

# **ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL**

**FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA Y  
AGROINDUSTRIA**

**MEJORAMIENTO Y SIMULACIÓN DE UNA PLANTA DE  
RECUPERACIÓN DE ORO POR CONCENTRACIÓN  
GRAVIMÉTRICA, FLOTACIÓN Y CIANURACIÓN UBICADA EN  
PIÑAS, PROVINCIA DE EL ORO**

**PROYECTO PREVIO A LA OBTENCIÓN DEL TÍTULO DE INGENIERA  
QUÍMICA**

**KARLA DEL ROCÍO VELÍN AGUILAR**

[kav\\_karlita@yahoo.com](mailto:kav_karlita@yahoo.com)

**DIRECTOR: ING. ERNESTO HALE DE LA TORRE CHAUVÍN**

[ernesto.delatorre@epn.edu.ec](mailto:ernesto.delatorre@epn.edu.ec)

**Quito, Mayo 2014**



© Escuela Politécnica Nacional (2014)  
Reservados todos los derechos de reproducción

## **DECLARACIÓN**

Yo, Karla del Rocío Velín Aguilar, declaro que el trabajo aquí descrito es de mi autoría; que no ha sido previamente presentado para ningún grado o calificación profesional; y, que he consultado las referencias bibliográficas que se incluyen en este documento.

La Escuela Politécnica Nacional puede hacer uso de los derechos correspondientes a este trabajo, según lo establecido por la Ley de Propiedad Intelectual, por su Reglamento y por la normativa institucional vigente.

---

Karla del Rocío Velín Aguilar

## **CERTIFICACIÓN**

Certifico que el presente trabajo fue desarrollado por Karla del Rocío Velín Aguilar, bajo mi supervisión.

---

Ing. Ernesto de la Torre Chauvín

**DIRECTOR DE PROYECTO**

## **AUSPICIO**

La presente investigación contó con el auspicio financiero del Proyecto Semilla PIS01-10 de la Escuela Politécnica Nacional, que se ejecuta en el Departamento de Metalurgia Extractiva.

## **AGRADECIMIENTOS**

En primer lugar, agradezco a Dios porque me dio las fuerzas necesarias para seguir adelante, a mi familia, a mi mamá por ser la persona que me ha dado todo su apoyo y ha evitado que me rinda, a mi papá por haberme dado todo lo necesario para efectuar mis estudios. A mis abuelitos Rosa y Raúl quienes siempre han confiado en mí y me han enseñado que cada logro requiere sacrificios.

Al Ing. Ernesto de la Torre, por su apoyo, comprensión, colaboración y tiempo durante el desarrollo de esta investigación. A la Ing. Alicia Guevara por haberme tendido una mano amiga sin pedir nada a cambio, a la Dra. Diana Endara y a la Ing. Eliana Manangón por brindarme su amistad y ayuda incondicional, a la familia DEMEX, quienes me han dado su apoyo y me impulsaron a no rendirme durante este proyecto, a pesar de las adversidades.

A un gran amigo, Máximo Peñaloza, quien me dio el empujoncito que me faltaba para iniciar este sueño.

A la familia Cabrera-Aguilar por darme las facilidades para realizar la investigación en su planta.

A mis amigos por estar ahí siempre, por su paciencia y comprensión y compartir conmigo mis alegrías y tristezas, por confiar en mí.

A todos quienes de una u otra manera me brindaron su cariño y parte de su tiempo para ayudarme a culminar este gran sueño.

**MUCHAS GRACIAS**

## **DEDICATORIA**

*A mi tío Hérmán A., quien me enseñó y demostró  
que todo es posible, mi ejemplo de vida  
y una de las personas que más quiero.*



## ÍNDICE DE CONTENIDOS

	PÁGINA
<b>RESUMEN</b>	xviii
<b>INTRODUCCIÓN</b>	xix
<b>1. REVISIÓN BIBLIOGRÁFICA</b>	<b>1</b>
1.1. Procesos de concentración gravimétrica, flotación y cianuración	1
1.1.1. Concentración gravimétrica	1
1.1.2. Flotación	2
1.1.2.1. Mecanismos de flotación	3
1.1.2.2. Cinética de flotación	5
1.1.2.3. Factores que afectan el proceso de flotación	6
1.1.3. Cianuración	10
1.1.3.1. Variables que afectan a la cianuración	11
1.1.3.2. Pre-tratamientos oxidativos	19
1.2. Simulación de procesos de molienda, flotación y cianuración	22
1.2.1. Simulación de circuitos de molienda-Clasificación	22
1.2.1.1. Molienda discontinua	23
1.2.1.2. Molienda continua	25
1.2.1.3. El modelo de Austin para la velocidad específica de ruptura	25
1.2.1.4. El modelo Herbst- Fuerstenau de la velocidad específica de rotura	28
1.2.1.5. La variación de la función de selección específica de energía	28
1.2.1.6. Tasa específica de rotura a partir del espectro de energía de impacto	29
1.2.2. Simulación de los procesos de concentración gravimétrica	31
1.2.3. Simulación del proceso de flotación	31
1.2.3.1. Un enfoque cinético del modelado de la flotación	32
1.2.3.2. Modelo cinético para la flotación	33
1.2.3.3. Constante del modelo cinético para la flotación	34
1.2.3.4. Modelos simplificados que permiten la flotación	35
1.2.4. Simulación del proceso de cianuración	36
1.2.4.1. Modelos cinéticos de la cianuración de oro	37
1.2.4.2. Modelos cinéticos del consumo de cianuro libre	37
1.3. Descripción de la planta de concentración gravimétrica, flotación y cianuración	38
1.3.1. Trituración	40
1.3.2. Molienda	42
1.3.3. Concentración gravimétrica	42
1.3.4. Amalgamación	44
1.3.5. Concentración por flotación	44
1.3.6. Almacenamiento de concentrados	46
1.3.7. Disposición de relaves de flotación	46
1.3.8. Cianuración de relaves	47

<b>2. METODOLOGÍA</b>	<b>49</b>
2.1. Evaluación en planta de los procesos de recuperación de oro por concentración gravimétrica, flotación y lixiviación en las condiciones actuales	51
2.1.1. Toma de muestras de los procesos en planta	51
2.1.2. Caracterización del mineral	51
2.1.2.1. Caracterización física	51
2.1.2.2. Caracterización química	53
2.1.2.3. Caracterización mineralógica	56
2.1.2.4. Flotación directa	57
2.1.3. Evaluación del proceso de recuperación de oro por concentración gravimétrica en las condiciones actuales de granulometría	57
2.1.4. Evaluación del proceso de recuperación de oro por flotación en las condiciones actuales de granulometría	57
2.1.5. Evaluación del proceso de recuperación de oro por lixiviación en las condiciones actuales de granulometría y concentración de cianuro de sodio	58
2.2. Evaluación, a escala de laboratorio, de la influencia de la concentración de cianuro de sodio en la recuperación de oro en el proceso de cianuración	59
2.3. Evaluación a escala de laboratorio, de la influencia del tamaño de partícula en la recuperación de oro en los procesos de concentración gravimétrica, flotación y cianuración	61
2.3.1. Recirculación de los efluentes cianurados	62
2.3.2. Evaluación del proceso de recuperación de oro por concentración gravimétrica	63
2.3.3. Evaluación del proceso de recuperación de oro por flotación	64
2.3.4. Evaluación del proceso de recuperación de oro por cianuración	64
2.4. Evaluación, a escala de laboratorio, de la influencia de la aplicación de pre-tratamientos oxidativos en la recuperación de oro en el proceso de cianuración	64
2.4.1. Aireación	65
2.4.2. Adición de peróxido de hidrógeno	65
2.4.3. Adición de sales de plomo	66
2.5. Simulación de los procesos mediante programas computacionales (MOLY-COP y MODSIM 3.6.22) con los datos generados de concentración de cianuro de sodio, tamaño de partícula y pre-tratamientos oxidativos	67
2.5.1. Simulación y obtención de parámetros con el programa MOLY-COP	67
2.5.2. Simulación con el programa MODSIM 3.6.22	68
2.6. Evaluación económica de la implantación de mejoras en la planta	68
<b>3. RESULTADOS Y DISCUSIÓN</b>	<b>70</b>
3.1. Resultados de evaluación en planta de los procesos de recuperación de oro por concentración gravimétrica, flotación y cianuración en las condiciones actuales	70
3.1.1. Toma de muestras de los procesos en planta	70

3.1.2	Caracterización física	70
3.1.2.1	Densidad real y aparente	71
3.1.2.2	Granulometría	71
3.1.2.3	Estandarización de la curva de molienda en el molino de bolas	72
3.1.3	Caracterización química	73
3.1.3.1	Ley de oro	73
3.1.3.2	Determinación de oro amalgamable	74
3.1.3.3	Determinación de oro libre	74
3.1.3.4	Disgregación Ácida en microondas combinado con absorción atómica	74
3.1.4	Caracterización mineralógica	75
3.1.4.1	Difracción de rayos X	75
3.1.4.2	Secciones pulidas	76
3.1.4.3	Flotación directa	80
3.1.5	Evaluación del proceso de recuperación de oro por concentración gravimétrica en las condiciones actuales	82
3.1.6	Evaluación del proceso de recuperación de oro por flotación en las condiciones actuales	83
3.1.7	Evaluación del proceso de recuperación de oro por lixiviación en las condiciones actuales	88
3.2	Evaluación, a escala de laboratorio, de la influencia de la concentración de cianuro de sodio en la recuperación de oro en el proceso de cianuración	89
3.3	Evaluación, a escala de laboratorio, de la influencia del tamaño de partícula en la recuperación de oro en los procesos de concentración gravimétrica, flotación y cianuración	92
3.3.1	Efecto de la recirculación de efluentes cianurados en el proceso de recuperación de oro por cianuración	96
3.3.2	Evaluación del proceso de recuperación de oro por concentración gravimétrica	98
3.3.3	Evaluación del proceso de recuperación de oro por flotación	100
3.3.4	Evaluación del proceso de recuperación de oro por cianuración	109
3.4	Evaluación, a escala de laboratorio, de la influencia de la aplicación de pre-tratamientos oxidativos en la recuperación de oro en el proceso de cianuración	112
3.4.1	Aireación	112
3.4.2	Adición de peróxido de hidrógeno	114
3.4.3	Adición de sales de plomo	116
3.5	Simulación de los procesos mediante programas computacionales (MOLY-COP y MODSIM 3.6.22) con los datos generados de concentración de cianuro de sodio, tamaño de partícula y pre-tratamientos oxidativos	118
3.5.1	Simulación y obtención de parámetros con el programa MOLY-COP	118
3.5.1.1	Simulación para la molienda en las condiciones actuales de planta (132 $\mu\text{m}$ )	120
3.5.1.2	Molienda al reducir el tamaño de partícula	121
3.5.1.3	Comparación de los resultados obtenidos mediante el programa MOLY-COP	122

3.5.2	Simulación con el programa MODSIM 3.6.22	123
3.5.2.1	Simulación para la molienda en las condiciones actuales de planta (132 $\mu$ )	124
3.5.2.2	Molienda al reducir el tamaño de partícula	126
3.5.2.3	Comparación de los resultados obtenidos mediante la simulación con MODSIM 3.6.22	128
3.5.3	MOLY-COP y MODSIM 3.6.22	129
3.6	Evaluación económica de la implantación de mejoras en la planta	130
3.6.1.	Costo de Reactivos	132
3.6.2.	Energía eléctrica	133
3.6.3.	Ingresos generados	134
<b>4.</b>	<b>CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES</b>	<b>136</b>
4.1.	Conclusiones	136
4.2.	Recomendaciones	137
	<b>BIBLIOGRAFÍA</b>	<b>139</b>
	<b>ANEXOS</b>	<b>148</b>

## ÍNDICE DE TABLAS

		PÁGINA
<b>Tabla 1.1</b>	Rango de tamaño observado para la máxima recuperación en flotación	7
<b>Tabla 2.1</b>	Serie de tamices empleada para el análisis granulométrico inicial	52
<b>Tabla 2.2</b>	Las condiciones experimentales de molienda	53
<b>Tabla 2.3</b>	Condiciones de cianuración con variación de la concentración de NaCN	60
<b>Tabla 2.4</b>	Condiciones de cianuración con variación del tiempo de molienda	61
<b>Tabla 2.5</b>	Condiciones de cianuración utilizada en los ensayos de recirculación de efluentes	62
<b>Tabla 2.6</b>	Condiciones de cianuración agitada con aireación	65
<b>Tabla 2.7</b>	Condiciones de cianuración agitada con adición de peróxido de hidrogeno	66
<b>Tabla 2.8</b>	Condiciones de cianuración agitada con adición de sales de plomo	66
<b>Tabla 2.9</b>	Dimensiones y condiciones de operación del molino e hidrociclón	67
<b>Tabla 3.1.</b>	Granulometría del mineral a diferentes tiempos de molienda	72
<b>Tabla 3.2</b>	Análisis de metales preciosos por ensayo al fuego	74
<b>Tabla 3.3</b>	Caracterización química de la cabeza del mineral mediante absorción atómica	75
<b>Tabla 3.4</b>	Resultados de difracción de rayos X para el mineral	76
<b>Tabla 3.5</b>	Caracterización mineralógica mediante difracción de rayos X	77
<b>Tabla 3.6</b>	Resultados de difracción de rayos X para el mineral flotado	81
<b>Tabla 3.7</b>	Resultados de fluorescencia de rayos X para el mineral flotado	81
<b>Tabla 3.8</b>	Resultados de concentración gravimétrica del mineral de cabeza. $d_{80}=132 \mu\text{m}$	82

<b>Tabla 3.9</b>	Recuperación de Au, Ag, Cu, Fe, Pb y Zn en el proceso de flotación	84
<b>Tabla 3.10</b>	Cianuración del mineral de cabeza con diferentes concentraciones de cianuro de sodio, 33,3 % sólidos, tiempo=24 h, 1000 rpm, pH= 10,5-11,0	91
<b>Tabla 3.11</b>	Cianuración del mineral de cabeza con la variación del tamaño de partícula, 33,3 % sólidos, [CN] <sup>-</sup> =2 g/L, tiempo=24 h, 1000 rpm, pH= 10,5-11,0	93
<b>Tabla 3.12</b>	Porcentaje de recuperación de oro empleando reciclo de solución después del CIP, para el mineral	96
<b>Tabla 3.13</b>	Resultados de concentración gravimétrica del mineral de cabeza. d <sub>80</sub> =80 μm	99
<b>Tabla 3.14</b>	Flotación de mixtos, arena y finos provenientes de proceso de concentración gravimétrica	101
<b>Tabla 3.15</b>	Flotación de mixtos, arena y finos provenientes de proceso de concentración gravimétrica con la adición de aerofloat 208	105
<b>Tabla 3.16</b>	Resultados de la variación del tamaño de partícula	111
<b>Tabla 3.17</b>	Recuperación de oro y plata con la adición de aire (O <sub>2</sub> )	113
<b>Tabla 3.18</b>	Resultados la recuperación de oro y plata con la adición de H <sub>2</sub> O <sub>2</sub>	116
<b>Tabla 3.19</b>	Recuperación de oro en solución con adición de sales de plomo	117
<b>Tabla 3.20</b>	Estimación de los parámetros de molienda a partir de datos de laboratorio	119
<b>Tabla 3.21</b>	Resultados de la simulación molienda-clasificación con el programa MOLY-COP	123
<b>Tabla 3.22</b>	Resultados de la simulación de la con el programa MODSIM 3.6.22	128
<b>Tabla 3.23</b>	Datos comparativos del proceso actual y la propuesta de mejora	132
<b>Tabla 3.24</b>	Costos de los reactivos utilizados para el tratamiento del mineral	133
<b>Tabla 3.25</b>	Costos de los reactivos utilizados para el tratamiento del mineral con modificaciones en el proceso	133

<b>Tabla 3.26</b>	Consumo energético y costos de molienda en base a datos simulados	134
<b>Tabla 3.27</b>	Costos de energía eléctrica	134
<b>Tabla A III.1</b>	Carga fundente utilizada para la fusión	151
<b>Tabla A IV.1</b>	Condiciones de molienda	153
<b>Tabla A IV.2</b>	Condiciones experimentales utilizadas en la concentración gravimétrica	153
<b>Tabla A VI.1</b>	Ensayo granulométrico del material que ingresa al molino	155
<b>Tabla A VII.1</b>	Resultados de la concentración gravimétrica CG-01	156
<b>Tabla A VII.2</b>	Resultados de cianuración (análisis de oro)	157
<b>Tabla A VII.3</b>	Resultados de cianuración (análisis de plata)	158
<b>Tabla A VIII.1</b>	Resultados de la concentración gravimétrica CG-02	159
<b>Tabla A VIII.2</b>	Resultados de la concentración gravimétrica CG-03	160
<b>Tabla A IX.1</b>	Condiciones de flotación	161
<b>Tabla A IX.2</b>	Resultados de flotación según fluorescencia de rayos X	161
<b>Tabla A IX.3</b>	Resultados de flotación según difracción de rayos X	162
<b>Tabla A IX.4</b>	Condiciones de flotación 2	163
<b>Tabla A IX.5</b>	Resultados de flotación 2	163
<b>Tabla A IX.6</b>	Condiciones de flotación 3	164
<b>Tabla A IX.7</b>	Resultados de flotación 3	164
<b>Tabla A IX.8</b>	Condiciones de flotación 4	165
<b>Tabla A IX.9</b>	Resultados de flotación 4	165
<b>Tabla A X.1</b>	Control de cianuración C-01	166
<b>Tabla A X.2</b>	Resultados de cianuración (análisis de oro) C-01	167
<b>Tabla A X.3</b>	Resultados de cianuración (análisis de plata) C-01	167
<b>Tabla A X.4</b>	Cinética de cianuración C-01	167
<b>Tabla A X.5</b>	Control de cianuración C-02	169

<b>Tabla A X.6</b>	Resultados de cianuración (análisis de oro) C-02	170
<b>Tabla A X.7</b>	Resultados de cianuración (análisis de plata) C-02	170
<b>Tabla A X.8</b>	Cinética de cianuración C-02	170
<b>Tabla A X.9</b>	Control de cianuración C-03	172
<b>Tabla A X.10</b>	Resultados de cianuración (análisis de oro) C-03	173
<b>Tabla A X.11</b>	Resultados de cianuración (análisis de plata) C-03	173
<b>Tabla A X.12</b>	Cinética de cianuración C-03	173
<b>Tabla A X.13</b>	Control de cianuración C-04	175
<b>Tabla A X.14</b>	Resultados de cianuración (análisis de oro) C-04	176
<b>Tabla A X.15</b>	Resultados de cianuración (análisis de oro) C-04	176
<b>Tabla A X.16</b>	Cinética de cianuración C-04	176
<b>Tabla A X.17</b>	Control de cianuración C-05	178
<b>Tabla A X.18</b>	Resultados de cianuración (análisis de oro) C-05	179
<b>Tabla A X.19</b>	Resultados de cianuración (análisis de plata) C-05	179
<b>Tabla A X.20</b>	Cinética de cianuración C-05	179
<b>Tabla A X.21</b>	Control de cianuración C-05	181
<b>Tabla A X.22</b>	Resultados de cianuración (análisis de oro) C-06	182
<b>Tabla A X.23</b>	Resultados de cianuración (análisis de plata) C-06	182
<b>Tabla A X.24</b>	Cinética de cianuración C-06	182
<b>Tabla A X.25</b>	Control de cianuración C-07	184
<b>Tabla A X.26</b>	Resultados de cianuración (análisis de oro) C-07	185
<b>Tabla A X.27</b>	Resultados de cianuración (análisis de oro) C-07	185
<b>Tabla A X.28</b>	Cinética de cianuración C-07	185
<b>Tabla A X.29</b>	Control de cianuración C-08	187
<b>Tabla A X.30</b>	Resultados de cianuración (análisis de oro) C-08	188
<b>Tabla A X.31</b>	Resultados de cianuración (análisis de plata) C-08	188
<b>Tabla A X.32</b>	Cinética de cianuración C-08	188



