Función fractura (B_{ij})	44
3. Capítulo III: Materiales y Métodos	72
3.1 Materiales y metodología.....	73
3.1.1 Materiales	75
3.1.1.2 Mittersill	78
3.1.2 Metodología.....	93
4. Capítulo IV: Resultados y discusión	120
4.1 Resultados y discusión.....	121
4.1.1 Características del mineral.....	122
4.1.2 Ensayos de cinética en molienda	134
4.1.2.2 Resultados para casos de estudio: Mittersill y Penouta	158
4.1.3 Influencia sobre el rendimiento de algunas operaciones de beneficio mineral posteriores a la etapa de molienda en la Mina de Penouta	193
5. Capítulo V: Conclusiones.....	208
5.1 Conclusiones y líneas futuras de investigación	209
6. Capítulo VI: Referencias	212
6.1 Referencias.....	213

Índice de Tablas

Tabla 1.1 - Tabla de materias primas críticas de la UE	5
Tabla 1.2 - Tabla de producción mundial en toneladas. Fuente: (World Mining Data, 2018).....	10
Tabla 2.1 - Tipos de operaciones de conminución: trituración o molienda. De acuerdo con el tamaño de partículas. Fuente: (Drzymala, 2007).....	21
Tabla 3.1 - Estimación de reservas de la Sección B y C de la Mina de Penouta.	83
Tabla 3.2 - Velocidades de trabajo para los ensayos de cinética en molienda.	98
Tabla 3.3 - Condiciones iniciales de ensayos de cinética en molienda.	98
Tabla 3.4. Valores de $\log (w_j(t)/w_j(0))$ para cada monotamaño. Ejemplo de metodología de Austin.	104
Tabla 3.5. Valores de S_i para cada monotamaño. Ejemplo de metodología de Austin.	106
Tabla 3.6 – Distribución de fractura primaria.....	108
Tabla 3.7 – Distribución de fractura primaria para cada monotamaño.....	110
Tabla 3.8 - Condiciones iniciales de ensayos de cinética en molienda.	112
Tabla 3.9 - Velocidades de trabajo para los diferentes ensayos de cinética en molienda.	113
Tabla 3.10 - Configuración de batería de ensayos realizados en FELEMANG.....	117
Tabla 3.11 - Condiciones de los ensayos de cinética en molienda de fracción $>150 \mu\text{m}$	118
Tabla 4.1 - Distribución granulométrica de la muestra cabeza (Barruecopardo).....	122
Tabla 4.2 - Distribución granulométrica de la muestra cabeza (Mittersill).	123
Tabla 4.3 - Distribución granulométrica de la muestra cabeza (Penouta-Balsa).....	124
Tabla 4.4 - Distribución granulométrica de la muestra cabeza (Penouta-Mina).	125
Tabla 4.5 - Distribución granulométrica de la muestra cabeza (Penouta-Mina).	126
Tabla 4.6 - Resultados de la muestra cabeza, producto de disparos mediante el equipo portátil FRX (Mieres).	127
Tabla 4.7 - Resultados del estudio mineralógico por fracción de tamaño, producto de disparos mediante el equipo portátil FRX (Mieres).	127
Tabla 4.8 - Resultados de las muestras cabeza de la mena de Penouta en la muestra de mina.....	128
Tabla 4.9 - Resultados de las muestras cabeza de la Balsa Grande en la mina de Penouta.	128
Tabla 4.10 - Resultados del estudio mineralógico por fracción de tamaño de la muestra composite de la mina de Penouta-Balsa.....	130
Tabla 4.11 - Distribución de las especies minerales de interés al procesamiento mineral.....	131
Tabla 4.12 - Distribución metálica por fracciones granulométricas de la muestra composite Penouta-Balsa.....	132
Tabla 4.13 - Comportamiento del P_{80} de molienda a lo largo del tiempo para cada tamaño de alimentación al variar la velocidad del molino.....	139
Tabla 4.14 - P_{80} de productos obtenidos a 10,5 minutos de molienda a diferentes velocidades de molino para cada monotamaño de alimentación.	141
Tabla 4.15 - Relación de reducción con respecto a la velocidad de trabajo para cada monotamaño de alimentación.	142

<i>Tabla 4.16 - Probabilidad de fractura y relación de reducción con respecto a la velocidad de trabajo por monotamaño de alimentación.....</i>	<i>143</i>
<i>Tabla 4.17 - Valores de los parámetros cinéticos α, α_T por monotamaño, para diferentes velocidades de giro del molino.</i>	<i>146</i>
<i>Tabla 4.18 - Valores de los parámetros cinéticos (φ_j, γ, β) por monotamaño, para diferentes velocidades de giro del molino.....</i>	<i>148</i>
<i>Tabla 4.19 - Evolución de ley ponderada con respecto a la velocidad de trabajo (V_c).....</i>	<i>157</i>
<i>Tabla 4.20 - Probabilidad de fractura variando tamaño de bola y velocidad de trabajo para cada monotamaño de alimentación de la mina de Mittersill.</i>	<i>162</i>
<i>Tabla 4.21 - Parámetros cinéticos de la mina de Mittersill variando el tamaño de bolas y velocidad de giro.</i>	<i>168</i>
<i>Tabla 4.22 - Probabilidad de fractura variando tamaño de bola y velocidad de trabajo para cada monotamaño de alimentación de Penouta Mina.</i>	<i>173</i>
<i>Tabla 4.23 - Parámetros cinéticos de Penouta Mina variando el tamaño de bolas y velocidad de giro.</i>	<i>179</i>
<i>Tabla 4.24 - Probabilidad de fractura variando tamaño de bola y velocidad de trabajo para cada monotamaño de alimentación de Penouta-Balsa.</i>	<i>184</i>
<i>Tabla 4.25 - Parámetros cinéticos de Penouta-Balsa variando el tamaño de bolas y velocidad de giro.....</i>	<i>190</i>
<i>Tabla 4.26 - (Superior) Distribución de contenido metálico en concentrado primario. (Inferior) Tamaño de partícula- D_{80}.....</i>	<i>195</i>
<i>Tabla 4.27 - Distribución de contenido metálico en el concentrado primario.....</i>	<i>196</i>
<i>Tabla 4.28 - Resultados de la caracterización química de las muestras cabeza de concentrado primario Sn-Ta-Nb para cada condición operativa y mineralógica en batería de ensayos.....</i>	<i>197</i>
<i>Tabla 4.29 - Resultados de leyes arrojados para todas las condiciones operativas y granulométricas del concentrado de tantalita.....</i>	<i>198</i>
<i>Tabla 4.30 - Resultados de recuperaciones arrojados para todas las condiciones operativas y granulométricas del concentrado tantalita.</i>	<i>198</i>
<i>Tabla 4.31 - Resultados de leyes obtenidas para todas las condiciones operativas y granulométricas del concentrado de casiterita.</i>	<i>198</i>
<i>Tabla 4.32 - Resultados de recuperaciones obtenidas para todas las condiciones operativas y granulométricas del concentrado de casiterita.</i>	<i>199</i>
<i>Tabla 4.33 - Ley de la muestra cabeza fracción $>150 \mu m$, tras la clasificación por tamaño.</i>	<i>201</i>
<i>Tabla 4.34 - Estudio mineralógico por fracción de tamaño-distribución de algunas especies de interés y D_{80}.....</i>	<i>202</i>
<i>Tabla 4.35 - Distribución de especies de interés por fracción granulométrica de micas.</i>	<i>204</i>
<i>Tabla 4.36 - Distribución del peso pasante de 100 micras para cada tiempo y leyes.....</i>	<i>205</i>

Índice de Figuras

<i>Fig. 1.1 - Concentración geográfica de la producción mundial (primeras inferiores) y suministro por parte de la UE (barras superiores) y el nivel correspondiente de los gobiernos por conflicto (rojo: alto riesgo, naranja: medio, amarillo: sin conflicto y verde: óptimo). Fuente: (Vidal-Legaz et al., 2018)</i>	<i>8</i>
<i>Fig. 1.2 - Final de la vida útil, planteamiento de reciclaje como estrategia por la UE. Fuente: (Vidal-Legaz et al., 2018).</i>	<i>9</i>
<i>Fig. 1.3 - Producción de metales y minerales industriales en la UE. Fuente: (Vidal-Legaz et al., 2018). ..</i>	<i>9</i>
<i>Fig. 1.4 - Distribución del porte de minería metálica en España (2017). Fuente: (Ministerio para la Transición Ecológica, 2017)</i>	<i>11</i>
<i>Fig. 1.5 - Principales aplicaciones del wolframio. Fuente: (Ministerio para la Transición Ecológica, 2017)</i>	<i>12</i>
<i>Fig. 1.6 - Tendencia de precios del wolframio. Fuente: (Metalary, 2018)</i>	<i>13</i>
<i>Fig. 1.7 - Principales aplicaciones del tántalo (2017). Fuente: (Consulting, 2018).</i>	<i>15</i>
<i>Fig. 1.8 - Tendencia de precios de la tantalita.</i>	<i>15</i>
<i>Fig. 2.1 - Formas típicas de entramados. Mineral de interés (en negro) y ganga (en blanco). (a) Regular, (b) Vena, (c) Rodeado, (d) Oclusión. Fuente: (Drzymala, 2007).</i>	<i>20</i>
<i>Fig. 2.2 - Cadena simplificada del procesamiento minero-metalúrgico en una planta de mena metálica. Fuente: (Mukepe, 2013).</i>	<i>22</i>
<i>Fig. 2.3 - Curva de optimización. Fuente: (Álvarez, 2010).....</i>	<i>23</i>
<i>Fig. 2.4 - Circuito abierto simple con dos molinos en paralelo. Fuente: (Wills & Napier-Munn, 2006). .</i>	<i>24</i>
<i>Fig. 2.5 - Circuito cerrado con dos etapas de molienda. Fuente: (Wills & Napier-Munn, 2006).</i>	<i>25</i>
<i>Fig. 2.6 - Curva Granulométrica variando la carga circulante. Fuente; (Austin & Concha, 1994).</i>	<i>26</i>
<i>Fig. 2.7 - Molino de barras. Fuente: (Wills & Napier-Munn, 2006).</i>	<i>28</i>
<i>Fig. 2.8 - Molino semiautógeno de 12 m de diámetro operado en Cadia Hill Gold Min.e.</i>	<i>29</i>
<i>Fig. 2.9 - Simulación de comportamiento mineral dentro del molino. Fuente: (Austin & Concha, 1994). </i>	<i>30</i>
<i>Fig. 2.10 - Molino de bolas. (a) Descarga por rejilla y (b) Descarga por rebose. Fuente: (Wikedzi, 2018).</i>	<i>31</i>
<i>Fig. 2.11 - Esfuerzo vs deformación de un material elástico-lineal.</i>	<i>33</i>
<i>Fig. 2.12 - Comportamiento material dependiendo del tipo de esfuerzo.</i>	<i>34</i>
<i>Fig. 2.13 - Agujero elíptico de una placa plana. Fuente: (Arana & González, 2002).</i>	<i>35</i>
<i>Fig. 2.14 - Esquema de la energía superficial.....</i>	<i>36</i>
<i>Fig. 2.15 - Esquema de la energía superficial.....</i>	<i>37</i>
<i>Fig. 2.16 - Relación entre la Energía y la reducción de tamaño en conminución. Fuente: (Wikedzi, 2018).....</i>	<i>40</i>
<i>Fig. 2.17 - Trayectoria del movimiento de una carga en el interior de un molino de bolas a una velocidad normal de operación. Fuente: (Austin & Concha, 1994).</i>	<i>42</i>
<i>Fig. 2.18 - Esquema de fuerzas actuantes en la carga: fricción y gravedad.....</i>	<i>43</i>

Fig. 2.19 - Mecanismo de fractura en un molino de bolas: (a) por impacto puro, (b) abrasión y (c) por atrición. Fuente: (Wills & Napier-Munn, 2006).	43
Fig. 2.20 - Izq.: Gráfico de primer orden para carbón molido. Drcha.: Ejemplo de gráfico de primer orden, realizado con antracita en un molino de 0.6 m de diámetro. Fuente: (Austin & Concha, 1994).	47
Fig. 2.21 - Ejemplo de variación de la probabilidad de fractura de cuarzo, ensayado en un molino de 8 pulgadas de diámetro con bolas de 1 pulgada. Fuente: (Austin & Concha, 1994).	47
Fig. 2.22 - Gráfico de barras típico de la distribución de fragmentos de la progenie primaria. Fuente: (Austin & Concha, 1994).	49
Fig. 2.23 - Distribución de fractura primaria acumulativa para molino de bolas, con un monotamaño de cuarzo de 20× 30 mallas US; ■, en seco, °, en húmedo (45% de sólidos en volumen). Fuente: (Austin & Concha, 1994).	49
Fig. 2.24 - Ejemplo de distribución acumulativa de los fragmentos de la progenie, es decir de la función fractura, bajo varias condiciones de molienda con D=195 mm; d=26 mm. Fuente: (Austin & Concha, 1994).	50
Fig. 2.25 - Ejemplo de función fractura para varios monotamaños. Fuente: (King, 2001).	51
Fig. 2.26 - Movimiento de las bolas por acción de la velocidad de giro. (a) Movimiento radial en el interior de un molino de bolas, siendo la molienda ineficiente por ocurrir solo fractura por atrición. (b) Comportamiento de cascada óptimo para la molienda. (c) Acción de la fuerza centrífuga en su totalidad, donde la molienda es ineficiente por no ocurrir la fractura por impacto.	52
Fig. 2.27 - Variación típica de la potencia neta con la velocidad de rotación, para un molino de laboratorio provisto de barras levantadoras con D=0.6 m y un molino a escala piloto de D=0.82 m. Fuente: (Austin & Concha, 1994).	54
Fig. 2.28 - Influencia de la velocidad del molino en la probabilidad de fractura, donde la velocidad óptima se encuentra entre 70-75%. Fuente: (Gupta & Shivani, 2014).	55
Fig. 2.29 - Influencia de la velocidad del molino en la probabilidad de fractura, donde la velocidad óptima se encuentra en 85% (Der) y entre 80-90% (Izq). Fuente: (Deniz, 2004) y (Öksüzoglu & Uçurum, 2016), respectivamente.	55
Fig. 2.30 - Influencia de la velocidad de giro sobre el tamaño d_{80} .	56
Fig. 2.31 - Influencia del tamaño de bolas en la cinética en molienda. Superior-Izquierda: probabilidad de fractura. Fuente: (Gupta & Shivani, 2014). Superior-Derecha: parámetro de producto fino. Inferior: probabilidad de fractura variando el tamaño de bolas. Fuente: (Austin & Concha, 1994).	59
Fig. 2.32 - Estudio del parámetro " α_T ", de la Ecuación (XV), con respecto al tamaño de bola. (Fuente: (Teke et al., 2002).	60
Fig. 2.33 - Valores del producto d_{80} obtenidos en diferentes distribuciones de tamaños de bolas. (Fuente: (Öksüzoglu & Uçurum, 2016).	60
Fig. 2.34 - Influencia del tamaño de bolas en la probabilidad de fractura, Si. Fuente: (Chimwani et al., 2013).	61
Fig. 2.35 - Ejemplo de la influencia de la probabilidad de fractura variando el porcentaje de llenado de bolas y polvo, para una molienda seca en un molino de laboratorio. Fuente: (Austin & Concha, 1994)	62
Fig. 2.36 – Tipos de levantadores. Fuente: (Wills & Napier-Munn, 2006).	64

Fig. 2.37 - Comportamiento de la carga y su geometría. Fuente: (Lameck, 2005).	65
Fig. 2.38 - Influencia del diámetro del molino en la cinética en molienda usando bolas de 25 mm.	66
Fig. 2.39 - Influencia de la distribución granulométrica de la alimentación en la cinética en molienda. Fuente: (Austin & Concha, 1994).	67
Fig. 2.40 – Influencia de fracción de llenado de sólidos. Fuente: (Austin & Concha, 1994).	71
Fig. 3.1 - Flujograma metodológico para cada mena de Ta y W.	74
Fig. 3.2 - Situación geográfica de la mina de Barruecopardo. Fuente: (Edison Investment Research., 2012)	76
Fig. 3.3 - Testigo donde se observa cómo se hace visible la scheelita ante la luz UV. Fuente: (Saloro ,2017).	76
Fig. 3.4 - Flujograma de procesamiento. Fuente: (Eurus Mineral Consultans, 2009).	77
Fig. 3.5 - Fotografía de la entrada de la mina subterránea de Mittersill, en la cual, tanto la infraestructura, vestuarios, comercios y oficinas, se encuentran bajo tierra, ya que está ubicada en pleno corazón de los Alpes austriacos. Fuente: Schmidt, 2012	78
Fig. 3.6 - Fotomicrografías del mineral de Scheelita de Mittersill. Fuente: (Raith & Schmidt, 2010).	80
Fig. 3.7 - Situación de la mina de Penouta. Mapa Topográfico Nacional a escala 1:50.000: n°228 (Viana del Bollo) y n°266 (La Gudiña).	81
Fig. 3.8 - Diferentes áreas de explotación en la Mina de Penouta. (Fuente: Departamento de Geología de la Mina de Penouta).	82
Fig. 3.9 - Mapa geológico de la zona ibérica central, donde se incluye los granitos albiticos, y la situación del anticlinorio de Ollo de sapo y serie de Viana. Fuente: (Alfonso et al., 2018).	84
Fig. 3.10 - Generaciones de casiterita. Superior: casiterita contenida en el leucogranito. Inferior: casiterita localizada en el greisen. Fuente: (Llorens et al., 2017).	85
Fig. 3.11 – Superior: MLA de un concentrado de minerales de óxido de Nb-Ta de Penouta (Ghorbani et al., 2017). Inferior: zonificación en MGC. Cst: casiterita, Clf: columbita-Fe, Clm: columbita-Mn, Tnm: tantalita-Mn. (Llorens et al., 2017).	86
Fig. 3.12 - Composición del MGC.clm: Columbita-Mn; tnm: Tantalita-Mn. Fuente: (Hamid et al., 2018).	87
Fig. 3.13 - Tántalo contenido en la casiterita, debido a inclusiones de microcristales del grupo de minerales de columbita y microlita, y por sustitución del Sn por Ta y Nb. Fuente: (Ghorbani et al., 2017).	88
Fig. 3.14 - Flujograma de procesamiento general de la planta de la mina de Penouta.	90
Fig. 3.15 - Foto de la Balsa B1 o Balsa Roldán donde se tomó la muestra de balsa.	92
Fig. 3.16 - Zona de leucogranito en la antigua corta minera donde se tomó la muestra a ensayar.	92
Fig. 3.17 - Tamizadora vibratoria y columna de tamices. Fuente: foto propia tomada en el laboratorio mineralurgia, Universidad de Oviedo-Mieres.	93
Fig. 3.18- Izquierda: etapa de caracterización químico-mineralógico, usando la técnica de tamizado. Derecha: FRX portátil para análisis de elementos de interés.	94
Fig. 3.19 - Ejemplar de equipo de FRX utilizado en la Mina de Penouta.	95
Fig. 3.20 - Etapas en la preparación de la muestra.	97

Fig. 3.21 - Molino escala de laboratorio y su estructura de rodillos giratorios.....	99
Fig. 3.22 - Bolas del molino de diferentes tamaños.	99
Fig. 3.23 - Monotamaños generados mediante tamizado a partir de la muestra todouno.	100
Fig. 3.24 - (A) Alimentación al molino de bolas a escala laboratorio de dos monotamaños diferentes 2000/1000 y 75/45. (B) Tras cada tiempo de molienda, se descarga la carga del molino, tanto de mineral como de bolas. Se usa un tamiz de luz de malla 6mm con la finalidad de retener las bolas y reducir las pérdidas de mineral. (C) Al producto molido, se lleva a tamizar para realizar análisis granulométrico del producto. (D) Producto molido, pasado por tamizado y pesado de retenidos como parte de la caracterización mineralógica.....	101
Fig. 3.25 - Flujograma con los pasos a seguir según la metodología de Austin para la determinación de la probabilidad de fractura y función fractura.....	102
Fig. 3.26 - $\log(w_i(t)/w_i(0))$ vs. t	105
Fig. 3.27 - Grafica de primer orden para diferentes monotamaños. Ejemplo de metodología de Austin.	106
Fig. 3.28 - Probabilidad de fractura (S_i) vs Tamaño.....	107
Fig. 3.29 - Valores de S_i para diferentes monotamaños. Ejemplo de metodología de Austin.	107
Fig. 3.30 - B_{ij} con respecto al tamaño relativo j/i	111
Fig. 3.31 - Esquema de criba circular para generar 3 fracciones de tamaño, las cuales, serán la alimentación al SMAI (Separador Magnético de Alta Intensidad).....	115
Fig. 3.32 - Separador magnético de alta intensidad de rotor inducido (un rodillo). Fotografía tomada en instalaciones de FELEMAMG (Gijón).	117
Fig. 4.1 - Distribución granulométrica de la muestra cabeza (Barruecopardo).....	123
Fig. 4.2 - Distribución granulométrica de la muestra cabeza (Mittersill).	124
Fig. 4.3 - Distribución granulométrica de la muestra cabeza (Penouta-Balsa).	125
Fig. 4.4 - Distribución granulométrica de la muestra cabeza (Penouta-Balsa).	126
Fig. 4.5 - Distribución de las especies minerales de interés al procesamiento mineral.	131
Fig. 4.6 - Distribución metálica por fracciones granulométricas de la muestra composite Penouta-Balsa.	132
Fig. 4.7 - Gráfica de primer orden para molienda en seco de diferentes tamaños de alimentación de la mena de wolframio proveniente de Barruecopardo, 60% de la velocidad crítica.	135
Fig. 4.8 - Gráfica de primer orden para molienda en seco de diferentes tamaños de alimentación de la mena de wolframio proveniente de Barruecopardo, 70% de la velocidad crítica.	135
Fig. 4.9 - Gráfica de primer orden para molienda discontinua en seco de diferentes tamaños de alimentación de la mena de wolframio, proveniente de Barruecopardo, 80% de la velocidad crítica. ...	136
Fig. 4.10 Probabilidad de fractura S_i a 60% de la velocidad crítica.....	136
Fig. 4.11 - Probabilidad de fractura S_i a 70% de la velocidad crítica.	137
Fig. 4.12 - Probabilidad de fractura S_i a 80% de la velocidad crítica.	137
Fig. 4.13 - Comportamiento de la probabilidad de fractura (S_i), con el tamaño de partícula, respecto a la velocidad de giro del molino.	138

<i>Fig. 4.14 - Comportamiento del P_{80} de molienda a lo largo del tiempo para monotamaños 5000/4000 al variar la velocidad del molino.</i>	<i>140</i>
<i>Fig. 4.15 - Comportamiento del P_{80} de molienda a lo largo del tiempo para monotamaños 2000/1000 al variar la velocidad del molino.</i>	<i>140</i>
<i>Fig. 4.16 - Comportamiento del P_{80} de molienda a lo largo del tiempo para tres monotamaños 250/125 al variar la velocidad del molino.</i>	<i>141</i>
<i>Fig. 4.17 - P_{80} de productos obtenidos a 10,5 minutos de molienda a diferentes velocidades de molino para cada monotamaño de alimentación.</i>	<i>142</i>
<i>Fig. 4.18 - Relación de reducción con respecto a la velocidad de trabajo para cada monotamaño de alimentación.</i>	<i>143</i>
<i>Fig. 4.19 - Probabilidad de fractura y relación de reducción por monotamaño de alimentación a 60% de la velocidad de trabajo.</i>	<i>144</i>
<i>Fig. 4.20 - Probabilidad de fractura y relación de reducción por monotamaño de alimentación a 70% de la velocidad de trabajo.</i>	<i>144</i>
<i>Fig. 4.21 - Probabilidad de fractura y relación de reducción por monotamaño de alimentación a 80% de la velocidad de trabajo.</i>	<i>144</i>
<i>Fig. 4.22 - Variación de α_T con % de velocidad crítica del molino.</i>	<i>147</i>
<i>Fig. 4.23 - Valores de los parámetros cinéticos (ϕ_j, γ, β) por monotamaño, para diferentes velocidades de giro del molino.</i>	<i>149</i>
<i>Fig. 4.24 - Comportamiento de la función fractura (B_{ij}), con el tamaño de partícula, a 70% velocidad de giro del molino, mineral de Barruecopardo.</i>	<i>149</i>
<i>Fig. 4.25 - Comportamiento de la función fractura (B_{ij}), con el tamaño de partícula, a 80 % velocidad de giro del molino, mineral de Barruecopardo.</i>	<i>150</i>
<i>Fig. 4.26 - Comportamiento de la función fractura (B_{ij}), con respecto al tamaño de partícula para el monotamaño de alimentación 4000 μm, variando la velocidad de giro del molino.</i>	<i>151</i>
<i>Fig. 4.27 - Comportamiento de la función fractura (B_{ij}), con respecto al tamaño de partícula para el monotamaño de alimentación 500 μm, variando la velocidad de giro del molino.</i>	<i>151</i>
<i>Fig. 4.28 - Variación de γ con % de velocidad crítica del molino.</i>	<i>152</i>
<i>Fig. 4.29 - Comparación de los valores de la función de fractura a 60% V_c, obtenidos mediante el modelo de optimización con respecto a los experimentales.</i>	<i>153</i>
<i>Fig. 4.30 - Comparación de los valores de la función de fractura a 70% V_c, obtenidos mediante el modelo de optimización con respecto a los experimentales.</i>	<i>153</i>
<i>Fig. 4.31 - Comparación de los valores de la función de fractura a 80% V_c, obtenidos mediante el modelo de optimización con respecto a los experimentales.</i>	<i>154</i>
<i>Fig. 4.32 - Evolución de la ley de wolframio (W) en los productos molidos con respecto a los monotamaños y sus fracciones granulométricas para 60% de la V_c.</i>	<i>155</i>
<i>Fig. 4.33 - Evolución de la ley de wolframio (W) en los productos molidos con respecto a los monotamaños y sus fracciones granulométricas para 70% de la V_c.</i>	<i>155</i>
<i>Fig. 4.34 - Evolución de la ley de wolframio (W) en los productos molidos con respecto a los monotamaños y sus fracciones granulométricas para 80% de la V_c.</i>	<i>156</i>

<i>Fig. 4.35 - Evolución de ley ponderada con respecto a la velocidad de trabajo (V_c).....</i>	<i>157</i>
<i>Fig. 4.36 - Pesos Vs tiempo a 75% de la velocidad de trabajo con bolas pequeñas.....</i>	<i>159</i>
<i>Fig. 4.37 - Pesos Vs tiempo a 75% de la velocidad de trabajo con bolas medianas.....</i>	<i>160</i>
<i>Fig. 4.38 - Pesos Vs tiempo a 75% de la velocidad de trabajo con bolas grandes.....</i>	<i>160</i>
<i>Fig. 4.39 - Pesos Vs tiempo a 85% de la velocidad de trabajo con bolas pequeñas.....</i>	<i>161</i>
<i>Fig. 4.40 - Pesos Vs tiempo a 85% de la velocidad de trabajo con bolas medianas.....</i>	<i>161</i>
<i>Fig. 4.41 - Pesos Vs tiempo a 85% de la velocidad de trabajo con bolas grandes.....</i>	<i>162</i>
<i>Fig. 4.42 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula a 75% de velocidad de trabajo y bolas pequeñas.....</i>	<i>163</i>
<i>Fig. 4.43 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula a 75% de velocidad de trabajo y bolas medianas.....</i>	<i>163</i>
<i>Fig. 4.44 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula a 75% de velocidad de trabajo y bolas grandes.....</i>	<i>163</i>
<i>Fig. 4.45 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula a 85% de velocidad de trabajo y bolas pequeñas.....</i>	<i>164</i>
<i>Fig. 4.46 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula a 85% de velocidad de trabajo y bolas medianas.....</i>	<i>164</i>
<i>Fig. 4.47 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula a 85% de velocidad de trabajo y bolas grandes.....</i>	<i>165</i>
<i>Fig. 4.48 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula a 75% de velocidad de trabajo variando tamaño de bola.....</i>	<i>166</i>
<i>Fig. 4.49 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula a 85% de velocidad de trabajo variando tamaño de bola.....</i>	<i>166</i>
<i>Fig. 4.50 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula con bolas pequeñas (1,9 cm), variando velocidad de trabajo del molino.....</i>	<i>167</i>
<i>Fig. 4.51 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula con bolas medianas (2,23 cm), variando velocidad de trabajo del molino.....</i>	<i>167</i>
<i>Fig. 4.52 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula con bolas grandes (3,175 cm), variando velocidad de trabajo del molino.....</i>	<i>167</i>
<i>Fig. 4.53 - Función selección vs velocidad de trabajo variando tamaño de bola.....</i>	<i>168</i>
<i>Fig. 4.54 - Función selección vs tamaño de bola variando velocidad de trabajo.....</i>	<i>169</i>
<i>Fig. 4.55 - Pesos Vs tiempo a 75% de la velocidad de trabajo con bolas pequeñas.....</i>	<i>170</i>
<i>Fig. 4.56 - Pesos Vs tiempo a 75% de la velocidad de trabajo con bolas medianas.....</i>	<i>170</i>
<i>Fig. 4.57 - Pesos Vs tiempo a 75% de la velocidad de trabajo con bolas grandes.....</i>	<i>171</i>
<i>Fig. 4.58 - Pesos Vs tiempo a 85% de la velocidad de trabajo con bolas pequeñas.....</i>	<i>171</i>
<i>Fig. 4.59 - Pesos Vs tiempo a 85% de la velocidad de trabajo con bolas medianas.....</i>	<i>172</i>
<i>Fig. 4.60 - Pesos Vs tiempo a 85% de la velocidad de trabajo con bolas grandes.....</i>	<i>172</i>
<i>Fig. 4.61 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula a 75% de velocidad de trabajo y bolas pequeñas.....</i>	<i>173</i>

<i>Fig. 4.62 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula a 75% de velocidad de trabajo y bolas medianas.....</i>	<i>173</i>
<i>Fig. 4.63 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula a 75% de velocidad de trabajo y bolas grandes.....</i>	<i>174</i>
<i>Fig. 4.64 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula a 85% de velocidad de trabajo y bolas pequeñas.....</i>	<i>174</i>
<i>Fig. 4.65 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula a 85% de velocidad de trabajo y bolas pequeñas.....</i>	<i>175</i>
<i>Fig. 4.66 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula a 85% de velocidad de trabajo y bolas grandes.....</i>	<i>175</i>
<i>Fig. 4.67 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula a 75% de velocidad de trabajo variando tamaño de bola.....</i>	<i>176</i>
<i>Fig. 4.68 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula a 85% de velocidad de trabajo variando tamaño de bola.....</i>	<i>176</i>
<i>Fig. 4.69 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula con bolas pequeñas (1,9 cm), variando velocidad de trabajo del molino.....</i>	<i>177</i>
<i>Fig. 4.70 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula con bolas medianas (2,23 cm), variando velocidad de trabajo del molino.....</i>	<i>177</i>
<i>Fig. 4.71 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula con bolas grandes (3,175 cm), variando velocidad de trabajo del molino.....</i>	<i>178</i>
<i>Fig. 4.72 - Función selección vs velocidad de trabajo variando tamaño de bola.....</i>	<i>179</i>
<i>Fig. 4.73 - Función selección vs tamaño de bola a 85% de la velocidad crítica.....</i>	<i>180</i>
<i>Fig. 4.74 - Pesos Vs tiempo a 75% de la velocidad de trabajo con bolas pequeñas.....</i>	<i>181</i>
<i>Fig. 4.75 - Pesos Vs tiempo a 75% de la velocidad de trabajo con bolas medianas.....</i>	<i>181</i>
<i>Fig. 4.76- Pesos Vs tiempo a 75% de la velocidad de trabajo con bolas grandes.....</i>	<i>182</i>
<i>Fig. 4.77 - Pesos Vs tiempo a 85% de la velocidad de trabajo con bolas pequeñas.....</i>	<i>182</i>
<i>Fig. 4.78 - Pesos Vs tiempo a 85% de la velocidad de trabajo con bolas medianas.....</i>	<i>183</i>
<i>Fig. 4.79 - Pesos Vs tiempo a 85% de la velocidad de trabajo con bolas grandes.....</i>	<i>183</i>
<i>Fig. 4.80 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula a 75% de velocidad de trabajo y bolas pequeñas.....</i>	<i>184</i>
<i>Fig. 4.81 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula a 75% de velocidad de trabajo y bolas medianas.....</i>	<i>185</i>
<i>Fig. 4.82 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula a 75% de velocidad de trabajo y bolas grandes.....</i>	<i>185</i>
<i>Fig. 4.83 – Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula a 85% de velocidad de trabajo y bolas pequeñas.....</i>	<i>186</i>
<i>Fig. 4.84 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula a 85% de velocidad de trabajo y bolas medianas.....</i>	<i>186</i>
<i>Fig. 4.85 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula a 85% de velocidad de trabajo y bolas grandes.....</i>	<i>187</i>

<i>Fig. 4.86 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula a 75% de velocidad de trabajo variando tamaño de bola.</i>	<i>187</i>
<i>Fig. 4.87 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula a 85% de velocidad de trabajo variando tamaño de bola.</i>	<i>188</i>
<i>Fig. 4.88 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula con bolas pequeñas (1,9 cm), variando velocidad de trabajo del molino.</i>	<i>189</i>
<i>Fig. 4.89 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula con bolas medianas (2,23 cm), variando velocidad de trabajo del molino.</i>	<i>189</i>
<i>Fig. 4.90 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula con bolas grandes (3,175 cm), variando velocidad de trabajo del molino.</i>	<i>189</i>
<i>Fig. 4.91 - Función selección vs velocidad de trabajo variando tamaño de bola.</i>	<i>191</i>
<i>Fig. 4.92 - Función selección vs tamaño de bola para 85% de la velocidad de crítica.</i>	<i>191</i>
<i>Fig. 4.93 - Función selección Vs tamaño de bola para Penouta Mina y Penouta Balsa.</i>	<i>192</i>
<i>Fig. 4.94 - Curva granulométrica del concentrado primario (alimento de la criba circular).</i>	<i>194</i>
<i>Fig. 4.95 - Distribución metálica de las especies minerales de interés.</i>	<i>196</i>
<i>Fig. 4.96 - Distribución del contenido de cada especie mineral.</i>	<i>203</i>
<i>Fig. 4.97 - Distribución de especies de interés por fracción granulométrica en la fracción >150 µm. ...</i>	<i>204</i>
<i>Fig. 4.98- Evolución del peso pasante malla 100 µm con respecto al tiempo de molienda.</i>	<i>205</i>
<i>Fig. 4.99 – Evolución del P₈₀ con respecto al tiempo.</i>	<i>206</i>
<i>Fig. 4.100 - Distribución de las especies de interés y secundarias del producto molido pasante de la malla 100 µm al cabo de 15 min.</i>	<i>207</i>

Índice de Ecuaciones

Ecuación 2.1	$\sigma = Y\Delta\varepsilon$	32
Ecuación 2.2	$\sigma A = \sigma_1 + 2ab$	35
Ecuación 2.3	$E_s = 2a * B * 2 * \gamma_s$	36
Ecuación 2.4	$\sigma_f = 2\pi * E\gamma_s a$	36
Ecuación 2.5	$dE = k SndS$	39
Ecuación 2.6	$E_{ee} \propto 1d80 - 1D80$	39
Ecuación 2.7	$E = C2\ln D80d80$	39
Ecuación 2.8	$EG = 10 * wi1P - 1FMf$	40
Ecuación 2.9	$KW = MC * 4.879 * DM0.3 * 3.2 - 3 * Vp * CS * 1 - 0.129 - 10 * Cs + SS$	41
Ecuación 2.10	$SS = 1.102 * B - 12.5 * DM50.8$	41
Ecuación 2.11	Probabilidad de rotura = $SiWwi$	45
Ecuación 2.12	$dwidt = -Siwit + j = 1i - 1bijkwj(t)$	45
Ecuación 2.13	$-dwidt = Siwit$	45
Ecuación 2.14	$Logwit - Log(wi0) = -Sit2.3$	46
Ecuación 2.15	$Si = \alpha TXi\alpha$	46
Ecuación 2.16	$Bij = k = nibkj$	48
Ecuación 2.17	$Bij = Log [(1 - Pi 0)]/Log [(1 - Pi t)]Log [(1 - Pj + 10)]/Log [(1 - Pj + 1 t)]$	48
Ecuación 2.18	$Bij = \phi_j X_i - 1X_j \gamma + 1 - \phi_j X_i - 1X_j \beta_n \geq i \geq j + 1$	50
Ecuación 2.19	$Nc = 42.3D - d$ (D, d en metros).....	53
Ecuación 2.20	$\alpha T = vc - 0.11 + e^{15.7(vc - 0.94)}$	53
Ecuación 2.21	$\alpha \propto 1dN011 + d * d; d * \sim 2 \text{ mm}, d \geq 10 \text{ mm}$	57
Ecuación 2.22	$Xm \propto dN3$	57
Ecuación 2.23	$J = \text{masa de las bolas} \times \text{densidad bolas} \times \text{volumen del molino} \times 1.00.6$	63
Ecuación 2.24	$VC (\%) = 113 - 126HCDM$	63
Ecuación 2.25	$Si \propto \alpha \propto D0.5$	66
Ecuación 2.26	$L = 0.9 D$	66
Ecuación 2.27	$L = 2 D$	66
Ecuación 2.28	$D80 = 400013Wi$	68
Ecuación 4.1	$\alpha T = -0.0002 vc^2 + 0.0236vc - 0.6402$	147
Ecuación 4.2	$\alpha T = 0,2934\ln db - 0,1979$	169

Capítulo I: Introducción y objetivos

1.1 Introducción

El siglo XX, trajo consigo una serie de hechos históricos políticos, económicos y sociales en el panorama mundial y regional europeo, que impulsaron la generación y fortalecimiento de políticas estratégicas por parte del Parlamento Europeo, influyendo directamente en el sector de las materias primas/minería. Las materias primas críticas o fundamentales según (Blengini et al., 2017a), son aquellos materiales de gran importancia económica para la UE y vulnerables a la interrupción del suministro.

En este sentido, se pueden mencionar algunos acontecimientos relevantes, primeramente, un notable acrecentamiento de la demanda de materias primas provocado por un fuerte crecimiento económico global, especialmente en países emergentes como China. En segundo lugar, a consecuencia de la industrialización e incremento de la demanda de productos, países como China, India y Brasil, se convierten en los principales exportadores de materias primas, además, China, es el mayor consumidor de metales del mundo. En tercer lugar, crece la industria electrónica, automovilística, y armamentística a nivel mundial, que demanda mayores cantidades de ciertas materias primas. Cuarto, coincide una crisis financiera a nivel global, la cual, obliga a los gobiernos a insertar estrategias para frenar la volatilidad de los precios de los productos básicos y priorizar iniciativas para garantizar que Europa utilice eficazmente sus recursos.

Por lo antes expuesto, y aunado a la amplia importancia estratégica de las materias primas para la industria manufacturera de la Unión Europea (en adelante, UE), la Comisión al Parlamento Europeo, en el marco de la (Comisión Europea, 2011a), (Comisión Europea, 2011b), ha publicado una lista para determinar catorce materias primas, las cuales, posteriormente (Comisión Europea, 2014) modifica a veintisiete materias primas que presentan un riesgo elevado de escasez de suministro y una gran importancia económica, según (Comisión Europea, 2015) y (Comisión Europea, 2018), basado en la teoría de la economía circular, con la finalidad de ayudar a garantizar un abastecimiento seguro, sostenible, asequible y sin trabas, las cuales, constituyen una creciente preocupación para la industria europea y las cadenas de valor.

Según (Comisión Europea, 2017)^y (Parlamento Europeo y el Consejo de la Unión Europea Reglamento 821, 2017) para la lista de 2017 se ha evaluado el carácter

fundamental de 78 materias primas. En esta ampliación, incluyeron nueve nuevas materias en comparación con la evaluación de 2014 (entre ellos el tántalo).

Cabe resaltar que, estos metales, especialmente el tántalo, se extrae de manera artesanal en zonas de conflicto como la región centro africana (Fitzpatrick et al., 2015); en numerosas ocasiones estas minas están gestionadas por grupos armados y es frecuente, la violencia y la explotación infantil. Asimismo, (Mancheri et al., 2018) concluyen que el suministro de Ta proviene de producciones artesanales no contabilizadas e ilegales, estimando un aumento de casi el 250% de alrededor de 600 t en 2004 a más de 2000 t en 2014. Estas irregularidades se está comenzando a amortiguar, al menos parcialmente, gracias a las políticas de libre conflicto, como la (DODD-FRANK LAW-Senate and Congress of the Unites States of America, 2010), pionera en EE.UU, instauradas por los países importadores de estos minerales.

Posteriormente, en base a la revisión de la lista (Comisión Europea, 2017), el wolframio (W), el tántalo (Ta) y niobio (Nb), están incluidos como materias primas críticas para la UE, así como, también los minerales que los contienen en el Reglamento sobre minerales originarios de zonas de conflicto (Parlamento Europeo y el Consejo de la Unión Europea Reglamento 821, 2017), el cual, no entra en vigor hasta 2021.

(Comisión Europea, 2017), afirma que China es el país más influyente en términos de suministro mundial de la mayoría de las materias primas fundamentales, como las tierras raras, el magnesio, el wolframio, el antimonio, el galio y el germanio, entre otros, tal y como se observa en la *Tabla 1*, que también recoge países implicados en el suministro así como también los consumidores y sus diferentes índices.

La *Tabla 1*, surge de los métodos establecidos en (Blengini et al., 2017a) y (Blengini et al., 2017b), siendo las bases de la metodología actualmente vigente para establecer la lista definitiva de las primas críticas fundamentales, así como también la justificación económica mediante los cálculos de los índices necesarios para declarar una materia prima como materia prima crítica o fundamental para la UE y su cadena de suministro; el estudio de su posible sustitución y materiales de reciclaje.

En este sentido, (Blengini et al., 2017b), aclaran en primer lugar que vulnerabilidad a la interrupción significa que el suministro está asociado a un alto riesgo de no ser adecuado para satisfacer la demanda de la industria de la UE o que provengan de zonas de conflictos, tal como ocurre en el caso del tántalo y el wolframio. En la *Fig.*

1.1, se observa que, especialmente en tántalo, proviene en su mayoría de zonas de alto riesgo, lo que le confiere esta vulnerabilidad en el estudio. En segundo lugar, menciona sobre una importancia económica alta. Esto significa que, la materia prima es de fundamental importancia para los sectores de la industria que crean valor agregado y empleos, que podrían perderse en caso de una oferta inadecuada.

Tabla 1.1 - Tabla de materias primas críticas de la UE

Materias primas	Principales productores mundiales (media 2010-2014)	Principales importadores a la UE (media 2010-2014)	Fuentes de suministro de la UE (media 2010-2014)	Índice de dependencia de las importaciones*	Índices de sustitución IE/RS**	Índice de aporte del reciclado al final de su vida útil***
Antimonio	China (87 %) Vietnam (11 %)	China (90 %) Vietnam (4 %)	China (90 %) Vietnam (4 %)	100 %	0,91 / 0,93	28 %
Barita	China (44 %) India (18 %) Marruecos (10 %)	China (53 %) Marruecos (37 %) Turquía (7 %)	China (34 %) Marruecos (30 %) Alemania (8 %) Turquía (6 %) Reino Unido (5 %) Otros países de la UE (4 %)	80 %	0,93 / 0,94	1 %
Berilio	Estados Unidos (90 %) China (8 %)	No aplicable	No aplicable	No aplicable ¹⁴	0,99 / 0,99	0 %
Bismuto	China (82 %) México (11 %) Japón (7 %)	China (84 %)	China (84 %)	100 %	0,96 / 0,94	1 %
Borato	Turquía (38 %) Estados Unidos (23 %) Argentina (12 %)	Turquía (98 %)	Turquía (98 %)	100 %	1,0 / 1,0	0 %
Cobalto	República Democrática del Congo (64 %) China (5 %) Canadá (5 %)	Rusia (91 %) República Democrática del Congo (7 %)	Finlandia (66 %) Rusia (31 %)	32 %	1,0 / 1,0	0 %
Carbón de coque	China (54 %) Australia (15 %) Estados Unidos (7 %) Rusia (7 %)	Estados Unidos (39 %) Australia (36 %) Rusia (9 %) Canadá (8 %)	Estados Unidos (38 %) Australia (34 %) Rusia (9 %) Canadá (7 %) Polonia (1 %) Alemania (1 %) Chequia (1 %) Reino Unido (1 %)	63 %	0,92 / 0,92	0 %
Espato fluor	China (64 %) México (16 %) Mongolia (5 %)	México (38 %) China (17 %) Sudáfrica (15 %) Namibia (12 %) Kenia (9 %)	México (27 %) España (13 %) China (12 %) Sudáfrica (11 %) Namibia (9 %) Kenia (7 %) Alemania (5 %) Bulgaria (4 %) Reino Unido (4 %) Otros países de la UE (1 %)	70 %	0,98 / 0,97	1 %
Galio ¹⁵	China (85 %) Alemania (7 %) Kazajistán (5 %)	China (53 %) Estados Unidos (11 %) Ucrania (9 %) Corea del Sur (8 %)	China (36 %) Alemania (27 %) Estados Unidos (8 %) Ucrania (6 %) Corea del Sur (5 %) Hungria (5 %)	34 %	0,95 / 0,96	0 %
Germanio	China (67 %) Finlandia (11 %) Canadá (9 %) Estados Unidos (9 %)	China (60 %) Rusia (17 %) Estados Unidos (16 %)	China (43 %) Finlandia (28 %) Rusia (12 %) Estados Unidos (12 %)	64 %	1,0 / 1,0	2 %
Hafnio	Francia (43 %) Estados Unidos (41 %) Ucrania (8 %) Rusia (8 %)	Canadá (67 %) China (33 %)	Francia (71 %) Canadá (19 %) China (10 %)	9 %	0,93 / 0,97	1 %

Helio	Estados Unidos (73 %) Qatar (12 %) Argelia (10 %)	Estados Unidos (53 %) Argelia (29 %) Qatar (8 %) Rusia (8 %)	Estados Unidos (51 %) Argelia (29 %) Qatar (8 %) Rusia (7 %) Polonia (3 %)	96 %	0,94 / 0,96	1 %
Indio	China (57 %) Corea del Sur (15 %) Japón (10 %)	China (41 %) Kazajistán (19 %) Corea del Sur (11 %) Hong Kong (8 %)	China (28 %) Bélgica (19 %) Kazajistán (13 %) Francia (11 %) Corea del Sur (8 %) Hong Kong (6 %)	0 %	0,94 / 0,97	0 %
Magnesio	China (87 %) Estados Unidos (5 %)	China (94 %)	China (94 %)	100 %	0,91 / 0,91	9 %
Grafito natural	China (69 %) India (12 %) Brasil (8 %)	China (63 %) Brasil (13 %) Noruega (7 %)	China (63 %) Brasil (13 %) Noruega (7 %) UE (< 1 %)	99 %	0,95 / 0,97	3 %
Caucho natural	Tailandia (32 %) Indonesia (26 %) Vietnam (8 %) India (8 %)	Indonesia (32 %) Malasia (20 %) Tailandia (17 %) Costa de Marfil (12 %)	Indonesia (32 %) Malasia (20 %) Tailandia (17 %) Costa de Marfil (12 %)	100 %	0,92 / 0,92	1 %
Niobio	Brasil (90 %) Canadá (10 %)	Brasil (71 %) Canadá (13 %)	Brasil (71 %) Canadá (13 %)	100 %	0,91 / 0,94	0,3 %
Rocas fosfatadas	China (44 %) Marruecos (13 %) Estados Unidos (13 %)	Marruecos (31 %) Rusia (18 %) Siria (12 %) Argelia (12 %)	Marruecos (28 %) Rusia (16 %) Siria (11 %) Argelia (10 %) UE – Finlandia (12 %)	88 %	1,0 / 1,0	17 %
Fósforo	China (58 %) Vietnam (19 %) Kazajistán (13 %) Estados Unidos (11 %)	Kazajistán (77 %) China (14 %) Vietnam (8 %)	Kazajistán (77 %) China (14 %) Vietnam (8 %)	100 %	0,91 / 0,91	0 %
Escandio	China (66 %) Rusia (26 %) Ucrania (7 %)	Rusia (67 %) Kazajistán (33 %)	Rusia (67 %) Kazajistán (33 %)	100 %	0,91 / 0,95	0 %
Silicio metálico	China (61 %) Brasil (9 %) Noruega (7 %) Estados Unidos (6 %) Francia (5 %)	Noruega (35 %) Brasil (18 %) China (18 %)	Noruega (23 %) Francia (19 %) Brasil (12 %) China (12 %) España (9 %) Alemania (5 %)	64 %	0,99 / 0,99	0 %
Tantalio ¹⁶	Ruanda (31 %) República Democrática del Congo (19 %) Brasil (14 %)	Nigeria (81 %) Ruanda (14 %) China (5 %)	Nigeria (81 %) Ruanda (14 %) China (5 %)	100 %	0,94 / 0,95	1 %
Wolframio ¹⁷	China (84 %) Rusia (4 %)	Rusia (84 %) Bolivia (5 %) Vietnam (5 %)	Rusia (50 %) Portugal (17 %) España (15 %) Austria (8 %)	44 %	0,94 / 0,97	42 %
Vanadio	China (53 %) Sudáfrica (25 %) Rusia (20 %)	Rusia (71 %) China (13 %) Sudáfrica (13 %)	Rusia (60 %) China (11 %) Sudáfrica (10 %) Bélgica (9 %) Reino Unido (3 %) Países Bajos (2 %) Alemania (2 %) Otros países de la UE (0,5 %)	84 %	0,91 / 0,94	44 %
Metales del grupo del platino	Sudáfrica (83 %) - iridio, platino, rodio, rutenio Rusia (46 %) - paladio	Suiza (34 %) Sudáfrica (31 %) Estados Unidos (21 %) Rusia (8 %)	Suiza (34 %) Sudáfrica (31 %) Estados Unidos (21 %) Rusia (8 %)	99,6 %	0,93 / 0,98	14 %
Tierras raras pesadas	China (95 %)	China (40 %) Estados Unidos (34 %) Rusia (25 %)	China (40 %) Estados Unidos (34 %) Rusia (25 %)	100 %	0,96 / 0,89	8 %
Tierras raras ligeras	China (95 %)	China (40 %) Estados Unidos (34 %) Rusia (25 %)	China (40 %) Estados Unidos (34 %) Rusia (25 %)	100 %	0,90 / 0,93	3 %

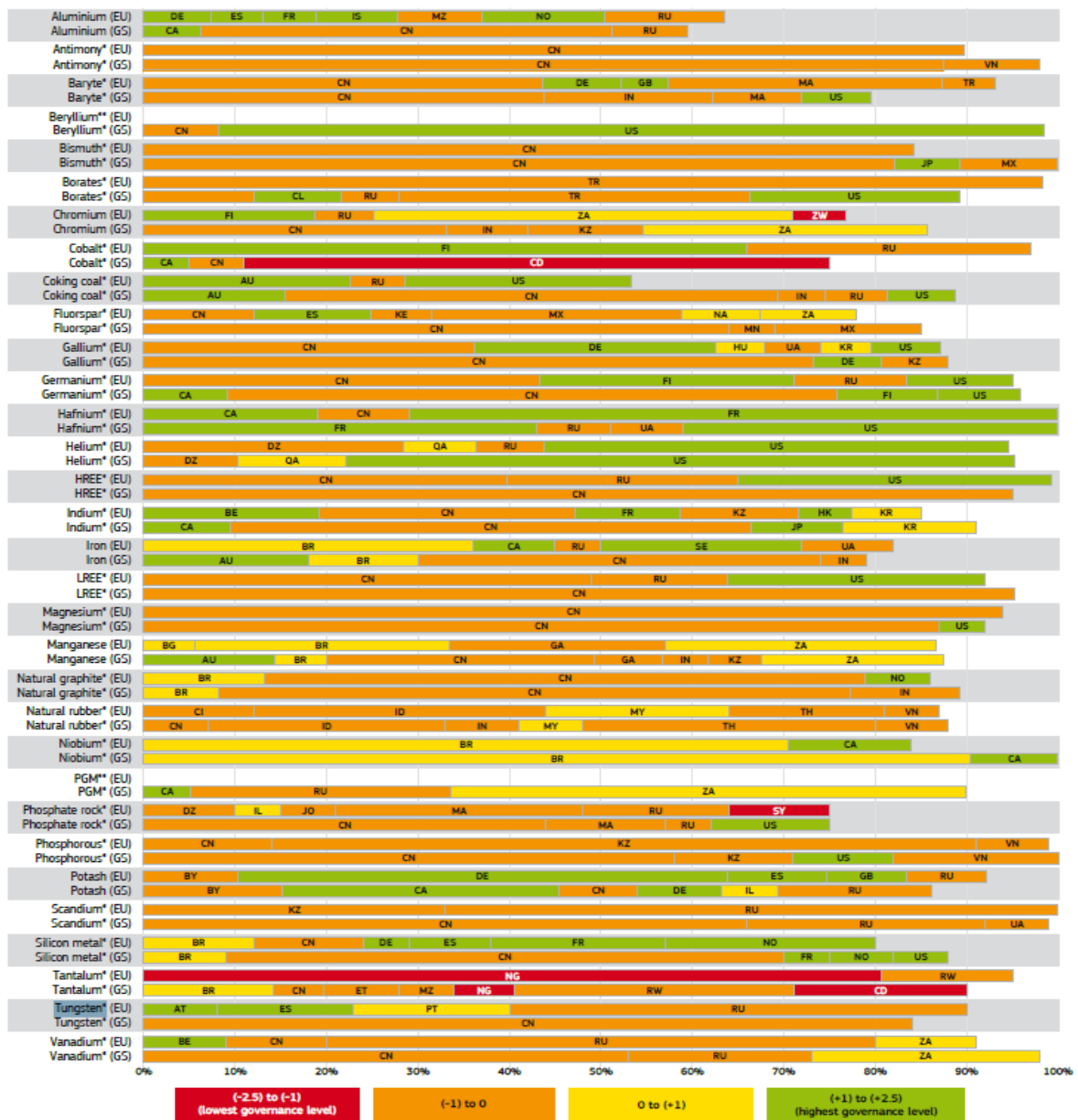
Fuente: (Comisión Europea, 2017)

Con respecto a las reservas de Ta, Australia encabeza la lista seguido de Brasil con 55 000 t y 34 000 t, respectivamente (USGS, 2020).

Por último, (Vidal-Legaz et al., 2018), (Sverdrup et al., 2017a), (Sverdrup et al., 2017b) y (Deetman, et al., 2017) que dichas materiales no tienen sustituto por el momento y plantea el aporte de las materias primas, por medio del reciclaje, como vía alterna, representado en la *Fig. 1.2*. En la misma, se aprecia que, en el caso del wolframio, existe una considerable contribución del reciclaje; sin embargo, en el tántalo, es casi inexistente.

Ahora bien, bajo la óptica regional del bloque de la UE, la producción de metales y minerales industriales, se representa en la *Fig.1.3*. La UE, tiene minas de donde se explotan y extraen varias materias primas críticas como el grafito, tierras raras (lantánidos), wolframio, fosfatos y vanadio. La mayor cantidad de minas están concentradas en Finlandia, Suecia y España, por lo que la UE cuenta con un potencial para incrementar su capacidad para transformar domésticamente estos materiales, con subsecuentes mejoras en términos de un mayor sustentabilidad y seguridad en el suministro.

Por todas las razones políticas, económicas, sociales y culturales recopiladas y expuestas anteriormente, en el presente trabajo, se estudiará específicamente el wolframio y el tántalo como materias primas críticas, reduciendo el estudio a estos dos materiales.



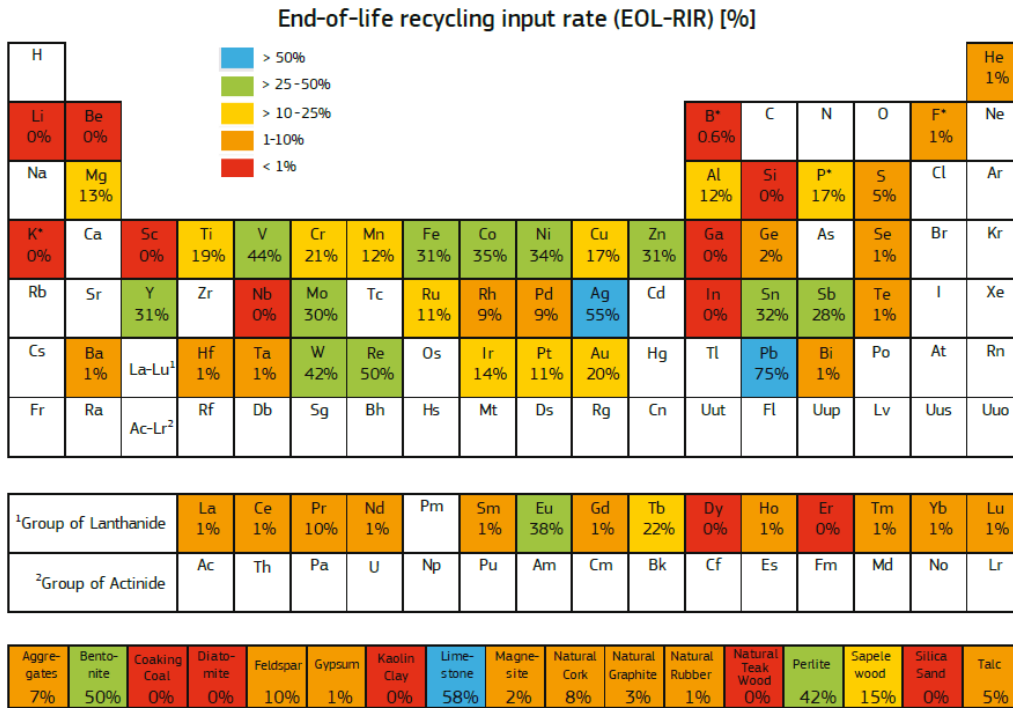


Fig. 1.2 - Final de la vida útil, planteamiento de reciclaje como estrategia por la UE. Fuente: (Vidal-Legaz et al., 2018).

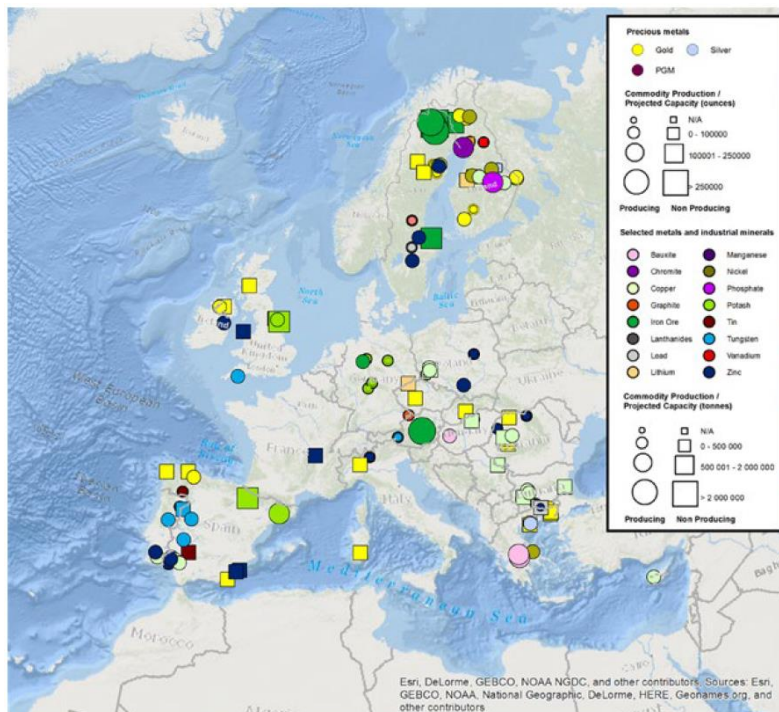


Fig. 1.3 - Producción de metales y minerales industriales en la UE. Fuente: (Vidal-Legaz et al., 2018).

La producción mundial por toneladas, según (World Mining Data, 2018), se resume en la *Tabla 2*. Tanto el wolframio como el tántalo, han experimentado un incremento, siendo éste más acentuado en el caso del tántalo, con un 41,99%, frente a un 5,68% para el wolframio, en el periodo comprendido entre 2012-2016.

Tabla 1.2 - Tabla de producción mundial en toneladas. Fuente: (World Mining Data, 2018).

Commodity	2012	2013	2014	2015	2016	Change 12/16 in %
	in metr. t					
Iron	1 361 404 901	1 474 380 927	1 553 444 901	1 548 956 399	1 575 123 716	15.70
Chromium	11 997 236	13 219 415	13 190 374	13 542 330	13 092 060	9.13
Cobalt	135 457	132 520	132 401	141 237	126 234	-6.81
Manganese	16 878 522	18 816 087	19 599 190	16 815 404	15 414 509	-8.67
Molybdenum	272 005	281 217	305 793	287 212	279 309	2.69
Nickel	2 356 041	2 604 841	2 175 030	2 115 971	1 953 503	-17.09
Niobium	87 906	83 002	95 956	91 241	91 827	4.46
Tantalum	1 193	1 316	1 447	1 602	1 694	41.99
Titanium	7 214 749	7 186 187	7 191 245	6 832 330	6 877 550	-4.67
Tungsten	81 178	86 103	84 254	88 712	85 789	5.68
Vanadium	72 989	82 598	83 539	82 461	85 729	17.45

(Schmidt, 2012), el wolframio no se encuentra libre en la naturaleza sino formando compuesto químicos minerales. Los minerales de wolframio son bastantes escasos porque no es muy abundante a nivel mundial (0,0001%). Los minerales de interés económico que lo contienen son los de la serie hübnerita-ferberita (grupo de la wolframita, (Fe, Mn)WO₄) y la scheelita (CaWO₄).

(Tkaczyk et al., 2018) menciona que, el wolframio y los minerales que lo contienen, exhiben propiedades únicas, necesarias para la producción de materiales altamente atractivos por sus aplicaciones específicas, debido a su alto punto de fusión (3422°C), una alta densidad (19,3 g/cm³) similar al oro y alta resistencia.

En España, la minería metálica aporta 1167 millones de euros (Ministerio para la Transición Ecológica, 2017), la mayor parte procedente del cobre, seguido del cinc, plomo y posteriormente el wolframio (*Fig. 1.4*), dejando claro que, España tiene un alto potencial en la producción de wolframio.

Algunos yacimientos localizados en España que pueden citarse son: Los Santos y Morille en Salamanca (Timón et al., 2007), (Wheeler, 2012); La Parrilla ubicada en Cáceres (Gumiel & Campos, 2000); Valtreixal localizada en Zamora (IGME, 2017), San Finx situada en Galicia (Solintal, 2017); otras europeas como Panasqueira y Covas en

Portugal (Franco et al., 2014), (Wheeler, 2015) y Hemerdon en UK (Wolf Minerals, 2011).

En la UE, según (Schmidt, 2012), existen varias minas de wolframio, las cuales, se encuentran activas o en fase de exploración.



Fig. 1.4 - Distribución del porte de minería metálica en España (2017). Fuente: (Ministerio para la Transición Ecológica, 2017)

El presente trabajo, se lleva a cabo con material proveniente de varias menas europeas de wolframio, tales como, la mina de Barruecopardo (wolframita y scheelita, localizada en España) y Mittersill (scheelita, localizada en Austria).

De acuerdo a (Tkaczyk et al., 2018), dentro de las principales aplicaciones del wolframio comprende la producción de catalizadores, componentes eléctricos y electrónicos, la fabricación de herramientas de carburo cementado como uso más extendido del W y como aplicaciones especializadas en fotocatalisis basado en nanomateriales y aplicaciones electrocatalíticas para celdas de combustible, tal como se observa en la Fig. 1.5.

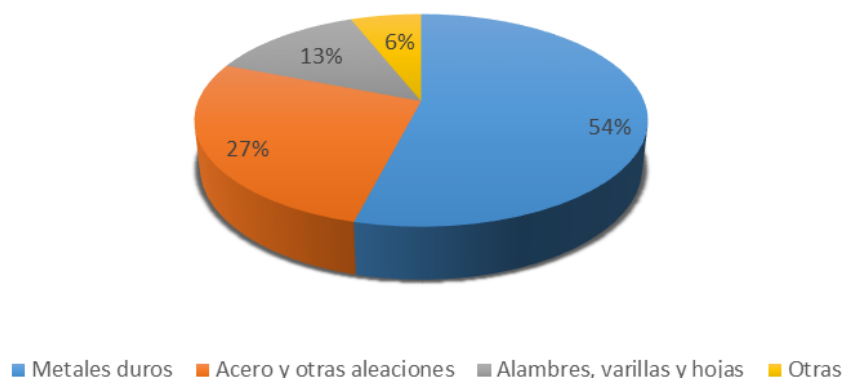


Fig. 1.5 - Principales aplicaciones del wolframio. Fuente: (Ministerio para la Transición Ecológica, 2017)

Por otra parte, (Metalary, 2018) y (Roskill, 2020b) afirman que, el comportamiento del precio del wolframio ha sufrido dramáticas fluctuaciones, ya que, depende básicamente de dos aspectos importantes. En primer lugar, el suministro, impactado directamente por las políticas chinas con respecto a su producción y exportación. En segundo lugar, la demanda, influenciada por cualquier énfasis en la industrialización y el crecimiento que haga aumentar la demanda del metal, lo que también puede elevar el precio. Dicho comportamiento a lo largo del tiempo, puede observarse en la Fig. 1.6.

Actualmente, los precios varían desde 200-275 \$/mtu¹ (Ormonde Mining PLC, 2019).

¹ “mtu” – unidad de tonelada métrica o 10 kg

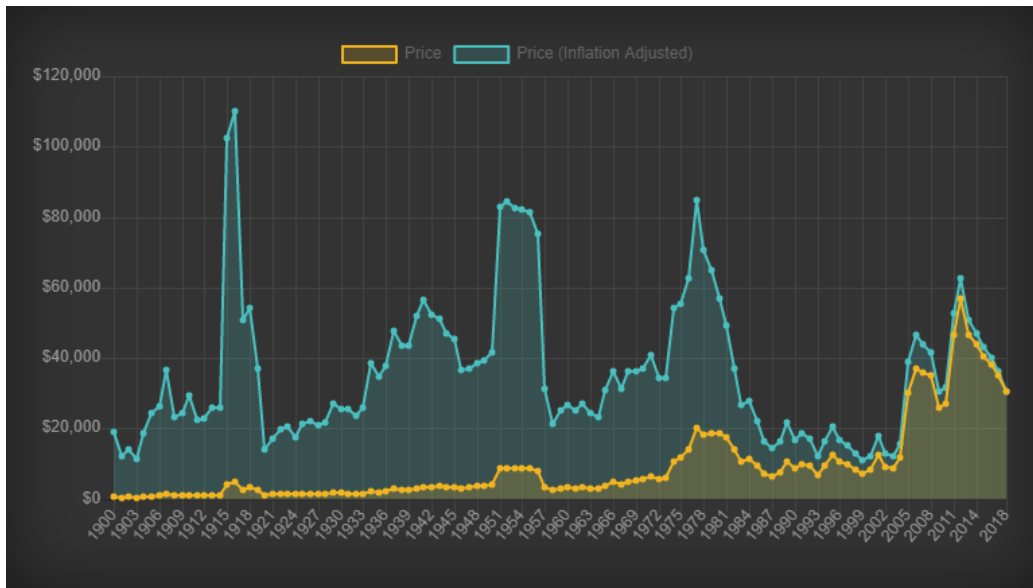


Fig. 1.6 - Tendencia de precios del wolframio. Fuente: (Metalary, 2018) .

Ahora bien, el tántalo, se encuentra en la tabla periódica como Ta, es un metal de transición con propiedades físicas y químicas similares al niobio (Nb). Es el óxido metálico con la más alta constante dieléctrica, alto punto de fusión (2996°C) y alta resistencia a la corrosión.

Según (USGS, 2016), la abundancia en la corteza terrestre, se encuentra aproximadamente en 0,7 g/t. El tántalo no se encuentra presente en la naturaleza como metal libre, sino que se encuentra asociado con otros elementos contenido en varios minerales de interés económico como: columbita (68.96% Ta₂O₅), microlita (83.53% Ta₂O₅), tantalita (86.17% Ta₂O₅), tapiolita (83.96% Ta₂O₅), y wodginita (69,58% Ta₂O₅). (International,1993), el mineral más importante bajo el punto de vista económico es la columbita-tantalita ((Fe,Mn) Nb₂O₅) y ((Fe,Mn) Ta₂O₅), la cual contiene tanto niobio como tántalo, y es popularmente denominada COLTAN (*COL*: columbita y *TAN*: tantalita). Finalmente, suele estar presente en formaciones acompañado de minerales de estaño.

El presente estudio tratará con material proveniente de la mina de Penouta (España) tanto de balsa, como de mina. Éste, se encuentra en forma de casiterita, y tantalita-columbita, la cual, se detalla más adelante. Esta es la única mina activa de Europa que produce minerales de tántalo (García, 2015). Según, la (Consulting, 2018), existe una

explotación en Rusia (en la Península de Kola, Lovozero), por lo que no se considera EU, produciéndose sólo para consumo doméstico.

De acuerdo con (Llorens et al., 2019), el proyecto de la mina de Penouta espera ser una referencia para la minería sostenible, en la cual los residuos mineros abandonados se valorizan para generar beneficios económicos, ambientales y sociales en el marco de la economía circular, por lo que ha sido incluido en varios documentos de la Comisión Europea dedicados a “critical raw materials” y la economía circular, como ejemplo de buena práctica en la recuperación de minerales críticos a partir de residuos mineros (Blengini *et al.*, 2019).

Según (Consulting, 2018), (Tantalum-Niobium International Study Center, 2020) y (Roskill, 2020a) las principales aplicaciones del tántalo se encuentran en la industria electrónica como el principal consumidor, ya que es necesario para la fabricación de condensadores, amplificadores, dispositivos de señal, entre otros. Asimismo, es utilizado para la fabricación de aleaciones como el carburo de tántalo, para maquinaria de metalurgia y superaleaciones refractarias. También, en la industria aeroespacial, transporte, nuclear, médica (prótesis), entre otros usos como se observa en la *Fig. 1.7*.

Para finalizar este apartado, se presenta la tendencia de precios del tántalo, reflejados en la *Fig. 1.8*, donde, se observa un aumento abrupto sobre los precios a partir del año 2011, asimismo, un progresivo descenso hasta principios del 2017 y posteriormente una caída a finales del 2019, según (USGS, 2016), (Infomine, 2017) y (USGS, 2020).

(Roskill, 2020a), apunta que, la caída de los precios de Ta desde US \$ 100 / lb a mediados de 2018 (para un 30% de concentrado de Ta₂O₅, CIF China) a US \$ 54 / lb en el tercer trimestre de 2019, se debió en gran parte a la producción australiana de Ta como subproducto de la minería de Li. Esta, representa el 5% de la producción mundial en 2018 y continuó en el año 2019, a expensas de la minería tradicional africana. Dicha producción, aumentó a alrededor del 17% en 2019. Sin embargo, la economía mundial estuvo fuertemente sacudida a causa de la pandemia por el COVID-19, paralizando la industria y consumos a finales del 2020 y principios del 2021. Se espera una recuperación a finales del 2021, no obstante, es poco probable que los precios vuelvan a su nivel anteriormente alto.

Actualmente, los precios del tántalo no se manejan en un mercado abierto, sino que depende de la bolsa de metales de Londres.

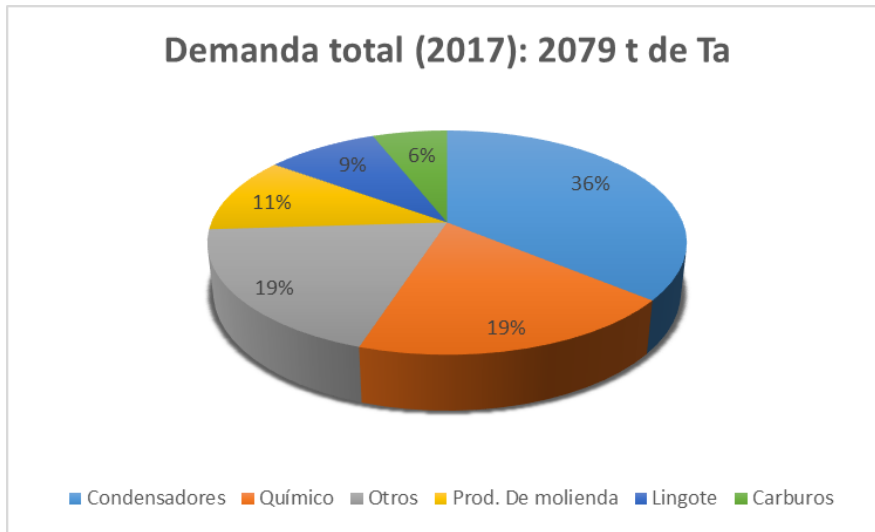


Fig. 1.7 - Principales aplicaciones del tántalo (2017). Fuente: (Consulting, 2018).

(Llorens et al., 2019), apuntan que el tántalo ha sido históricamente susceptible a cambios súbitos en el mercado con movimientos volátiles de precios, especialmente relacionados con la minería y dependiente del stock acumulado.

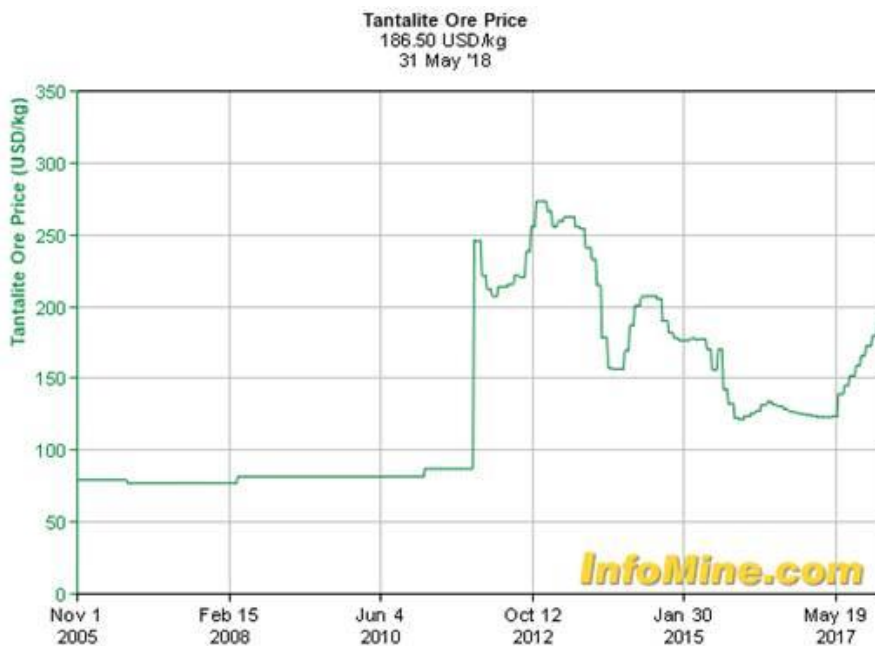


Fig. 1.8 - Tendencia de precios de la tantalita.

En otro orden de idea, aunado a la caracterización química y mineralógica de las menas anteriormente mencionadas, se lleva a cabo su caracterización en cinética en molienda, y específicamente a la mena proveniente de la mina de Penouta. Lugar donde, se realiza un estudio más exhaustivo, a propósito de la beca de doctorado industriales, bajo el programa financiado por el Ayuntamiento de Oviedo, “Siembra Talento”, en colaboración con la Universidad de Oviedo y la empresa minera *Strategic Minerals Spain*, para el estudio de influencia de la molienda en operaciones posteriores como la separación magnética de alta intensidad en seco, con la finalidad de aumentar indicadores como la recuperación y ley de especies de interés.

La presente Tesis doctoral, contiene en el Capítulo I, introducción y objetivos de la investigación.

Capítulo II, explica las bases teóricas, modelos matemáticos, así como trabajos de investigación y publicaciones científicas, vitales para una correcta comprensión de la molienda.

Capítulo III, menciona los materiales y metodología llevada a cabo en los diferentes ensayos de cinética en molienda, siguiendo la metodología propuesta por Austin para cada mena estudiada. Asimismo, contiene un estudio más amplio de la mena de Penouta, abarcando algunos ensayos, tales como, separación magnética de alta intensidad en seco, remolienda de mixtos y clasificación por tamaño de partículas, ya que, ha sido el caso de estudio piloto, con mejor conocimiento del depósito y su comportamiento.

Capítulo IV, presenta los resultados y análisis obtenidos que desprende el presente trabajo de investigación en cuanto a caracterización química, mineralógica y de cinética en molienda.

Capítulo V, conclusiones más relevantes, posibles líneas de investigación y recomendaciones derivadas del presente estudio.

Capítulo VI, referencias bibliográficas consultadas, como base fundamental para la realización de la presente tesis doctoral.

1.2 Objetivos

El objetivo general de esta investigación es caracterizar el comportamiento cinético en molienda de varias menas europeas de tántalo y wolframio, por su importancia como materias primas críticas para la Unión Europea, mediante la determinación de los parámetros cinéticos (α_T , α , ϕ_j , γ y β), según el modelo propuesto por Austin y que dicha mejora del conocimiento cinético de molienda de la mena permita mejorar los procesos tecnológicos a escala industrial.

Como objetivos específicos, se persigue:

- Caracterizar química y mineralógicamente (ley, análisis granulométrico, estudio mineralógico por fracción de tamaño, estudio de liberación, comportamiento de P_{80} , evolución de grado de liberación y relación de reducción) las muestras estudiadas tanto en la alimentación o muestra cabeza como en los productos molidos.
- Diseñar un protocolo a seguir para los ensayos de cinética en molienda estudiando la influencia de algunas variables geo-minerometalúrgicas y operativas más influyentes (monotamaño de la alimentación; velocidad crítica de giro de molino; tamaño y proporción de bolas; volumen de llenado del molino).
- Comparar el comportamiento cinético de las muestras ensayadas con respecto a varios modelos, incluyendo el de Austin.
- Estudiar la influencia de la molienda sobre operaciones posteriores de separación magnética de alta intensidad en seco en la mina de Penouta para su posible instalación en planta.
- Evaluar la implementación de remolienda de mixtos proveniente de operación gravimétrica, mediante cinética en molienda en la planta de la mina de Penouta.