<b>Tabla A X.33</b>	Control de cianuración C-09	190
<b>Tabla A X.34</b>	Resultados de cianuración (análisis de oro) C-09	191
<b>Tabla A X.35</b>	Resultados de cianuración (análisis de plata) C-09	191
<b>Tabla A X.36</b>	Cinética de cianuración C-09	191
<b>Tabla A X.37</b>	Control de cianuración C-10	193
<b>Tabla A X.38</b>	Resultados de cianuración (análisis de oro) C-10	194
<b>Tabla A X.39</b>	Resultados de cianuración (análisis de plata) C-10	194
<b>Tabla A X.40</b>	Cinética de cianuración C-10	194
<b>Tabla A X.41</b>	Control de cianuración C-11	196
<b>Tabla A X.42</b>	Resultados de cianuración (análisis de oro) C-11	197
<b>Tabla A X.43</b>	Resultados de cianuración (análisis de plata) C-11	197
<b>Tabla A X.44</b>	Cinética de cianuración C-11	197
<b>Tabla A X.45</b>	Control de cianuración C-12	199
<b>Tabla A X.46</b>	Resultados de cianuración (análisis de oro) C-12	200
<b>Tabla A X.47</b>	Resultados de cianuración (análisis de plata) C-12	200
<b>Tabla A X.48</b>	Cinética de cianuración C-12	200
<b>Tabla A X.49</b>	Control de cianuración C-13	202
<b>Tabla A X.50</b>	Resultados de cianuración (análisis de oro) C-13	203
<b>Tabla A X.51</b>	Resultados de cianuración (análisis de plata) C-13	203
<b>Tabla A X.52</b>	Cinética de cianuración C-13	203
<b>Tabla A X.53</b>	Control de cianuración C-14	205
<b>Tabla A X.54</b>	Resultados de cianuración (análisis de oro) C-14	206
<b>Tabla A X.55</b>	Resultados de cianuración (análisis de plata) C-14	206
<b>Tabla A X.56</b>	Cinética de cianuración C-14	206
<b>Tabla A XI.1</b>	Control de cianuración R-01	208
<b>Tabla A XI.2</b>	Resultados de cianuración (análisis de oro) R-01	209
<b>Tabla A XI.3</b>	Resultados de cianuración (análisis de plata) R-01	209

<b>Tabla A XI.4</b>	Resultados de cianuración R-01	209
<b>Tabla A XI.5</b>	Control de cianuración R-02	211
<b>Tabla A XI.6</b>	Resultados de cianuración (análisis de oro) R-02	212
<b>Tabla A XI.7</b>	Resultados de cianuración (análisis de plata) R-02	212
<b>Tabla A XI.9</b>	Control de cianuración R-03	214
<b>Tabla A XI.13</b>	Control de cianuración R-04	217
<b>Tabla A XI.17</b>	Control de cianuración R-05	220
<b>Tabla A XI.21</b>	Control de cianuración R-06	223
<b>Tabla A XII.1</b>	Condiciones de flotación del mineral molido a 132 $\mu$ m	226
<b>Tabla A XII.2</b>	Cinética de flotación del mineral molido a 132 $\mu$ m	226
<b>Tabla A XII.3</b>	$\ln(1-(R/R_o))$ de la cinética de flotación del mineral molido a 132 $\mu$ m	227
<b>Tabla A XII.4</b>	Condiciones de flotación del mineral molido a 80 $\mu$ m	228
<b>Tabla A XII.5</b>	Cinética de flotación del mineral molido a 80 $\mu$ m	228
<b>Tabla A XII.6</b>	$\ln(1-(R/R_o))$ de la cinética de flotación del mineral molido a 80 $\mu$ m	229

## ÍNDICE DE FIGURAS

		PÁGINA
<b>Figura 1.1</b>	Efecto del tamaño de partícula en la recuperación de cobre mediante flotación, en un mineral sulfurado de cobre y molibdeno de la empresa Codelco (Chile)	8
<b>Figura 1.2</b>	Efecto de la concentración de cianuro en la cianuración en el mineral de Goldcorp Red Lake Mine. Pre-lixivación: pH 11,2; 8 ppm O <sub>2</sub> , 100 g/t Pb(NO <sub>3</sub> ) <sub>2</sub> , 12 h; cianuración: pH 11,2; 10 ppm O <sub>2</sub>	13
<b>Figura 1.3</b>	Efecto de la adición de oxígeno en la lixiviación de Goldcorp Red Lake Mine ore. Cianuración: pH=11,2; 500 ppm NaCN, 24 h	14
<b>Figura 1.4</b>	Comparación entre las concentraciones de oro residual observadas (▲) y calculadas (línea entrecortada) como función del tamaño de partícula	15
<b>Figura 1.5</b>	Especiación de cianuro y ácido cianhídrico (HCN) en solución acuosa como función del pH	17
<b>Figura 1.6</b>	Efecto del pH en la extracción de oro y plata. Condiciones: % sólidos=20; Presión=0,6 MPa; rpm=300; tiempo de lixivación= 60 min; T=80 °C; NaCN=1 %	17
<b>Figura 1.7</b>	Efecto de la temperatura en la extracción de oro y plata	18
<b>Figura 1.8</b>	Efecto de la velocidad de agitación en la velocidad de disolución de oro	19
<b>Figura 1.9</b>	Efecto de la pre-lixivación y adición de nitrato de plomo en la lixiviación de The goldcorp red Lake Mine ore. Pre-lixivación: pH=11,2; 8 ppm O <sub>2</sub> ; 12 h; Cianuración: pH 11,2; 500 ppm NaCN; 10 ppm O <sub>2</sub>	21
<b>Figura 1.10</b>	Efecto de la adición de nitrato de plomo en la lixiviación de The goldcorp red Lake Mine ore. Pre-lixivación: pH=11,2; 8 ppm O <sub>2</sub> ; 12 h; Cianuración: pH=11,2; 500 ppm NaCN; 10 ppm O <sub>2</sub>	21
<b>Figura 1.11</b>	Procedimiento gráfico para la determinación de los parámetros de la función selección de Austin	26
<b>Figura 1.12</b>	Velocidad específica de fractura calculada desde la ecuación y comparada con la ecuación de Austin	30
<b>Figura 1.13</b>	Diagrama de flujo de la planta	39

<b>Figura 1.14</b>	Trituradora de mandíbulas	40
<b>Figura 1.15</b>	Tamiz vibratorio	41
<b>Figura 1.16</b>	Circuito de trituración secundaria	41
<b>Figura 1.17</b>	Molino de Bolas	42
<b>Figura 1.18</b>	Concentrador gravimétrico FALCON SB 250	43
<b>Figura 1.19</b>	Celdas circulares	45
<b>Figura 1.20</b>	Banco de celdas tipo Denver N°15	45
<b>Figura 1.21</b>	Piscinas de decantación de concentrados de flotación	46
<b>Figura 1.22</b>	Piscina de decantación de relaves	47
<b>Figura 1.23</b>	Tanque de cianuración	48
<b>Figura 2.1.</b>	Diagrama de flujo de procesos empleados para el estudio del mineral	50
<b>Figura 2.2.</b>	Esquema de cianuración	58
<b>Figura 3.1</b>	Análisis granulométrico inicial	71
<b>Figura 3.2</b>	Curva de calibración de molienda para el mineral	73
<b>Figura 3.3</b>	Microscopia óptica del mineral: (a) Grano de oro 0,06 X 0,04 mm, dentro de playas de pirrotina. (b) Tres granos de oro, dos en forma de hojuelas y uno triangular, dentro de playas de pirrotina	78
<b>Figura 3.4</b>	Microscopia óptica del mineral: (a) Pirita dentro de playas de pirrotina, con señales de alteración (b) Calcopirita (centro) asociada a pirita (izquierda) y pirrotina (derecho). Se observan señales de alteración de sulfuros y fracturas con ganga. (c) Asociación calcopirita (arriba) y pirrotina (abajo), con alteración evidente. (d) Asociación pirita (izquierda) y pirrotina (derecha), con alteración evidente	79
<b>Figura 3.5</b>	Concentración Gravimétrica del mineral de cabeza. $d_{80}=132 \mu\text{m}$	83
<b>Figura 3.6</b>	Resultados de flotación de oro del relave de concentración gravimétrica del mineral. $d_{80}=132 \mu\text{m}$	85
<b>Figura 3.7</b>	Resultados de flotación de plata del relave de concentración gravimétrica del mineral. $d_{80}=132 \mu\text{m}$	85

<b>Figura 3.8</b>	Resultados de flotación de cobre del relave de concentración gravimétrica del mineral. $d_{80}=132 \mu\text{m}$	86
<b>Figura 3.9</b>	Resultados de flotación de hierro del relave de concentración gravimétrica del mineral. $d_{80}=132 \mu\text{m}$	86
<b>Figura 3.10</b>	Resultados de flotación de plomo del relave de concentración gravimétrica del mineral. $d_{80}=132 \mu\text{m}$	87
<b>Figura 3.11</b>	Resultados de flotación de zinc del relave de concentración gravimétrica del mineral. $d_{80}=132 \mu\text{m}$	87
<b>Figura 3.12</b>	Concentración Gravimétrica del mineral de cabeza. $d_{80}=132 \mu\text{m}$	89
<b>Figura 3.13</b>	Recuperación de oro y plata en función del tiempo con diferentes concentraciones de NaCN. Condiciones: 16 min de molienda, $d_{80}=132 \mu\text{m}$ , 24 h de cianuración	90
<b>Figura 3.14</b>	Recuperación de oro en función del tiempo con diferentes tiempos de molienda. Condiciones: $[\text{CN}]^{-}=2 \text{ g/L}$ , 24 h de cianuración	94
<b>Figura 3.15</b>	Recuperación de plata en función del tiempo con diferentes tiempos de molienda. Condiciones: $[\text{CN}]^{-}=2 \text{ g/L}$ , 24 h de cianuración	95
<b>Figura 3.16</b>	Recuperación de oro y plata, después del proceso de cianuración y CIP, durante 6 ciclos de recirculación	97
<b>Figura 3.17</b>	Contenido de cobre, hierro, plomo y cinc en solución, después del proceso de cianuración y CIP, durante 6 ciclos de recirculación	98
<b>Figura 3.18</b>	Concentración gravimétrica del mineral de cabeza. $d_{80}=80 \mu\text{m}$	99
<b>Figura 3.19</b>	Resultados de la concentración gravimétrica del mineral a diferentes granulometrías	100
<b>Figura 3.20</b>	Influencia del tamaño de partícula en la recuperación de oro mediante flotación	101
<b>Figura 3.21</b>	Influencia del tamaño de partícula en la recuperación de plata mediante flotación	102
<b>Figura 3.22</b>	Influencia del tamaño de partícula en la recuperación de cobre mediante flotación	103
<b>Figura 3.23</b>	Influencia del tamaño de partícula en la flotación de hierro	103

<b>Figura 3.24</b>	Influencia del tamaño de partícula en la flotación de plomo	104
<b>Figura 3.25</b>	Influencia del tamaño de partícula en la flotación de zinc	104
<b>Figura 3.26</b>	Comparación de los resultados de la flotación de oro del relave de concentración gravimétrica con diferentes concentraciones de aerofloat 208. Condiciones: $d_{80}= 80 \mu\text{m}$ ; KAX: 150 g/t; aceite de pino: 100 g/t	106
<b>Figura 3.27</b>	Comparación de los resultados de la flotación de plata del relave de concentración gravimétrica con diferentes concentraciones de aerofloat 208. Condiciones: $d_{80}= 80 \mu\text{m}$ ; KAX: 150 g/t; aceite de pino: 100 g/t	107
<b>Figura 3.28</b>	Comparación de los resultados de la flotación de cobre del relave de concentración gravimétrica con diferentes concentraciones de aerofloat 208. Condiciones: $d_{80}= 80 \mu\text{m}$ ; KAX: 150 g/t; aceite de pino: 100 g/t	107
<b>Figura 3.29</b>	Comparación de los resultados de la flotación de hierro del relave de concentración gravimétrica con diferentes concentraciones de aerofloat 208. Condiciones: $d_{80}= 80 \mu\text{m}$ ; KAX: 150 g/t; aceite de pino: 100 g/t	108
<b>Figura 3.30</b>	Comparación de los resultados de la flotación de plomo del relave de concentración gravimétrica con diferentes concentraciones de aerofloat 208. Condiciones: $d_{80}= 80 \mu\text{m}$ ; KAX: 150 g/t; aceite de pino: 100 g/t	108
<b>Figura 3.31</b>	Comparación de los resultados de la flotación de zinc del relave de concentración gravimétrica con diferentes concentraciones de aerofloat 208. Condiciones: $d_{80}= 80 \mu\text{m}$ ; KAX: 150 g/t; aceite de pino: 100 g/t	109
<b>Figura 3.32</b>	Cinética de cianuración del relave de flotación. $d_{80}=80 \mu\text{m}$	110
<b>Figura 3.33</b>	Análisis del relave de cianuración por microscopía electrónica	111
<b>Figura 3.34</b>	Efecto de la adición de oxígeno en la recuperación de oro durante la lixiviación. Condiciones: $[\text{CN}]^{-}=2 \text{ g/L}$ , $\text{pH}=11,0$ ; $Q_{\text{aire}}=1,8 \text{ L/min}$ , 24 h	113
<b>Figura 3.35</b>	Efecto de la adición de oxígeno en la recuperación de plata durante la lixiviación. Condiciones: $[\text{CN}]^{-}=2 \text{ g/L}$ , $\text{pH}=11,0$ ; $Q_{\text{aire}}=1,8 \text{ L/min}$ , 24 h	114
<b>Figura 3.36</b>	Efecto de la adición de $\text{H}_2\text{O}_2$ en la recuperación de oro durante la lixiviación. Condiciones: $[\text{CN}]^{-}=2 \text{ g/L}$ , $\text{pH}=11,0$ ; 24 h	115

<b>Figura 3.37</b>	Efecto de la adición de H <sub>2</sub> O <sub>2</sub> en la recuperación de plata durante la lixiviación. Condiciones: [CN] <sup>-</sup> =2 g/L, pH=11,0; 24 h	115
<b>Figura 3.38</b>	Efecto de la adición de sales de plomo en la recuperación de oro durante la lixiviación. Condiciones: [CN] <sup>-</sup> =2 g/L, pH=11,0; 24 h	117
<b>Figura 3.39</b>	Efecto de la adición de sales de plomo en la recuperación de plata durante la lixiviación. Condiciones: [CN] <sup>-</sup> =2 g/L, pH=11,0; 24 h	118
<b>Figura 3.40</b>	Curva de estimación de parámetros de molienda a partir de datos de laboratorio en el programa MOLY-COP	119
<b>Figura 3.41</b>	Diagrama de la simulación molienda-clasificación con el programa MOLY-COP	120
<b>Figura 3.42</b>	Resultados de la simulación molienda-clasificación con el programa MOLY-COP para un d <sub>80</sub> esperado de 132 μm	121
<b>Figura 3.43</b>	Resultados de la simulación molienda-clasificación con el programa MOLY-COP para un d <sub>80</sub> esperado de 80 μm	122
<b>Figura 3.44</b>	Distribuciones granulométricas de la simulación del circuito de molienda, concentración gravimétrica, clasificación y flotación con el programa MODSIM 3.6.22	124
<b>Figura 3.45</b>	Distribuciones granulométricas de la simulación del circuito de molienda, concentración gravimétrica, clasificación y flotación con el programa MODSIM 3.6.22 para un d <sub>80</sub> esperado de 132 μm	125
<b>Figura 3.46</b>	Recuperaciones experimentales y simuladas de Au, Ag y Cu durante la flotación del mineral molino con un d <sub>80</sub> =132 μm	126
<b>Figura 3.47</b>	Distribuciones granulométricas de la simulación del circuito de molienda, concentración gravimétrica, clasificación y flotación con el programa MODSIM 3.6.22 para un d <sub>80</sub> esperado de 80 μm	127
<b>Figura 3.48</b>	Recuperaciones experimentales y simuladas de Au, Ag y Cu durante la flotación del mineral molino con un d <sub>80</sub> = 80 μm	127
<b>Figura 3.49</b>	Distribución de partículas del mineral molido con un d <sub>80</sub> esperado de 132 μm	129
<b>Figura 3.50</b>	Distribución de partículas del mineral molido con un d <sub>80</sub> esperado de 80 μm	130
<b>Figura 3.51</b>	Comparación del proceso actual y la propuesta de mejora	131

<b>Figura A VI.1</b>	Curva granulométrica el mineral que ingresa al molino	155
<b>Figura A VIII. 1</b>	Curva de recuperación de oro y plata. $d_{80}=132 \mu\text{m}$	159
<b>Figura A VIII. 2</b>	Curva de recuperación de oro y plata. $d_{80}=80 \mu\text{m}$	160
<b>Figura X. 1</b>	Cinética de cianuración C-01	168
<b>Figura X. 2</b>	Cinética de cianuración C-02	171
<b>Figura X. 3</b>	Cinética de cianuración C-03	174
<b>Figura X. 4</b>	Cinética de cianuración C-04	177
<b>Figura X. 5</b>	Cinética de cianuración C-05	180
<b>Figura X. 6</b>	Cinética de cianuración C-06	183
<b>Figura X. 7</b>	Cinética de cianuración C-07	186
<b>Figura X. 8</b>	Cinética de cianuración C-08	189
<b>Figura X. 9</b>	Cinética de cianuración C-09	192
<b>Figura X. 10</b>	Cinética de cianuración C-10	195
<b>Figura X. 11</b>	Cinética de cianuración C-11	198
<b>Figura X. 12</b>	Cinética de cianuración C-12	201
<b>Figura X. 13</b>	Cinética de cianuración C-13	204
<b>Figura X. 14</b>	Cinética de cianuración C-14	207
<b>Figura A XII. 1</b>	Cinética de flotación del mineral con un $d_{80}=132 \mu\text{m}$	227
<b>Figura A XII. 2</b>	Cinética de flotación del mineral con un $d_{80}=80 \mu\text{m}$	229



## ÍNDICE DE ANEXOS

<b>ANEXO I</b>	
Determinación de la densidad real del mineral	149
<b>ANEXO II</b>	
Determinación de la densidad aparente del mineral	150
<b>ANEXO III</b>	
Procedimiento para ensayo al fuego	151
<b>ANEXO IV</b>	
Procedimiento concentración gravimétrica	153
<b>ANEXO V</b>	
Procedimiento flotación	154
<b>ANEXO VI</b>	
Determinación del tamaño de partícula	155
<b>ANEXO VII</b>	
Fichas técnicas de la caracterización química del mineral	156
<b>ANEXO VIII</b>	
Fichas técnicas de concentración gravimétrica	159
<b>ANEXO IX</b>	
Fichas técnicas de flotación	161
<b>ANEXO X</b>	
Fichas técnicas de cianuración	166
<b>ANEXO XI</b>	
Fichas técnicas de recirculación de efluentes cianurados	208
<b>ANEXO XII</b>	
Fichas técnicas de la cinética de flotación	226
<b>ANEXO XIII</b>	
Fichas técnicas de los resultados de la simulación	230

## RESUMEN

En este estudio se muestra el mejoramiento y simulación de una planta de recuperación de oro de 24 t/d de capacidad por concentración gravimétrica, flotación y lixiviación donde se procesa un mineral aurífero polisulfurado con una ley de 6,2 g/t Au, 15,6 g/t Ag, 0,24 % Cu y que posee una recuperación global de 89 % Au, 46 % Ag y 96 % Cu.

Los ensayos de concentración gravimétrica se desarrollaron en una mesa de rifles con diferentes granulometrías. Los ensayos de flotación se realizaron en una celda de flotación unitaria de 2,5 L de capacidad con 33,3 % de sólidos con amil xantato de potasio y aceite de pino. La cianuración se llevó a cabo en un reactor agitado al 33,3 % de sólidos, pH entre 10,5 y 11,0 durante 24 h; se varió la concentración de NaCN y tamaño de partícula. Además, se aplicó diferentes tratamientos oxidativos previa la cianuración.

Los resultados mostraron un incremento en la recuperación de oro y plata por concentración gravimétrica de 11 a 21 % Au y de 0,4 a 3,0 %Ag, del mismo modo en la cianuración la recuperación de oro y plata ha mostrado un aumento de 29 a 66 % y de 7 a 21 %, respectivamente. Sin embargo, en la flotación la recuperación de oro se reduce de 68 hasta 30 % Au.

También se realizó simulaciones computacionales con la ayuda de los simuladores MOLY-COP y MODSIM 3.6.22, específicos para el área metalúrgica, a fin de determinar las mejores condiciones para el tratamiento del mineral en la planta. En base a las simulaciones, se obtiene que en la molienda la alimentación fresca de mineral al molino de bolas debe ser reducida de 0,86 a 0,68 t/h para obtener un  $d_{80}$  de 80  $\mu\text{m}$ . En cuanto a la concentración gravimétrica, se observa que esta incrementa la recuperación de oro de 11 a 21 %. Finalmente, los resultados de la simulación del proceso de flotación permiten determinar que la reducción de tamaño de partícula del mineral aumenta la recuperación de plata y cobre de 88,6 a 92,8 % Ag y 99,9 a 100,0 % Cu; pero, la recuperación de oro se ve afectada ya que su recuperación disminuye de 98,7 % a 73,8 %.

## INTRODUCCIÓN

La extracción de oro de minerales polisulfurados se realiza por procesos de concentración gravimétrica, flotación y cianuración que es la más utilizada debido a su alta eficiencia de extracción de oro y plata tanto en menas como en concentrados (De Andrade y Hodouin, 2005, p. 122; Salinas, Rivera, Carrillo, Patiño, Hernández y Hernández, 2004, p. 315).

La gravimetría es muy barata y efectiva, aprovecha la diferencia de densidad del oro ( $19,3 \text{ g/cm}^3$ ), del cuarzo y los silicatos ( $2,6 \text{ g/cm}^3$ ), funciona muy bien para oro grueso ( $d_{80} > 100 \mu\text{m}$ ).

La flotación es un proceso de concentración de sulfuros y de oro libre ( $d_p < 100 \mu\text{m}$ ) debido a su hidrofobicidad, alcanzada por la utilización de colectores y espumantes.

El proceso de cianuración está determinado por la cinética de la reacción, controlada por la concentración de oxígeno y cianuro. Se basa en la formación de cianuros de oro y plata solubles en agua, empleando una solución alcalina que contiene bajas concentraciones de cianuro. El oxígeno presente en dicha solución oxida al oro disolviéndolo y el cianuro lo acompleja para mantenerlo en solución (Guevara, De la Torre y Díaz, 2005, p. 73; De Andrade y Hodouin, 2005, p.122; Jeffrey, Breuer, y Choo, 2001, p. 980; Marsden y House, 2006, p. 241; Salinas et al., 2004, p. 315; Senanayake, 2008, p. 47).

Sin embargo, en los minerales refractarios, donde el oro se encuentra diseminado dentro de minerales sulfurosos o asociado a minerales cianicidas o carbonáceos la extracción de oro es sumamente difícil, aun aplicando moliendas finas. Además, no permiten obtener valores rentables de recuperación, generan un alto consumo de cianuro, lo que incrementa el costo de producción por tonelada (Guevara et al., pp. 75-77; Romero, Flores y Medina, 2009, p. 42; Salinas et al., 2004, p. 315; Senanayake, 2008, p. 48).

Una alternativa viable en la recuperación de oro y plata de minerales refractarios es reducir el tamaño del mineral, así como también aplicar tratamientos previos a la cianuración que proporcionan beneficios económicos y ambientales tales como: incremento de la recuperación de oro y plata, ahorro de reactivos (Deschênes, 2005, p. 497; Guevara, De la Torre y Quintana, 2005, pp. 32-33; Li, Jiang, Yang, Li, Guo y Qiu, 2010, p. 1521; Senanayake, 2008, pp. 58-59).

La presente investigación se localiza en una planta de recuperación de oro por concentración gravimétrica, flotación y cianuración, ubicada en el sector minero de la parte alta de la provincia de El Oro, en el cantón Piñas a 600 m sobre el nivel del mar, el tratamiento del mineral inicia con la molienda en un molino de bolas para obtener un mineral con un  $d_{80}=132 \mu\text{m}$  que pasa a concentración gravimétrica en un concentrador centrífugo Falcon de 3 HP a 1725 rpm. El concentrado es amalgamado y el relave pasa a flotación donde su relave, aun rico en oro es lixiviado con cianuro en un proceso tipo batch de aproximadamente 48 horas. Este proceso tiene un alto consumo de reactivos y baja recuperación.

El objetivo de este trabajo es evaluar y optimizar las operaciones de esta planta. Con este fin se realiza ensayos de laboratorio, además se considera el uso de simuladores computacionales: MOLY-COP y MODSIM, para probar nuevos parámetros de funcionamiento. Estos softwares permiten caracterizar y evaluar la eficacia del funcionamiento de diferentes procesos para recuperación de oro, siguiendo distintos modelos de operación acorde con el proceso.

La simulación se realiza a fin de predecir el comportamiento que presentaría el mineral ante los diferentes tratamientos a los que es sometido para la recuperación de oro de acuerdo al tratamiento que se lleva a cabo actualmente en la planta y compararlo con el tratamiento propuesto en este estudio, el cual, de acuerdo a los resultados en laboratorio y simulaciones, beneficia la recuperación de oro.

## **1. REVISIÓN BIBLIOGRÁFICA**

En este capítulo se presenta la información obtenida de la investigación bibliográfica realizada acerca de un mineral aurífero, su composición, así como también los procesos que se utilizan para la recuperación de los metales preciosos a partir de este material.

### **1.1. PROCESOS DE CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA, FLOTACIÓN Y CIANURACIÓN**

Entre los procesos de recuperación de metales preciosos más utilizados en este campo, se encuentran los procesos de concentración gravimétrica, flotación y cianuración.

#### **1.1.1. CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA**

La concentración gravimétrica es un proceso de separación que aprovecha la diferencia de peso específico entre el mineral valioso (en el caso del oro es de 19,3) y la ganga a fin de obtener materiales de valor.

El proceso se basa en la diferencia de peso específico entre los minerales a separar, los cuales conjugados con la acción de fuerzas hidráulicas, fricción y gravedad, mantienen un comportamiento distinto en las partículas de mineral valioso y la ganga, manteniendo las partículas ligeramente alejadas unas de otras para que puedan moverse con facilidad y separarse en capas de mineral valioso y ganga. Es así que mientras mayor es la diferencia de peso específico entre los metales útiles, mayor será la efectividad de separación (López, 1999, p. 5).

Sin embargo, para que exista una separación eficiente es necesario que exista realmente una liberación de las especies útiles de la ganga ya que si la ganga aún

está asociada al mineral de valor, el peso específico del mineral útil será disminuido (Araya, 1996, p. 2).

Este tipo de concentración de minerales constituye una alternativa sencilla, libre del uso de reactivos contaminantes, de alta eficiencia y de bajo costo, por lo que es muy utilizado en minerales de baja ley, especialmente con material aluvial y como tratamiento previo a la cianuración. Depende de la presencia de oro libre, la asociación de sulfuros, asociación con silicatos y ganga y el tamaño de partícula.

El oro libre, por su naturaleza se recuperará en bajas cantidades, pero como concentrado de alta ley (Gray, 2000, p.3).

### **1.1.2. FLOTACIÓN**

La flotación es un proceso de separación sólido-sólido, que aprovecha las propiedades físico-químicas superficiales de las partículas para efectuar su selección.

Se fundamenta en la interacción entre las burbujas de aire y las partículas de sólido presentes en la pulpa que aprovecha la diferencia entre las propiedades superficiales o interfaciales del mineral útil y la ganga. Las burbujas de aire transportan los sólidos a la superficie de la celda de flotación en forma de espuma mineralizada, donde son recolectados y recuperados como concentrado. La eficiencia que tienen las burbujas para atrapar en forma selectiva las partículas de mineral y luego ascender cargadas hasta el rebalse, depende de las propiedades hidrofóbicas y aereofílicas del mineral (Guerrero, 2010, p. 26; Palafox, de la Fuente, Castillo y Reyes, 2010, p. 1; Muzenda, 2011, p. 2).

Durante la flotación es necesario que intervengan en el proceso 3 fases: sólida dispersa, líquida o fase dispersante y gaseosa. La fase sólida está formada por los componentes sólidos a separar, la fase líquida es el agua y la fase gaseosa, que actúa como el medio que transporta las partículas en suspensión a la superficie del sistema, generalmente es aire.

El número de especies con flotabilidad natural es reducido. Depende de la polaridad de la partícula, más no de las condiciones de operación. Por esto es necesario recurrir al uso de reactivos que modifiquen las propiedades superficiales del mineral y transformen su condición hidrofílica en hidrofóbica, para de esta manera favorecer la adherencia de las partículas de mineral a las burbujas de aire (Muzenda, 2011, p. 1).

Las propiedades de las partículas que afectan la respuesta a la flotación pueden ser: tamaño de la partícula, composición mineralógica, adsorción de reactivos sobre la superficie de la partícula, el grado de oxidación y el grado de agregación de las partículas en la pulpa (Palafox et al., 2010, p. 2; Vallebuona, Casali, Rodriguez y Endara, 2008, p. 234)

#### **1.1.2.1. Mecanismos de flotación**

El proceso de flotación se trata de un fenómeno de comportamiento de sólidos frente al agua, es decir, de mojabilidad de los sólidos. Para facilitar la flotabilidad de las partículas minerales, es necesario incrementar su propiedad hidrófoba mediante el uso de reactivos colectores, que son generalmente compuestos orgánicos de carácter heteropolar, o sea, una parte de la molécula es un compuesto evidentemente apolar (hidrocarburo) y la otra es un grupo polar con las propiedades iónicas, es decir, con carga eléctrica definida. De esta manera, la partícula queda cubierta por el colector que se adhiere a su superficie por medio de su parte polar, proporcionándole con la parte polar propiedades hidrofóbicas.

La absorción de estos reactivos sobre la superficie de las partículas minerales es posible gracias a la creación de condiciones favorables en la capa doble de cargas eléctricas, con los reactivos modificadores.

Un componente importante dentro del proceso de flotación es el suministro de aire, necesario para recoger las partículas en la pulpa y transportarlas hacia la superficie. Pues bien, el contacto entre las partículas y las burbujas requiere que

las primeras estén en constante agitación, la cual la otorga el rotor de la máquina de flotación, de modo que para realizar la unión con las burbujas son necesarios:

- a) su encuentro y
- b) condiciones favorables para formar el agregado.

El proceso de flotación puede dividirse en dos etapas esenciales: Una etapa de colección y otra de separación. La primera consiste en la formación de agregados burbuja-partícula, que consiste en tres sub-etapas, llamadas colisión, adhesión y estabilización.

- **Colisión:** es el instante en que una partícula entra en contacto físico directo con una burbuja. En este evento influye el tamaño de la partícula, ya que si ésta es muy pequeña probablemente su trayectoria se vea afectada por la turbulencia del fluido debido a su baja inercia, no así como en el caso de un sólido de mayor tamaño, quien al verse menos afectado, tiene una mayor probabilidad de colisión con la burbuja.
- **Adhesión:** se lleva a cabo cuando la partícula penetra la capa de líquido de la interfase gas-líquido para que se desarrolle la adsorción. El tiempo necesario para que la adhesión se haga efectiva se conoce como tiempo de inducción y debe ser menor al tiempo de contacto, de lo contrario el sólido se desprenderá de la superficie de la burbuja.
- **Estabilización:** la partícula se mantiene adherida a la superficie de la burbuja el tiempo suficiente hasta llegar a la fase de espuma. Esto se cumple, cuando la partícula-burbuja es lo suficientemente fuerte para no disociarse y además cuando la burbuja tiene la capacidad de poder levantar la partícula hasta llegar a la espuma.

Otro aspecto importante dentro del proceso de flotación es justamente la etapa de separación, donde lo que básicamente ocurre es la formación de una interfase pulpa espuma.



La nitidez con que se forme esta interfase está relacionada en primer lugar con el tamaño de las burbujas y también con la velocidad superficial de las mismas, factores que entre otras cosas afectan en la turbulencia de la zona de separación de una celda de flotación.

#### 1.1.2.2. Cinética de flotación

Para apreciar la eficiencia del proceso de flotación es necesario determinar la velocidad y selectividad, con que flotan las partículas minerales, es decir, es la recuperación de especies minerales en la espuma en relación con el tiempo.

Generalmente se considera a la flotación como un proceso de primer orden, la constante cinética estimada de este principio no debe ser única ya que representará un promedio de una serie de constantes que dependen de la concentración de la especie mineralógica y de la granulometría en que será flotada.

La cinética se expresa por la ley de acción de las masas (o principio de Gulderg y Waage), basada en la probabilidad de que una partícula de mineral se encuentre respectivamente con una molécula de reactivo colector, o con una burbuja de aire, según sea el caso. Para este efecto, se tiene las siguientes condiciones:

$$C_o = C_t \quad [1]$$

$C_o$  = Concentración inicial

$C_t$  = Concentración al tiempo t

Para una flotación batch.

$$-\frac{dC}{dt} = f(C) \quad [2]$$

Donde  $f(C)$  es una función de la concentración  $C$ , si la reacción es de primer orden  $f(C)$  puede ser remplazada por  $kC$  siendo  $k$  la constante cinética, luego remplazando en [2]:

$$-\frac{dC}{dt} = kC \quad [3]$$

Integrando la ecuación [3] entre las concentraciones  $C_o$  al inicio de la flotación y  $C_t$  después de un tiempo  $t$  se obtiene:

$$C_t = C_o[\exp^{-kt}] \quad [4]$$

Es fácil asegurar que la constante cinética de flotación disminuirá aguas abajo del circuito debido a la extracción progresiva del material valioso flotable.

### 1.1.2.3. Factores que afectan el proceso de flotación

#### Tamaño de partícula

En todo proceso metalúrgico, existe un tamaño de partícula que presenta una mayor recuperación del metal de interés, existiendo una disminución de ésta para tamaños más gruesos y más finos del mineral (Agorhom, Skinner, y Zanin, 2013, p. 134).

Por esto, en el proceso de flotación existe un tamaño y una distribución de tamaño de burbujas óptimas, donde la captura de partículas por las burbujas es máxima. King reporta en Tabla 1.1 rangos de tamaño óptimos para distintas mineralogías (Barona, 2007, p. 7)

La recuperación de minerales por flotación en celdas de agitación mecánicas presenta un máximo para un rango intermedio de tamaño, típicamente entre 50-100 ( $\mu\text{m}$ ), disminuyendo para tamaños de partícula finos y más gruesos.

En partículas finas la recuperación de los metales de interés disminuye por la dificultad de adhesión partícula-burbuja, debido a que éstas no adquieren la energía cinética suficiente para producir una unión estable partícula-burbuja. Además, las partículas más finas son arrastradas con facilidad a los relaves. Lo

mismo ocurre en las partículas gruesas cuando las fuerzas de adhesión en la superficie de las burbujas son menores a las fuerzas de arrastre.

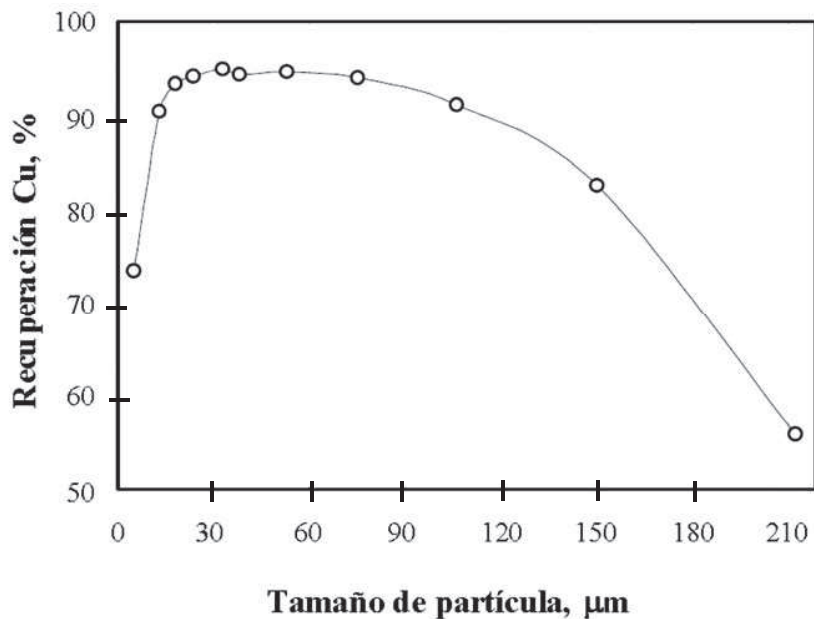
**Tabla 1.1** Rango de tamaño observado para la máxima recuperación en flotación

Mineral	Rango de Tamaño ( $\mu\text{m}$ )	Condiciones
Baritina	10 – 30	Laboratorio
Casiterita	3 – 20	Industrial
Fluorita	40 – 110	Laboratorio
	50 – 150	Industrial
Galena	40 – 300	Laboratorio
	10 – 75	Industrial
Pirita	50 – 150	Laboratorio
Cuarzo	10 – 50	Laboratorio
Esfalerita	8 – 70	Laboratorio
	15 – 100	Industrial
Wolframita	20 – 50	Laboratorio

(Barona, 2007, p. 7)

En la Figura 1.1 se muestra un ejemplo del efecto del tamaño de partículas en la recuperación de bancos de flotación, en un mineral sulfurado de cobre y molibdeno de la empresa Codelco (Chile), con 33 % del material menor a 38  $\mu\text{m}$  y alrededor de 37 % de Cu contenido en la fracción (Rubio, Matiolo, Teixeira y Capponi, 2006, p. 185).