Capítulo II: Estado del Arte

2.1 Estado del Arte

En este capítulo, se condensan las bases teóricas y modelos matemáticos como resultado de una minuciosa búsqueda, siendo éstos vitales para una correcta comprensión de la molienda, del comportamiento cinético en molienda de los minerales y su importancia sobre la liberación de los minerales de interés en las plantas de procesamiento a escala industrial. Además, se describe el abanico de trabajos de investigación y publicaciones científicas, dando lugar al contraste de opiniones de los diferentes investigadores en referencia a la probabilidad de fractura (S_i) y la función fractura (B_{ij}).

Por otra parte, se debe resaltar que el presente trabajo de investigación, surge a causa de la inexistencia de trabajos previos en referencia a la caracterización de cinética en molienda para menas de wolframio y tántalo.

2.1.1 Conminución como operación unitaria básica minera. Trituración. Molienda. Tipos de molienda.

Primeramente, para comprender las operaciones de conminución, es necesario tener claro que, en la naturaleza, los minerales o elementos, no se encuentran puros (a excepción del oro en estado nativo o pepitas). De acuerdo al tipo de proceso de formación geológica que haya ocurrido en el yacimiento en estudio, se tendrá un tipo de mineral, el cual estará asociado a otros minerales, de acuerdo a procesos gobernados por la influencia del aire, agua y viento. Razón por la cual, la mayoría de los minerales, se encuentran asociados de diversas maneras y un compendio de estos.

En líneas generales, en un depósito, se compone de mena (minerales de interés y ganga (minerales sin interés), tal como se presenta en la *Fig. 2.1*. Generalmente, el mineral de interés contiene un metal o no metal, el cual presenta un alto valor en el mercado y además aplicaciones de alto impacto para el desarrollo de una región o nación.

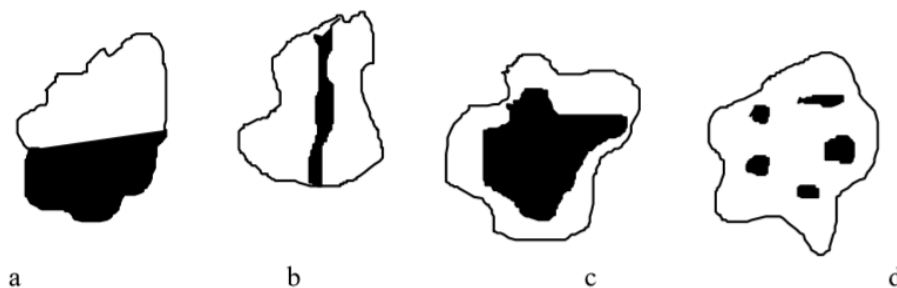


Fig. 2.1 - Formas típicas de entramados. Mineral de interés (en negro) y ganga (en blanco). (a) Regular, (b) Vena, (c) Rodeado, (d) Oclusión. Fuente: (Drzymala, 2007).

La conminución, es el término técnico que engloba dos grandes operaciones unitarias, las cuales consisten básicamente en una reducción de tamaño de partículas, tales como la trituración y la molienda.

Según (Drzymala, 2007), la trituración se realiza en varias etapas; la trituración primaria maneja grandes volúmenes de mineral y reduce desde tamaño grueso proveniente de mina hasta obtener tamaños del orden de 50 cm; la secundaria y terciaria, se logran obtener tamaños hasta 5 cm. Este mineral se convierte en la alimentación a la

siguiente etapa de reducción de tamaño, la molienda, la cual, maneja reducciones de 0,5 cm o menos, como se observa en la *Tabla 2.1*. Asimismo, (Austin & Concha, 1994), afirma que son las operaciones más importantes en las industrias mineras, metalúrgicas, de energía y química.

Tabla 2.1 - Tipos de operaciones de conminución: trituración o molienda. De acuerdo con el tamaño de partículas. Fuente: (Drzymala, 2007)

Tipo de operación de conminución	Tamaño máximo de partícula (mm)	
	Alimentación	Producto
Trituración primaria	1500	500
Trituración secundaria	500	150
Trituración terciaria	150	50
Molienda primaria (gruesa)	50	5
Molienda secundaria	5	0.5
Molienda fina	0.5	0.05
Molienda ultra fina (coloidal)	0.05	<0.005

De acuerdo a (Wills & Napier-Munn, 2006), la trituración reduce el tamaño de partícula del mineral de pasada a un nivel tal que la molienda puede llevarse a cabo hasta que el mineral y la ganga se producen sustancialmente como partículas separadas. Dicha operación se realiza en seco, y se logra mediante la compresión del mineral contra superficies rígidas, o por impacto contra superficies en una trayectoria de movimiento rígidamente restringida. Mientras que, en la molienda, se utilizan molinos provisto de barras, bolas o guijarros, para la reducción a tamaños micrométrico, y se realiza generalmente en húmedo.

La conminución, tiene como finalidad la reducción de tamaño del mineral para poder ser procesado (transportado por medio de bombeo, cintas, con la finalidad de facilitar su transporte) en una planta minero-metalúrgica, ya que en la mina es extraído

por medio de explosivos. También, según (Wills & Napier-Munn, 2006) el mineral necesita ser “liberado”. De esta manera, se inician las operaciones y/o procesos consiguientes para separar la ganga del mineral útil, mejorar leyes, aumentar recuperaciones, traduciéndose en un aumento de la eficiencia en la separación y/o concentración *Fig. 2.2*.

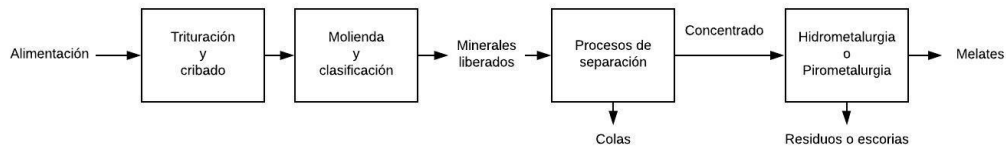


Fig. 2.2 - Cadena simplificada del procesamiento minero-metalúrgico en una planta de mena metálica. Fuente: (Mukepe, 2013).

Evidentemente, las máquinas de conminución, consumen energía. (Fuerstenau, 1999), afirma que las operaciones de conminución, consumen alrededor del 3-4% de la electricidad consumida a nivel mundial y constituyen aproximadamente el 70% de la energía requerida en una planta; sin embargo, es uno de los procesos más importantes de la industria minera. Según (Gupta & Shivani, 2014), una de las operaciones de reducción que más consume es la molienda en molinos de bolas, por lo que es menester establecer los valores óptimos de los parámetros operativos y mineralógicos.

En la molienda, se obtienen tamaños de productos que dependerán de los procesos subsiguientes. En la *Fig. 2.3*, se observa la relación entre los costes energéticos y el tamaño de partícula como resultado de la molienda, en donde, a un menor tamaño de partícula se incrementan los costes de molienda, ya que es más difícil reducir el tamaño de una partícula fina que de una partícula más gruesa, por la cantidad de micro y macrogrietas, así como tensiones que presenta una partícula más gruesa, tal y como se detallará más adelante en el apartado de mecánica de fractura. Así pues, es evidente que una sobremolienda, se puede considerar como una ineficiencia energética; sin embargo, una falta de molienda, se traduciría en un tamaño de partícula grueso, el cual, probablemente no esté lo suficientemente liberado, por lo que la separación y/o concentración en las consecuentes operaciones y procesos serán también menos

eficientes, como bien nos reportan los diferentes trabajos de investigación (León & Porras, 2013), (Osorio et al., 2013), (Wendelin, 2018), (Mukepe, 2013).

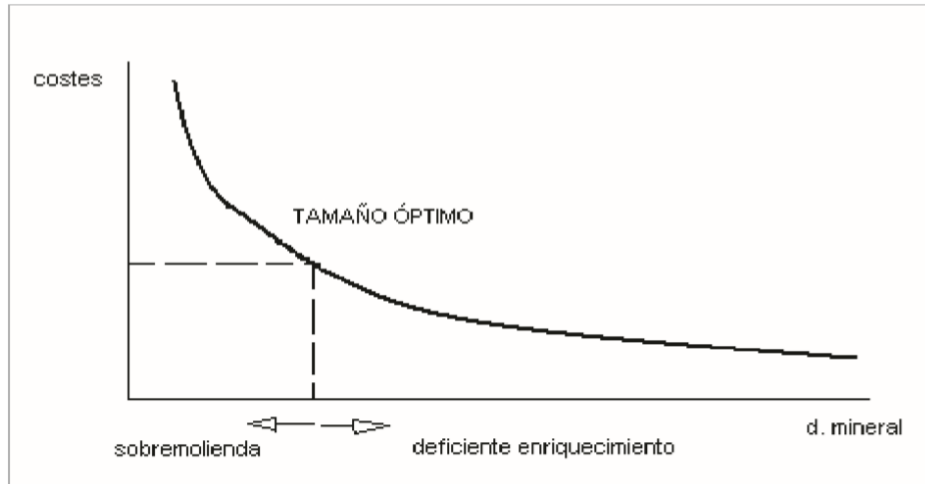


Fig. 2.3 - Curva de optimización. Fuente: (Álvarez, 2010)

2.1.1.1 Tipos de molienda: seco o húmedo, circuito abierto o cerrado

La operación de molienda puede realizarse por vía seca o húmeda, según el proceso posterior y la naturaleza del producto (Wills & Napier-Munn, 2006). Algunos investigadores como (Rodríguez, 2013), afirman que los molinos de molienda en seco tienen problemas ambientales, no son recomendables para materiales que contengan arcilla, y son más difíciles de controlar que los molinos para molienda en húmedo, los cuales, usan agua para formar la pulpa (mineral más agua). Sin embargo, (Wills & Napier-Munn, 2006) y (Wendelin, 2018), refieren que la molienda seca es usada para algunos materiales, debido a los cambios físicos o químicos que ocurren si se agrega agua, causa menos desgaste en los revestimientos y medios de molienda, así como una mayor producción de finos en el producto, lo cual, puede ser deseable en algunos casos.

En líneas generales, (Wills & Napier-Munn, 2006), reseñan que la molienda húmeda presenta ventajas con respecto a la molienda en seco, ya que se consume menor potencia por tonelada de producto, tiene mayor capacidad por unidad de volumen del molino, presenta facilidad para el transporte del material producto, mediante el uso de

métodos simples de manejo y transporte, como bombas y tuberías, pudiendo continuar con una clasificación con hidrociclones.

En resumen, para la instalación de una planta de procesamiento debe considerarse la naturaleza del mineral a procesar para optar por una molienda seca o húmeda; paralelamente, seleccionar el circuito de molienda más conveniente: circuito de molienda abierto o cerrado.

(Rosado, 1997) , señala que un circuito de molienda abierto *Fig. 2.4*, es aquel en el que el material no regresa al molino y se debe generar el producto deseado en una sola pasada, además (Schlanz, 1987), apunta que consisten en uno o más molinos, ya sea paralelos o en serie, que descargan un producto molido final sin equipo de clasificación, y por ende sin devoluciones. Evidentemente, no hay un control de la distribución de tamaño del producto para este tipo de operación de molienda; sin embargo, (Wendelin, 2018), resume que, a pesar de su simplicidad, el circuito de molienda abierto, no puede usarse para cualquier procesamiento mineral ya que presenta algunas desventajas, tales como, se requiere una alta relación de reducción, necesitando bolas relativamente grandes para la alimentación gruesa, que puede no moler eficientemente las partículas más finas.

Los molinos de barras, se operan generalmente en circuito abierto debido a su acción de molienda, especialmente cuando se prepara la alimentación para molinos de bolas.

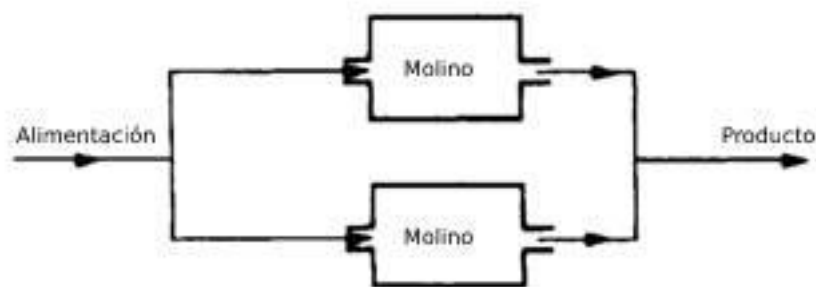


Fig. 2.4 - Circuito abierto simple con dos molinos en paralelo. Fuente: (Wills & Napier-Munn, 2006).

En contraste, tal como se observa en la *Fig. 2.5*, un circuito de molienda cerrado, consiste en limitar el tamaño mediante el uso de un clasificador y dicho flujo, se convierte en la carga circulante hasta que cumpla con el tamaño requerido de corte.

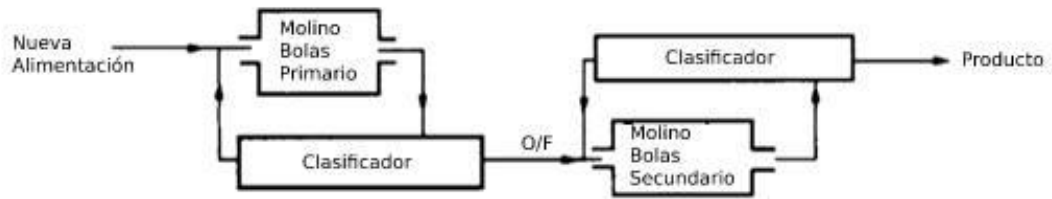
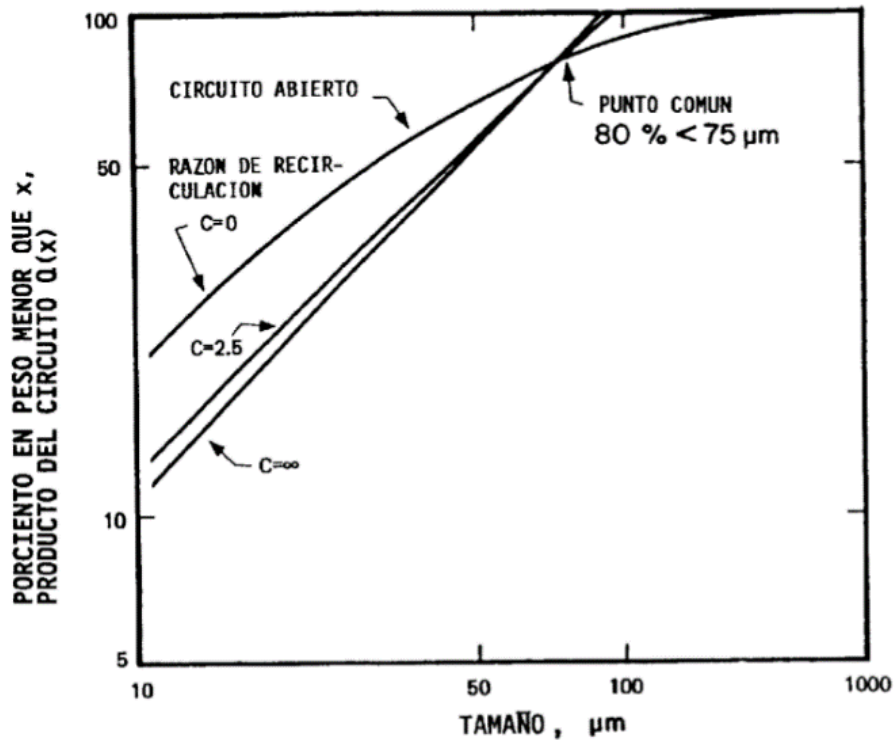


Fig. 2.5 - Circuito cerrado con dos etapas de molienda. Fuente: (Wills & Napier-Munn, 2006).

(Austin & Concha, 1994), expresan la carga circulante como el cociente de $(Q+T)/Q$ en porcentaje, donde Q es el flujo másico de la alimentación fresca y del producto, y T el flujo másico que se recicla. Además, (Wills & Napier-Munn, 2006), apuntan que se puede obtener un aumento en la capacidad de hasta un 35% mediante la operación en circuito cerrado, se reduce el tiempo de residencia de las partículas en cada pasada, y que cuanto mayor sea la carga circulante, mayor será la capacidad útil del molino.

(Austin & Concha, 1994), mediante una Curva de Análisis Granulométrico (en inglés *Particle Size Distribution* (PSD), la cual, se detalla en el epígrafe siguiente), comparan los circuitos de molienda abierto y cerrado, así como, la influencia de la carga circulante (Fig. 2.6). Asimismo, afirman que, en muchas industrias, el producto del molino debe ser menor que un determinado tamaño, pero la presencia de un exceso de finos, puede ser indeseable, razón por la cual, es necesario remover del molino lo más rápidamente posible todo el material que ya está suficientemente fino, evitando de este modo la sobre-molienda.



Es decir, se produce más finos en un circuito abierto que en un circuito cerrado con una carga circulante, por ejemplo, de 250% ya que presenta una mayor pendiente en la curva granulométrica.

Por otro lado, los citados autores señalan que, la molienda en múltiples etapas, en la que los molinos se organizan en serie, se puede usar para generar productos sucesivamente más finos, pero la tendencia actual es hacia grandes molinos de bolas primarios de una sola etapa, que reducen en gran medida los costos operativos, y facilitan el control automático.

2.1.1.2 Molinos

De acuerdo a (Austin & Concha, 1994), un molino es una máquina que puede ser considerado como un “reactor” que está transformando partículas grandes (alimentación) a partículas más pequeñas (producto) continuamente, donde la energía suministrada es convertida en acción mecánica de ruptura y la “reacción” obtenida es una reducción de

tamaño. Raramente, la alimentación presenta un tamaño uniforme, ya que normalmente tiene una distribución granulométrica completa. Es por esto que, debe usarse una gráfica de porcentaje en peso acumulado con respecto al tamaño para conocer la curva granulométrica, tanto de la alimentación como del producto. Cómo realizar una curva granulométrica, se describe detalladamente en el Capítulo III.

En general, (Austin & Concha, 1994), sugieren que un molino debe ser diseñado para funcionar con la máxima eficiencia en molienda posible, definida por la mayor capacidad específica de molienda y el más bajo consumo de energía, sujeto a restricciones de desgaste, costos de mantenimiento y contaminación del producto.

2.1.1.3 Tipos de molinos

Hay muchas formas de causar la fractura de las partículas en una operación de molienda, mediante diferentes configuraciones de molinos, formas de medio de molienda (bolas de acero, barras de acero, guijarros, propio mineral de mayor tamaño, entre otras), dependiendo de la operación y/o proceso posterior, requerimientos del cliente, aplicaciones, entre otras razones.

A continuación, se procede a mencionar los tipos de molinos utilizados en la industria actualmente, centrandó dicha descripción en los molinos cilíndricos. Según (Austin & Concha, 1994), estos molinos tienen en común que son de gran tamaño para ser capaces de procesar grandes flujos de minerales frágiles, de forma estable durante las veinticuatro horas del día. Además, son equipos relativamente sencillos, seguros, fáciles de controlar y se puede obtener buenos resultados para dos conceptos claves, la liberación mineral para el aumento de la ley y recuperación en los productos, luego de operaciones y/o procesos de separación posteriores. Los tipos de molinos son:

- *Molino de barras*

Son molinos que usan como medio molturante, barras de acero, las cuales son dispuestas en el interior del molino para producir la molienda del mineral como se observa en la *Fig. 2.7*. De acuerdo a (Wills & Napier-Munn, 2006), podría ser considerada como una operación de trituración fina o una molienda gruesa, ya que son alimentados con una alimentación de 50 mm y producir un producto tan fino como 300 μm , manejando

reducciones en el orden de 15-20:1. Asimismo, una de las características distintiva de un molino de barras es que la longitud de la carcasa cilíndrica es entre 1,5 y 2,5 veces su diámetro.

(Rodríguez, 2013), afirma que los molinos de barras se prefieren a las máquinas de trituración fina cuando se trabaja con materiales que son arcillosos o están húmedos. De acuerdo con (Wills & Napier-Munn, 2006) y (Austin & Concha, 1994), se emplea la teoría de Bond para su diseño.

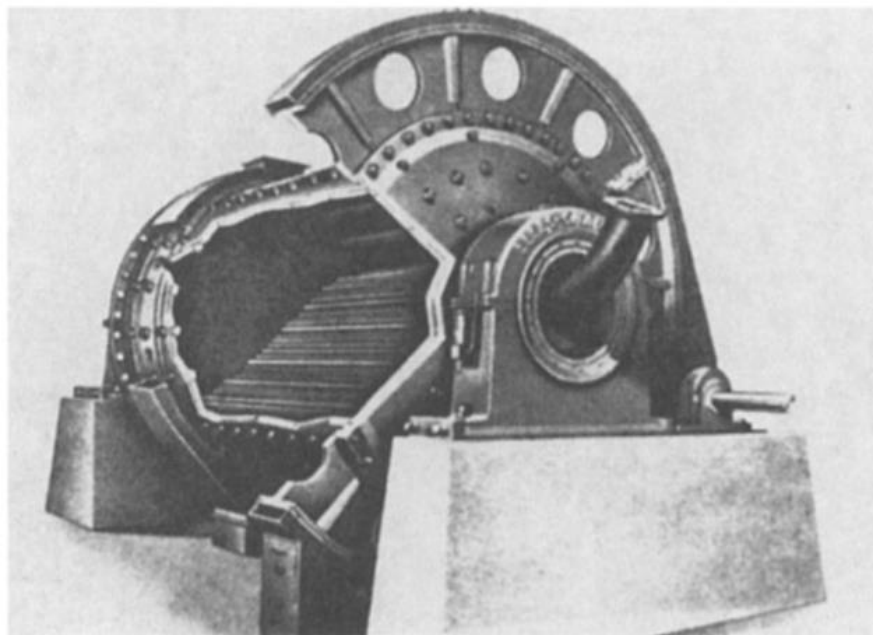


Fig. 2.7 - Molino de barras. Fuente: (Wills & Napier-Munn, 2006).

- *Molino de bolas*

Son molinos que usan como medio molturante bolas, las cuales pueden ser de diferentes materiales como acero, cerámico, entre otros, dependiendo de la aplicación.

Los molinos de bolas, se describen ampliamente en cuanto a funcionamiento, principios físicos, variables, entre otros tópicos, en epígrafes posteriores, por ser el tema central para el presente trabajo de investigación.

- *Molino autógeno o semiautógeno*

Son molinos cilíndricos que usan como medio molturante su propio mineral de tamaños superiores, de allí su denominación de autógeno *AG*, y pueden usar parte mineral parte bolas de acero, denominándose semiautógenos *SAG* (*Fig. 2.8*).

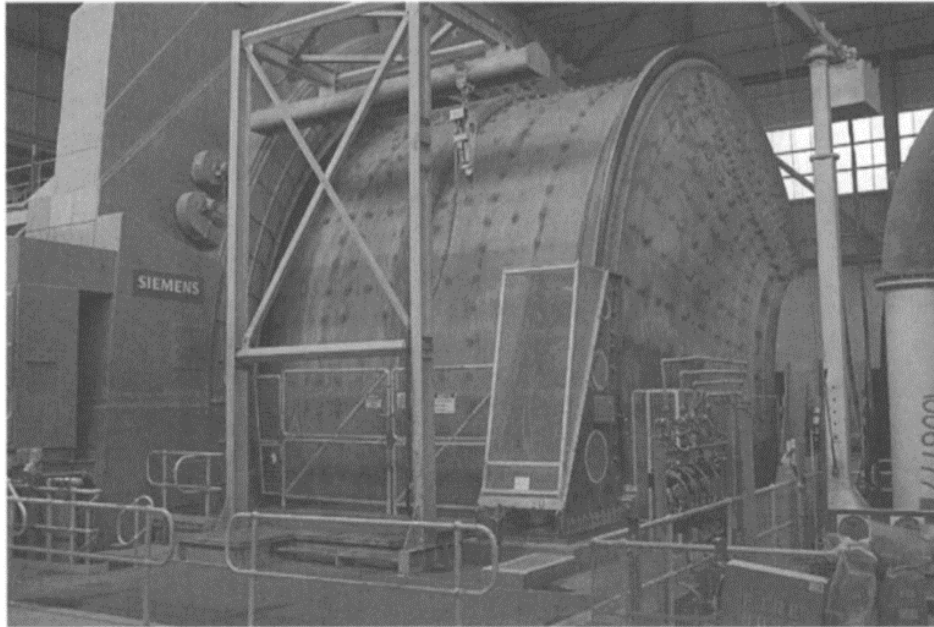


Fig. 2.8 - Molino semiautógeno de 12 m de diámetro operado en Cadia Hill Gold Min.e.

(Wills & Napier-Munn, 2006) indican que las cargas de bolas utilizadas en SAG generalmente han sido más efectivas en el rango de 4-15% del volumen del molino, incluidos los vacíos. (Rodríguez, 2013), expresa que los molinos autógenos se distinguen por unos diámetros muy grandes en relación a sus longitudes (relación superior a 3), además, (Lewis et al., 1976), apunta que se aprecia una reducción en el costo operativo atribuido al menor costo del medio de molienda; sin embargo, esto puede compensarse parcialmente con un mayor costo de energía por tonelada de producto terminado.

2.1.2 Molino de bolas

El molino de bolas, según (Austin & Concha, 1994), es el tipo de molino más ampliamente usado en la actualidad. El funcionamiento consiste básicamente en alimentar el molino con un material grueso en uno de los extremos, pasa por el molino, durante un tiempo determinado de molienda, se fractura debido a la acción de la carga de bolas, produciendo finalmente, un material en la descarga con una distribución de tamaño más fina, como se observa en la Fig. 2.9.

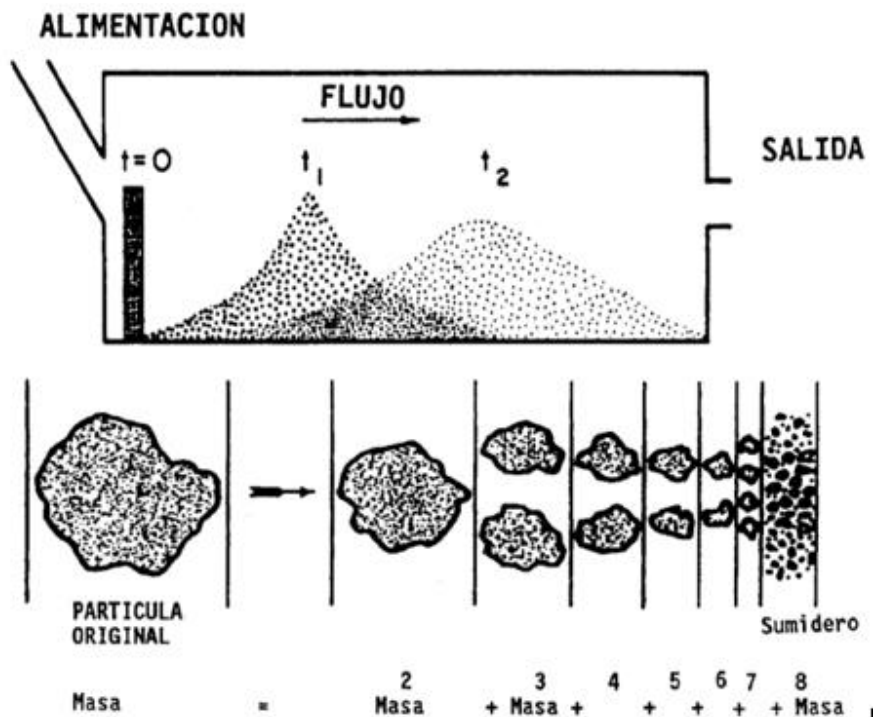


Fig. 2.9 - Simulación de comportamiento mineral dentro del molino. Fuente: (Austin & Concha, 1994).

Se clasifican atendiendo a su forma en troncocónicos o en cilíndricos y atendiendo a su descarga: por rebose, por rejilla periférica en un extremo o periférica central. Los molinos de descarga de la rejilla por lo general toman una alimentación más gruesa que los molinos por rebose y no se requiere que muelan tan finamente (Fig. 2.10a). El molino por rebose, tal como se representa en la Fig. 2.10b, es el más simple de operar y se usa para la mayoría de las aplicaciones de molinos de bolas, especialmente para la molienda fina o la remolienda.

Los molinos de descarga por rebose, se utilizan en moliendas muy finas con tamaño de alimentación de 10-15 mm y una carga circulante de 300-500% en circuito cerrado.

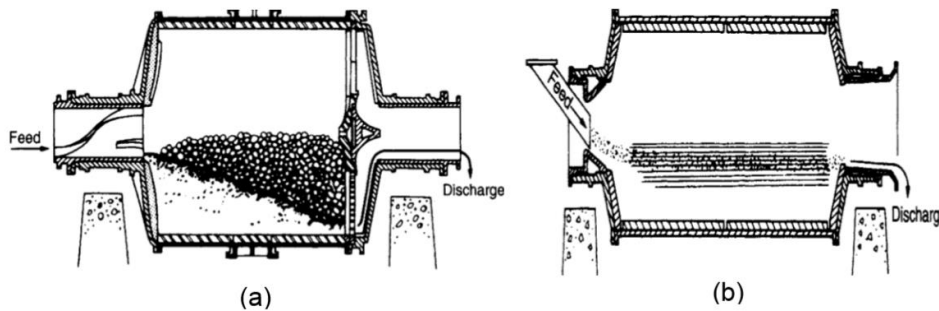


Fig. 2.10 - Molino de bolas. (a) Descarga por rejilla y (b) Descarga por rebose. Fuente: (Wikedzi, 2018).

(Wills & Napier-Munn, 2006), afirman que el molino de bolas, produce mayor cantidad de finos comparado con el molino de barras, ya que las bolas presentan una mayor superficie específica, lo cual favorece la molienda al contacto bola-mineral-bola o bola-mineral-molino; en consecuencia, son empleados en la última etapa de molienda.

De acuerdo con (Wills & Napier-Munn, 2006) y (Austin & Concha, 1994), se emplea la teoría de Bond para su diseño y cálculos de consumo energéticos.

2.1.3 Principio físico de fractura

En este apartado, se pretende explicar el fenómeno de la fractura en partículas minerales, bajo algunos principios físicos. Por medio de la mecánica de fractura, se busca comprender en forma cualitativa, las complejas condiciones de esfuerzos que producen la fractura de manera individual o a nivel atómico, mediante las teorías de la Ley de Hooke (1960), Inglis (1904) y Griffith (1924). Mientras que, mediante el estudio del movimiento de la carga, se pretende entender el comportamiento de la carga (bolas + mineral), en el interior del molino, causando la fractura de las partículas minerales.

2.1.3.1 Mecánica de fractura

Se realiza una breve descripción de las ecuaciones, teorías, fundamentos físicos, esfuerzos y deformaciones que sufren los materiales, ya que a pesar de que el presente estudio no se basa en estas teorías para explicar el fenómeno de fractura, son importantes para entender lo que ocurre a nivel atómico.

La mecánica de fractura de medios continuos, es la rama de la mecánica que estudia los esfuerzos ejercidos en un material sólido, el cual sufre deformación, causando o no su fractura.

De la *Fig. 2.11*, un material puede ser elástico o plástico de acuerdo al comportamiento ante deformaciones, las cuales pueden obtenerse experimentalmente. Un comportamiento elástico de un material, se caracteriza porque la respuesta a los esfuerzos es afectada sólo por el esfuerzo presente, ya que no existen efectos de memoria que comprometan la respuesta anterior del material. Si la ecuación que describe un material sólido elástico es lineal, se dice que su comportamiento es elástico-lineal, ya que sigue la ley de Hooke (1960).

Ecuación 2.1

$$\sigma = Y\Delta\varepsilon$$

Donde $\varepsilon=(d-d_0)/d_0$ d y d_0 son el tamaño actual y tamaño inicial de la muestra. El parámetro Y , es el *módulo de Young* o pendiente de la recta.

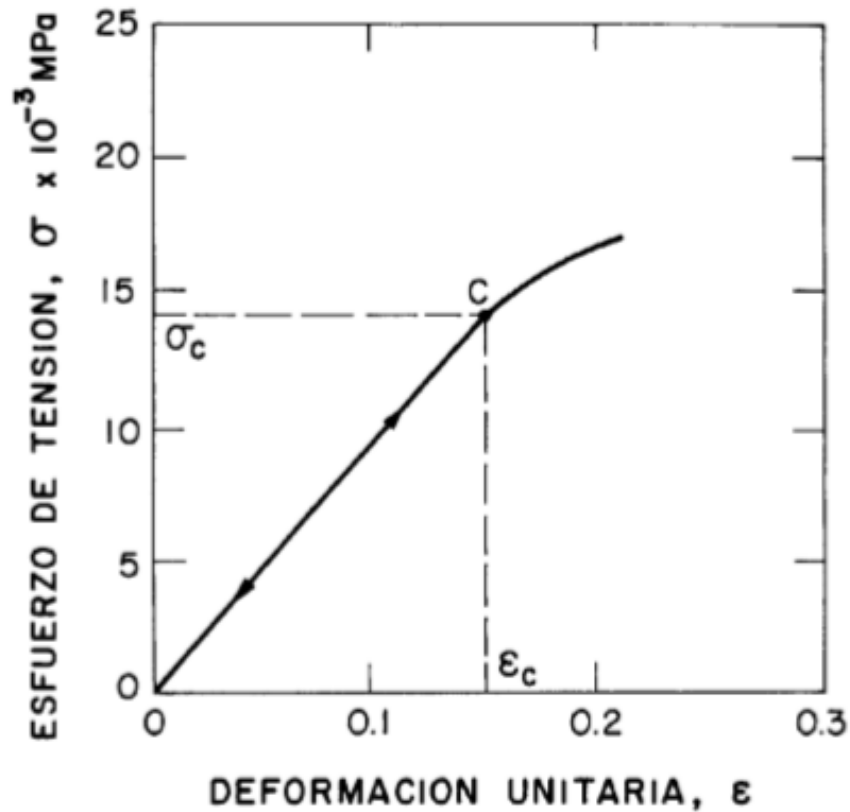


Fig. 2.11 - Esfuerzo vs deformación de un material elástico-lineal.

Y , depende de las orientaciones de los esfuerzos, pero los materiales de mayor interés en el presente estudio, son los sólidos frágiles policristalinos con una distribución de cristales al azar, de manera que Y , resulta ser una constante isotrópica elástica efectiva. Según (King, 2001) los minerales presentan una alta dureza, pero baja resistencia a la fractura (son frágiles), por lo que aclara la diferencia entre estas propiedades. La dureza, es la capacidad de un material para resistir la indentación o penetración, y posterior deformación; mientras que, la resistencia es la capacidad para resistir esfuerzos que ocasionen falla o fractura.

Un cuerpo sólido fractura cuando se le aplican esfuerzos suficientes para romper los enlaces atómicos de la red cristalina. Los minerales, son sólidos compuestos de granos de diversas especies mineralógicas y cada una de éstas, de muchos cristales. Por lo que, (Austin & Concha, 1994), sugieren que los minerales son intrínsecamente materiales heterogéneos que cambia su comportamiento dependiendo de la orientación del grano, del esfuerzo y de la resistencia del mineral.

A grandes rasgos, existen tres tipos de esfuerzos. El de compresión, el de tensión y el de cizalla (*Fig. 2.12*).

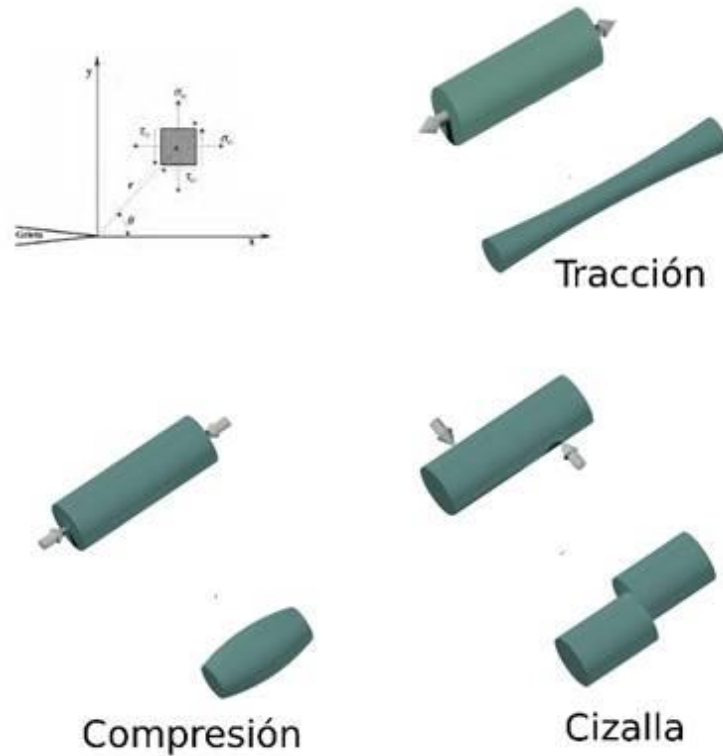


Fig. 2.12 - Comportamiento material dependiendo del tipo de esfuerzo.

De acuerdo a la *Fig. 2.12*, el esfuerzo de tracción ocurre al aplicarle dos fuerzas que actúan en sentido opuesto, y tienden a estirarlo. Mientras que, en el esfuerzo de compresión actúan dos fuerzas, pero en el mismo sentido, y tienden a acortarlo, reduciendo su volumen, ya que los átomos están más próximos. Finalmente, el esfuerzo de cizalla es ocasionado por una fuerza perpendicular a la superficie de actuación, causando el desplazamiento de los átomos.

(Arana & González, 2002), describen los antecedentes del planteamiento energético, llevado a cabo por Inglis (1904) y Griffith (1924), base de la mecánica moderna. Dichos planteamientos, ayudan a comprender el fenómeno de la fractura bajo la perspectiva del crecimiento de grietas, los cuales, en el caso de estudio, se tomarían como posible explicación a la fractura causada por las grietas, imperfecciones y heterogeneidades intrínsecas de los minerales.

Inglis (1904), demostró la primera evidencia cuantitativa del efecto de la concentración de tensiones en las grietas, analizó los agujeros elípticos en placas planas, en las cuales asumió que el agujero elíptico tendría longitud $2a$ y de ancho $2b$, a la que se le aplica una tensión perpendicular al eje mayor de la elipse, como se observa en la Fig. 2.13 y formulado en la Ecuación 2.2.

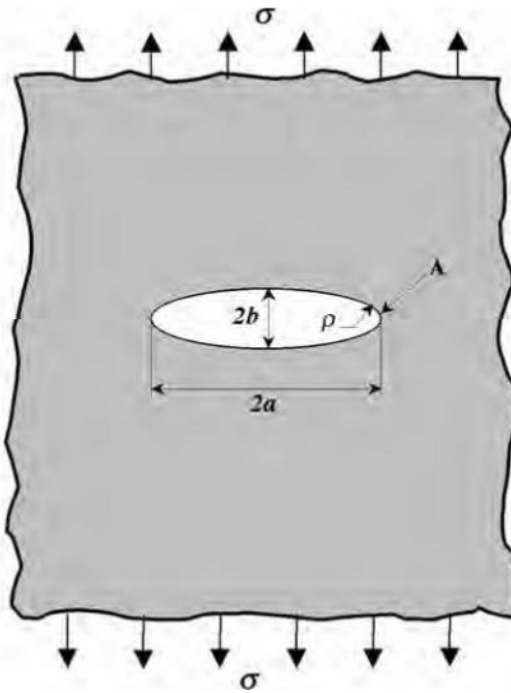


Fig. 2.13 - Agujero elíptico de una placa plana. Fuente: (Arana & González, 2002).

Ecuación 2.2
$$\sigma_A = \sigma \left(1 + \frac{2a}{b} \right)$$

Por su parte, el planteamiento de Griffith (1924), está basado en el Primer Principio de la Termodinámica (cuando un sistema pasa de un estado de no-equilibrio a un estado de equilibrio, se produce una disminución de la energía del sistema) y en la teoría de Inglis descrita anteriormente.

Afirmando que, “Se puede formar una grieta (o una grieta existente puede crecer) solamente si el proceso origina una disminución de la energía total o esta permanece constante”, y “al someter un material a una tensión, los esfuerzos se concentran en las puntas de las fallas, estableciéndose un frente de ruptura por donde se propaga la grieta”.

Es decir, existen grietas microscópicas y a causa de una fuerza externa, se produce su propagación dentro del material, que posteriormente se denominaron fallas de Griffith. Además, se introduce otro concepto que es la energía superficial, γ_s , interpretándose como la relación que hay de átomos en la superficie de cualquier sólido, teniendo un número de átomos vecinos. La Fig. 2.14, muestra un esquema de la mencionada energía, y su formulación expresada en la Ecuación 2.3.

Ecuación 2.3

$$E_s = (2a * B) * 2 * \gamma_s$$

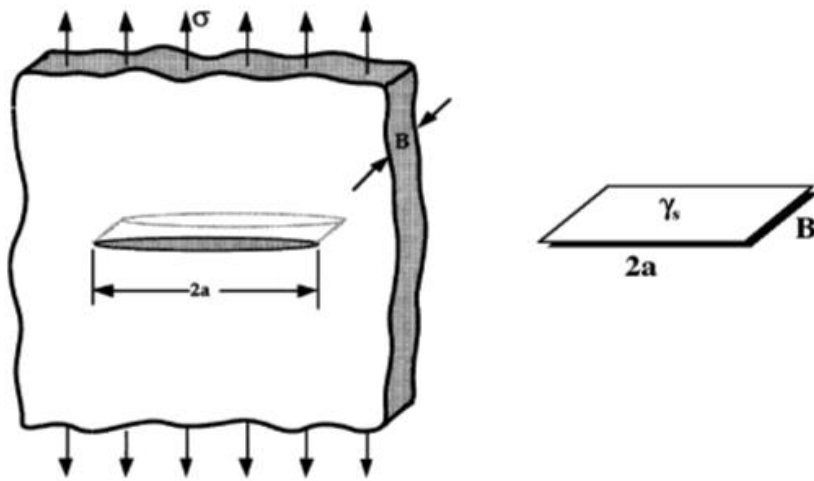


Fig. 2.14 - Esquema de la energía superficial.

Al sustituirla en la ecuación de Inglis, la ecuación de tensión de fractura de un sólido agrietado, según Griffith resulta:

Ecuación 2.4

$$\sigma_f = \sqrt{\frac{2}{\pi}} * \sqrt{\frac{E\gamma_s}{a}}$$

En este sentido, la fractura puede ser frágil o dúctil. Se denomina frágil cuando ocurre una deformación elástica antes de la ruptura, y por una rápida velocidad de propagación de la grieta; en contraste, será una fractura dúctil, cuando es originado por deformaciones plásticas alrededor de las grietas antes y durante su propagación.

Por otra parte, (Wills & Napier-Munn, 2006), expresan que las máquinas de reducción de tamaño como las trituradoras y molinos, producen esfuerzos de impacto (ver *Fig. 2.15*), los cuales, propagan ondas de esfuerzo a través del mismo, activando defectos y de atrición por el contacto del mineral con la coraza.



Fig. 2.15 - Esquema de la energía superficial.

Para la presente investigación, basta con el análisis de las siguientes cuestiones básicas, establecidas por Griffith, resumidas por (Austin & Concha, 1994), necesarias para entender el fenómeno de fractura en minerales, los cuales, al ser sometidos a reducciones mediante máquinas como las operaciones de conminución, generalmente sufrirán fractura frágil a partir de las fallas de Griffith preexistentes:

- La resistencia a la molienda o moliendabilidad de un mineral, correlacionará sólo aproximadamente la dureza o resistencia de los enlaces químicos, porque el número, tamaño y orientación de los efectos son variables adicionales.
- Los materiales son más fuertes en compresión, que a la tensión.
- Para calcular la resistencia de un mineral bajo estos fundamentos sería necesario: Primeramente, resolver las ecuaciones de esfuerzo-deformación para la geometría y las condiciones. En segundo lugar, convertir magnitudes y orientaciones de los esfuerzos en todos los puntos en el sólido. En tercer lugar, considerar la densidad, distribución de tamaños y orientación de defectos (posiblemente al azar). Finalmente, determinar los lugares donde los esfuerzos de tensión local pueden activar las fallas hasta el punto de iniciación de la fractura.

Por estas tres razones, se hace casi imposible la determinación o conocimiento de la fractura en los minerales, de acuerdo con los postulados de la mecánica de fractura.

King (2001), afianza el análisis de (Austin & Concha, 1994), afirmando que la razón de la relativamente baja resistencia a la fractura, se debe a la presencia de micro y macro grietas en el material, las cuales, bajo estrés ocasionan su propagación, produciendo así la falla o fractura del material.

Por todo lo anteriormente expuesto, se tratará de explicar el fenómeno de la fractura bajo la óptica del movimiento de la carga dentro del molino de bolas (bolas + mineral), y posteriormente, se describirá el fenómeno de la fractura mediante el Modelo de Balance Poblacional.

2.1.3.2 Teorías de conminución. Importancia en la eficiencia energética. Movimiento de la carga y sus efectos.

Se ha tenido a lo largo de la historia un gran interés por la eficiencia energética, la cual, se traduce en reducción de costes energéticos a propósito del continuo aumento de los mismos, reducción en mantenimiento mayor recuperación de los minerales de interés, y más recientemente por penalizaciones ambientales. En consecuencia, es menester en el estudio de las teorías de conminución, entender el movimiento de la carga (bolas + mineral) en el interior del molino con la finalidad de controlar las variables que influyen en la operación de molienda, y posteriormente la optimización, con el uso de modelos matemáticos, simulaciones o mediante simples modificaciones en el circuito de molienda en planta.

Primeramente, se han de describir las teorías de conminución y su importancia en la eficiencia energética, desde el punto de vista de la metalurgia, de acuerdo con (Álvarez, 2010), quienes refieren que, el interés radica en la necesidad de liberar el mineral encajado en la roca. Además, en el proceso de reducción de tamaño, al disminuir el tamaño de partículas, el área superficial de las partículas aumenta. Por ello, una medida del tamaño o del área superficial de partículas antes y después del proceso de reducción debería indicar la energía requerida en el proceso de conminución.

En este sentido, las leyes de Rittinger (1867), Kick (1885) y Bond (1952), fueron el punto de partida para otras leyes y modificaciones de las mismas. A partir de la siguiente expresión:

$$\text{Ecuación 2.5} \quad dE = k [S^n dS]$$

Donde “ k ” es una constante que depende de la resistencia a compresión de la roca. El valor de “ n ” ha sido determinado por los diferentes investigadores, como se observa en la *Fig. 2.16*, de ahí que:

$$n = -2 \quad \text{Ley de Rittinger}$$

$$n = -1 \quad \text{Ley de Kick}$$

$$n = -1,5 \quad \text{Ley de Bond}$$

De manera que, la Ley de Rittinger, en términos de energía, resulta:

$$\text{Ecuación 2.6} \quad E_{ee} \propto \left(\frac{1}{d_{80}} - \frac{1}{D_{80}} \right)$$

Siendo d_{80} y D_{80} tamaños característicos de producto y alimentación, respectivamente.

Mientras que, la ley de Kick, se expresa a continuación como:

$$\text{Ecuación 2.7} \quad E = C_2 \ln \frac{D_{80}}{d_{80}}$$

Se ha observado que la expresión de Rittinger, $n = -2$, es más aplicable a tamaños de molienda gruesa mientras que la de Kick, $n = -1$, es más apropiado a tamaños de molienda más fina. El valor intermedio de Bond, $n = -1,5$, cubre casi toda la gama de

partículas. Tener en consideración que cuando se habla de D_{80}/d_{80} , es la relación de reducción.

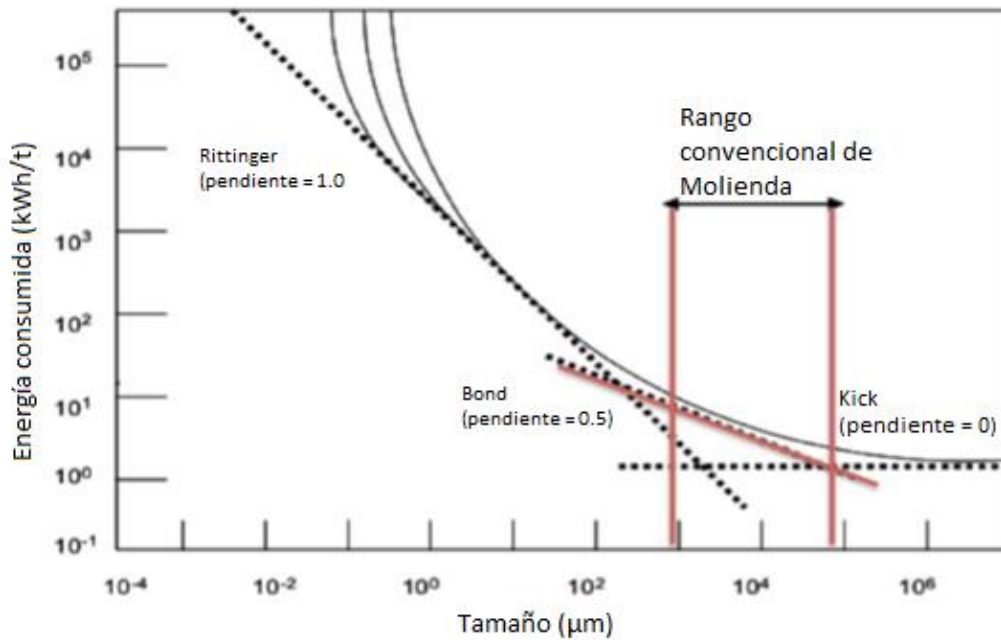


Fig. 2.16 - Relación entre la Energía y la reducción de tamaño en conminución. Fuente: (Wikedzi, 2018).

No obstante, la ley de Bond, ha sido aceptada universalmente y, se continua actualmente en uso, ya que, a partir de esta, se determina la energía requerida para la reducción de las partículas de la alimentación con un determinado F_{80} a un tamaño de partícula en el producto con un determinado P_{80} , en un circuito de molienda cerrada.

Teniendo la siguiente ecuación:

$$\text{Ecuación 2.8} \quad E_G = 10 * w_i \left[\frac{1}{\sqrt{P}} - \frac{1}{\sqrt{F}} \right] M_f$$

Donde, “ F ” es el tamaño de partícula correspondiente a un 80% de pasante en la alimentación expresado en μm (F_{80}). “ P ”, tamaño de partícula correspondiente a un 80% de pasante en el producto expresado en μm (P_{80}). “ W_i ”, es una constante que depende del mineral. Es conocido como Índice de Trabajo o Índice de Bond, y M_f , la masa, en toneladas.

Según Bond, la potencia útil, se puede calcular mediante la Ecuación 2.9, para estimarse:

$$\text{Ecuación 2.9} \quad KW = M_C * \left(4.879 * D_M^{0.3} * (3.2 - 3 * V_p) * C_S * \left(1 - \frac{0.1}{2^{9-10 * C_S}} \right) \right) + S_S$$

$$\text{Ecuación 2.10} \quad S_S = 1.102 * \left(\frac{B - 12.5 * D_M}{50.8} \right)$$

Donde, M_c es el peso de la carga de bolas (t), D_M es el diámetro interior entre el revestimiento (m), V_p el volumen de carga ocupado por las bolas (%), C_S es el porcentaje de la velocidad crítica, S_s es el factor de tamaño de las bolas en kW/t, B es el tamaño de las bolas (mm).

Cabe resaltar que, algunos autores como (Gharehgheshlagh, 2016) indican que la metodología de Bond es tediosa, por lo que intentan estimar el índice de Bond mediante la aplicación de una serie de pruebas de molienda cinética con el molino estándar de Bond. Estableciendo una serie de relaciones entre los parámetros de molienda y los parámetros de la ecuación de Bond, siendo dicho enfoque rápido y práctico debido a que elimina los pasos de control de laboratorio y reduce el número de pasos de molienda.

En segundo lugar, se explicará el movimiento de la carga mediante esquemas de fuerzas, el cual, gira a consecuencia de la energía transmitida por un motor. La energía eléctrica, se traduce entonces en energía mecánica, tal que hace girar el molino y su contenido.

(Wills & Napier-Munn, 2006), afirman que la molienda en molinos de bolas es completamente aleatoria, donde la probabilidad de que una partícula fina sea golpeada por una bola es la misma que la de una partícula gruesa. Por otra parte, (Austin & Concha, 1994), sugieren que la rotación lleva bolas y polvo alrededor del molino. Cuando las bolas caen en tumbos, (describiendo una trayectoria en cascada o con una caída más pronunciada en forma de cascada) en el molino golpean polvo atrapado entre otras bolas. Por otra parte, el movimiento general de las bolas en el lecho frota partículas entre ellas, como se observa en la *Fig. 2.17*.

Tal como se ilustra en *Fig.2.18*, se esquematiza el requerimiento de potencia en molinos de tambor, el cual, ha sido midiendo la energía requerida para elevar la carga hasta que caiga en cascada o determinando las fuerzas requeridas por la carga para superar

las fuerzas de fricción entre la carga y la superficie interna del molino e igualarlo con las fuerzas necesarias para girar la carga alrededor del centro del molino (King, 2001)

Por consiguiente, (Austin & Concha, 1994), resumen los efectos de este movimiento en diferentes tipos de fracturas que pudieran suceder. Tal como se observa en la *Fig. 2.19*, en primer lugar, el impacto masivo produce desintegración completa de una partícula (fractura); en segundo lugar, un golpe de refilón puede astillar una esquina (astillamiento), en tercer lugar, la fricción produce desgaste de las superficies (abrasión). Aunque, el astillamiento y la abrasión conducirán a la producción de material fino. Su efecto combinado se denomina atrición.

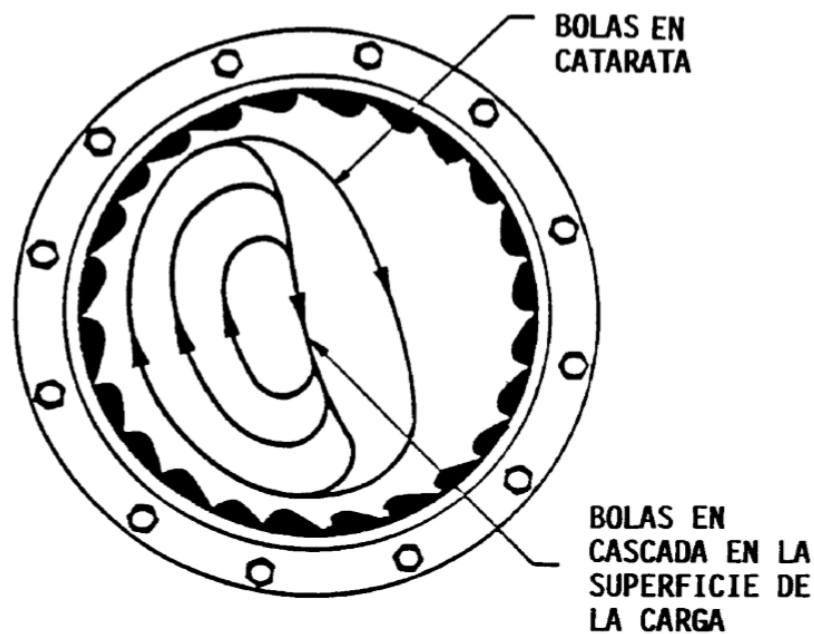
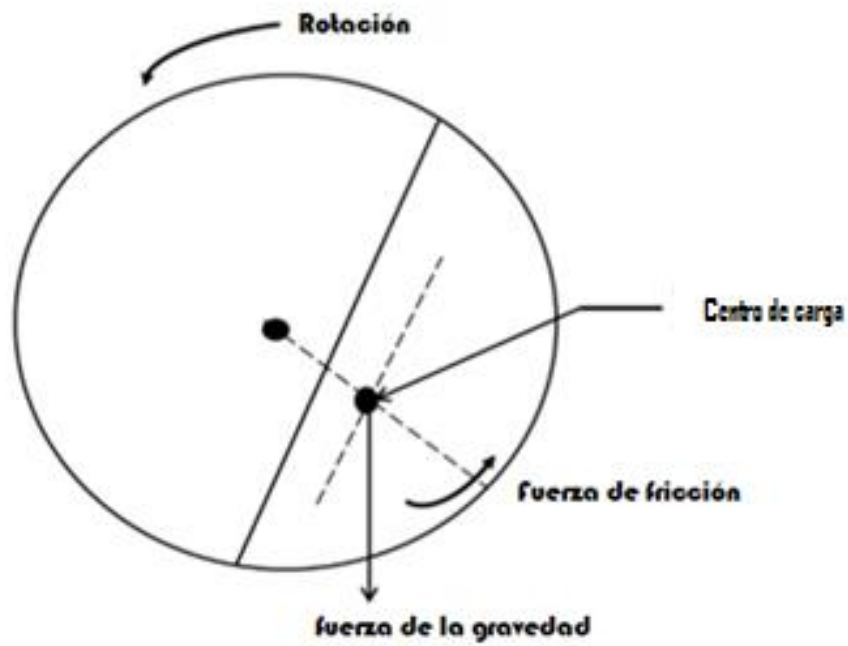


Fig. 2.17 - Trayectoria del movimiento de una carga en el interior de un molino de bolas a una velocidad normal de operación. Fuente: (Austin & Concha, 1994).



Según (Simba, 2010), la atrición se explica como el roce de dos medios, o bien, entre las partículas de la carga o de dos medios como la partícula y la bola de acero. Se asume que la atrición es en gran parte responsable de la rotura de partículas que se han vuelto considerablemente finas.

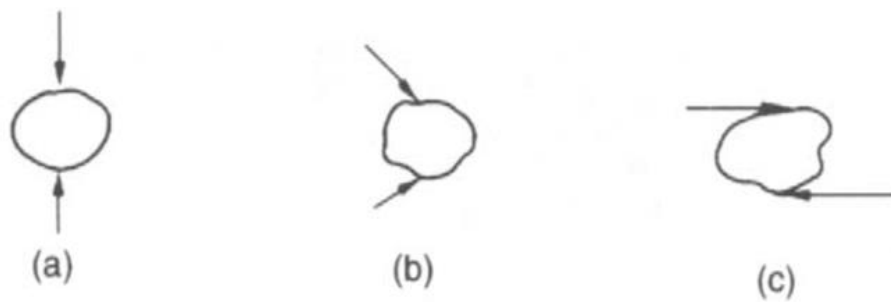


Fig. 2.19 - Mecanismo de fractura en un molino de bolas: (a) por impacto puro, (b) abrasión y (c) por atrición. Fuente: (Wills & Napier-Munn, 2006).

2.1.4 Modelo de Balance Poblacional

2.1.5 y cinética de fractura. Probabilidad de fractura (S_i) y Función fractura (B_{ij})

Los métodos de Balance Poblacional de Partículas (PBM, sus siglas en inglés), según (Fuerstenau, et al., 2003), (Fuerstenau, et al., 2004) y (Fuerstenau et al., 2011) representan herramientas ampliamente utilizadas para la caracterización mineral, escalamiento de molinos, diseño de planta y mejoras substanciales tanto en leyes como recuperaciones de operaciones y/o procesos subsiguientes como pudiera ser el caso de concentración gravimétrica, magnética, flotación (Chimwani et al., 2013), entre otras.

Estos métodos de PBM, están basados en la determinación de la probabilidad de fractura (S_i) y la función de fractura (B_{ij}).

Varios autores, se han basado en la PBM y la metodología propuesta por Austin para estudiar varios materiales como Clinker (Touil et al., 2008), cuarzo (Fuerstenau et al., 1963), (Yildirim et al., 1999), cuarcita (Petrakis & Komnitsas, 2017), limonita (Deniz, 2004), yeso (Deniz, 2011), zeolita (Ipek & Goktepe, 2011), calcita y barita (Teke et al., 2002), pero no así menas de wolframio ni tántalo.

Existen varios métodos para su determinación, como la metodología planteada por (Austin & Concha, 1994), asumen que la probabilidad de fractura es una constante de proporcionalidad, pudiendo o no comportarse como una función de primer orden; mientras que la función fractura (B_{ij}), no cambia con el tiempo de molienda, y que, tras experimentos, los valores de B_{ij} , son insensibles a las condiciones de molienda, por lo menos en el rango de operación normal de los molinos.

El Modelo de Balance Poblacional (MBP), ha sido ampliamente utilizado en los molinos de bolas (King, 2001). Este modelo, se conoce como un simple balance de masa para la reducción de tamaño, usado para modelos de fragmentación (Epstein, 1947) y (Austin, L.G. et al., 1984). Se basa en la determinación de las distribuciones del tamaño de las partículas divididas en clases de tamaño. El postulado fundamental que apoya el modelo cinético establece que la tasa de rotura de material de la clase de tamaño es proporcional a la cantidad de material de tamaño i en el molino es:

Donde S_i es la probabilidad de fractura, W es la masa de mineral en el molino y w_i es la fracción del monotamaño i contenido en el molino.

En resumen, (Austin, 1972), plantea un balance de masa para la clase i en un proceso de molienda, bien mezclado, se realiza mediante la Ecuación 2.12, donde la cominución es lineal y se asume una fragmentación cinética de primer orden:

$$\text{Ecuación 2.12} \quad \frac{dw_i}{dt} = -S_i w_i(t) + \sum_{j=1}^{i-1} b_{ij} k_j w_j(t)$$

Donde $w_i(t)$ es la fracción de masa de las partículas con la clase de tamaño i en el tiempo de molienda t .

El primer término del lado derecho es la masa de partículas de monotamaño i que se rompen y por tanto desaparecen de ese monotamaño. S_i es la probabilidad de fractura. El segundo término representa la contribución de todos los monotamaños superiores a i , que al fragmentarse sus partículas producen partículas dentro del monotamaño i . Tanto la función de rompimiento y selección juegan un rol cardinal en la descripción cuantitativa de las operaciones de trituración y molienda.

Así, la razón o velocidad de fractura de un material el cual se encuentra en monotamaño, puede ser expresado como la Ecuación 2.13:

$$\text{Ecuación 2.13} \quad \frac{-dw_i}{dt} = S_i w_i(t)$$

Donde S_i es una constante de proporcionalidad que recibe el nombre de probabilidad de fractura o velocidad específica de fractura y tiene unidades de t^{-1} . Asumiendo que, S_i no cambia con el tiempo, la integral quedaría como Ecuación 2.14

Ecuación 2.14

$$\text{Log}(w_i(t)) - \text{Log}(w_i(0)) = \frac{-S_i(t)}{2.3}$$

Donde w_i es la fracción en peso del mineral descargado en el molino que es de tamaño 1 para el tiempo t y S_i es la probabilidad de fractura.

(Austin & Gardner, 1962), como resultados de pruebas realizadas a través de trazadores radiactivos, explican que muy frecuentemente la hipótesis de primer orden es una excelente aproximación a la verdad, representados en la *Fig. 2.20*. Además, prueban que la acumulación de finos no afecta la velocidad de fractura específica del material de mayor tamaño. Sin embargo, dejan claro que esto no prueba que el material más fino también se fracturará con una cinética de primer orden, en presencia de cantidades variables de material más grueso.

Según la metodología propuesta por Austin, cuando ya se tienen los valores de S_i , mediante la determinación de la pendiente, grafica los valores obtenidos de S_i con respecto al tamaño de partícula, dibujando una curva como la *Fig. 2.21* y propone la *Ecuación 2.15* para estudiar el comportamiento de la probabilidad de fractura S_i .

Ecuación 2.15

$$S_i = \alpha_T X_i^\alpha$$

Donde X_i es el tamaño del límite superior del intervalo, en mm, y α_T y α son parámetros del modelo que dependen de las propiedades del material y de las condiciones de la molienda.

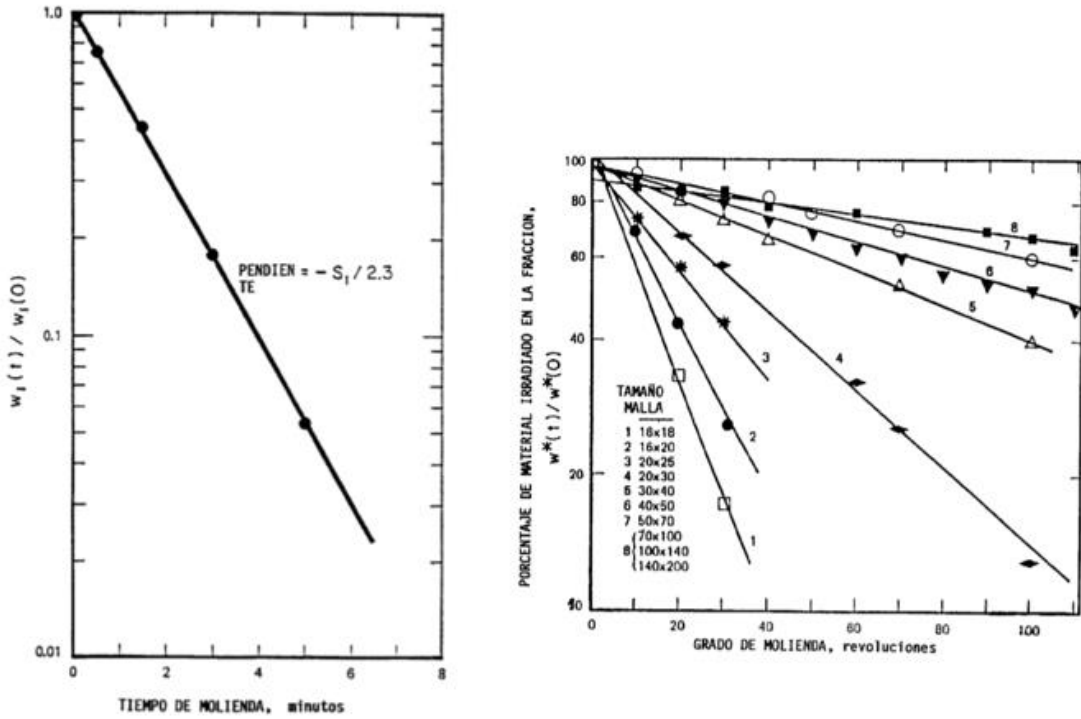


Fig. 2.20 - Izq.: Gráfico de primer orden para carbón molido. Drcha.: Ejemplo de gráfico de primer orden, realizado con antracita en un molino de 0.6 m de diámetro. Fuente: (Austin & Concha, 1994).

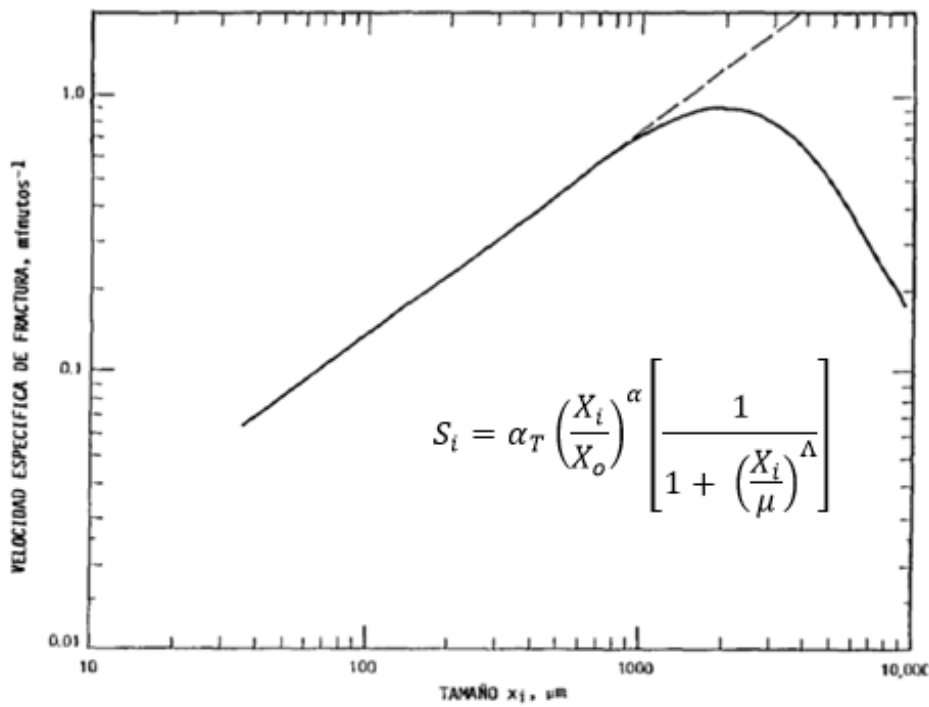


Fig. 2.21 - Ejemplo de variación de la probabilidad de fractura de cuarzo, ensayado en un molino de 8 pulgadas de diámetro con bolas de 1 pulgada. Fuente: (Austin & Concha, 1994).

Es importante resaltar que, algunas de las partículas son demasiado grandes y fuertes para ser atrapadas adecuadamente y fracturadas por las bolas y por lo tanto tienen una velocidad de fractura lenta. Por lo tanto, (Austin & Concha, 1994), se refieren a la rotura de primer orden de los tamaños más pequeños como fractura normal y a la fractura de orden distinto del primero de los tamaños mayores, como la región de fractura anormal. También, aseguran que la presencia de fractura anormal en una determinada situación de molienda representa una ineficiencia directa porque las partículas son demasiado grandes para que la energía de las bolas en movimiento sea utilizada eficientemente para causar fractura.

Para resolver el segundo término de la *Ecuación 2.12*, es necesario comprender que, durante la molienda, se producen partículas de nuevos tamaños (hijas) a causa de la fractura de un tamaño (madre), las cuales se mezclan como parte de la carga del molino que luego tienen la probabilidad de ser re-fracturadas.

(Austin & Concha, 1994), explican mediante la *Fig. 2.22* que, aunque la fractura se aplique a un solo tamaño, ella da todo un rango de tamaños en el producto y para describir el proceso de molienda es necesario describir esta distribución granulométrica.

Ese fenómeno lo describe la función fractura, b_{ij} , donde los fragmentos nuevos generados son de tamaño j . Se recomienda representar este valor en la forma acumulativa:

$$\text{Ecuación 2.16} \quad B_{ij} = \sum_{k=n}^i b_{kj}$$

Donde B_{ij} es la suma de la fracción de mineral menor que el tamaño superior del intervalo de tamaño i como resultado de la fractura primaria del tamaño j . Austin ha mostrado que los valores de B_{ij} pueden ser estimados de un análisis de tamaño de los productos a cortos periodos de molienda partiendo de una carga predominantemente de tamaño j , mediante el método *BII*. La ecuación es:

$$\text{Ecuación 2.17} \quad B_{ij} = \frac{\text{Log} [(1-P_i(0))]/\text{Log} [(1-P_i(t))]}{\text{Log} [(1-P_{j+1}(0))]/\text{Log} [(1-P_{j+1}(t))]}$$

Donde $P_i(t)$ es la fracción en peso de la carga de mineral menor que el tamaño X_i a un tiempo t . Un ejemplo de distribución de fractura primaria, es mostrada en la Fig. 2.22.

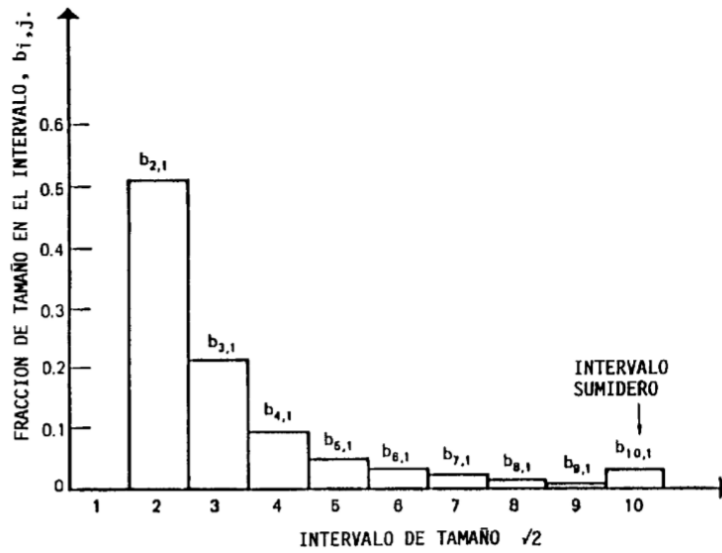


Fig. 2.22 - Gráfico de barras típico de la distribución de fragmentos de la progenie primaria. Fuente: (Austin & Concha, 1994)

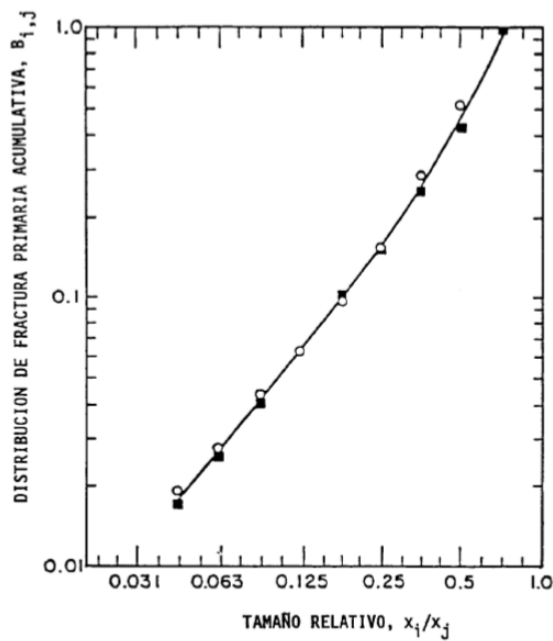


Fig. 2.23 - Distribución de fractura primaria acumulativa para molino de bolas, con un monotamaño de cuarzo de 20×30 mallas US; ■, en seco, ○, en húmedo (45% de sólidos en volumen). Fuente: (Austin & Concha, 1994).

En función fractura, B_{ij} , pueden determinarse sus parámetros gráficamente (Fig. 2.24) o mediante una función empírica como la siguiente:

Ecuación 2.18
$$B_{ij} = \phi_j \left(\frac{x_{i-1}}{x_j} \right)^\gamma + (1 - \phi_j) \left(\frac{x_{i-1}}{x_j} \right)^\beta \quad n \geq i \geq j + 1$$

Donde ϕ_j , γ y β son parámetros que dependen de las propiedades del material.

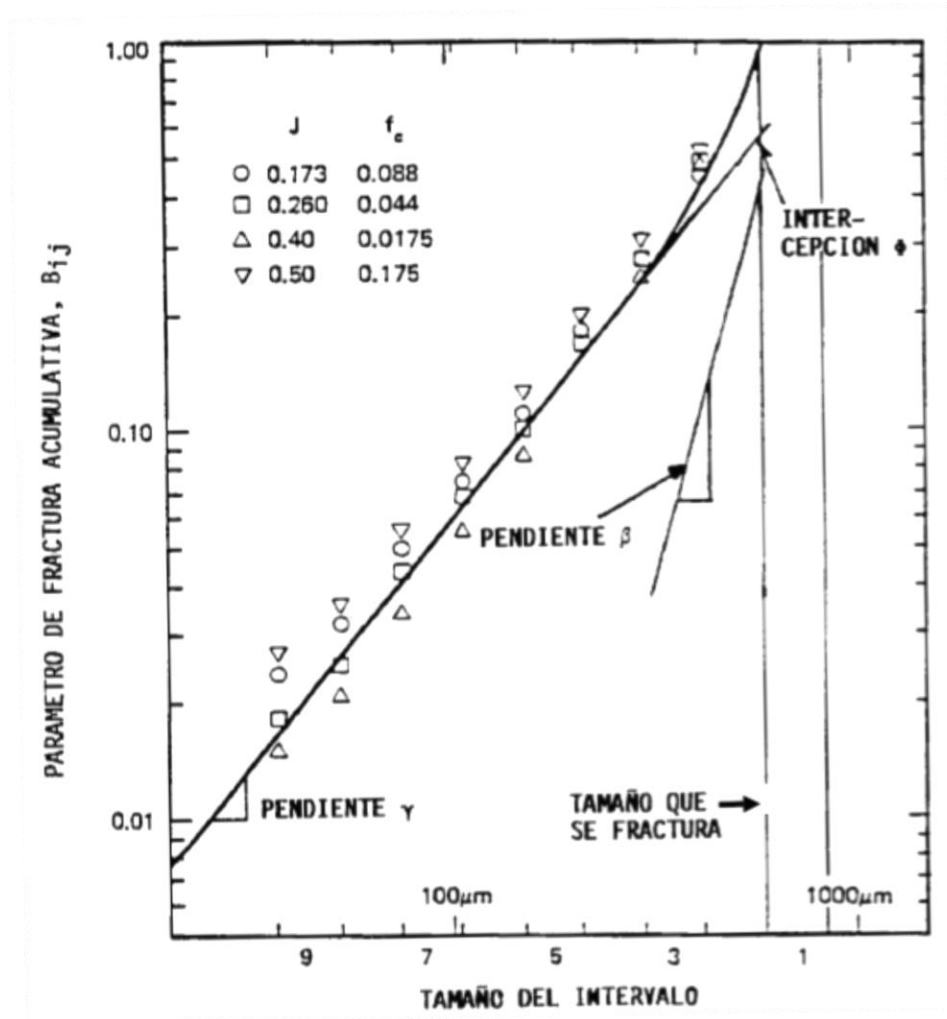


Fig. 2.24 - Ejemplo de distribución acumulativa de los fragmentos de la progenie, es decir de la función fractura, bajo varias condiciones de molienda con $D=195$ mm; $d=26$ mm. Fuente: (Austin & Concha, 1994).

De acuerdo a (King, 2001), la función fractura, B_{ij} , presenta un comportamiento similar al mostrado en la Fig. 2.25.