Cabe recalcar que durante los procesos de flotación, en algunas etapas es primordial la liberación de la partícula, por lo cual se requiere una remolienda del mineral. De esta manera, el tamaño de partícula es una variable de interés, debido a su efecto en la recuperación metalúrgica y en la selectividad del concentrado final, así como, por la alta incidencia que tiene en los costos de operación del proceso global de concentración.



**Figura 1.1** Efecto del tamaño de partícula en la recuperación de cobre mediante flotación, en un mineral sulfurado de cobre y molibdeno de la empresa Codelco (Chile)  
(Rubio et al., 2006, p. 185)

### Tipo y dosificación de los reactivos de flotación

La elección de los reactivos depende del tipo de mineral a flotar y de sus asociaciones mineralógicas. Entre los reactivos más importantes se encuentran:

- **Colector:** se utiliza para la captura selectiva de los minerales a flotar. Su función es hacer hidrofóbica la superficie del mineral deseado.
- **Espumante:** determina las características de la espuma, que contribuye a la selectividad de la operación. Se usa para reducir el tamaño de burbujas y generar una espuma estable, la que depende entre otras de su dosificación.

### Porcentaje de sólidos

Durante la flotación, cuando la pulpa presenta un porcentaje de sólidos apropiado, el proceso se desarrolla de forma más eficiente, ya que este afecta el tiempo de

residencia del mineral en las etapas de flotación, y de esta forma en la capacidad del circuito (Yianatos, Carrasco, Bergh, Vinnett y Torres, 2012, pp. 69-70)

### **Tiempo de residencia**

El tiempo de residencia depende de las características del material que se va a flotar, y de la conjugación de todos los demás factores que inciden en el proceso. Afecta principalmente a la recuperación del mineral flotado. Se puede variar mediante alteraciones en el flujo, la concentración de sólidos en la alimentación y la altura de la zona de colección.

Para la optimización de los circuitos de flotación el tiempo óptimo de cada etapa se determina a través de pruebas cinéticas de flotación.

### **pH**

El proceso de flotación es sensible al pH, por esta razón, la regulación de pH es fundamental en la recuperación y selectividad, así como, en la depresión de algunos minerales.

### **Aireación y acondicionamiento de la pulpa**

Proporcionan la cantidad de aire y el tiempo necesario para que los reactivos de flotación actúen sobre la superficie del mineral de manera eficiente. Por otra parte, un aumento excesivo del flujo de aire incrementa la turbulencia, arrastre, y pérdida de la interface que perjudican la flotación.

### **Calidad del agua**

En muchas plantas concentradoras, gran cantidad del agua utilizada, es agua recuperada del proceso, la cual contiene reactivos de flotación residual. Si bien es cierto, esta práctica genera un ahorro en el consumo de reactivos y agua, también

puede producir un aumento de algunos iones en solución que en niveles críticos perjudican la flotación.

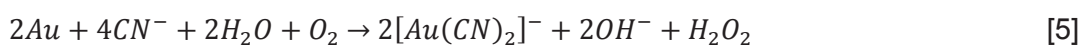
### 1.1.3. CIANURACIÓN

La cianuración es un proceso electroquímico de disolución de oro y otros componentes presentes en el mineral mediante el uso de soluciones alcalinas de cianuro, donde se combina la oxidación de oro y la acción de las sales de cianuro para convertirlos en complejos cianurados estables en soluciones acuosas (de Andrade y Hodouin, 2005, p. 122; Higuera, Flores y Peña, 2009, p. 80; Kulandaisamy et al., 2003, p. 35; Romero et al., 2009, p. 43; Waroonkarn, Saija, Arto, Timo y Ilkka, 2011, p. 181).

La cianuración del oro es un sistema complejo debido al hecho que partículas de oro que se producen como aleaciones o compuestos que están incrustadas en un mineral matriz y la interacción galvánica puede tener lugar entre las fases (de Andrade y Hodouin, 2005, p. 122; Waroonkarn, 2008, p. 6).

Las sales de cianuro son el agente formador de complejos que permite mantener la especie oxidada en solución, éstas son más eficientes y selectivos en la recuperación de oro y plata, poseen bajo costo y alta estabilidad de los complejos en comparación con los que se pueden formar con otras especies.

Este proceso implica una serie de reacciones que ocurren en la superficie del sólido, por lo que se afirma que el principio básico de la cianuración es un medio donde las soluciones alcalinas débiles tienen una acción directa preferencial sobre el oro contenido en el mineral y conduce a las siguientes reacciones (de Andrade y Hodouin, 2005, p. 122; Jeffrey, Breuer y Choo, 2001, p. 980; Romero et al., 2009, p. 41; Senanayake, 2005, pp. 8-9)



Durante el proceso el oro se oxida y forma el ion dicianuroauroso  $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$ , este ion presenta una gran estabilidad permaneciendo en la solución cuando la concentración de cianuro libre es cero. La oxidación de oro elemental se produce gracias a la acción del oxígeno que es el agente oxidante más empleado en la lixiviación del oro por su potencial de oxidación y facilidad de obtención a partir del aire. En la ecuación [5], el oxígeno al reducirse produce la reacción catódica y el peróxido de hidrogeno es descompuesto. La ecuación [6] representa la reacción anódica propuesta por Elsner, misma que describe disolución de oro (Bahrami, Hosseini y Razmi, 2007, p. 191; de Andrade y Hodouin, 2006, p. 1321; Higuera et al., 2009, p. 80; Marsden y House, 2006, p. 241)

#### **1.1.3.1. Variables que afectan a la cianuración**

Uno de los principales factores que afectan la velocidad de disolución del oro se fundamenta en el transporte de masa y la química de la cianuración que se basa en el hecho de que bajo condiciones oxidantes, el oro y la plata se disuelven y acomplejan en soluciones de cianuros alcalinos (Cui y Zhang, 2008, p. 235; Guevara et al., 2005, pp. 69-70).

En la reacción, el ión  $\text{CN}^-$  es el que tiene la fuerza disolvente y la base alcalina de sodio le da la estabilidad química al compuesto. Con respecto a esta reacción química, cabe resaltar la principal ocurrencia mineralógica del oro, un factor importante que afecta la disolución del oro.

Las velocidades de disolución de oro y plata están directamente relacionadas con la concentración de cianuro y oxígeno disuelto, el pH, la temperatura, el tamaño de partícula y la agitación (Cui y Zhang, 2008, p. 235; Guevara et al., 2005, pp. 73-75, 77-78).

#### **Concentración de cianuro**

La velocidad de disolución de oro se incrementa con la concentración de cianuro

pero llega a ser independiente una vez que alcanza su máximo, punto en el cual un incremento adicional resulta innecesario y no beneficia la extracción sino por el contrario tiene un efecto retardante sobre el proceso de cianuración (Dai y Breuer, 2013, p. 140; Jeffrey, Breuer y Choo, 2001, p. 980; Guzmán, Segarra, Chimenos, Cabot y Espiell, 1999, p. 2628; Romero et al., 2009, p. 41).

Esta afirmación la corroboran Ellis y Senanayake (2004) quienes plantean que la velocidad de disolución de oro es directamente proporcional a la concentración de cianuro, pero a su vez se vuelve independiente cuando excede el 0,06 % en peso de cianuro (p. 47). Este exceso representa el incremento de la disolución de las impurezas formadoras de complejos que posteriormente dificultan la recuperación de oro (Wadsworth y Zhu, 2003, p. 308).

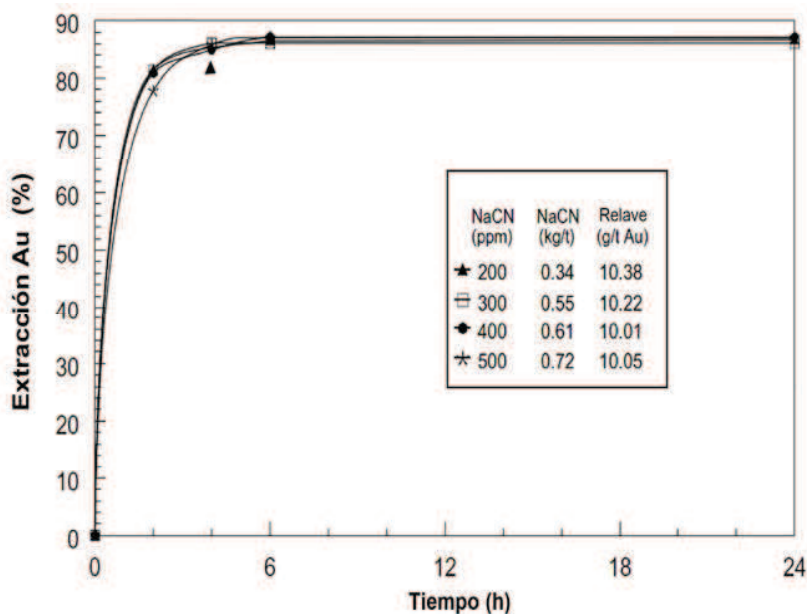
De acuerdo con diversos estudios electroquímicos, la tasa de lixiviación de oro en soluciones saturadas de aire aumenta con el incremento de la concentración de cianuro, pero se vuelve independiente cuando esta excede de 0,075 % KCN (Ellis y Senanayake, 2004, p. 48; Wadsworth, Zhu, Thompson y Pereira, 2000, p. 3).

Deschênes, Lacasse y Fulton (2003) demuestran experimentalmente que para concentraciones elevadas de cianuro en el rango entre 0,61 a 0,72 kg/t la recuperación de oro resulta similar, como se aprecia en la Figura 1.2 (p. 506).

Por otro lado, el uso de concentraciones bajas de cianuro reduce el consumo del mismo ya que minimiza la producción de ácido cianhídrico, en extremo peligroso, por ser un gas activo muy venenoso pero también disminuye la recuperación de oro. Cabe recalcar que el uso de concentraciones bajas de cianuro disminuye el costo del tratamiento de aguas en las plantas (Deschênes, 2005, p. 486)

Si bien es cierto a escala de planta se trabaja con concentraciones superiores a las estequiométricas, concentraciones de cianuro superiores o inferiores a la óptima producen efectos negativos en el proceso, es por esto que la concentración óptima de cianuración debe ser determinada para cada material (Mancheco y Muñoz, 2009, pp. 13-14).





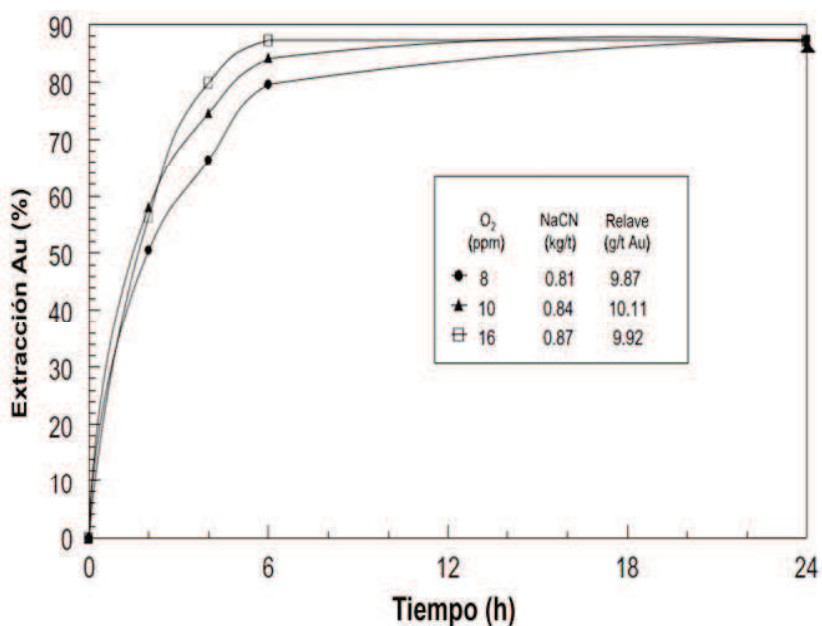
**Figura 1.2** Efecto de la concentración de cianuro en la cianuración en el mineral de Goldcorp Red Lake Mine. Pre-lixiviación: pH 11,2; 8 ppm O<sub>2</sub>, 100 g/t Pb(NO<sub>3</sub>)<sub>2</sub>, 12 h; cianuración: pH 11,2; 10 ppm O<sub>2</sub> (Deschênes *et al.*, 2003, p. 506)

### Concentración de oxígeno

Al cianurar, la creación de múltiples burbujas pequeñas de oxígeno dispersadas en la solución acuosa da la adecuada y suficiente concentración de oxígeno para la disolución de oro, la cual presenta dificultades en su control debido a que su solubilidad se ve afectada por la temperatura, presión y fuerza iónica (Ellis y Senanayake, 2004, p. 42; Guevara et al., 2005, p. 75).

La solubilidad del oxígeno en soluciones acuosas aumenta con la disminución de la temperatura e incremento de su presión parcial. La fuerza iónica es relativamente baja y su efecto en la solubilidad del oxígeno es despreciable. Por esta razón la concentración de oxígeno en el proceso de cianuración es determinado bajo las condiciones de presión y temperatura a las cuales opera. En condiciones atmosféricas, a nivel del mar y 25 °C se puede tener 8,2 mg O<sub>2</sub>/L en solución, correspondiente a la máxima saturación (Arslan, Ozdamar y Muduroglu, 2003, p. 310; Guevara et al., 2005, p. 74; Senanayake, 2006, pp. 79-80).

De acuerdo a las investigaciones realizadas por Deschênes et al. (2003) el aumento de la concentración de oxígeno disuelto mejora la cinética de lixiviación de oro sin presentar efectos significativos sobre el consumo de cianuro como se observa en la Figura 1.3 (p. 507).



**Figura 1.3** Efecto de la adición de oxígeno en la lixiviación de Goldcorp Red Lake Mine ore. Cianuración: pH=11,2; 500 ppm NaCN, 24 h (Deschênes et al., 2003, p. 507)

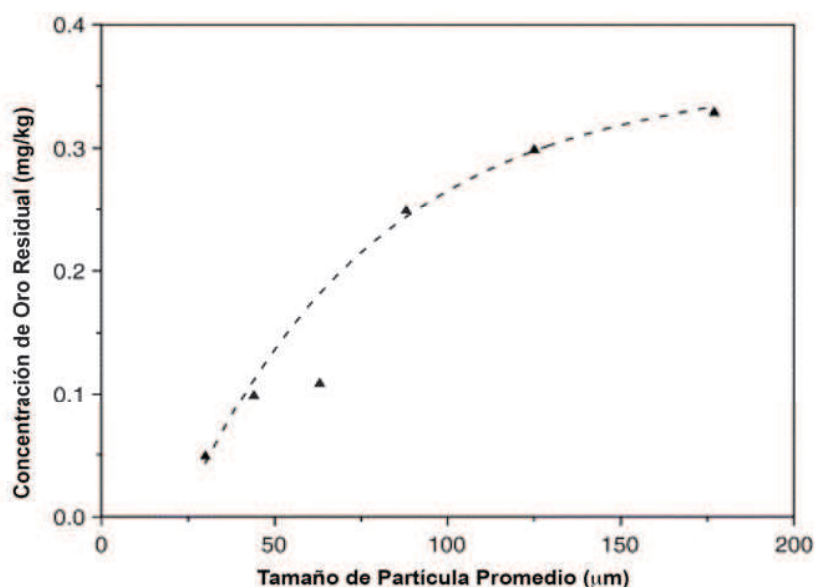
Un déficit de oxígeno durante la cianuración retarda la reacción y extiende el proceso, a su vez incrementa el consumo de cianuro. Con el incremento de la disolución de oxígeno incrementa la velocidad de disolución (Arslan et al., 2003, p. 310; Ellis y Senanayake, 2004, p. 46; Mancheno y Muñoz, 2009, p. 14)

La concentración de oxígeno determina la reducción catódica de oxígeno. El oxígeno puede ingresar al sistema como aire, oxígeno puro o aire enriquecido. Este beneficia la velocidad de disolución apenas se incrementa la cantidad de cianuro disponible. En condiciones atmosféricas, las soluciones diluidas de CN tienen el mismo efecto práctico que una solución concentrada.

### Tamaño de partícula

La velocidad de disolución de oro es proporcional a la superficie expuesta, la misma que depende de la granulometría mineral y del grado de liberación del metal precioso. Es decir, esta aumenta con la reducción del tamaño de partícula debido a que el contacto entre la superficie del sólido y el líquido es mayor. Esto incrementa la recuperación de oro pero a su vez eleva las reacciones de competencia de otros elementos, por tanto, se debe encontrar un compromiso entre el tamaño de la partícula, el porcentaje de extracción del oro y el consumo de cianuro (Delgado y Mendoza, 2006, p. 73; Deschênes et al., 2003, p. 507; Romero y Flórez, 2009, p. 135).

De Andrade y Hodouin (2005) en el estudio sobre la concentración residual de oro como función del tamaño de partícula corroboran estas afirmaciones al encontrar que a menor granulometría, la concentración de oro en los residuos disminuía como se aprecia en la Figura 1.4. Esto se debe a que menores tamaños de partícula proporcionan una mayor área de contacto entre la superficie sólida y el líquido, lo que incrementa la velocidad de disolución (pp. 131-132).



**Figura 1.4** Comparación entre las concentraciones de oro residual observadas (▲) y calculadas (línea entrecortada) como función del tamaño de partícula (de Andrade y Hodouin, 2005, p. 131)

## pH

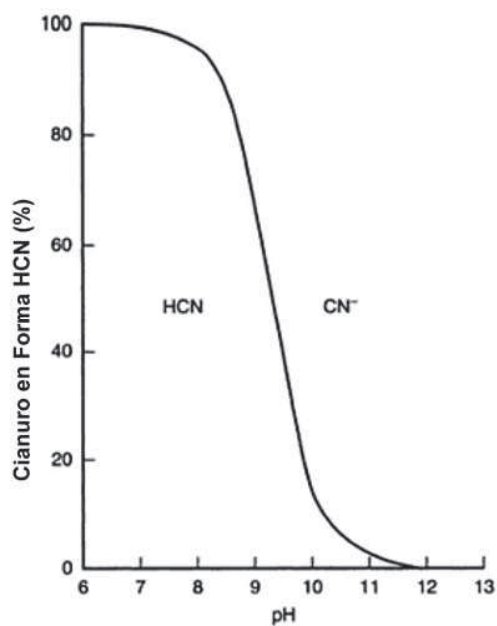
La velocidad de disolución de oro se reduce con el incremento de pH por el aumento de la velocidad de las reacciones de competencia y por la adsorción de iones  $\text{OH}^-$  sobre la superficie de oro que disminuye la superficie disponible para la lixiviación de cianuro.

Estudios han determinado que la máxima disolución de oro en solución se produce a pH entre 10,0 y 10,5. Sin embargo, a pH menores a 10,5 los iones cianuro se hidrolizan y forman ácido cianhídrico (HCN) e iones hidroxilo ( $\text{OH}^-$ ). La pérdida de cianuro como HCN es menor a 11,5 (Cui y Zhang, 2008, p. 235; Kulandaisamy et al., 2003, p. 35).

La lixiviación con cianuro a pH altos es capaz de minimizar la formación de HCN, evitando la pérdida de HCN gaseoso. Los altos niveles de pH también resultan en un bajo consumo de cianuro (Kulandaisamy et al., 2003, p. 35).

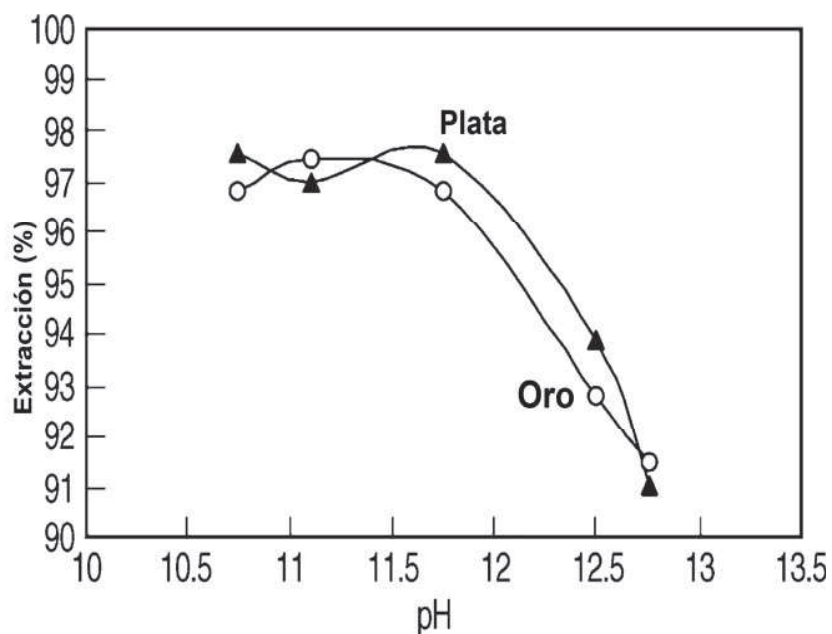
Para prevenir dichas pérdidas por hidrólisis, en la práctica la cianuración se lleva a cabo a pH superiores a 10,5. En la Figura 1.5 se puede apreciar que aproximadamente a pH 9,3; la mitad del cianuro total existe como HCN mientras que el resto se presenta como cianuro libre pero a pH 10,2 el 90 % del cianuro total se encuentra como  $\text{CN}^-$ . Esto es importante ya que para la disolución de oro se requiere mantener el ion  $\text{CN}^-$  en solución. Además, la presión de vapor que posee el HCN a temperatura ambiente es relativamente alta, lo que hace que se volatilice con facilidad (Bahrami, 2007, p. 192; Ellis y Senanayake, 2004, p. 42; Guevara et al., 2005, p. 76; Marsden y House, 2006, p. 234).

La formación de ácido cianhídrico e ion cianato ( $\text{CNO}^-$ ) son reacciones no deseadas en el proceso de cianuración debido a que el HCN afecta la salud de los operarios y en concentraciones elevadas puede provocar la muerte. También, el ion cianato no disuelve el oro, lo que produce una reducción en su recuperación (Guevara et al., 2005, p. 76; Kulandaisamy et al., 2003, p. 36; Marsden y House, 2006, p. 234).



**Figura 1.5** Especiación de cianuro y ácido cianhídrico (HCN) en solución acuosa como función del pH  
(Marsden y House, 2006, p. 235)

La Figura 1.6 muestra que al aumentar el pH, menor es la recuperación de oro

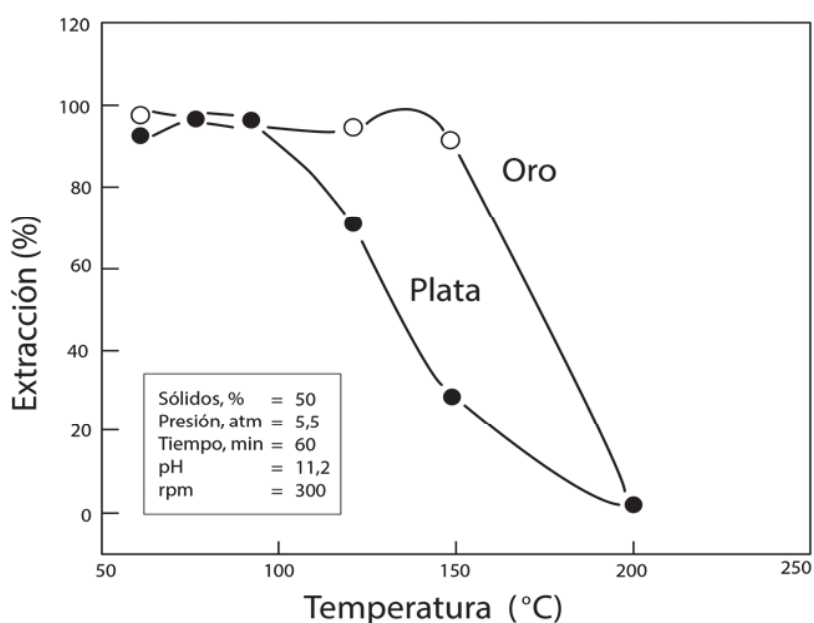


**Figura 1.6** Efecto del pH en la extracción de oro y plata. Condiciones: % sólidos=20; Presión=0,6 MPa; rpm=300; tiempo de lixiviación= 60 min; T=80 °C; NaCN=1 %  
(Parga, Valenzuela y Cepeda, 2007, p.46)

En algunos casos la velocidad de disolución del oro puede disminuir con el incremento de pH, ya que se aumenta la velocidad de las reacciones que interfieren en el proceso. El valor óptimo de pH debe ser determinado para cada mineral (Guevara et al., 2005, p. 76).

### Temperatura

Tiene un efecto significativo en la velocidad de disolución de oro y la solubilidad de oxígeno. Un incremento de temperatura puede disminuir la cantidad de oxígeno en solución porque la solubilidad de los gases disminuye con dicho incremento, es así que la temperatura favorece la reacción hasta los 85 °C, sobre esto la solubilidad del oxígeno empieza a disminuir como se aprecia en la Figura 1.7 (Azareño, 2001; Higuera, Tritancho y Flórez, 2006, p. 263)



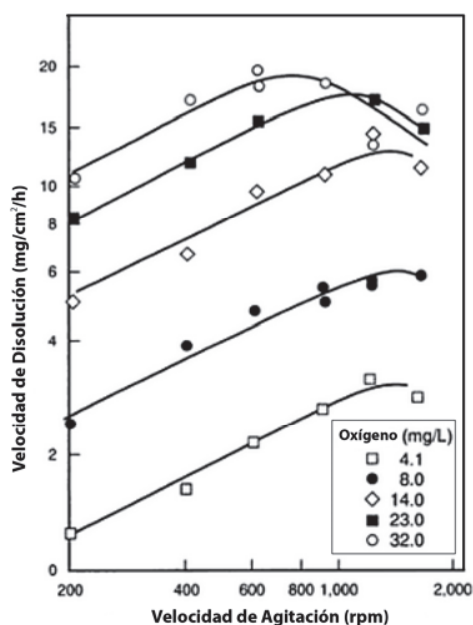
**Figura 1.7** Efecto de la temperatura en la extracción de oro y plata (Parga, 1996, p. 259)

### Agitación

La agitación debe ser suficiente para suspender las partículas en la pulpa y asegurar que la transferencia de masa del  $O_2$  disuelto y los iones  $CN^-$  sea

suficientemente rápida para la reacción electroquímica en la superficie que controla la velocidad (Ellis y Senanayake, 2004, p. 41).

Un incremento en la velocidad de agitación puede mejorar la velocidad de disolución ya que el mezclado intenso reduce el espesor de capa de difusión mejorando de esta manera las tasas de transferencia de masa de cianuro y de oxígeno y permite que sea posible la saturación de la suspensión con el oxígeno para lograr niveles altos de oxígeno disuelto. En la Figura 1.8 se muestra la influencia de la agitación en la velocidad de disolución de oro a diferentes concentraciones de oxígeno.



**Figura 1.8** Efecto de la velocidad de agitación en la velocidad de disolución de oro (Marsden y House, 2006, p. 246)

### 1.1.3.2. Pre-tratamientos oxidativos

#### Aireación

La pre-oxidación con aire u oxígeno puro antes de la cianuración causa la degradación de los minerales consumidores de oxígeno y cianuro. Esto mejora la

cinética de oxidación y por ende la recuperación de oro (Kondos, Deschênes y Morrison, 1995, pp. 236-237).

La creación de un gran número de pequeñas burbujas de oxígeno y el tiempo suficiente de dispersión proporciona una adecuada concentración de oxígeno para la disolución del oro (Ellis y Senanayake, 2004, p. 41).

### **Adición de sales de plomo**

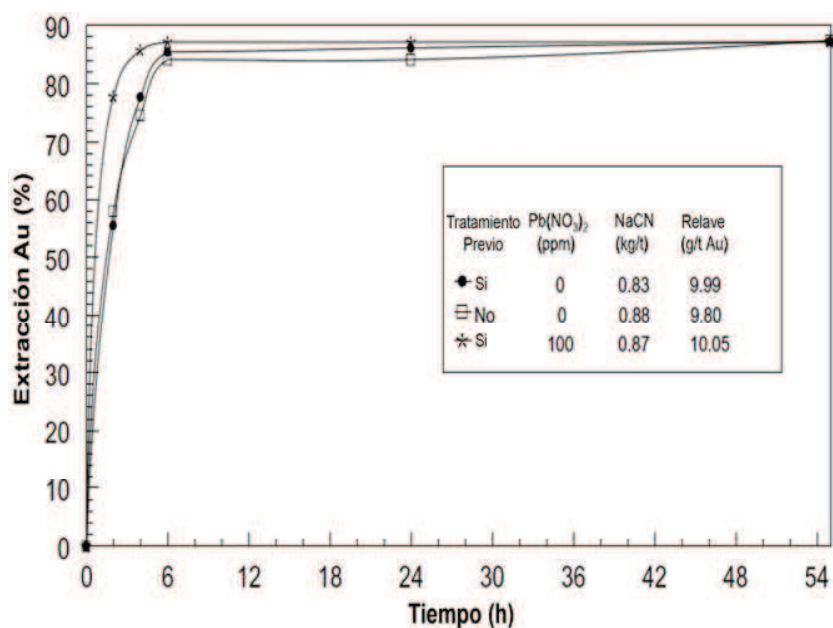
La adición de sales de plomo evita el consumo de cianuro por la presencia de azufre debido a la formación de tiocianato ( $\text{SCN}^-$ ) (de Andrade y Hodouin, 2005, p. 124; Azizi, Florin y Larachi, 2012, p. 80).

Numerosos estudios han demostrado que la adición de pequeñas cantidades de nitrato de plomo reduce el efecto perjudicial de los sulfuros y disminuyen la velocidad de reducción del oxígeno, aumentando así la cinética de lixiviación de oro y al mismo tiempo disminuyendo el consumo de cianuro (Cerovic, Hutchison y Sandenberghm, 2005, pp. 587-589; Kyle, Breuer, Bunney, y Pleysier, 2012, p. 12).

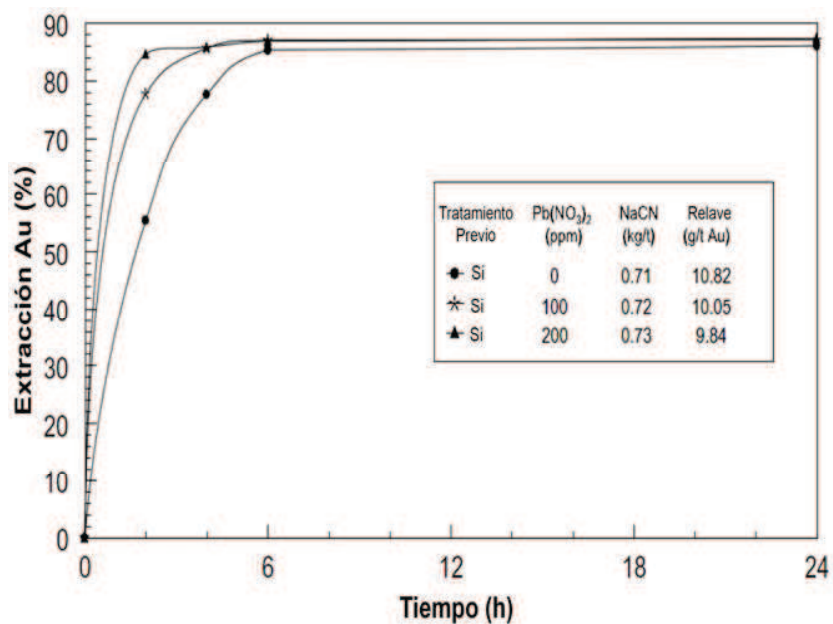
Deschênes et al. (2003) demuestra que la adición de sales de plomo en el proceso de cianuración presenta un leve incremento y no afecta el consumo de cianuro. El efecto de la adición de nitrato de plomo en la cinética de disolución de oro se ilustra en las Figuras 1.9 y 1.10 (p. 505).

La deposición de plomo sobre la superficie del oro durante la cianuración solamente puede tomar lugar siempre y cuando este sea más noble que el oro en la solución cianurada. Sin embargo, termodinámicamente el plomo puede ser reducido a potenciales en donde el oro se encuentra estable como oro elemental. Algunas investigaciones revelaron que en soluciones cianuradas el plomo es más noble que el oro (Tshilombo y Sandenbergh, 2001, p. 59).





**Figura 1.9** Efecto de la pre-lixiviación y adición de nitrato de plomo en la lixiviación de The goldcorp red Lake Mine ore. Pre-lixiviación: pH=11,2; 8 ppm O<sub>2</sub>; 12 h; Cianuración: pH 11,2; 500 ppm NaCN; 10 ppm O<sub>2</sub>  
(Deschênes et al., 2003, p. 505)



**Figura 1.10** Efecto de la adición de nitrato de plomo en la lixiviación de The goldcorp red Lake Mine ore. Pre-lixiviación: pH=11,2; 8 ppm O<sub>2</sub>; 12 h; Cianuración: pH=11,2; 500 ppm NaCN; 10 ppm O<sub>2</sub>  
(Deschênes et al., 2003, p. 505)

El incremento de la velocidad de disolución de oro en soluciones cianuradas se debe a la presencia de algunas especies de plomo disueltas, mas no al plomo metálico (Tshilombo y Sandenbergh, 2001, p. 60).

### **Adición de peróxido de hidrógeno**

El  $H_2O_2$  favorece la velocidad de disolución únicamente hasta cierto punto, ya que luego pasa a formarse el ion cianato que a más de consumir cianuro, no disuelve oro ni plata.

Con la adición controlada de solución diluida de peróxido de hidrógeno se logran más altos niveles de oxígeno disuelto, acelerando el proceso de disolución y disminuyendo las pérdidas de oro y cianuro (Higuera, Florez y Peña, 2009, p. 80). El oxígeno disuelto puede no ser el único oxidante eficaz que se utiliza en el proceso de cianuración (Arslan et al., 2003, p. 310).

## **1.2. SIMULACIÓN DE PROCESOS DE MOLIENDA, FLOTACIÓN Y CIANURACIÓN**

La simulación es un procedimiento que se puede utilizar para modelar un proceso sin ejecutarlo realmente. Sin embargo los modelos no dependen únicamente del proceso sino de las características de cada simulador.

### **1.2.1. SIMULACIÓN DE CIRCUITOS DE MOLIENDA-CLASIFICACIÓN**

La simulación matemática de la respuesta del circuito directo de molienda-clasificación, requiere la combinación apropiada de la unidad de molienda y los modelos de clasificación. Como resultado de la corriente de carga que circula, ambos modelos no pueden ser resueltos de forma independiente, lo que implica que el sistema debe ser resuelto con la ayuda de algoritmos de convergencia numéricos, a partir de un valor inicial de la relación de carga circulante.

### 1.2.1.1. Molienda discontinua

La molienda discontinua, introduce los parámetros: la función selección S y la función rotura B. La función selección S se refiere a la cinética de molienda de cada partícula independiente y la función rotura B, caracteriza la distribución del tamaño de los fragmentos producidos en la rotura (Sepúlveda, 2001, p. 1).

Es así que en cualquier instante t dado, la distribución del tamaño de la carga mineral en un molino batch se cuantifica por las fracciones  $f_i$  ( $i = 1, n$ ) retenido en n mallas diferentes. Después de un intervalo de tiempo dt, algunas partículas se pueden fracturar y sus fragmentos son redistribuidos. Para las partículas retenidas en la malla 'i +1' (la "fracción i'), la función selección  $S_i$  (min-1) indica la fracción de las partículas en el rango de tamaño ( $d_{i+1}, d_i$ ) que son fracturadas, por unidad de tiempo. Por lo tanto, el producto ( $S_i dt$ ) representa la fracción del material retenido en malla 'i +1, en el tiempo t, que se fracturó por la acción de los medios de molienda, durante el período de tiempo siguiente dt. Complementariamente, la función rotura  $b_{ij}$  denota la fracción en peso de los fragmentos derivados de la rotura de las partículas retenidas en la malla 'j +1' al ser retenido en la parte inferior i malla +1' (Sepúlveda, 2001, p. 1).

Es habitual para definir malla '1' como la abertura más gruesa y 'n' como la apertura más fina. Entonces, por definición:

$$B_{ij} = \sum_{k=n}^{i+1} b_{kj} \quad [7]$$

La ecuación [7] representa la fracción acumulativa de los fragmentos de la fractura de las partículas retenidas en la malla 'j' que será más fino que la malla 'i'.

En base a los parámetros de fractura  $S_i$  y  $b_{ij}$  se establece el siguiente balance de masa:

$$\left[ \begin{array}{c} \text{Velocidad neta de} \\ \text{producción de material} \\ \text{de tamaño } i \end{array} \right] = \left[ \begin{array}{c} \text{velocidad de} \\ \text{aparición de tamaño } i \\ \text{por fractura de todos} \\ \text{los tamaños mayores} \end{array} \right] - \left[ \begin{array}{c} \text{velocidad de} \\ \text{desaparición del} \\ \text{material de tamaño } i \\ \text{por fractura} \end{array} \right] \quad [8]$$

Si se considera que la carga H del material al interior del molino permanece bien agitada, este balance se expresa de la siguiente manera:

$$f_i(t + \Delta t)H = f_i(t)H - S_i \Delta t f_i(t)H + b_{i1} S_1 \Delta t f_1(t)H + b_{i2} S_2 \Delta t f_2(t)H + \dots + b_{i,i-1} S_{i-1} \Delta t f_{i-1}(t)H \quad [9]$$

para  $i = 1, 2, \dots, n$

Teniendo en cuenta la condición límite cuando  $\Delta t$  tiende a cero, la expresión anterior se reduce al sistema de ecuaciones diferenciales de primer orden:

$$\frac{d(f_i)}{dt} = -S_i f_i + \sum_{j=1}^{i-1} b_{ij} S_j f_j \quad , \text{ para } i = 1, 2, \dots, n \quad [10]$$

que constituye el modelo de molienda general, en su forma diferencial.

La solución analítica de este complejo sistema de ecuaciones diferenciales mantiene los parámetros S y B invariantes con el tiempo, con lo que se obtiene la solución del "Modelo Lineal" (Sepúlveda, 2001, p. 1).