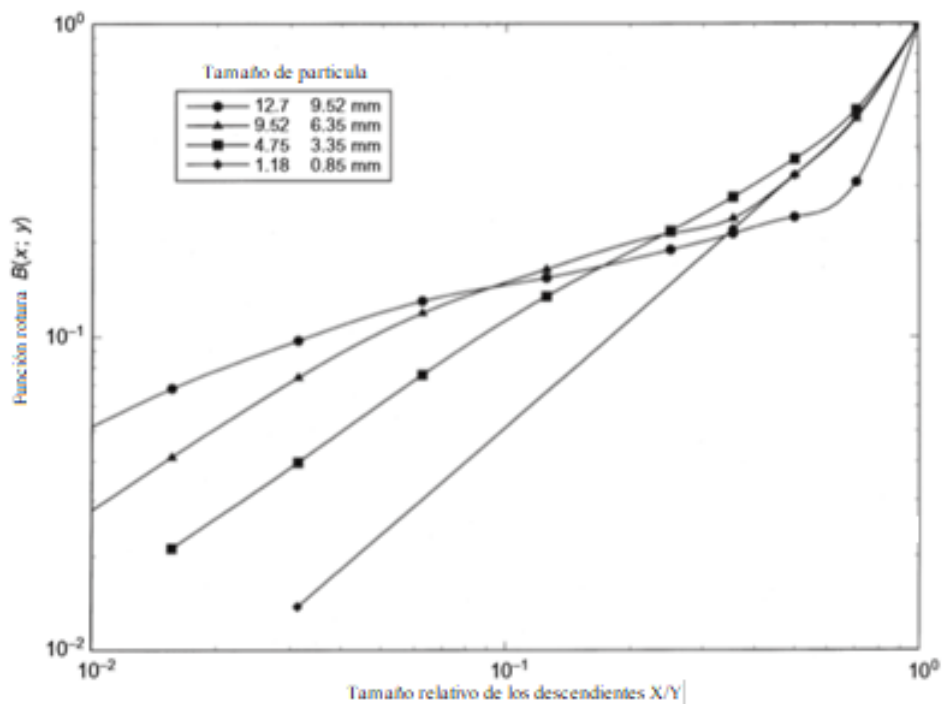


Fig. 2.25 - Ejemplo de función fractura para varios monotamaños. Fuente: (King, 2001).

2.1.5.1 Variables operativas que influyen en la cinética de molienda

En la molienda con molino de bolas, influyen varios parámetros tanto operacionales como mineralógicos. En este apartado, se describirá la influencia de algunos parámetros operacionales como la velocidad del molino, cuerpo molturante (forma, material, tamaño, entre otros), volumen de llenado del molino (volumen ocupado por la carga, es decir, mineral y bolas), geometría del molino (diámetro del molino, tipo de lifter o levantador) en la cinética en molienda según la metodología de Austin. Asimismo, algunos parámetros mineralógicos como tamaño de partícula, composición química, mineralogía, entre otras.

2.1.5.1.1 Velocidad del molino

Para (Usman, 2015), es esencial controlar la velocidad en un molino en funcionamiento, ya que la velocidad afecta el comportamiento de la carga, el consumo de energía, el tamaño del producto, así como el desgaste del forro/bola. Por lo tanto, (Wills & Napier-Munn, 2006), recomiendan trabajar entre 70-80% con respecto a la velocidad crítica, para aumentar la probabilidad de fractura de las partículas, pero evitar el centrifugado a altas velocidades, ya que, no daría una molienda eficiente. A propósito de esto, conviene tener claro el movimiento de la carga descrito en el apartado 2.5.1.2 para comprender la influencia de la velocidad de giro del molino en la molienda.

Por consiguiente, a una velocidad baja, resulta una acción suave de volteo de bolas, por lo que, si no es suficiente, podrían deslizarse hacia atrás como una masa compacta, no obstante, si se aumenta la velocidad de giro del molino, la acción de volteo aumenta, dando lugar a la caída en cascada de las bolas colisionando con el mineral que se encuentra en el lecho, aunado a la atrición sufrida entre las bolas y el mineral en el mismo. Si se da lugar a una excesiva velocidad de giro se presentaría el comportamiento de catarata y finalmente la acción de la fuerza centrífuga en su totalidad (*Fig. 2.26*).

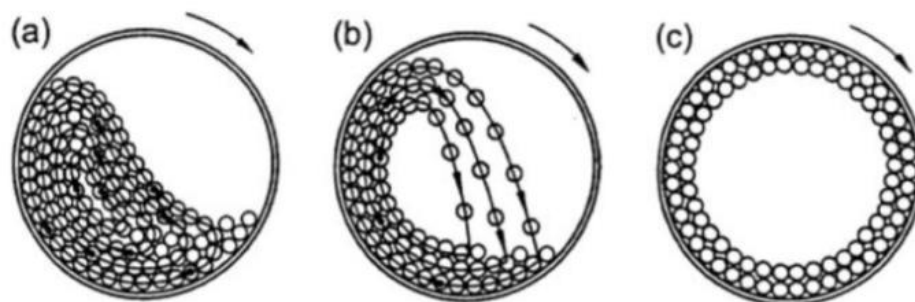


Fig. 2.26 - Movimiento de las bolas por acción de la velocidad de giro. (a) Movimiento radial en el interior de un molino de bolas, siendo la molienda ineficiente por ocurrir solo fractura por atrición. (b) Comportamiento de cascada óptimo para la molienda. (c) Acción de la fuerza centrífuga en su totalidad, donde la molienda es ineficiente por no ocurrir la fractura por impacto.

(Austin & Concha, 1994), muestra mediante la *Fig. 2.27*, el comportamiento de la potencia del motor con respecto a diferentes fracciones de velocidad crítica para diversos molinos, dependiendo del diámetro del molino, del tipo de barras elevadoras, de la razón

de diámetros de bola a molino y de las condiciones de llenado de bolas y polvo. El máximo se encuentra usualmente en el rango de 70 a 85% de la velocidad crítica, con 70 a 75% siendo el rango usual para molinos de diámetro grande con una carga completa de bolas ($J = 0.4$).

En síntesis, la velocidad de rotación se define como la velocidad a la cual las bolas empiezan a centrifugar en las paredes del molino y no son proyectadas en el interior del molino, obteniendo un equilibrio entre la fuerza de gravedad y la fuerza centrífuga sobre una bola en la pared del molino (Austin & Concha, 1994). Para el cálculo de la velocidad crítica, V_c , se tiene la *Ecuación 2.19*:

$$\text{Ecuación 2.19} \quad V_c = \frac{42.3}{\sqrt{D-d}} \quad (D, d \text{ en metros})$$

Donde D es el diámetro del molino y d es el diámetro de las bolas de mayor tamaño en la carga.

Por otro lado, (Austin & Brame, 1983), calculan la función selección α_T , de una forma general, mediante la *Ecuación 2.20*.

$$\text{Ecuación 2.20} \quad \alpha_T = \frac{v_c - 0.1}{1 + e^{[15.7(v_c - 0.94)]}}$$

Donde v_c es la fracción de velocidad del molino con respecto a la velocidad crítica.

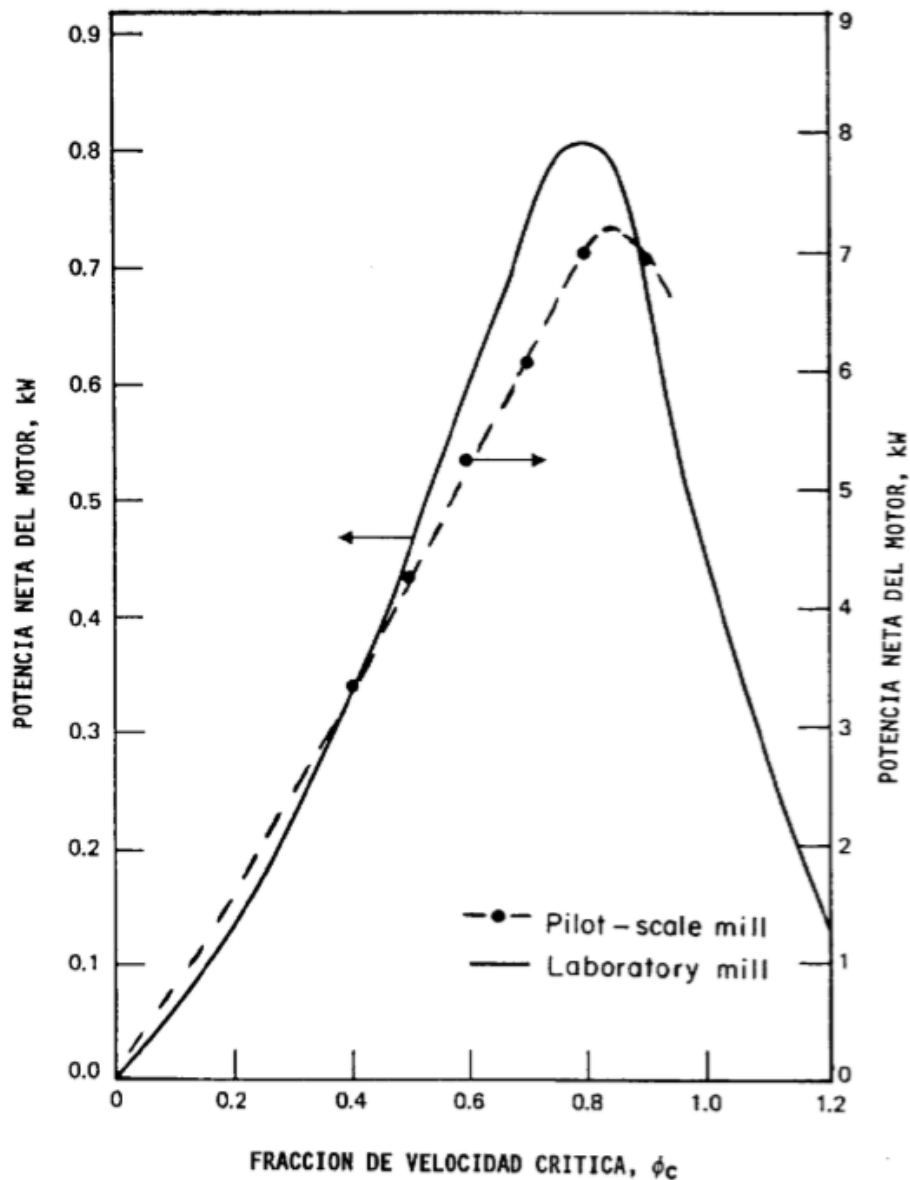


Fig. 2.27 - Variación típica de la potencia neta con la velocidad de rotación, para un molino de laboratorio provisto de barras levantadoras con $D=0.6$ m y un molino a escala piloto de $D=0.82$ m. Fuente: (Austin & Concha, 1994)

La influencia de la velocidad del molino específicamente en la cinética en molienda según (Gupta & Shivani, 2014), (Fuerstenau, 1978) y (Gupta, 2016), es que, la probabilidad de fractura S_i , no es independiente de las condiciones operativas del molino, como la velocidad de giro, además, coinciden en que la velocidad óptima de trabajo se encuentra en 70-75% con respecto a la velocidad crítica, como se observa en la Fig. 2.28.

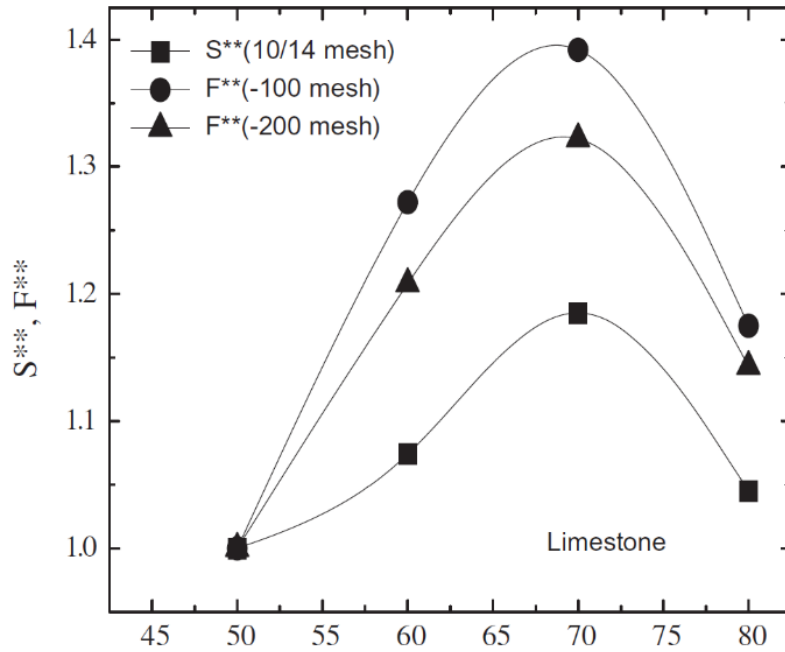


Fig. 2.28 - Influencia de la velocidad del molino en la probabilidad de fractura, donde la velocidad óptima se encuentra entre 70-75%. Fuente: (Gupta & Shivani, 2014)

No obstante, otros investigadores como (Deniz, 2004) y (Öksüzoglu & Uçurum, 2016), determina que la velocidad óptima no es la planteada por Fuerstenau, sino 85%, ya que la velocidad crítica tiene un componente mineralógico como se representa en la Fig. 2.29.

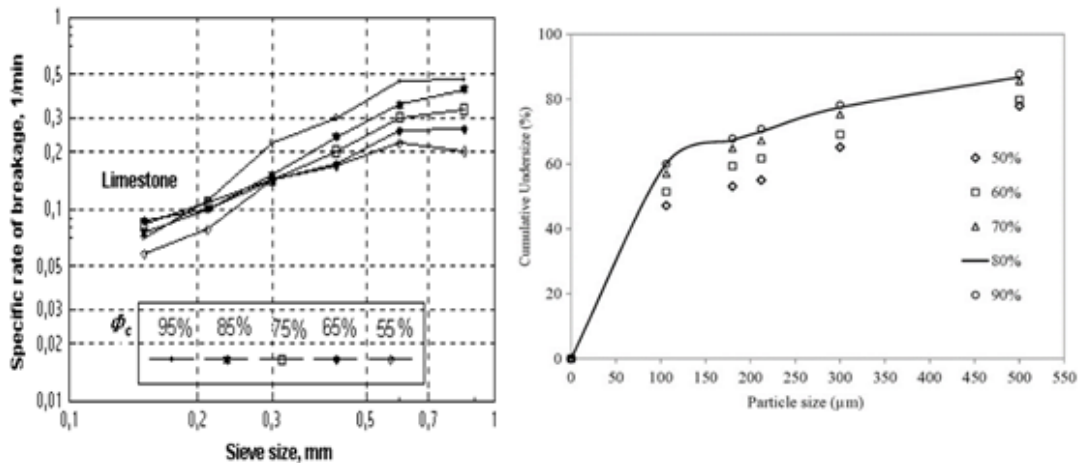


Fig. 2.29 - Influencia de la velocidad del molino en la probabilidad de fractura, donde la velocidad óptima se encuentra en 85% (Der) y entre 80-90% (Izq). Fuente: (Deniz, 2004) y (Öksüzoglu & Uçurum, 2016), respectivamente.

Por otra parte, (Öksüzoglu & Uçurum, 2016), refiere que la velocidad de giro también afecta al producto obtenido de la molienda, como se observa en la Fig. 2.30, y que, además, el menor d_{80} se encuentra entre 80-90% de la velocidad con respecto a la crítica.

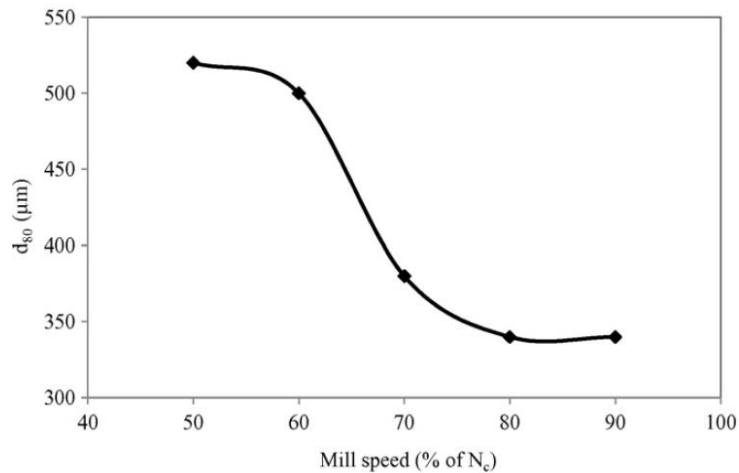


Fig. 2.30 - Influencia de la velocidad de giro sobre el tamaño d_{80} .

2.1.5.1.2 Cuerpo molturante y grado de llenado de molino

En cuanto al cuerpo molturante, (Wills & Napier-Munn, 2006), reportan que hay varias formas y materiales de medios molturantes como esféricas (acero de alto carbono, aleaciones, aleación fundida alto cromo, cerámico) cilíndricas ligeramente cónicas, entre otras. Por otra parte, refiere que el desgaste de las bolas en un molino a nivel industrial, se puede dar por tres mecanismos: la abrasión, corrosión e impacto.

Por otro lado, (Lameck, 2005), estudió la influencia de la forma de los cuerpos molturantes en los parámetros cinéticos, demostrando que existe variación en la probabilidad de fractura al modificar la forma. Este investigador, comparó bolas, bolas desgastadas y cilíndricas ligeramente cónicas. Demostró que las bolas presentan una mayor probabilidad de fractura que las bolas desgastadas, y que las bolas desgastadas dentro de un molino de bolas no proporcionan un efecto significativo en la producción de finos, por lo que la eliminación de los medios desgastados no daría lugar a ganancias justificables. Por otra parte, (Simba, 2010), demostró que la forma de los cuerpos de molienda más eficiente son las bolas en general, por presentar mayor superficie de

contacto efectiva; sin embargo, una mezcla de medios de molienda de diferentes formas puede aumentar significativamente la tasa de rotura (hasta más del 40%).

(Usman, 2015), refiere que las bolas en molienda desempeñan un papel importante en los circuitos de molienda y es uno de los aspectos relevantes que tiene un efecto sobre el rendimiento del molino. Una selección de medios de molienda óptima puede mejorar el desempeño del molino y contribuir a la reducción de costos operativos.

Según (Wills & Napier-Munn, 2006), las bolas deben ser lo más pequeñas posible y la carga debe clasificarse de tal manera que las bolas más grandes sean lo suficientemente pesadas para moler las partículas más grandes y más duras de la alimentación. Asimismo, (Austin & Concha, 1994), (Teke et al., 2002), (Erdem & Ergün, 2009) y (Gupta, 2016), afirman que las velocidades de fractura S_i en el rango normal de operación, son mayores para diámetros de bolas menores, paralelamente, expresan que las bolas grandes, producen mayor cantidad de finos, pero menor probabilidad de fractura como se observa en la *Fig 2.31*. En contraste, (Wang, 2012) consiguió un mejor comportamiento con tamaños de bolas mayores.

En cuanto a la probabilidad de fractura y sus parámetros, (Austin & Concha, 1994), plantean las *Ecuación 2.21* y *2.22*:

$$\text{Ecuación 2.21} \quad \alpha \propto \left(\frac{1}{d^{N_0}}\right) \left(\frac{1}{1+(d^*/d)}\right); \quad d^* \sim 2 \text{ mm}, d \geq 10 \text{ mm}$$

$$\text{Ecuación 2.22} \quad X_m \propto d^{N_3}$$

Donde α es el exponente de la *Ecuación 2.15* y d es el diámetro de la bola. El segundo término en el miembro derecho de la *ecuación 2.21*, es una corrección para tomar en cuenta la curvatura de la curva para diámetros de bolas más pequeños. El valor del exponente N_0 se conoce en forma precisa por (Gupta, 1985) y se ha informado entre 0,6 y 1,0. Pruebas utilizando el mismo rango de diámetro de bolas en un molino de 200 mm de diámetro no dieron un efecto del diámetro de la bola, esto es, $N_0 = 0$.

X_m , es el tamaño al cual ocurre el valor máximo de S y d , es el diámetro de bola. X_m no depende sólo de la resistencia de las partículas, sino que también de la geometría

del atrapamiento de partícula entre las bolas. En resumen, α depende del mineral y X_m de las condiciones de molienda. En este sentido, (Austin, et al., 1984), mencionan que $N_3=2$; sin embargo, otras investigaciones como (Cuhadaroglu, 1986) han demostrado que $N_3=1$ para materiales frágiles y duros.

Con respecto a la función fractura B_{ij} , (Austin & Concha, 1994), refieren que los valores no cambian en forma significativa en la región de fractura normal.

Para (Gupta & Shivani, 2014), quien ha ensayado con dos minerales: caliza y cuarzo. Asevera que, el efecto del diámetro de la bola no es el mismo para dos materiales de diferente dureza. El aumento en el diámetro de la bola da lugar a un cambio relativamente menor en la función fractura B_{ij} para el material más suave. En el caso del cuarzo, que es relativamente más duro que la caliza, el aumento en el tamaño de la bola da como resultado un cambio mayor. Por lo tanto, como se muestra en *Fig. 2.31*, la tasa de producción de finos no disminuye tanto como lo hace en el caso de la piedra caliza.

(Teke et al., 2002), centró el estudio en el parámetro α_T , de la *Ecuación 2.15*, encontrando una tendencia lineal entre dicho factor y el tamaño de bola, caracterizando de esta manera la calcita como se observa en la *Fig. 2.32*.

(Öksüzoglu & Uçurum, 2016), estudiaron la influencia de grupos conformados por diferentes tamaños de bolas 2, 3 y 4 cm respectivamente, para simular un comportamiento real del tamaño del producto d_{80} en la industria, representado en la *Fig. 2.33*. En contraste con la teoría de Austin, dichos investigadores, encontraron que el mineral yeso, parece ser sensible a la variación en la distribución del tamaño de bola para todo el rango de tamaño, consiguiendo los mejores resultados para los grupos 4, 5 y 6, los cuales, tienen en común ensayos llevados a cabo con mayor proporción de bolas medianas.

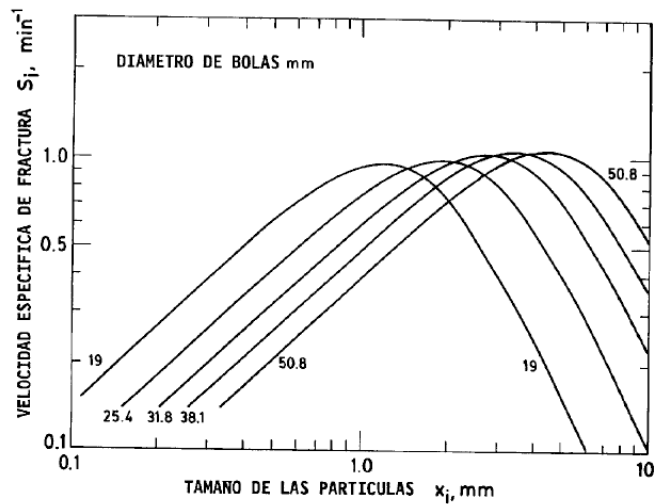
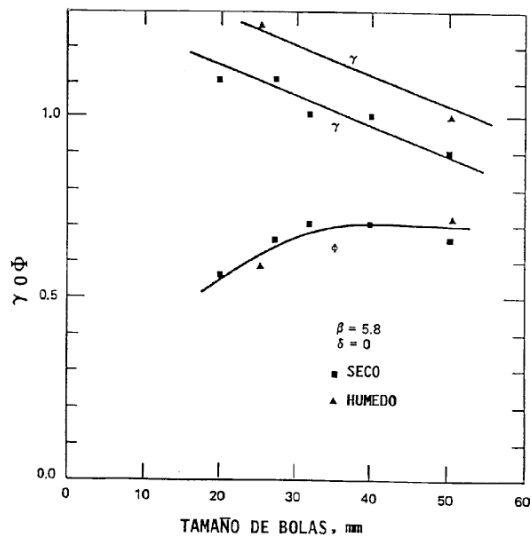
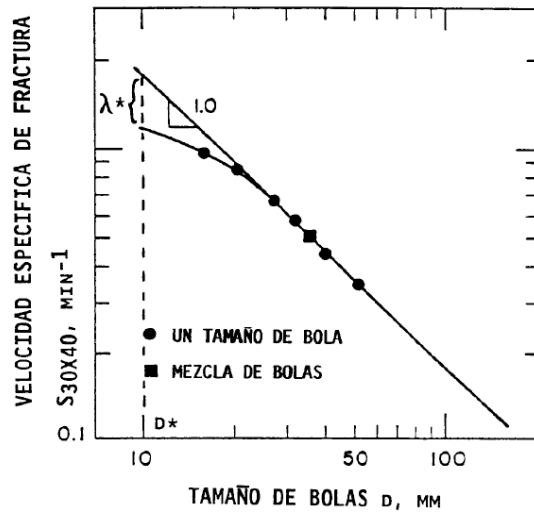


Fig. 2.31 - Influencia del tamaño de bolas en la cinética en molienda. Superior-Izquierda: probabilidad de fractura. Fuente: (Gupta & Shivani, 2014). Superior-Derecha: parámetro de producto fino. Inferior: probabilidad de fractura variando el tamaño de bolas. Fuente: (Austin & Concha, 1994).

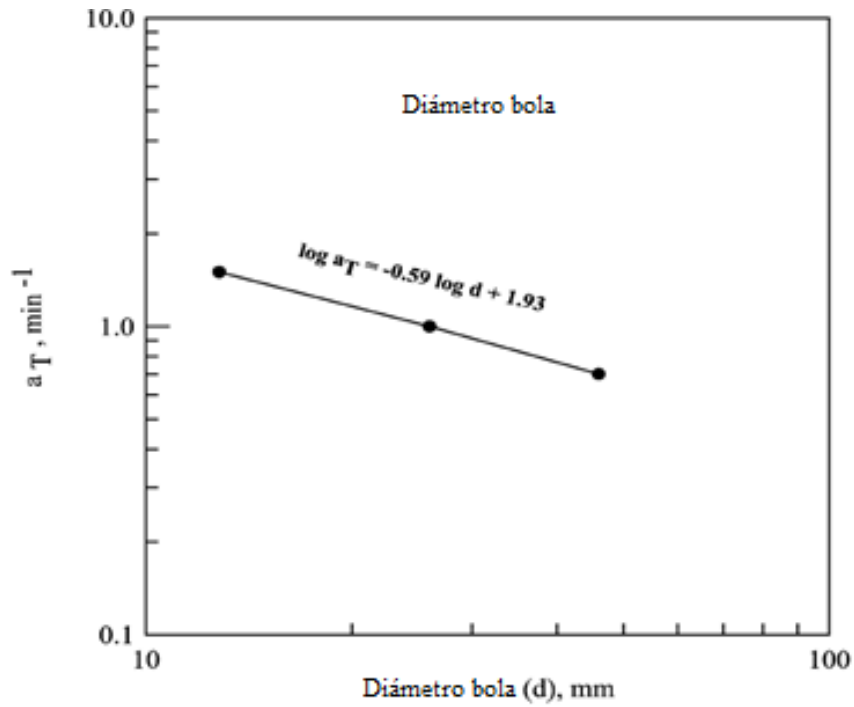
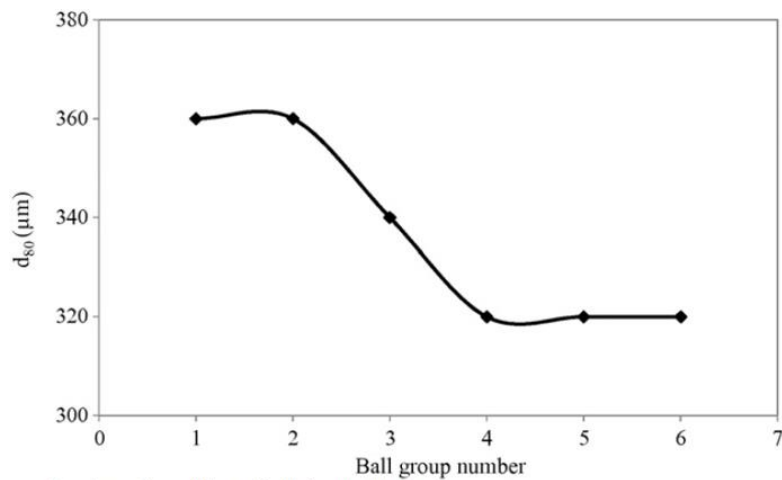


Fig. 2.32 - Estudio del parámetro “ a_T ”, de la Ecuación (XV), con respecto al tamaño de bola. (Fuente: (Teke et al., 2002).



Experimental conditions of ball size distribution.

Condition	Variable
Operational speed (% of N_c)	80
Ball filling ratio (J_b)	0.30
Ball size distribution (2–3–4 cm)	Group I:0–50–50 Group II:50–0–50 Group III:50–50–0 Group IV:30–40–30 Group V:20–60–20 Group VI:10–80–10
Powder filling ratio (f_c)	0.10
Grinding aid ratio (% of powder mass)	0
Grinding time (min)	5

Fig. 2.33 - Valores del producto d_{80} obtenidos en diferentes distribuciones de tamaños de bolas. (Fuente: (Öksüzoglu & Uçurum, 2016).

Asimismo, (Touil et al., 2008), (Chimwani et al., 2013), demuestran en contraposición a la teoría de Austin, que para tamaños de bolas mayores aumenta la probabilidad de fractura S_i , así como, también el acumulado de fracción fina, mediante la Fig. 2.34.

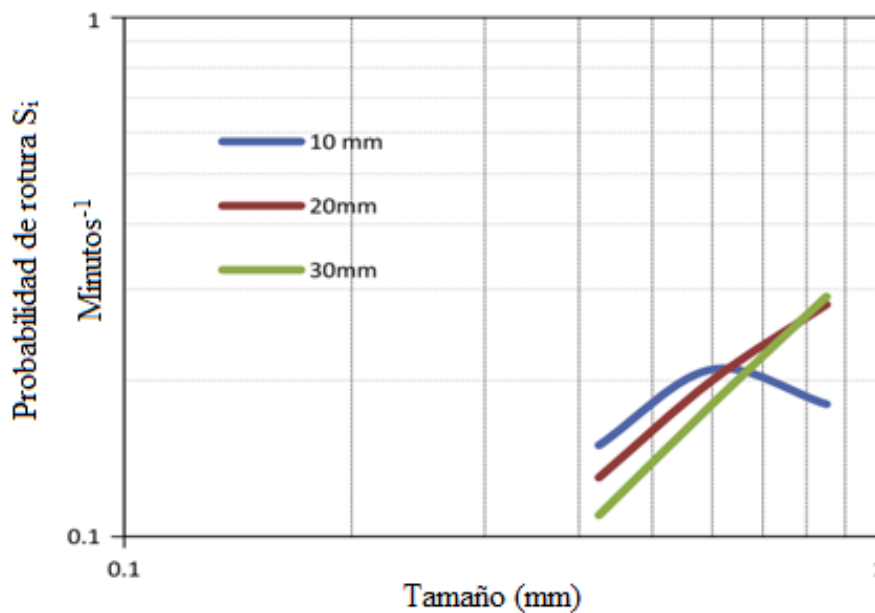


Fig. 2.34 - Influencia del tamaño de bolas en la probabilidad de fractura, S_i . Fuente: (Chimwani et al., 2013).

Por otra parte, (Wills & Napier-Munn, 2006), apunta que la razón por lo que en la mayoría de las empresas mineras usan bolas de acero es debido a su relativa alta densidad de 7,8 a 8,0 kg/m^3 , con respecto a la de la mayoría de los minerales de 2,5 a 4,5 kg/m^3 , dichas bolas son capaces de producir una energía cinética tan grande que las hace muy efectivas, especialmente para el impacto.

Con respecto al grado de llenado, el cual, viene dado por el volumen que ocupa tanto el mineral como las bolas en un molino de bolas, investigadores como (Frazzandumba et al., 2007) y (Deniz, 2011), estudiaron su influencia en varios minerales. (Wills & Napier-Munn, 2006), recomiendan un porcentaje de carga entre 40-50%, del volumen interno del molino.

(Austin & Concha, 1994), demuestran que para una determinada carga de bolas J , es tan indeseable llenar poco como sobrellenar el molino con polvo. A bajo llenado de

polvo la mayor parte de la energía de las bolas se consume en el contacto de acero con acero produciendo valores bajos de velocidades de fractura; mientras que, a medida que la cantidad de polvo es aumentada, los espacios de colisión entre las bolas se llenan y las velocidades de fractura aumentan, aunque si el llenado de polvo es excesivamente alto parece amortiguar la acción de fractura, reduciendo la probabilidad de fractura, como lo muestra en la Fig. 2.35. Sin embargo, (Lameck, 2005), apunta que al aumentar el llenado intersticial aumenta la probabilidad de fractura.

Por otra parte, (Austin & Concha, 1994), asevera que la potencia de molienda es aproximadamente la misma, tanto para un llenado de polvo bajo como para uno normal, por lo que resulta en una baja eficiencia energética, produciendo ineficiencia directa.

(Wills & Napier-Munn, 2006), la velocidad óptima del molino aumenta con el volumen de carga, ya que el mayor peso de la carga reduce la cantidad de cataratas que tienen lugar.

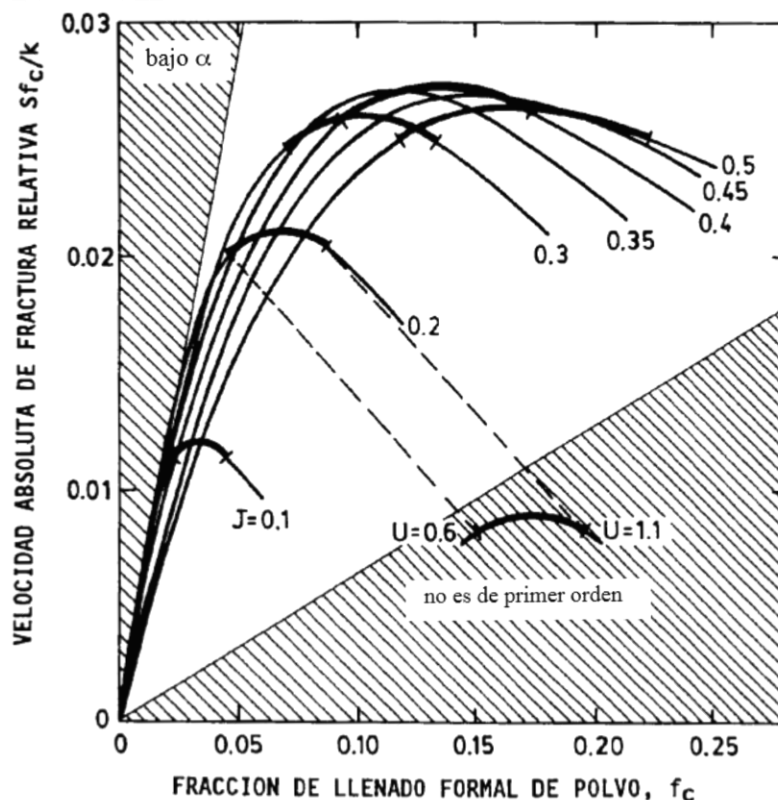


Fig. 2.35 - Ejemplo de la influencia de la probabilidad de fractura variando el porcentaje de llenado de bolas y polvo, para una molienda seca en un molino de laboratorio. Fuente: (Austin & Concha, 1994)

Así, el volumen de llenado de bolas, a través de la Ecuación 2.23:

$$\text{Ecuación 2.23} \quad J = \left(\frac{\text{masa de las bolas}}{\text{densidad bolas} \times \text{volumen del molino}} \right) \times \frac{1.0}{0.6}$$

Mientras que, para el cálculo del volumen de la carga en vacío, por ejemplo, en un molino industrial, se tiene:

$$\text{Ecuación 2.24} \quad VC (\%) = 113 - 126 \left(\frac{H_C}{D_M} \right)$$

Siendo: H_C la distancia interior máxima entre la parte superior del revestimiento y la parte superior de la carga en reposo y D_M el diámetro interior del molino.

2.1.5.1.3 Configuración del molino

En este apartado se describe la influencia de cuatro variables relevantes como el uso de revestimiento (Valderrama & Magne, 1996), (Powell et al., 2006), levantadores (geometría, material y ubicación), comportamiento de la carga en el interior del molino y el diámetro del molino en la cinética en molienda.

Según (Wills & Napier-Munn, 2006), los revestimientos para molinos son un costo importante en la operación del molino, y se realizan constantemente esfuerzos para prolongar la vida útil del revestimiento. Hay al menos diez aleaciones resistentes al desgaste utilizadas para los revestimientos de molinos de bolas, siendo las más resistentes a la abrasión que contienen grandes cantidades de cromo, molibdeno y níquel. Sin embargo, con el aumento constante de los costos de mano de obra para reemplazar los revestimientos, la tendencia es hacia la selección de revestimientos que tengan la mejor vida útil independientemente del costo. Los revestimientos de goma y los elevadores han suplantado al acero en algunas operaciones y se ha encontrado que son más duraderos, más fáciles y más rápidos de instalar, y su uso resulta en una reducción significativa del nivel de ruido.

En cuanto a las barras levantadoras, como se observa en la *Fig. 2.36*, (Austin & Concha, 1994), señalan que pueden llevar una fracción de las bolas hacia la formación de catarata, mientras que las barras levantadoras dentadas requieren velocidades de rotación más elevadas para dar el mismo grado de catarata. El desgaste de las barras levantadoras puede cambiar el desempeño del molino con el tiempo.

Respecto al comportamiento de la carga en el interior del molino y la geometría que forma, (Lameck, 2005), explica que a partir de investigaciones realizadas por (Davis, 1919), los parámetros clave que describen esta orientación son la posición del pie (*Toe*), y la posición del hombro (*Shoulder*) de la carga y el ángulo que da lugar a la trayectoria, θ . La posición del pie es un punto donde los elevadores entran en contacto con la carga después de estar en vuelo y la posición del hombro es un punto donde la carga deja los revestimientos/elevadores en una trayectoria circular a lo largo de la carcasa del molino. Estas dos posiciones, dan una indicación aproximada del perfil de carga como se observa en la *Fig. 2.37*.

Por otra parte, (Liddell & K. S. Moys, 1988), observaron que las posiciones del pie se vieron afectadas por cambios en la velocidad del molino más allá del 80%, mientras que la posición del hombro dependió de la velocidad del molino y los niveles de llenado del molino.

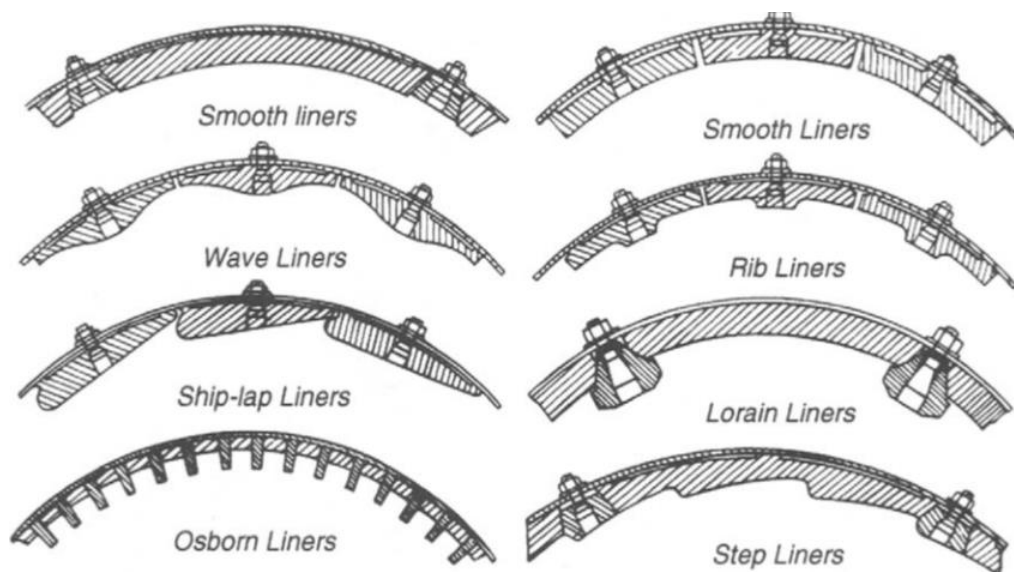


Fig. 2.36 – Tipos de levadores. Fuente: (Wills & Napier-Munn, 2006).

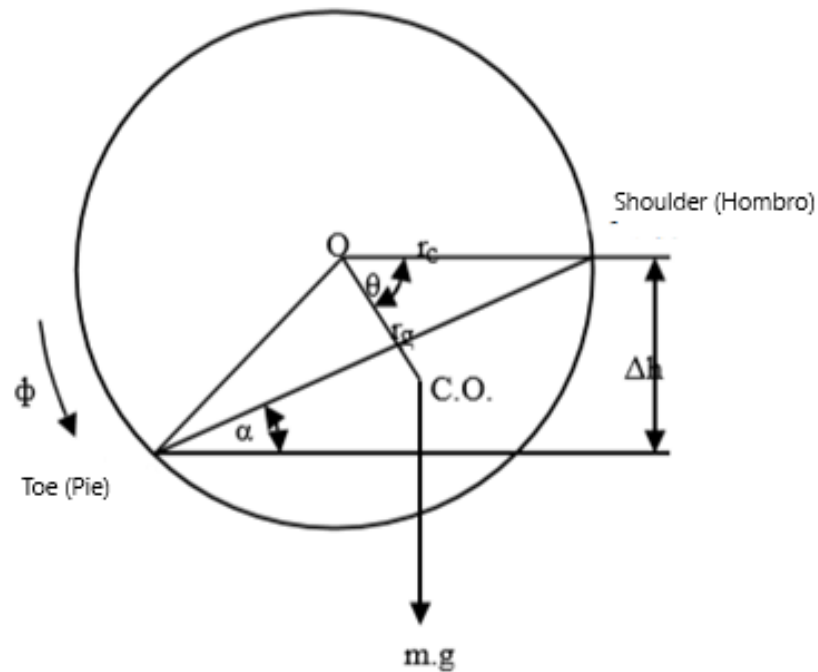


Fig. 2.37 - Comportamiento de la carga y su geometría. Fuente: (Lameck, 2005).

En referencia a la influencia del diámetro del molino sobre la cinética en molienda, hay poca información acerca de los valores de S y B , en molinos continuos de gran tamaño y que el mismo está sujeto a grandes errores, por lo que es necesario extrapolar los valores obtenidos en molinos a escala de laboratorio.

Así, (Malghan & Fuerstenau, 1976), han demostrado que los valores de B_{ij} son a menudo los mismos para un determinado material en molinos de 0,15 m a 0,60 m (2 pies) de diámetro y que el exponente es el mismo. Bajo condiciones idénticas de llenado la velocidad específica de fractura aumenta en razón a D^{NI} donde NI es cercano a 0,5, como lo expresa la Ecuación 2.25, tal como se observa en la Fig.2.38.

De acuerdo a (Austin & Concha, 1994), la probabilidad de fractura, corresponde a una fracción quebrada por unidad de tiempo y, por lo tanto, representa la fractura por unidad de volumen del molino. El número promedio de bolas que suben y voltean por revolución del molino y por unidad de volumen es constante independiente del diámetro del molino, pero el número promedio de impactos que una bola efectúa cuando cae en cascada en la carga del molino es proporcional al diámetro, D . Sin embargo, a una determinada fracción de velocidad crítica el número de revoluciones del molino por unidad de tiempo es proporcional a $D^{0.5}$.

En un molino de bolas, se tiene que tomar en cuenta la relación entre la longitud y el diámetro, así se obtiene la Ecuación 2.26, para variaciones ligeras o bastantes mayores como calculado mediante la Ecuación 2.27.

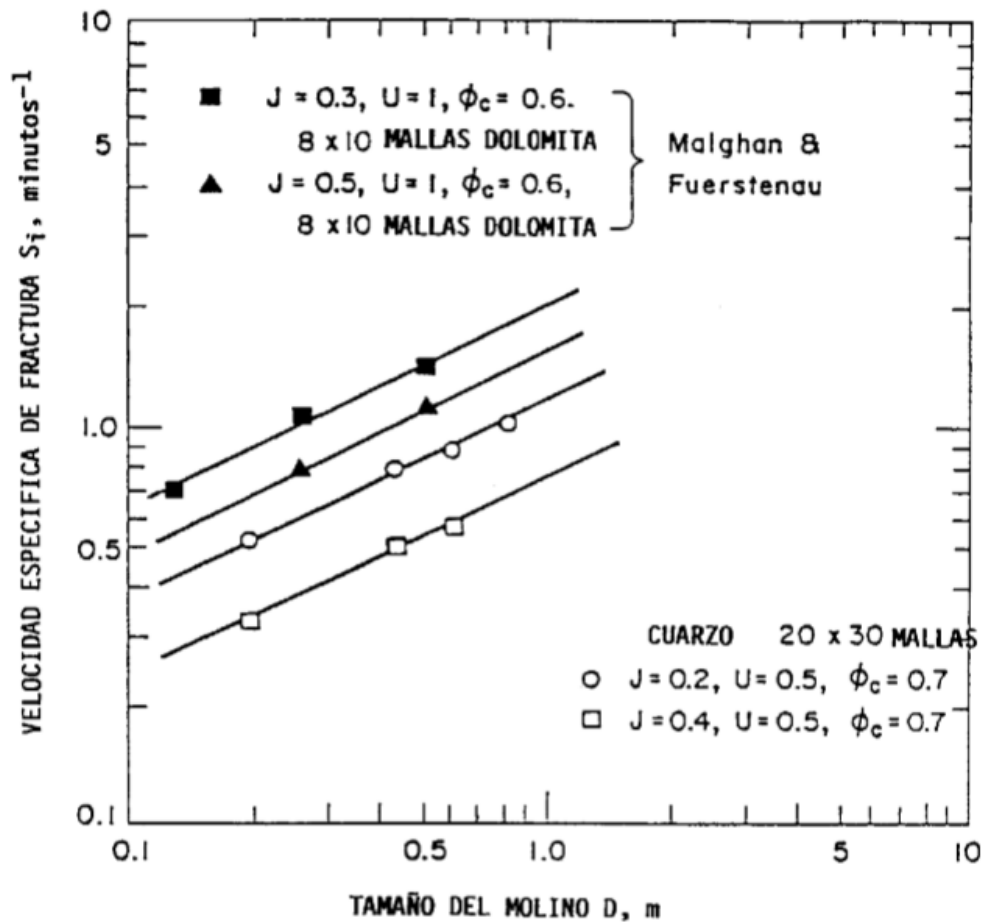


Fig. 2.38 - Influencia del diámetro del molino en la cinética en molienda usando bolas de 25 mm.

2.1.5.2 Variables mineralógicas

En este apartado, se puntualizan algunas variables mineralógicas como la distribución granulométrica de la alimentación y producto, la composición química, mineralogía (dureza, resistencia a la fractura) y reología, las cuales pueden influir en una variación de los parámetros de la cinética en molienda.

2.1.5.2.1 Distribución granulométrica de la alimentación

La probabilidad de fractura disminuye al disminuir el tamaño de alimentación del material en la alimentación (Lameck, 2005), como se explicó en el epígrafe 2.6 y se muestra en la Fig.2.39.

Para el cálculo del tamaño óptimo de alimentación según (Allis Chalmers), se tiene la Ecuación 2.28:

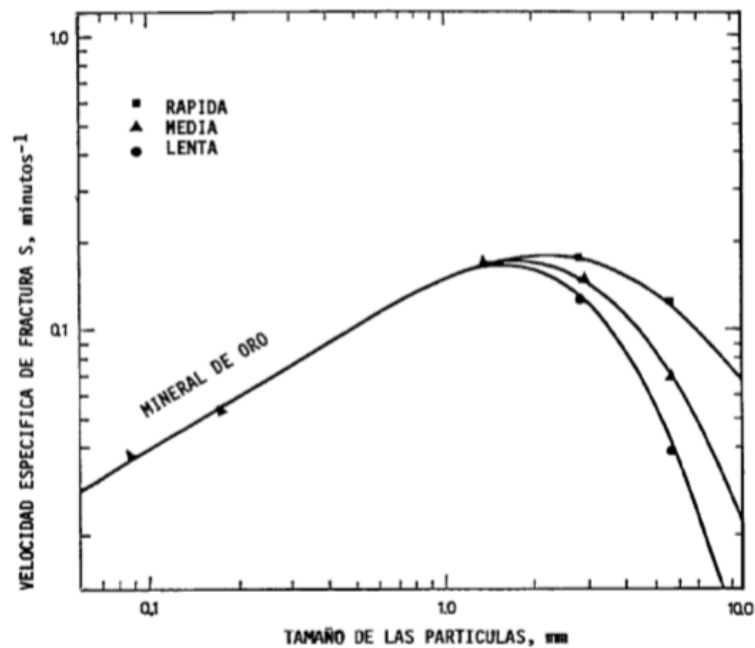


Fig. 2.39 - Influencia de la distribución granulométrica de la alimentación en la cinética en molienda.
Fuente: (Austin & Concha, 1994).

Ecuación 2.28

$$D_{80} = 4000 \sqrt{\frac{13}{W_i}}$$

Donde D_{80} es la abertura de la malla por la que pasa el 80% de la alimentación, en μm , y W_i el índice de Bond en KWh/t.

También, (Fuerstenau et al., 2011), han demostrado que el modelo de balance poblacional en su forma lineal es capaz de simular la operación de molienda para los sistemas heterogéneos, es decir la mezcla de minerales, simulando una alimentación real de planta con una ligera modificación de las funciones de tasa de rotura.

2.1.5.2 Mineralogía y algunas propiedades

(Gupta, 2016), señala que las partículas que provienen de una trituración primaria, presentarán grandes variaciones en la probabilidad de fractura durante el periodo inicial de molienda, por las grietas intrínsecas que poseen, producto de los esfuerzos ejercidos como consecuencia de esta operación unitaria. Agrega (Gupta, 2017) que, el efecto de la distribución del tamaño de partículas del molino en la probabilidad de fractura, S_i , varía con el tipo de material y el tamaño de las partículas de alimentación, siendo mayor en el caso de materiales más blandos y partículas más gruesas.

Un modelo geometalúrgico combina geo-información de procesamiento lógico y mineral para crear un modelo espacial para la planificación y gestión de la producción. (Lund & Lamberg, 2014), afirman que un concepto como este debe implementarse desde la etapa de exploración hasta las etapas de factibilidad y producción.

Recientemente, como aplicación de la geometalurgia, se habla de conminución selectiva. (Hesse et al., 2017), explica que el análisis microestructural cuantitativo (desde aquí en adelante, QMA, por sus siglas en inglés) proporciona información valiosa sobre el comportamiento de un mineral en el proceso de trituración, tomando en consideración variables mineralógicas como la textura (tamaño del grano, forma del grano, rugosidad, superficie específica) de los minerales y su estructura (orientación, agrupamiento) en un mineral y en combinación con otros parámetros como la dureza, dureza Vickers, índice de resistencia 50 o densidad, por lo que propuso un método para en función de los

mismos, admitir la selección de la máquina de trituración y los parámetros de operación del sistema.

(Hilden & Powell, 2017), desarrollaron una metodología novedosa para reconstruir numéricamente una textura tridimensional (3D) con el fin de simular rocas y estimar las propiedades de las partículas y las características de liberación de sus productos de rotura.

(Little et al., 2017), por medio de la mineralogía de flotación y proceso, está llevando a preguntas sobre si se debe exigir más del circuito de trituración en términos de preparación de partículas. Además, (Wiese & O'Connor, 2016) estudian la influencia de la forma de la partícula en procesos como la flotación de cromita.

Por otra parte, (Mwanga et al., 2017) modela sistemas de conminución para predecir la energía y tamaños óptimos para una mejor liberación de minerales debido a la variabilidad de las propiedades de las partículas minerales (disposición y composición de los granos). Demostró cómo la tasa de rotura de partículas disminuye cuando las partículas alcanzan el tamaño de grano del componente mineral principal. Por debajo de ese tamaño, la conminución no aumenta la liberación de minerales y, por lo tanto, en la mayoría de los casos, pasar ese límite es solo un desperdicio de energía.

2.1.5.2.3 Reología. Densidad de la pulpa

Según (Wills & Napier-Munn, 2006), la densidad de la pulpa de la alimentación debe ser lo más alta posible, pero con la facilidad de flujo a través de la planta. También, apunta que es esencial que las bolas estén cubiertas con una capa de mineral; una pasta demasiado diluida aumenta el contacto metal con metal, lo que aumenta el consumo de acero y reduce la eficiencia. La viscosidad de la pulpa aumenta con la finura de las partículas, por lo que los circuitos de molienda fina pueden necesitar densidades de pulpa más bajas. En resumen, los molinos de bolas deben operar entre 65 y 80% de sólidos en peso, dependiendo del mineral. Asimismo, (Austin & Concha, 1994), concluyen que existe un máximo en la densidad de pulpa de 45% de sólidos en volumen que produce las velocidades máximas de fractura. Un pequeño aumento de la densidad de pulpa sobre

45% produce una disminución rápida de la velocidad de fractura, tal como se observa en la *Fig. 2.40*.

(Austin & Concha, 1994), demostraron que los valores de B_{ij} y α eran aproximadamente los mismos para la molienda húmeda o seca en un molino pequeño de laboratorio.

En particular investigadores como, (Osorio et al., 2013), evidenció que el uso de la poliacrilamida como modificador reológico en suspensiones monodispersas de cuarzo, afecta la distribución granulométrica obtenida para los diferentes tiempos e incide en la producción de finos, asimismo la velocidad específica de fractura crece con el aumento de la viscosidad del sistema, lo que indudablemente conllevará a una disminución del consumo energético del proceso.

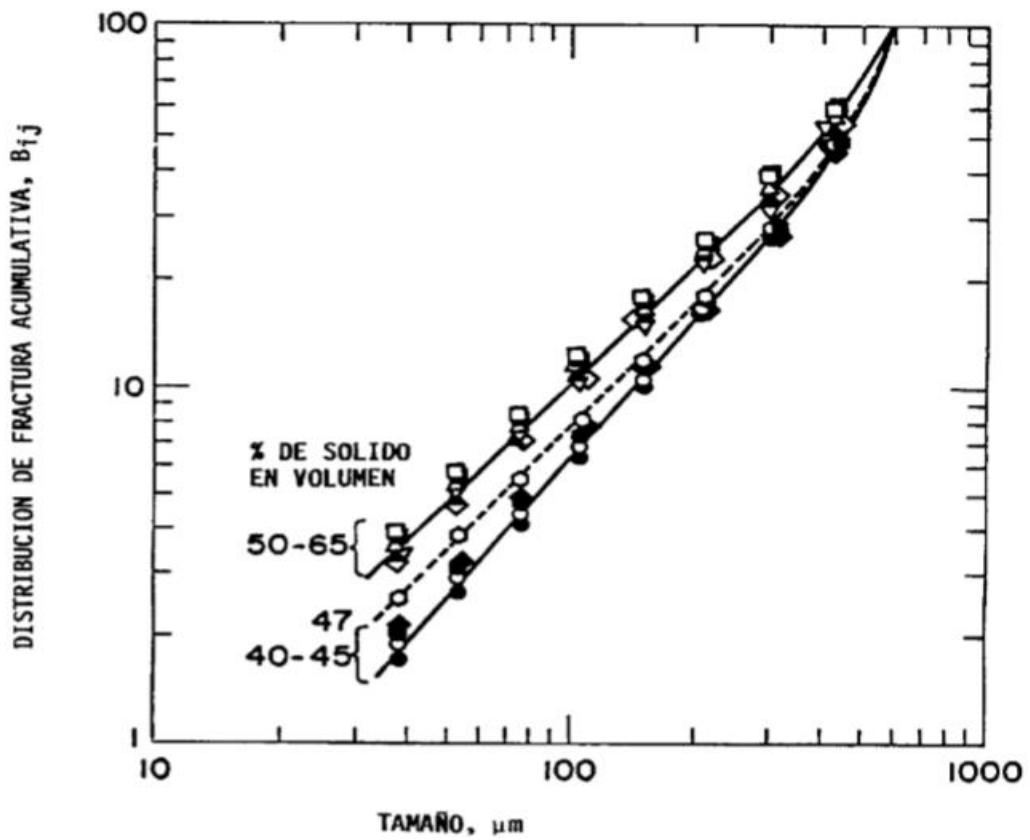
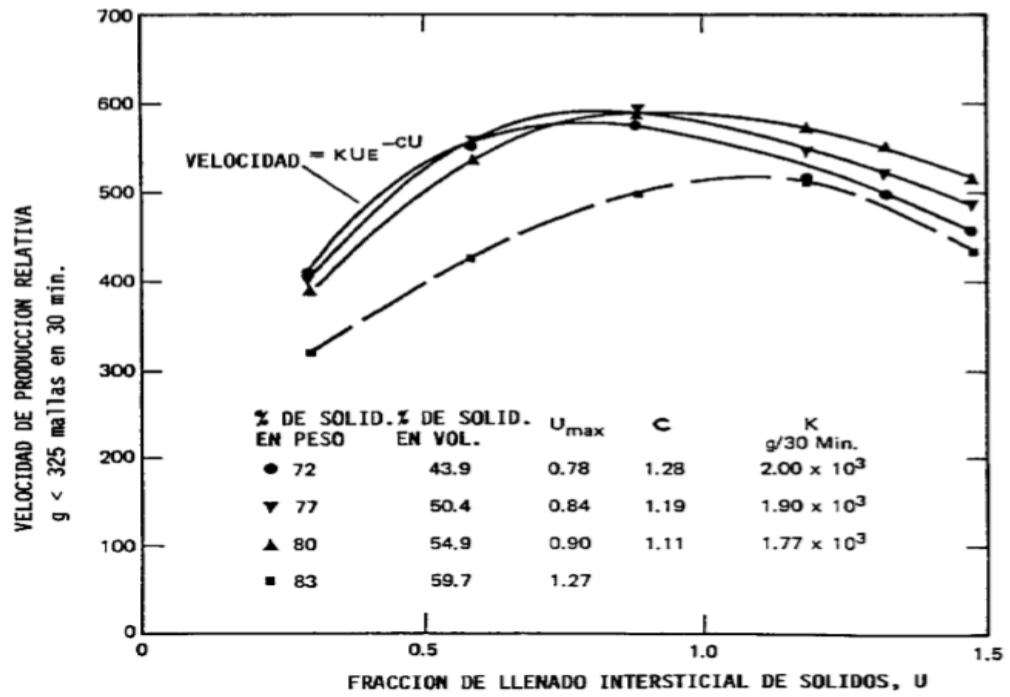


Fig. 2.40 – Influencia de fracción de llenado de sólidos. Fuente: (Austin & Concha, 1994).

Capítulo III: Materiales y Métodos

3.1 Materiales y metodología

En este capítulo, se mencionan los principales materiales usados, los cuales, son muestras que provienen de diferentes menas europeas de tántalo y wolframio, así como también, se describe la metodología llevada a cabo en los diferentes ensayos de cinética en molienda, siguiendo la metodología propuesta por Austin.

Cabe resaltar que, se hizo especial énfasis en la selección de equipos debidamente certificados y normalizados, siguiendo un estricto protocolo de orden y limpieza, con las medidas requeridas de precaución en la manipulación de los mismos, uso de EPI (Equipos de Protección Individual) y, por último, mencionar que dichos ensayos fueron realizados por duplicado.

La Fig. 3.1, se muestra un flujograma que sintetiza las distintas etapas seguidas en la metodología de estudio de cada una de las menas, así como la descripción de las condiciones, con la finalidad de explicar de una manera más didáctica cada etapa de cada mena estudiada.

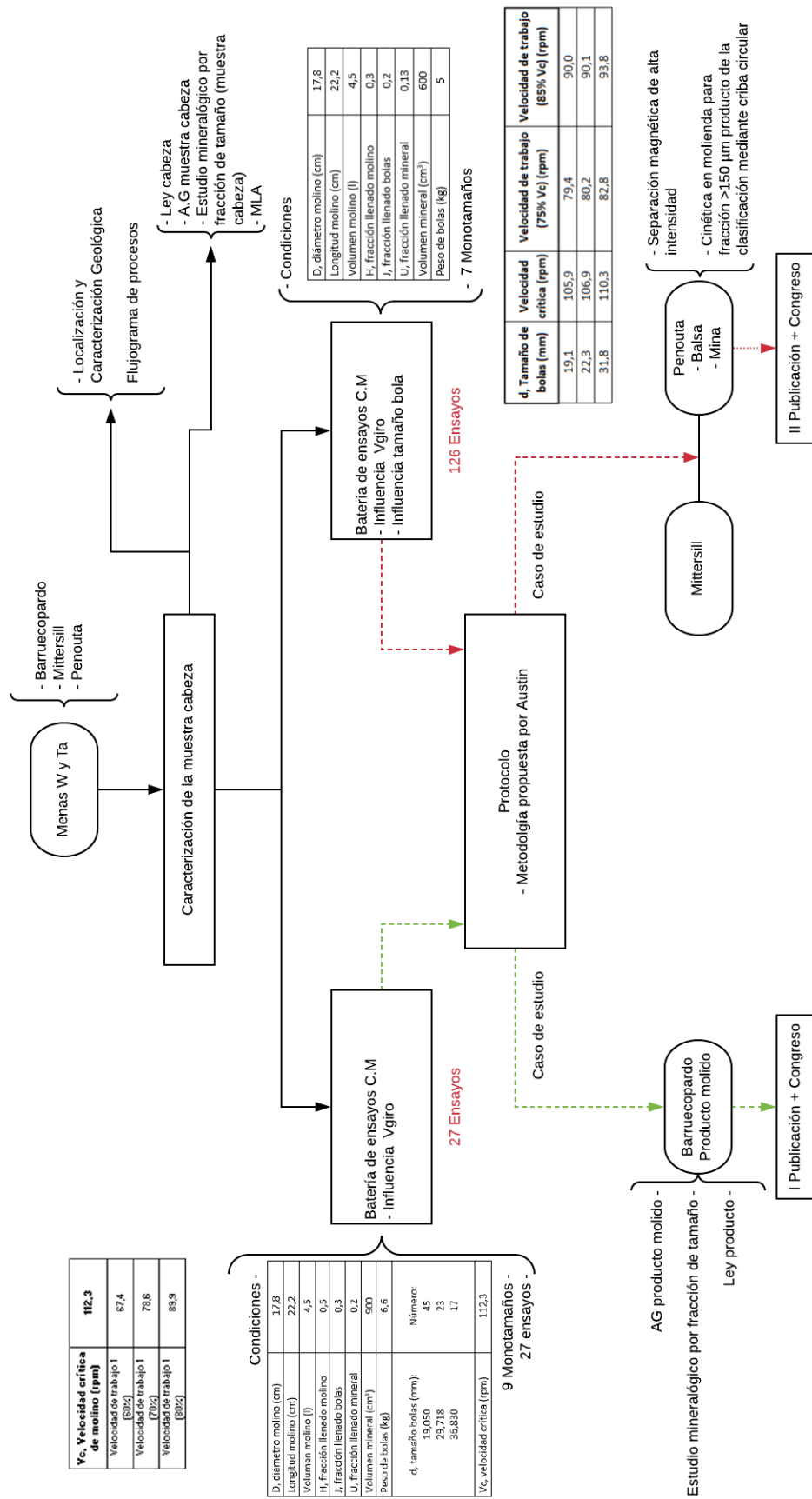


Fig. 3.1 - Flujoograma metodológico para cada mena de Ta y W

3.1.1 Materiales

Los materiales utilizados durante la investigación fueron muestras representativas tomadas de diferentes menas europeas de tántalo y wolframio. A continuación, se presenta una breve descripción de cada una de las explotaciones, localización, flujograma de proceso, así como su caracterización geológica y químico-mineralógica, tanto de la muestra cabeza como de los productos molidos obtenidos, con la finalidad de comprender el comportamiento de los minerales para una correcta ruta de extracción y procesamiento.

3.1.1.1 Barruecopardo

La mina de Barruecopardo, fue uno de los depósitos más importante de wolframio de España, siendo explotada extensamente desde 1912 a 1983. Se le otorga el permiso ambiental y concesión minera a la empresa Ormonde Mining, en el año 2014, siendo la compañía Saloro S.L. la actual concesionaria y explotadora de la mina. Se encuentra ubicada en la provincia de Salamanca, comunidad autónoma de Castilla y León, a 70 Km de la ciudad de Salamanca (*Fig. 3.2*). (Ormonde Mining PLC, 2019), menciona en su informe que esta mena podría representar del 10-15% de producción de WO_3 de procedencia no China, ya que cuenta con reservas de 27,39 Mt con una ley de 0.26% WO_3 , de las cuales 17,8 Mt son medidas más indicadas y 9,59 Mt inferidas. Es una mina a cielo abierto, basado en un diseño de pozo calculado en 8,71 Mt con una ley de 0,32% de WO_3 . En este informe se estima conseguir una recuperación del 78% de scheelita con una ley del 60-74,6% en el concentrado WO_3 .

Según el informe realizado por (Edison Investment Research., 2012) el mineral de scheelita, se libera a 5 mm mediante trituración.

Según el portal del Instituto Geológico Minero de España (IGME ,2019), el yacimiento de Barruecopardo se sitúa en la Zona Centro-Ibérica, dentro de un cuerpo granítico de grano grueso conocido localmente como “granito ala de mosca, donde se identifican cuatro tipos fundamentales de granitoides, estos son: I) granitoides de la serie calcoalcalina, II) granitos, generalmente de dos micas, III) granitos monzoníticos

fundamentalmente con biotita (y algo de moscovita), intruyen en el grupo I, y IV) pórfido granítico calcoalcalino intrusivo en diques en el granito de dos micas.



Fig. 3.2 - Situación geográfica de la mina de Barruecopardo. Fuente: (Edison Investment Research., 2012)

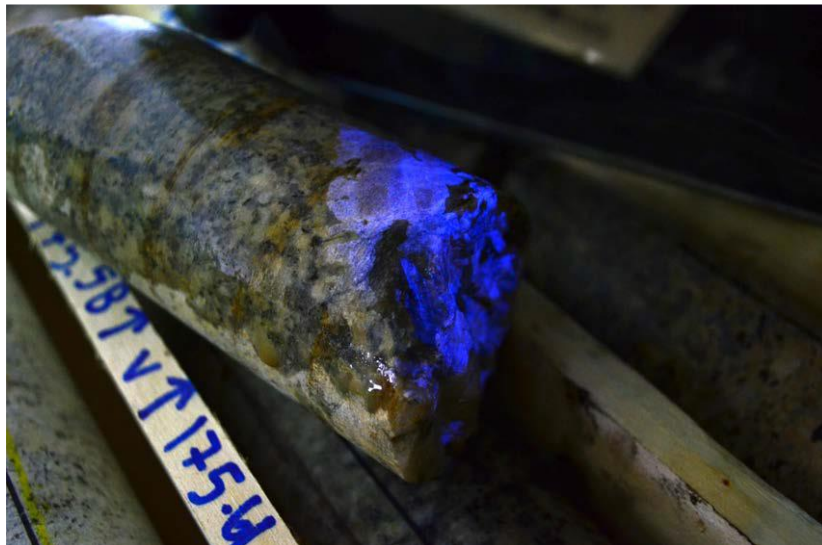


Fig. 3.3 - Testigo donde se observa cómo se hace visible la scheelita ante la luz UV. Fuente: (Saloro ,2017)

Se trata de un yacimiento filoniano e intragranítico de scheelita, El área mineralizada está dentro del grupo II. El granito está greisenificado, es decir alterado por fluidos pneumatolíticos, el haz de filones se encaja subparalelos y subverticales, de 0,5 a 15 cm de potencia (espesor), con separación entre ellos de alrededor de 20 cm, en el

extremo occidental del paquete llegan a medir hasta 2,50 m, donde se alberga la mineralogía metálica (IGME, 2018).

Basados en los estudios de (Murciego et al., 2009) y (Murciego et al., 2011), los minerales presentes en la mina de Barruecopardo son scheelita (CaWO_4) y wolframita ($(\text{Fe}, \text{Mn}) \text{WO}_4$), que constituyen el mineral de interés. Arsenopirita (FeAsS), pirita (FeS_2), calcopirita (CuFeS_2) e ilmenita (FeTiO_3) constituyen los minerales primarios de la ganga. Estos minerales aparecen en las venas y en los bordes exteriores del granito en el que el apatito ($\text{Ca}_{10} (\text{PO}_4)_6 (\text{OH}, \text{F}, \text{Cl}, \text{Br})_2$) aparece como un mineral accesorio.

Actualmente, la mina de Barruecopardo se encuentra en fase de puesta en marcha. El procesamiento mineral a realizar se representa en el flujograma de la Fig. 3.4, acompañado de flotación para mejorar la ley y recuperación.

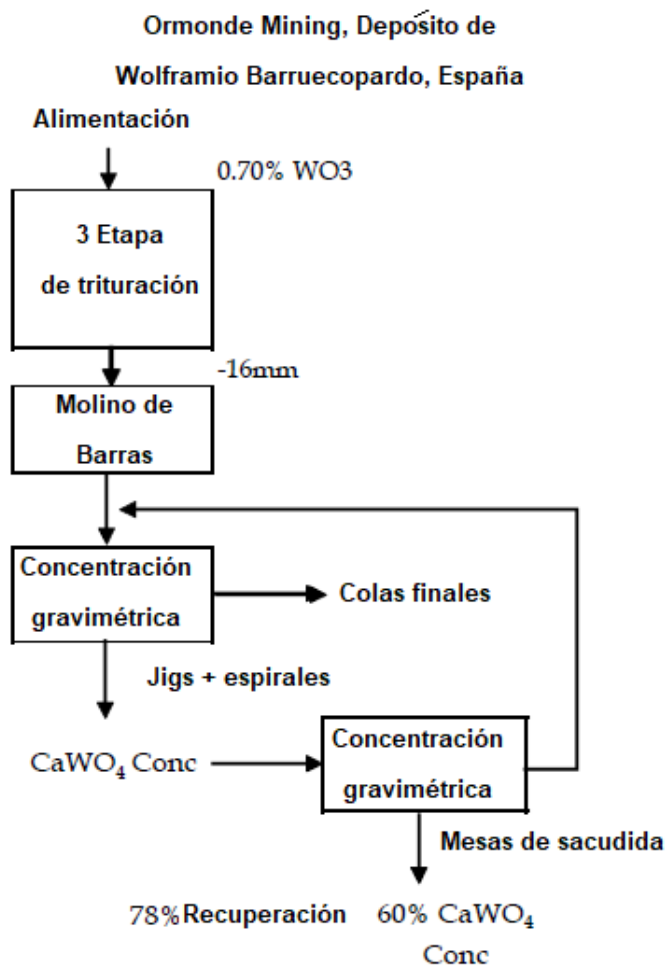


Fig. 3.4 - Flujograma de procesamiento. Fuente: (Eurus Mineral Consultans, 2009).

Continuando con la ruta de procesamiento, se ha investigado acerca del aprovechamiento de las colas de Barruecopardo como (Alfonso et al., 2016) para la producción de vidrio y (Sterbik et al., 2016) de flotación por espuma para la recuperación de la scheelita con énfasis en la influencia de diferentes depresores destinados a hundir los silicatos como ganga. Asimismo, (Guldris *et al.*, 2016), ha investigado sobre la caracterización mineralógica, análisis de reducción y liberación de mineral de wolframio.

3.1.1.2 Mittersill

La mina de Mittersill, es una mina subterránea de W. Esta mina es explotada por la compañía Wolfram Bergbau und Hüuten AG(WBH), y está localizada en la población de Mittersill, Felbertal, Salzburg, Austria. Presenta una ley cabeza de entre 0.1 a 0.3% WO₃ (MSP-REFRAM, 2016).

Según (Schmidt, 2012), está ubicada a pocos kilómetros de una reserva natural y parque nacional más importante de Austria, “Los Alpes”, como se observa en la *Fig. 3.5*.



Fig. 3.5 - Fotografía de la entrada de la mina subterránea de Mittersill, en la cual, tanto la infraestructura, vestuarios, comercios y oficinas, se encuentran bajo tierra, ya que está ubicada en pleno corazón de los Alpes austriacos. Fuente: Schmidt, 2012 .

(Thalhammer et al., 1989), define geológicamente el depósito de Scheelita de Mittersill como el resultado de una acción metamórfica sobre rocas magmáticas que contienen wolframio, donde la pre-concentración magmática fue seguida por una intensa movilización y acumulación de wolframio en un complejo sistema de venas y lentes de cuarzo durante dos eventos metamórficos. (Kozlik & Raith, 2017) agrega que, el emplazamiento se trata de granitos altamente evolucionados y mineralización hidrotermal de W de origen magmático-hidrotermal.

Por otra parte, (British Geological Survey, 2011) y (Raith & Stein, 2006), caracterizan al mineral como un ejemplo de depósito *Stratabound* o estratoconfinado. Este se refiere a depósitos en los cuales la mineralización del wolframio está confinada a una sola unidad estratigráfica. La mineralización puede cruzar planos acostados entre las capas y específicamente, se describen como acumulaciones lenticulares, concordantes de scheelita estratiforme en secuencias volcano-sedimentarias, de origen volcanogénico exhalativo.

Según (Optimore, 2015), el mineral corresponde a rocas metamórficas silico-cálcicas, principalmente compuestas de hornblenda, biotita, plagioclasas y epidota con scheelita como principal aporte de W.

(Raith & Schmidt, 2010), en su estudio, muestra fotomicrografías recopiladas en la *Fig. 3.6*, donde, se pueden observar cuatro generaciones de scheelita, presentes en este depósito. Tipo 1, de grano fino (superiores a 0.4 mm), contiene Mo; tipo 2, de grano grueso, menor contenido de Mo de sustitución; tipo 3, producto de la recristalización en los bordes y sobre-crecimiento alrededor de fracturas del tipo 1 y 2, bajo contenido en Mo; tipo 4, más escasa y extremadamente bajas concentraciones de Mo.

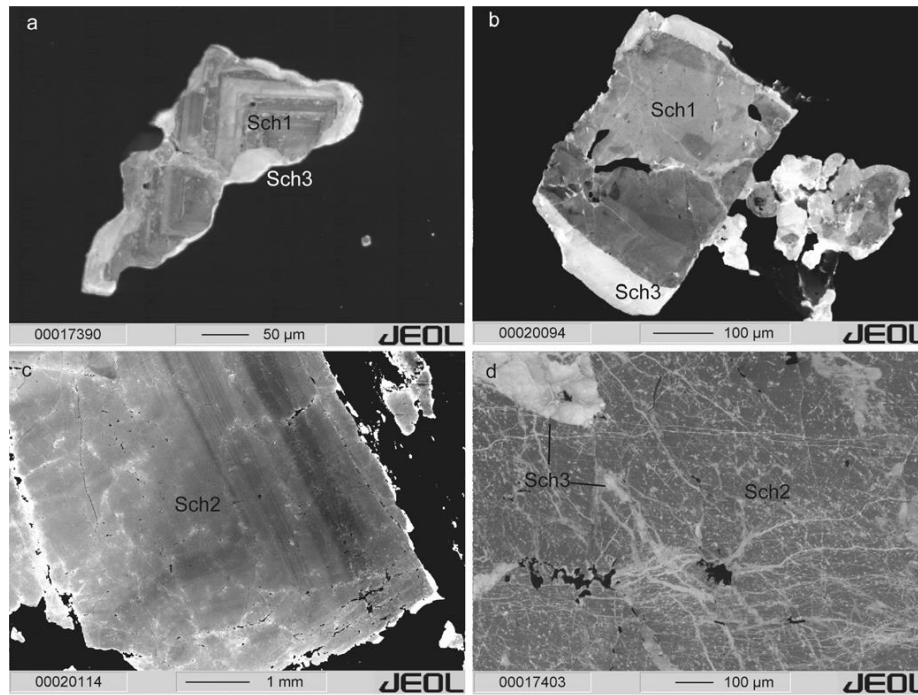


Fig. 3.6 - Fotomicrografías del mineral de Scheelita de Mittersill. Fuente: (Raith & Schmidt, 2010).

3.1.1.3 Penouta.

La mina de Penouta, se sitúa al norte de la localidad de Penouta perteneciente al concejo de Viana do Bolo, provincia de Orense, comunidad autónoma de Galicia, España. La zona tiene una superficie de treinta y seis cuadrículas mineras, las cuales corresponden a 1080 ha, aproximadamente, tal como se muestra en la Fig. 3.7.



Fig. 3.7 - Situación de la mina de Penouta. Mapa Topográfico Nacional a escala 1:50.000: n°228 (Viana del Bollo) y n°266 (La Gudiña).

La Fig. 3.8, muestra la localización actual del área de concesión, englobando tanto la Sección B (cuatro cuadrículas mineras) como la Sección C. Esta última, se encuentra en fase de otorgar los permisos de explotación, aunque ya se poseen los permisos mineros de investigación, denominado “Coneto”.



Fig. 3.8 - Diferentes áreas de explotación en la Mina de Penouta. (Fuente: Departamento de Geología de la Mina de Penouta).

En (García, 2015), en su trabajo de tesis doctoral cuantifica las reservas de la sección C y B. Dentro de la sección B: Balsa Grande, escombreras suprayacentes sobre la roca madre de la sección C y Balsa la Abeja. Dicha estimación, se encuentra a continuación condensada en la *Tabla 3.1*.

Tabla 3.1 - Estimación de reservas de la Sección B y C de la Mina de Penouta.

Clasificación de recursos para la Sección B				
Zona	Toneladas	Sn (ppm)	Ta (ppm)	Nb (ppm)
Recursos minerales indicados				
Balsa Grande (B1)	4.815.307	387	48	NA
Recursos minerales inferidos				
Balsa Abeja (B2)	223.560	421	26	42
Escombreras	6.871.535	458	27	29
Total	11.910.402	428	35	NA
Clasificación de recursos para la Sección C				
Categoría	Toneladas	Sn (ppm)	Ta (ppm)	Nb (ppm)
Medidos	10.968.000	461	79	64
Indicados	84.601.000	440	77	63
Total medidos e indicados	95.569.000	443	77	63
Inferidos	61.352.000	431	61	53

Actualmente la empresa está evaluando los recursos potenciales para el aprovechamiento de los estériles del proceso de planta gravimétrica como minerales industriales (cuarzo, feldespato, mica y caolín).

En relación a la caracterización geológica y mineralógica, el presente estudio ha tomado como base algunas publicaciones (García, 2015), (Llorens et al., 2017), (López-Moro et al., 2017), (Alfonso et al., 2018), estudios, informes y otros estudios, en gran parte proporcionado por el Departamento de Geología de SMS.

El depósito de Penouta Sn-Ta-Nb, está localizado en la Zona Ibérica Central, las dos principales formaciones afectadas son la serie de Viana do Bolo, compuesta por ortogneis y esquisto, y la formación Ollo de Sapo, conformada por gneis los cuales bordean al leucogranito, tal como se observa en el mapa geológico de la Fig. 3.9.

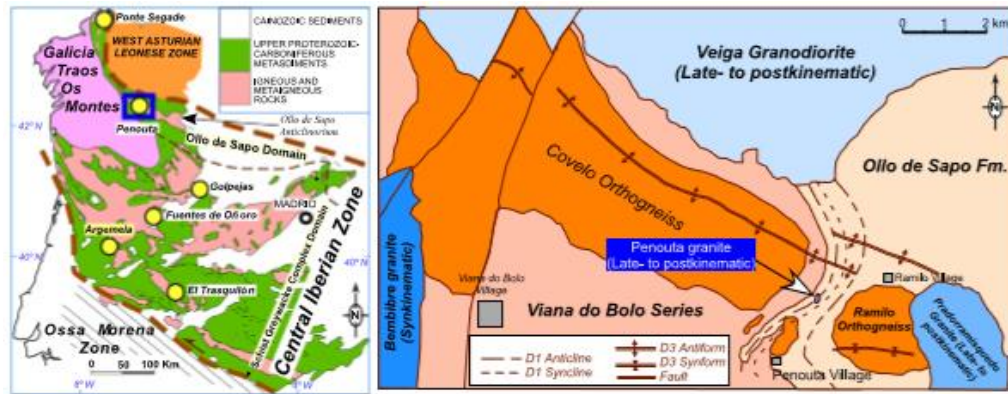


Fig. 3.9 - Mapa geológico de la zona ibérica central, donde se incluye los granitos albiticos, y la situación del anticlinorio de Olla de sapo y serie de Viana. Fuente: (Alfonso et al., 2018).

(Llorens et al., 2017), describen la caracterización mineralógica del depósito de la mina de Penouta, el cual, se compone de cuatro litologías bien diferenciadas, éstas son:

- Granito de feldespato alcalino albitizado (granito leucocrático), roca fanerítica de tamaño medio y fino, compuesto por cuarzo, feldespato potásico, plagioclasas (albita, feldespato sódico) moscovita, y como minerales accesorios: granate, casiterita, óxidos de Nb-Ta, berilo, apatito, monacita, circón y fluorita.
- Diques pegmo-aplíticos, rica de grano muy fino a muy grueso, de textura fanerítica, holocristalina, isotrópica, inequirregular, heterogénea. Compuesta por feldespato potásico, plagioclasa, cuarzo y moscovita, y en menor medida, la biotita, turmalina y el apatito. Presenta alta mineralización de Sn y en menor medida de Ta y Nb.
- Greisen, roca fanerítica, de tamaño medio, homogénea, isotrópica, sin aparente orientación, minerales constituyentes cuarzo y moscovita. Se localiza mineralización de casiterita de mayor tamaño de grano.
- Venas de cuarzo en el encajante metamórfico, venas de entre 30 y 2 metros, de morfología sigmoidal, lenticular y tabular, instruyen los gneises de la formación Olla de Sapo. Contiene mineralización de casiterita de grano grueso a muy grueso.

La mineralización de la casiterita y óxidos de Nb y Ta está diseminada en los granitos de feldespato alcalino, más abundante en la zona de cúpula. En la zona apical del granito, en el contacto con la formación Olla de Sapo, se desarrolla un greisen rico en casiterita.

Con respecto a la caracterización química-mineralógica, mediante técnicas como Fluorescencia de Rayos X (FRX), Espectrometría de plasma (ICP), Difracción de rayos X (DRX) y Microscopía Electrónica de Barrido (SEM), (Alfonso et al., 2018), (Ghorbani et al., 2017), (Llorens et al., 2017) y (López-Moro et al., 2017) concluyen que, el tántalo en el depósito de Sn-Ta Penouta ocurre en un leucogranito altamente evolucionado. Los minerales principales son la casiterita y Minerales del Grupo de la Columbita (MGC).

En síntesis, dichos autores aseveran que la casiterita es el principal óxido mineral presente en el leucogranito de Penouta, generalmente en cristales de hasta 200 μm , con contenidos variables generalmente <1 wt %, aunque ocasionalmente pueden llegar a 2,71 y 2,54% Sn en peso. Se pueden reconocer dos generaciones (Llorens *et al.*, 2017). La primera generación, contenida en el leucogranito, la cual consiste en cristales homogéneos de composición casi pura de entre 2,2 mm y 1 cm; mientras que, la segunda generación, localizada en el greisen, en tamaños alrededor del centímetro (*Fig. 3.10*).



Fig. 3.10 - Generaciones de casiterita. Superior: casiterita contenida en el leucogranito. Inferior: casiterita localizada en el greisen. Fuente: (Llorens et al., 2017).

En cuanto a la columbita-tantalita, en líneas generales, se encuentra en cristales entre 40-100 μm . La textura más común, es un núcleo rico en Nb y un borde o anillo rico en Ta, tal y como se observa en la *Fig. 3.14 superior*. Además, estas especies minerales, presentan una zonificación irregular, que han interpretado como una evidencia de reemplazo, la cual, implica una resorción parcial de una columbita temprana y la generación de una tantalita más rica, generalmente a lo largo de los márgenes de los cristales (*Fig. 3.11 inferior*).

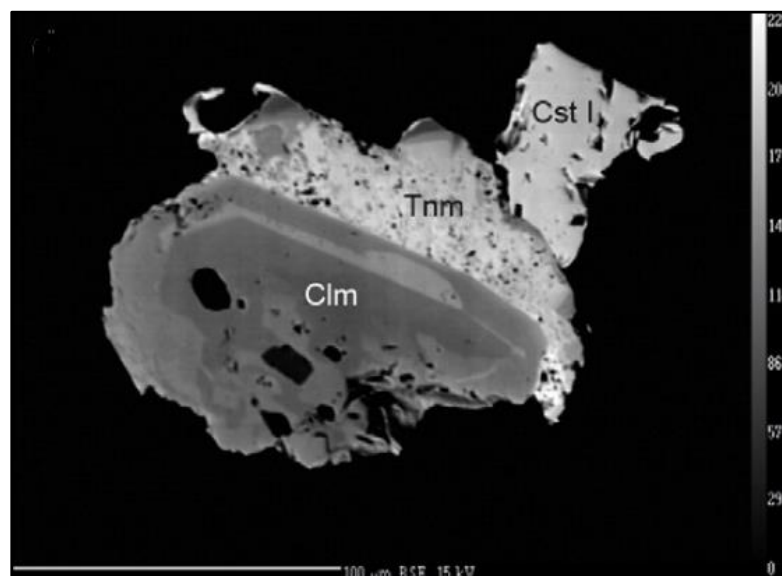
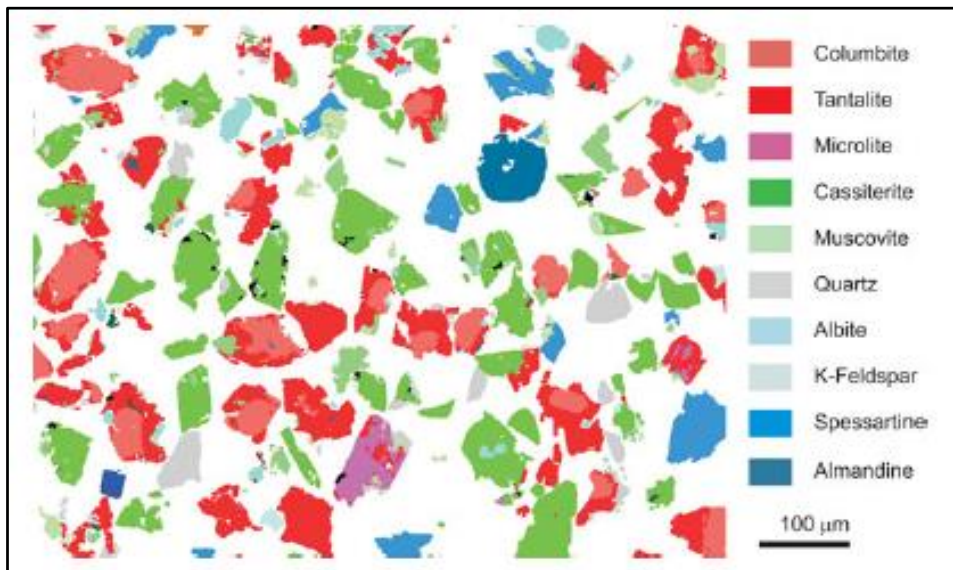


Fig. 3.11 – Superior: MLA de un concentrado de minerales de óxido de Nb-Ta de Penouta (Ghorbani et al., 2017). Inferior: zonificación en MGC. Cst: casiterita, Clf: columbita-Fe, Clm: columbita-Mn, Tnm: tantalita-Mn. (Llorens et al., 2017).

Por otra parte, (Hamid et al., 2018), (Llorens et al., 2017), (Ghorbani *et al.*, 2017) concluyen que las composiciones atómicas y proporciones en la columbita, donde la mayoría resultaron ser manganotantalita y manganocolumbita, tal como se observa en la *Fig. 3.12*. La relación $Mn / (Mn + Fe)$ varía entre 0,33 y 0,97 y la relación $Ta / (Ta + Nb)$ entre 0,07 y 0,93. Los autores, apuntan que, estos valores son típicos de los sistemas magmáticos altamente evolucionados.

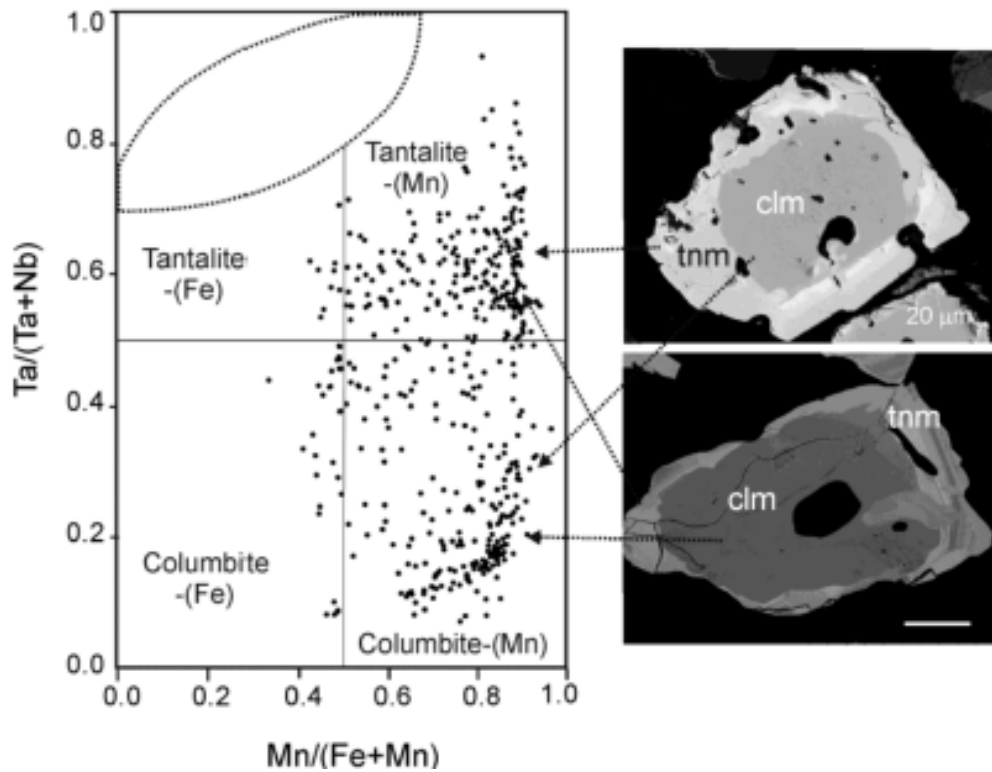


Fig. 3.12 - Composición del MGC.clm: Columbita-Mn; tnm: Tantalita-Mn. Fuente: (Hamid et al., 2018).

(Llorens et al., 2017), (Ghorbani *et al.*, 2017), el mineral proveniente de la balsa contiene casiterita entre 200 y 500 ppm, bien liberada entre 50 y 150 μm. Asimismo, encontraron tántalo contenido en la casiterita, debido a inclusiones de microcristales del grupo de minerales de columbita y microlita, y por sustitución del Sn por Ta y Nb. Este fenómeno, puede observarse mediante la fotomicrografía de la *Fig. 3.13*.

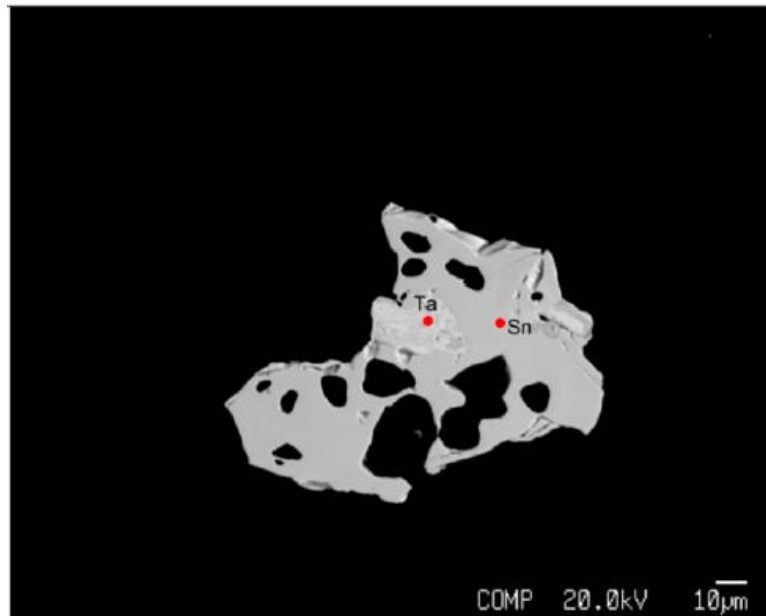


Fig. 3.13 - Tántalo contenido en la casiterita, debido a inclusiones de microcristales del grupo de minerales de columbita y microlita, y por sustitución del Sn por Ta y Nb. Fuente: (Ghorbani et al., 2017).

Específicamente, trabajos sobre conminución del depósito de la mina de Penouta se presenta el de (Alfonso et al., 2015), el cual, concluyen que, las partículas ricas en Ta y Nb se pueden separar con un grado convencional de molienda, obteniendo un alto grado de contenido de T_2O_5 en el concentrado, pero que, en otros casos, estos metales están completamente mezclados, evitando su separación por métodos físicos. Asimismo, (Anticoi, 2019), estudia modelos de molienda utilizando material proveniente de la Mina de Penouta (leucogranito), concretamente mediante molienda de rodillo de alta presión (HPGR) y la influencia de los parámetros; mientras que, (Guldris et al., 2020) ensaya varias muestras de Ta, siguiendo el protocolo de Evertsson, el cual, mediante pruebas de fractura por compresión (pistón), estudia el comportamiento de los minerales.

En relación al diagrama de procesamiento del mineral proveniente de la Balsa, ver Fig 3.14, se divide en dos partes. Una en el exterior y la nave interna. Primeramente, los *dumpers* y palas, recogen el mineral de la balsa y descargan en las tolvas de alimentación. Cae por gravedad y mediante cintas transportadoras es llevado al *tromel*, el cual, posee una luz de malla de 6 mm, generando el primer rechazo del proceso. El pasante, mediante sistema de bombeo es transportado hasta el circuito de molienda y clasificación. Se trata de un circuito cerrado de molienda compuesto por un ciclón plano primario, molino de bolas, y una batería de ciclones cónicos secundarios, con la finalidad de procesar la

fracción gruesa del ciclón secundario; mientras que, los finos de la etapa de hidroclasificación (rebose), conforma el segundo rechazo de procesamiento, los cuales, seguidamente, son impulsados a un tanque de acondicionamiento con reactivos orgánicos de tipo floculante y coagulante para acelerar el proceso de decantación en un tanque espesador y posterior recirculación del agua como agua de proceso.

A continuación, el flujo de fracción gruesa del ciclón secundario (punta), es impulsado a la nave, donde es recibido por una batería de espirales cumpliendo las etapas de desbaste, limpieza y agotado, generándose tres productos: concentrado, mixtos y estériles. Los mixtos son recirculados; mientras que, los estériles, son impulsados a una planta compacta, compuesta por un ciclón para eliminar el agua, produciéndose el tercer rechazo del proceso. Ahora bien, el concentrado de espirales, se convierte en la alimentación a las mesas de sacudida, las cuales, cumplen con las etapas de desbaste, limpieza y agotado, produciendo a su vez tres productos: concentrado, mixtos y estériles. Tanto los mixtos como estériles, son llevados nuevamente al circuito de molienda, ya que los minerales de interés no han sido suficientemente liberados; sin embargo, el concentrado es enviado a una etapa de separación magnética de baja intensidad en húmedo, con el propósito de eliminar los óxidos de hierro. Entonces, se producen dos productos, por una parte, el ferromagnético y por la otra el concentrado primario, el cual contiene principalmente casiterita y tantalita-columbita. El concentrado primario, presenta una ley entre 35-45% de Sn y 4-7% de tantalita-columbita con recuperaciones en torno a 60-70%, respectivamente.

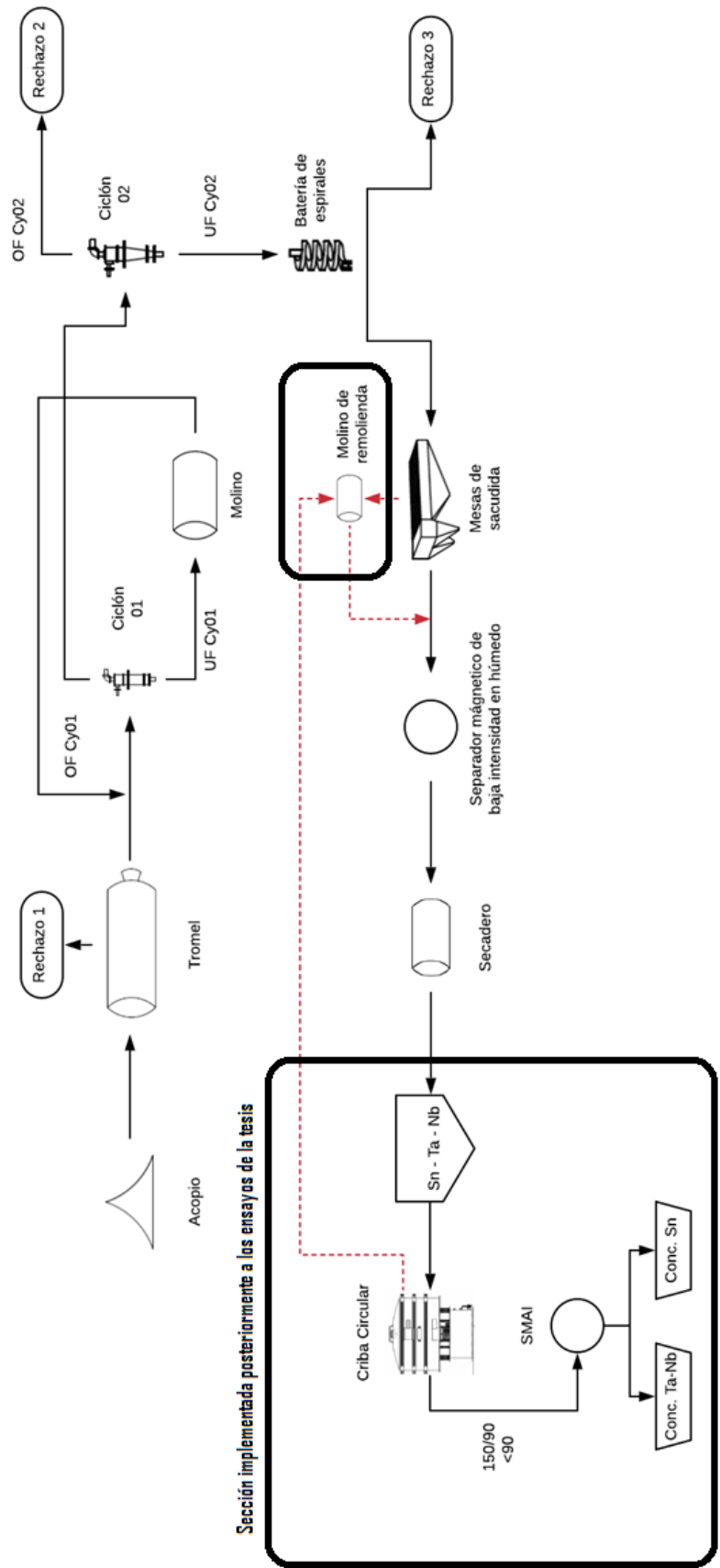


Fig. 3.14 - Flujo de procesamiento general de la planta de la mina de Penouta.

Las operaciones descritas anteriormente conforman el flujograma al inicio del periodo de doctorado industrial. Durante esta estancia, se fueron realizando una serie de pruebas y ensayos de laboratorios, ampliando la cadena de enriquecimiento a partir del concentrado primario.

El concentrado primario, alimenta a una etapa de clasificación por tamaño mediante la criba circular, para generar tres fracciones, de las cuales, dos son de interés actualmente. Las dos fracciones más finas en cuestión, son llevadas a un separador magnético de alta intensidad en seco. A partir de esta técnica, surge la batería de ensayos, los cuáles serán descritos en este trabajo de investigación, con el objetivo de separar las especies minerales paramagnéticas de las no magnéticas, y finalmente producir dos concentrados comerciales: el concentrado de casiterita con una ley entre 50-65% de Sn y el concentrado de columbita-tantalita con una ley alrededor de 15-22% de Ta₂O₅.

Finalmente, se ha realizado una caracterización químico-mineralógica a los mixtos producto de una clasificación mediante la criba circular, con la finalidad de estudiar la influencia de la molienda, mediante ensayos de cinética en molienda sobre la liberación de especies minerales de interés, como casiterita y columbo-tantalita en el aumento de ley y recuperación.

Por último, comentar que, las muestras estudiadas en esta investigación fueron tomadas entre el Proyecto OPTIMORE y personal de cada una de las empresas implicadas, por lo que las muestras representan un *composite*, el cual fue generada con la mezcla de las muestras tomadas en la zona de especial interés en una campaña de muestreo. Tal es el caso de la mina de Penouta, donde se tomó una muestra *composite* de la balsa grande y otra muestra del leucogranito de la corta, en una zona de alta ley con especial interés de investigación. Ambas localizaciones, se muestran a continuación en la *Fig. 3.15* y *3.16*, respectivamente.



Fig. 3.15 - Foto de la Balsa B1 o Balsa Roldán donde se tomó la muestra de balsa.



Fig. 3.16 - Zona de leucogranito en la antigua corta minera donde se tomó la muestra a ensayar.

3.1.2 Metodología

3.1.2.1 Análisis granulométrico

La caracterización mineralógica de todas las muestras ensayadas partió de ensayos granulométricos para obtener la curva granulométrica de cada una de ellas. Ésta se puede obtener mediante la operación de tamizado de la muestra cabeza, que consiste en colocar una serie de tamices de mayor a menor apertura de luz, formando una columna, y hacer pasar el mineral en cuestión por el tamiz más superior, tal como se observa en la *Fig. 3.17*. Al cabo del tiempo de tamizaje, con la ayuda de la vibración y frecuencia de la tamizadora, se logra la separación por tamaño, por lo que fracciones de mineral van quedando retenidas en cada uno de los tamaños, representando el peso retenido de cada intervalo de tamaño.



Fig. 3.17 - Tamizadora vibratoria y columna de tamices. Fuente: foto propia tomada en el laboratorio mineralurgia, Universidad de Oviedo-Mieres.

Para el presente trabajo de investigación, se han empleado la siguiente serie de tamices: 5000/4000, 4000/3350, 3000/2000, 2000/1000, 1000/500, 500/250, 250/125, 125/75, 75/45 μm .

En este sentido, la curva granulométrica permite entre otras cosas, conocer el F_{80} o P_{80} , ya que en las operaciones unitarias y sobre todo en las operaciones de molienda, se desea conocer el tamaño de la mayoría de las partículas, es decir el correspondiente al 80%, las cuales han sido introducidas como alimentación, F_{80} , y las obtenidas como producto de la molienda, P_{80} . Asimismo, permite controlar el circuito de molienda, el grado de liberación mineral, y, se considera como parte del estudio de caracterización mineral. Como ya se dijo anteriormente, se le puede realizar tanto a la alimentación como al producto de un molino; así como a cualquier mineral producto de una operación y/o proceso metalúrgico.

3.1.2.2 Leyes

La caracterización química de las muestras cabeza se realizó mediante fluorescencia de rayos X (FRX), empleando el equipo modelo XRF-portátil Oxford X-MET5000 Handheld XRF Analyzer, calibrada para menas de wolframio como el caso de Barruecopardo, ubicada en los laboratorios de Mieres de la Universidad de Oviedo para la determinación de ley de wolframio, como se muestra en la *Fig. 3.18*.



Fig. 3.18- Izquierda: etapa de caracterización químico-mineralógico, usando la técnica de tamizado. Derecha: FRX portátil para análisis de elementos de interés.

En la mina de Penouta, tanto las muestras provenientes de balsa como de mina, los resultados de ley cabeza se analizó sobre perla por FRX modelo Bruker de 4 kW, instalado en el laboratorio de ALS de la mina de Penouta, calibrado específicamente para muestras de esta mina, como se muestra en la *Fig. 3.19*. Cabe resaltar que el laboratorio de ALS cuenta con certificación tanto en métodos de FRX como en los elementos de interés (Sn, Ta, Nb).



Fig. 3.19 - Ejemplar de equipo de FRX utilizado en la Mina de Penouta.

3.1.2.3 Análisis mineralógico y de liberación

A continuación, para completar la caracterización químico-mineralógico, además de la curva de análisis granulométrico, se completó con estudios de MLA e información geológica, proporcionados en parte por la Universidad Politécnica de Cataluña, estudios realizados en el marco del proyecto financiado por la Unión Europea (OPTIMORE), publicaciones científicas suministrado por el departamento de geología de la mina de Penouta y estudio mineralógico por fracción de tamaño de autoría propia con la finalidad de estudiar el comportamiento de los principales elementos de interés.

3.1.2.4 Caracterización de cinética en molienda mediante cálculo de parámetros

Como parte de la caracterización, se han realizado a las diferentes menas europeas de Ta y W una batería de ensayos de cinética en molienda, siguiendo el protocolo de metodología propuesta por Austin, para estudiar la posible influencia de diferentes variables como la velocidad de giro del molino con respecto a la velocidad crítica, tamaño de bolas, y variables mineralógicas como fracción granulométrica, ley y mineralogía.

Finalmente, a los diferentes productos molidos de las menas en cuestión, como resultado de la cinética en molienda, se le han realizado, igualmente, curva de análisis granulométrico, estudio mineralógico por fracción de tamaño y ley producto con el propósito de estudiar el comportamiento de los minerales en función del tiempo de molienda.

Otros parámetros interesantes de estudiar son el comportamiento del tamaño del 80% de partículas pasantes producto de la molienda (P_{80}) y la relación de reducción producida como resultado de esta operación (R_r).

Este apartado, se divide en dos grandes bloques, como se observa en el flujograma de la *Fig. 3.1*, para cumplir con los objetivos propuestos de la presente investigación como es el estudio de algunas variables operaciones y mineralógicas, como la velocidad de giro con respecto a la velocidad crítica del molino (caso 3.2.1.), el tamaño de bolas (caso 3.2.2)

y variables mineralógicas como fracción granulométrica o monotamaños, mineralogía y ley de cada una de las muestras minerales ensayadas.

3.1.2.4.1 Caso de estudio: Mina de Barruecopardo

Primeramente, se llevaron a cabo los ensayos de cinética en molienda en seco discontinuo. Iniciando con la preparación, mediante la toma de muestra representativa de una tonelada de la mina de Barruecopardo, la cual, se trituró en una trituradora de mandíbulas con una apertura de 4 mm, luego, se ha homogeneizado y cuarteado a través del cuarteador Jones de tamaño medio para obtener la muestra final, siguiendo los pasos de la Fig. 3.20.



Fig. 3.20 - Etapas en la preparación de la muestra.

En segundo lugar, se le realizó análisis granulométrico de la alimentación y determinación de ley como parte de la caracterización químico-mineralógica con equipo de FRX-Portátil calibrado para menas de W, como se observa en la Fig. 3.18.

En tercer lugar, la velocidad del molino fue estudiada como posible parámetro influyente en los parámetros cinéticos y calculada mediante la Ecuación 2.19. Nótese que, se ha empleado una distribución de bolas, donde la bola de mayor diámetro es de 0,037 m y diámetro de molino de 0,178 m. Resultando la velocidad crítica en:

$$V_c = \frac{42,3}{\sqrt{0,178 \text{ m} - 0,037 \text{ m}}}$$
$$V_c = 112,3 \text{ rpm}$$

A continuación, se calculó las tres velocidades de giro del molino o velocidades de trabajo tomadas para dichos ensayos (60%, 70% y 80%, con respecto a la velocidad crítica del molino), mostradas en la *Tabla 3.2*.

Tabla 3.2 - Velocidades de trabajo para los ensayos de cinética en molienda.

Vc, Velocidad crítica de molino (rpm)	112,3
Velocidad de trabajo 1 (60%)	67,4
Velocidad de trabajo 2 (70%)	78,6
Velocidad de trabajo 3 (80%)	89,9

En resumen, las condiciones establecidas para los ensayos, se muestran en la *Tabla 3.3*, para un molino de laboratorio de 4,5 l de capacidad, tal como lo muestra la *Fig. 3.21*.

Tabla 3.3 - Condiciones iniciales de ensayos de cinética en molienda.

D, diámetro molino (cm)	17,8
Longitud molino (cm)	22,2
Volumen molino (l)	4,5
H, fracción llenado molino	0,5
J, fracción llenado bolas	0,3
U, fracción llenado mineral	0,2
Volumen mineral (cm ³)	900
Peso de bolas (kg)	6,6
d, tamaño bolas (mm):	Número:
19,050	45
29,718	23
36,830	17
Vc, velocidad crítica (rpm)	112,3

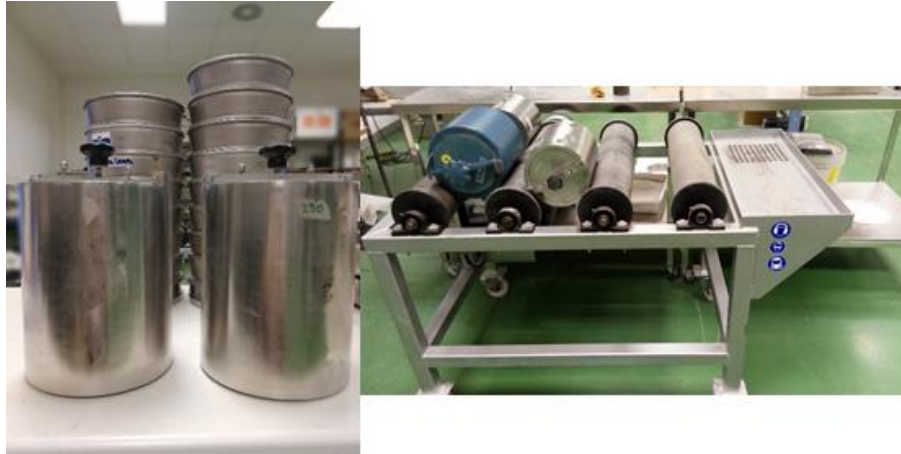


Fig. 3.21 - Molino escala de laboratorio y su estructura de rodillos giratorios.

En cuarto lugar, como material molturante, se usó una distribución de tamaño de bolas de acero (nuevas) con un tamaño acorde para garantizar la molturabilidad, tal como se muestra en la *Fig. 3.22* y *Tabla 3.3*.



En quinto lugar, nueve fracciones de tamaño (5000/4000, 4000/3000, 3000/2000, 2000/1000, 1000/500, 500/250, 250/125, 125/75, 75/45 μm), fueron generados mediante tamizado y cuarteo, como se muestra en la *Fig. 3.23* y *Tabla 3.3*, con la finalidad de obtener la misma cantidad de muestra para cada ensayo. Es decir, nueve monotamaños por tres velocidades de giro, 27 muestras.



Fig. 3.23 - Monotamaños generados mediante tamizado a partir de la muestra todouno.

En este sentido, para los ensayos de cinética en molienda discontinua en seco, se tomaron diferentes tiempos (0.5; 1; 1.5; 3.5; 6.5; 10.5 min) mediante un cronómetro para la determinación de los parámetros de la función de fractura y probabilidad de fractura. Cada muestra, en cada monotamaño, se descargó del molino, y se le realizó análisis granulométrico, por medio de tamizado en seco. Por ejemplo, si el monotamaño a tratar es 2000/1000, se caracterizó con una serie de tamices de 2000/1000, 1000/500, 500/250, 250/125, 125/75, 75/45 μm , ya que no existen partículas mayores a 2000 μm como se muestra en la *Fig. 3.24*.



Fig. 3.24 - (A) Alimentación al molino de bolas a escala laboratorio de dos monotamaños diferentes 2000/1000 y 75/45. (B) Tras cada tiempo de molienda, se descarga la carga del molino, tanto de mineral como de bolas. Se usa un tamiz de luz de malla 6mm con la finalidad de retener las bolas y reducir las pérdidas de mineral. (C) Al producto molido, se lleva a tamizar para realizar análisis granulométrico del producto. (D) Producto molido, pasado por tamizado y pesado de retenidos como parte de la caracterización mineralógica.

Ahora bien, para la determinación de la probabilidad de fractura (S_i) y la función fractura (B_{ij}), se presenta en la Fig. 3.25 el flujograma con los pasos a seguir según la metodología de Austin (Austin & Concha, 1994).

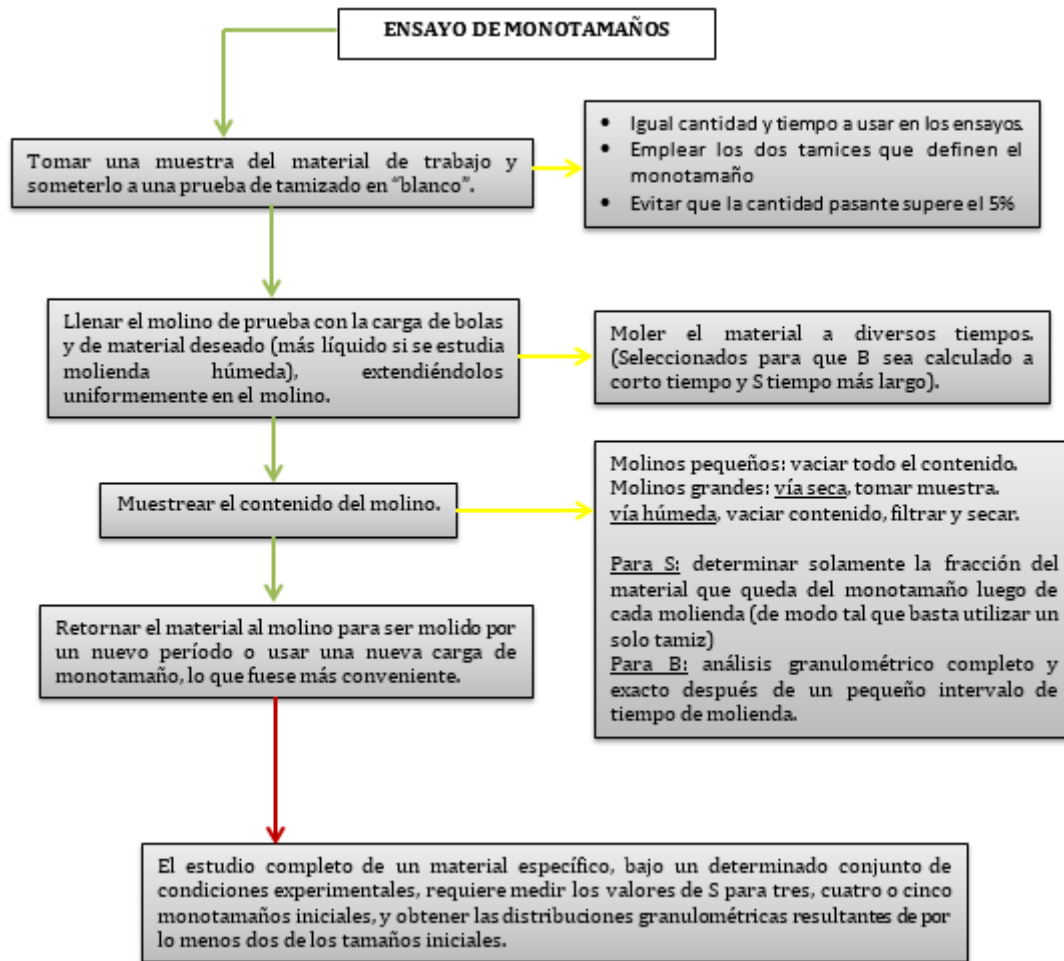


Fig. 3.25 - Flujograma con los pasos a seguir según la metodología de Austin para la determinación de la probabilidad de fractura y función fractura.

A continuación, se explica detalladamente los pasos llevados a cabo para el cálculo de la probabilidad de fractura (S_i), así como de la función fractura (B_{ij}) según la metodología de Austin mediante un ejemplo:

- **Determinación de la probabilidad de fractura (S_i):**

Se determina la probabilidad de fractura S_i , asumiendo cinética de orden uno y se grafican los valores de S_i con los diferentes monotamaños, siguiendo los siguientes pasos:

Paso 1:

Para la determinación de la constante cinética de fractura S_i , asumiendo cinética de orden uno:

$$\frac{dw_i}{dt} = -S_i w_i$$

Separando variables:

$$\frac{dw_i}{w_i} = -S_i dt$$

Se tiene como condiciones de frontera que para $t = 0$; $w_i(t)=1.0$, entonces integrando:

$$\int_{w_i(0)}^{w_i(t)} \frac{dw_i}{w_i} = -S_i \int_{t=0}^t dt$$

$$\ln w_i \Big|_{w_i(0)}^{w_i(t)} = -S_i \Big|_{t=0}^t$$

$$\ln w_i(t) - \ln w_i(0) = -S_i(t - 0)$$

$$\ln w_i(t) - \ln w_i(0) = -S_i t$$

$$\ln \left[\frac{w_i(t)}{w_i(0)} \right] = -S_i t$$

Cambiando de base el logaritmo:

$$\frac{\log \left[\frac{w_i(t)}{w_i(0)} \right]}{\log e} = -S_i t$$

$$\log \left[\frac{w_i(t)}{w_i(0)} \right] = -S_i t \log e$$

Ordenando la ecuación se tiene que:

$$\log \left[\frac{w_i(t)}{w_i(0)} \right] = -S_i \log e t$$

La cuál es una ecuación de la forma $y = mx + b$, donde:

$$y \Rightarrow \log \left[\frac{w_i(t)}{w_i(0)} \right]$$

$$m \Rightarrow -S_i \log e$$

$$x \Rightarrow t$$

En la *Tabla 3.4*, se muestran los valores obtenidos de $\log (w_i(t)/w_i(0))$ para cada uno de los monotamaños a partir de los pesos retenidos tras cada tiempo de molienda.

Tabla 3.4. Valores de $\log (w_i(t)/w_i(0))$ para cada monotamaño. Ejemplo de metodología de Austin.

CINÉTICA DE FRACTURA MATERIAL 1					
Monotamaño:	3.35-5 mm	W Inicio (g)	w(t)/w(0)	log(w(t)/w(0))	t (min)
w(0) (g):		372,27	1,000	0,000	0
w(0,5) (g):	294,37		0,791	-0,102	0,5
w(1) (g):	253,99		0,682	-0,166	1
w(1,5) (g):	225,11		0,605	-0,218	1,5
w(2) (g):	205,23		0,551	-0,259	2
<hr/>					
Monotamaño:	2-3.35 mm	W Inicio (g)	w(t)/w(0)	log(w(t)/w(0))	t (min)
w(0) (g):		389,05	1,000	0,000	0
w(0,5) (g):	329,96		0,848	-0,072	0,5
w(1) (g):	284,42		0,731	-0,136	1
w(1,5) (g):	249,11		0,640	-0,194	1,5
w(2) (g):	219,43		0,564	-0,249	2
<hr/>					
Monotamaño:	1-2 mm	W Inicio (g)	w(t)/w(0)	log(w(t)/w(0))	t (min)
w(0) (g):		414,41	1,000	0,000	0
w(0,5) (g):	342,57		0,827	-0,083	0,5
w(1) (g):	286,73		0,692	-0,160	1
w(1,5) (g):	229,21		0,553	-0,257	1,5
w(2) (g):	189,41		0,457	-0,340	2

Ahora, se grafica $\log(w_i(t)/w_i(0))$ vs. t , para cada uno de los monotamaños y así por un ajuste lineal se obtiene la ecuación de cada recta y en consecuencia el valor de S_i . La Fig. 3.26 muestra las ecuaciones ajustadas para cada monotamaño.

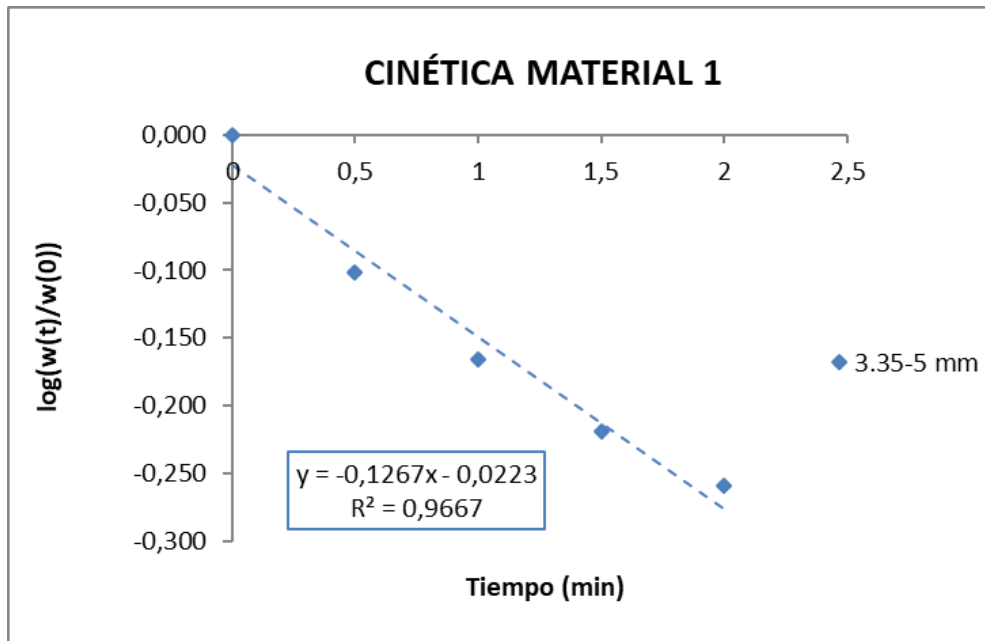


Fig. 3.26 - $\log(w_i(t)/w_i(0))$ vs. t

A partir de la Fig. 3.26 se calcula la probabilidad de fractura S_i para cada monotamaño, a manera de ejemplo, se presenta el procedimiento de cálculo para el primer tamaño de partícula de 3,35 mm.

La ecuación de la recta ajustada para este caso es: $y = -0,1267x - 0,0223$, entonces:
 $y = -0.1267t$

Equivale a:

$$\log \left[\frac{w_i(t)}{w_i(0)} \right] = -0.1267 t$$

De donde:

$$-S_i \log e = -0.1267$$

$$S_i = \frac{0.1267}{\log e} = 0.291 \text{ min}^{-1}$$

Paso 2:

La Fig.3.27 muestra las pendientes de las rectas para cada monotamaño.

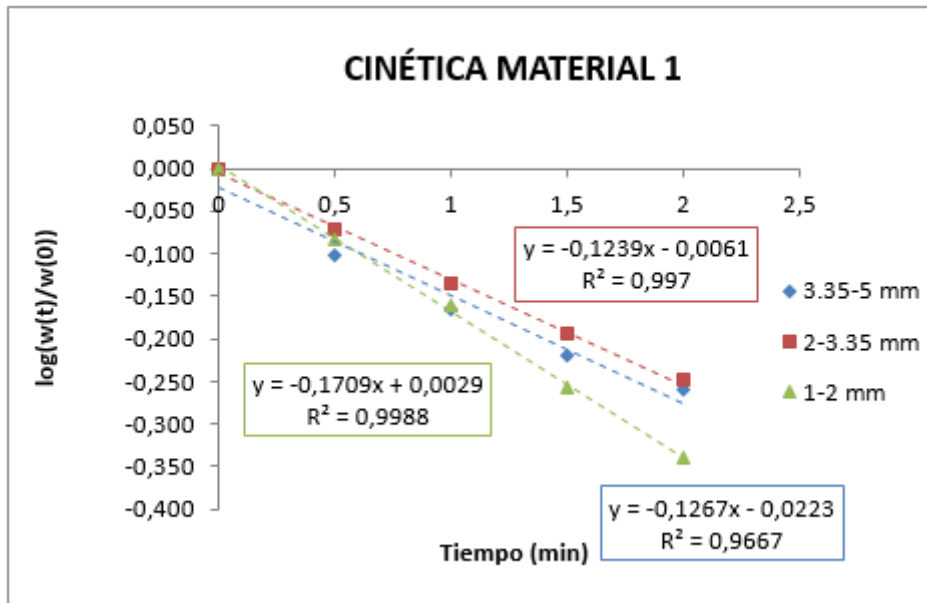


Fig. 3.27 - Grafica de primer orden para diferentes monotamaños. Ejemplo de metodología de Austin.

Así, para cada monotamaño y se resume en la *Tabla 3.5*.

Tabla 3.5. Valores de S_i para cada monotamaño. Ejemplo de metodología de Austin.

S_i (min ⁻¹)	Tamaño (mm)
0,291	3,35
0,264	2,00
0,393	1,00

Paso 3:

La Fig. 3.28, presenta los valores de S_i , obtenidos para cada uno de los monotamaños.

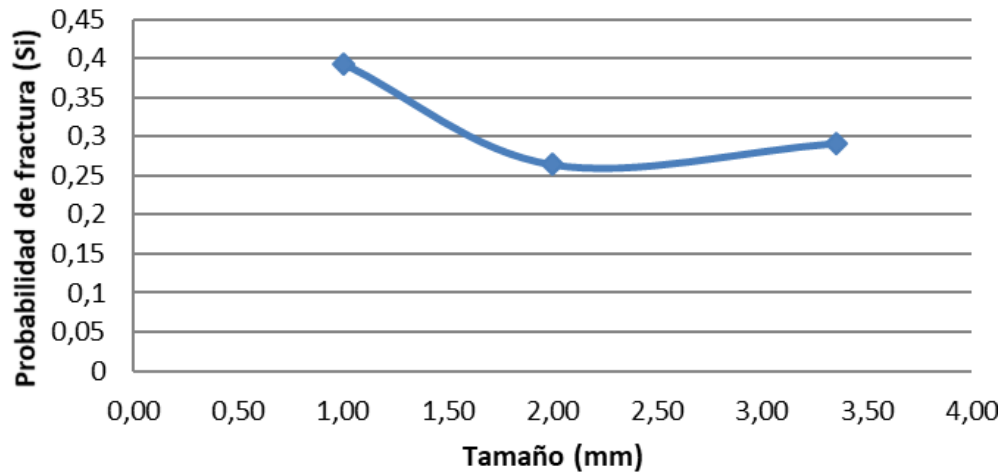


Fig. 3.28 – Probabilidad de fractura (S_i) vs Tamaño

En este sentido, si se realizaran estos mismos pasos, pero trabajando en un intervalo granulométrico más amplio con la finalidad de ampliar el estudio, se obtendría una gráfica como la que se muestra en la Fig. 3.29.

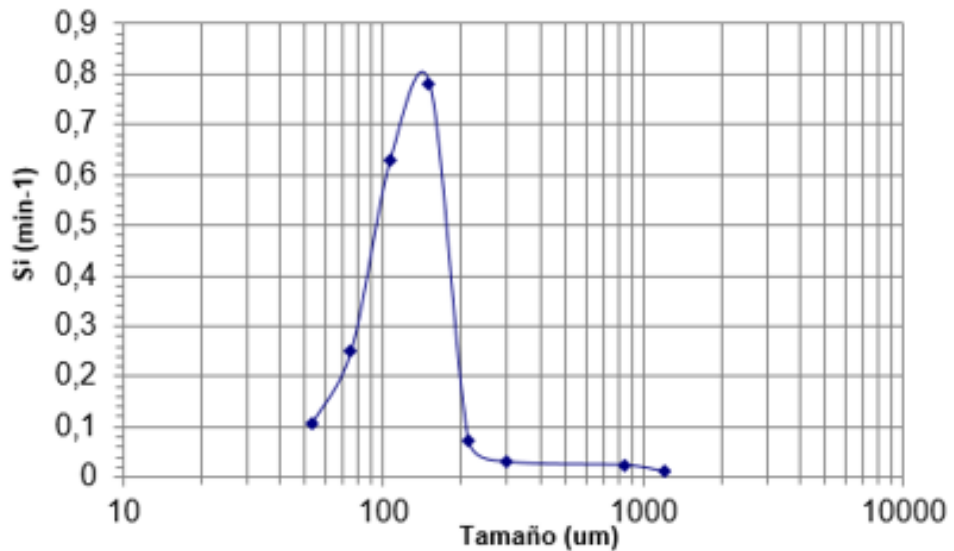


Fig. 3.29 - Valores de S_i para diferentes monotamaños. Ejemplo de metodología de Austin.

- **Determinación de la función fractura (B_{ij})**

Paso 1:

Se toma, por ejemplo, el monotamaño 5/3,35 mm. Tras un tiempo corto de molienda (en este caso 2 min), se procede a tamizar y determinar el peso retenido y pasante de la malla 3,35 mm. Se obtuvo un peso pasante de la malla tamaño 3,35 mm de 167,04 g. Ver *Tabla 3.6*.

Tabla 3.6 – Distribución de fractura primaria

DISTRIBUCIÓN DE FRACTURA PRIMARIA						
Monotamaño:	3.35-5 mm					
w(0) (g):	372,27					
W(2) (g):	205,23					
Pasante w(2) (g):	167,04					
Tamaño (mm)	Peso retenido (g)	b_{ij}	B_{ij}	i	j	j/i
3,35	205,23	0	1,000	3,35	3,35	1,000
2	77,06	0,461	1,000	3,35	2	0,597
1	24,79	0,148	0,539	3,35	1	0,299
0,5	15,57	0,093	0,390	3,35	0,5	0,149
0,25	10,74	0,064	=D16+C15	3,35	0,25	0,075
0,1	38,88	0,233	0,233	3,35	0,1	0,030
	372,27					

Paso 2:

Se realiza ensayo granulométrico al material pasante descrito en el ítem anterior, tomando mallas de tamaño 3,35/2; 2/1; 1/0,5; 0,5/0,25 y 0,25/0,1 mm, respectivamente. Ver *Tabla 3.6*.

Paso 3:

Para determinar la distribución de tamaño del material pasante, por ejemplo, de la malla 3,35 mm, resulta:

$$b_{ij} = \frac{\text{Peso retenido en malla de fracción generada (j)}}{\text{Peso pasante del monotamaño en cuestión (i)}}$$

$$b_{3.35,2} = \frac{\text{Peso retenido (2 mm)}}{\text{Peso pasante del monotamaño (3.35 mm)}}$$

$$b_{3.35,2} = \frac{77,06 \text{ g}}{167,04 \text{ g}}$$

$$b_{3.35,1} = \frac{24,79 \text{ g}}{167,04 \text{ g}}$$

$$b_{3.35,0.5} = \frac{15,57 \text{ g}}{167,04 \text{ g}}$$

$$b_{3.35,0.25} = \frac{10,74 \text{ g}}{167,04 \text{ g}}$$

$$b_{3.35,0.1} = \frac{38,88 \text{ g}}{167,04 \text{ g}}$$

Paso 4:

Conviene representar la función fractura (b_{ij}) como su acumulado (B_{ij}), tal como lo expresa la *Ecuación 2.16*

$$B_{ij} = \sum_{k=n}^i b_{kj}$$

Por lo que, por ejemplo, para el monotamaño 3,35 mm y distribución 0.1 mm, queda:

$$B_{3.35,0.1} = b_{3.35}$$

$$B_{3.35,0.25} = B_{3.35,0.1} + b_{3.35,0.25}$$

...

Y así sucesivamente con cada monotamaño y su respectiva distribución, tal como se observa en la *Tabla 3.7*.

Tabla 3.7 – Distribución de fractura primaria para cada monotamaño

DISTRIBUCIÓN DE FRACTURA PRIMARIA						
Monotamaño:		3.35-5 mm				
w(0) (g):		372,27				
W(2) (g):		205,23				
pasante w(2) (g):		167,04				
Tamaño (mm)	Peso retenido (g)	b_{ij}	B_{ij}	i	j	j/i
3,35	205,23	0	1,000	3,35	3,35	1,000
2	77,06	0,461	1,000	3,35	2	0,537
1	24,79	0,148	0,539	3,35	1	0,299
0,5	15,57	0,093	0,390	3,35	0,5	0,149
0,25	10,74	0,064	0,297	3,35	0,25	0,075
0,1	38,88	0,233	0,233	3,35	0,1	0,030
	372,27					
Monotamaño:		2-3.35 mm				
w(0) (g):		389,05				
W(2) (g):		219,43				
pasante w(2) (g):		169,62				
Tamaño (mm)	Peso retenido	b_{ij}	B_{ij}	i	j	j/i
2	219,43	0,000	1,000	2	2	1,000
1	78,69	0,464	1,000	2	1	0,500
0,5	21,3	0,126	0,536	2	0,5	0,250
0,25	15,33	0,090	0,411	2	0,25	0,125
0,1	19,97	0,118	0,320	2	0,1	0,050
0,063	34,33	0,202	0,202	2	0,063	0,032
	389,05					
Monotamaño:		1-2 mm				
w(0) (g):		414,41				
W(2) (g):		189,41				
pasante w(2) (g):		225				
Tamaño (mm)	Peso retenido	b_{ij}	B_{ij}	i	j	j/i
1	189,41	0	1,000	1	1	1,000
0,5	96,87	0,431	1,000	1	0,5	0,500
0,25	42,99	0,191	0,569	1	0,25	0,250
0,1	36,32	0,161	0,378	1	0,1	0,100
0,063	16,37	0,073	0,217	1	0,063	0,063
0,045	15,18	0,067	0,144	1	0,045	0,045
0,038	17,27	0,077	0,077	1	0,038	0,038
	414,41					

Paso 5:

Se grafica los valores de B_{ij} con respecto al tamaño relativo j/i

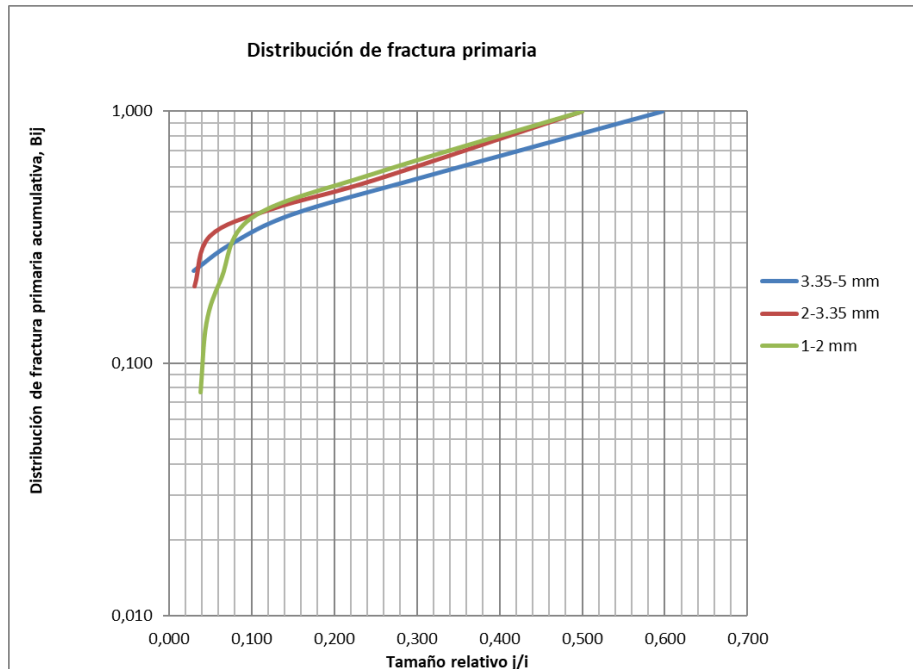


Fig. 3.30 - B_{ij} con respecto al tamaño relativo j/i

Paso 6:

Los parámetros cinéticos restantes son determinados linealizando la Ecuación 2.18.

3.1.2.4.2 Caso de estudio: Mina de Mittersill y Penouta

La metodología a continuación descrita, fue aplicada tanto para las menas de Mittersill y Penouta Mina-Balsa (con algunos matices, los cuales serán aclarados a continuación).

La metodología aplicada fue parecida a la anteriormente explicada en el punto 3.2.4.1. sólo que, en esta ocasión, fueron ensayadas con dos velocidades de giro del molino y tres monotamaños de bolas, en contraste con la muestra de Barruecopardo, la cual, fue ensayada variando tres velocidades de giro y con una distribución de tamaño de bolas. El motivo es que, en este caso, el objetivo es estudiar la influencia tanto de la

velocidad de giro del molino como del tamaño de las bolas y de los parámetros mineralógicos como granulometría de alimentación (monotamaño), ley y mineralogía.

La preparación de la muestra, consistió en los mismos pasos de la *Fig. 3.20*. La caracterización química-mineralógica de la alimentación consistió, de igual manera, en un análisis granulométrico y determinación de ley de los principales elementos de interés. En el caso exclusivo de la Mina de Penouta, se ha llevado a cabo con un equipo de FRX, *Fig. 3.19*, ubicado en las instalaciones de la Mina de Penouta, siguiendo el procedimiento de preparación y análisis exhaustivo realizado por el laboratorio ALS y calibrado para este mineral específicamente.

Las condiciones establecidas para los ensayos se muestran en la *Tabla 3.8*, habiendo ensayado con el mismo molino. Siete fracciones de tamaño (3350/2000, 2000/1000, 1000/500, 500/250, 250/125, 125/75, 75/45 μm) fueron generados mediante tamizado y cuarteo, con la finalidad de obtener la misma cantidad de muestra para cada ensayo. En resumen, siete monotamaños por dos velocidades de giro, y tres tamaños de bolas.

Tabla 3.8 - Condiciones iniciales de ensayos de cinética en molienda.

D, diámetro molino (cm)	17,8
Longitud molino (cm)	22,2
Volumen molino (l)	4,5
H, fracción llenado molino	0,3
J, fracción llenado bolas	0,2
U, fracción llenado mineral	0,13
Volumen mineral (cm^3)	600
Peso de bolas (kg)	5

A continuación, para los ensayos de cinética en molienda discontinua en seco, se tomaron diferentes tiempos (0.5; 1; 1,5; 3,5; 7,5 min) mediante un cronómetro para la determinación probabilidad de fractura y parámetros cinéticos.

Es preciso mencionar que, a diferencia de Barruecopardo, en este caso, se calculó la velocidad crítica para cada condición de bola, ya que no se trata de una distribución de tamaño de bola sino monotamaños de bolas. El cálculo ha sido efectuado de la siguiente manera:

$$V_c (\text{bolas pequeñas}) = \frac{42,3}{\sqrt{0,178 \text{ m} - 0,019 \text{ m}}}$$

$$V_c (\text{bolas pequeñas}) = 105,9 \text{ rpm}$$

$$V_c (\text{bolas medianas}) = \frac{42,3}{\sqrt{0,178 \text{ m} - 0,022 \text{ m}}}$$

$$V_c (\text{bolas medianas}) = 106,9 \text{ rpm}$$

$$V_c (\text{bolas grandes}) = \frac{42,3}{\sqrt{0,178 \text{ m} - 0,031 \text{ m}}}$$

$$V_c (\text{bolas grandes}) = 110,3 \text{ rpm}$$

Una vez realizado el cálculo de las velocidades críticas, se procede al cómputo de las dos velocidades de giro del molino o velocidades de trabajo tomadas para dichos ensayos (75%, y 85%, con respecto a la velocidad crítica del molino), mostradas en la *Tabla 3.9*.

Tabla 3.9 - Velocidades de trabajo para los diferentes ensayos de cinética en molienda.

d, Tamaño de bolas (mm)	Velocidad crítica (rpm)	Velocidad de trabajo (75% Vc) (rpm)	Velocidad de trabajo (85% Vc) (rpm)
19,1	105,9	79,4	90,0
22,3	106,9	80,2	90,1
31,8	110,3	82,8	93,8

Homólogamente, se procedió al cálculo de la probabilidad de fractura (S_i) y parámetros cinéticos siguiendo el protocolo propuesto por Austin, el cual, fue ejemplificado en el apartado anterior correspondiente a la Mina de Baruecopardo.

3.1.2.5 Influencia sobre el rendimiento de algunas operaciones de beneficio mineral posteriores a la molienda en la Mina de Penouta.

En este epígrafe se estudia la importancia de la molienda, primeramente, como operación fundamental, específicamente en la liberación de las especies de interés mineral

de la mina de Penouta (Sn, Ta, Nb). En segundo lugar, tras conseguir dicha liberación se desea continuar el procesamiento en operaciones tales como la separación magnética de media y alta intensidad en seco, para la posible ampliación de productos comerciales, mediante la obtención de dos concentrados de una mejor calidad y más competitivos a nivel comercial. En tercer lugar, dar lugar al aumento de las leyes y recuperaciones globales en planta y en consecuencia mejores beneficios económicos-sociales para la empresa y su entorno.

Cabe resaltar, que los ensayos de separación magnética fueron realizados por SMS en colaboración con la Universidad de Oviedo y la empresa FELEMAMG ubicada en la localidad de Gijón, Asturias.

En este sentido, se efectuaron dos grandes grupos de baterías de ensayos. En primer lugar, ensayos de separación magnética de alta intensidad en seco; empleando como alimentación el concentrado primario Sn-Ta-Nb derivado del procesamiento mineral llevado a cabo en la planta de la mina de Penouta. En segundo lugar, ensayos de cinética en molienda para los mixtos de clasificación, producto de la clasificación mediante una criba circular.

3.1.2.5.1 Ensayos de separación magnética de alta intensidad en seco- Mina de Penouta-FELEMAMG para fracción 150/90 y <90 μ m producto de la clasificación mediante criba circular

La *Fig. 3.14*, representa el flujograma de procesamiento mineral de la mina de Penouta, donde, se puede observar que posterior a la etapa de separación magnética a baja intensidad en húmedo, se obtiene un concentrado, el cual, es llevado a un proceso de secado para obtener finalmente un concentrado primario ya comercial.

Se ha seleccionado un *big bag* al azar como parte de la producción de la mina de Penouta, como muestra a caracterizar química y mineralógicamente, esto incluye: curva de análisis granulométrico y estudio mineralógico por fracción de tamaño, en este caso, del concentrado primario Sn-Ta-Nb.

En este sentido, mediante un estudio mineralógico por fracción de tamaño, se estudió la distribución de los minerales de interés con el objetivo de reducir algunos

minerales responsables del descenso de la ley en el concentrado final (MnO , Al_2O_3 , SiO_2), razón por la cual, se ha llevado a cabo una clasificación por tamaño mediante el uso de una criba circular, con el objetivo de iniciar la batería de ensayos con el Separador Magnético de Alta Intensidad en seco, el cual, suele denominarse HMS por sus siglas en inglés (*High-Intensity Magnetic Separator*) a partir de estas fracciones.

Como se puede observar mediante la *Fig. 3.31*, se le han colocado dos diferentes mallas a la criba circular, como consecuencia del estudio mineralógico por fracción de tamaño anteriormente descrito. Se generan tres fracciones de tamaño, $>150 \mu m$ (principalmente micas y MnO), explicada en el epígrafe siguiente; $150/90 \mu m$ y $<90 \mu m$, las cuales serán las fracciones granulométricas de alimentación al Separador Magnético de Alta Intensidad (SMAI, de aquí en adelante).

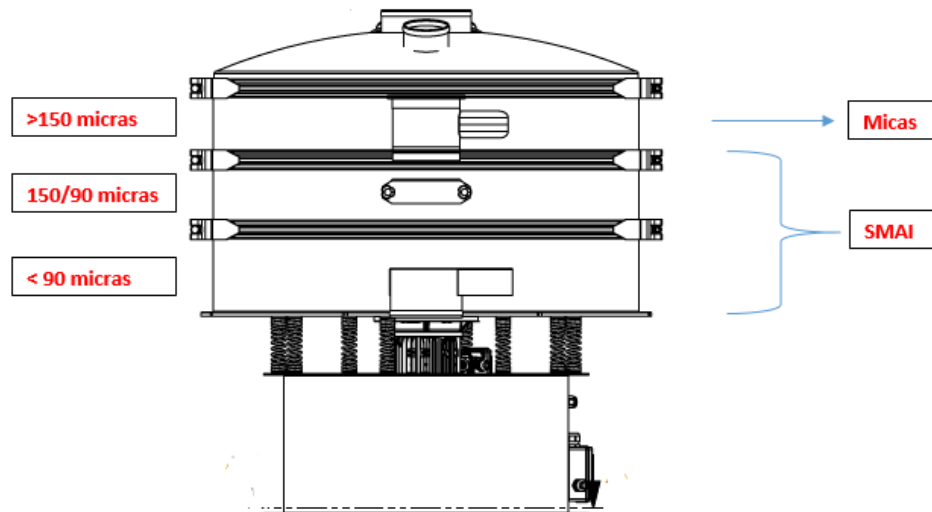


Fig. 3.31 - Esquema de criba circular para generar 3 fracciones de tamaño, las cuales, serán la alimentación al SMAI (Separador Magnético de Alta Intensidad).

Cabe resaltar que este estudio parte de una serie de ensayos exploratorios previos con la finalidad de conseguir una configuración estándar, y en función a ésta variar algunos parámetros operativos y mineralógicos influyentes en la operación.

Se prepararon muestras representativas de concentrado en bolsas de 2,5 kg, y se tomaron muestras de alimentación cabeza. Se generaron las fracciones de tamaños requeridas y se aplicó cuarteo manual para obtener la muestra de alimentación correspondiente a cada ensayo. Asimismo, se analizaron las muestras resultantes por FRX en el laboratorio de ALS de la mina de Penouta.

En el laboratorio de la empresa FELEMAMG, se procedió a pasar las muestras por un separador magnético de media intensidad para quitar las impurezas de óxidos de hierro que pudieran tener aún. A continuación, se alimentó el separador de alta intensidad de rodillo inducido, con la nueva muestra no magnética obtenida en la operación anterior, como se observa en la *Fig. 3.32*.

Se varió la intensidad del campo magnético y la velocidad del rodillo, ya que fueron las variables más influyentes como resultado de las pruebas exploratorias. Se puede variar la intensidad del campo magnético, variando la intensidad (A) del campo eléctrico que lo genera, pero no se conoce la intensidad del campo magnético. Se sabe que la máxima intensidad es de unos 21 000 G.

Dado que se requiere estudiar la influencia del tamaño de partícula, se tomaron dos fracciones de tamaño y una muestra cabeza. Además, se variaron dos parámetros: la intensidad de corriente y la velocidad de rodillo, en dos niveles (por protección de datos de SMS, se hará mención a dichos niveles cualitativamente como alto y bajo). Por último, un ensayo con diferente inclinación del Split (100° aproximadamente), tal como se observa en la *Tabla 3.10*.

En todos los ensayos se les dieron repasos a los productos no magnéticos resultantes, para simular un equipo industrial con dos rodillos inducidos, con la finalidad de recuperar algunas especies paramagnéticas (tantalita-columbita) que por arrastre pudieran haberse ido al no magnético.

Cada producto obtenido, se colocó en bolsa etiquetada y fueron entregadas al laboratorio de ALS-Mina de Penouta para conocer las leyes, posteriormente, calcular recuperaciones y de esta manera, estudiar la influencia de la molienda en la obtención de un concentrado primario liberado para continuar su enriquecimiento en operaciones subsiguientes como la separación magnética de alta intensidad en seco.

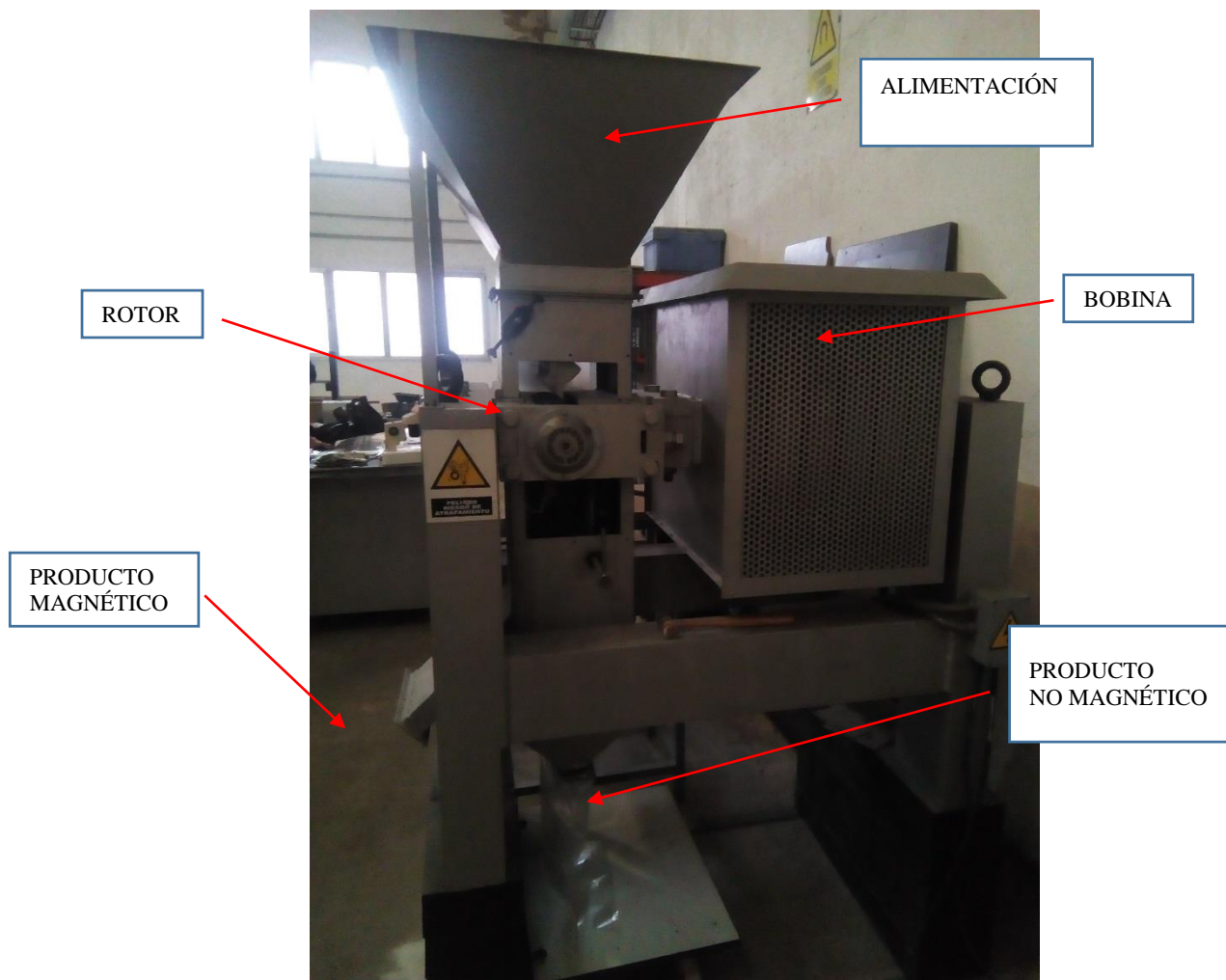


Fig. 3.32 - Separador magnético de alta intensidad de rotor inducido (un rodillo). Fotografía tomada en instalaciones de FELEMANG (Gijón).

Tabla 3.10 - Configuración de batería de ensayos realizados en FELEMANG.

Nº Ensayo	Granulometría (micras)	Intensidad del Campo (A)	Velocidad de rodillo (rpm)
1	TDU	Baja	Alta
2	>90	Baja	Alta
3	>90	Alta	Alta
4	>90	Alta	Baja
5	>90	Baja	Baja
6	>90	La mejor variando split	
7	0/90	Baja	Alta
8	0/90	Alta	Alta
9	0/90	Alta	Baja
10	0/90	Baja	Baja
11	0/90	La mejor variando split	

3.1.2.5.2 Ensayos de cinética en molienda para fracción >150 µm producto de la clasificación mediante criba circular

En el apartado anterior se comentó el procedimiento a seguir para la obtención de dos concentrados: concentrado de casiterita y concentrado de tantalita-columbita, a partir de dos fracciones granulométricas 150/90 y <90 µm, las cuales, alimentan al SMAI; sin embargo, a nivel industrial es menester recuperar el mayor contenido metálico posible en todas las fracciones granulométricas, tal es el caso de la fracción >150 µm.

En esta fracción, el contenido mayoritario es visualmente perceptible como micas; no obstante, para demostrar la existencia en contenido metálico en dicha fracción, se procedió a llevar a cabo un estudio mineralógico por fracción de tamaño.

Se prepararon muestras representativas de fracción >150 µm, en bolsas de 2,5 kg, y se tomó muestra de alimentación cabeza, la cual fue enviada al laboratorio de ALS de la mina de Penouta para ser analizadas por FRX. Asimismo, se analizaron mediante estudio mineralógico por fracción de tamaño los productos molidos tras los cinco tiempos de molienda: 0.5, 2,5, 5, 10 y 15 minutos.

A continuación, se realizaron ensayos de cinética en molienda en la fracción >150 µm, con la finalidad de estudiar a escala de laboratorio la liberación de especies minerales de interés y con ello, proyectar a escala industrial la introducción de dicho flujo como alimento a un circuito cerrado de molienda (ver flujograma *Fig. 3.14*) a ser instalado en las instalaciones de la mina de Penouta. Las condiciones de los ensayos de cinética en molienda de la fracción >150 µm, se presentan en la *Tabla 3.11*.

Tabla 3.11 - Condiciones de los ensayos de cinética en molienda de fracción >150 µm.

CONDICIONES DE ENSAYO DE CINÉTICA EN MOLIENDA DE FRACCIÓN >150 µm								
Diámetro molino (m)	Volumen molino (l)	Peso bolas (kg)	Nº Bolas y Tamaño (mm)		Densidad bolas (kg/l)	Volumen bolas (l)	% llenado bolas	% llenado bolas e intersticios
0,18	4,50	7,00	156,00	19,06	7,50	0,93	20,74	34,57
			42,00	29,72				

CONDICIONES DE ENSAYO DE CINÉTICA EN MOLIENDA DE FRACCIÓN >150 µm							
Peso mineral alimentación (g)	Densidad mineral (g/ml)	Volumen mineral (l)	% llenado mineral	% carga molino (mineral+ bolas)	Velocidad crítica (rpm)	Velocidad de trabajo (rpm)	% c/r Velocidad crítica
1020,00	2,33	0,44	9,73	44,30	106,98	80,23	75,00

Finalmente, se estudió la evolución del tanto por ciento pasantes en peso de la malla 100 μm con respecto al tiempo, así como la distribución de los minerales de interés. El interés de esta fracción específica es que como ya se ha mencionado anteriormente los minerales de interés como el Ta, se libera a esta granulometría.

Capítulo IV: Resultados y discusión

4.1 Resultados y discusión

Este capítulo presenta los resultados obtenidos en el presente trabajo de investigación, en el cual se recopila y condensa tanto la caracterización químico-mineralógico, incluyendo análisis granulométrico, determinación de leyes y estudio mineralógico por fracción de tamaño como la caracterización en cinética en molienda de cada mena europea estudiada, en la muestra cabeza (alimentación) y productos molidos.

En este sentido, para llevar a cabo una caracterización en cinética en molienda de una muestra mineral, es necesario la determinación de algunos parámetros (α_T , α , ϕ_j , γ y β), los cuales dependen de variables operativas, mineralógicas y de geometría del molino, a partir del cálculo de la probabilidad de fractura (S_i) y función fractura (B_{ij}).

La mena de la mina de Penouta ha podido ser más ampliamente estudiada, abarcando no sólo caracterización química-mineralógica y ensayos de cinética en molienda provenientes de la balsa y mina, sino, resultados y análisis producto de los ensayos de separación magnética de alta intensidad en seco y cinética en molienda en mixtos de clasificación para completar y cerrar el circuito de procesamiento.

4.1.1 Características del mineral

4.1.1.1 Análisis granulométrico

A continuación, se presentan los resultados de análisis granulométrico de la muestra cabeza mediante una curva de análisis granulométrico, donde se muestra la distribución tamaños, así como el P_{80} , el cual representa un parámetro de suma importancia tanto para diseño como operativo de cada una de las menas europeas ensayadas. Como se describió en el capítulo anterior, las muestras fueron trituradas mediante una trituradora de mandíbulas y posteriormente cribado a 3500 μm .

❖ *Barruecopardo*

La mena de Barruecopardo presenta la distribución granulométrica de la muestra cabeza y P_{80} que se observa en la *Tabla 4.1* y *Fig. 4.1*.

Tabla 4.1 - Distribución granulométrica de la muestra cabeza (Barruecopardo).

INTERVALO (micras)	PESO (g)	PESO (%)	TAMAÑO (micras)	PASANTE ACUMULADO (%)	P80
>3350	0,00	0,00%	3350	100,00%	1690,26
3350/2000	112,00	10,30%	2000	89,70%	
2000/1000	340,80	31,33%	1000	58,37%	
1000/710	136,10	12,51%	710	45,86%	
710/500	141,00	12,96%	500	32,90%	
500/315	151,60	13,94%	315	18,96%	
315/250	78,50	7,22%	250	11,75%	
250/125	95,00	8,73%	125	3,02%	
125/75	17,50	1,61%	75	1,41%	
75/63	4,20	0,39%	63	1,02%	
63/45	4,80	0,44%	45	0,58%	
<45	6,30	0,58%			
Total=	1087,80	100,00%			

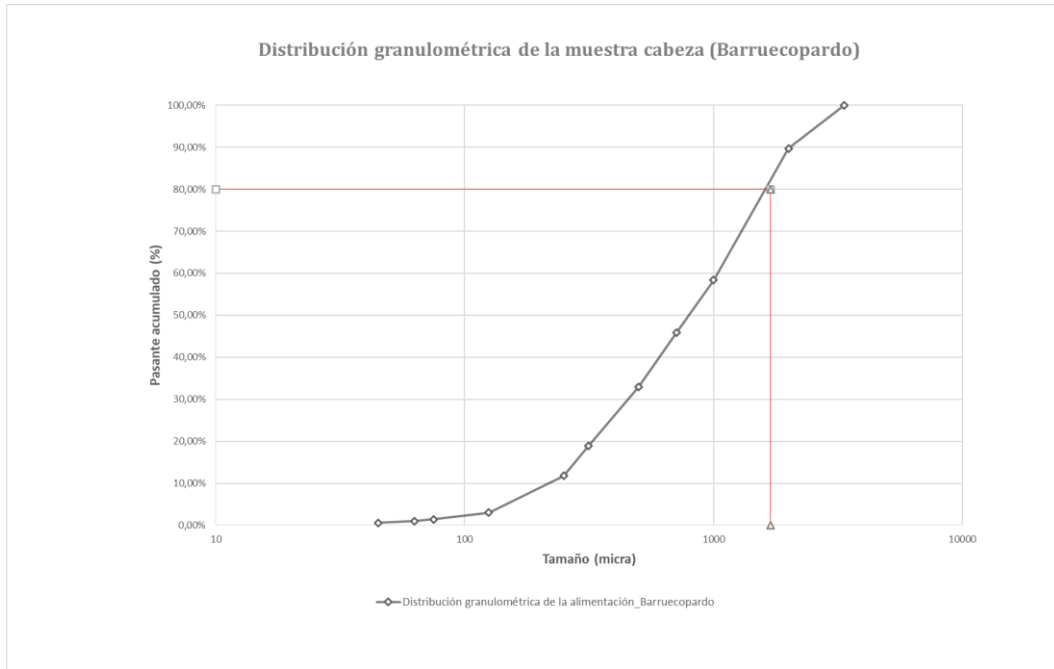


Fig. 4.1 - Distribución granulométrica de la muestra cabeza (Barruecopardo).