Los parámetros del modelo de molienda (parámetros de selección y de rotura) difieren para diferentes tamaños de partícula. El tamaño de dependencia de los parámetros de selección y rotura está representado por las siguientes relaciones: (Sepúlveda, 2001).

- Para la selección de funciones:

$$S_i = \frac{\alpha_0 (d_i^*)^{\alpha_1}}{\left[ 1 + \left( \frac{d_i^*}{d_{crit}} \right)^{\alpha_2} \right]} \quad [11]$$

con:  $d_i^* = (d_i - d_{i+1})^{0.5}$  tamaño medio de partículas de la fracción

- Para la función de daños:

$$B_{ij} = \beta_0 \left( \frac{d_i}{d_{j+1}} \right)^{\beta_1} + (1 - \beta_0) \left( \frac{d_i}{d_{j+1}} \right)^{\beta_2} \quad [12]$$

### **1.2.1.2. Molienda continua**

Los factores que afectan a la tasa de rotura son el diámetro del molino, la velocidad del molino, carga y tamaño de partícula.

La dependencia funcional más importante es entre la velocidad específica de rotura y el tamaño de partícula. La velocidad específica de rotura aumenta de forma constante con el tamaño de partícula. Esto se atribuye a la mayor probabilidad de que una partícula grande contenga un defecto que iniciará la fractura en las condiciones de estrés que prevalecen en un molino. La disminución del tiempo de resistencia de las partículas no conduce a un aumento indefinido de la velocidad específica de rotura. A medida que el tamaño de partícula llega a ser significativo en comparación con el tamaño de las partículas de medios más pequeños, los niveles de estrés predominantes en el molino son insuficientes para causar fracturas y la tasa específica de rotura alcanza un máximo y disminuye con el aumento del tamaño de partícula (King, 2000, p. 8.11).

### **1.2.1.3. El modelo de Austin para la velocidad específica de ruptura**

La Figura 1.11 muestra la función de ruptura, la cual tiene un máximo a un tamaño de partícula algo más pequeña que el parámetro  $\mu$  que esencialmente fija la posición máxima. El máximo se produce debido a que las partículas más grandes son menos probables en romperse durante cualquier impacto típico en el molino.

La energía específica de fractura de las partículas disminuye a medida que aumenta el tamaño de partícula de acuerdo con la ecuación [13], pero la velocidad de disminución se reduce con el aumento del tamaño de partícula y finalmente es constante para partículas de más de unos pocos milímetros para la mayoría de los minerales. En consecuencia la energía de fractura de las partículas aumenta a una tasa aproximadamente proporcional a la masa de la partícula, es decir, las partículas más grandes tienen una menor probabilidad de

romperse ya que la energía que una partícula absorbe en el impacto debe ser superior a su energía de fractura de lo contrario no va a romper (King, 2000, pp. 8.4, 8.19, 8.20).

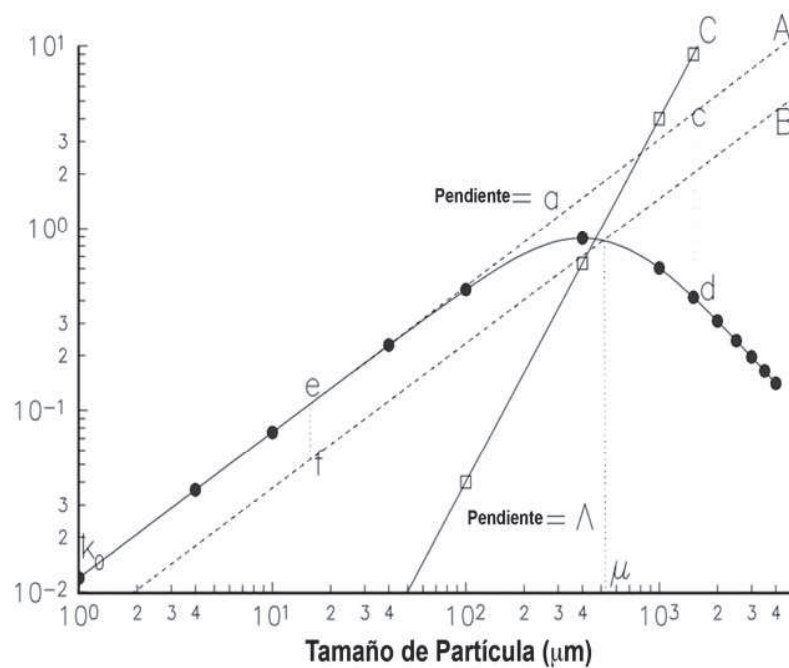
$$Power = 2\pi N\tau$$

[13]

donde:

$\tau$  es el torque requerido para vencer la fricción

N la velocidad angular del molino.



**Figura 1.11** Procedimiento gráfico para la determinación de los parámetros de la función selección de Austin (King, 2000, p. 8.20)

Se puede determinar los valores de estos parámetros a partir de datos obtenidos en el laboratorio o utilizando técnicas de estimación de parámetros estándar de las distribuciones de tamaño en muestras tomadas de la alimentación y descarga de corrientes de un molino de bolas en funcionamiento (King, 2000, p. 8.20).

Con el fin de usar este modelo para la simulación de otros molinos es necesario el uso de escalamiento que describe cómo estos parámetros varían de acuerdo con las variaciones de tamaño del molino y el medio ambiente en su interior.

Las variables dominantes son el diámetro del molino ( $d_m$ ) y el tamaño de las bolas ( $d_b$ ) utilizadas como medio de conminución. Estas variables determinan conjuntamente el impacto medio de energía en el molino y ambos tienen una influencia significativa en el valor de la constante  $k_0$  en la ecuación [14]. Debido a que la velocidad específica de rotura es esencialmente un parámetro cinético, este aumenta con el número de impactos que se producen por segundo por unidad de volumen en el molino así (King, 2000, p. 8.21):

$$k(dp) = \frac{k_0 dp^\alpha}{1 + \left(\frac{dp}{\mu}\right)^\Delta} \quad [14]$$

donde:

$k_0$ : Función selección al  $dp=1$  mm

$dp$ : diámetro de partícula

$\mu, \Delta, \alpha$ : parámetros de fractura del propio de cada mineral

El tamaño de las bolas también influye en la velocidad específica de rotura. Tamaños de bolas más pequeñas producen menos energía de impactos y cada uno influye en menor grado durante el impacto sobre las partículas en las inmediaciones del punto de impacto entre dos bolas. La zona activa en la suspensión entre las bolas es más pequeña con bolas más pequeñas. Consecuentemente el incremento de la energía de fractura de la partícula es proporcional a la masa de la partícula (King, 2000, p. 8.22).

El parámetro  $\mu$  define el tamaño en el que la tasa específica de rotura tiene un incremento máximo con el aumento del tamaño de la bola a una potencia cercana a 1 y también muestra una dependencia de la energía con el diámetro del molino (King, 2000, p. 8.22).

#### 1.2.1.4. El modelo Herbst- Fuerstenau de la velocidad específica de rotura

La variación de la velocidad específica de rotura y de la función de rotura con condiciones de molienda puede ser representada mediante la descripción de la variación de estas funciones con la entrada de energía específica en el molino y examinando que la entrada de energía específica varía con el tamaño, diseño y condiciones de operación del molino.

La tasa específica de rotura fuera del tamaño de clase  $i$  es proporcional a la potencia específica neta de la carga del molino y se lo presenta en la ecuación [15] (King, 2000, p. 8.23).

$$k_i = S_i^E \frac{P}{M} \quad [15]$$

donde:

P: potencia neta requerida para superar las pérdidas mecánica y por fricción en el molino.

M: masa de la carga en el molino.

$S_i^E$ : función de selección específica de las partículas en el tamaño de clase  $i$ .

La característica esencial del modelo Herbst-Fuerstenau es que  $S_i^E$  es una función sólo del material y no varía con las condiciones de molienda ni con el tamaño del molino. Así, el método se puede utilizar para aumentar la escala de las velocidades de rotura en amplios rangos de operación (King, 2000, p. 8.24).

#### 1.2.1.5. La variación de la función de selección específica de energía

La función de selección específica de energía se calcula como una función del tamaño de partícula utilizando la siguiente ecuación:

$$\ln\left(\frac{S_i^E}{S_1^E}\right) = \zeta_1 \ln\left(\frac{dp_i}{dp_1}\right) + \zeta_2 \left[\ln\left(\frac{dp_i}{dp_1}\right)\right]^2 \quad [16]$$



donde:

$S_1^E$  : función de selección específica de energía en tamaño  $dp_1$ .

$\zeta_1$ : Punto de inflexión 1 en la curva  $S_i^E$  vs  $dp$ .

$\zeta_2$ : Punto de inflexión 2 en la curva  $S_i^E$  vs  $dp$ .

Esta expresión se obtiene diferenciando la ecuación [16] y estableciendo el resultado igual a cero.

$$0 = \zeta_1 + 2\zeta_2 \ln\left(\frac{dp^*}{dp_1}\right) \quad [17]$$

Esto debe ser resuelto simultáneamente con:

$$\ln\left(\frac{S^*}{S_1^E}\right) = \zeta_1 \ln\left(\frac{dp^*}{dp_1}\right) + \zeta_2 \left[\ln\left(\frac{dp^*}{dp_1}\right)\right]^2 \quad [18]$$

Este modelo de la variación de la tasa específica de rotura con el tamaño de partícula es útil para modelar el efecto del tamaño de la distribución de la bola en el molino.

$$\ln\left(\frac{dp^*}{dp_1}\right) = -\frac{\zeta_1}{2\zeta_2} \quad [19]$$

El parámetro  $\zeta_2$  determina el punto máximo de la curva en el gráfico  $S_i^E$  contra el tamaño de partícula. Los medios más pequeños se asocian con menores valores de  $\zeta_1$  que determinan el tamaño de las partículas a una velocidad máxima específica de rotura a través de la expresión (King, 2000, pp. 8.25-8.26).

#### 1.2.1.6. Tasa específica de rotura a partir del espectro de energía de impacto

La función selección es una medida de la probabilidad de que una partícula se rompa durante un evento de impacto específico. Durante el impacto, la partícula

debe estar en la zona de impacto y debe recibir la energía de impacto suficiente de manera que exceda su energía de fractura (King, 2000, p. 8.26).

Integrando sobre todos los impactos en el molino tenemos:

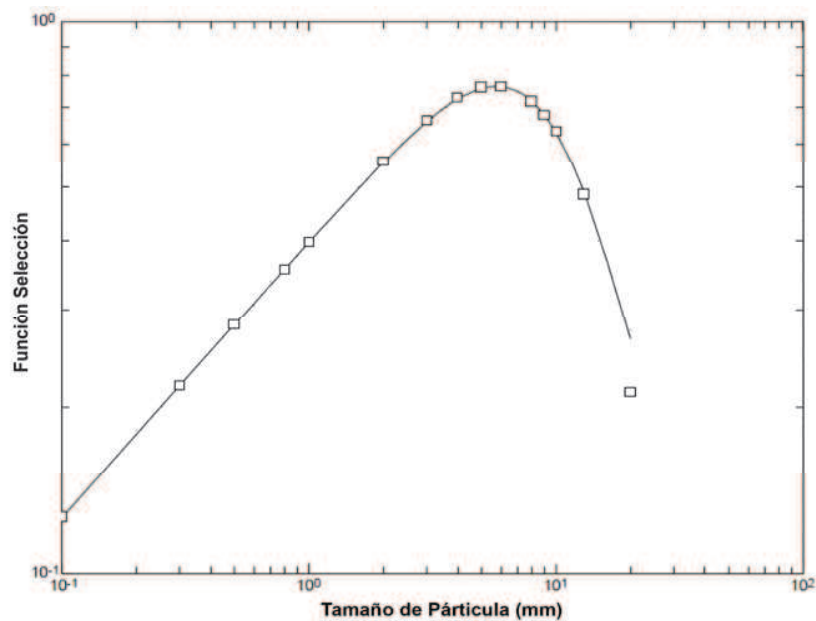
$$\text{Velocidad específica de fractura} = \int_0^{\infty} p(E)w(dp, E) \int_0^1 P(E, dp)p(e)dedE \quad [20]$$

En la Figura 1.12 se presenta la velocidad específica de fractura calculada mediante la ecuación [20], donde:

$$p(E) = 0,5\alpha_1 E e^{-\alpha_1 E} + 0,5\alpha_2 e^{-\alpha_2 E} \quad [21]$$

$$\alpha_1 = 10\ 000$$

$$\alpha_2 = 1\ 000$$



**Figura 1.12** Velocidad específica de fractura calculada desde la ecuación y comparada con la ecuación de Austin (King, 2000, p. 8.26)

### **1.2.2. SIMULACIÓN DE LOS PROCESOS DE CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA**

La simulación de las operaciones de separación por gravedad se basan en procesos físicos complejos para efectuar una separación y concentrar los componentes de interés, aprovechando la diferencia de densidad de las partículas (King, 2000, p. 6.2).

La descripción del funcionamiento de cualquier separador de gravedad es posible mediante el uso de una función de partición incluso si la función de partición en sí depende de la naturaleza de la alimentación del material, cuando se trata de los separadores por gravedad autógena (King, 2000, p. 6.9).

La curva de partición se estima en términos de un peso específico objetivo de la separación de la unidad propuesta. El peso específico de corte dentro de la curva de partición es el  $d_{50}$  trazada mediante la acumulada de todos los tamaños. Este punto es fijado por el comportamiento del tamaño del material en el concentrador y por la composición del tamaño de la alimentación. En cualquier concentrador gravimétrico, la función de partición varía de manera sistemática a través de la variación del  $d_{50}$  y la imperfección de cada fracción de tamaño, por esto, aunque la curva de partición es una buena herramienta diagnóstica, no es totalmente satisfactoria para la simulación debido a la dificultad de predecir la curva de partición para cualquier elemento del equipo. El tamaño relativo es la relación del tamaño de partícula y el tamaño de partícula promedio en la alimentación al equipo y el punto de corte para cualquier tamaño en relación con el punto de corte eficaz para el material compuesto, es el punto de corte para la operación en su conjunto (King, 2000, p. 6.9).

### **1.2.3. SIMULACIÓN DEL PROCESO DE FLOTACIÓN**

Los principios fundamentales del proceso de flotación están bien establecidos, pero ha demostrado ser inusualmente difícil de construir modelos predictivos

cuantitativos que se pueden utilizar para simular la operación de celdas de flotación en circuitos industriales típicos. La razón de la dificultad radica en la complejidad de los micro procesos que se combinan para llegar al resultado global, que es la separación de las diferentes especies minerales en virtud de las condiciones de la superficie diferencial, que pueden ser inducidos en varios minerales (King, 2000, p. 9.1).

En la celda de flotación, una suspensión agitada se airea mediante la introducción de una nube de burbujas de aire que normalmente tienen alrededor de 1 mm de tamaño. La agitación de la suspensión es suficiente para mantener las partículas sólidas en suspensión a pesar de generalmente no ser uniformes con las partículas más pesadas que tienden a permanecer en las partes más bajas de la celda. Sin embargo, la química de la flotación aun es objeto de investigación, por lo cual el rendimiento de los modelos cuantitativos de la celda de flotación en este momento no hacen ningún uso significativo de los parámetros químicos cuantitativos como el pH de la suspensión y la concentración de los colectores químicos o espumantes para definir el comportamiento proceso global (King, 2000, pp. 9.1- 9.2).

#### **1.2.3.1. Un enfoque cinético del modelado de la flotación**

El modelo del proceso de flotación se basa en un proceso cinético. De esta manera, puede formularse en términos de una tasa de flotación que puede cuantificarse de acuerdo a muchos factores químicos y físicos que definen el entorno dentro de una celda de flotación (King, 2000, p. 9.2).

Estos procesos se pueden identificar observando que las partículas a ser recuperadas en la espuma completan con los siguientes pasos:

Cada partícula tiene que alcanzar un nivel de hidrofobicidad que le permita acoplarse a la burbuja:

- La partícula debe ser suspendido en la pulpa.

- La partícula debe colisionar con una burbuja.
- La partícula debe adherirse a la burbuja.
- La partícula no debe desprenderse de la burbuja durante el paso a través de la pulpa.
- La partícula no debe desprenderse de la burbuja cuando esta sale de la pulpa y entra en la espuma.
- La partícula no debe separarse y drenarse de la espuma durante el paso de la espuma a la presa.

Con el fin de incorporar estos sub procesos en el modelo cinético es necesario considerar la pulpa y la espuma por separado debido a que los procesos cinéticos que se producen son diferentes en cada uno (King, 2000, p. 9.3).

#### **1.2.3.2. Modelo cinético para la flotación**

El modelo cinético se basa en el siguiente concepto: una sola burbuja ascendente a través de la pulpa chocará con partículas en suspensión y algunas de estas partículas se adjuntarán a la superficie de la burbuja y viajarán hacia arriba con la burbuja. La velocidad a la que las burbujas chocan con partículas depende del tamaño de las burbujas y el tamaño de las partículas, de su velocidad relativa, y la concentración de partículas en la pulpa (King, 2000, p. 9.4).

Los subprocesos de colisión, unión y separación pueden ser considerados independiente porque se rigen por fuerzas diferentes. El proceso de colisión está dominado por condiciones hidrodinámicas alrededor de la burbuja. El proceso de unión se determina por el corto alcance de las fuerzas de superficie y por las características de drenaje y ruptura de la película líquida delgada entre las burbujas y las partículas en contacto. El proceso de separación se rige por consideraciones de estabilidad de los múltiples agregados de partículas que se forman en la superficie de la burbuja siguiente y proporcionan el éxito de la unión de las partículas (King, 2000, p. 9.6).

Estos procesos son en gran parte independientes entre sí y por ende requieren diferentes modelos para su descripción cuantitativa.

### 1.2.3.3. Constante del modelo cinético para la flotación

El modelo cinético para la flotación se basa en la ecuación [22] y muestra claramente que la tasa de transferencia de partículas de tipo  $ij$  de la fase de la pulpa a la fase de burbuja es de primer orden con respecto a la concentración de estas partículas en fase de pulpa. Esta observación conduce a una simple formulación de la ley cinética (King, 2000, p. 9.18).

$$\text{Tasa de transferencia de partículas de tipo } ij = K_{ij}C_{ij} \quad [22]$$

donde:

$$K_{ij} = \frac{3}{2}(D_p - d_{pi})^2 (U_b + v_{Tij}) \frac{G_v \tau_b}{D_b^3} E_{Cij} E_{Aij} (1 - E_{Dij}) \quad [23]$$

$$= \frac{1}{4} \left(1 + \frac{d_{pi}}{D_b}\right)^2 (U_b - v_{Tij}) S_v E_{Cij} E_{Aij} (1 - E_{Dij}) \quad [24]$$

$$= k_{ij} S_v$$

y

$$S_v = \frac{6G_v \tau_b}{D_b} \quad \text{m}^2 \text{ superficie de burbuja/ m}^3 \text{ celda} \quad [25]$$

$S_v$  es el área superficial total de las burbujas en contacto con la fase de la pulpa por unidad de volumen de la celda.

La ecuación [24] parece ser una ley cinética lineal perfectamente convencional, pero el principio Sutherland confieren un carácter especial a  $K_{ij}$  ya que es una función compleja de tamaño de partícula y de densidad debido a la dependencia de  $E_{Cij}$  y  $E_{Aij}$  con el tamaño de las partículas. Una fracción definida de las

partículas de tipo  $ij$  tienen  $K_{ij} = 0$  porque  $t$  para estas partículas  $\text{ind} > T_{\text{Smáx}}$  y, por lo tanto  $E_{Aij}=0$ . Esta es la fracción no flotante para este tipo de partículas.  $k_{ij}$  es un coeficiente de transferencia de masa para la transferencia de partículas de la pulpa a la superficie de las burbujas y se puede escalar de forma independiente del área de superficie de la burbuja (King, 2000, p. 9.18).

El tamaño de la fracción no flotante depende de la distribución de tiempos de inducción a través de la población de partículas que se caracterizan por el tamaño  $d_{pi}$  y composición mineralógica  $g$ . Aparentemente no hay datos experimentales de que estas distribuciones puedan estimarse, aunque se han desarrollado técnicas experimentales para la medición del tiempo de inducción (King, 2000, p. 9.18).

#### 1.2.3.4. Modelos simplificados que permiten la flotación

Pruebas de flotación batch indican que el modelo cinético de flotación no describe la naturaleza esencial del proceso de flotación por lo menos en un entorno de flotación donde las partículas sólidas se mantienen en suspensión y están disponibles para la captura por las burbujas (King, 2000, pp. 9.46-9.47).

La velocidad a la que las partículas son capturadas sobre la superficie de la burbuja es proporcional a la concentración de las partículas en la pulpa. Las partículas de diferentes tipos tienen diferentes tasas de captura específicas, sobre todo debido a la variación de flotabilidad por la variación en el ángulo de contacto exhibida por las superficies de las partículas (King, 2000, p. 9.47).

Velocidad de transferencia de los tipos de partículas  $ij = K_{ij}C_{ij} = k_{ij}SC_{ij}$  [26]

En la ecuación [26] los índices se refieren al tamaño de partícula y el tipo de composición de partículas, respectivamente.  $K_{ij}$  y  $k_{ij}$  son funciones complejas del tamaño de partícula, tamaño de burbuja, burbuja de carga y de los datos adjuntos como el tiempo de inducción que está aparentemente dominado por el ángulo de

contacto que se exhibe por una partícula en el medio ambiente de la celda de flotación (King, 2000, p. 9.48).

En algunos casos, la flotación de minerales disminuye durante el transcurso de la prueba y finalmente se detiene. Este tipo de comportamiento puede ser descrito por el supuesto de que una fracción de cada mineral es no flotante y tiene  $K_{ij} = 0$ . También podría deberse a que las partículas que tienen tamaños favorables para la flotación, flotarán relativamente más rápido dejando los tamaños menos favorables que floten en la pulpa de manera más lenta o que no floten, con la consecuente disminución constante de la tasa específica media de flotación. Otra posible explicación de la disminución constante de la tasa específica de flotación es la posibilidad de que la fase de espuma pierda progresivamente su capacidad de transmitir el desbordamiento del labio a las partículas que se unen a las burbujas. Factores tales como una disminución constante en la concentración de espumante durante la prueba, contribuyen a este fenómeno que a menudo se observa como una disminución constante en la tasa de espuma recogida durante una flotación batch (King, 2000, p. 9.48, 9.49).

#### **1.2.4. SIMULACIÓN DEL PROCESO DE CIANURACIÓN**

Durante el proceso de cianuración definir un modelo matemático es complejo debido a la diversidad en la composición del material así como a la heterogeneidad del proceso, que incluye diferentes fases y materiales. También se toma en cuenta que diversos procesos químicos se desarrollan simultáneamente a lo largo de la cianuración (Bellec, Hodouin, Bazin, Khalesi y Duchesne, 2009, p. 55; De Andrade y Houdin, 2006, p. 1321; De Andrade, 2007, p. 625; Waroonkarn et al., 2011, p. 182).

Los modelos cinéticos que se consideran en la cianuración son el consumo de cianuro y la cianuración del oro. No obstante, algunos autores consideran también modelos cinéticos basados en la superficie de reacción y transferencia de masa.



#### 1.2.4.1. Modelos cinéticos de la cianuración de oro

La cinética de cianuración puede ser descrita como una reacción de segundo orden con respecto al contenido de oro y de primer orden con respecto a la cantidad de cianuro libre (De Andrade, 2007, p. 625).

$$r_{Au} = kCcn(Cs - Cs_{\infty})^{\alpha} \quad [27]$$

donde

k: constante cinética de la reacción

Ccn: Concentración de cianuro en solución

Cs: concentración de oro en el mineral

Cs<sub>φ</sub> : contenido de oro residual en el mineral

α: orden de la reacción

#### 1.2.4.2. Modelos cinéticos del consumo de cianuro libre

La cinética de consumo de cianuro toma en cuenta dos efectos: la tasa constante del consumo de cianuro por minerales cianucidas y el efecto del consumo de cianuro, proporcional al contenido de cianuro libre así como a las pérdidas como HCN y cianatos (De Andrade, 2007, pp. 625-626).

$$r_{CN} = e + fCcn \quad [28]$$

donde

e: constante de orden cero por el consumo de cianuro por el cobre y hierro

f: constante de primer orden

Investigaciones recientes desarrollaron ecuaciones para el consumo de cianuro tomando en cuenta distintas consideraciones. De Andrade y Hodouin (2005) suponen que el consumo de cianuro depende de la concentración de cianuro y del tamaño de partícula del mineral (p. 134). En cambio, Waroonkarn et al. (2011), consideran la cantidad de cianuro consumido por el oro y los elementos cianucidas presentes en el mineral (p. 185).

### **1.3. DESCRIPCIÓN DE LA PLANTA DE CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA, FLOTACIÓN Y CIANURACIÓN**

La planta de recuperación de oro por concentración gravimétrica, flotación y cianuración se encuentra ubicada en el sector minero de la parte alta de la provincia de El Oro a 600 m sobre el nivel del mar. Procesa mineral polimetálico proveniente del área minera Pueblo Nuevo perteneciente al cantón Ponce Enríquez, provincia del Azuay.

Actualmente se procesa 24 t/d empleando métodos de concentración gravimétrica, flotación y cianuración de los relaves de flotación, obteniendo dos productos de la etapa de concentración y el producto de la etapa de cianuración.

Dentro de la molienda se tiene procesos de trituración primaria y secundaria previo a la molienda húmeda en el molino de bolas.

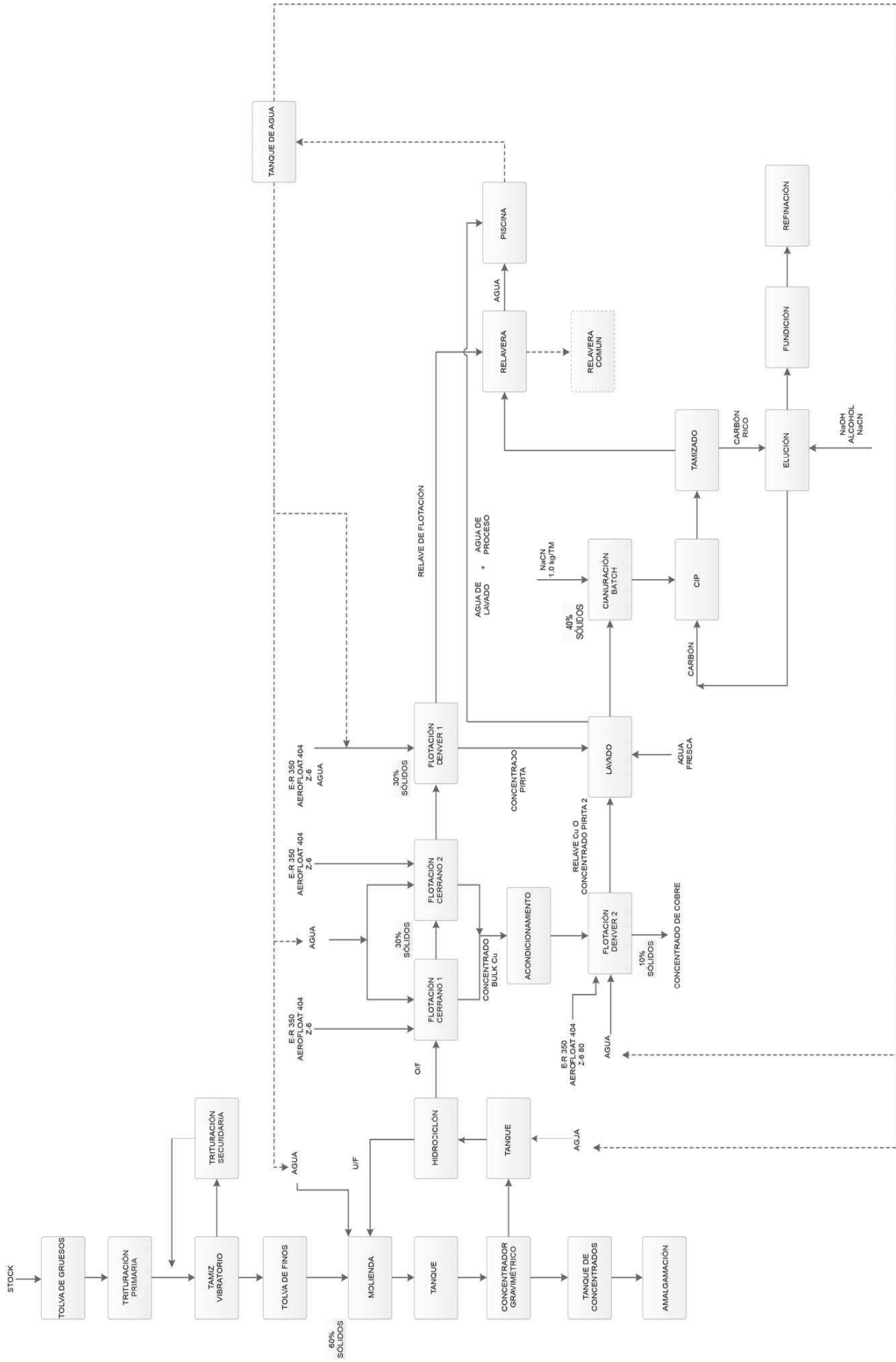
La concentración gravimétrica se realiza en un concentrador centrífugo Falcon, con apoyo de un concentrador Nudsen. El concentrado, con alta ley de oro, es amalgamado para su recuperación.

Entre las celdas de flotación utilizadas se tiene dos celdas circulares y dos bancos de celdas tipo DENVER. El proceso final es el de cianuración de los relaves de flotación para extraer la mayor cantidad posible del metal precioso.

Los relaves, productos de este proceso son almacenados en cinco piscinas en las cuales el agua residual pasa por rebose, con la finalidad de decantar los sólidos en suspensión obteniendo agua limpia al final de la última piscina. Los relaves de cianuración son almacenados en una piscina con recubierta de geomembrana.

En la Figura 1.13 se presenta el diagrama de proceso de la planta de recuperación de oro por concentración gravimétrica, flotación y cianuración.

A continuación se describen las diferentes áreas de proceso:



### 1.3.1. TRITURACIÓN

El mineral proveniente de la mina se traslada al interior de la planta en volquetas de 12 toneladas, donde es apilado al interior de las instalaciones en un área específica, denominada cancha de gruesos. Este es alimentado con un cargador frontal hacia una tolva de gruesos (TG), de concreto armado, con una capacidad de 24 toneladas.

Posteriormente el material se alimenta hacia una trituradora de mandíbulas primarias (TQ1) de 10 t/h capacidad, para llevar al mineral a un tamaño de 3,8 cm aproximadamente. En la Figura 1.14 se observa la trituradora de mandíbulas.



**Figura 1.14** Trituradora de mandíbulas

El material triturado cae sobre una banda transportadora (BT1), la cual transporta el mineral hacia un tamiz vibratorio (CV) como se puede ver en la Figura 1.15, la parte gruesa pasa a una trituradora secundaria (trituradora de mandíbulas) (TQ2) de 7 t/h, llevando al mineral hasta una granulometría de 1,9 cm. El producto de la trituradora secundaria cae a una banda transportadora (BT2) y retorna al cedazo vibratorio, donde la parte gruesa retorna el circuito de trituración secundaria

nuevamente. La parte fina del tamiz vibratorio cae hacia la tolva de finos (TF) de 60 t de capacidad, donde es almacenado para su posterior tratamiento como se aprecia en la Figura 1.16.



**Figura 1.15** Tamiz vibratorio



**Figura 1.16** Circuito de trituración secundaria

El mineral triturado aproximadamente a 1,9 cm se transporta desde la tolva de finos hacia el molino de bolas mediante una banda transportadora (BT3).

### 1.3.2. MOLIENDA

El material proveniente del circuito de trituración se alimenta a un molino de bolas (MB1) de 50 t/d de capacidad, al cual se alimenta un flujo constante de agua para trabajar al 60 % de sólidos. A la alimentación fresca de mineral se adiciona la corriente de gruesos proveniente del hidrociclón (underflow). El producto resultante de la molienda, que posee un tamaño de partícula de 132  $\mu\text{m}$ , pasa a concentración gravimétrica. En la Figura 1.17, se presenta una fotografía del molino de bolas en funcionamiento en la planta.



**Figura 1.17** Molino de Bolas

### 1.3.3. CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA

La pulpa que sale del molino de bolas pasa a los concentradores gravimétricos, un concentrador centrífugo FALCON SB 250 que se muestra en la Figura 1.18 y

otro de marca MAQMINE tipo Nudsen Bowl,. Estos equipos trabajan de manera continua. El equipo Nudsen Bowl se encuentra en by pass, pero ambos son cosechados periódicamente.

Durante la cosecha del concentrador centrífugo FALCON SB 250, el equipo Nudsen Bowl entra en funcionamiento. Este concentrado se almacena para posteriormente ser amalgamado.

El relave proveniente de los concentradores pasa a un cajón distribuidor de pulpa (CD) y de este mediante una bomba de sólidos la pulpa se bombea a un hidrociclón ICBA (HCD4), con la finalidad de clasificar las partículas finas de las gruesas.



**Figura 1.18** Concentrador gravimétrico FALCON SB 250

El material grueso del hidrociclón (underflow) regresa y se une con la alimentación fresca al molino de bolas y la parte de los finos del hidrociclón (overflow) pasa al circuito de concentración por flotación.

#### 1.3.4. AMALGAMACIÓN

El concentrado resultante de la concentración gravimétrica es reconcentrado en canalones con bayetas en un Angulo de caída de 10 ° y el producto concentrado se lava y posteriormente se procesa en dos cilindros amalgamadores 0,2 t de capacidad, aproximadamente 20 horas para la recuperación del oro. Una vez finalizado el proceso, la amalgama obtenida en el proceso se funde en una retorta con sistema de enfriamiento, de manera que se obtiene la mayor cantidad de mercurio empleado en el proceso y el oro recuperado. El oro obtenido es finalmente refinado mientras que el relave de la amalgamación se suma a las corrientes a ser cianuradas.

El relave de la concentración en bayetas retorna al molino de bolas.

#### 1.3.5. CONCENTRACIÓN POR FLOTACIÓN

La pulpa proveniente del circuito de molienda-concentración gravimétrica-clasificación, llega a una celda de flotación circular (CC1), donde se acondiciona la pulpa con reactivos como el colector xantato amílico de potasio (z-6) y el promotor aerofloat 404. El relave obtenido pasa a otra celda de flotación circular (CC2) como se observa en la Figura 1.19.

Los concentrados obtenidos de las celdas circulares, que es un concentrado bulk, pasa a un tanque acondicionador de 15 m<sup>3</sup> de capacidad. La pulpa acondicionada pasa a un banco de celdas N°15 (BC1), compuesto por 4 celdas tipo Denver de 0,68 m<sup>3</sup> de capacidad cada una como el de la Figura 1.20. El concentrado obtenido pasa a una piscina de almacenamiento de concentrados de cobre (TC1) en donde el exceso de agua se elimina por rebose y el relave resultante se almacena en una piscina de concentrado pirítico para su posterior cianuración.

El relave obtenido de la celda circular pasa a un banco de celdas N°15 (BC2), compuesto por 4 celdas tipo Denver de 0,68 m<sup>3</sup> de capacidad cada una. El



concentrado obtenido se almacena en la piscina de concentrado pirítico y el relave pasa a la piscina de relave general.



**Figura 1.19** Celdas circulares



**Figura 1.20** Banco de celdas tipo Denver N°15

### 1.3.6. ALMACENAMIENTO DE CONCENTRADOS

Los concentrados de cobre obtenidos son acumulados en piscinas, se decantan y el agua es extraída por rebose. Una vez que estos concentrados tienen un bajo porcentaje de humedad son ensacados, pesados y almacenados para su venta posterior.

En la Figura 1.21 se muestra el área de las piscinas de decantación de los concentrados de flotación.



**Figura 1.21** Piscinas de decantación de concentrados de flotación

### 1.3.7. DISPOSICIÓN DE RELAVES DE FLOTACIÓN

Los relaves provenientes del proceso de flotación de cobre son depositados en dos piscinas, para 400 t de capacidad cada una, en donde el agua del proceso pasa por rebose a tres piscinas de decantación, luego el agua es evacuada a los afluentes naturales.

En la Figura 1.22 se presenta una de las piscinas de relaves de la planta.



**Figura 1.22** Piscina de decantación de relaves

### **1.3.8. CIANURACIÓN DE RELAVES**

El proceso de cianuración es un proceso batch en el cual los concentrados pirríticos obtenidos durante el proceso de flotación, son bombeados mediante una bomba de sólidos hacia tanques de agitación de 12 t de capacidad como el que se muestra en la Figura 1.23.

En este punto, el material recibe un lavado ácido o básico, dependiendo del pH que la pulpa a cianurar posea. El lavado básico se realiza con una solución de cal cuyo pH es aproximadamente 9,0. El lavado ácido se realiza con una solución de  $H_2SO_4$  cuyo pH es aproximadamente 5. El lavado, en cualquiera de los casos se realiza con agitación de 3 a 4 horas con 19 a 20  $m^3$  de agua.

Una vez finalizado el lavado, se coloca la cantidad de agua necesaria para trabajar al 30 % de sólidos. Luego, se incrementa el pH de la pulpa con la adición

de cal hasta llegar a un pH entre 10,5 y 11,0. La pulpa se acondiciona por aproximadamente 1 h y se coloca la cantidad necesaria de cianuro de sodio para trabajar con una concentración de 1 g/L NaCN.



**Figura 1.23** Tanque de cianuración

Durante el proceso se realiza un control periódico de la concentración de cianuro y el pH de la pulpa a lo largo de la cianuración. También se realiza, mediante absorción atómica, un control de las lecturas de oro. El proceso de cianuración termina cuando las lecturas de oro permanezcan constantes, esto es de 48 a 72 h. La recuperación de oro en solución se realiza mediante CIP con una concentración de carbón activado de 30 g/L.