❖ Mittersill

La *Tabla 4.2* y *Fig. 4.2* representan la distribución granulométrica de la muestra cabeza y P₈₀ de la mena de Mittersill.

Tabla 4.2 - Distribución granulométrica de la muestra cabeza (Mittersill).

INTERVALO (micras)	PESO (g)	PESO (%)	TAMAÑO (micras)	PASANTE ACUMULADO (%)	P80
>3350	0,00	0,00%	3350	100,00%	1828,00
3350/2000	223,40	16,30%	2000	83,70%	
2000/1000	295,00	21,52%	1000	62,18%	
1000/710	87,20	6,36%	710	55,82%	
710/500	82,70	6,03%	500	49,78%	
500/315	86,20	6,29%	315	43,50%	
315/250	55,00	4,01%	250	39,48%	
250/125	138,00	10,07%	125	29,42%	
125/75	125,60	9,16%	75	20,25%	
75/63	47,30	3,45%	63	16,80%	
63/45	53,40	3,90%	45	12,91%	
<45	176,90	12,91%			
Total=	1370,70	100,00%			

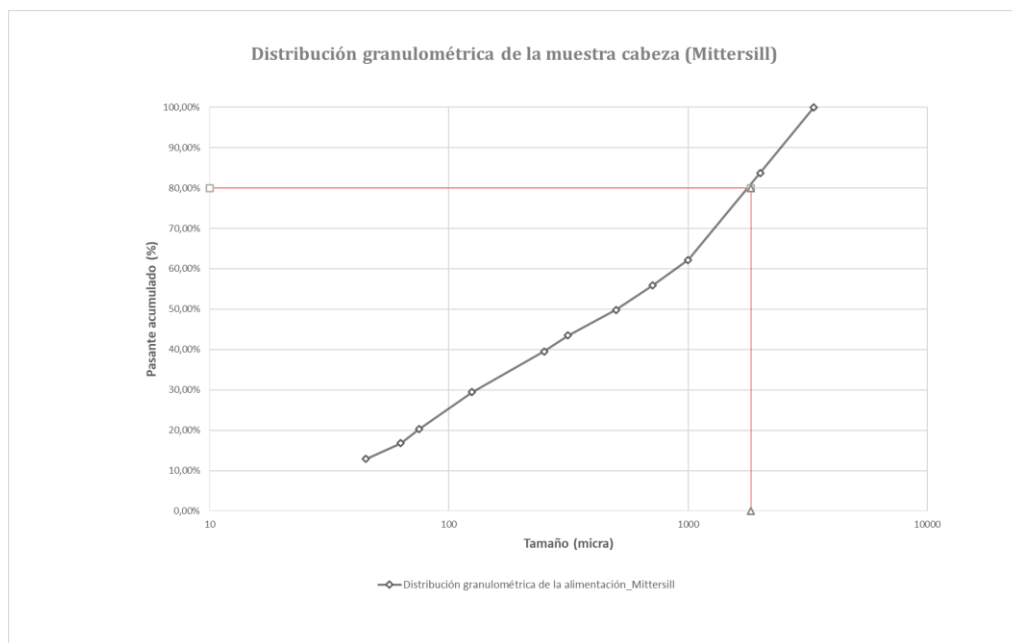


Fig. 4.2 - Distribución granulométrica de la muestra cabeza (Mittersill).

❖ Penouta

En la *Tabla 4.3* y *Fig. 4.3* se refleja la distribución granulométrica y P_{80} de la muestra cabeza de la Balsa de Penouta, mientras que la de Mina (Corta) se presenta en la *Tabla 4.4* y *Fig. 4.4*

Tabla 4.3 - Distribución granulométrica de la muestra cabeza (Penouta-Balsa).

INTERVALO (micras)	PESO (g)	PESO (%)	TAMAÑO (micras)	PASANTE ACUMULADO (%)	P80
>3350	0,50	0,05%	3350	99,95%	1368,57
3350/2000	22,90	2,15%	2000	97,81%	
2000/1000	301,00	28,20%	1000	69,61%	
1000/710	152,00	14,24%	710	55,36%	
710/500	135,00	12,65%	500	42,72%	
500/315	220,00	20,61%	315	22,10%	
250/125	145,00	13,59%	125	8,52%	
125/75	57,30	5,37%	75	3,15%	
75/63	13,80	1,29%	63	1,86%	
63/45	10,20	0,96%	45	0,90%	
<45	9,60	0,90%			
Total=	1067,30	100,00%			

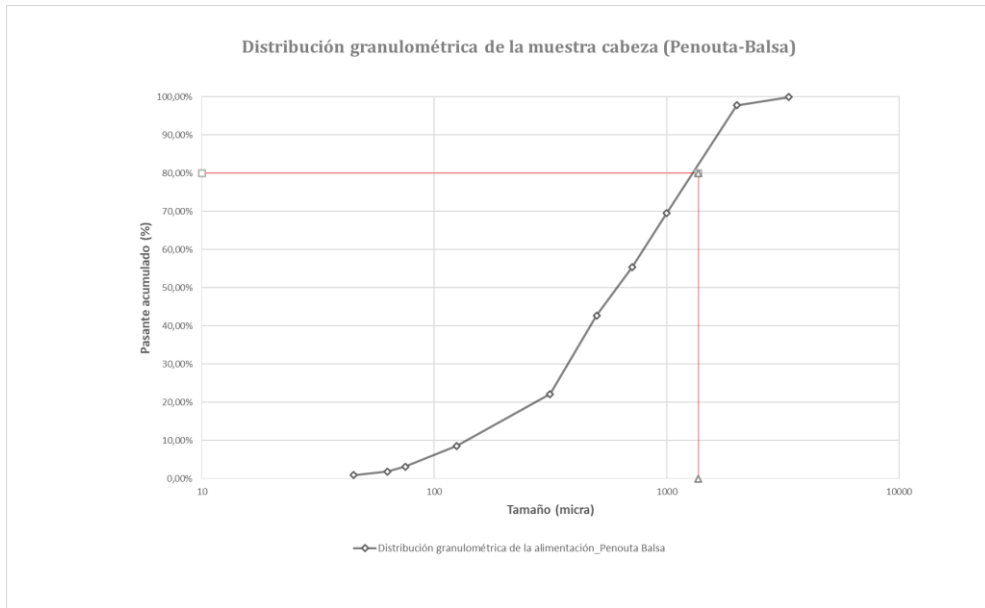


Fig. 4.3 - Distribución granulométrica de la muestra cabeza (Penouta-Balsa).

Tabla 4.4 - Distribución granulométrica de la muestra cabeza (Penouta-Mina).

INTERVALO (micras)	PESO (g)	PESO (%)	TAMAÑO (micras)	PASANTE ACUMULADO (%)	P80
>3350	0,00	0,00%	3350	100,00%	2109,92
3350/2000	267,50	21,77%	2000	78,23%	
2000/1000	345,00	28,08%	1000	50,15%	
1000/710	82,30	6,70%	710	43,45%	
710/500	54,80	4,46%	500	38,99%	
500/315	46,30	3,77%	315	35,22%	
315/250	30,60	2,49%	250	32,73%	
250/125	140,50	11,44%	125	21,29%	
125/75	130,20	10,60%	75	10,70%	
75/63	26,30	2,14%	63	8,55%	
63/45	40,90	3,33%	45	5,23%	
<45	64,20	5,23%			
Total=	1228,60	100,00%			

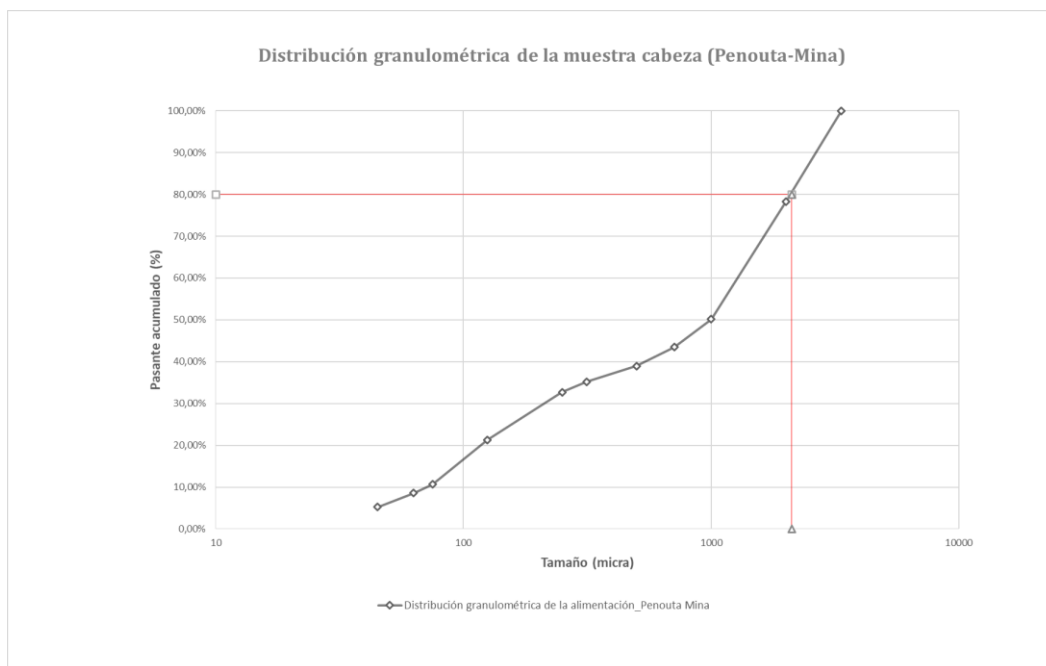


Fig. 4.4 - Distribución granulométrica de la muestra cabeza (Penouta-Balsa).

En resumen, las menas estudiadas presentan P_{80} , tal como se condensa en la Tabla 4.5.

Tabla 4.5 - Distribución granulométrica de la muestra cabeza (Penouta-Mina).

Mena	P_{80} (micras)
Barruecopardo	1690
Mittersill	1828
Penouta-Balsa	1368
Penouta-Mina	2109

La mena de Penouta-Mina presenta el mayor P_{80} de las menas estudiadas, seguido de Mittersill y Barruecopardo. El P_{80} de la mena de Penouta-Balsa es el menor, puesto que se trata de material procedente de una balsa de estériles (Balsa Grande), los cuales han pasado por operaciones de conminución previas, como trituración y molienda, producto de la actividad minera llevada a cabo desde el siglo XX.

4.1.1.2 Determinación de Ley

La caracterización química de las muestras cabeza de las menas europeas ensayadas se resume a continuación:

❖ Barruecopardo

La ley cabeza se determinó mediante un equipo portátil *FRX*, calibrado para menas de wolframio, de la Universidad de Oviedo (Mieres), obteniendo un valor de 50 ppm de W, tal y como se observa en la *Tabla 4.6*. Asimismo, en la *Tabla 4.7* se muestran los resultados del estudio mineralógico por fracción de tamaño.

Tabla 4.6 - Resultados de la muestra cabeza, producto de disparos mediante el equipo portátil FRX (Mieres).

Ley cabeza		
	W (ppm)	STD
Muestra cabeza	50	10

Tabla 4.7 - Resultados del estudio mineralógico por fracción de tamaño, producto de disparos mediante el equipo portátil FRX (Mieres).

Ley cabeza			
Fracción Granulométrica (micras)	% peso	W (ppm)	STD
> 4000	0	ND	ND
3350-4000	0	ND	ND
2000-3350	10,30	ND	ND
1000-2000	31,33	40,00	10,00
500-1000	25,47	105,00	13,00
250-500	21,15	146,00	13,00
125-250	11,75	75,00	12,00

La ley de la muestra de Barruecopardo obtenida en este ensayo (50 ppm W) no concuerda con los resultados reportados por el portal de la empresa (0,26% WO₃), debido a que la muestra tomada proviene de una zona de muy baja ley, dado el especial interés

de estudio entre la empresa y el proyecto OPTIMORE para la recuperación del wolframio, por lo que no se trata de una muestra representativa del yacimiento.

❖ Penouta

Las muestras cabeza tanto de la “Balsa” como de la “Mina” provenientes de la mina de Penouta, analizadas mediante *FRX* en el laboratorio de ALS-Penouta, se presentan a continuación en las *Tablas 4.8 y 4.9*. Cabe resaltar que dichas muestras se tomaron como un *composite*, tal y como fue descrito en el Capítulo III.

Tabla 4.8 - Resultados de las muestras cabeza de la mena de Penouta en la muestra de mina.

Ley cabeza (Penouta-Mina)			
	Sn (ppm)	Ta (ppm)	Nb (ppm)
Muestra cabeza	392 ± 5	114 ± 10	31 ± 2

Tabla 4.9 - Resultados de las muestras cabeza de la Balsa Grande en la mina de Penouta.

Ley cabeza (Penouta-Balsa)			
	Sn (ppm)	Ta (ppm)	Nb (ppm)
Muestra cabeza	334 ± 5	60 ± 10	64 ± 2

Los valores obtenidos concuerdan con los reportados por (García, 2015), tomando en consideración que la Balsa Grande comprende 4 815 307 t, y como es propio de toda balsa, presenta un alto grado de heterogeneidad, es decir que no sigue una distribución lógica como en el caso de una roca madre.

Los resultados obtenidos de Sn, Ta y Nb en el caso de la muestra proveniente de Mina, se encuentran dentro del intervalo, según los trabajos de investigación de (García, 2015), (Llorens et al., 2017) y (López-Moro et al., 2017). Cabe resaltar que dichos autores, toman la ley media calculada como recursos medidos e indicados de todo el depósito, tanto en mina como en balsa, por lo que no se puede comparar al uso con una muestra puntual que variará según la zona.

4.1.1.3 Análisis mineralógico y de liberación

Este estudio mineralógico detallado fue llevado a cabo sólo para el caso de la mina de Penouta-Balsa, para completar la caracterización químico-mineralógica, aunado a un estudio mineralógico por fracción de tamaño detallado de la muestra cabeza, con la finalidad de estudiar el comportamiento de los principales elementos de interés.

Los resultados de dicho análisis de la muestra *composite* son recopilados en la *Tabla 4.10*, mostrando el balance metalúrgico malla valorada con las distribuciones y respectivos D_{80} de los minerales con interés económico para la mina de Penouta.

Del balance metalúrgico, se desprende que, el Sn, Ta y Nb presentan un D_{80} de 1229, 601 y 1009 μm , respectivamente. La ley calculada y ensayada de Sn, Ta y Nb, se encuentra en 362, 64 y 60 ppm, contra 334, 60 y 64 ppm, respectivamente, por lo que no difieren en gran medida.

A partir de la *Tabla 4.10* se construye el gráfico de la *Fig. 4.5*, donde se puede apreciar la distribución de las especies minerales de interés al procesamiento mineral, resumido mediante la *Tabla 4.11*.

Tabla 4.10 - Resultados del estudio mineralógico por fracción de tamaño de la muestra composite de la mina de Penouta-Balsa

i	Malla #	Abertura Malla	Peso Retenido		Acum. Pasante %	ENSAYO QUIMICO			CONTENIDO METALICO			DISTRIBUCION			TAMAÑO DE PARTICULAS (P80)						
			g	%		Sn %	Ta %	Nb %	Sn g	Ta g	Nb g	Sn %	Ta %	Nb %	µm	Ac(-) %	µm	Ac(-) %	µm	Nb µm	Ac(-) %
1	1	25400	0,00	0,00	100,00	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,00	0,00	0,00	0	100,00	0	100,00	0	100,00	
2	3/4	19050	0,00	0,00	100,00	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,00	0,00	0,00	0	100,00	0	100,00	0	100,00	
3	1/2	12700	0,00	0,00	100,00	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,00	0,00	0,00	0	100,00	0	100,00	0	100,00	
4	3/8	9500	0,00	0,00	100,00	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,00	0,00	0,00	0	100,00	0	100,00	0	100,00	
5	3	6700	0,00	0,00	100,00	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,00	0,00	0,00	0	100,00	0	100,00	0	100,00	
6	4	4750	0,00	0,00	100,00	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,00	0,00	0,00	0	100,00	0	100,00	0	100,00	
7	5	4000	0,00	0,00	100,00	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,00	0,00	0,00	0	100,00	0	100,00	0	100,00	
8	10	2000	24,20	3,29	96,71	0,051	0,005	0,004	0,002	0,000	0,000	4,64	2,56	2,41	1229	95,36	0	97,44	1009	97,59	
9	18	1000	31,42	31,42	65,28	0,024	0,002	0,003	0,008	0,001	0,001	21,08	9,777	17,79	0	74,28	0	87,67	0	79,80	
10	25	710	96,40	13,12	52,16	0,019	0,003	0,004	0,002	0,000	0,000	6,85	6,12	7,65	0	67,43	601	81,55	0	72,15	
11	35	500	76,60	10,43	41,73	0,016	0,002	0,003	0,002	0,000	0,000	4,66	3,24	5,21	0	62,77	0	78,31	0	66,94	
12	48	300	112,50	15,32	26,41	0,015	0,002	0,003	0,002	0,000	0,000	6,17	4,76	8,16	0	56,59	0	73,55	0	58,78	
13	65	212	55,90	7,61	18,80	0,018	0,003	0,004	0,001	0,000	0,000	3,76	3,55	5,20	0	52,83	0	70,00	0	53,59	
14	100	150	34,70	4,72	14,08	0,020	0,004	0,005	0,001	0,000	0,000	2,63	2,94	3,54	0	50,20	0	67,06	0	50,05	
15	150	106	53,30	7,26	6,82	0,044	0,012	0,010	0,003	0,001	0,001	8,84	13,54	12,44	0	41,36	0	53,53	0	37,60	
16	200	63	26,10	3,55	3,27	0,172	0,018	0,025	0,006	0,001	0,001	16,88	9,94	14,55	0	24,48	0	43,58	0	23,05	
17	270	45	8,10	1,10	2,16	0,489	0,137	0,082	0,005	0,002	0,001	14,89	23,48	15,06	0	9,59	0	20,10	0	7,99	
18	400	38	3,30	0,45	1,72	0,468	0,116	0,061	0,002	0,001	0,000	5,81	8,10	4,56	0	3,79	0	12,00	0	3,43	
19	-400	0	12,60	1,72	0,00	0,080	0,045	0,012	0,001	0,001	0,000	3,79	12,00	3,43	0	0,00	0	0,00	0	0,00	
					Cab. Cal (%)	0,0362	0,0064	0,0060	0,006	0,006	0,006	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
					Cab. Cal (ppm)	362,187	64,335	60,061	60,061	60,061	60,061	60,061	60,061	60,061	60,061	60,061	60,061	60,061	60,061	60,061	60,061
					Cab. Eny.	334,000	60,000	64,000	64,000	64,000	64,000	64,000	64,000	64,000	64,000	64,000	64,000	64,000	64,000	64,000	64,000
TOTAL					734,50	100,00	0,0362	0,0064	0,0060	0,006	0,006	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

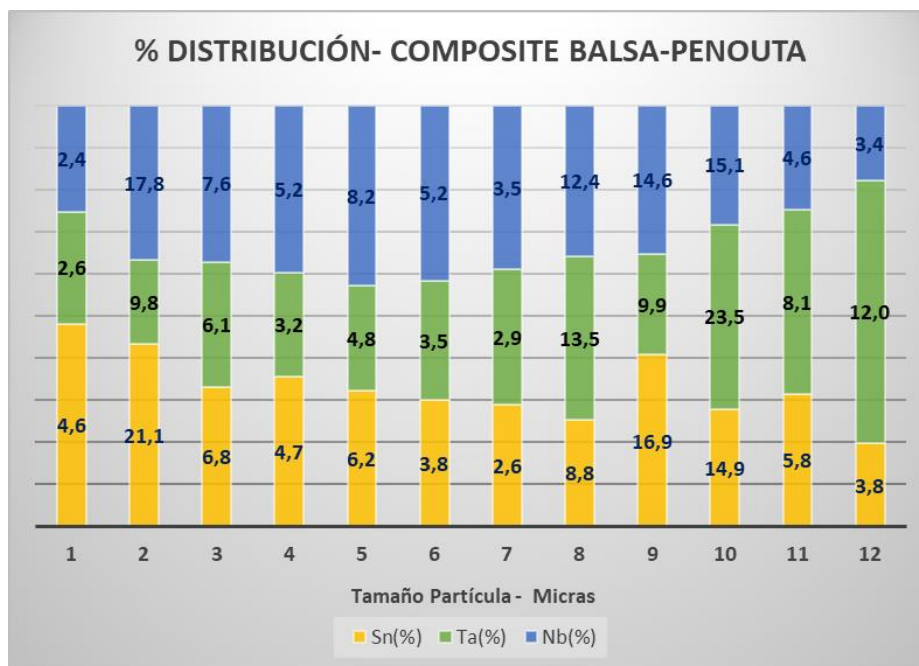


Fig. 4.5 - Distribución de las especies minerales de interés al procesamiento mineral.

Tabla 4.11 - Distribución de las especies minerales de interés al procesamiento mineral.

CUADRO RESUMEN- DISTRIBUCIÓN CONTENIDO METÁLICO POR TAMAÑO						
i	Malla (#)	Malla (micras)	Peso (%)	Sn (%)	Ta (%)	Nb (%)
1	4	4750	0,00	0,00	0,00	0,00
2	5	4000	0,00	0,00	0,00	0,00
3	10	2000	3,29	4,64	2,56	2,41
4	18	1000	31,42	21,08	9,77	17,79
5	25	710	13,12	6,85	6,12	7,65
6	35	500	10,43	4,66	3,24	5,21
7	48	300	15,32	6,17	4,76	8,16
8	65	212	7,61	3,76	3,55	5,20
9	100	150	4,72	2,63	2,94	3,54
10	150	106	7,26	8,84	13,54	12,44
11	200	63	3,55	16,88	9,94	14,55
12	270	45	1,10	14,89	23,48	15,06
13	400	38	0,45	5,81	8,10	4,56
14	-400	0	1,72	3,79	12,00	3,43

De la *Tabla 4.11* y *Fig. 4.5* se desprende que los contenidos en Sn y Ta, elementos cruciales para el proceso, aumentan a medida que decrece el tamaño granulométrico de la alimentación. En particular, a partir de 106 μm , se aprecia una considerable presencia sobre todo del Ta. También se puede apreciar dicha distribución en la *Tabla 4.12* y la *Fig. 4.6* donde se ha condensado la información anteriormente mostrada, pero esta vez en

los intervalos granulométricos que se trabajan en planta. Se recuerda que las fracciones 3/2 y 0,038/0 mm, respectivamente, son rechazos, por lo que las fracciones restantes, representan las fracciones de trabajo por su alto contenido metálico.

Tabla 4.12 - Distribución metálica por fracciones granulométricas de la muestra composite Penouta-Balsa.

DISTRIBUCIÓN METÁLICA (%) COMPOSITO BALSA-PENOUTA				
Intervalo granulométrico (mm)	Peso (%)	Sn (%)	Ta (%)	Nb (%)
3/2	3,29	4,64	2,56	2,41
2/0,106	89,88	54,00	43,91	59,99
0,106/0,038	5,11	37,57	41,53	34,17
0,038/0	1,72	3,79	12,00	3,43

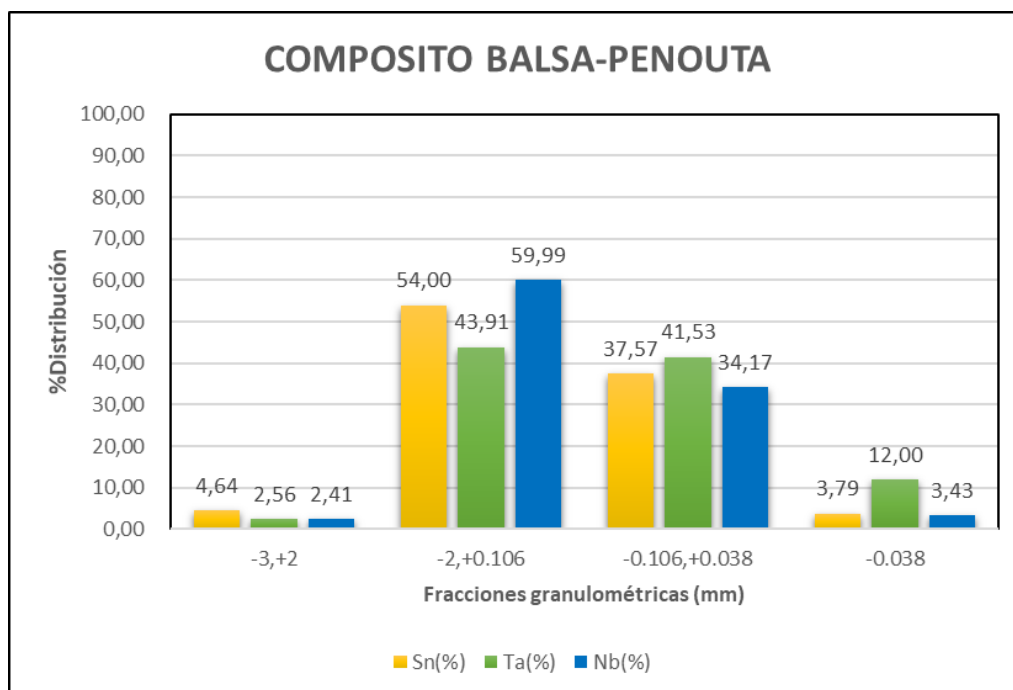


Fig. 4.6 - Distribución metálica por fracciones granulométricas de la muestra composite Penouta-Balsa.

Estos resultados, concuerdan con los reportados por (Alfonso et al., 2018), (Ghorbani et al., 2017) y (Llorens et al., 2017), quienes indican que los minerales del grupo de la columbita (MGC) aparecen generalmente como cristales laminados de <200 μm , con un tamaño promedio de 80 μm . Esto puede comprobarse en la Fig. 4.5, donde,

de la fracción 106 μm a 63 μm , pasa el contenido metálico del Nb de 12,4% a 14,6%. Además, el Ta parece liberarse más, ya que, a 150 μm tiene 2,9% Ta, pasando a 13,5% Ta de contenido metálico en la fracción 106 μm . Asimismo, en fracciones de 63/38 μm se encuentran el 41,5% del contenido metálico de Ta, lo que evidencia la gran cantidad de estos óxidos de Ta-Nb que se encuentran en tamaños muy finos bien en forma de cristales individuales, como el caso de la microlita o MGC, o bien por la presencia de microinclusiones de estos MGC en la casiterita, tal como concluyen (Alfonso et al., 2018), (Ghorbani *et al.*, 2017) y (Llorens et al., 2017) y (López-Moro et al., 2017).

En el caso del Sn, se observa que en las fracciones gruesas parece estar liberado; sin embargo, ocurre un salto de 2,6% Sn en 150 μm a 8,8% Sn en 106 μm . Esto probablemente se debe a lo reportado por (Alfonso et al., 2018), (Ghorbani *et al.*, 2017), que indican que la casiterita se presenta generalmente en cristales de hasta 200 μm de largo, reconociéndose dos generaciones. La primera generación, consiste en cristales homogéneos de composición casi pura (fracciones gruesas con un comportamiento constante en % distribución metálica); mientras que la segunda generación puede alcanzar altos contenidos en peso tanto en el Ta como en el Nb, debido a las microinclusiones de minerales como la wodginita, y como consecuencia, en fracciones granulométricas finas aumenta la presencia tanto de Sn, Ta y Nb, como bien se observa en la *Fig. 4.6*.

En este sentido, las fracciones operativas serían de 2000/106 μm y 106/38 μm . Actualmente, en la planta de proceso la fracción más gruesa 3000/2000 μm es retirada como primer rechazo del proceso (ver *Fig. 3.17* flujograma de proceso). La fracción 38/0 μm se rechazan como estériles del rebose en la etapa de ciclonado.

Cabe resaltar que, actualmente, la mina de Penouta está procesando solamente material proveniente de la antigua balsa de estériles, por lo que estos datos son útiles para decisiones operativas de la planta, sobre todo en el área de molienda-clasificación, con la finalidad de liberar las especies minerales de interés para, de esta manera, controlar tanto contenidos metálicos, granulometría de alimentación como indicadores de leyes y recuperaciones de planta.

4.1.2 Ensayos de cinética en molienda

En este apartado se compilan los resultados obtenidos derivados de la batería de ensayo de cinética en molienda. Como ya ha sido mencionado, se llevaron a cabo los ensayos en dos partes, con la finalidad de estudiar, por un lado, la influencia de la velocidad de giro del molino y, por otro, la variación de la velocidad de giro y el tamaño de bola; Para el primer caso se trabaja con la mina de Barruecopardo, mientras que para el segundo ensayo se emplean las menas de Mittersill y ambas muestras de Penouta.

En este sentido, se reflejan los resultados y análisis de la caracterización en cinética en molienda mediante la determinación de la probabilidad de fractura (S_i), la función fractura (B_{ij}), los parámetros cinéticos (α_T , α , ϕ_j , γ y β), según la metodología de Austin, detallados en el apartado 3.1.2.4.1. Por otra parte, se estudia la evolución de la ley de wolframio (W) o estaño (Sn), tántalo (Ta) y niobio (Nb) según sea el caso de la mena, en los productos molidos con respecto a los monotamaños y sus fracciones granulométricas. Además, se estudia la evolución de parámetros determinantes en la molienda como el P_{80} y relación de reducción con respecto al tiempo de molienda, velocidades de giro y monotamaños de alimentación.

4.1.2.1 Resultados para caso de estudio: Barruecopardo

La muestra de Barruecopardo, de acuerdo a los resultados de las *Fig. 4.7* a *Fig. 4.9*, presenta un comportamiento lineal en todos los monotamaños y al variar la velocidad de giro del molino. Los valores de probabilidad de fractura, S_i , presentan un comportamiento de primer orden, por lo tanto, podrían ser determinados mediante el cálculo de las pendientes de las líneas de primer orden graficadas, según la *Ecuación 2.14*. Además, la probabilidad de fractura no cambia con el tiempo, tal como afirma Austin, por lo tanto, puede suponerse constante; aunque en ciertos monotamaños existe una variación a diferentes velocidades de giro del molino.

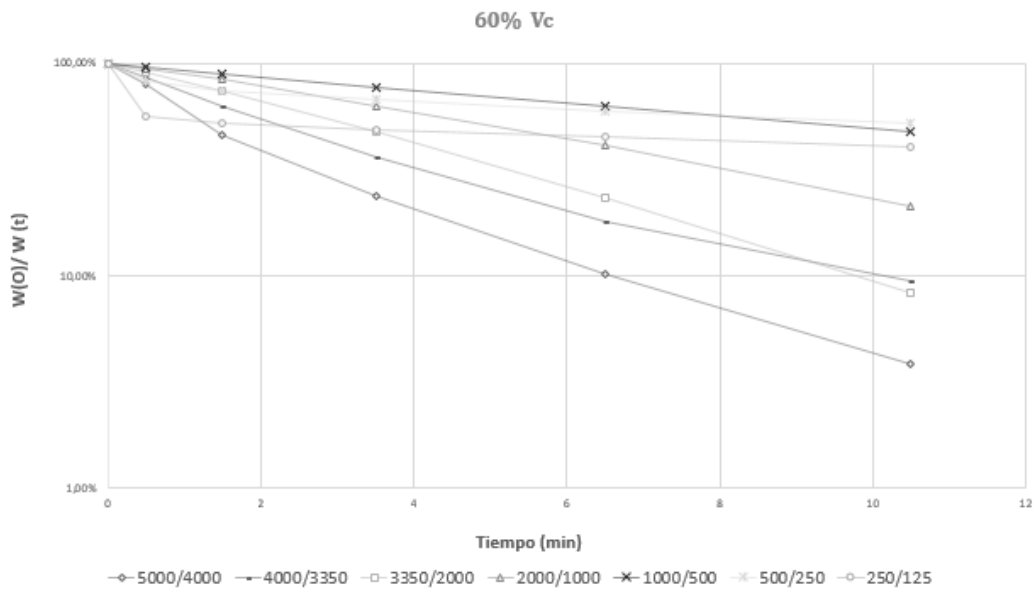


Fig. 4.7 - Gráfica de primer orden para molienda en seco de diferentes tamaños de alimentación de la mena de wolframio proveniente de Barruecopardo, 60% de la velocidad crítica.

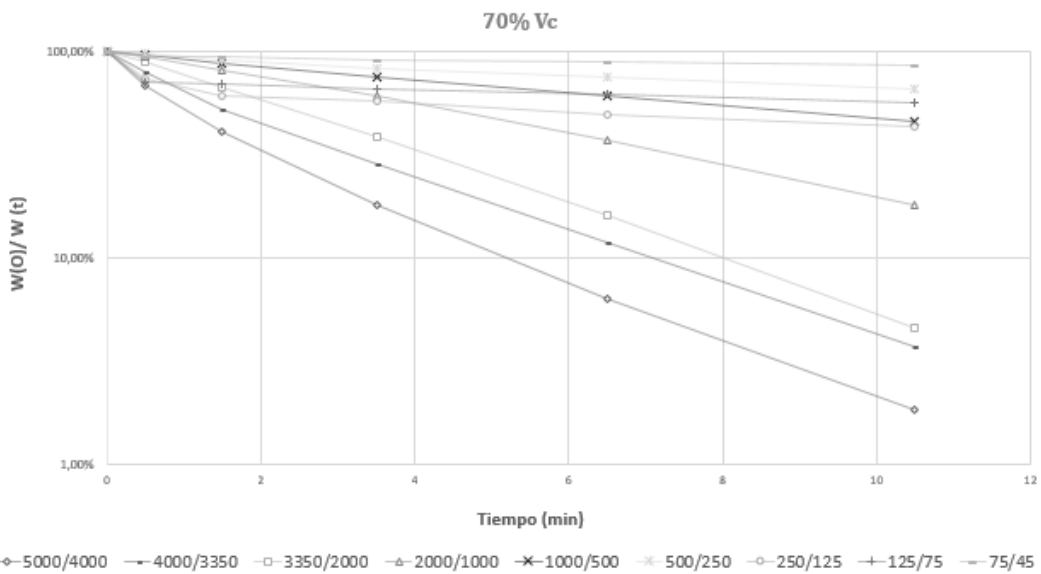


Fig. 4.8 - Gráfica de primer orden para molienda en seco de diferentes tamaños de alimentación de la mena de wolframio proveniente de Barruecopardo, 70% de la velocidad crítica.

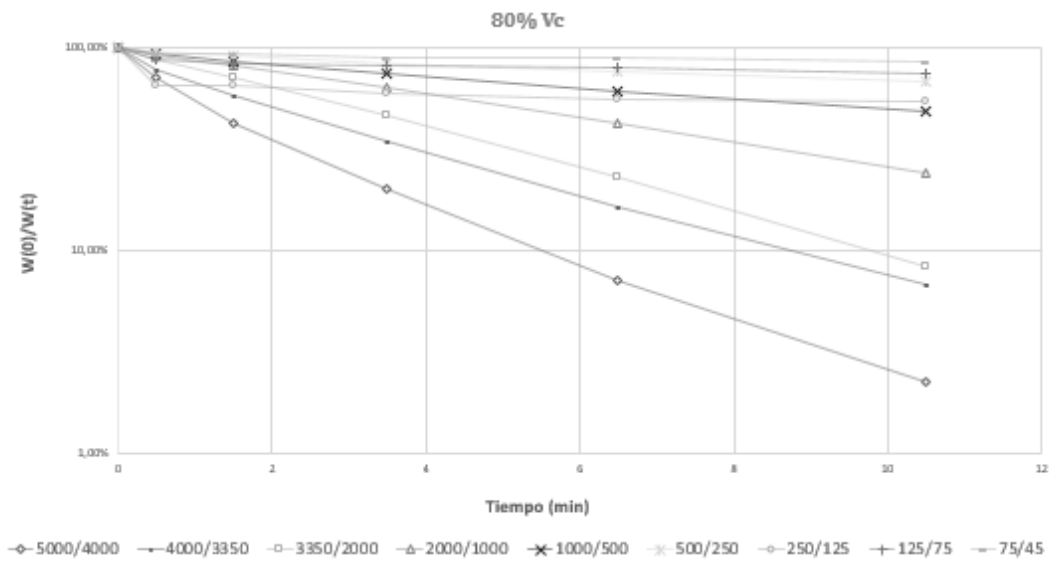
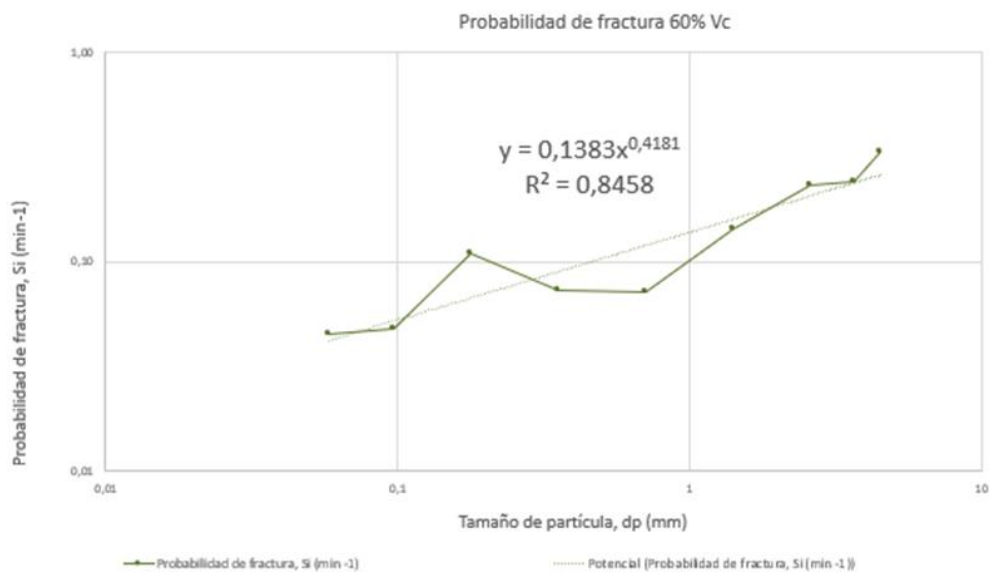


Fig. 4.9 - Gráfica de primer orden para molienda discontinua en seco de diferentes tamaños de alimentación de la mena de wolframio, proveniente de Barruecopardo, 80% de la velocidad crítica.

A partir de las Fig. 4.3 a Fig. 4.9 se conocen las pendientes de las rectas para cada monotamaño en cada condición de velocidad de giro, construyéndose las Fig. 4.10 a Fig. 4.12, las cuales muestran la probabilidad de fractura S_i a 60%, 70% y 80% con respecto a la velocidad crítica (V_c)



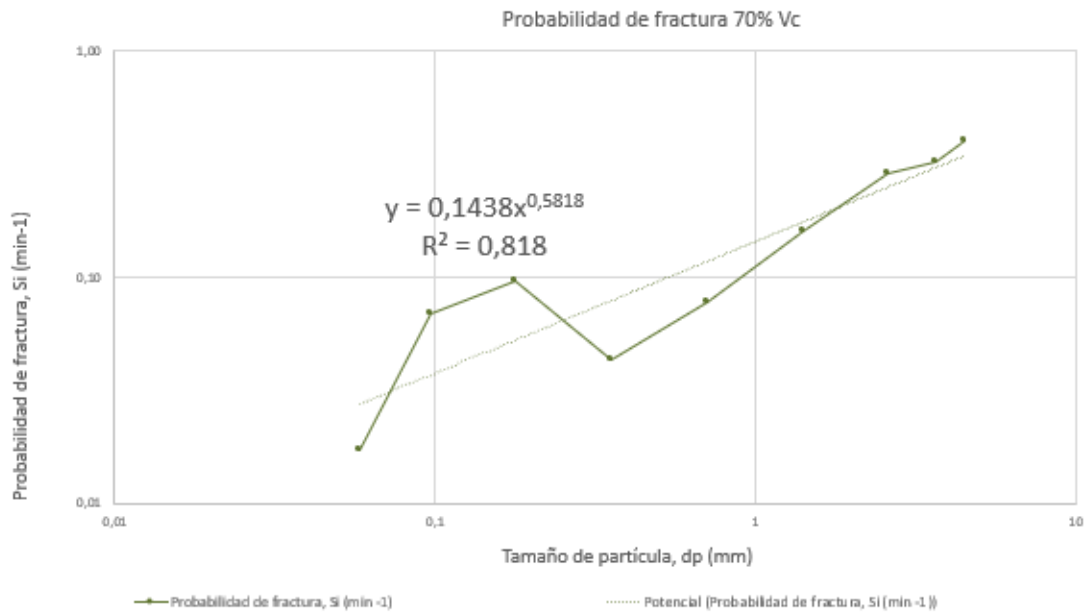


Fig. 4.11 - Probabilidad de fractura Si a 70% de la velocidad crítica.

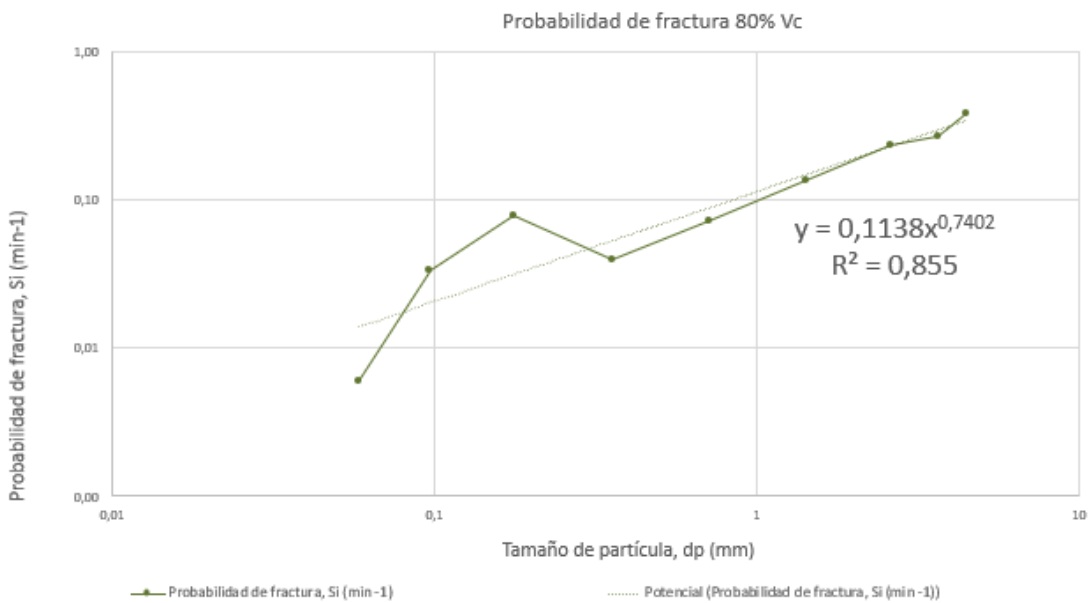


Fig. 4.12 - Probabilidad de fractura Si a 80% de la velocidad crítica.

Adicionalmente, la Fig. 4.13, muestra los valores de la probabilidad de fractura en relación al porcentaje de velocidad del molino con respecto a su velocidad crítica versus el tamaño de partícula para la muestra mineral de Barruecopardo.

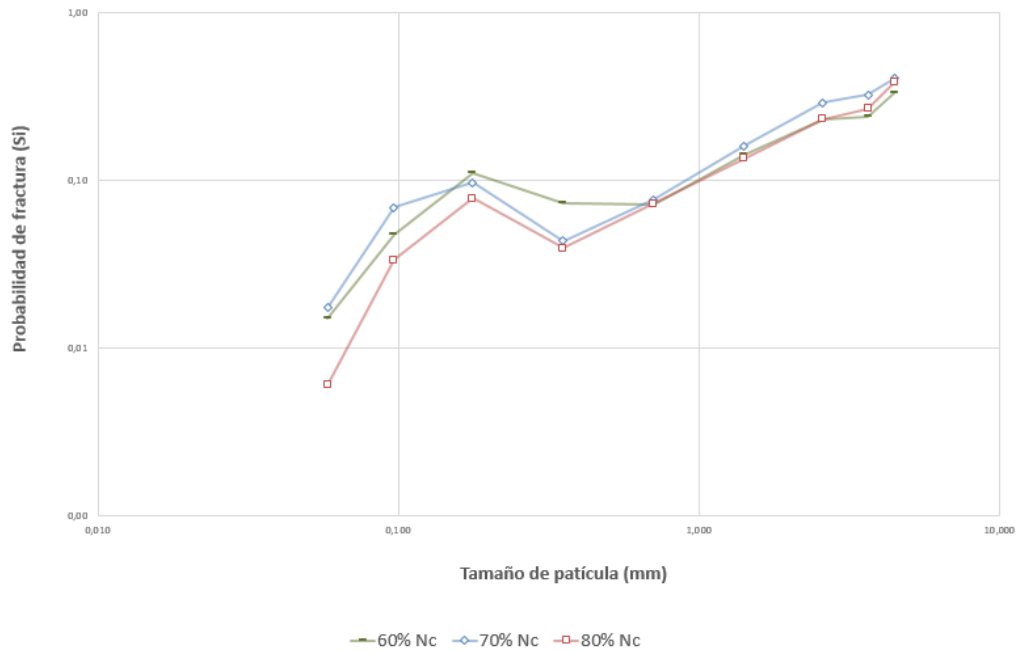


Fig. 4.13 - Comportamiento de la probabilidad de fractura (S_i), con el tamaño de partícula, respecto a la velocidad de giro del molino.

Otros parámetros estudiados fueron el comportamiento del tamaño del 80% de partículas pasantes producto de la molienda (P_{80}) y la relación de reducción producida en esta operación (R_r).

En relación al P_{80} , se presentan los resultados de molienda a lo largo del tiempo para cada tamaño de alimentación al variar la velocidad del molino, representado en la *Tabla 4.13*, *Fig.4.14* a *Fig.4.16*. Paralelamente, se muestra la evolución del (P_{80}) una vez finalizado el tiempo total de molienda con respecto a diferentes velocidades de trabajo para cada monotamaño de alimentación, en la *Tabla 4.14* a *Fig. 4.17*.

Tabla 4.13 - Comportamiento del P₈₀ de molienda a lo largo del tiempo para cada tamaño de alimentación al variar la velocidad del molino.

		60% Vc	70% Vc	80% Vc
Monotamaño Alimentación (micras)	Tiempo (min)	P80 (micras)	P80 (micras)	P80 (micras)
5000/4000	0			
	0,5	4747,35	4707,02	4720,95
	1,5	4568,53	4506,02	4534,38
	3,5	4156,50	3916,34	4008,48
	6,5	3062,33	2945,70	3113,14
	10,5	2244,95	1856,62	2014,71
4000/3350	0			
	0,5	3847,47	3833,81	3833,50
	1,5	3794,46	3749,09	3778,28
	3,5	3644,51	3541,52	3624,42
	6,5	3320,58	2929,09	3206,86
	10,5	2329,46	1864,24	2220,51
3350/2000	0			
	0,5	3052,16	3043,53	3041,22
	1,5	2985,27	2943,54	2974,06
	3,5	2785,85	2651,99	2776,82
	6,5	2046,83	1905,93	2085,85
	10,5	1608,12	1447,76	1665,01
2000/1000	0			
	0,5	1788,37	1784,43	1782,70
	1,5	1764,37	1752,14	1757,06
	3,5	1684,49	1672,45	1687,20
	6,5	1522,52	1467,63	1535,51
	10,5	1078,53	977,26	1063,83
1000/500	0			
	0,5	895,16	894,31	893,33
	1,5	887,79	886,08	883,95
	3,5	871,53	867,44	867,00
	6,5	841,94	836,69	839,56
	10,5	792,97	786,16	799,79
500/250	0			
	0,5	439,19	448,28	447,54
	1,5	433,12	445,26	445,23
	3,5	426,32	440,42	441,20
	6,5	416,33	434,35	435,66
	10,5	406,06	425,88	427,99
250/125	0			
	0,5	205,6	215,70	211,54
	1,5	202,67	208,84	211,63
	3,5	199,47	207,07	208,49
	6,5	195,57	200,43	205,42
	10,5	191,15	192,34	204,67

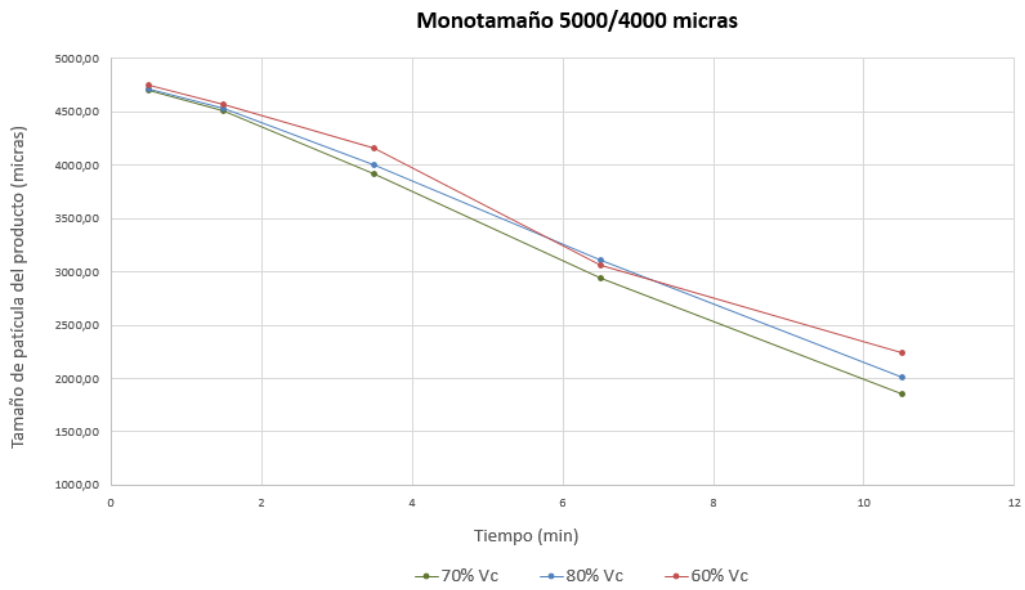


Fig. 4.14 - Comportamiento del P_{80} de molida a lo largo del tiempo para monotamaños 5000/4000 al variar la velocidad del molino.

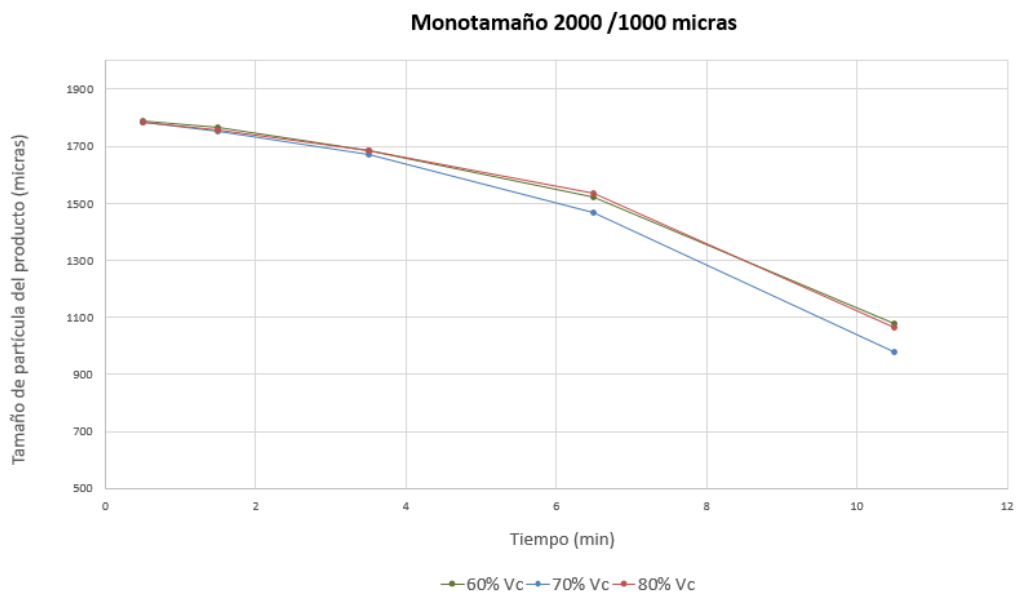


Fig. 4.15 - Comportamiento del P_{80} de molida a lo largo del tiempo para monotamaños 2000/1000 al variar la velocidad del molino.

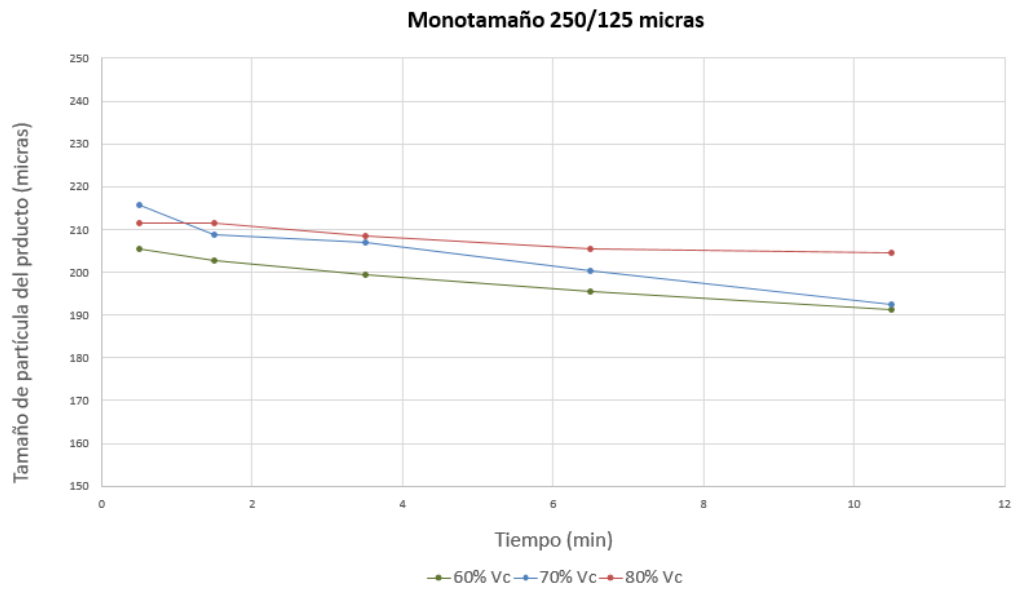


Fig. 4.16 - Comportamiento del P_{80} de molienda a lo largo del tiempo para tres monotamaños 250/125 al variar la velocidad del molino.

Tabla 4.14 - P_{80} de productos obtenidos a 10,5 minutos de molienda a diferentes velocidades de molino para cada monotamaño de alimentación.

Monotamaño Alimentación (micras)	Media Geométrica dp (micras)	P80 60% Vc	P80 70% Vc	P80 80% Vc
5000/4000	4472,14	2244,95	1856,62	2014,71
4000/3350	3660,60	2329,46	1864,24	2220,51
3350/2000	2588,44	1608,12	1447,76	1665,01
2000/1000	1414,21	1078,53	977,26	1063,83
1000/500	707,11	792,97	786,16	799,79
500/250	353,55	406,06	425,88	427,99
250/125	176,78	191,15	192,34	204,67
125/75	96,82	110,22	107,86	111,95
75/45	58,09	68,11	68,11	68,11

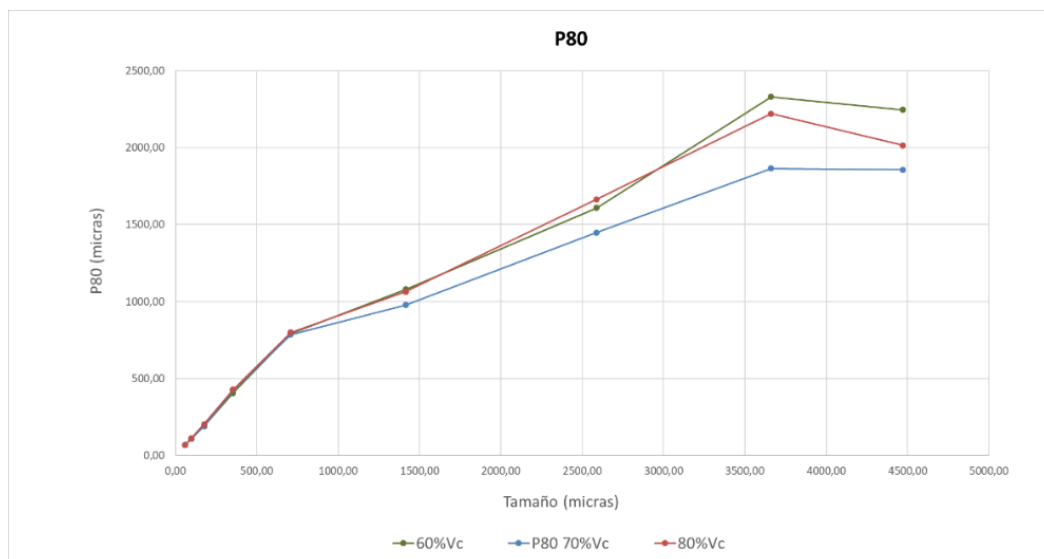


Fig. 4.17 - P_{80} de productos obtenidos a 10,5 minutos de molienda a diferentes velocidades de molino para cada monotamaño de alimentación.

Con respecto a la relación de reducción, se presentan los resultados con respecto a la velocidad de trabajo para cada monotamaño de alimentación mediante la *Tabla 4.15* y *Fig. 4.18*.

Tabla 4.15 - Relación de reducción con respecto a la velocidad de trabajo para cada monotamaño de alimentación.

Monotamaño Alimentación (micras)	Media Geométrica dp (micras)	Rel. Red. 60% Vc	Rel. Red. 70% Vc	Rel. Red. 80% Vc
5000/4000	4472,14	2,14	2,59	2,38
4000/3350	3660,60	1,66	2,08	1,74
3350/2000	2588,44	1,92	2,13	1,85
2000/1000	1414,21	1,67	1,84	1,69
1000/500	707,11	1,13	1,14	1,13
500/250	353,55	1,11	1,06	1,05
250/125	176,78	1,18	1,17	1,10
125/75	96,82	1,04	1,07	1,03
75/45	58,09	1,01	1,01	1,01

RELACIÓN DE REDUCCIÓN Vs MONOTAMAÑO DE ALIMENTACIÓN EN FUNCIÓN A LA VELOCIDAD DE TRABAJO

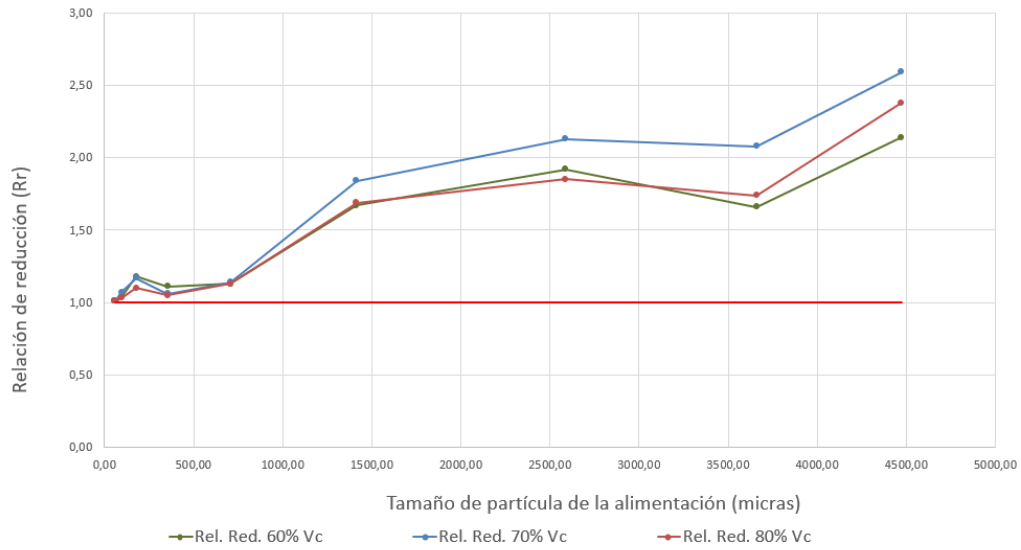


Fig. 4.18 - Relación de reducción con respecto a la velocidad de trabajo para cada monotamaño de alimentación.

La *Tabla 4.16* y *Fig. 4.19* a *Fig. 4.21*, resumen la evolución de la probabilidad de fractura, la relación de reducción con respecto a la velocidad de trabajo y por monotamaño de alimentación.

Tabla 4.16 - Probabilidad de fractura y relación de reducción con respecto a la velocidad de trabajo por monotamaño de alimentación.

Monotamaños (micras)	Media Geométrica dp (micras)	#	Probabilidad de fractura, Si (min ⁻¹)			P80 (micras)		
			60% Vc	70% Vc	80% Vc	60% Vc	70% Vc	80% Vc
5000/4000	4472	1	0,331	0,403	0,383	2244,95	1856,62	2014,71
4000/3350	3661	2	0,241	0,322	0,266	2329,46	1864,24	2220,51
3350/2000	2588	3	0,231	0,289	0,232	1608,12	1447,76	1665,01
2000/1000	1414	4	0,143	0,159	0,135	1078,53	977,26	1063,83
1000/500	707	5	0,071	0,077	0,072	792,97	786,16	799,79
500/250	354	6	0,073	0,043	0,039	406,06	425,88	427,99
250/125	177	7	0,110	0,097	0,078	191,15	192,34	204,67
125/75	97	8	0,047	0,068	0,033	110,22	107,86	111,95
75/45	58	9	0,015	0,017	0,006	68,11	68,11	68,11

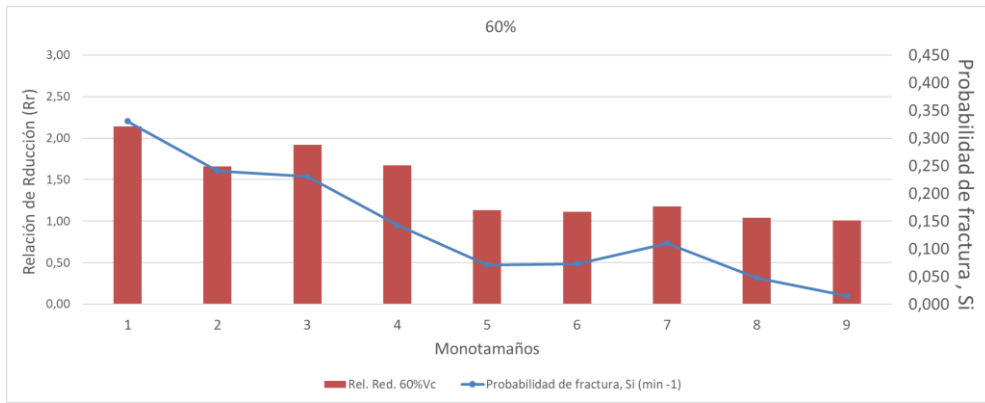


Fig. 4.19 - Probabilidad de fractura y relación de reducción por monotamaño de alimentación a 60% de la velocidad de trabajo.

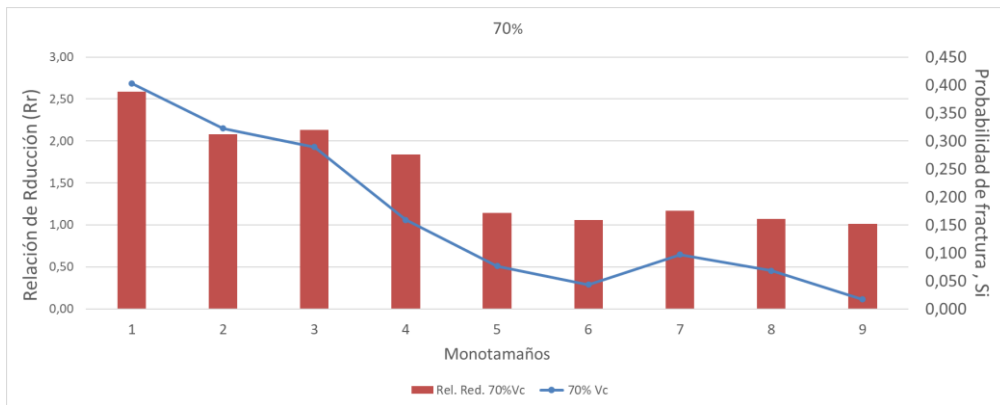


Fig. 4.20 - Probabilidad de fractura y relación de reducción por monotamaño de alimentación a 70% de la velocidad de trabajo.

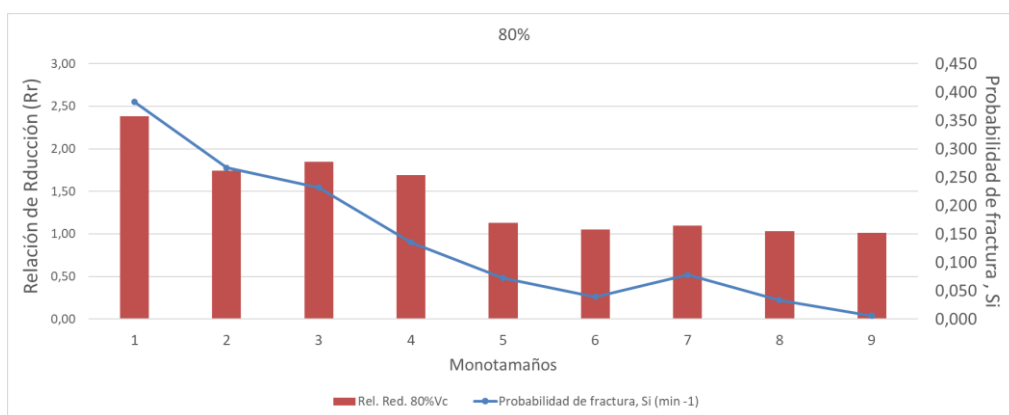


Fig. 4.21 - Probabilidad de fractura y relación de reducción por monotamaño de alimentación a 80% de la velocidad de trabajo.

De los resultados anteriormente mostrados, se desprende que, de la *Fig. 4.14 a Fig. 4.16 y Fig. 4.19 a Fig. 4.21*, los tamaños más gruesos presentan una probabilidad de fractura mayor en comparación a los tamaños más finos, como consecuencia de la rotura por abrasión, a causa del golpeteo de bordes y esquinas. En los tamaños finos, la rotura es más difícil, ya que, probablemente la distribución de bolas empleada deja huecos grandes, empaquetamiento bajo, causando, una disminución en la eficiencia del impacto, comprobado también por los valores bajos de S_i .

Además, se observa que para tamaños finos, al incrementarse la velocidad de giro de 60% a 70%, aumenta la probabilidad de fractura; mientras que, de 70 a 80% de la velocidad de giro, ocurre un descenso en dichos valores, siendo evidente que la velocidad óptima de trabajo es 70% de la velocidad de giro, coincidiendo con (Gupta & Shivani, 2014), (Fuerstenau, 1978) y (Gupta, 2016), quienes experimentaron a escala de laboratorio, con varios materiales, simulaciones y posteriormente escalado. Por lo antes expuesto, la probabilidad de fractura, S_i , no es independiente de las condiciones operativas del molino. Además, para los tamaños intermedios y gruesos, la tendencia es bastante lineal, coincidiendo con la tendencia reportada por (Deniz, 2004) para esta granulometría.

En el presente estudio, se evidencia primeramente una mayor probabilidad de fractura a 70% de la velocidad crítica, comparando las tres velocidades ensayadas (*Fig. 4.13 y Fig. 4.19-Fig. 4.21*). En segundo lugar, el cambio brusco de pendiente en los monotamaños: 250/125, a consecuencia de la liberación de W como especie mineral con mayor resistencia a la fractura (*Fig. 4.13*), el cual, puede comprobarse mediante los resultados obtenidos del estudio mineralógico por fracción de tamaño (*Tabla 4.7*), donde su monotamaño de alimentación es también más rico en W. En tercer lugar, la tendencia lineal que mantiene el P_{80} con respecto al tiempo en todos los monotamaños de alimentación al variar la velocidad de trabajo, destacando el hecho de que, en todos los casos, a 70% de la velocidad de trabajo, se obtiene un P_{80} más fino (*Tabla 4.13 y Fig. 4.17*), así como también al finalizar el tiempo total de molienda (*Tabla 4.15 y Fig. 4.18*), confirmando que la velocidad de giro afecta al producto obtenido de la molienda (Öksüzoglu & Uçurum, 2016) y (Cayirli, 2018). Finalmente, se comprueba mediante la *Tabla 4.15- Tabla 4.16 y Fig. 4.18-Fig. 4.21* que a 70% de la velocidad de trabajo, se tiene una mayor relación de reducción para todos los monotamaños de alimentación estudiados. Sería de gran aporte, acompañar dicho análisis con otras técnicas de

microscopia, con la finalidad de tener más información mineralógica, específicamente de cristalografía (Nava et al., 2020).

(Gupta & Sharma, 2014), ensayaron tres monotamaños de muestras de cuarzo, limonita y dos tipos de Clinker, resultando en un aumento y posterior descenso de la probabilidad de fractura en un intervalo de 50% hasta 80%, con respecto a la velocidad crítica; no obstante, éste no demostró la velocidad óptima, pero sí que la probabilidad de fractura S_i , es efectivamente independiente de las condiciones operativas del molino, y que además el efecto de cualquier variable operativa sobre valores de S_i normalizada, es significativamente diferente para diferentes combinaciones de los valores de otras variables operativas como el diámetro del molino, y de variables mineralógicas como la dureza, tal como ocurre en el presente caso de estudio. La muestra de Barruecopardo presenta una matriz compuesta por cuarzo y wolframita principalmente, por lo que no se trata de un mineral homogéneo como el cuarzo puro.

Los parámetros cinéticos obtenidos (α , αT , ϕ_j , γ , β) mediante la linealización de Ecuación 2.15, son resumidos en la Tabla 4.17 y Tabla 4.18, así como también los valores de la función fractura, B_{ij} .

Tabla 4.17 - Valores de los parámetros cinéticos α , αT por monotamaño, para diferentes velocidades de giro del molino.

	60% Vc	70% Vc	80% Vc
α	0,42	0,58	0,74
αT ($^{-1} \text{ min}$)	0,14	0,14	0,11

Según la Tabla 4.17 y Fig. 4.22, la función de selección αT , varió muy poco, a pesar del incremento de velocidad, ya que no hubo cambio de geometría del molino. Sin embargo, para mayores velocidades, resultó en un descenso. La variación de αT , con la velocidad del molino ha sido formulada por (Austin & Brame, 1983), mediante el uso de la Ecuación 2.20; sin embargo, dicha ecuación es muy general, sin tomar en cuenta mineralogía.

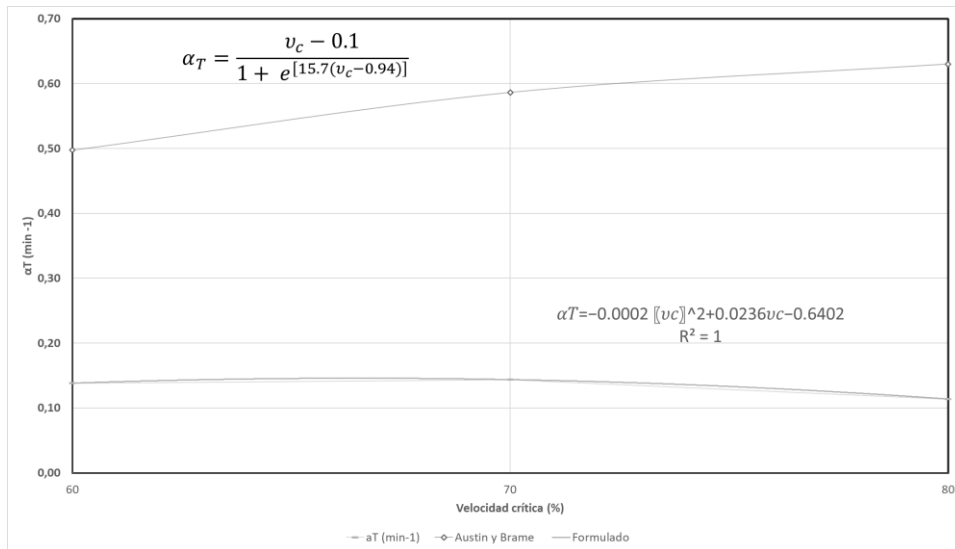


Fig. 4.22 - Variación de α_T con % de velocidad crítica del molino.

Como se observa en la Fig. 4.22, se molutra más fácilmente a la velocidad donde se ha registrado el valor máximo de α_T , es decir, en 70% de la velocidad crítica. Siendo un resultado lógico a partir del comportamiento de la probabilidad de fractura S_i . Como se observa a partir de la Fig. 4.22, la aproximación de (Austin & Brame, 1983), no se ajusta a los valores obtenidos experimentalmente. Por lo tanto, a partir de las variaciones de α_T con respecto a la velocidad del molino fue formulado usando la Fig. 4.22. La fórmula generada del presente trabajo específicamente para el mineral de Barruecopardo es:

$$\text{Ecuación 4.1} \quad \alpha_T = -0.0002 v_c^2 + 0.0236v_c - 0.6402$$

Por su parte, el parámetro α , se encuentra dentro del rango reportado por Austin, el cual, normalmente es un número positivo y se debe encontrar en el rango de 0,5 a 1,5 y depende únicamente del mineral.

Los parámetros cinéticos de la función fractura (ϕ_j , γ y β), están reportados en la Tabla 4.18. De acuerdo con (Austin & Concha, 1994), ϕ_j , y β , son parámetros que dependen del material. Además, recomiendan que γ y β deben estar entre 0.5-1,5, y 2,5-5,0, respectivamente.

Tabla 4.18 - Valores de los parámetros cinéticos (ϕ , γ , β) por monotamaño, para diferentes velocidades de giro del molino.

Monotamaño (micras)	i	i/j	60% Vc				70% Vc				80% Vc					
			Bij (Exp)	ϕ	γ	β	Bij (Whiten y White 1979)	Bij (Exp)	ϕ	γ	β	Bij (Whiten y White 1979)	Bij (Exp)	ϕ	γ	β
4000	4000	1,000	1,000				1,000				1,000	1,000				1,000
	3350	0,838	0,637	0,769			0,708				0,709	0,680				0,754
	2000	0,500	0,516	0,524			0,612				0,591	0,576				0,522
	1000	0,250	0,474	0,465			0,581				0,573	0,542				0,475
	500	0,125	0,450	0,449	3,285	0,036	0,563	0,586	0,021	3,361	0,568	0,522	0,552	0,027	3,477	0,462
	250	0,063	0,435	0,437			0,551				0,564	0,512				0,453
	125	0,031	0,426	0,427			0,545				0,560	0,503				0,443
3350	75	0,019	0,421	0,419			0,540				0,557	0,495				0,437
	45	0,011	0,411	0,411			0,534				0,554	0,489				0,430
	2000	1,000	1,000	1,000			1,000				1,000	1,000				1,000
	1000	0,299	0,799	0,792			0,833				0,835	0,856				0,816
	500	0,149	0,774	0,773	2,732	0,022	0,812	0,828	0,015	2,507	0,819	0,838	0,861	0,015	2,734	0,789
	250	0,075	0,758	0,761			0,799				0,807	0,825				0,766
	125	0,037	0,749	0,749			0,791				0,796	0,818				0,745
2000	75	0,022	0,743	0,741			0,785				0,788	0,812				0,730
	45	0,013	0,731	0,732			0,779				0,780	0,807				0,715
	1000	1	1	1			1				1	1				1,000
	500	0,5	0,856	0,856			0,875				0,861	0,893				0,891
	250	0,25	0,793	0,799			0,818				0,813	0,845				0,844
	125	0,125	0,755	0,765	1,905	0,047	0,779	0,874	0,055	3,123	0,780	0,814	0,882	0,035	1,862	0,814
	75	0,0375	0,738	0,739			0,736				0,751	0,798				0,791
1000	45	0,0225	0,719	0,721			0,726				0,730	0,786				0,774
	2500	1	1	1			1				1	1				1,000
	500	0,5	0,803	0,817			0,826				0,817	0,857				0,846
	250	0,25	0,708	0,741			0,738				0,741	0,785				0,788
	125	0,125	0,662	0,690	2,048	0,094	0,698	0,821	0,078	1,885	0,690	0,753	0,855	0,061	1,939	0,752
	75	0,075	0,635	0,658			0,668				0,658	0,729				0,728
	45	0,045	0,601	0,628			0,647				0,628	0,707				0,706
500	2500	1	1	1			1				1	1				1,000
	500	0,5	0,826	0,826			0,829				0,829	0,879				0,879
	250	0,25	0,757	0,757	4,054	0,115	0,750	0,876	0,118	2,538	0,748	0,783	0,882	0,087	1,283	0,801
	125	0,125	0,712	0,713			0,691				0,702	0,743				0,757
	45	0,09	0,673	0,673			0,665				0,660	0,716				0,720

Los valores de la función de fractura, B_{ij} , con respecto al tamaño de partícula para cada monotamaño al variar la velocidad de giro del molino, determinados por medio de la Ecuación 2.18, son representadas en las Fig. 4.23-4.25 para 60, 70 y 80% de la velocidad del molino, respectivamente.

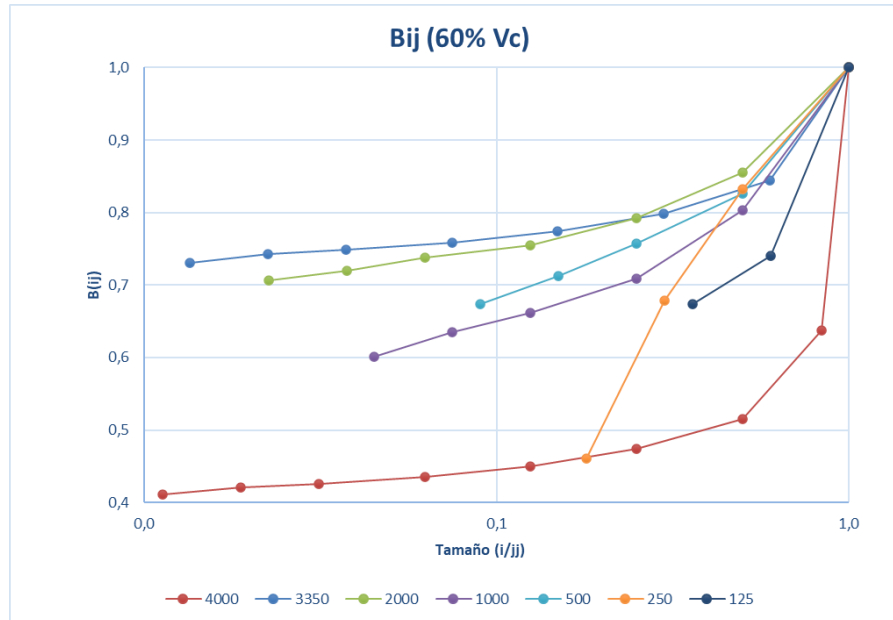


Fig. 4.23 - Valores de los parámetros cinéticos (φ_j , Y , β), por monotamaño, para diferentes velocidades de giro del molino.

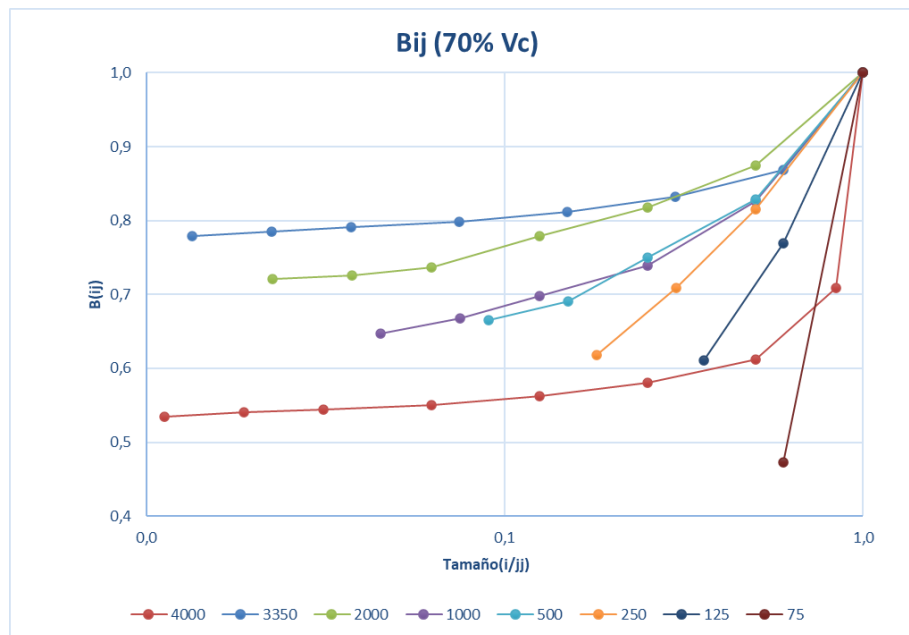


Fig. 4.24 - Comportamiento de la función fractura (B_{ij}), con el tamaño de partícula, a 70% velocidad de giro del molino, mineral de Barruecopardo.

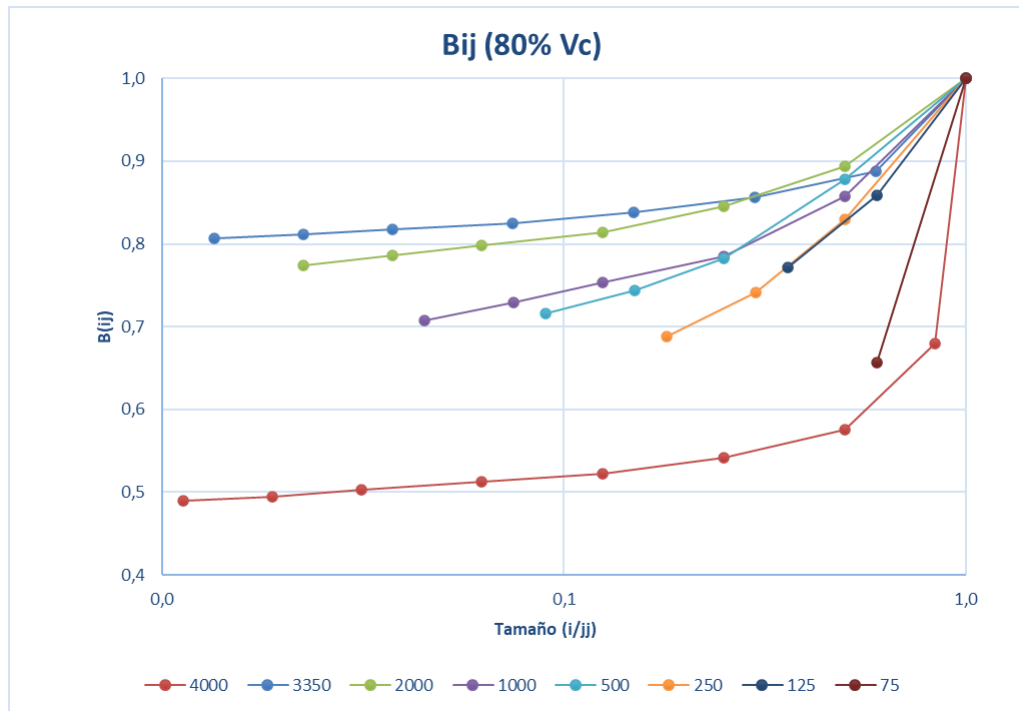


Fig. 4.25 - Comportamiento de la función fractura (B_{ij}), con el tamaño de partícula, a 80 % velocidad de giro del molino, mineral de Barruecopardo.

Las Fig. 4.23-Fig.4.25 para 60, 70 y 80% de la velocidad del molino, respectivamente, reflejan que la función de fractura depende del tamaño de alimentación. Asimismo, puede notarse la influencia de la velocidad de giro del molino sobre la función de fractura B_{ij} , en la Fig. 4.26 y Fig. 4.27, para dos monotamaños, uno grueso y otro intermedio (4000 μm y 500 μm , respectivamente). Sin embargo, la brecha es más acentuada para tamaños gruesos y menor para los tamaños finos. Esto se debe a que los tamaños gruesos además de tener una mayor probabilidad de fractura, presentan una mayor facilidad para producir partículas nuevas de menor tamaño o hijas. Es decir, la función fractura depende del tamaño de alimentación, coincidiendo con (Ipek, 2011), y que además se ve influenciada por la velocidad del molino, concordando con los resultados de (Deniz, 2004); no obstante, dicha variación no es significativa como bien lo reporta (Austin & Concha, 1994).

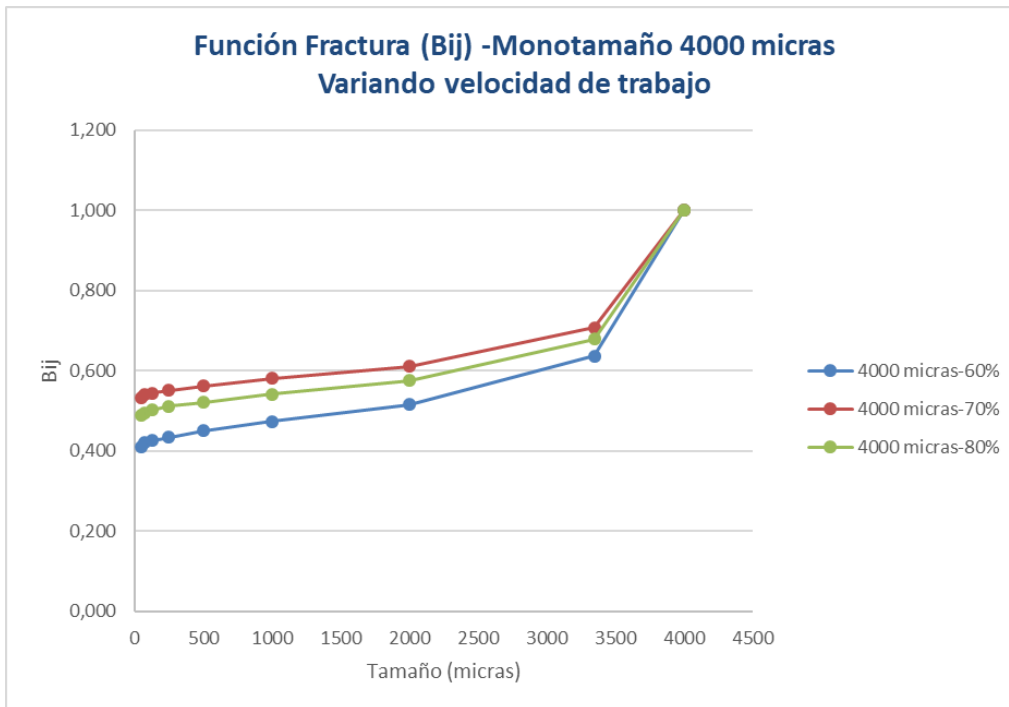


Fig. 4.26 - Comportamiento de la función fractura (B_{ij}), con respecto al tamaño de partícula para el monotamaño de alimentación 4000 μm , variando la velocidad de giro del molino.

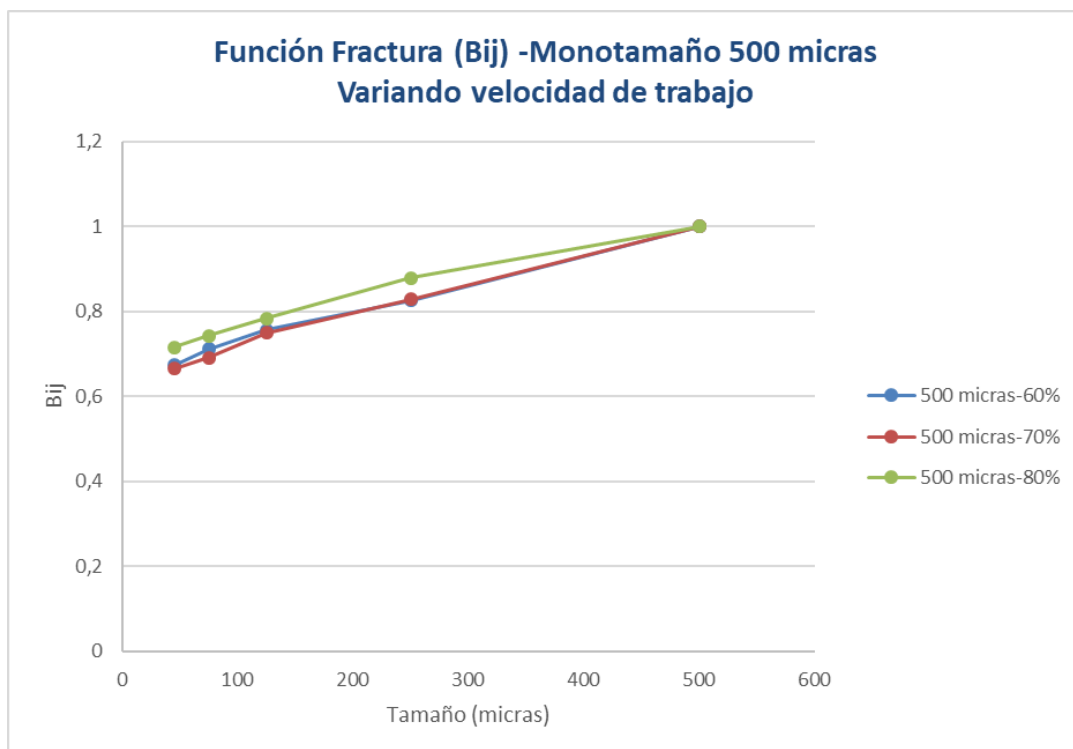


Fig. 4.27 - Comportamiento de la función fractura (B_{ij}), con respecto al tamaño de partícula para el monotamaño de alimentación 500 μm , variando la velocidad de giro del molino.

De acuerdo a la *Tabla 4.18*, los parámetros cinéticos de la función fractura, en el caso de ϕ_j , y β , son valores que dependen de las características del mineral, mientras que el parámetro γ , representa el factor de finura. En la *Fig. 4.28*, se grafican los valores obtenidos de γ con respecto a la velocidad del molino, para dos diferentes tamaños de alimentación (4000 y 500 μm , respectivamente).

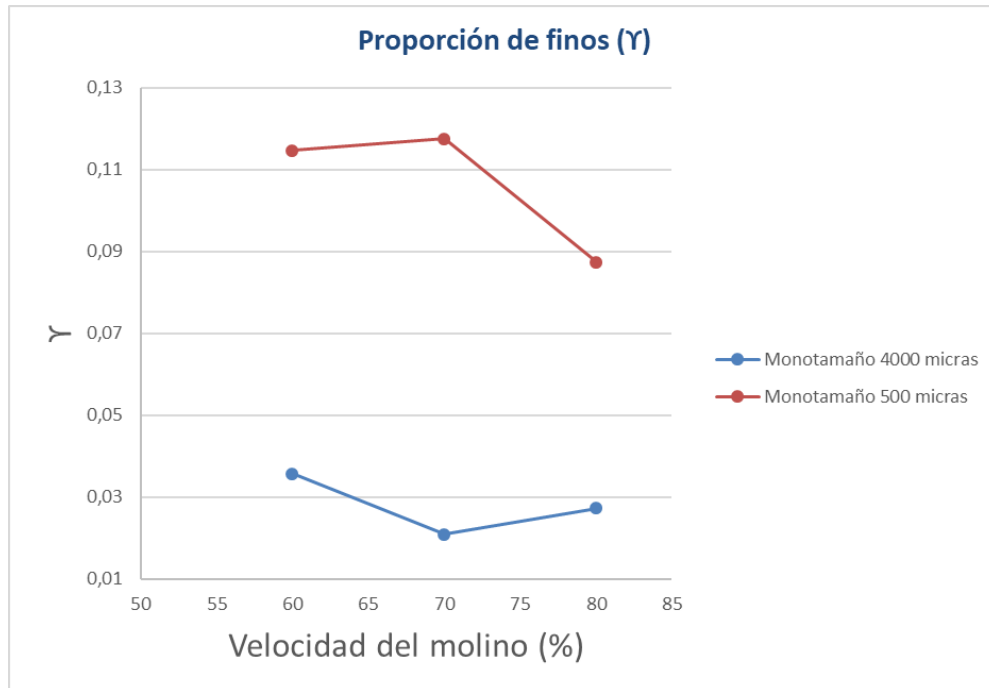


Fig. 4.28 - Variación de γ con % de velocidad crítica del molino.

A partir de la *Fig. 4.28*, se puede observar que los valores de γ , se ven influenciados tanto por la velocidad del molino como por el tamaño de alimentación. En los tamaños mayores (4000 μm), se encuentran los menores valores de γ , lo cual quiere decir que, se generan más finos; mientras que, en tamaños más finos (500 μm), se generan mucho menor proporción de finos. Esta tendencia, coincide con los resultados reportado por (Ipek & Goktepe, 2011) y (Austin & Concha, 1994).

Finalmente, con la finalidad de estimar los parámetros cinéticos, se determinó un modelo con un algoritmo de optimización (López, 2017). Los resultados de dicho modelo, se observan en la *Fig. 4.29* a *Fig. 4.31*, para un mismo tamaño de alimentación a diferentes velocidades del molino: 60%, 70% y 80%, respectivamente.

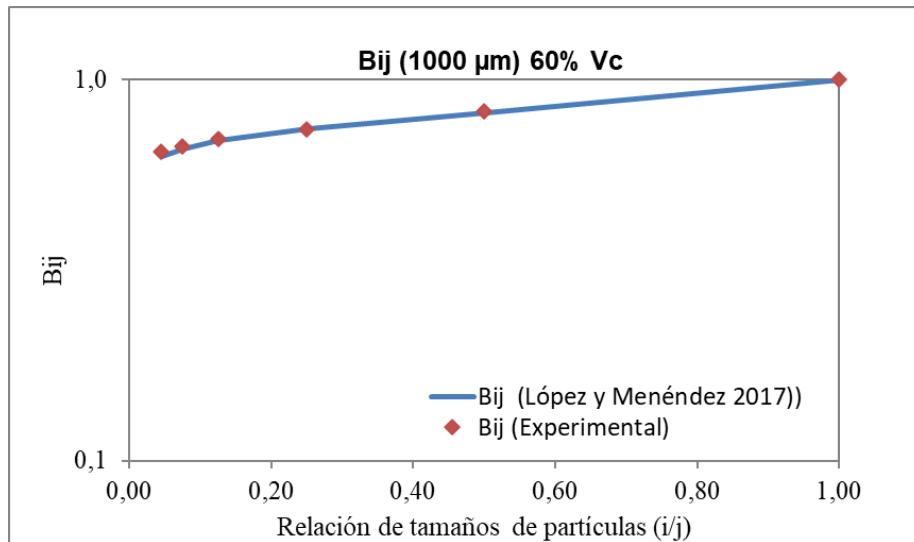


Fig. 4.29 - Comparación de los valores de la función de fractura a 60% Vc, obtenidos mediante el modelo de optimización con respecto a los experimentales.

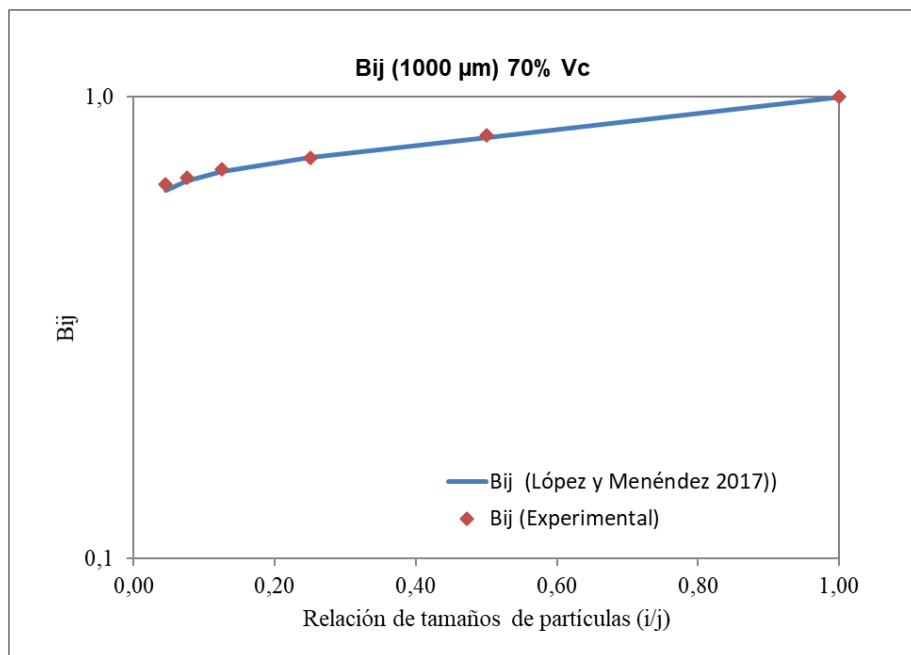


Fig. 4.30 - Comparación de los valores de la función de fractura a 70% Vc, obtenidos mediante el modelo de optimización con respecto a los experimentales.

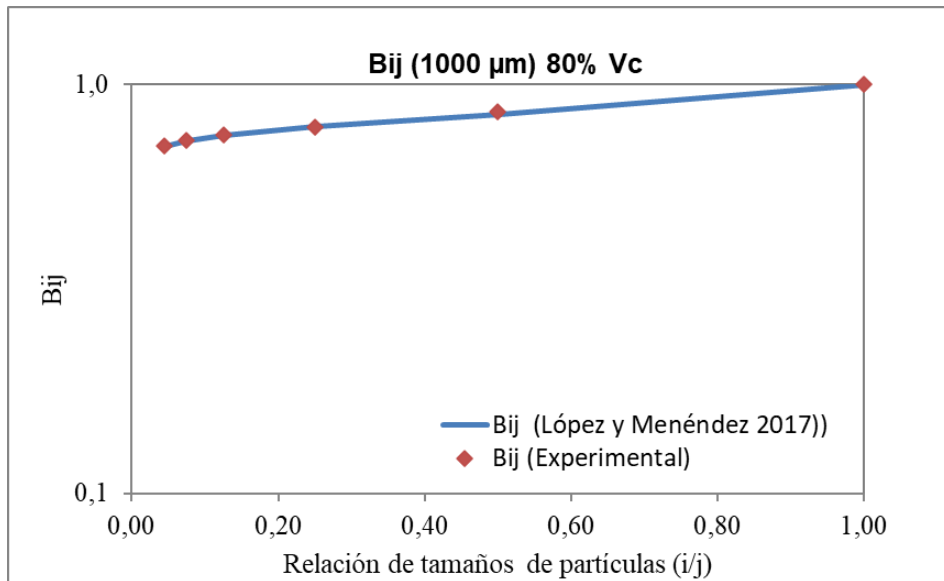


Fig. 4.31 - Comparación de los valores de la función de fractura a 80% V_c , obtenidos mediante el modelo de optimización con respecto a los experimentales.

De las Fig. 4.29 a Fig. 4.31, se observa que los datos de la función de fractura obtenidos mediante el modelo con el algoritmo de optimización, se ajustan a los obtenidos experimentalmente, en todas las velocidades de molino.

Por otra parte, el estudio de la evolución de la ley de wolframio (W) en los productos molidos con respecto a los monotamaños y sus fracciones granulométricas para cada velocidad de giro, se presentan en la Fig. 4.32 y Fig. 4.34.

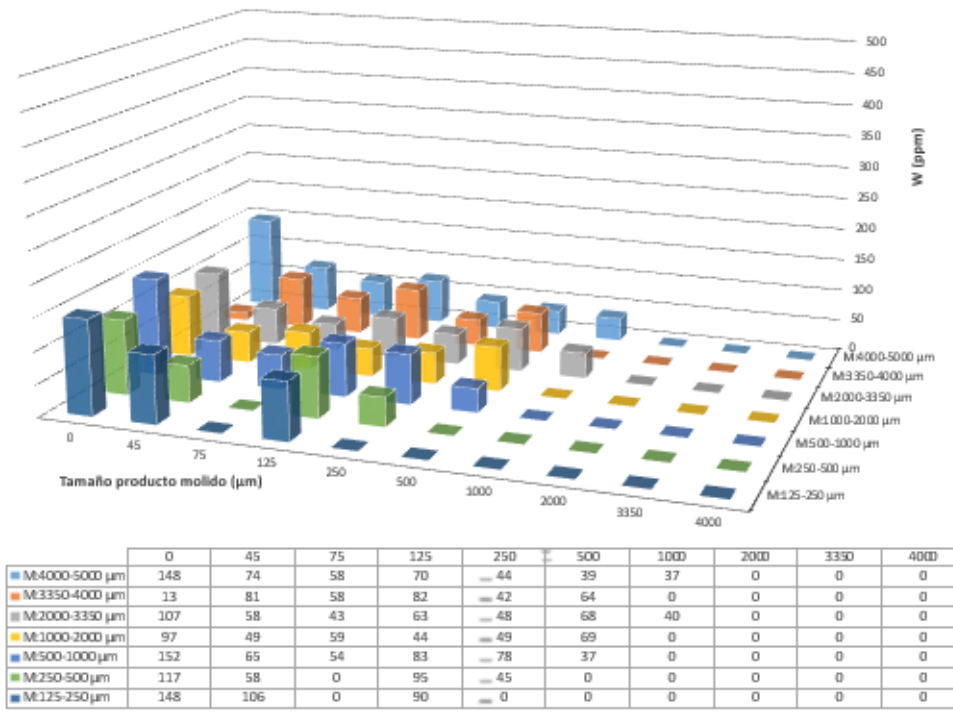


Fig. 4.32 - Evolución de la ley de wolframio (W) en los productos molidos con respecto a los monotamaños y sus fracciones granulométricas para 60% de la Vc.

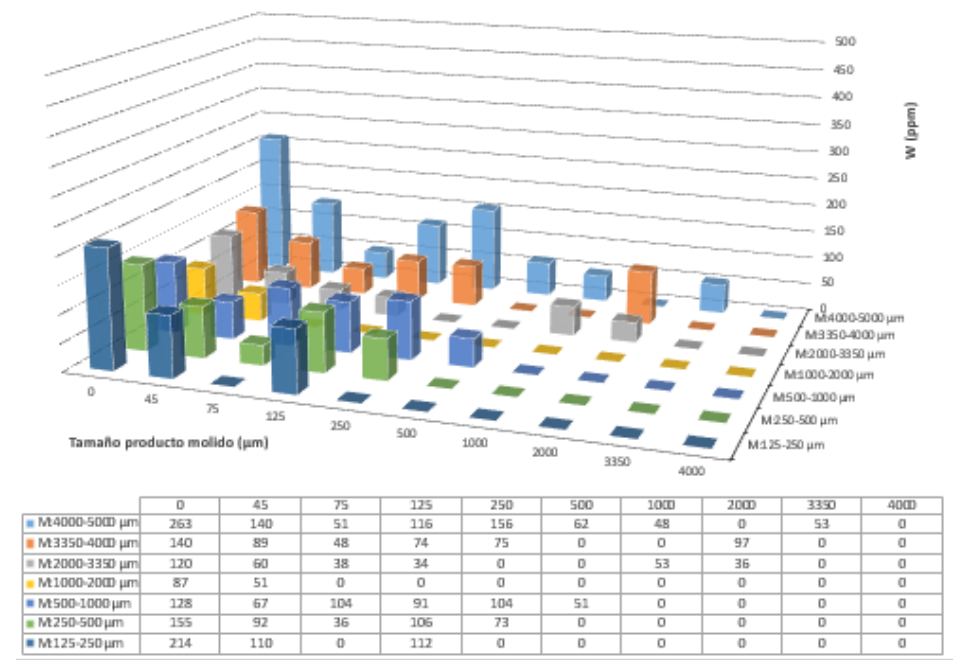


Fig. 4.33 - Evolución de la ley de wolframio (W) en los productos molidos con respecto a los monotamaños y sus fracciones granulométricas para 70% de la Vc.

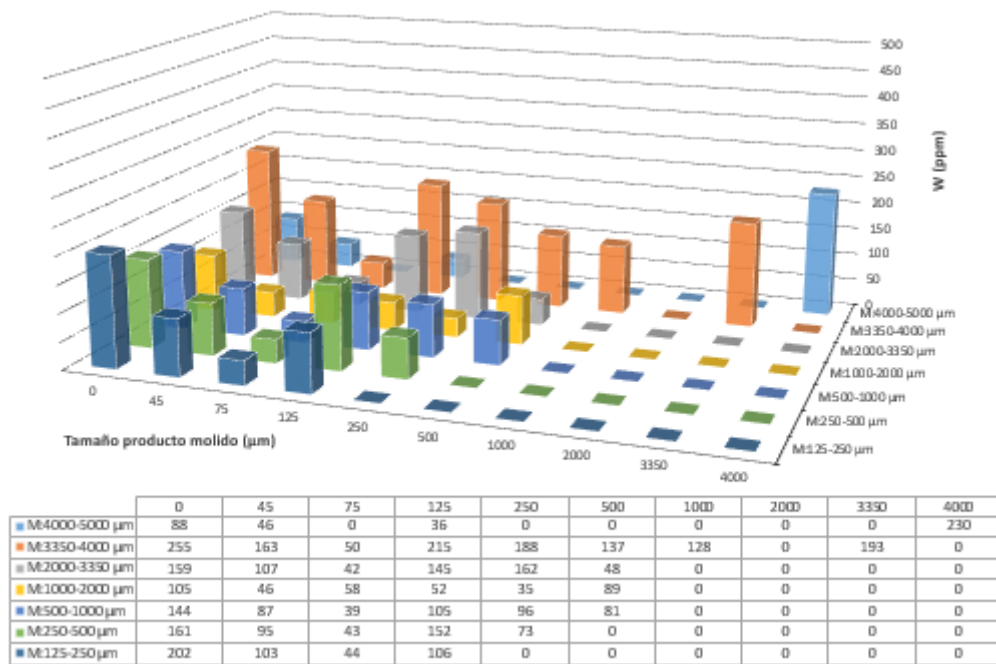


Fig. 4.34 - Evolución de la ley de wolframio (W) en los productos molidos con respecto a los monotamaños y sus fracciones granulométricas para 80% de la Vc.

De las Fig. 4.32 a la Fig. 4.34, se aprecia que, a medida que disminuye el tamaño granulométrico en todos los monotamaños tiene una tendencia al ascenso en las leyes de W, esto es lógico, puesto que aumenta la liberación de las especies. Nótese algunos indicios como, primeramente, en las fracciones 250/125, se presentan las mayores leyes de W; en segundo lugar, a partir del estudio mineralógico por fracción de tamaño a la alimentación, dichas fracciones, resultan más ricas en W, sirviendo estos de partida para la molienda; en tercer lugar, cambio de pendiente en los valores de probabilidad de fractura, por lo que se confirma la hipótesis de liberación de especies minerales con mayor resistencia a la molturación como el W. Sin embargo, a 75 µm, ocurre una bajada abrupta en la ley en todos los monotamaños, probablemente debido a que en este monotamaño se concentran especies con muy bajo contenido de W o porque posterior a un monotamaño no libere más W contenida en la scheelita, tal como lo apunta (Mwanga et al., 2017).

Posteriormente, como se conocen los pesos y leyes de los productos molidos en cada fracción granulométrica de cada monotamaño ensayado, es posible conocer las leyes ponderadas de W por monotamaño y cada condición de velocidad para posteriormente estudiar su evolución mediante la Tabla 4.19 y Fig. 4.35.

Tabla 4.19 - Evolución de ley ponderada con respecto a la velocidad de trabajo (V_c).

Monotamaño	60% V_c		70% V_c		80% V_c	
	Ley Ponderada W por monotamaño	Peso (g)	Ley Ponderada W por monotamaño	Peso (g)	Ley Ponderada W por monotamaño	Peso (g)
4000/5000	40,44	1286,70	80,54	1284,50	13,74	1286,00
3350/4000	27,26	1288,20	39,79	1286,20	125,80	1286,50
2000/3350	50,84	1287,50	28,58	1286,70	57,88	1286,40
1000/2000	47,35	1287,60	5,40	1285,50	50,80	1285,20
500/1000	60,26	1288,50	76,81	1285,00	86,70	1284,10
250/500	54,88	1282,10	80,83	1284,00	87,26	1284,90
125/250	70,40	1276,50	81,84	1289,90	94,73	1284,50
Ley ponderada W total (ppm)	50,18		56,26		73,84	

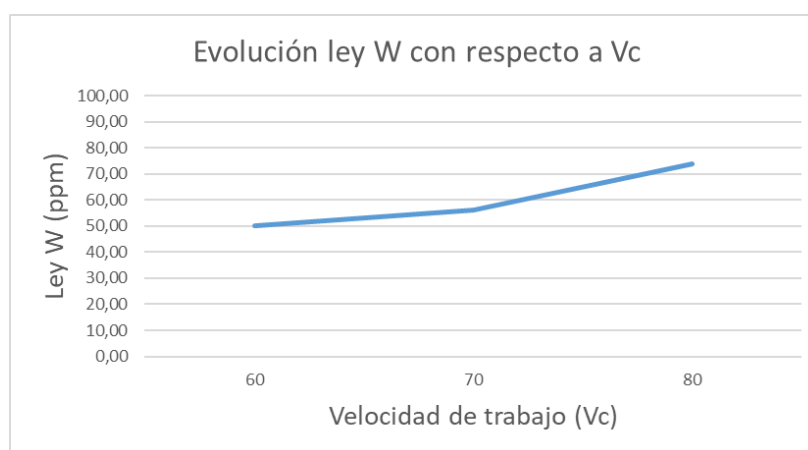


Fig. 4.35 - Evolución de ley ponderada con respecto a la velocidad de trabajo (V_c).

La Tabla 4.19 y Fig. 4.35, reflejan que las leyes ponderadas más altas de W , resultaron para una velocidad de trabajo del 80% de la velocidad crítica.

Cabría esperar que, los mejores resultados de ley ponderada fueran a 70% de la velocidad, ya que tanto la probabilidad de fractura como la función fractura han sido con dicha velocidad de trabajo. Sin embargo, tras analizar la Fig. 4.28, los valores de γ , han sido menores en tamaños más gruesos que en finos, y a una velocidad de 70% seguida de 80%, es decir, una mayor producción de finos, y además mayor generación de partículas hijas para todas las velocidades, como lo reflejan la Fig. 4.23 a Fig. 4.25. Además, se puede verificar mediante la Fig. 4.28 que a monotamaños más finos, los valores más altos de γ han sido para 80% de la velocidad de trabajo, probablemente, debido a que el mecanismo precursor sea el efecto cascada y sea la fractura por impacto la que se vea

involucrada; mientras que, monotamaños más gruesos, los valores más bajos de γ han sido para 70% de la velocidad de trabajo, como consecuencia de fractura por abrasión e impacto, siendo la causa de la generación de mayor proporción de finos.

En este sentido, posiblemente, a 80% de la velocidad crítica la fractura por impacto sea capaz de producir una ruptura más eficiente sobre partículas finas, siendo idóneo para la liberación del W, quien es más resistente a la fractura que la matriz de cuarzo que lo contiene. Estas partículas finas, son a su vez más resistentes resultando tanto la probabilidad de fractura como la función fractura menores que para el caso de gruesos.

4.1.2.2 Resultados para casos de estudio: Mittersill y Penouta

En este apartado, se muestran los resultados de los ensayos realizados para estudiar la influencia de dos variables importantes como la velocidad de giro y el cuerpo molturante, así como estudiar el comportamiento cinético de cada mena europea en cuestión. Con respecto al último, en el presente estudio, se tomó como punto de partida los estudios de (Wills & Napier-Munn, 2006), (Lameck, 2005), (Simba, 2010), (Usman, 2015), (Austin & Concha, 1994), (Teke et al., 2002), (Erdem & Ergün, 2009) y (Gupta, 2016), es por esto que, la batería de ensayo de cinética en molienda, se llevó a cabo con bolas como cuerpos molturante, tal como concluyeron los citados autores por demostrar una mayor eficiencia de molienda en varios minerales.

4.1.2.2.1 Mittersill

La muestra de Mittersill, en función a los resultados mostrados en las *Fig. 4.36-4.38* y *Fig. 4.39-4.41* para 75% y 85% de la velocidad de trabajo, respectivamente, presentan un comportamiento lineal en todos los monotamaños estudiados. De este modo, los valores de probabilidad de fractura, S_i , presentan un comportamiento de primer orden, como se muestra en la *Fig. 4.42-4.47*, por ende, podrían

ser determinados mediante el cálculo de las pendientes de las líneas de primer orden graficadas, según la *Ecuación 2.14*. Efectivamente, la probabilidad de fractura no cambia con el tiempo, tal como afirma Austin, por lo que puede suponerse constante; aunque en ciertos monotamaños, existe una variación tanto a diferentes velocidades de giro del molino como dimensiones de bola.

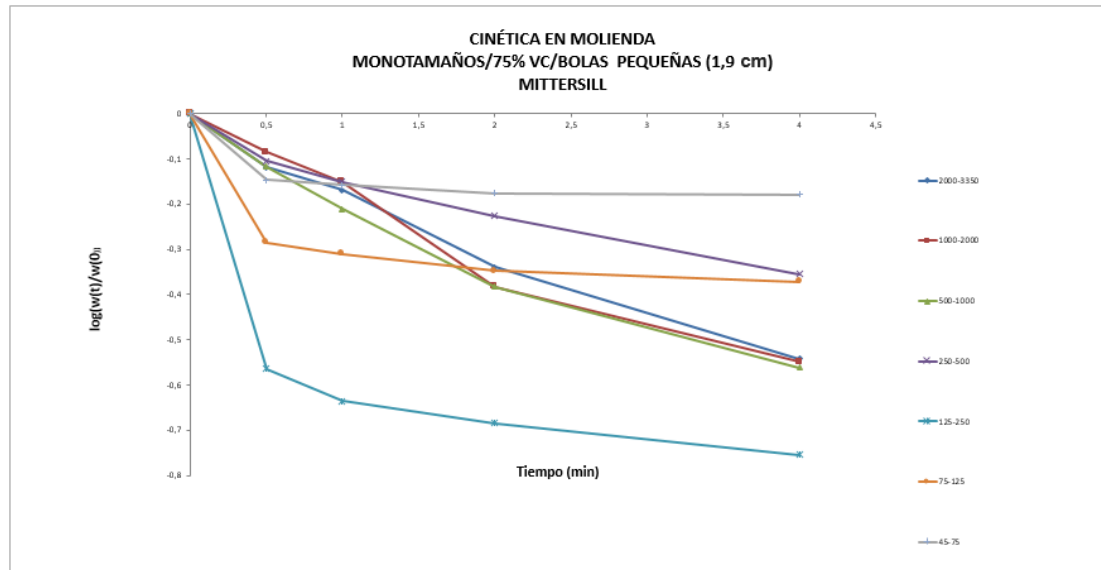


Fig. 4.36 - Pesos Vs tiempo a 75% de la velocidad de trabajo con bolas pequeñas.

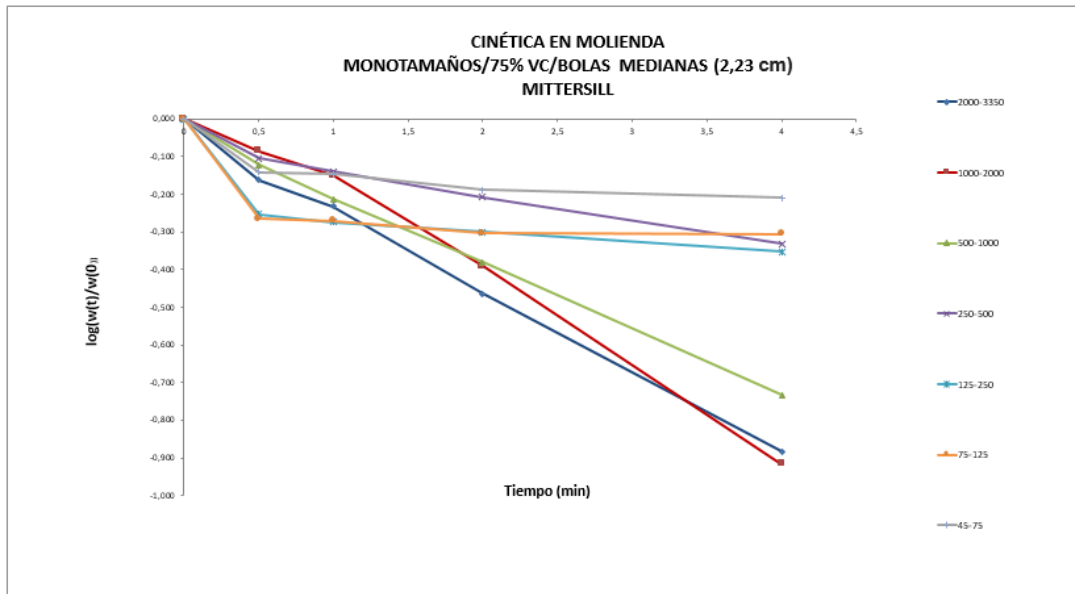


Fig. 4.37 - Pesos Vs tiempo a 75% de la velocidad de trabajo con bolas medianas.

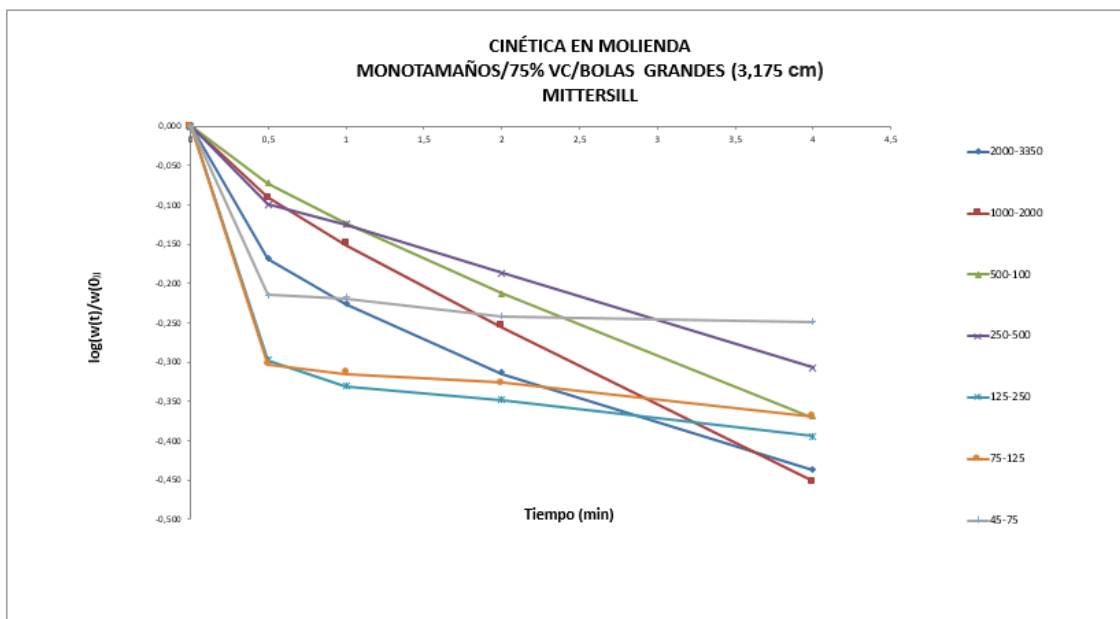


Fig. 4.38 - Pesos Vs tiempo a 75% de la velocidad de trabajo con bolas grandes.

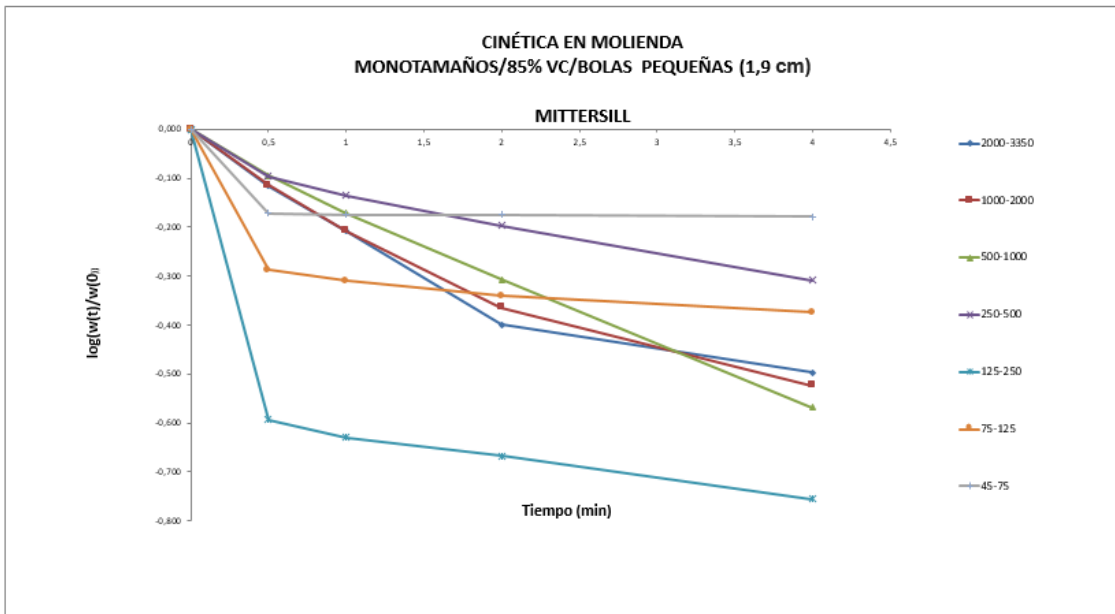


Fig. 4.39 - Pesos Vs tiempo a 85% de la velocidad de trabajo con bolas pequeñas.

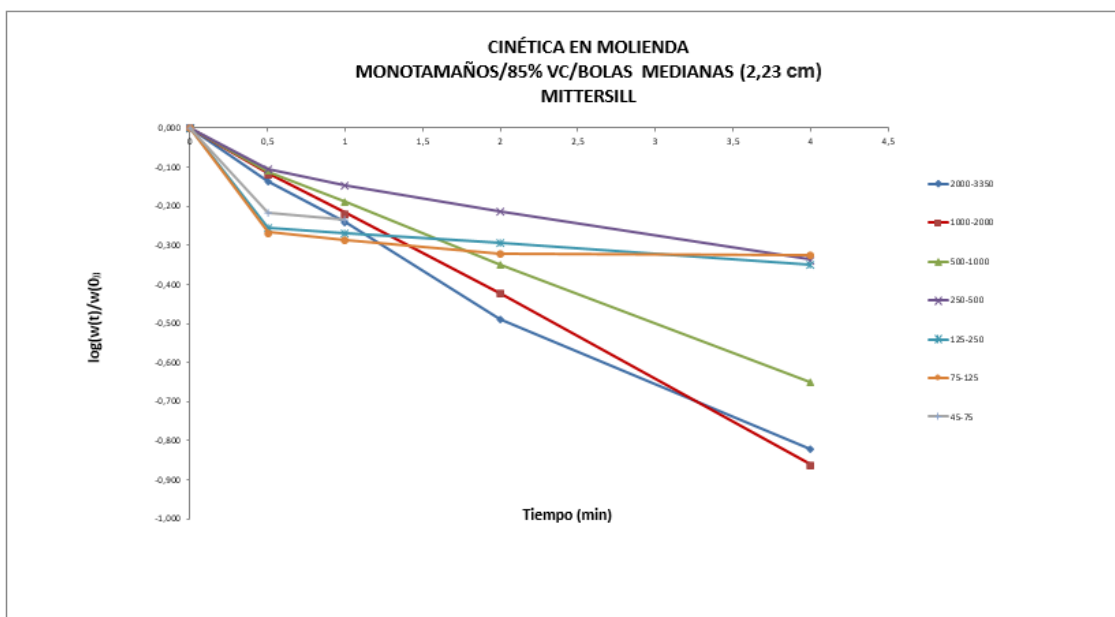


Fig. 4.40 - Pesos Vs tiempo a 85% de la velocidad de trabajo con bolas medianas.

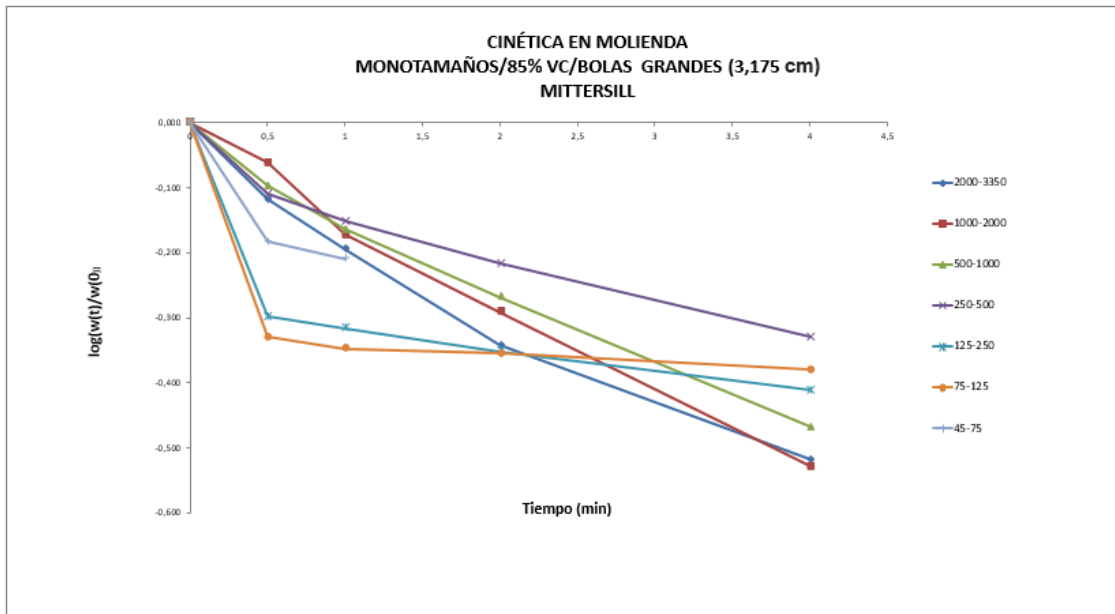


Fig. 4.41 - Pesos Vs tiempo a 85% de la velocidad de trabajo con bolas grandes.

Seguidamente, en base a las Fig. 4.36-4.38 y Fig. 4.39-4.41 conducen a determinar las pendientes de las rectas para cada monotamaño para cada condición de velocidad de giro del molino y tamaño de bola, construyéndose las Fig. 4.42-4.44 y Fig. 4.45-4.47, para 75% y 85%, respectivamente. La Tabla 4.20 resumen los resultados de las diferentes condiciones.

Tabla 4.20 - Probabilidad de fractura variando tamaño de bola y velocidad de trabajo para cada monotamaño de alimentación de la mina de Mittersill.

Media Geométrica Intervalo (micras)	MITTERSILL					
	Sij (min-1)					
	75% / Bolas Pequeñas (1,9 cm)	75% / Bolas Medianas (2,23 cm)	75% / Bolas Grandes (3,175 cm)	85% / Bolas Pequeñas (1,9 cm)	85% / Bolas Medianas (2,23 cm)	85% / Bolas Grandes (3,175 cm)
2588,4	0,677	0,761	0,365	0,458	0,553	0,348
1414,2	0,413	0,504	0,240	0,225	0,297	0,211
707,1	0,267	0,287	0,164	0,186	0,252	0,137
353,6	0,153	0,299	0,131	0,128	0,155	0,153
176,8	0,272	0,163	0,239	0,195	0,183	0,195
96,8	0,252	0,107	0,232	0,169	0,143	0,172
58,1	0,044	0,055	0,227	0,150	0,115	0,154

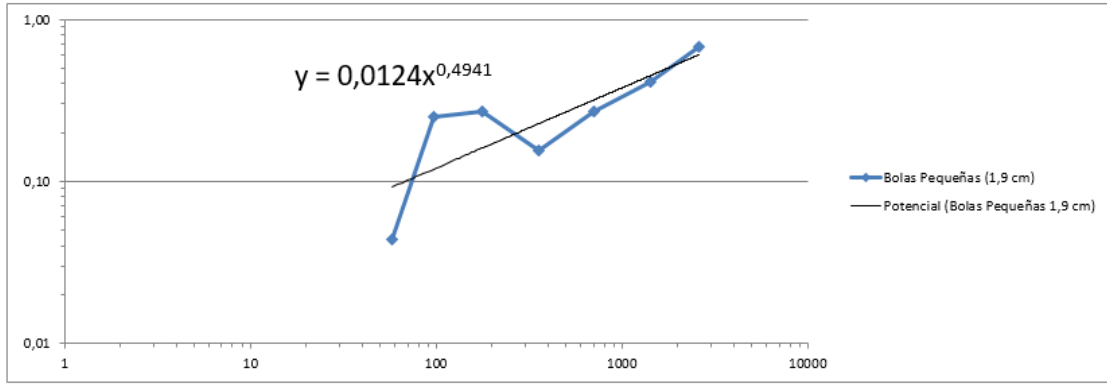


Fig. 4.42 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula a 75% de velocidad de trabajo y bolas pequeñas.

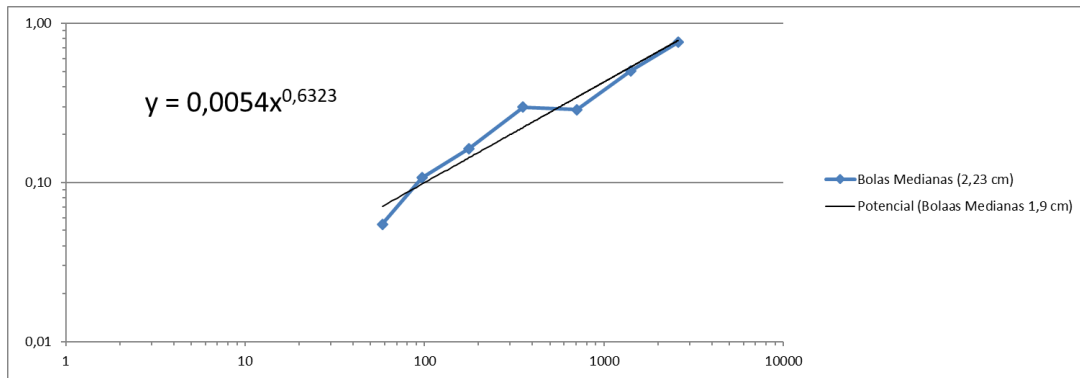


Fig. 4.43 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula a 75% de velocidad de trabajo y bolas medianas.

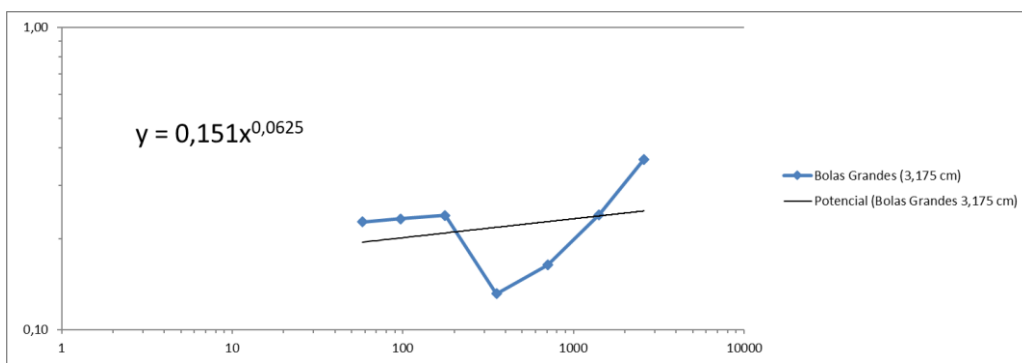


Fig. 4.44 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula a 75% de velocidad de trabajo y bolas grandes.

A continuación, a partir de las Fig. 4.42-4.44 y Fig. 4.45-4.47 para 75 y 85% de la velocidad crítica, respectivamente, se determinan los parámetros cinéticos αT , α para cada condición.

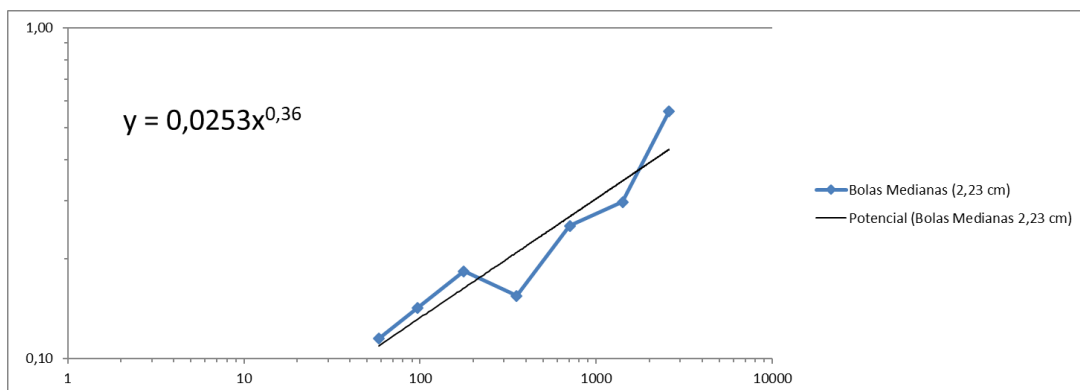
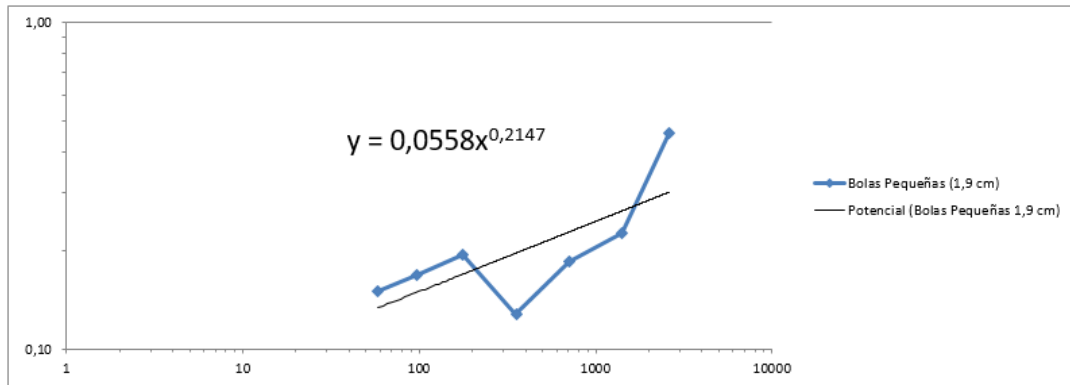


Fig. 4.46 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula a 85% de velocidad de trabajo y bolas medianas.

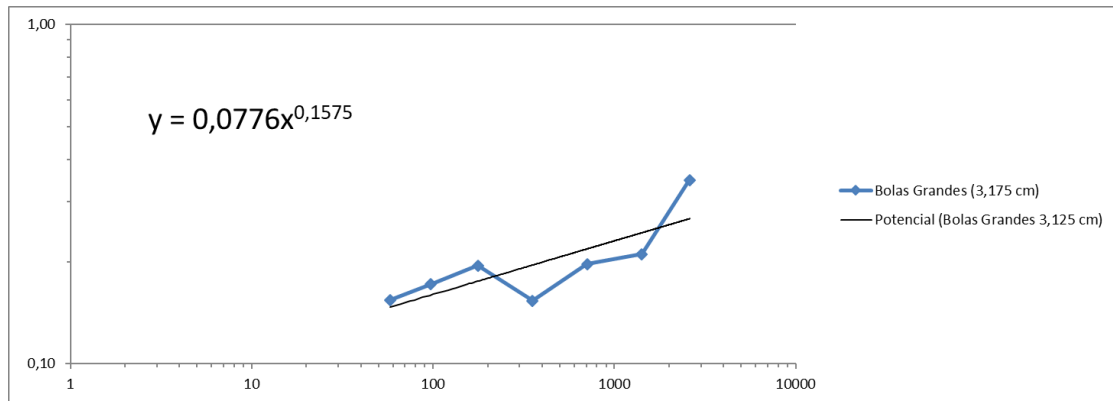


Fig. 4.47 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula a 85% de velocidad de trabajo y bolas grandes.

Posteriormente, las Fig. 4.48 y Fig. 4.49 revelan el comportamiento de la probabilidad de fractura S_i para las tres condiciones de tamaño de bola para 75% y 85% de velocidad de trabajo en la mena de Mittersill, respectivamente.

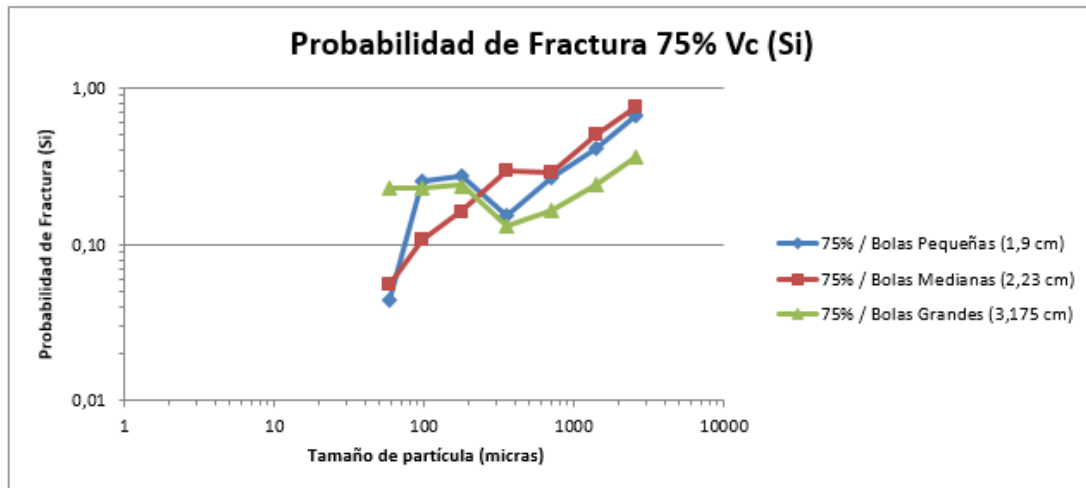


Fig. 4.48 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula a 75% de velocidad de trabajo variando tamaño de bola.

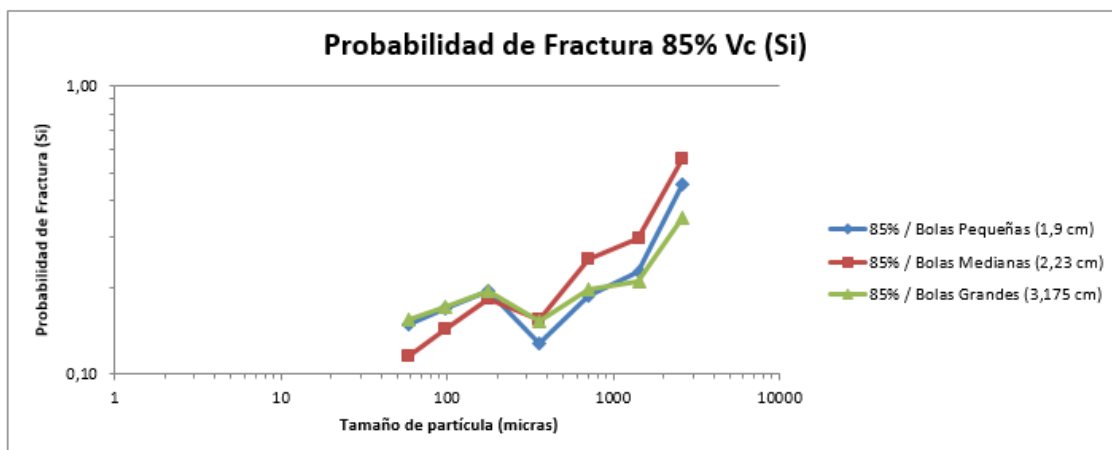


Fig. 4.49 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula a 85% de velocidad de trabajo variando tamaño de bola.

En consonancia con (Wills & Napier-Munn, 2006), (Austin & Concha, 1994), (Teke et al., 2002), (Erdem & Ergün, 2009) y (Gupta, 2016), las velocidades de fractura S_i en el rango normal de operación, son mayores para diámetros de bolas menores. Esto se cumple en ambas velocidades de trabajo, sobre todo en monotamaños finos, con un mejor comportamiento para bolas de tamaño medio. No obstante, en las Fig. 4.50-4.52, se visualiza de una mejor manera el comportamiento de la probabilidad de fractura, S_i , pero ésta vez fijando el tamaño de bola para cada velocidad de giro.

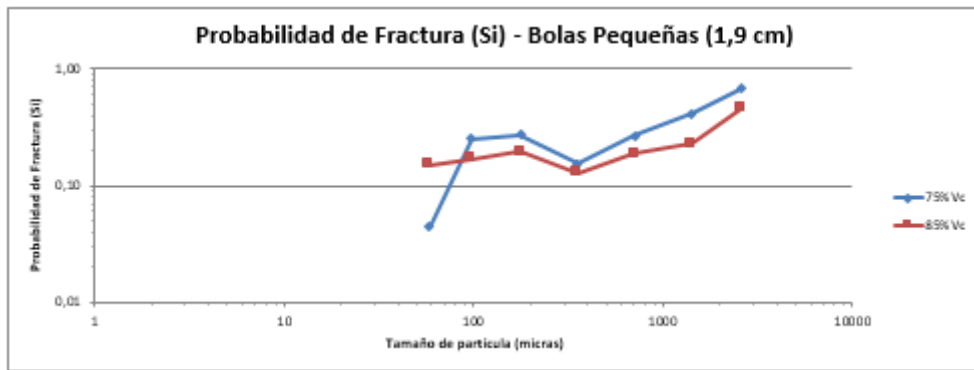


Fig. 4.50 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula con bolas pequeñas (1,9 cm), variando velocidad de trabajo del molino.

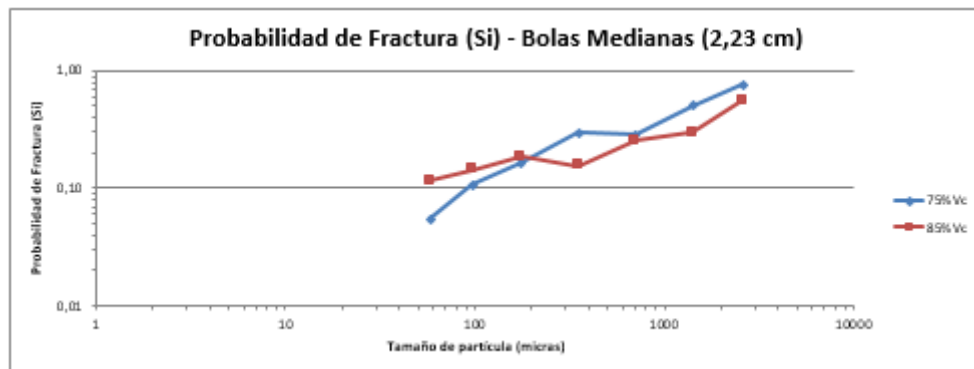


Fig. 4.51 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula con bolas medianas (2,23 cm), variando velocidad de trabajo del molino.

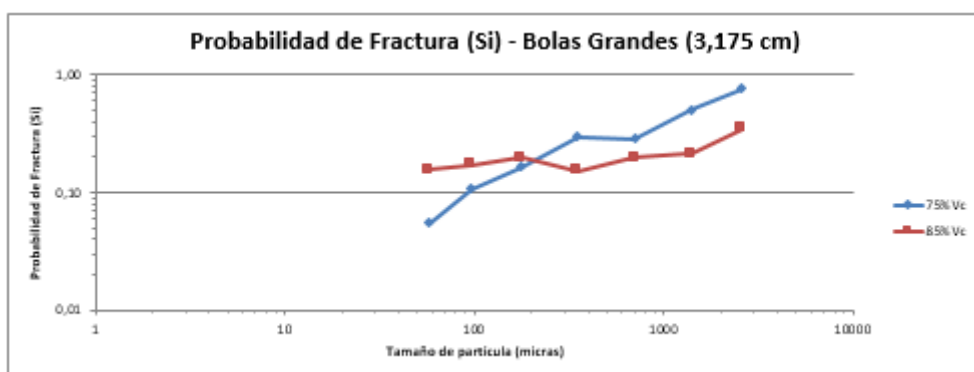


Fig. 4.52 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula con bolas grandes (3,175 cm), variando velocidad de trabajo del molino.

Las Fig. 4.50-4.52 revelan que a 75% de la velocidad crítica en general, se presenta una mayor probabilidad de fractura con diferentes tamaños de bola para la mayoría de los monotamaños de la alimentación estudiadas, lo que sugiere que 75%, es la velocidad óptima de trabajo.

La Tabla 4.21 muestra la caracterización de cinética en molienda de Mittersill variando el tamaño de bolas y velocidad de giro.

Tabla 4.21 - Parámetros cinéticos de la mina de Mittersill variando el tamaño de bolas y velocidad de giro.

MITTERSILL						
	75% Vc			85% Vc		
	Bolas Pequeñas (1,9 cm)	Bolas Medianas (2,23 cm)	Bolas Grandes (3,175 cm)	Bolas Pequeñas (1,9 cm)	Bolas Medianas (2,23 cm)	Bolas Grandes (3,175 cm)
α	0,4941	0,6323	0,0625	0,2147	0,3600	0,1575
αT	0,0124	0,0054	0,1510	0,0558	0,0253	0,0776

De la Tabla 4.21 se construyeron las Fig. 4.53 y 4.54, representando la función selección con respecto a la velocidad de trabajo y tamaño de bola, respectivamente.

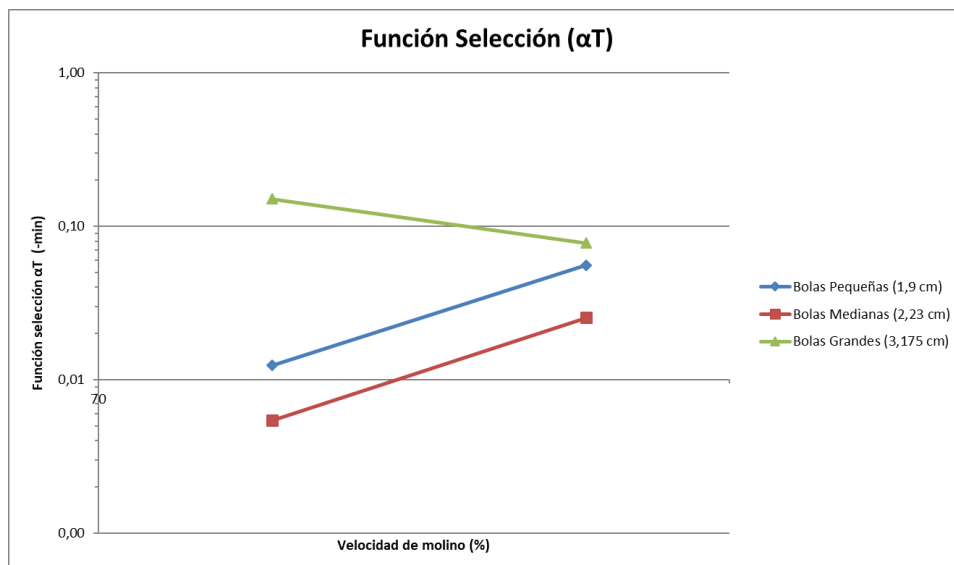


Fig. 4.53 - Función selección vs velocidad de trabajo variando tamaño de bola

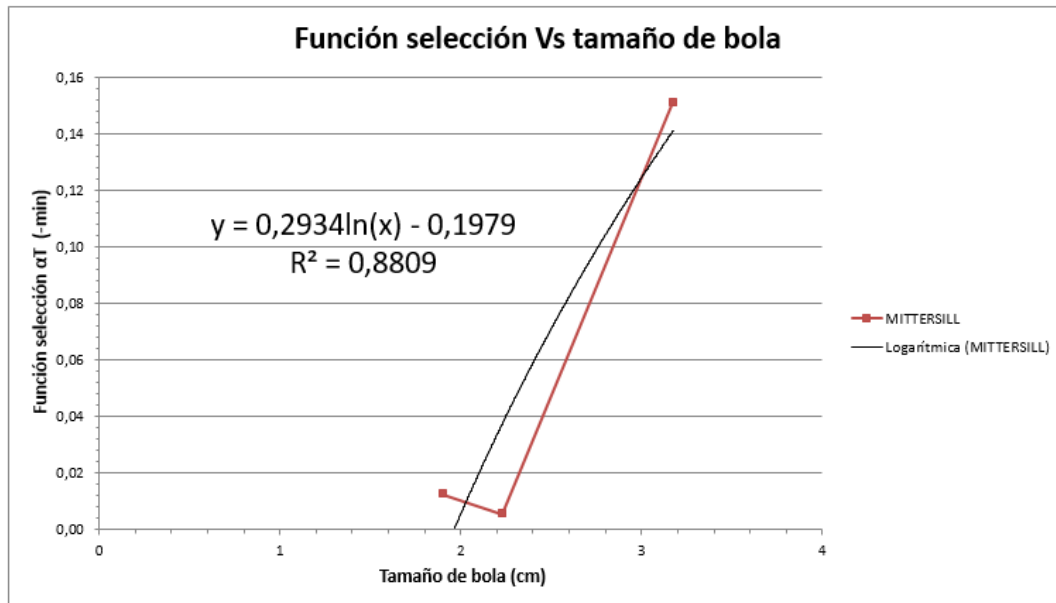


Fig. 4.54 - Función selección vs tamaño de bola variando velocidad de trabajo.

Una buena aproximación para determinar la función selección a partir del diámetro de bola en la muestra de Mittersill, se muestra Fig. 4.54, expresada en la Ecuación 4.2:

$$\text{Ecuación 4.2} \quad \alpha_T = 0,2934 \ln d_b - 0,1979$$

Donde, α_T es la función selección y d_b es el tamaño de bola en cm. (Teke et al., 2002), centró su estudio en el parámetro α_T , encontrando una tendencia lineal entre dicho factor y el tamaño de bola, caracterizando de esta manera mineral de calcita. La muestra proveniente de la mina de Mittersill queda caracterizada mediante la Ecuación 4.2.

4.1.2.2 Penouta Mina

La muestra de Penouta Mina, en función a los resultados mostrados en las Fig. 4.55 a Fig. 4.57 y Fig. 4.58 a Fig. 4.60, para 75% y 85% de la velocidad de trabajo respectivamente, presentan un comportamiento lineal en todos los monotamaños estudiados. Asimismo, los valores de probabilidad de fractura, S_i , presentan un comportamiento de primer orden, como se muestra en las Fig. 4.61 a Fig. 4.66, porque

podrían ser determinados mediante el cálculo de las pendientes de las líneas de primer orden graficadas, según la *Ecuación 2.14*. Además, la probabilidad de fractura, no cambia con el tiempo, tal como afirma Austin, por lo tanto, puede suponerse constante; aunque en ciertos monotamaños existe una variación tanto a diferentes velocidades de giro del molino como dimensiones de bola, resumidas en la *Tabla 4.22*.

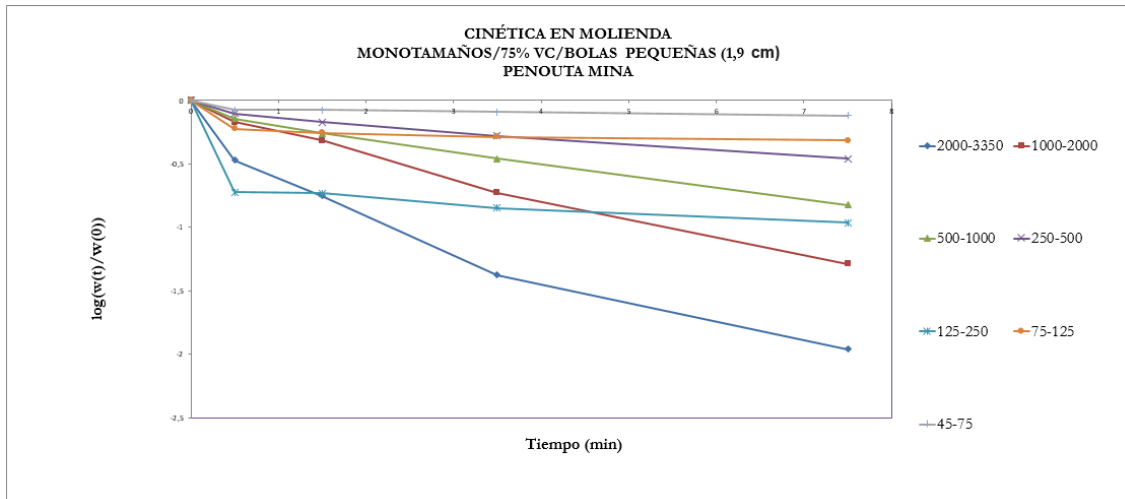


Fig. 4.55 - Pesos Vs tiempo a 75% de la velocidad de trabajo con bolas pequeñas.

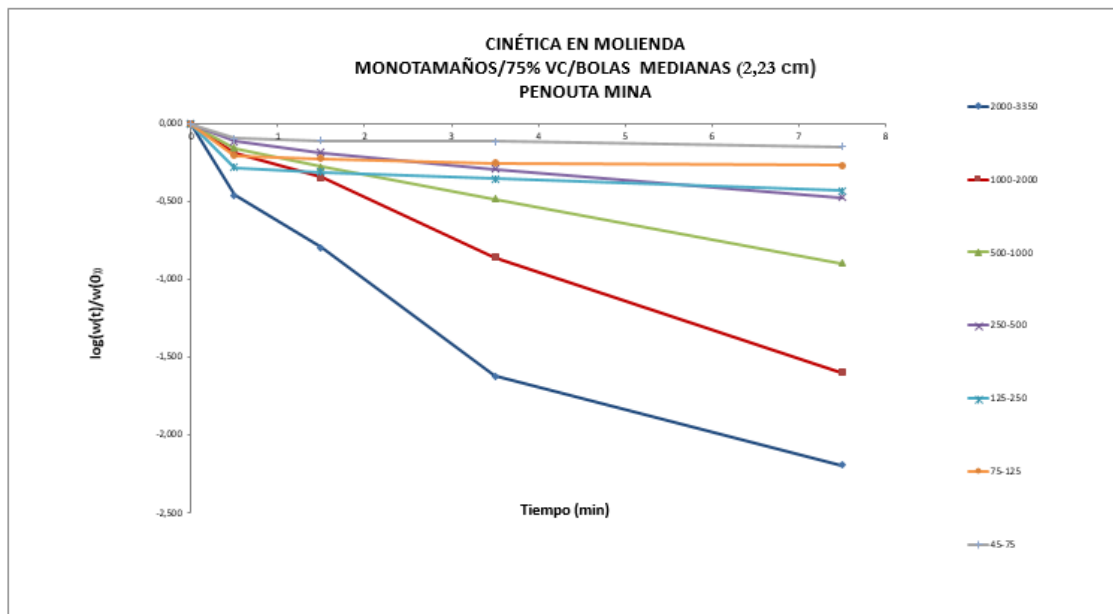


Fig. 4.56 - Pesos Vs tiempo a 75% de la velocidad de trabajo con bolas medianas.

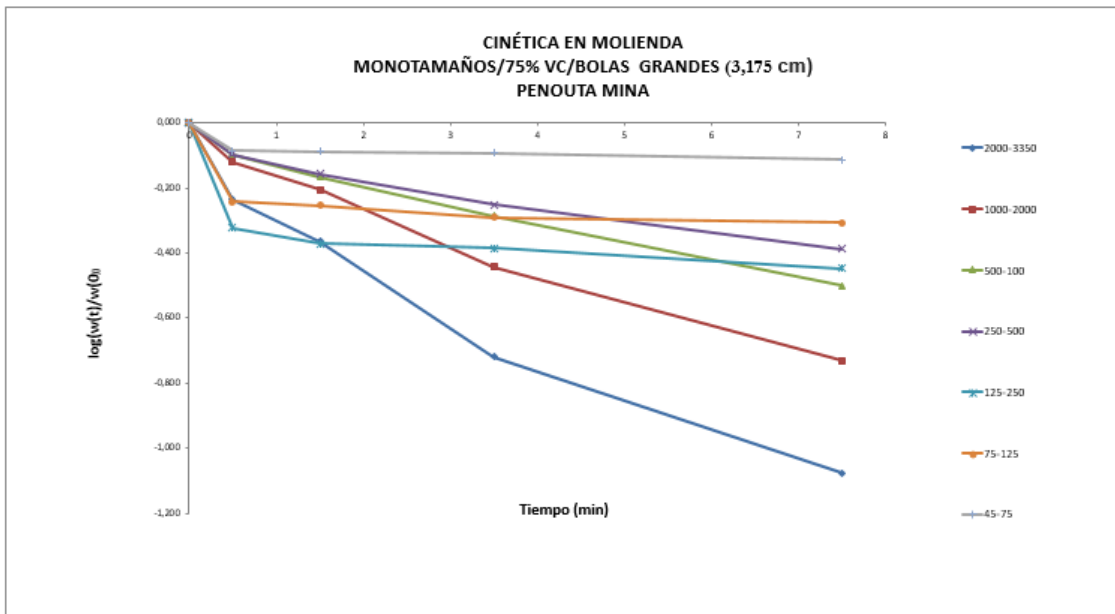


Fig. 4.57 - Pesos Vs tiempo a 75% de la velocidad de trabajo con bolas grandes.

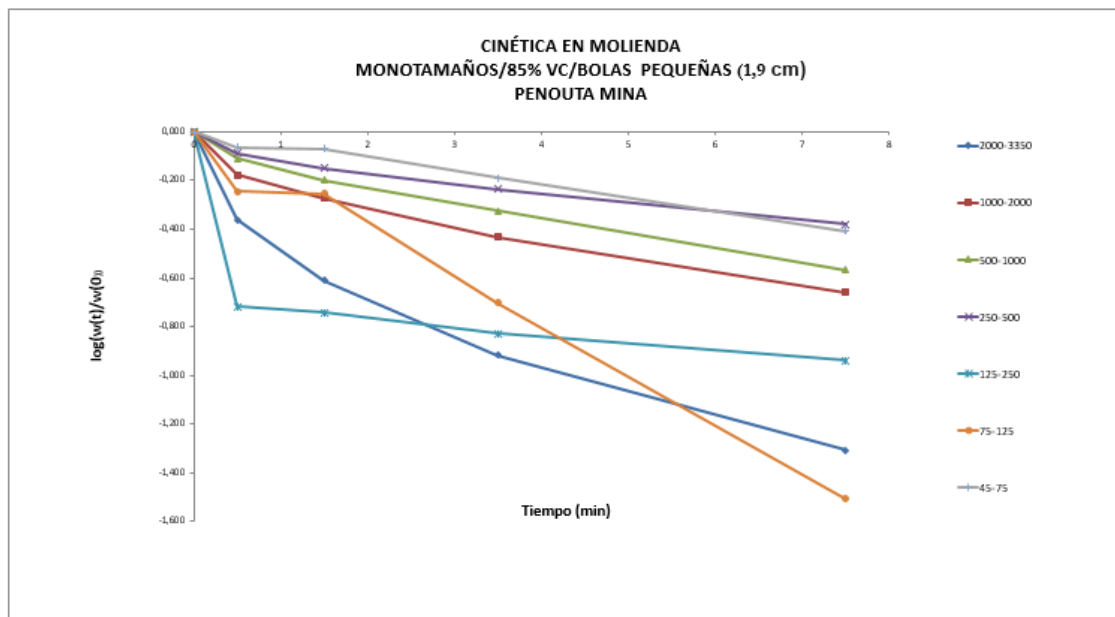


Fig. 4.58 - Pesos Vs tiempo a 85% de la velocidad de trabajo con bolas pequeñas.

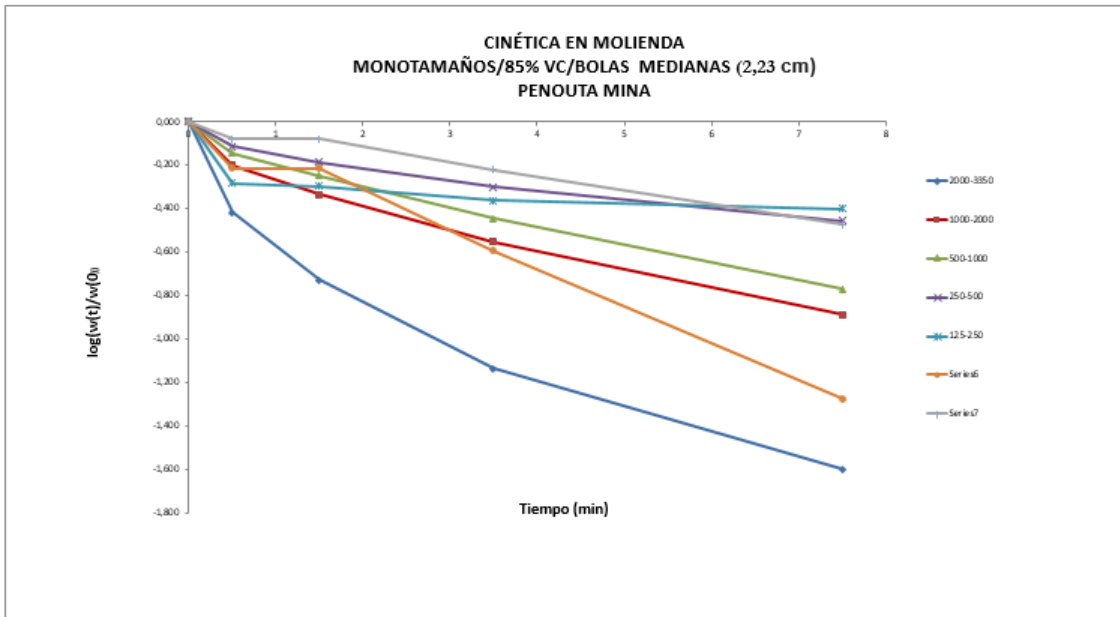


Fig. 4.59 - Pesos Vs tiempo a 85% de la velocidad de trabajo con bolas medianas.

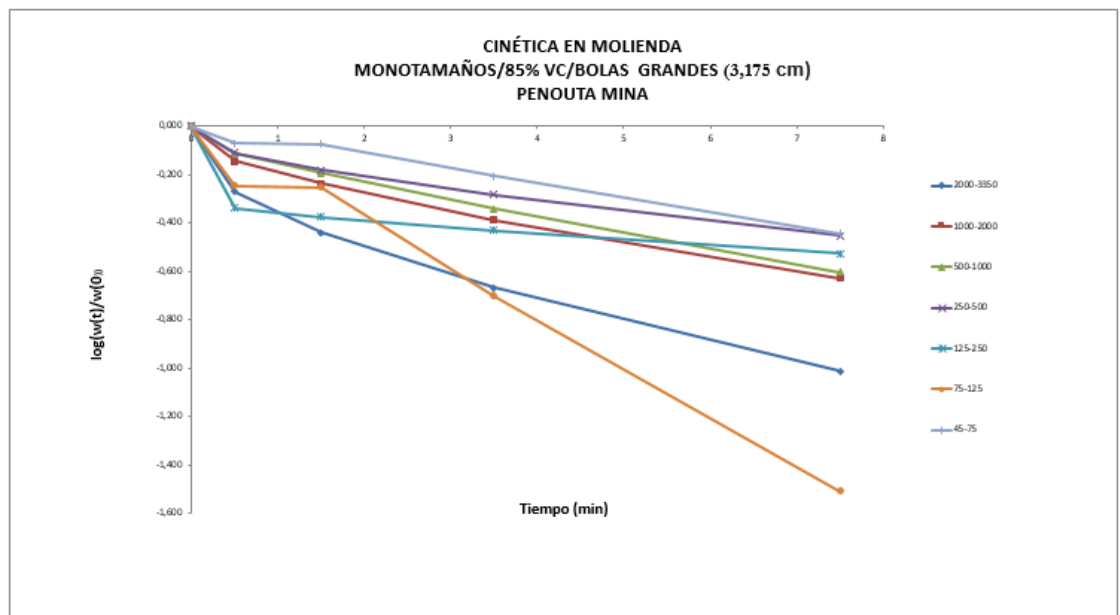


Fig. 4.60 - Pesos Vs tiempo a 85% de la velocidad de trabajo con bolas grandes.

Tabla 4.22 - Probabilidad de fractura variando tamaño de bola y velocidad de trabajo para cada monotamaño de alimentación de Penouta Mina.

Media Geométrica Intervalo (micras)	PENOUTA MINA					
	Sij (min-1)					
	75% / Bolas Pequeñas (1,9 cm)	75% / Bolas Medianas (2,23 cm)	75% / Bolas Grandes (3,175 cm)	85% / Bolas Pequeñas (1,9 cm)	85% / Bolas Medianas (2,23 cm)	85% / Bolas Grandes (3,175 cm)
2588,4	0,677	0,761	0,365	0,458	0,559	0,348
1414,2	0,413	0,504	0,240	0,225	0,297	0,211
707,1	0,267	0,287	0,164	0,186	0,252	0,197
353,6	0,153	0,158	0,131	0,128	0,155	0,153
176,8	0,145	0,163	0,176	0,229	0,157	0,214
96,8	0,125	0,107	0,124	0,217	0,163	0,206
58,1	0,044	0,055	0,043	0,125	0,100	0,138

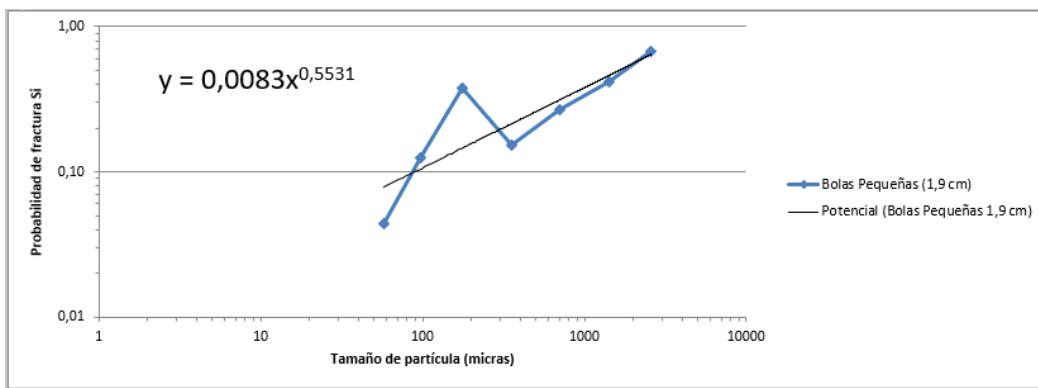


Fig. 4.61 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula a 75% de velocidad de trabajo y bolas pequeñas.

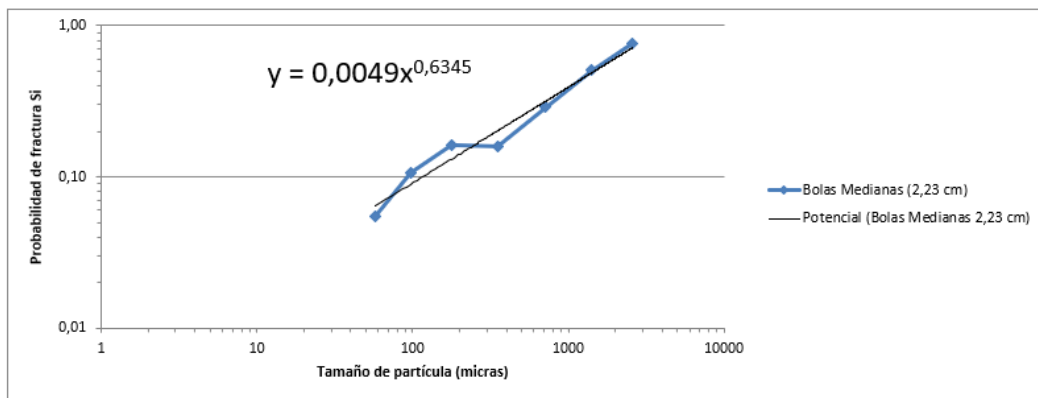


Fig. 4.62 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula a 75% de velocidad de trabajo y bolas medianas.

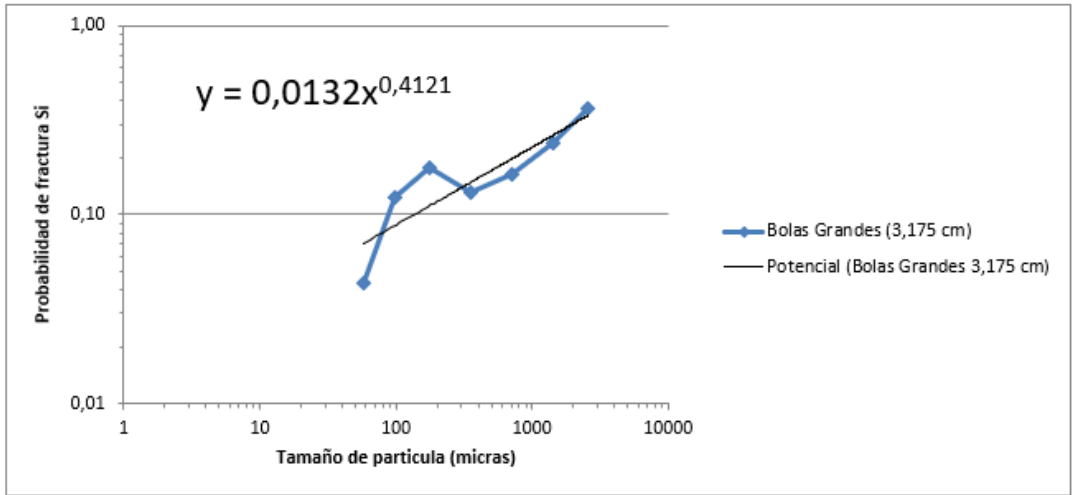


Fig. 4.63 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula a 75% de velocidad de trabajo y bolas grandes.

Cabe resaltar que las Fig. 4.61 a Fig. 4.63 y las Fig. 4.64 a Fig. 4.66 para 75% y 85% de la velocidad crítica, respectivamente, son necesarias para la determinación de los parámetros cinéticos α_T y α para cada condición.

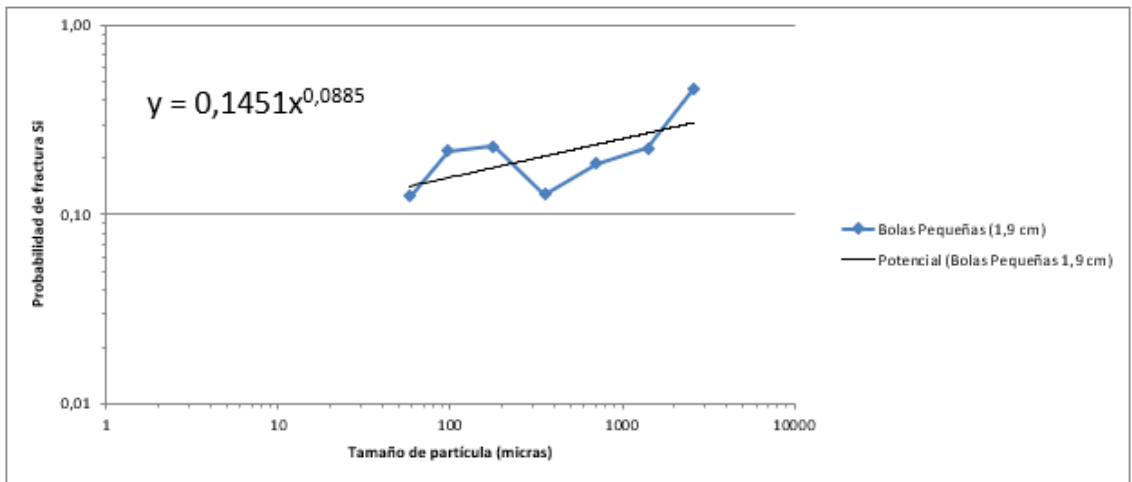


Fig. 4.64 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula a 85% de velocidad de trabajo y bolas pequeñas.

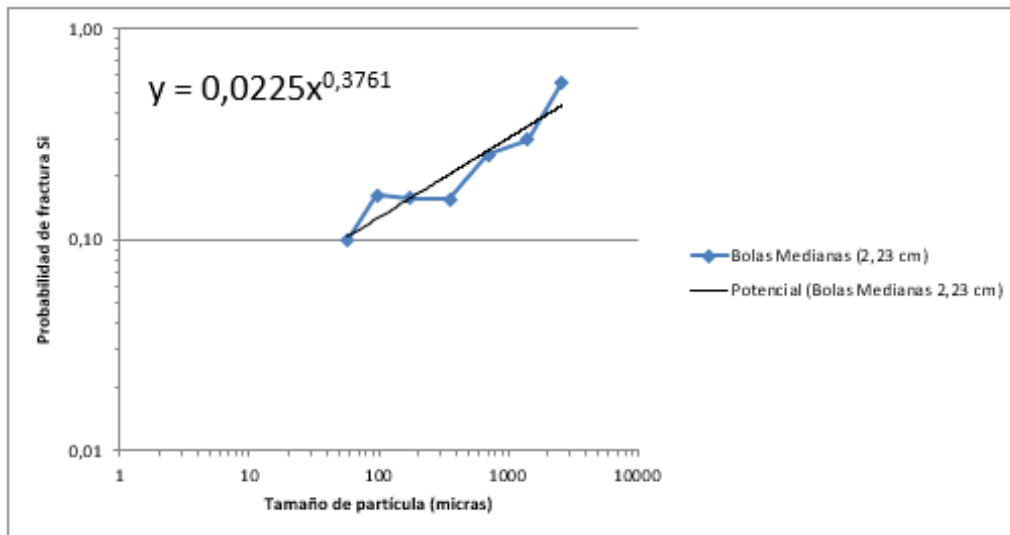


Fig. 4.65 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula a 85% de velocidad de trabajo y bolas pequeñas.

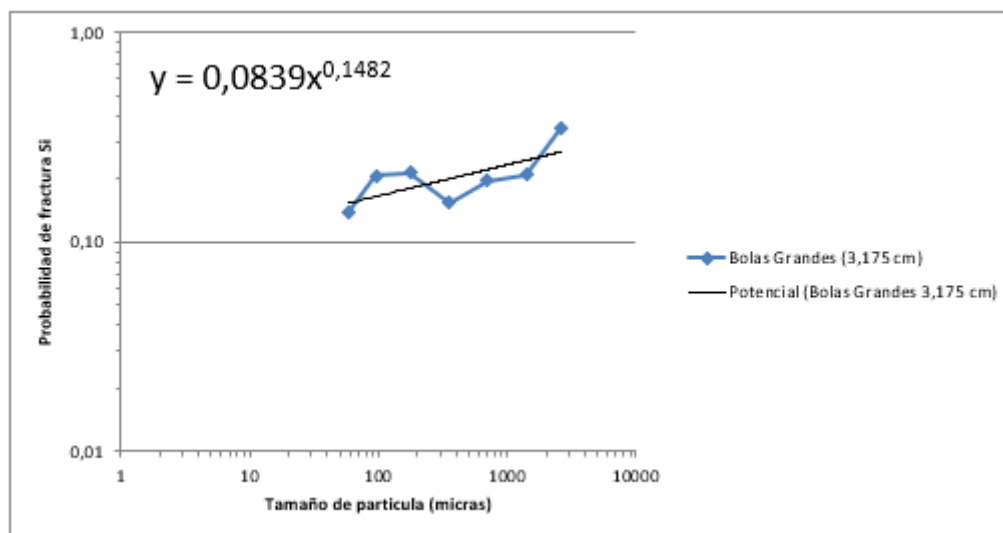


Fig. 4.66 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula a 85% de velocidad de trabajo y bolas grandes.

Finalmente, las Fig. 4.67 y Fig. 4.68 muestran el comportamiento de la probabilidad de fractura S_i para las tres condiciones de tamaño de bola para 75% y 85%, respectivamente.

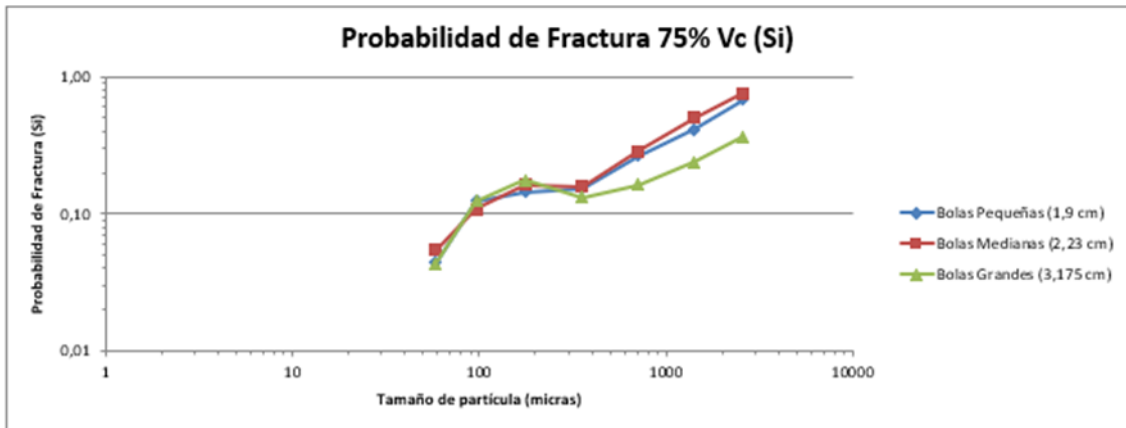


Fig. 4.67 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula a 75% de velocidad de trabajo variando tamaño de bola.

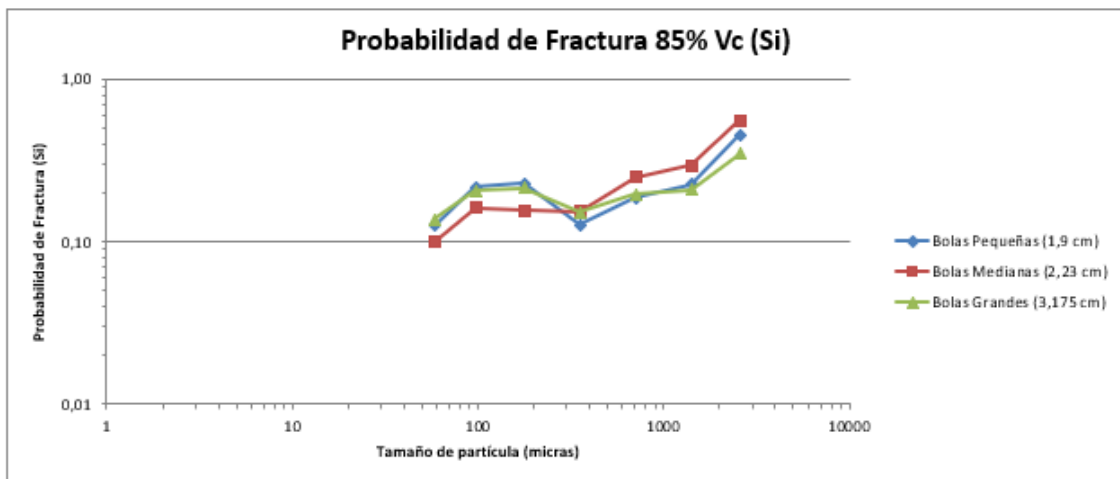


Fig. 4.68 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula a 85% de velocidad de trabajo variando tamaño de bola.

En este sentido, (Austin & Concha, 1994), (Teke et al., 2002), (Erdem & Ergün, 2009) y (Gupta, 2016), afirman que las velocidades de fractura S_i en el rango normal de operación, son mayores para diámetros de bolas menores. Esto se cumple para el caso de 85% de la velocidad crítica, ya que, al variar el diámetro de bola, no ocasiona un cambio significativo en la probabilidad de fractura. Paralelamente, los investigadores, expresan que las bolas grandes, producen mayor cantidad de finos, pero menor probabilidad de fractura como lo ocurrido en 75% de la velocidad sobre todo en tamaños gruesos.

Con la finalidad de visualizar de una mejor manera el comportamiento de la probabilidad de fractura, S_i , pero esta vez fijando el tamaño de bola para cada velocidad, se presentan las Fig. 4.69 a Fig. 4.71.

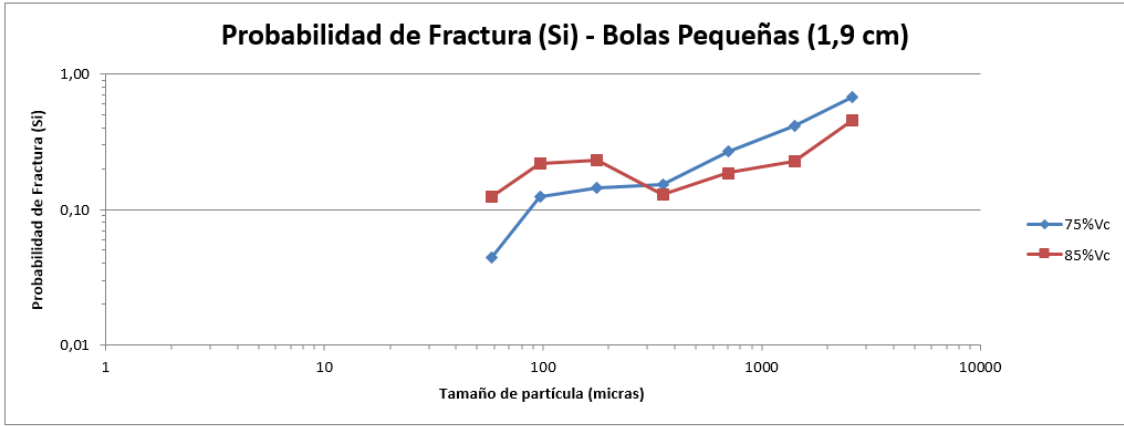


Fig. 4.69 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula con bolas pequeñas (1,9 cm), variando velocidad de trabajo del molino.

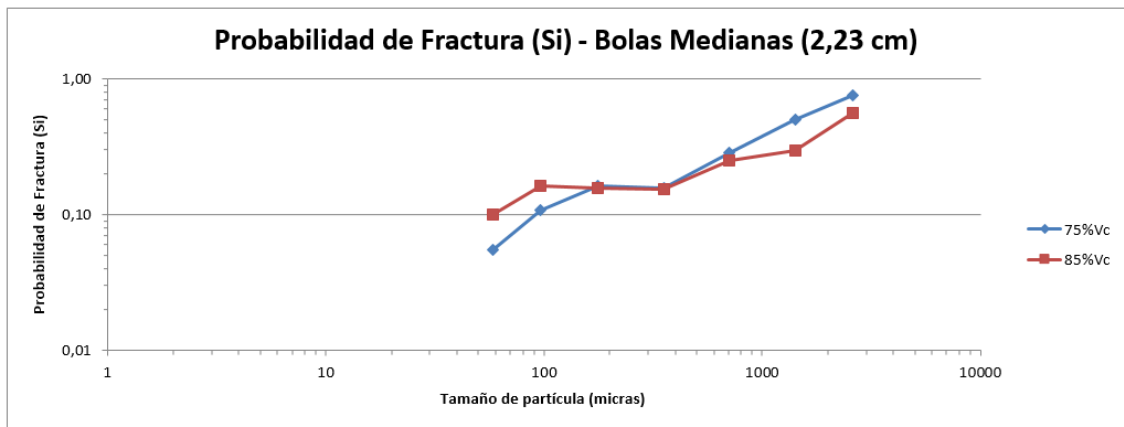


Fig. 4.70 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula con bolas medianas (2,23 cm), variando velocidad de trabajo del molino.

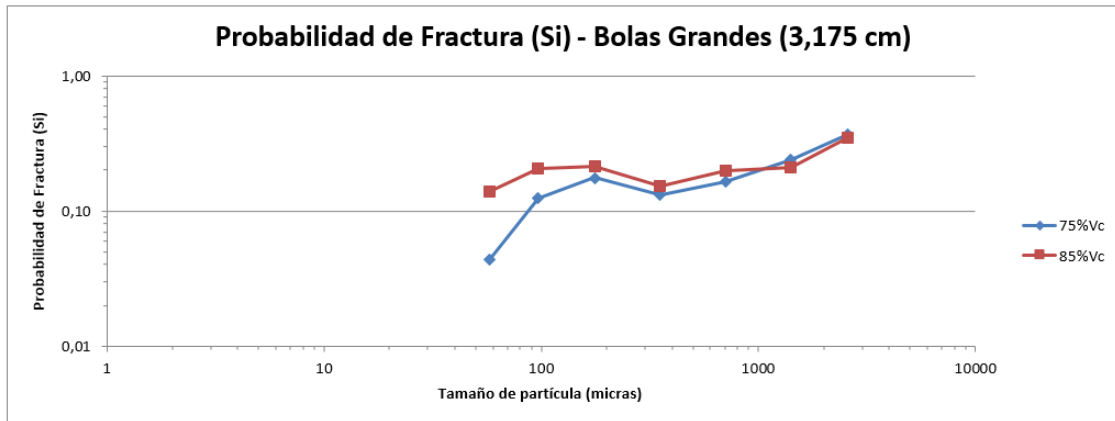


Fig. 4.71 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula con bolas grandes (3,175 cm), variando velocidad de trabajo del molino.

Las Fig. 4.69 a Fig. 4.71, muestran que a 85% de la velocidad crítica, en general, se presenta una mayor probabilidad de fractura con diferentes tamaños de bola para la mayoría de los monotamaños de la alimentación estudiadas, ya que, a mayor velocidad, mayor cascada, y, por lo tanto, mayor influencia en la fractura por impacto. Sin embargo, para tamaño de bolas pequeñas y monotamaños de alimentación gruesos parece volverse ineficiente a 85% de la velocidad, presentándose a 75% de la velocidad crítica un aumento de S_i , ya que la bola no es capaz de molturar tamaños que le sobrepasen al ángulo de mordida o contacto en altas velocidades.

En resumen, si se trabaja a 75% de la velocidad crítica, la mejor configuración ha resultado con bolas de menor diámetro o medio, mientras que, a mayor velocidad de trabajo no se ha encontrado diferencias significativas en la probabilidad de fractura, aunque el comportamiento más constante, se presenta con bolas de diámetro medio.

A continuación, se muestra la *Tabla 4.23*, la caracterización de cinética en molienda de Penouta-Mina variando el tamaño de bolas y velocidad de giro.

Tabla 4.23 - Parámetros cinéticos de Penouta Mina variando el tamaño de bolas y velocidad de giro.

PENOUTA MINA						
	75 % Vc			85 % Vc		
	Bolas Pequeñas (1,9 cm)	Bolas Medianas (2,23 cm)	Bolas Grandes (3,175 cm)	Bolas Pequeñas (1,9 cm)	Bolas Medianas (2,23 cm)	Bolas Grandes (3,175 cm)
α	0,5531	0,6345	0,4121	0,0885	0,3764	0,1482
αT	0,0083	0,0049	0,0132	0,1451	0,0225	0,0839

A partir de la Tabla 4.23 se construyeron las Fig. 4.72 y Fig. 4.73, con la función selección con respecto a la velocidad de trabajo y tamaño de bola, respectivamente.

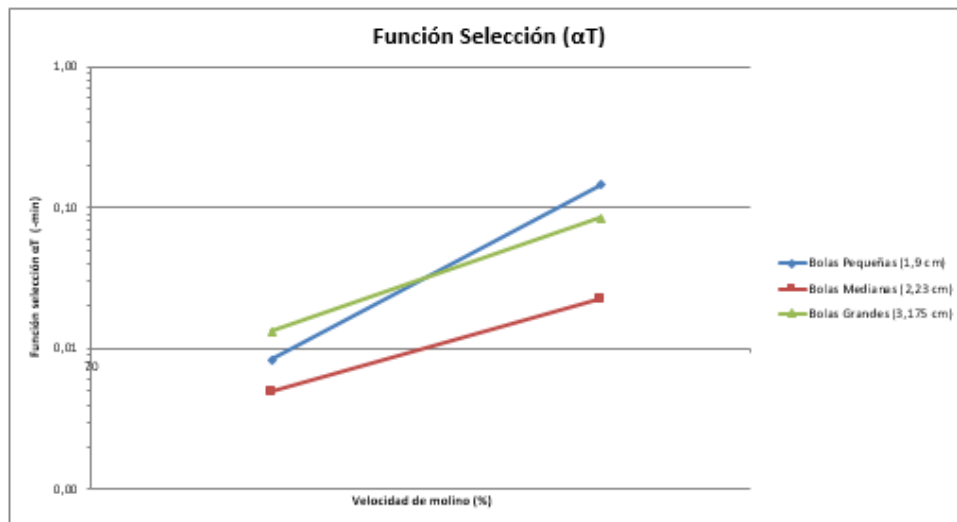


Fig. 4.72 - Función selección vs velocidad de trabajo variando tamaño de bola.



Fig. 4.73 - Función selección vs tamaño de bola a 85% de la velocidad crítica.

La Fig. 4.72 y Tabla 4.23 muestran la poca diferencia que tiene la función selección α_T al variar la velocidad de giro del molino, por lo que una buena aproximación para determinar la función selección a partir del diámetro de bola en la muestra de Penouta-Mina, se muestra en la Fig. 4.73, expresado mediante la Ecuación 4.3:

$$\alpha_T = -0.071 \ln d_b + 0.1453 \quad \text{Ecuación 4.3}$$

Donde, α_T es la función selección y d_b es el tamaño de bola en cm. (Teke et al., 2002), centró su estudio en el parámetro α_T , encontrando una tendencia lineal entre dicho factor y el tamaño de bola, caracterizando de esta manera mineral de calcita. La muestra proveniente de Penouta-Mina queda caracterizada mediante la Ecuación 4.3.

4.1.2.2.3 Penouta balsa

La muestra de Penouta-Balsa, en función a los resultados mostrados en las Fig. 4.74-4.76 y Fig. 4.77-4.79 para 75% y 85% de la velocidad de trabajo, respectivamente, presentan un comportamiento lineal en todos los monotamaños

estudiados. Asimismo, los valores de probabilidad de fractura, Si, presentan un comportamiento de primer orden, como se muestra en la Fig. 4.80-4.85, por lo tanto, podrían ser determinados mediante el cálculo de las pendientes de las líneas de primer orden graficadas, según la Ecuación 2.14. Además, la probabilidad de fractura no cambia con el tiempo, tal como afirma Austin, por lo que puede suponerse constante; aunque en ciertos monotamaños, existe una variación tanto a diferentes velocidades de giro del molino como dimensiones de bola.

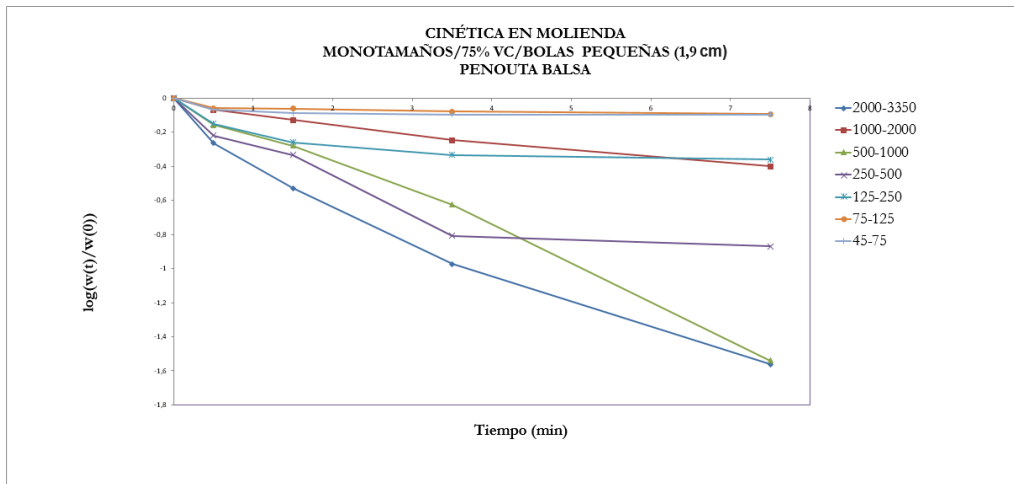


Fig. 4.74 - Pesos Vs tiempo a 75% de la velocidad de trabajo con bolas pequeñas.

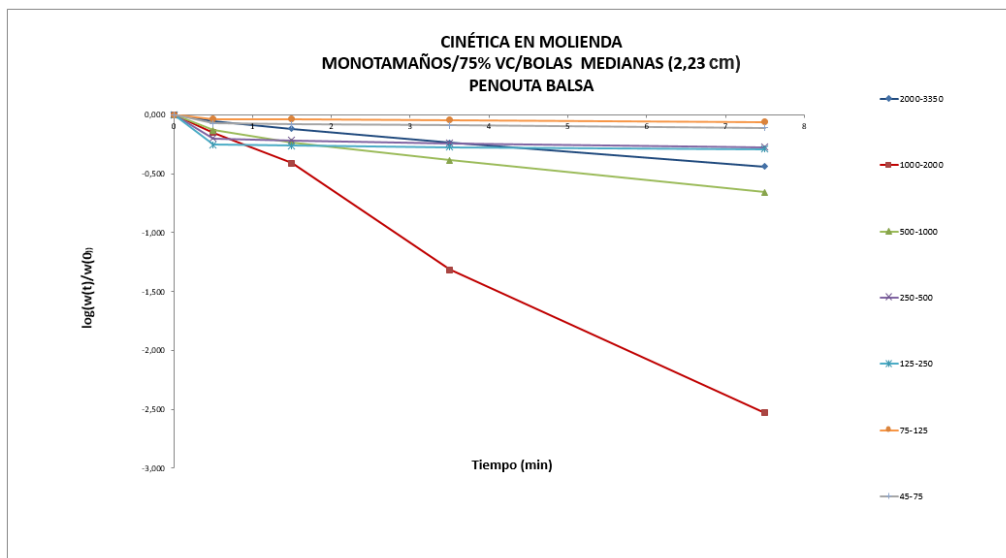


Fig. 4.75 - Pesos Vs tiempo a 75% de la velocidad de trabajo con bolas medianas.

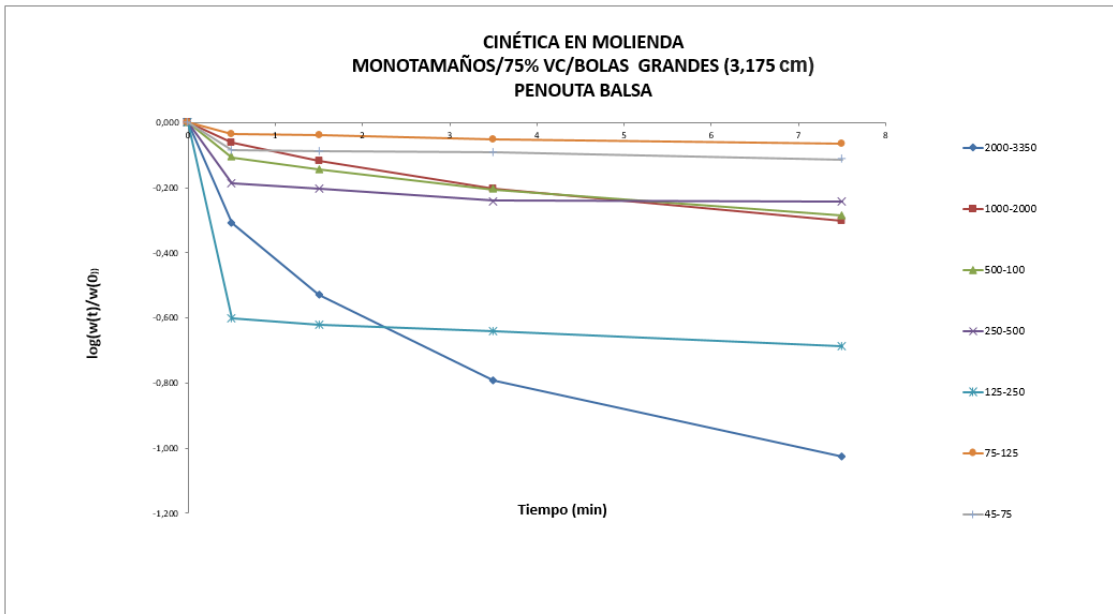


Fig. 4.76- Pesos Vs tiempo a 75% de la velocidad de trabajo con bolas grandes.

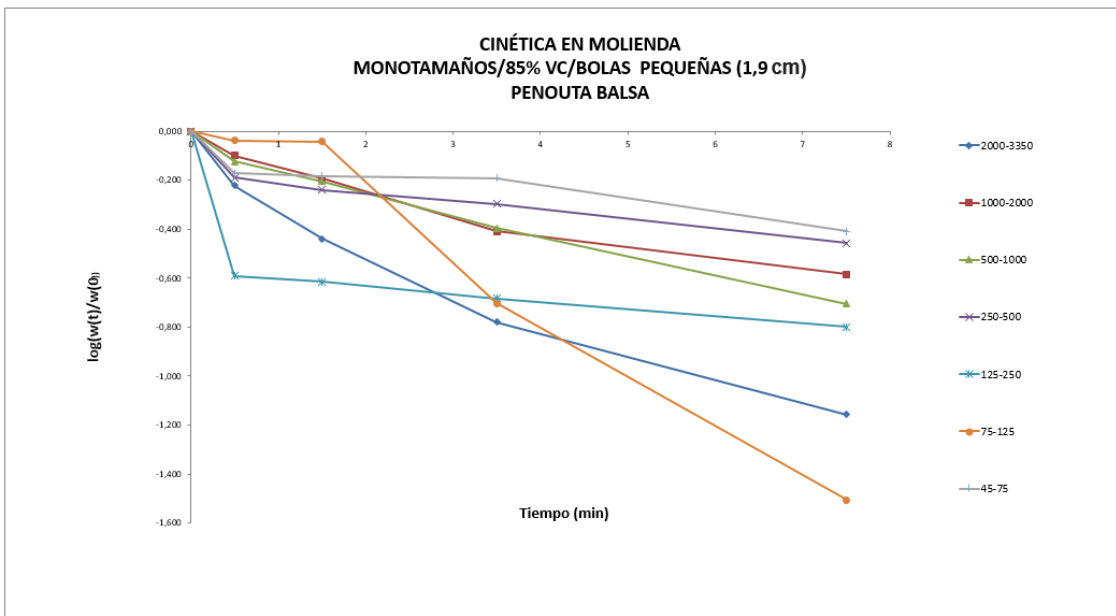


Fig. 4.77 - Pesos Vs tiempo a 85% de la velocidad de trabajo con bolas pequeñas.

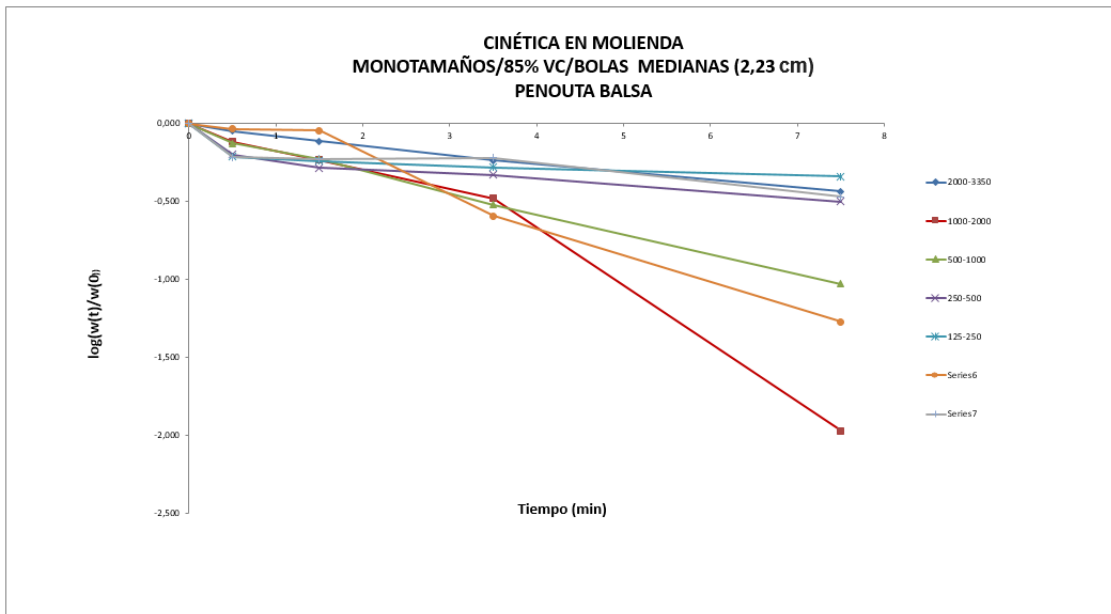


Fig. 4.78 - Pesos Vs tiempo a 85% de la velocidad de trabajo con bolas medianas.

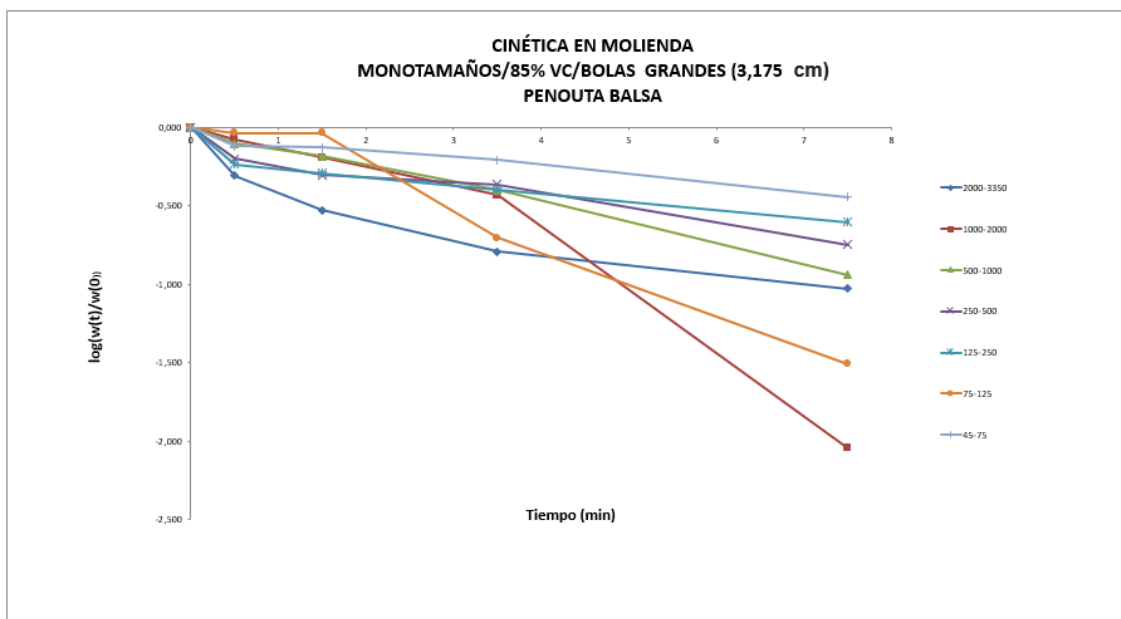


Fig. 4.79 - Pesos Vs tiempo a 85% de la velocidad de trabajo con bolas grandes.

A partir de las Fig. 4.74-4.76 y Fig. 4.77-4.79, se conocen las pendientes de las rectas para cada monotamaño en cada condición de velocidad de giro y tamaño de bola, construyéndose las Fig. 4.80-4.82 y Fig. 4.83-4.85, para 75% y 85%, respectivamente. La Tabla 4. 24 resumen los resultados de las diferentes condiciones.

Tabla 4.24 - Probabilidad de fractura variando tamaño de bola y velocidad de trabajo para cada monotamaño de alimentación de Penouta-Balsa.

Media Geométrica Intervalo (micras)	PENOUTA BALSA					
	Sij (min-1)					
	75% / Bolas Pequeñas (1,9 cm)	75% / Bolas Medianas (2,23 cm)	75% / Bolas Grandes (3,175 cm)	85% / Bolas Pequeñas (1,9 cm)	85% / Bolas Medianas (2,23 cm)	85% / Bolas Grandes (3,175 cm)
2588,4	0,520	0,800	0,370	0,395	0,601	0,721
1414,2	0,487	0,786	0,103	0,199	0,548	0,557
707,1	0,461	0,216	0,101	0,228	0,323	0,284
353,6	0,323	0,108	0,099	0,160	0,176	0,241
176,8	0,141	0,118	0,070	0,100	0,130	0,210
96,8	0,036	0,022	0,024	0,077	0,078	0,069
58,1	0,057	0,041	0,043	0,331	0,100	0,138

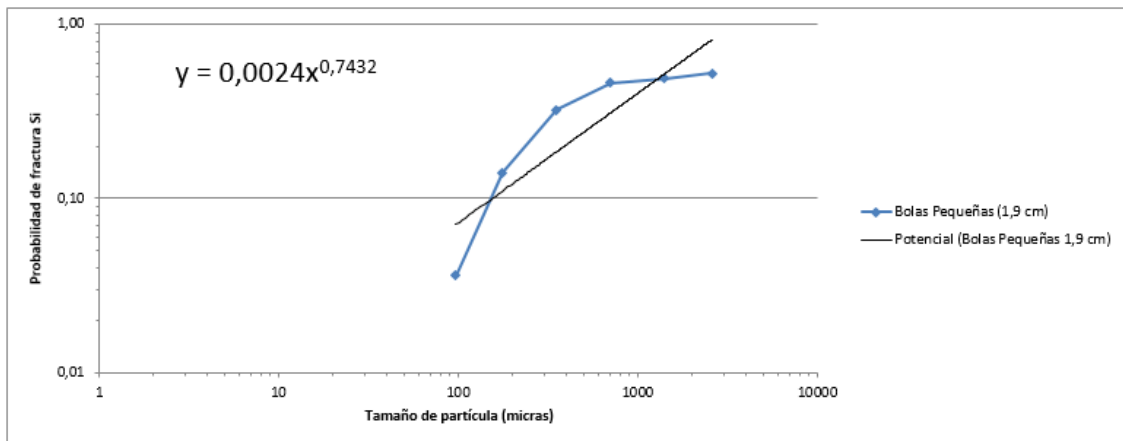


Fig. 4.80 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula a 75% de velocidad de trabajo y bolas pequeñas.

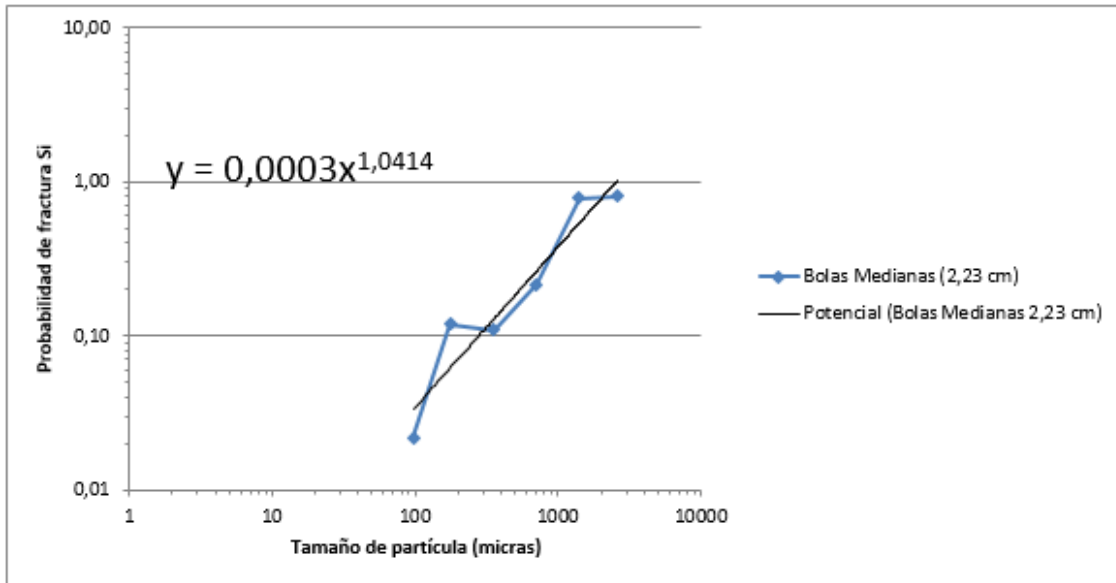


Fig. 4.81 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula a 75% de velocidad de trabajo y bolas medianas.

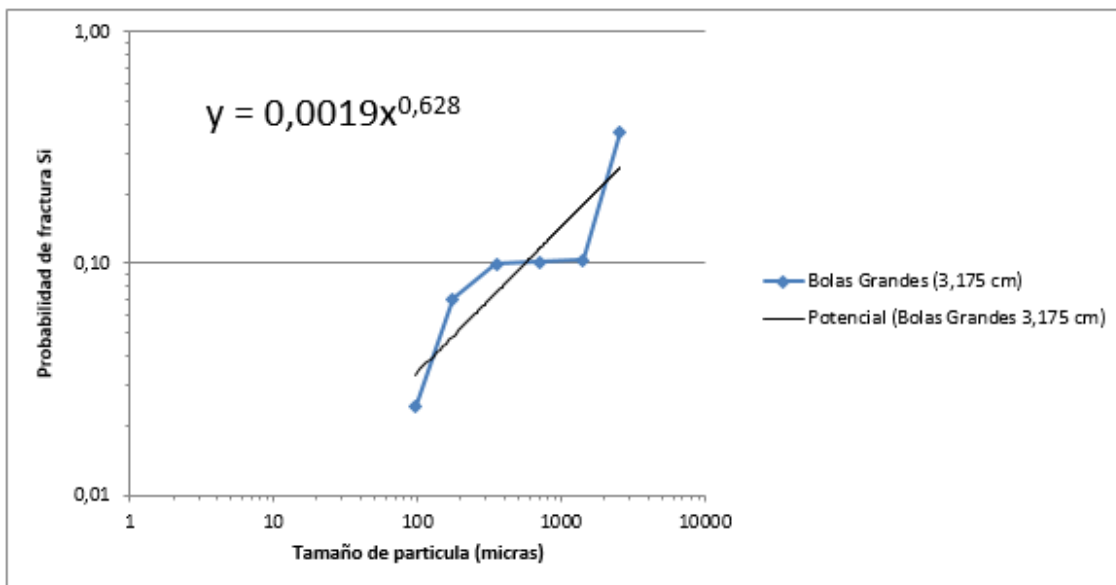


Fig. 4.82 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula a 75% de velocidad de trabajo y bolas grandes.

Cabe resaltar que las Fig. 4.80-4.82 y Fig. 4.83-4.85 para 75% y 85% de la velocidad crítica, respectivamente, son necesarias para la determinación de los parámetros cinéticos α_T , α para cada condición.

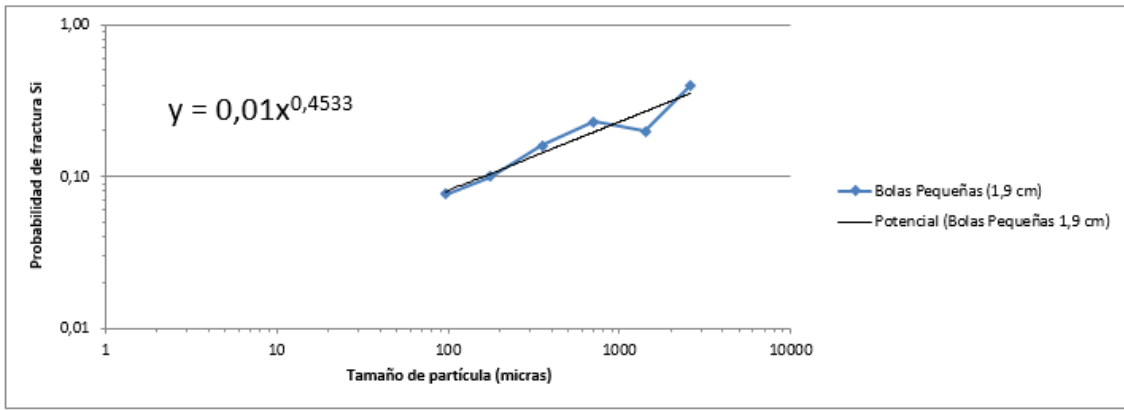


Fig. 4.83 – Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula a 85% de velocidad de trabajo y bolas pequeñas.

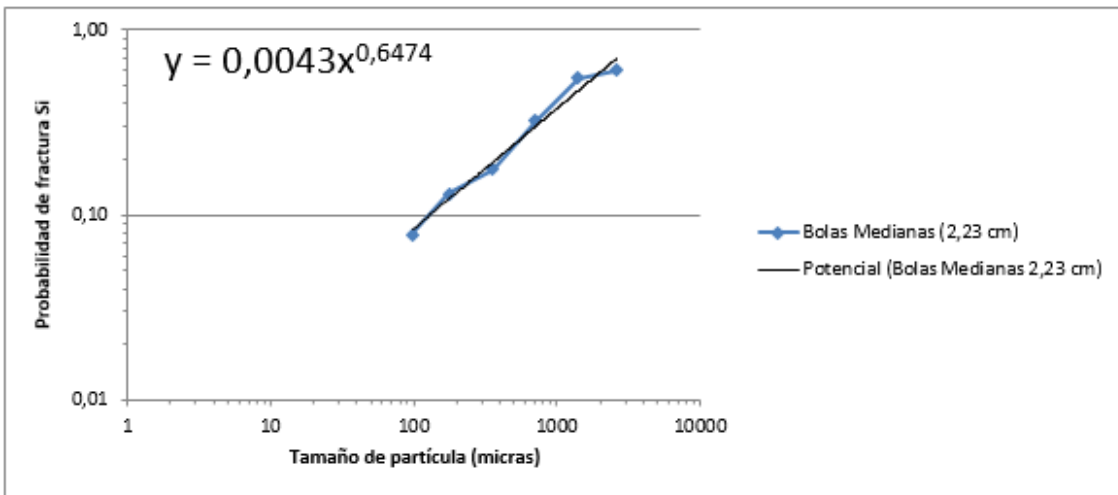


Fig. 4.84 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula a 85% de velocidad de trabajo y bolas medianas.

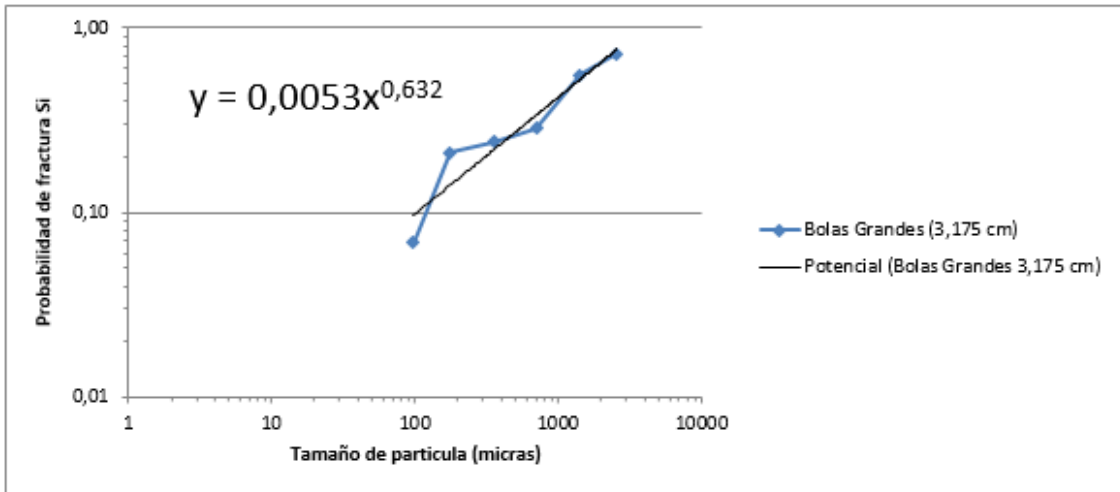


Fig. 4.85 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula a 85% de velocidad de trabajo y bolas grandes.

Finalmente, las Fig. 4.86 y Fig. 4.87 muestran el comportamiento de la probabilidad de fractura Si para las tres condiciones de tamaño de bola para 75% y 85%, respectivamente para Penouta-Balsa.

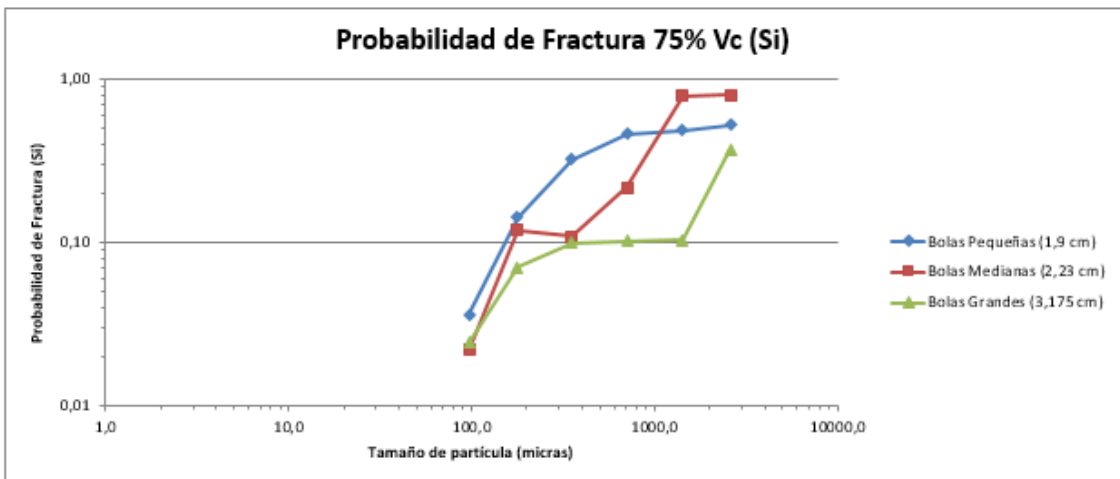


Fig. 4.86 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula a 75% de velocidad de trabajo variando tamaño de bola.

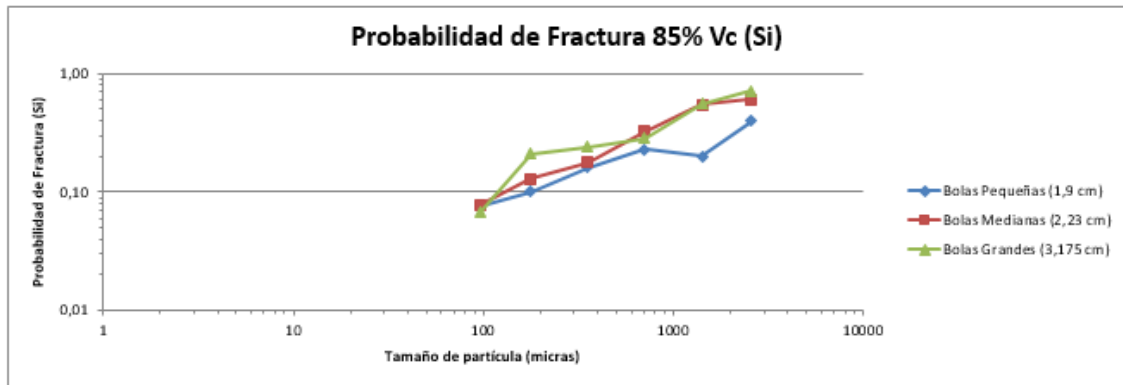


Fig. 4.87 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula a 85% de velocidad de trabajo variando tamaño de bola.

En este sentido, (Austin & Concha, 1994), (Teke et al., 2002), (Erdem & Ergün, 2009) y (Gupta, 2016), afirman que las velocidades de fractura S_i en el rango normal de operación, son mayores para diámetros de bolas menores, paralelamente, expresan que las bolas grandes, producen mayor cantidad de finos, pero menor probabilidad de fractura. Esto se cumple para el caso de 75% de la velocidad crítica, mientras que, para 85% de la velocidad no se cumple. Investigadores como (Touil et al., 2008), (De Carvalho & Tavares, 2013) y (Chimwani et al., 2013), demuestran en contraposición a la teoría de Austin, que para tamaños de bolas mayores aumenta la probabilidad de fractura S_i , para tamaños gruesos de alimentación, tal como ocurrió en la presente investigación. Esto, podría deberse a la influencia de la velocidad en el efecto cascada y efectividad en la molienda por impacto. Por otra parte, (Wills & Napier-Munn, 2006), afirma que las bolas deben ser lo más pequeñas posible y la carga debe clasificarse de tal manera que las bolas más grandes sean lo suficientemente pesadas para moler las partículas más grandes y más duras de la alimentación, tal como ocurre en la mena de Penouta Balsa.

Con la finalidad de visualizar de una mejor manera el comportamiento de la probabilidad de fractura, S_i , pero esta vez fijando el tamaño de bola para cada velocidad, se presentan las Fig. 4.88-4.90.

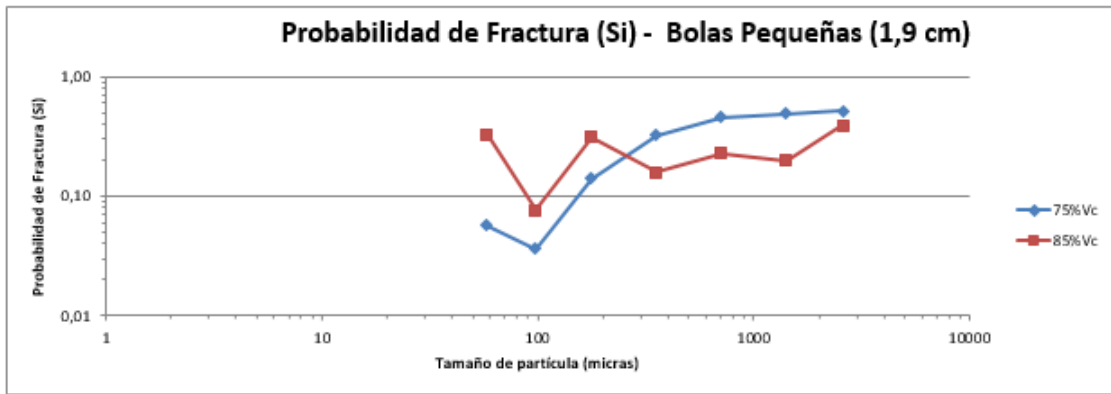


Fig. 4.88 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula con bolas pequeñas (1,9 cm), variando velocidad de trabajo del molino.

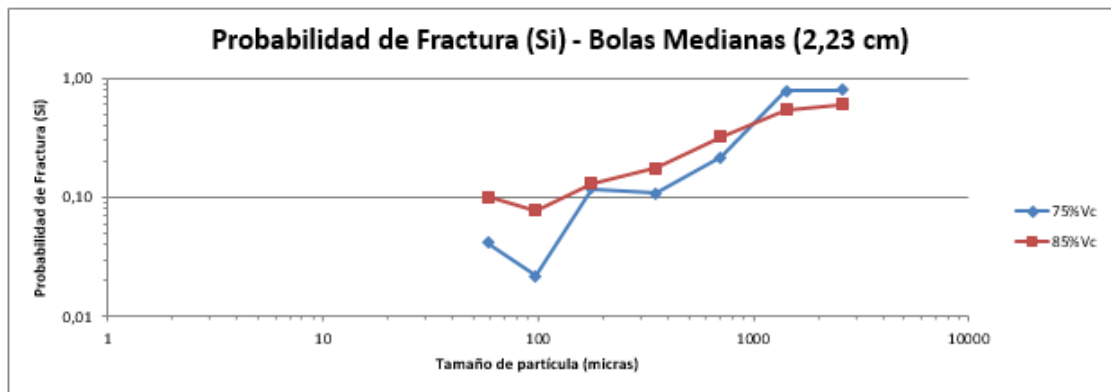


Fig. 4.89 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula con bolas medianas (2,23 cm), variando velocidad de trabajo del molino.

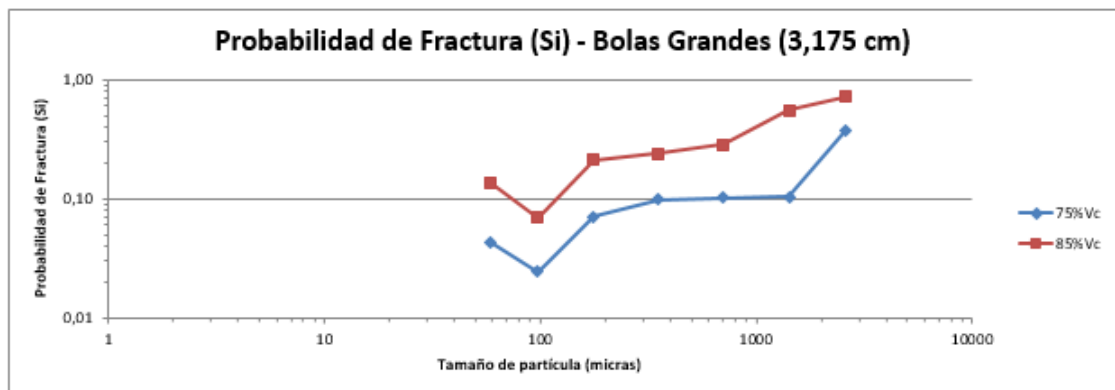


Fig. 4.90 - Probabilidad de fractura vs tamaño de partícula con bolas grandes (3,175 cm), variando velocidad de trabajo del molino.

Las Fig. 4.88-4.90 muestran que a 85% de la velocidad crítica en general, se presenta una mayor probabilidad de fractura con diferentes tamaños de bola para la mayoría de los monotamaños de la alimentación estudiadas, ya que, a mayor velocidad, mayor cascada y, por lo tanto, mayor influencia en la fractura por impacto. Sin embargo, para tamaño de bolas pequeñas y monotamaños de alimentación gruesos parece volverse ineficiente a 85% de la velocidad.

En resumen, si se trabaja a 75% de la velocidad crítica, la mejor ha resultado con bolas de menor diámetro, mientras que, a mayor velocidad de trabajo con mayor diámetro de bolas para favorecer la molienda por impacto (Nava et al, 2020b).

La Tabla 4.25 muestra la caracterización de cinética en molienda de la balsa de Penouta variando el tamaño de bolas y velocidad de giro.

Tabla 4.25 - Parámetros cinéticos de Penouta-Balsa variando el tamaño de bolas y velocidad de giro.

PENOUTA BALSA						
	75 % Vc			85 % Vc		
	Bolas Pequeñas (1,9 cm)	Bolas Medianas (2,23 cm)	Bolas Grandes (3,175 cm)	Bolas Pequeñas (1,9 cm)	Bolas Medianas (2,23 cm)	Bolas Grandes (3,175 cm)
α	0,7432	1,0414	0,6280	0,4533	0,6474	0,6320
αT	0,0024	0,0003	0,0019	0,0100	0,0043	0,0053

A partir de la Tabla 4.25 se construyeron las Fig. 4.91 y 4.92, de la función selección con respecto a la velocidad de trabajo y tamaño de bola, respectivamente.

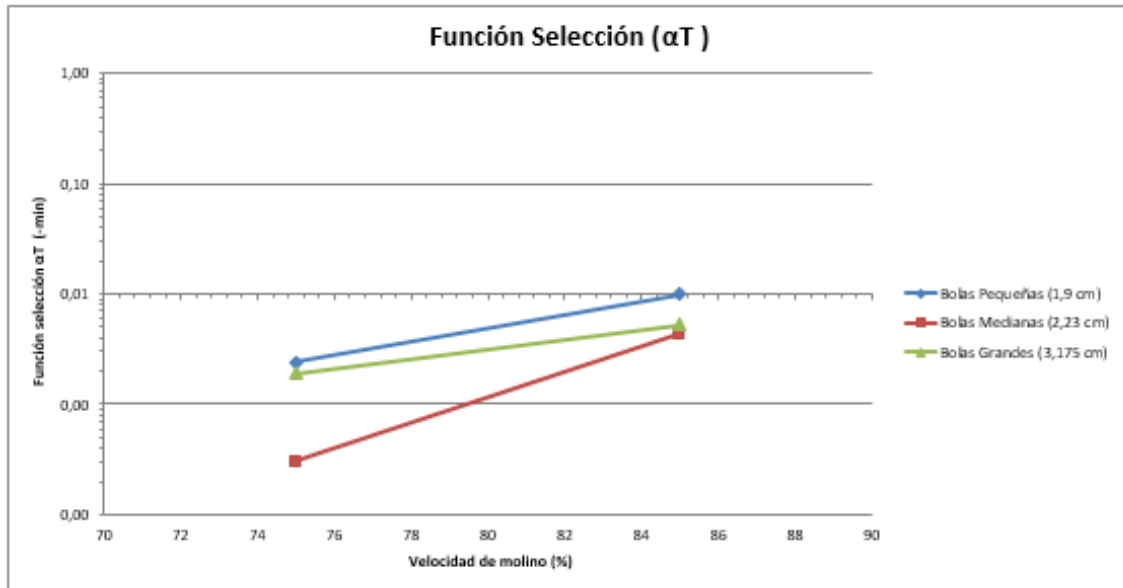


Fig. 4.91 - Función selección vs velocidad de trabajo variando tamaño de bola.

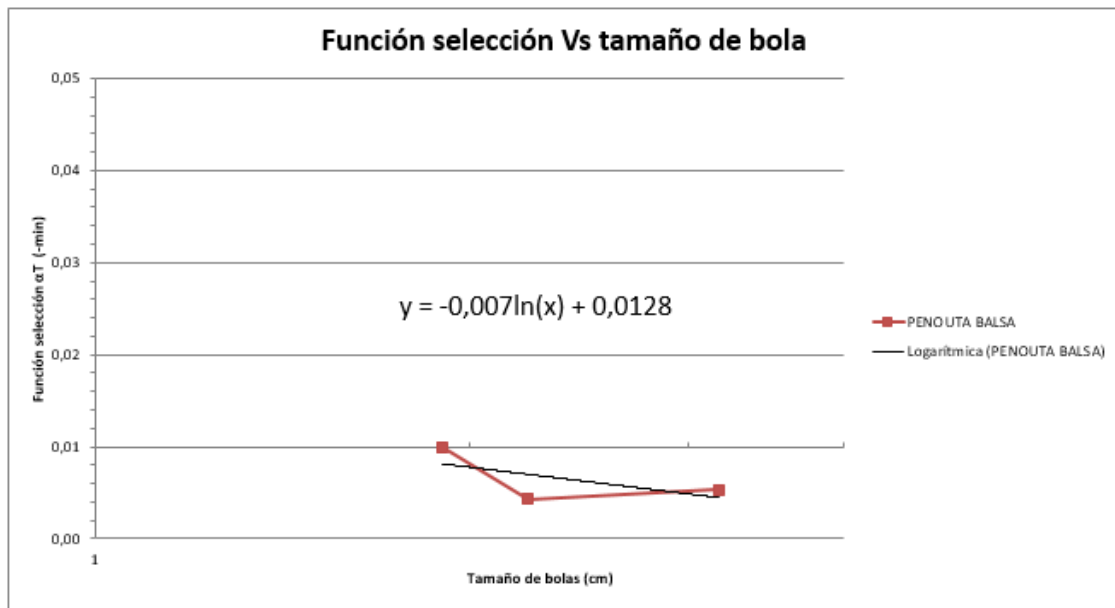


Fig. 4.92 - Función selección vs tamaño de bola para 85% de la velocidad de crítica.

La Fig. 4.91 y Tabla 4.25, muestran la poca diferencia que tiene la función selección αT al variar la velocidad de giro del molino, por lo que una buena aproximación para determinar la función selección a partir del diámetro de bola en la muestra de Penouta-Balsa, se muestra en la Fig. 4.92 y se formula mediante la Ecuación 4.4 a continuación:

$$\alpha_T = -0,007 \ln d_b + 0,0128$$

Ecuación 4.4

Donde, α_T es la función selección y d_b es el tamaño de bola en cm. (Teke et al., 2002), centró su estudio en el parámetro α_T , encontrando una tendencia lineal entre dicho factor y el tamaño de bola, caracterizando de esta manera mineral de calcita. La muestra de Penouta-Balsa queda caracterizada mediante la *Ecuación 4.4*.

Finalmente, en la *Fig. 4.93* se comparan las muestras de Penouta-Mina y Penouta-Balsa.

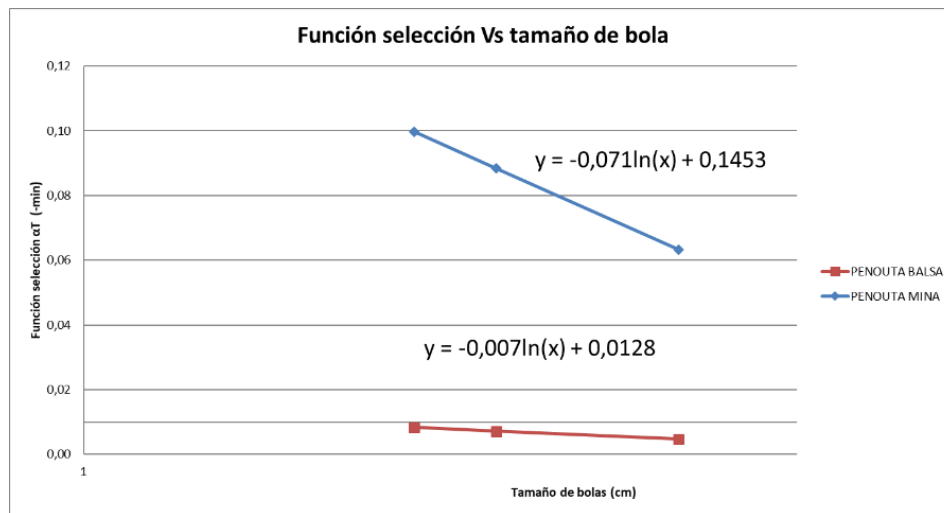


Fig. 4.93 - Función selección Vs tamaño de bola para Penouta Mina y Penouta Balsa.

A priori, se puede pensar que la muestra de Penouta Mina por ser material fresco sería más duro, por lo tanto, más resistente a la fractura que la muestra proveniente de la Balsa Grande; sin embargo, es importante resaltar que, la muestra de Penouta-Mina, se ha tomado del área de leucogranito alterado (albita), el cual es poco duro o resistente a la fractura. En este sentido, los resultados presentados en la *Fig. 4.93*, son lógicos y compaginan con tendencias presentadas de índice de Bond sobre estas mismas muestras en ampliaciones de trabajos como el de (González & Menéndez, 2016). Además, la muestra de Penouta-Balsa, es proveniente de una balsa de estériles, por consiguiente, es heterogénea, con una mayor proporción de cuarzo, una menor granulometría por ya haber sido un mineral procesado en el siglo XX y en consecuencia más resistente a la fractura.

4.1.3 Influencia sobre el rendimiento de algunas operaciones de beneficio mineral posteriores a la etapa de molienda en la Mina de Penouta

Este apartado, engloba los resultados y discusiones de algunos ensayos realizados, complementarios al presente trabajo de investigación, a consecuencia de la estancia llevada a cabo en la Mina de Penouta.

En este sentido, se presentan los resultados de dos (02) grandes grupos de baterías de ensayos. En primer lugar, ensayos de separación magnética de alta intensidad seco, realizados en las instalaciones de la empresa FELEMAMG en Gijón, Asturias; empleando como alimentación el concentrado primario Sn-Ta-Nb, derivado del procesamiento mineral de la mina de Penouta. En segundo lugar, ensayos de cinética en molienda para los mixtos de clasificación, mediante clasificador de tipo criba circular.

4.1.3.1 Resultados de separación magnética de alta intensidad en seco-Mina de Penouta-FELEMANG en fracciones 150/90 y <90 μm .

La muestra de partida para este estudio fue una muestra representativa de una tonelada de concentrado primario de Sn, Ta y Nb obtenida en la planta de proceso de la mina de Penouta. Dicha muestra fue caracterizada mediante curva de análisis granulométrico (*Fig. 4.94*), estudio mineralógico por fracción de tamaño detallado del concentrado primario Sn-Ta-Nb (*Tabla 4.26*), distribución metálica de los elementos de interés (*Tabla 4.27* y *Fig. 4.95*).

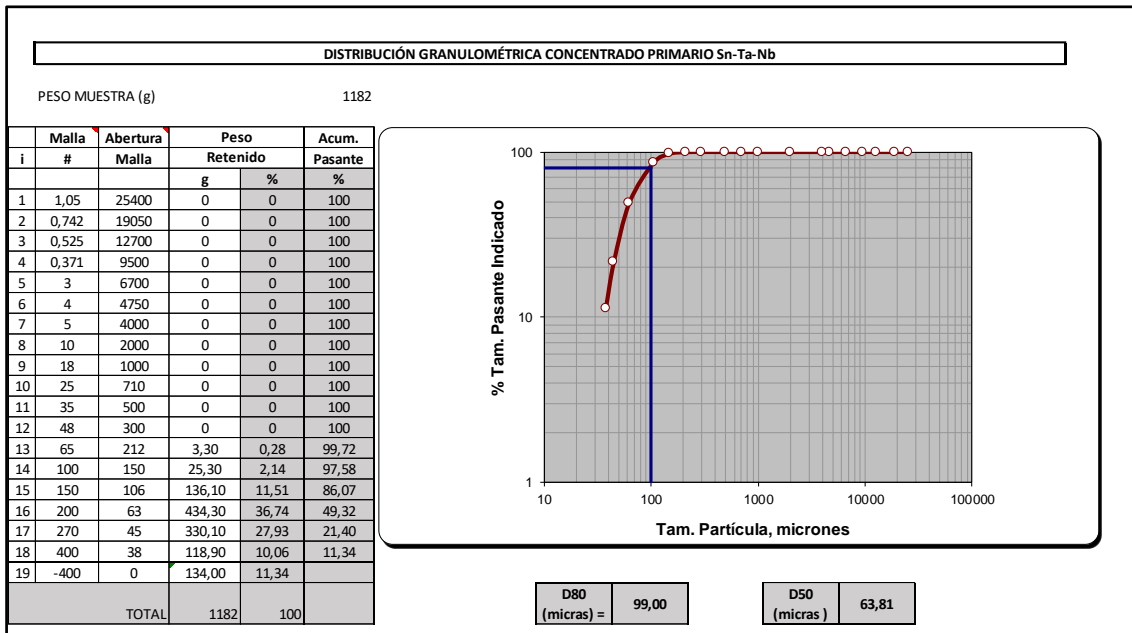


Fig. 4.94 - Curva granulométrica del concentrado primario (alimento de la criba circular).

En resumen, la muestra ensayada presenta un F_{80} de 99 μm , como se observa en la Fig. 4.94.

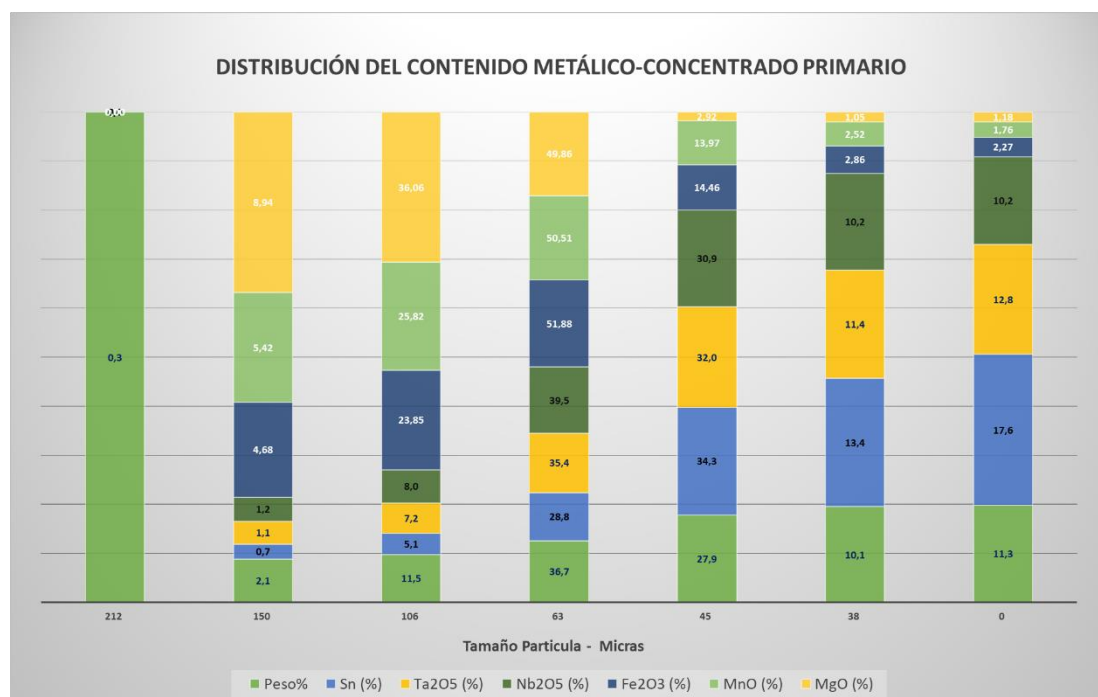
Tal y como se muestra en la Tabla 4.26, la ley de cabeza calculada es de 33,75% Sn; 5,24% Ta y 4,64% Nb, con significativo contenido de especies como MnO, Fe₂O₃ y SiO₂, MgO coincidiendo con las leyes cabeza ensayadas. Se confirma la presencia de especies metálicas como Sn, Ta y Nb, tal y como lo afirman autores como (Alfonso et al., 2018).

Asimismo, los F_{80} de Sn, Ta y Nb resultaron de 84, 92 y 94 μm , respectivamente, mientras que especies como MnO, Fe₂O₃, SiO₂, MgO fueron de 125, 121, 113, 137 μm , respectivamente.

Adicionalmente, de la Tabla 4.26-4.27 y Fig. 4.95 se desprende que a menor tamaño aumenta el contenido metálico de especies de interés como Sn, Ta, Nb; sin embargo, especies secundarias como MnO, Fe₂O₃, SiO₂, MgO se concentran en las fracciones más gruesas de +150 a +63. Igualmente, se observa que en las fracciones -106 y +38 presentan el 76,5% del contenido metálico de Sn, 78,8% Ta₂O₅ y 80,6% Nb₂O₅.

Tabla 4.27 - Distribución de contenido metálico en el concentrado primario.

i	Malla (#)	Malla (micras)	CONCENTRADO PRIMARIO								
			Peso%	Sn (%)	Ta2O5 (%)	Nb2O5 (%)	Fe2O3 (%)	Al2O3 (%)	MnO (%)	SiO2 (%)	MgO (%)
1	4	4750	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
2	5	4000	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
3	10	2000	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
4	18	1000	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
5	25	710	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
6	35	500	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
7	48	300	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
8	65	212	0,28	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
9	100	150	2,14	0,75	1,13	1,19	4,68	6,04	5,42	4,12	8,94
10	150	106	11,51	5,07	7,24	8,02	23,85	29,16	25,82	19,08	36,06
11	200	63	36,74	28,85	35,37	39,51	51,88	53,42	50,51	46,50	49,86
12	270	45	27,93	34,34	32,05	30,88	14,46	9,98	13,97	18,96	2,92
13	400	38	10,06	13,44	11,39	10,17	2,86	1,16	2,52	5,99	1,05
14	-400	0	11,34	17,57	12,82	10,24	2,27	0,25	1,76	5,34	1,18



A consecuencia de los resultados obtenidos de la caracterización anteriormente descrita, se toma la decisión de primeramente incorporar las mallas 150 y 90 μm en un clasificador de tipo criba circular con la finalidad de recuperar el Sn, Ta y Nb, a causa de los altos contenidos metálicos de las especies de interés en estas fracciones, y el retenido de la malla 150 μm , ser retirado, debido a la alta proporción de especies secundarias como MnO, Fe₂O₃, SiO₂, las cuales no son de interés en esta parte del procesamiento.

En segundo lugar, se muestran y desarrollan los resultados de caracterización química y mineralógica de nueve muestras representativas de las fracciones granulométricas, descritas en el esquema de la *Fig. 3.28*, las cuales pasaron por separación magnética de media y alta intensidad en las instalaciones de la empresa FELEMAMG.

Cabe resaltar que, previo a los resultados presentados en este capítulo, se realizaron ensayos exploratorios con la finalidad de conseguir una configuración estándar, y en función a ésta, variar algunos parámetros operativos (velocidad de rodillo, intensidad del campo magnético e inclinación de los separadores o *splitters*) y mineralógicos (fracción granulométrica y leyes) influyentes en la operación.

Los resultados de la muestra cabeza de concentrado para cada condición operativa se reflejan en la *Tabla 4. 28*.

Tabla 4.28 - Resultados de la caracterización química de las muestras cabeza de concentrado primario Sn-Ta-Nb para cada condición operativa y mineralógica en batería de ensayos.

LEYES ALIMENTACIÓN											
Analito	ALIN.1 TDU	ALIN.2 +90	ALIN.3 +90	ALIN.4 +90	ALIN.5 +90	ALIN.6 +90	ALIN.7 -90	ALIN.8 -90	ALIN.9 -90	ALIN.10 -90	ALIN.11 -90
Ta2O5	5,03%	5,00%	5,04%	5,01%	5,05%	5,04%	5,04%	5,01%	4,95%	4,90%	4,95%
SnO2	57,15%	52,83%	53,34%	56,01%	56,13%	56,90%	59,56%	58,93%	58,42%	58,93%	59,31%
Nb2O5	3,91%	4,10%	4,21%	4,09%	4,05%	4,01%	3,83%	3,78%	3,81%	3,71%	3,74%
SiO2	6,87%	8,40%	8,50%	7,51%	7,26%	7,13%	6,18%	6,27%	6,28%	6,23%	6,13%
Fe2O3	3,15%	4,75%	4,92%	3,87%	3,79%	3,53%	2,39%	2,39%	2,41%	2,33%	2,18%
MnO	3,81%	5,96%	6,22%	4,82%	4,64%	4,27%	2,72%	2,70%	2,71%	2,61%	2,47%

En las *Tabla 4.29* y *Tabla 4.30* se resumen los resultados químicos arrojados por el laboratorio de ALS-Penouta del producto magnético llamado concentrado de tantalita, para todos los ensayos realizados en cuanto a leyes y recuperaciones, respectivamente.

Tabla 4.29 - Resultados de leyes arrojados para todas las condiciones operativas y granulométricas del concentrado de tantalita.

LEYES MAGNÉTICO (CONCENTRADO TANTALITA) POR PRUEBA											
ELEMENTO	Ensayo 1 TDU	Ensayo 2 +90	Ensayo 3 +90	Ensayo 4 +90	Ensayo 5 +90	Ensayo 6 +90	Ensayo 7 -90	Ensayo 8 -90	Ensayo 9 -90	Ensayo 10 -90	Ensayo 11 -90
Ta2O5	12,20%	10,33%	10,15%	8,80%	8,79%	11,71%	13,66%	13,47%	8,89%	9,03%	13,13%
SnO2	7,10%	3,34%	3,33%	26,99%	28,09%	7,29%	10,09%	10,77%	39,01%	37,93%	13,65%
Nb2O5	12,65%	11,10%	11,02%	8,79%	8,78%	12,21%	13,71%	13,61%	8,23%	8,42%	13,24%
SiO2	8,93%	13,44%	13,83%	9,41%	9,31%	10,13%	6,30%	6,15%	5,47%	5,38%	5,36%
Fe2O3	8,74%	12,01%	12,13%	7,62%	7,50%	9,47%	6,83%	6,65%	4,37%	4,38%	5,89%
MnO	12,71%	17,36%	17,51%	10,84%	10,66%	13,86%	10,04%	9,75%	6,01%	6,03%	8,69%

Tabla 4.30 - Resultados de recuperaciones arrojados para todas las condiciones operativas y granulométricas del concentrado tantalita.

RECUPERACIONES MAGNÉTICO (CONCENTRADO TANTALITA) POR PRUEBA											
ELEMENTO	Ensayo 1 TDU	Ensayo 2 +90	Ensayo 3 +90	Ensayo 4 +90	Ensayo 5 +90	Ensayo 6 +90	Ensayo 7 -90	Ensayo 8 -90	Ensayo 9 -90	Ensayo 10 -90	Ensayo 11 -90
Ta2O5	57,62%	68,18%	68,09%	69,82%	68,96%	70,11%	67,78%	67,80%	76,07%	76,34%	68,24%
SnO2	2,95%	2,09%	2,11%	19,18%	19,82%	3,87%	4,23%	4,61%	28,29%	26,69%	5,93%
Nb2O5	76,76%	89,39%	88,59%	85,61%	85,97%	91,88%	89,42%	90,95%	91,63%	94,08%	91,15%
SiO2	30,87%	52,81%	55,02%	49,87%	50,78%	42,86%	25,49%	24,76%	36,89%	35,81%	22,51%
Fe2O3	65,87%	83,44%	83,38%	78,34%	78,38%	80,89%	71,40%	70,24%	76,75%	77,93%	69,52%
MnO	79,18%	96,14%	95,22%	89,55%	90,97%	97,86%	92,31%	91,11%	94,01%	95,78%	90,58%

En las Tabla 4.31 y Tabla 4.32 se resumen los resultados obtenidos del producto no magnético llamado concentrado de casiterita, para todas las condiciones operativas y granulométricas, en cuanto a leyes y recuperaciones, respectivamente.

Tabla 4.31 - Resultados de leyes obtenidas para todas las condiciones operativas y granulométricas del concentrado de casiterita.

LEYES NO MAGNÉTICO (CONCENTRADO Sn) POR PRUEBA											
ELEMENTO	Ensayo 1 TDU	Ensayo 2 +90	Ensayo 3 +90	Ensayo 4 +90	Ensayo 5 +90	Ensayo 6 +90	Ensayo 7 -90	Ensayo 8 -90	Ensayo 9 -90	Ensayo 10 -90	Ensayo 11 -90
Ta2O5	1,84%	2,01%	1,95%	2,13%	2,15%	1,89%	1,85%	1,85%	1,65%	1,65%	1,79%
SnO2	75,06%	75,57%	76,96%	73,91%	73,91%	78,23%	76,58%	77,34%	74,17%	74,68%	75,57%
Nb2O5	0,41%	0,58%	0,49%	0,78%	0,80%	0,41%	0,37%	0,38%	0,35%	0,34%	0,36%
SiO2	6,56%	6,36%	6,34%	6,56%	6,58%	6,27%	6,67%	6,70%	7,52%	7,63%	6,73%
Fe2O3	0,62%	0,84%	0,72%	0,88%	0,86%	0,61%	0,57%	0,58%	0,53%	0,54%	0,55%
MnO	0,13%	0,29%	0,21%	0,51%	0,52%	0,12%	0,11%	0,11%	0,11%	0,10%	0,10%

Tabla 4.32 - Resultados de recuperaciones obtenidas para todas las condiciones operativas y granulométricas del concentrado de casiterita.

RECUPERACIONES NO MAGNÉTICO (CONCENTRADO Sn) POR PRUEBA											
ELEMENTO	Ensayo 1 TDU	Ensayo 2 +90	Ensayo 3 +90	Ensayo 4 +90	Ensayo 5 +90	Ensayo 6 +90	Ensayo 7 -90	Ensayo 8 -90	Ensayo 9 -90	Ensayo 10 -90	Ensayo 11 -90
Ta2O5	27,12%	26,37%	25,00%	24,93%	25,13%	25,76%	26,81%	26,93%	18,67%	19,17%	26,26%
SnO2	97,51%	93,73%	93,40%	77,48%	77,61%	94,39%	93,96%	95,57%	71,30%	72,33%	92,72%
Nb2O5	7,78%	9,25%	7,50%	11,18%	11,67%	7,07%	7,13%	7,26%	5,12%	5,21%	6,96%
SiO2	70,89%	49,62%	48,28%	51,28%	53,42%	60,37%	78,87%	77,81%	67,25%	69,90%	79,90%
Fe2O3	14,61%	11,59%	9,47%	13,35%	13,37%	11,86%	17,43%	17,67%	12,35%	13,23%	18,36%
MnO	2,53%	3,19%	2,19%	6,21%	6,61%	1,93%	2,96%	2,97%	2,28%	2,19%	2,95%

De la batería de ensayos en el separador magnético de alta intensidad, se desprende que los ensayos exploratorios son claves para conseguir una configuración de referencia y, a partir de la misma, afinar los parámetros tanto operativos como mineralógicos influyentes.

En el caso del concentrado de tantalita o producto magnético, los ensayos 6 y 7 presentaron las mejores leyes de Ta₂O₅ para las fracciones 150/90 y <90 μm respectivamente. El ensayo 7 tuvo mejores leyes de Ta₂O₅ que el ensayo con TDU, lo que indica que un tamaño de partícula más fina incrementa la ley de Ta₂O₅. Esto es lógico puesto que la tantalita presenta un tamaño de liberación por debajo de las 100 μm (Llorens et al., 2017), (López-Moro et al., 2017) y (Alfonso et al., 2018). En el caso del concentrado de casiterita o producto no magnético, los ensayos 6 y 8 presentaron las mejores leyes de SnO₂ para las fracciones 150/90 y <90 μm, presentando el ensayo 6 una mejor ley que el 8 y el TDU. Cabe resaltar, que las leyes del Ensayo 7 (mejor resultado de ley de tantalita) presentan una diferencia menor al 1,65% con respecto al ensayo 6. Por lo tanto, con la configuración del Ensayo 7, se conseguirían la mejor ley de Ta₂O₅ y una de las mejores de SnO₂.

En lo que respecta a la recuperación, los ensayos 6 y 10 obtuvieron las mejores recuperaciones para las fracciones 150/90 y <90 μm respectivamente, teniendo el ensayo 10 mejor recuperación inclusive que la de TDU, por lo que de nuevo se interpreta que un tamaño de partícula más fina incrementa la recuperación de Ta₂O₅. En cuanto al concentrado de casiterita o producto no magnético, los ensayos 6 y 8 presentaron las mejores recuperaciones de SnO₂ en su grupo. En este caso también coincide que a tamaño de partícula más fino se incrementa la recuperación de SnO₂, por lo que con la

configuración del ensayo 8 se conseguirían la mejor recuperación de SnO₂ y una de las mejores de Ta₂O₅.

Por otra parte, a partir de los ensayos exploratorios, se presumía que la presencia de algunas especies y/o elementos contaminantes como el MnO, en el producto magnético podría deberse al arrastre de las partículas finas por parte de las gruesas. Esta interrogante se elimina, ya que, algunas especies minerales no magnéticas en alta intensidad de campo magnético se podrían comportar como paramagnéticas lo que podría explicar estos altos contenidos en el producto magnético (17,36%, 0,18% y 0,59%; respectivamente), aunado al hecho de que Fe y Mn forman parte ya de por sí de la mineralogía intrínseca del mineral de columbo-tantalita. En general, bajo la configuración del ensayo 7 u 8 se reducirían las pérdidas de Ta₂O₅ en el producto no magnético.

En resumen, al separar la alimentación en dos fracciones aumenta la selectividad de la operación, obteniéndose mejores resultados que el TDU. Los mejores resultados en conjunto Sn-Ta han sido para las pruebas 6 y 8, para 150/90 y <90, respectivamente.

Con respecto al parámetro operativo de la velocidad de rodillo, en ambas pruebas una velocidad de rodillo alta fue propicia para recuperar mayores cantidades de casiterita en el producto no magnético, así como también de tantalita en el producto magnético con buenas leyes. A mayor velocidad de rodillo, se presenta mayor separación de los flujos, es decir, una cascada más pronunciada del concentrado no magnético o concentrado de casiterita, permitiendo la reubicación del *split* a más cerrado y de esta manera aumentar la ley de casiterita en el producto no magnético y aumentar la recuperación de tantalita en el producto magnético.

En relación al parámetro operativo de la intensidad del campo magnético, a menor tamaño de partícula es necesario mayor intensidad con respecto a una granulometría más gruesa, a una misma velocidad de rodillo.

En síntesis, la realización de la batería de ensayos de separación magnética a escala de laboratorio, ha permitido comprobar que mediante esta técnica es posible obtener dos productos competitivos a nivel comercial, verificar la notable influencia de la molienda en la obtención de concentrados con un grado de liberación alto y mejorar la recuperación global de la planta.

4.1.3.2 Resultados de cinética en molienda de fracción >150 μm (micas)

En este apartado se recogen los resultados obtenidos de la caracterización química y mineralógica de los mixtos (fracción >150 μm), producto de la clasificación mediante clasificador tipo criba circular (ver *Fig. 3.28*) así como de las pruebas de cinética en molienda.

Los resultados de la caracterización química de la muestra cabeza se presentan en la *Tabla 4.33*.

Tabla 4.33 - Ley de la muestra cabeza fracción >150 μm , tras la clasificación por tamaño.

Analyte	Recvd Wt. kg	Sn %	Ta %	Nb %	Al ₂ O ₃ %	Fe ₂ O ₃ %	Mn %	Si %
Description	0,02	0,005	0,002	0,005	0,01	0,01	0,01	0,005
Micas +150	1,59	12,07	2,52	1,92	10,27	9,49	19,79	10,61

De la *Tabla 4.33* se desprende que un 12,07% Sn, 2,52% Ta y 1,92% Nb se estaría dejando de recuperar y de introducir como alimentación al SMAI, de no tratar los mixtos adecuadamente. A partir de un estudio mineralógico por fracción de tamaño se puede observar la distribución de algunas especies de interés, así como también sus P_{80} , resumido en las *Tablas 4.34-4.35* y *Fig. 4.96-4.97*.

Tabla 4.34 - Estudio mineralógico por fracción de tamaño-distribución de algunas especies de interés y D_{80} .

CUADRO RESUMEN - DISTRIBUCIÓN CONTENIDO METÁLICO POR TAMAÑO										
i	Malla (#)	Malla (μm)	FRACCIÓN >150 μm							
			Peso (%)	Sn (%)	Ta ₂ O ₅ (%)	Nb ₂ O ₅ (%)	Al ₂ O ₃ (%)	Fe ₂ O ₃ (%)	MnO (%)	SiO ₂ (%)
1	4	4750	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
2	5	4000	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
3	10	2000	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
4	18	1000	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
5	25	710	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
6	35	500	0,65	0,08	0,03	0,02	0,74	0,43	0,13	2,08
7	48	300	4,04	0,78	0,30	0,21	2,61	1,76	1,98	13,54
8	65	212	15,26	6,83	5,40	4,82	17,67	14,56	18,37	19,13
9	100	150	48,97	31,73	38,70	38,14	56,21	55,87	57,55	44,17
10	150	106	16,39	21,10	26,09	27,03	15,05	17,55	14,83	12,06
11	200	63	9,81	21,19	19,57	20,71	6,91	8,28	6,01	7,32
12	270	45	3,10	10,50	6,61	6,38	0,71	1,23	0,94	1,14
13	400	38	0,82	3,23	1,59	1,39	0,06	0,17	0,11	0,28
14	-400	0	0,96	4,55	1,71	1,29	0,04	0,16	0,07	0,27
D80 (μm) =			212	188	190	189	217	209	214	279

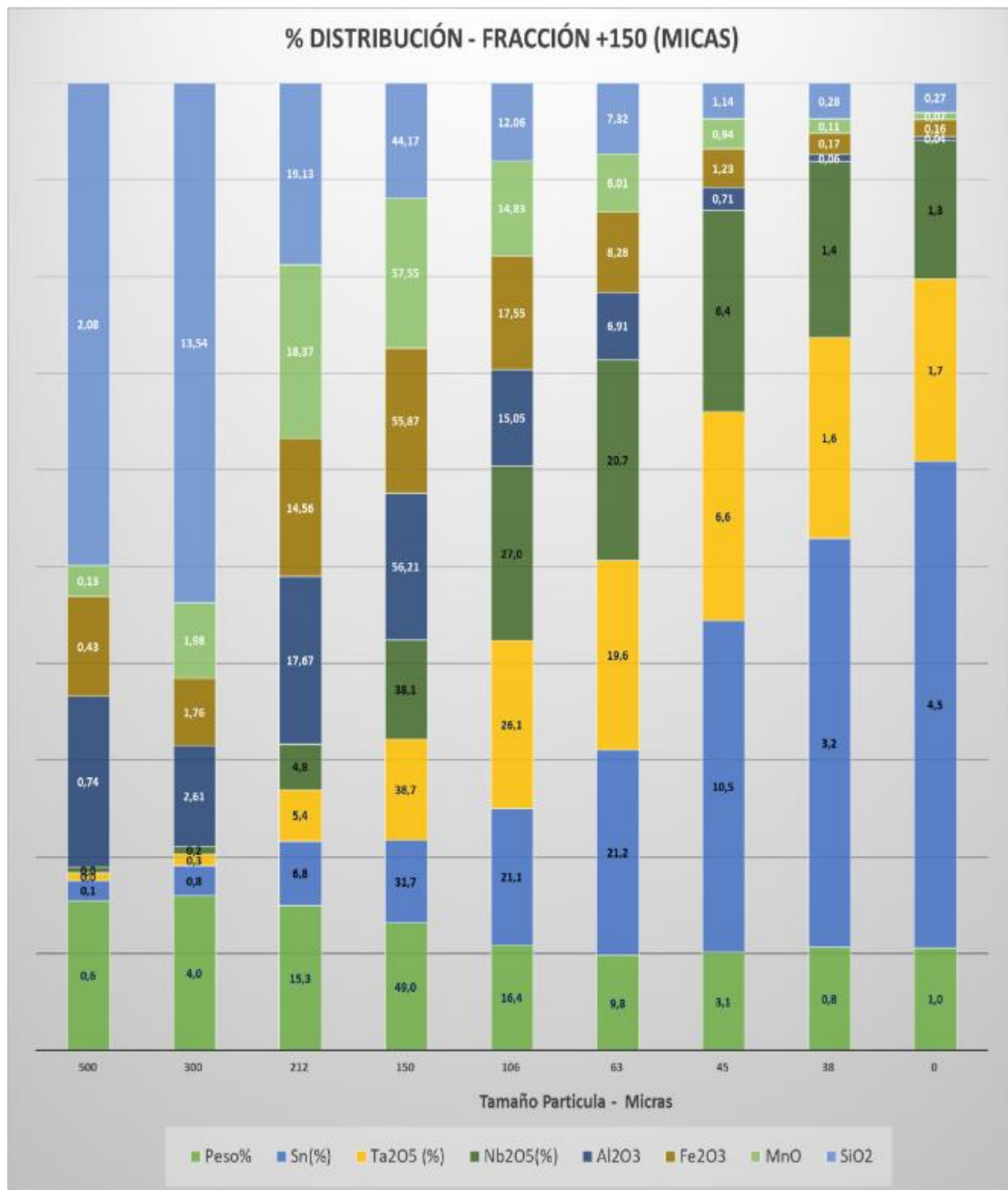
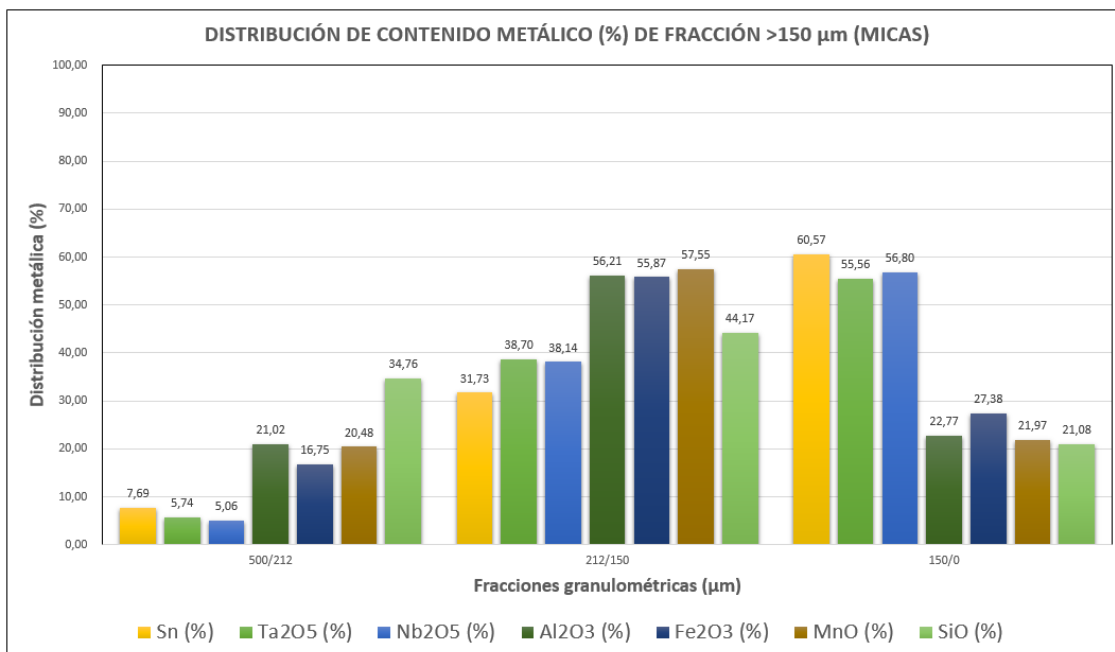


Fig. 4.96 - Distribución del contenido de cada especie mineral.

Tabla 4.35 - Distribución de especies de interés por fracción granulométrica de micas.

Tamaño Tamiz (µm)	FRACCIÓN >150 µm							
	Peso (%)	Sn (%)	Ta ₂ O ₅ (%)	Nb ₂ O ₅ (%)	Al ₂ O ₃ (%)	Fe ₂ O ₃ (%)	MnO (%)	SiO (%)
500/212	19,94	7,69	5,74	5,06	21,02	16,75	20,48	34,76
212/150	48,97	31,73	38,70	38,14	56,21	55,87	57,55	44,17
150/0	31,08	60,57	55,56	56,80	22,77	27,38	21,97	21,08



A consecuencia de los resultados mostrados anteriormente, se plantea una clasificación por tamaño mediante el uso de una malla de 212 µm para reducir el 19,94% en peso, el cual, contiene especies minerales indeseados como Al₂O₃, Fe₂O₃, MnO, SiO₂, de manera definitiva como estériles. Por lo tanto, el 80,05% en peso restante sería la cantidad de muestra para ser llevada a remolienda. Específicamente, un 48,97% en peso retenido en la malla >150 µm, el cual contiene un 31,73% Sn, 38,70% Ta₂O₅ y 38,14% Nb₂O₅, que se tratarían de recuperar mediante remolienda por falta de grado de liberación. La fracción más fina, es decir, la fracción <150 µm sería derivada al separador magnético de alta intensidad en seco como bien fue explicado en el apartado anterior.

Una vez finalizada cada tiempo de molienda (0.5, 2,5, 5, 10 y 15 min), los resultados de distribución del peso pasante de la malla 100 µm, así como también las leyes obtenidas, se presentan en la *Tabla 4.36*.

Tabla 4.36 - Distribución del peso pasante de 100 µm para cada tiempo y leyes.

DISTRIBUCIÓN DE CONTENIDO METÁLICO - PRODUCTO PASANTE DE 100 µm								
Tiempo (min)	Peso Pasante 100 µm (%)	Sn (%)	Ta2O5 (%)	Nb2O5 (%)	Al2O3 (%)	Fe2O3 (%)	MnO (%)	SiO2 (%)
0,5	11,2	26,26	21,07	20,44	5,59	7,45	5,45	7,13
2,5	17,6	38,25	30,81	29,66	8,77	11,67	8,91	11,39
5	22,4	43,74	36,57	34,43	12,93	16,53	13,13	15,60
10	30,9	51,09	46,81	43,13	20,75	26,47	22,14	23,05
15	32,9	50,39	47,47	43,93	24,44	29,89	25,54	26,49

En la Fig. 4.98 se muestra la evolución del peso pasante a la malla de 100 µm con respecto al tiempo de molienda, hasta los 15 min.

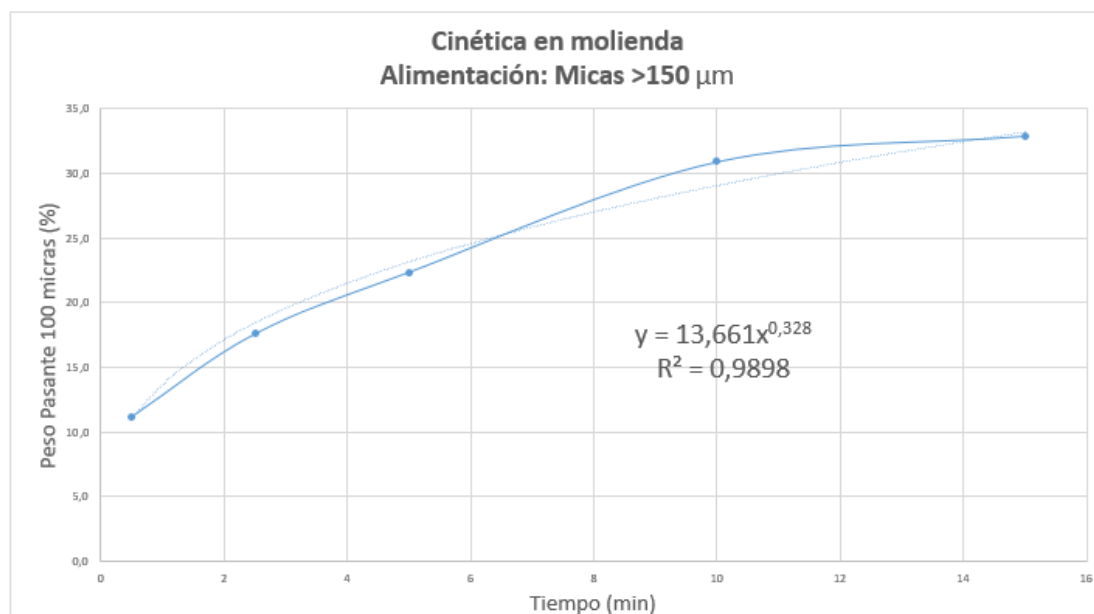


Fig. 4.98- Evolución del peso pasante malla 100 µm con respecto al tiempo de molienda.

Las Fig. 4.98 muestra la tendencia potencial ascendente del peso pasante a las 100 µm con respecto al tiempo. Asimismo, las Fig. 4.99 muestran la evolución del P₈₀ con respecto al tiempo.

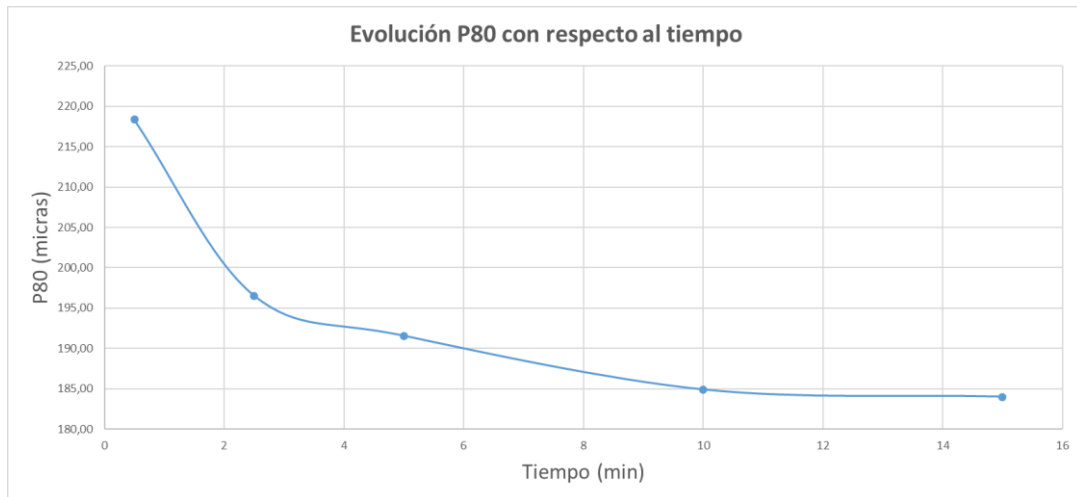


Fig. 4.99 – Evolución del P_{80} con respecto al tiempo.

Las *Fig. 4.99* muestran la tendencia descendiente del P_{80} con respecto al tiempo, siendo resultados lógicos. Destaca la poca diferencia tanto en la *Fig. 4.98* como la *Fig. 4.99*, entre 10 y 15 min, observándose una tendencia constante y un tiempo óptimo a los 10 min de molienda para evitar la pérdida de eficiencia energética.

La *Fig. 4.100* muestra la distribución de las especies de interés y secundarias del producto molido pasante de la malla 100 μm al cabo de 15 min.

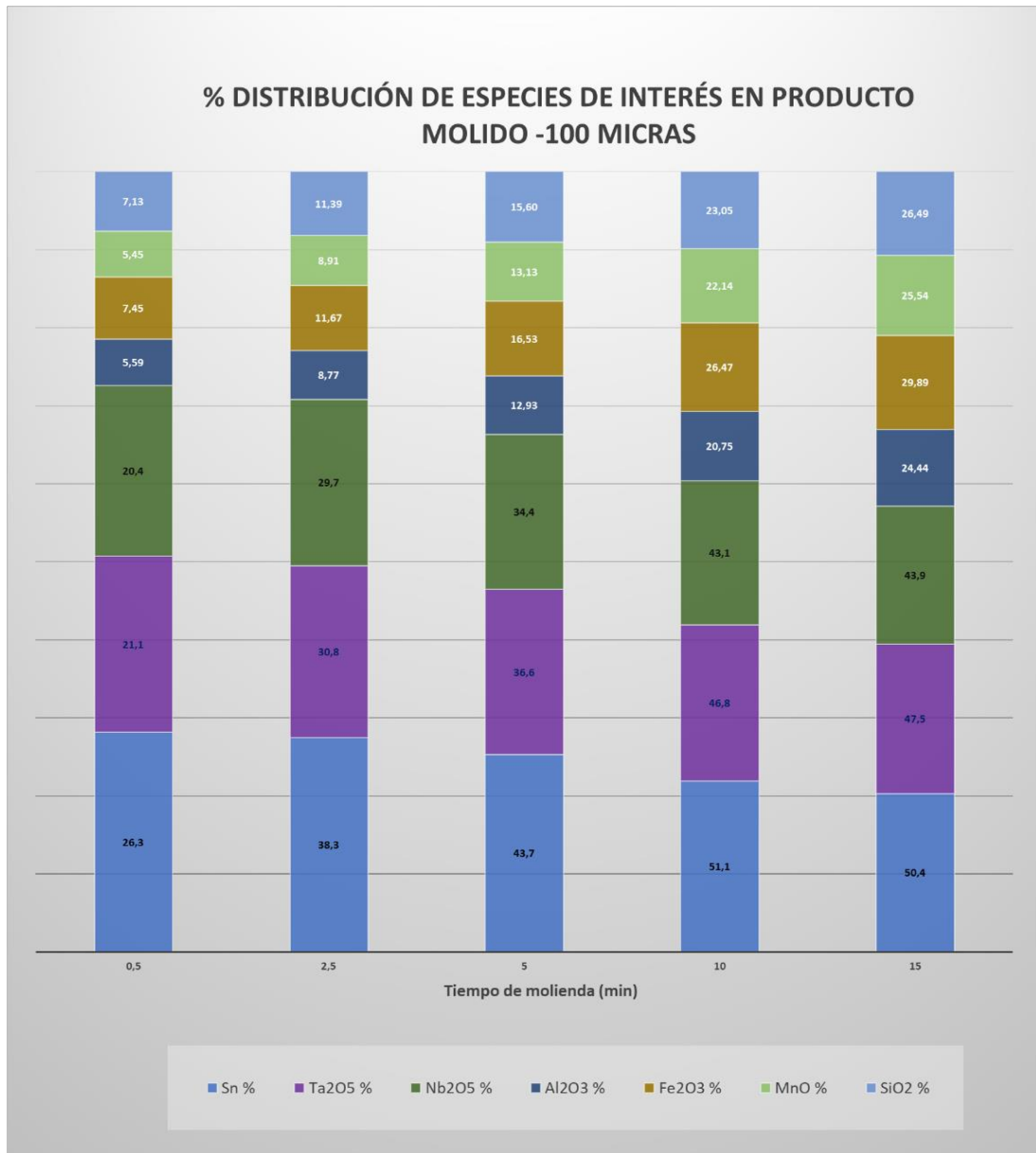


Fig. 4.100 - Distribución de las especies de interés y secundarias del producto molido pasante de la malla 100 μ m al cabo de 15 min.

Los resultados arrojados con respecto a la distribución de especies de interés y secundarias de la Fig. 4.100, muestran una liberación mayor al 50% en las especies de interés como el Sn, Ta, Nb al cabo de los 15 min, visualizándose un ascenso poco significativo entre los 10 y 15 min, afirmándose la hipótesis del tiempo óptimo como 10 min de molienda para evitar la pérdida de eficiencia energética.

Cabe resaltar que dichos ensayos fueron las bases para la implementación de esta operación a escala industrial en la mina de Penouta.

Capítulo V: Conclusiones

5.1 Conclusiones y líneas futuras de investigación

Se caracterizó el comportamiento cinético en molienda de varias menas europeas de tántalo y wolframio, por su importancia como materias primas críticas para la UE, mediante la determinación de los parámetros cinéticos ($\alpha\tau$, α , ϕ_j , γ y β), según el modelo propuesto por Austin. Las menas estudiadas fueron: Barruecopardo, Mittersill y Penouta (Balsa y Mina).

Se caracterizó química y mineralógicamente las muestras estudiadas tanto en la muestra cabeza como en los productos molidos, por medio de técnicas como análisis por XRF, análisis granulométrico, estudio mineralógico por fracción de tamaño, estudio de liberación, comportamiento de P_{80} , evolución de grado de liberación y relación de reducción de molienda.

Se diseñó un protocolo a seguir para los ensayos de cinética en molienda estudiando la influencia de algunas variables mineralógicas (monotamaño de la alimentación y geometalúrgicas) y operativas más influyentes (velocidad de giro de molino; tamaño, número y proporción de bolas). El estudio, se dividió en dos partes. En el caso de la Mina de Barruecopardo, se evaluó la influencia de la velocidad de giro del molino en los parámetros cinéticos; mientras que con la Mina de Penouta y Mittersill, variables como la velocidad de giro del molino y el tamaño de bolas.

Se estudió la evolución de parámetros determinantes en la molienda como el P_{80} y relación de reducción con respecto al tiempo de molienda, velocidades de giro y monotamaños de alimentación para el caso de la Mina de Barruecopardo. Se encontró que, en primer lugar, la mayor probabilidad de fractura se da a 70% de la velocidad crítica, comparando las tres velocidades ensayadas. En segundo lugar, el cambio brusco de pendiente en los monotamaños: 250/125, a consecuencia de la liberación de W como especie mineral con mayor resistencia a la fractura, el cual, se comprueba mediante los resultados obtenidos del estudio mineralógico por fracción de tamaño. En tercer lugar, la tendencia lineal que mantiene el P_{80} con respecto al tiempo en todos los monotamaños de alimentación al variar la velocidad de trabajo, destacando el hecho de que, en todos los casos, a 70% de la velocidad de trabajo, se obtiene un P_{80} más fino, confirmando que la velocidad de giro afecta al producto obtenido de la molienda y una mayor relación de reducción para todos los monotamaños de alimentación estudiados.

Se caracterizó el comportamiento cinético en molienda de la mena de Barruecopardo mediante una fórmula generada del presente trabajo $\alpha_T = -0.0002 v_c^2 + 0.0236v_c - 0.6402$.

Se evaluó el comportamiento de la función fractura en la mena de Barruecopardo, B_{ij} y su variación frente a cambios en el tamaño de alimentación, y de la velocidad de giro del molino. B_{ij} depende del tamaño de alimentación, coincidiendo con (Ipek, 2011), y que además se ve influenciada por la velocidad del molino, concordando con los resultados de (Deniz, 2004); no obstante, dicha variación no es significativa como bien lo reporta (Austin & Concha, 1994). Asimismo, mediante el modelo con el algoritmo de optimización, se ajustan a los obtenidos experimentalmente, en todas las velocidades de molino.

Se caracterizó la mena de Penouta (Mina y Balsa) en cinética en molienda, resultando que, a 85% de la velocidad crítica en general, se presenta una mayor probabilidad de fractura S_i con diferentes tamaños de bola para la mayoría de los monotamaños de la alimentación estudiadas, ya que, a mayor velocidad, mayor cascada, y, por lo tanto, mayor influencia en la fractura por impacto. Sin embargo, si se trabaja a 75% de la velocidad crítica, la mejor configuración ha resultado con bolas de menor diámetro o medio. El comportamiento más constante en todos los monotamaños, se presenta con bolas de diámetro medio.

Se formuló la Función Selección, α_T , de la mena de Penouta (Mina y Balsa) a partir del diámetro de bola: $\alpha_T = -0.071 \ln d_b + 0.1453$ y $\alpha_T = -0.007 \ln d_b + 0.0128$, respectivamente. *A priori*, se puede pensar que la muestra de Penouta Mina por ser material fresco sería más duro, por lo tanto, más resistente a la fractura que la muestra proveniente de la Balsa Grande; sin embargo, es importante resaltar que, la muestra de Penouta Mina, se ha tomado del área del leucogranito alterado (albita) a caolinita, el cual, es poco resistente a la fractura.

Se estudió la influencia de la molienda sobre operaciones posteriores como separación magnética de alta intensidad en seco en la mina de Penouta, sentando las bases para llevar a cabo la batería de ensayos a escala de laboratorio, plata piloto y posterior instalación en la planta de beneficio; así como también, la implementación de operación de remolienda de mixtos proveniente de la etapa gravimétrica. La presente Tesis Doctoral, ha contribuído a mejoras importantes y esenciales en la mina de Penouta en cuanto a la

diversificación de productos comerciales, mediante la obtención de dos concentrados de una mejor calidad y más competitivos a nivel comercial, aunado al aumento de las leyes y recuperaciones globales en planta y en consecuencia mejores beneficios económicos-sociales para la empresa y su entorno.

Se caracterizó la mena proveniente de Mittersill y formuló la Función Selección, α_T , a partir del diámetro de bola: $\alpha_{T=0.00008e^{2.3065d_b}}$.

La presente Tesis Doctoral recomienda continuar con futuras líneas de investigación. Dada la inmensidad de datos, podría derivar en tres direcciones:

1. Realizar un análisis de sensibilidad de las funciones de B_{ij} y S_i para cada una de las propuestas según modelos como los de Reid (1965), Austin and Luckie (1972), Nikolov (2002), Vogel y Peukert (2003, 2005), Coello et al. (2011).
2. Modelizar en base al modelo propuesto por Coello et al. (2017) y la optimización del método mínimo cuadrado en un intervalo con punto interior, donde el punto interior, se asuma de los datos experimentales encontrados en el presente trabajo de investigación.
3. Comparar los resultados obtenidos de los parámetros mediante cinética en molienda con respecto a la metodología de Bond.

Capítulo VI: Referencias

6.1 Referencias

- A.Mwanga, M.Parian, P.Lamberg, & J.Rosenkranz. (2017). Comminution modeling using mineralogical properties of iron ores. *Minerals Engineering*, 111(September), 182–197. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2017.06.017>
- Alfonso, M. P., Oliva, J., Álvarez, B., Jorge, J., Sanmiquel, L., Parcerisa, D., ... García-Vallès, M. (2015). *Optimization of the Tantalum Ore Production by Control the Milling Process. Proceedings of the 2nd International Conference on Mining, Material An*, 344, 1–4. Disponible en <https://ec.europa.eu/research/participants/documents/downloadPublic?documentIds=080166e5b8d0b779&appId=PPGMS>
- Alfonso, P., Castro, D., Garcia-Valles, M., Tarragó, M., Tomasa, O., & Martínez, S. (2016). Recycling of tailings from the Barruecopardo tungsten deposit for the production of glass. *Journal of Thermal Analysis and Calorimetry*, 125(2), 681–687.
- Alfonso, P., Hamid, S. A., Garcia-Valles, M., **Tabla 1.1**, T., López Moro, F. J., Tomasa, O., ... García Polonio, F. (2018). Textural and mineral-chemistry constraints on columbite-group minerals in the Penouta deposit: evidence from magmatic and fluid-related processes. *Mineralogical Magazine*, 82(S1), S199–S222. <https://doi.org/10.1180/minmag.2017.081.107>
- Álvarez Rodríguez, B. (2010). *Análisis de la influencia de los modelos de distribución de tamaños de partículas en la determinación de consumos energéticos en molienda mediante el método de Bond*. Universidad de Oviedo.
- Anticoi Sudzuki, H. F. (2019). *Strategic Minerals Milling Modelling of High Pressure Grinding Rolls and Process Parameters Dependency*. Polytechnic University of Catalonia.
- Arana, J. L., & González, J. J. (2002). *Mecánica de Fractura* (Servicio Editorial de la Universidad del País Vasco, Ed.). Disponible en <https://addi.ehu.es/handle/10810/9356>
- Aunstin, L.G., Klimpel, R.R. and Luckie, P. . (1984). *Process Engineering of Size Reduction: Ball Milling* (Illustrate; Society of Mining Engineers of the AIME, Ed.). <https://doi.org/9780895204219>
- Austin, Leonard & Concha, F. (1994). *Diseño y simulación de circuitos de molienda y clasificación*. Concepción, Chile: Programa Iberoamericano de Ciencia y Tecnología para el desarrollo.
- Austin, L. . (1972). A Review–Introduction to the mathematical description of grinding as a rate process. *Powder Technology*, 5, 1–17.
- Austin, L., & Concha, F. (1994). *Diseño y Simulación de circuitos de Molienda y Clasificación* (CYTED, Ed.). Concepción: Programa Iberoamericano de Ciencia y Tecnología para el desarrollo.
- Austin, L. G., & Brame, K. (1983). *Powder Technol.* 261–274.

- Austin, L. G., & Gardner, R. P. (1962). Prediction of Size-Weight Distribution from Selection and Breakage Data. *Proc. 1st European Symposium on Comminution*, 232–248. Weinheim.
- Blengini, G. ., Mathieux, F., Mancini, L., Nyberg, M., & Viegas, H. . (2019). Recovery of critical and other raw materials from mining waste and landfills: State of play on existing practices. In *European Union*. <https://doi.org/10.2760/494020>
- Blengini, G. A. A., Blagoeva, D., Dewulf, J., Others, A., & Others. (2017). *Methodology for establishing the EU list of Critical Raw Materials. Guidelines*. <https://doi.org/10.2873/769526>
- Blengini, G. A., Blagoeva, D., Dewulf, J., Torres de Matos, C., Nita, V., Vidal-Legaz, B., ... and Ciupagea, C. (2017). *JRC Technical reports - Assessment of the Methodology for Establishing the EU List of Critical Raw Materials*. <https://doi.org/10.2760/73303>
- British Geological Survey. (2011). Tungsten. *British Geological Survey*, (January), 34. Disponible en www.MineralsUK.com
- Cayirli, S. (2018). Influences of operating parameters on dry ball mill performance. *Physicochemical Problems of Mineral Processing*, 54(3), 751–762. <https://doi.org/10.5277/ppmp1876>
- Chimwani, N., Glasser, D., Hildebrandt, D., Metzger, M. J., & Mulenga, F. K. (2013). Determination of the milling parameters of a platinum group minerals ore to optimize product size distribution for flotation purposes. *Minerals Engineering*, 43–44, 67–78. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2012.09.013>
- Comisión Europea. (2011). *Comunicación de la Comisión al Parlamento Europeo, al Consejo, al Comité Económico y Social y al Comité de las Regiones. Abordar los Retos de los Mercados de Productos Básicos y de Materias Primas*. Disponible en <https://eur-lex.europa.eu/legal-content/ES/ALL/?uri=CELEX:52011DC0025>
- Comisión Europea. (2014). *Comunicación De La Comisión Al Parlamento Europeo, Al Consejo, Al Comité Económico Y Social Europeo Y Al Comité De Las Regiones. Sobre la revisión de la lista de las materias primas fundamentales para la UE y la aplicación de la iniciativa de materias pri*. In *Com(2014) 297*. Disponible en <http://eur-lex.europa.eu/legal-content/ES/TXT/?uri=CELEX:52014DC0297>
- Comisión Europea. (2015). *Comunicación de la Comisión al Parlamento europeo, al Consejo, al Comité económico y social europeo y al Comité de las regiones - Cerrar el círculo: un plan de acción de la UE para la economía circular*. Disponible en https://eur-lex.europa.eu/resource.html?uri=cellar:8a8ef5e8-99a0-11e5-b3b7-01aa75ed71a1.0011.02/DOC_1&format=PDF
- Comisión Europea. (2017). *Comunicación de la Comisión al Parlamento Europeo, al Consejo, al Comité Económico y Social Europeo y al Comité de las Regiones relativa a la lista de 2017 de materias primas fundamentales para la UE* (p. 8). p. 8. Disponible en <http://eur-lex.europa.eu/legal-content/ES/TXT/PDF/?uri=CELEX:52017DC0490&from=EN>

- Comisión Europea. (2018). *European Commission, Report on Critical Raw Materials and the Circular Economy, 2018* (Magnus Gislev and Milan Groho, Ed.). <https://doi.org/10.2873/331561>
- Consulting, C. (2018). *Coltán. Caracterización y análisis de mercado internacional de minerales en el corto, mediano, y largo plazo con vigencia al año 2035*. Disponible en http://www1.upme.gov.co/simco/Cifras-Sectoriales/Datos/mercado-inter/Producto4_Coltan_final_v2.pdf
- Cuhadaroglu, M. (1986). *A Study of Breakage Kinetics of Large Particles in a Ball Mill*. The Pennsylvania State University.
- D.W. Fuerstenau. (1978). *Research on comminution process and simulation*. Springfield.
- D.W.Fuerstenau, J. J. L. A. D. (1999). The effect of ball size on the energy efficiency of hybrid high-pressure roll mill/ball mill grinding. *Powder Technology*, 105(1–3), 199–204. [https://doi.org/10.1016/S0032-5910\(99\)00138-2](https://doi.org/10.1016/S0032-5910(99)00138-2)
- De Carvalho, R. M., & Tavares, L. M. (2013). Predicting the effect of operating and design variables on breakage rates using the mechanistic ball mill model. *Minerals Engineering*, 43–44, 91–101. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2012.09.008>
- Deetman, S., van Oers, L., van der Voet, E., & Tukker, A. (2017). Deriving European Tantalum Flows Using Trade and Production Statistics. *Journal of Industrial Ecology*, 22(1), 166–179. <https://doi.org/10.1111/jiec.12533>
- Deniz, V. (2004). The effect of mill speed on kinetic breakage parameters of clinker and limestone. *Cement and Concrete Research*, 34, 1365–1371. <https://doi.org/10.1016/j.cemconres.2003.12.025>
- Deniz, V. (2011). Influence of interstitial filling on breakage kinetics of gypsum in ball mill. *Advanced Powder Technology*, 22, 512–517. <https://doi.org/10.1016/j.apt.2010.07.004>
- DODD-FRANK LAW-Senate and Congress of the Unites States of America. *DODD-FRANK Wall Street Reform and Consumer Protection Act.* , Pub. L. No. 1376, 849 (2010).
- Drzymala, J. (2007). *Minerals Processing* (1st ed.; M. Processing & F. of theory and practice of Minerallurgy, Eds.). Disponible en www.ig.pwr.wroc.pl/minproc
- Edison Investment Research. (2012). *Ormonde Mining*.
- Epstein, B. (1947). *The mathematical description of certain breakage mechanisms leading to the logarithmic-normal distribution*. 471–477.
- Erdem, A. S., & Ergün, S. L. (2009). The effect of ball size on breakage rate parameter in a pilot scale ball mill. *Minerals Engineering*, 22, 660–664. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2009.01.015>
- European Commission. (2017). Study on the review of the list of Critical Raw Materials - Critical Raw Materials Factsheets. In *European Commission*. <https://doi.org/10.2873/876644>

- Eurus Mineral Consultans. (2009). *RIVIERA TUNGSTEN DEPOSIT METALLURGICAL PLANT*.
- Fitzpatrick, C., Miller, R., Roth, R., & Kirchain, R. (2015). Conflict minerals in the compute sector: Estimating extent of tin, tantalum, tungsten, and gold use in ICT products. *Environmental Science and Technology*, 49(2), 974–981. <https://doi.org/10.1021/es501193k>
- Franco, A., Vieira, R., & Bunting, R. (2014). The Panasqueira Mine at a Glance. *ITIA Newsletter (Tungsten)*, 1–16.
- Frazao-ndumba, M., Coello-velázquez, A. L., Menéndez Aguado, J. M., & Melgar Orozco, G. (2007). Principales características y parámetros físicos y físico-mecánicos de tobas zeolitizadas del yacimiento Caimanes para la simulación de la preparación mecánica. *Minería y Geología*, 23(3), 1–17. <https://doi.org/19938012>
- Fuerstenau, D. ., & Somasundaran, P. (1963). Comminution Kinetics. *Minerals Processing Congress*, 25–34.
- Fuerstenau, D. W., De, A., & Kapur, P. C. (2004). Linear and nonlinear particle breakage processes in comminution systems. *International Journal of Mineral Processing*, 74(SUPPL.), 317–327. <https://doi.org/10.1016/j.minpro.2004.07.005>
- Fuerstenau, D. W., Kapur, P. C., & De, A. (2003). Modeling breakage kinetics in various dry comminution systems. *KONA*, 21(March), 121–132. <https://doi.org/10.14356/kona.2003015>
- Fuerstenau, D. W., Phatak, P. B., Kapur, P. C., & Abouzeid, A. Z. M. (2011). Simulation of the grinding of coarse/fine (heterogeneous) systems in a ball mill. *International Journal of Mineral Processing*, 99(1–4), 32–38. <https://doi.org/10.1016/j.minpro.2011.02.003>
- García Polonio, F. (2015). *El Interés Económico y Estratégico del Aprovechamiento de Metales Raros y Minerales Industriales Asociados, en el Marco Actuaal de la Minería Sostenible: La Mina de Penouta (Orense, España)* (Universidad Politécnica de Madrid). <https://doi.org/http://oa.upm.es/42895/>
- Gharehgheshlagh, H. H. (2016). Kinetic grinding test approach to estimate the ball mill work index. *Physicochemical Problems of Mineral Processing*, 52(1), 342–352. <https://doi.org/10.5277/ppmp160129>
- Ghorbani, Y., Fitzpatrick, R., Kinchington, M., Rollinson, G., & Hegarty, P. (2017). A process mineralogy approach to gravity concentration of tantalum bearing minerals. *Minerals*, 7(194), 23. <https://doi.org/10.3390/min7100194>
- González, G., & Menéndez Aguado, J. . (2016). Variación del índice de trabajo en molino de bolas según el grado de molienda para varias menas de tungsteno. *XIII Jornadas Argentinas de Tratamiento de Minerales Octubre de 2016*. Mendoza, Argentina.
- Guldris, L., Bengtsson, M., Hulthén, E., & Evertsson, E. (2016). Mineralogical characterization, reduction, and liberation analysis of tungsten ore. *Emerging Trends in Minerals Engineering. Dec-2016*. London, U.K.

- Guldris León, L., Hogmalm, J., & Bengtsson, M. (2020). Understanding Mineral Liberation during Crushing Using Grade-by-Size Analysis-A Case Study of the Penouta Sn-Ta Mineralization, Spain. *Minerals*, 10(164). <https://doi.org/10.3390/min10020164>
- Gumiel Martínez, P., & Campos Egea, R. (2000). La Parrilla. *Bocamina*, Xx, 8–27. Disponible en <https://ec.europa.eu/research/participants/documents/downloadPublic?documentIds=080166e5b8d0b779&appId=PPGMS>
- Gupta, V. K., & Sharma, S. (2014). Analysis of ball mill grinding operation using mill power specific kinetic parameters. *Advanced Powder Technology*, 25(2), 625–634. <https://doi.org/10.1016/j.appt.2013.10.003>
- Hamid, S. A., Alfonso, P., Anticoi, H., Guasch, E., Oliva, J., Dosbaba, M., ... Chuginova, M. (2018). Quantitative mineralogical comparison between hpgr and ball mill products of a Sn-Ta ore. *Minerals*, 8(151), 1–16. <https://doi.org/10.3390/min8040151>
- Hesse, M., Popov, O., & Lieberwirth, H. (2017). Increasing efficiency by selective comminution. *Minerals Engineering*, 103–104, 112–126. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2016.09.003>
- Hilden, M. M., & Powell, M. S. (2017). A geometrical texture model for multi-mineral liberation prediction. *Minerals Engineering*, 111(December 2016), 25–35. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2017.04.020>
- IGME. (2017). *Panorama Minero 2017*. 717.
- Infomine. (2017). Tantalite Ore Prices. Disponible en March 31, 2018, Tantalite Ore Prices website: infomine.com
- Ipek, H. G. F. (2011). Determination of grindability characteristics of zeolite. *Physicochemical Problems of Mineral Processing*, 47, 183–192. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2012.09.008>
- Ipek, H., & Goktepe, F. (2011). Determination of grindability characteristics of zeolite. *Physicochemical Problems of Mineral Processing*, 47, 183–192. Disponible en www.minproc.pwr.wroc.pl/journal/
- King, R. . (2001). *Modeling & Simulation of Mineral Processing Systems* (Butterworth-Heinemann, Ed.). Woburn: Elsevier.
- Kozlik, M., & Raith, J. G. (2017). Variscan metagranitoids in the central Tauern Window (Eastern Alps, Austria) and their role in the formation of the Felbertal scheelite deposit. *Lithos*, 278–281, 303–320. <https://doi.org/10.1016/j.lithos.2017.02.003>
- Lameck, N. N. . (2005). *Effects of Grinding Media Shapes on Ball Mill Performance* (the Faculty of Engineering and The Built Environment, University of the Witwatersrand, Johannesburg). Disponible en <https://core.ac.uk/download/pdf/39664166.pdf>
- León, C., & Porras, M. (2013). Mejora de la Recuperación de Cobre por Control Metalúrgico en la Etapa de Molienda y Flotación en Concentradora Antamina. *PERUMIN 31º Convención Minera*, 9. Arequipa: Instituto de Ingenieros de Minas del Perú.

- Liddell, M. H., & K. S. Moys. (1988). The effects of mill speed and filling on the behaviour of the load in a rotary grinding mil. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, 25(5), 236. [https://doi.org/10.1016/0148-9062\(88\)90287-2](https://doi.org/10.1016/0148-9062(88)90287-2)
- Little, L., Aubrey Njema, M., Becker, M., & Wiese, J. (2017). Fine grinding: How mil type affects particle shape characteristics and mineral liberation. . . *Minerals Engineering*, 111(September), 148–157.
- Llorens González, T., García Polonio, F., López Moro, F. J., Fernández Fernández, A., Sanz Contreras, J. L., & Moro Benito, M. C. (2017). Tin-tantalum-niobium mineralization in the Penouta deposit (NW Spain): Textural features and mineral chemistry to unravel the genesis and evolution of cassiterite and columbite group minerals in a peraluminous system. *Ore Geology Reviews*, 81, 79–95. <https://doi.org/10.1016/j.oregeorev.2016.10.034>
- Llorens González, T., Mateos Aquilino, V., & García Polonio, F. (2019, June). La mina de Penouta, minería sostenible para el abastecimiento de Ta & Nb en Europa. *Recursos Minerales Críticos. Seminario Sociedad Española Mineralogía*, 12. Disponible en http://www.ehu.es/sem/revista/seminarios_m.htm
- López-Moro, F. J., García Polonio, F., Llorens González, T., Sanz Contreras, J. L., Fernández Fernández, A., & Moro Benito, M. C. (2017). Ta and Sn concentration by muscovite fractionation and degassing in a lens-like granite body: The case study of the Penouta rare-metal albite granite (NW Spain). *Ore Geology Reviews*, 82, 10–30. <https://doi.org/10.1016/j.oregeorev.2016.11.027>
- López Ortíz, D. de la A. (2017). *Modelización de Trituradoras de Impactos en la Industria de los Áridos* (Universidad de Oviedo). Disponible en <https://futur.upc.edu/21684161>
- Lund, C., & Lamberg, P. (2014). Geometallurgy-A tool for better resource efficiency. *Metallic Minerals*, (May), 39–43. Lulea, Sweden: European Geologist.
- Malghan, S. G., & Fuerstenau, D. W. (1976). *Proc. 4th European Sym.* 613-630.
- Mancheri, N. A., Sprecher, B., Deetman, S., Young, S. B., Bleischwitz, R., Dong, L., ... Tukker, A. (2018). Resilience in the tantalum supply chain. *Resources, Conservation and Recycling*, 129(October 2017), 56–69. <https://doi.org/10.1016/j.resconrec.2017.10.018>
- Metalary. (2018). Tantalum prices. Disponible el March 19, 2020, en <http://www.metalary.com/tantalum-price/>
- Ministerio para la Transición Ecológica. (2017). *Estadística Minera de España 2017*. <https://doi.org/2386-382X>
- MSP-REFRAM. (2016). Tungsten factsheet, MSP-REFRAM project. *Prometia Association*, p. 14. Disponible en prometia.eu/wp-content/uploads/2016/03/TUNGSTEN.pdf
- Mukepe Kahilu, M. (2013). *Identification and control of wet grinding processes - Application to the Kolwezi concentrator* (Université Libre de Bruxelles, Université d'Europe). Disponible en <https://difusion.ulb.ac.be/vufind/Record/ULB-DIPOT:oai:dipot.ulb.ac.be:2013/209562/Details>

- Murciego, A., Álvarez-Ayuso, E., Pellitero, E., Rodríguez, M. A., García-Sánchez, A., Tamayo, A., ... Rubin, J. (2011). Study of arsenopyrite weathering products in mine wastes from abandoned tungsten and tin exploitations. *Journal of Hazardous Materials*, 186(1), 590–601. <https://doi.org/10.1016/j.jhazmat.2010.11.033>
- Murciego, A., Pellitero Pascual, E., Rodríguez González, M., Álvarez Ayuso, E., García Sánchez, A., Rubio Alonso, F., & Rubio, J. (2009). Arsenopyrite Weathering Products in Barruecopardo Mine Tailings (Salamanca, Spain). *Revista de La Sociedad Española de Mineralogía*, 11(Septiembre), 133–134.
- Nava, J. V., Coello-Velázquez, A. L., & Menéndez-Aguado, J. M. (2020). Grinding kinetics study of tungsten ore. *Metals*, 11(1), 1–13. <https://doi.org/10.3390/met11010071>
- Nava, J. V., Llorens, T., & Menéndez-Aguado, J. M. (2020). Kinetics of Dry-Batch Grinding in a Laboratory-Scale Ball Mill of Sn–Ta–Nb Minerals from the Penouta Mine (Spain). *Metals*, 10(1687), 19. <https://doi.org/10.3390/met110121687>
- Öksüzoglu, B., & Uçurum, M. (2016). An experimental study on the ultra- fine grinding of gypsum ore in a dry ball mill. *Powder Technology*, 291, 186–192. <https://doi.org/10.1016/j.powtec.2015.12.027>
- Optimore. (2015). *OptimOre Deliverable D4 . 1 : Parameter and model selection for milling*. Disponible en <https://cordis.europa.eu/project/id/642201/es>
- Ormonde Mining PLC. (2019). *Interim Results for the six months ended 30 June 2019*.
- Osorio, A., Bustamante, O., Marin, J. M., & Gloria, R. (2013, November). Evaluación del Uso de Poliácridamina como Modificador Reológico en la Molienda de Pulpas de Cuarzo. *Congreso Internacional de Materiales*, 244–249. Disponible en <https://aprendeenlinea.udea.edu.co/revistas/index.php/materiales/article/view/19394/16577>
- Parlamento Europeo y el Consejo de la Unión Europea Reglamento 821. Reglamento (UE) 2017/821 del Parlamento Europeo y del Consejo. , 19 Diario Oficial de la Unión Europea § (2017).
- Petrakis, E., & Komnitsas, K. (2017). Improved Modeling of the Grinding Process through the Combined Use of Matrix and Population Balance Models. *Minerals*, 7(67), 17. <https://doi.org/10.3390/min7050067>
- Powell, M., Smit, I., Radziszewski, P., Cleary, P., Rattray, B., Erikssont, K.-G., & Schaeffer, L. (2006). Selection and design of mill liners. *Society for Mining, Metallurgy, and Exploration*, (January), 331–376. Disponible en <https://www.researchgate.net/publication/43498005>
- Raith, J. G., & Schmidt, S. (2010). Tungsten deposit Felbertal , Salzburg , Austria. *ACTA Mineralogica Petrographica*, 3, 1–24.
- Raith, J. G., & Stein, H. J. (2006). Variscan ore formation and metamorphism at the Felbertal scheelite deposit (Austria): Constraining tungsten mineralisation from Re-Os dating of molybdenite. *Contributions to Mineralogy and Petrology*, 152(4), 505–521. <https://doi.org/10.1007/s00410-006-0118-z>

- Rodriguez Ruisanchez, E. (2013). *Molienda Asistida con Microondas de Materiales Siderurgicos* (Universidad de Oviedo). Disponible en [http://digital.csic.es/bitstream/10261/88641/1/Molienda asistida con microondas de materiales siderúrgicos.pdf](http://digital.csic.es/bitstream/10261/88641/1/Molienda%20asistida%20con%20microondas%20de%20materiales%20siderurgicos.pdf)
- Rosado Cubero, A. I. (1997). *La Organización Industrial del Sector Cementero Español (1942-1996)* (Universidad Complutense de Madrid). Disponible en <https://eprints.ucm.es/3576/1/T21834.pdf>
- Roskill. (2020a). Tantalum. Disponible el March 19, 2020, en Outlook to 2029, 15th Edition website: <https://roskill.com/market-report/tantalum/>
- Roskill. (2020b). Tungsten. Disponible el March 19, 2020, en Market Report website: <https://roskill.com/market-report/tungsten/>
- Schmidt, S. (2012). From Deposit to Concentrate : The Basics of Tungsten Mining Part 2 : operational Practices ans Challenges. *International Tungsten Industry Association*, 1–20. Disponible en http://www.itia.info/assets/files/newsletters/Newsletter_2012_06.pdf
- Simba, K. P. (2010). *EFFECTS OF MIXTURE OF GRINDING MEDIA OF DIFFERENT SHAPES ON MILLING KINETICS*. University of the Witwatersrand.
- Solintal. (2017). Minería Metálica Española. In *Rocas y Minerales*.
- Sterbik, N., Compañero, R. J., & Rudolph, M. (2016). A lab-scale froth flotation study of tungsten-bearing tailings of the Barruecopardo mine (Spain). *Tagung Aufbereitung Und Recycling*. Disponible en <https://ec.europa.eu/research/participants/documents/downloadPublic?documentIds=080166e5b8d0b779&appId=PPGMS>
- Sverdrup, H. U., Olafsdottir, A. H., & Ragnarsdottir, K. V. (2017). Modelling Global Wolfram Mining, Secondary Extraction, Supply, Stocks-in-Society, Recycling, Market Price and Resources, Using the WORLD6 System Dynamics Model. *BioPhysical Economics and Resource Quality*, 2(3), 1–17. <https://doi.org/10.1007/s41247-017-0028-x>
- Sverdrup, H. U., Ragnarsdottir, K. V., & Koca, D. (2017). An assessment of metal supply sustainability as an input to policy: security of supply extraction rates, stocks-in-use, recycling, and risk of scarcity. *Journal of Cleaner Production*, 140, 359–372. <https://doi.org/10.1016/j.jclepro.2015.06.085>
- Tantalum-Niobium International Study Center. (2020). Valuation basis-Tantalum. Disponible el March 19, 2020, en <https://www.tanb.org/about-tantalum/tantalum-valuation-basis>
- Teke, E., Yekeler, M., Ulusoy, U., & Canbazoglu, M. (2002). Kinetics of dry grinding of industrial minerals : calcite and barite. *International Mineral Processing*, 67, 29–42. [https://doi.org/S0301-7516\(02\)00006-6](https://doi.org/S0301-7516(02)00006-6)
- Thalhammer, O. A., R.Stumpfl, E. F., & Jahoda, R. (1989). The Mittersill scheelite deposit, Austria. *Economic Geology and the Bulletin of the Society of Economic Geologists*, 84(5), 1153–1171. <https://doi.org/10.2113/gsecongeo.84.5.1153>

- Timón Sánchez, S. M., Moro, M. C., Cembranos, M. L., Fernández, A., & Crespo, J. L. (2007). Contact metamorphism in the Los Santos W skarn (NW Spain). *Mineralogy and Petrology*, 90(1–2), 109–140. <https://doi.org/https://doi.org/10.1007/s00710-006-0166-0>
- Tkaczyk, A. H., Bartl, A., Amato, A., V, L., & M., P. (2018). Sustainability evaluation of essential critical raw materials: Cobalt, niobium, tungsten and rare earth elements. *Journal of Physics D: Applied Physics*, 51(20), 27. <https://doi.org/10.1088/1361-6463/aaba99>
- Touil, D., Belaadi, S., & Frances, C. (2008). The specific selection function effect on clinker grinding efficiency in a dry batch ball mill. *International Journal of Mineral Processing*, 87, 141–145. <https://doi.org/10.1016/j.minpro.2008.02.003>
- USGS. (2016). *2016 Minerals Yearbook: Tantalum*. Disponible en <https://minerals.usgs.gov/minerals/pubs/commodity/mercury/myb1-2016-mercu.pdf>
- USGS. (2020). Mineral Commodity Summaries 2020. In A. J. Padilla (Ed.), *United States Geological Survey* (January 20). <https://doi.org/10.3133/mcs2020>
- Usman, H. (2015). *Measuring the Efficiency of the Tumbling Mill As a Function of Lifter Configurations and Operating Parameters*. Faculty and the Board of Trustees of the Colorado School of Mines.
- V.K.Gupta. (1985). *Powder Technol.* 42, 199–208.
- V.K.Gupta. (2016). Determination of the specific breakage rate parameters using the top-size-fraction method : Preparation of the feed charge and design of experiments. *Advanced Powder Technology*, 27, 1710–1718. <https://doi.org/10.1016/j.apr.2016.06.002>
- V.K.Gupta. (2017). Effect of size distribution of the particulate material on the specific breakage rate of particles in dry ball milling. *Powder Technology*, 305, 714–722. <https://doi.org/10.1016/j.powtec.2016.10.075>
- V.K.Gupta, & Shivani, S. (2014). Analysis of ball mill grinding operation using mill power specific kinetic parameters. *Advanced Powder Technology*, 25, 625–634. <https://doi.org/10.1016/j.apr.2013.10.003>
- Valderrama, W., & Magne, L. (1996). Efecto del diseño de revestimientos sobre el consumo de potencia en molienda. *Revista de Metalurgia (Madrid)*, 32(4), 215–222. <https://doi.org/10.3989/revmetalm.1996.v32.i4.903>
- Vidal-Legaz, B., Blengini, G. A., Mathieux, F., Latunussa, C., Mancini, L., Nita, V., ... Pennington, D. (2018). Raw Materials Scoreboard 2018. European Innovation Partnership on Raw Materials. In *European Commission*. <https://doi.org/10.2873/08258>
- Wang, M. (2012). *Modelling of particle breakage in tumbling ball mills*. The University of New South Wales, Australia.
- Wendelin Wikedzi, A. (2018). *Optimization and Performance of Grinding Circuits : The Case of Buzwagi Gold Mine (BGM)*. Technische Universität Bergakademie Freiberg.

- Wheeler, A. (2012). *Technical report on the mineral resources and reserves of the Los Santos mine project, Spain*.
- Wheeler, A. (2015). *Technical report on the mineral resources and reserves of the Panasqueira Mine, Portugal*.
- Wiese, J. G., & O'Connor, C. T. (2016). An investigation into the relative role of particle size, particle shape and froth behaviour on the entrainment of chromite. *International Journal of Mineral Processing*, 156(November), 127–133. <https://doi.org/10.1016/j.minpro.2016.06.005>
- Wills, B. A., & Napier-Munn, T. (2006). *Mineral Processing Technology. An Introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral Recovery* (7th ed.). <https://doi.org/10.1016/b978-075064450-1/50000-x>
- Wolf Minerals. (2011). *Wolf Minerals*. Disponible en <http://www.wolfminerals.com.au/IRM/content/default.aspx>
- World Mining Data. (2018). World Mining Data 2018 Iron and Ferro Alloy Metals Non-Ferrous Metals Precious Metals Industrial Minerals Mineral Fuels. In *World Mining Data* (Vol. 33). Disponible en <http://www.wmc.org.pl/sites/default/files/WMD2018.pdf>
- Yildirim, K., Cho, H., & Austin, L. G. (1999). The modeling of dry grinding of quartz in tumbling media mills. *Powder Technology*, 105, 210–221. [https://doi.org/10.1016/S0032-5910\(99\)00140-0](https://doi.org/10.1016/S0032-5910(99)00140-0)