## 2. METODOLOGÍA

En el presente trabajo se buscó realizar el mejoramiento y simulación de una planta de recuperación de oro por concentración gravimétrica, flotación y cianuración que trata un mineral proveniente del sector de Ponce Enríquez, provincia del Azuay, para lo cual se siguió la siguiente metodología:

Para la evaluación en planta de los procesos de recuperación de oro por concentración gravimétrica, flotación y cianuración en las condiciones de actuales se realizó muestreos directos en la planta, caracterizaciones físico-química y mineralógicas del mineral y la reproducción de los procesos a escala de laboratorio bajo las condiciones granulométricas actuales.

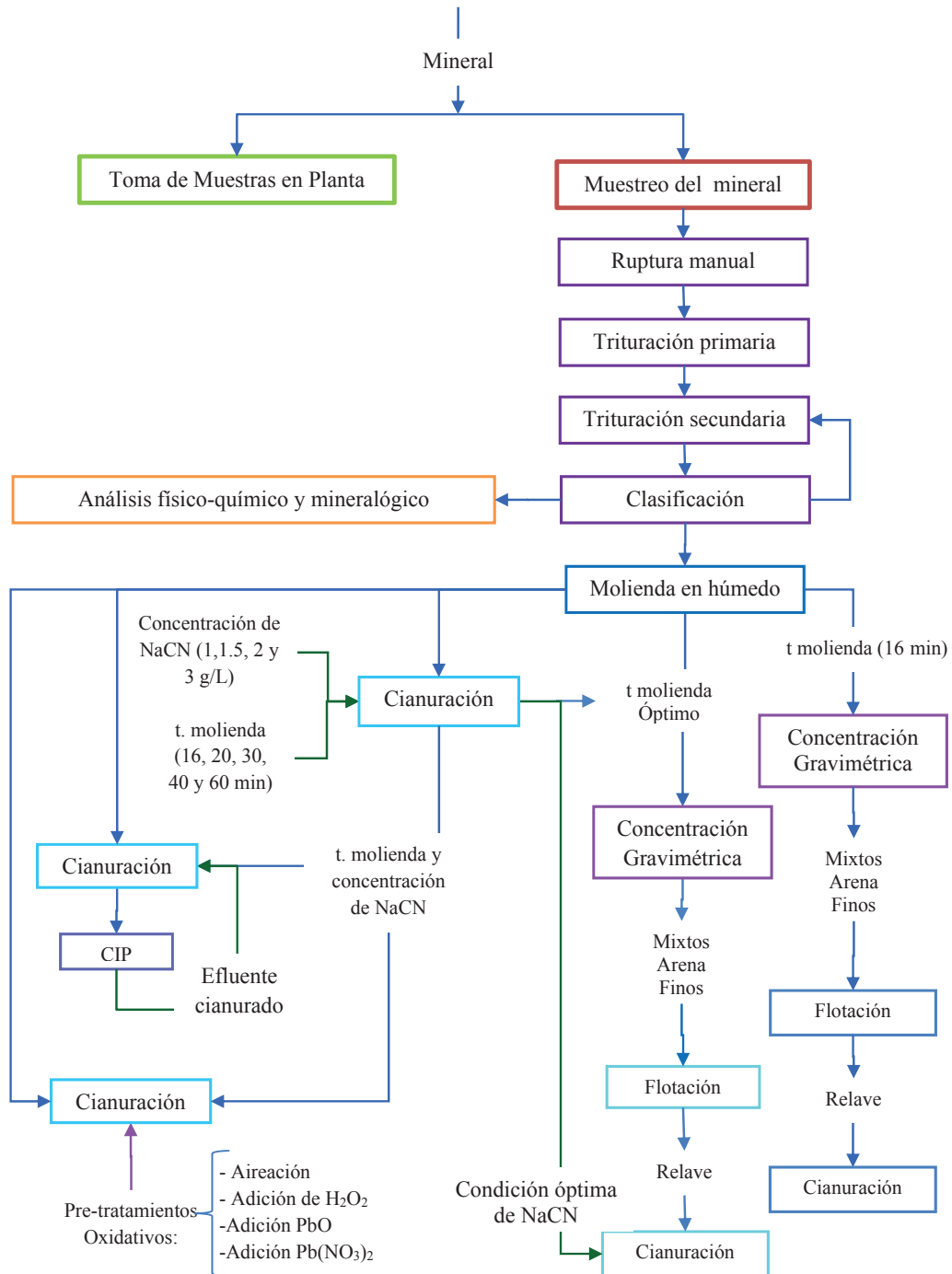
Con el fin de evaluar el comportamiento del mineral durante la lixiviación con cianuro se realizaron diferentes ensayos con 1 kg de material, variando la concentración de cianuro de sodio (1,0; 1,5; 2,0 y 3,0 g/L) y el tiempo de molienda (16, 20, 30, 40 y 60 min) del mineral.

Adicionalmente, con las condiciones de concentración de cianuro y molienda del mineral que permiten obtener mayores concentraciones de oro, se realizaron ensayos de cianuración a los que se aplicó diferentes de pre-tratamientos oxidativos. El objetivo fue determinar la contribución de estos ensayos en el incremento de la recuperación de oro.

Se realizaron pruebas de concentración gravimétrica, flotación y cianuración en serie con la variación del tiempo de molienda con el que se trabaja en la planta actualmente y el que presentó mayor recuperación durante la cianuración para evaluar la influencia del tamaño de partícula en el proceso.

Para establecer el comportamiento y efectividad de los procesos antes mencionados a nivel de planta, se realizaron simulaciones computacionales mediante el uso de los programas específicos para el área metalúrgica como MOLY-COP y MODSIM 3.6.22.

En la Figura 2.1 se presenta el diagrama de flujo que resume los ensayos realizados para el tratamiento del mineral.



**Figura 2.1.** Diagrama de flujo de procesos empleados para el estudio del mineral

## **2.1. EVALUACIÓN EN PLANTA DE LOS PROCESOS DE RECUPERACIÓN DE ORO POR CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA, FLOTACIÓN Y LIXIVIACIÓN EN LAS CONDICIONES ACTUALES**

### **2.1.1. TOMA DE MUESTRAS DE LOS PROCESOS EN PLANTA**

En la planta de recuperación de oro por concentración gravimétrica, flotación y lixiviación se tomaron muestras de cada una de las corrientes de mineral durante su funcionamiento real por tres días, tanto en la mañana como en la tarde, de esta manera se obtuvieron las recuperaciones globales de oro, plata y cobre que presenta la planta. Diariamente se tomó 4 kg de material de cada flujo.

Se secaron, homogenizaron y cuartearon las fracciones recolectadas. En cada una de las corrientes se analizó oro y plata por ensayo al fuego; cobre por disgregación ácida y absorción atómica.

### **2.1.2. CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL**

#### **2.1.2.1. Caracterización física**

El material utilizado en este trabajo se muestreó en diferentes puntos de la cancha de almacenamiento del material de la mina ubicada en el sector Cazaderos, cantón Piñas, provincia de El Oro. Se obtuvieron 50 kg de mineral.

El mineral inicial tenía un tamaño de aproximadamente 10,0 cm, por lo cual se realizaron operaciones de reducción de tamaño y clasificación. Primero, con una chancadora primaria (BICO ING, 66237) se redujo el material hasta 2,5 cm y luego, se molió el mineral en un molino de rodillos de 2,2 kW (Fabricación EPN). El mineral molido pasó a través de un tamiz vibratorio con una abertura de 2 mm, correspondiente a la malla #10. Finalmente, se homogenizó y cuarteó el material

en fracciones de 1 kg para su uso posterior. Como parte de la caracterización física se analizó la densidad real, densidad aparente, granulometría y se construyeron las curvas de molienda del mineral.

### Densidad real y aparente

La densidad real del mineral se calculó mediante el método del picnómetro de acuerdo a la Norma ASTM C 128-04 que se detalla en el Anexo I.

La densidad aparente del mineral se determinó con el uso de una probeta graduada de 1000 mL según la Norma ASTM C 128-04 descrita en el Anexo II.

### Granulometría

El análisis granulométrico se realizó de acuerdo con la metodología ASTM C 186-05 estandarizada por tamizado. El mineral fue sometido a una separación mecánica en el equipo VIBRATOMIZ ATM ARROW (Modelo 168 1468) de ATM Corporation. El procedimiento del ensayo se describe a continuación:

Una vez ubicados los tamices Tyler Standard Screen Scale CETyler en el equipo, se colocaron 250 g de mineral en el tamiz superior y se tamizó durante 15 min. La numeración y abertura de los tamices usados se muestra en la Tabla 2.1.

**Tabla 2.1** Serie de tamices empleada para el análisis granulométrico inicial

Malla #	Abertura [ $\mu\text{m}$ ]	Malla #	Abertura [ $\mu\text{m}$ ]
10	1 700	50	300
16	1 180	80	180
18	1 000	100	150
20	850	150	104
25	710	200	74
35	425	270	53



Se pesaron las fracciones retenidas en cada tamiz. Con los datos obtenidos se construyó la curva granulométrica y se determinó el tamaño de partícula correspondiente al 80 % del material pasado ( $d_{80}$ ).

### **Estandarización de la curva de molienda en el molino de bolas**

Se realizó el análisis granulométrico de las muestras molidas de acuerdo al método ASTM C 186-05, descrita anteriormente, referente a la determinación del tamaño de partícula de agregados finos y gruesos, bajo las condiciones descritas en la Tabla 2.2.

El molino utilizado fue un molino de bolas de laboratorio DENVER (12" x 5") tipo Batch de 2 kg de capacidad.

**Tabla 2.2** Las condiciones experimentales de molienda

<b>MOLIENDA</b>					
Tiempo (min)	10	20	30	40	60
Carga de bolas (kg)	10				
Cantidad de mineral (kg)	1				
Cantidad de agua (L)	0,6				
% Sólidos	62,5				

Con los datos obtenidos se calculó el  $d_{80}$  del mineral para cada uno de los tiempos detallados en la Tabla 2.2 y se obtuvo la curva de molienda.

#### **2.1.2.2. Caracterización química**

Se realizó por medio de la técnica de ensayo al fuego para el caso de los metales preciosos (oro y plata) y por el método de disgregación ácida en microondas Microwave Oven House Hold Samsung (Modelo Mw 1440wt) combinada con absorción atómica en el equipo AAnalyst 300, PERKIN ELMER para los demás elementos.

Se determinó la cantidad de oro que contiene el mineral, el oro amalgamable y oro libre en el mineral.

### **Determinación de la cantidad de oro**

La determinación de la ley de oro se realizó en el mineral de cabeza mediante la técnica de ensayo al fuego de acuerdo al procedimiento que se detalla en el Anexo III, el cual permite obtener una aleación de metales preciosos.

### **Determinación de oro amalgamable**

La determinación de oro amalgamable inició con la concentración gravimétrica en mesa Wilfley de 2 kg de mineral molido de bolas de laboratorio DENVER (12"X5") tipo Batch de 2 kg de capacidad por 30 min al 62,5 % de sólidos como se describe en el Anexo IV. El concentrado, resultante de la concentración gravimétrica, se colocó en una batea (platón) y se adicionó 1 g de mercurio, se platoneó durante 30 min para recuperar la cantidad de oro amalgamable.

A la amalgama, producto de la concentración en el platón, se adicionaron 5 mL de ácido nítrico y 5 mL de agua destilada en un tubo de ensayo a baño maría a 80 °C por 20 min con lo que se disolvió el mercurio y se obtuvo una "esponja" de oro, la cual se colocó en una copela y se cubrió con una lámina de plomo metálico de aproximadamente 10 g.

Después, se introdujo la copela en una mufla a 950 °C con la entrada de aire abierta hasta que se formó un doré (De la Torre y Guevara, 2005, p. 190). El doré se dejó enfriar, se pesó y realizó su disgregación de acuerdo al procedimiento del Anexo III.

### **Determinación de oro libre**

Se colocaron 100 g de mineral ultra fino (pulverizado en el pulverizador Bleuler-mill NAEF N° HNZ 1767) en el reactor de agitación y se adicionó la

cantidad de agua necesaria para completar 1 L (9 % de sólidos). Se registró el peso del recipiente con pulpa y se determinó el pH inicial de la pulpa.

Para obtener un pH superior a 10,5 se adicionó la cal necesaria y se registró la cantidad adicionada. Después, se dejó la pulpa en agitación por 30 min, hasta que se estabilizó y se registró el valor del pH de trabajo. Se adicionaron 5 g/L de cianuro de sodio y se dejó en agitación durante 24 h.

Una vez finalizada la prueba, se filtró la pulpa. Se recogió la solución y se determinó su volumen. El relave, se cuarteó para el análisis de oro. Esta primera solución corresponde a la “solución fuerte” en el balance metalúrgico.

Luego, se lavó la torta. Se filtró, se recolectó la solución, se determinó su volumen y se tomó una muestra para análisis de oro. Esta solución corresponde a la “solución de lavado” en el balance metalúrgico.

Se secó, pesó y homogeneizó la torta. Por cuarteo, se tomó una muestra para el análisis de oro en el relave, por ensayo al fuego y con los resultados del análisis se realizó el balance metalúrgico.

### **Determinación de la concentración de metales pesados**

Para la determinación de los metales: Fe, Pb, Zn, Cu, Ca, Na, Mg, Al y K se empleó un equipo de Espectrofotometría de Absorción Atómica, modelo AAnalyst 300, PERKIN ELMER de la siguiente manera:

Se colocaron 100 mg de muestra en un reactor de teflón e inmediatamente se adicionaron 3 mL de ácido nítrico; se cerró la tapa. Luego, se introdujo el reactor en un horno microondas Microwave Oven House Hold Samsung (Modelo Mw 1440wt) por 2,5 min al 50 % de su potencia. Posteriormente, se enfrió el reactor en un baño de hielo por 20,0 min.

Una vez frío, se adicionaron 3 mL de ácido fluorhídrico y se realizó el mismo procedimiento anterior. Después se adicionaron 5 mL de ácido clorhídrico y se introdujo el reactor en el horno microondas por 2,5 min al 50 % de su potencia. En este caso se enfrió el reactor en un baño de hielo por aproximadamente 60,0 min. La muestra disuelta se aforó en un matraz de 100 mL. Mediante espectrofotometría de absorción atómica se determinó las concentraciones de Fe, Pb, Zn, Cu, Ca, Na, Mg, Al y K.

### **2.1.2.3. Caracterización mineralógica**

#### **Difracción de rayos X**

Para identificar las fases cristalinas del mineral se utilizó difracción de rayos X (DRX), con el equipo D8Advance (Bruker axs-Siemens) y el programa Diffrac Plus-Eva para la identificación y TOPAS2 para la cuantificación. Las muestras utilizadas en este análisis fueron pulverizadas, cuarteadas y homogenizadas.

#### **Elaboración de secciones pulidas**

El mineral en roca fue cortado en secciones, con las cuales se prepararon secciones por pulido inicialmente con lijas, silicatos y carburo de calcio posteriormente en la pulidora y con suspensiones de diamante (6  $\mu\text{m}$  y 1  $\mu\text{m}$ ).

Se lijó el mineral, una vez terminado este proceso, sobre un vidrio se pulió la roca con carburo de calcio. Se realizó movimientos en forma de ocho presionando la roca contra el vidrio.

Finalmente se pulió la roca con ayuda de la pulidora Phoenix Beta Buehler 60-3002. La determinación de los minerales presentes se efectuó empleando el microscopio petrográfico Leica, por observación con luz reflejada de la sección pulida de la muestra de cabeza del mineral.

#### **2.1.2.4. Flotación directa**

El ensayo se realizó en una celda de flotación unitaria de laboratorio marca Denver de 2,5 L de capacidad donde se colocó 1 kg del mineral molido con 2,0 L de agua (33,3 % de sólidos) según el procedimiento que se detalla en el Anexo V.

Se secaron las fracciones del mineral, obtenidas en la flotación (concentración A, concentración B y relave) y se analizaron las fracciones ensayo al fuego y absorción atómica con cuyos resultados se realizó el balance metalúrgico. Además se analizaron las fracciones resultantes por difracción de rayos X y fluorescencia de rayos X.

#### **2.1.3. EVALUACIÓN DEL PROCESO DE RECUPERACIÓN DE ORO POR CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA EN LAS CONDICIONES ACTUALES DE GRANULOMETRÍA**

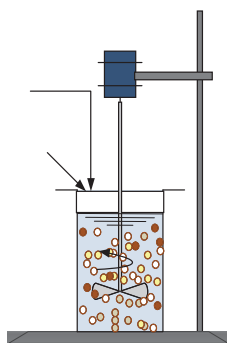
La evaluación del comportamiento del mineral en el proceso de concentración gravimétrica bajo las condiciones actuales de tratamiento se realizó en una mesa Wilfley marca Denver, modelo 13A de laboratorio, donde se concentraron 2 kg de mineral molido con un  $d_{80}$  de 132  $\mu\text{m}$  según el procedimiento que se describe en el Anexo IV.

#### **2.1.4. EVALUACIÓN DEL PROCESO DE RECUPERACIÓN DE ORO POR FLOTACIÓN EN LAS CONDICIONES ACTUALES DE GRANULOMETRÍA**

El proceso de flotación se realizó en una celda de flotación unitaria de laboratorio, modelo Denver de 2,5 L de capacidad donde se colocó 1 kg del relave (mixtos, arenas y finos), producto de la concentración gravimétrica, con 2,0 L de agua. Se trabajó al 33,3 % de sólidos, según el procedimiento descrito en el Anexo V.

### 2.1.5. EVALUACIÓN DEL PROCESO DE RECUPERACIÓN DE ORO POR LIXIVIACIÓN EN LAS CONDICIONES ACTUALES DE GRANULOMETRÍA Y CONCENTRACIÓN DE CIANURO DE SODIO

A fin de evaluar el proceso de recuperación de oro por cianuración a escala de laboratorio en las condiciones actuales de granulometría y concentración de cianuro de sodio con las que trabaja la planta, se realizó el proceso de cianuración como se muestra en la Figura 2.2 (De la Torre y Guevara, 2005, pp. 205-206). El procedimiento se describe a continuación:



**Figura 2.2.** Esquema de cianuración

Primero, se pesó 1 kg del relave de flotación del proceso anterior. Se colocó el material en un reactor de agitación y se adicionaron 2 L de agua para trabajar al 33,3 % de sólidos. Se registró el peso del recipiente con pulpa y se determinó el pH inicial de la pulpa con un pHmetro HANNA waterproof modelo H1 98128.

Luego, se adicionó la cal necesaria para tener un pH superior a 10,5. Se registró la cantidad de cal adicionada. Se dejó la pulpa en agitación por lo menos 30 min (aireación), hasta que el pH se estabilizó. Se registró el valor del pH de trabajo. Después se adicionaron 2 g de cianuro de sodio (NaCN), la concentración de cianuro de sodio utilizada fue de 1 g/L NaCN y pH entre 10,5 y 11,0 durante 24 h. Esta concentración se mantuvo constante a lo largo del proceso.

Durante el proceso se realizó controles periódicos de la concentración de cianuro, cal libre y el valor del pH. Se adicionó la cantidad necesaria de cianuro de sodio

para que la concentración inicial permanezca constante. También se adicionó cal, cuando existió deficiencia de esta, o el pH desciende de 10,5. Se tomó 10 mL de muestra para análisis de cinética de oro y plata. El volumen de solución extraído se repuso en cada ocasión.

El control de la cinética del proceso se realizó a los siguientes tiempos del proceso: 0,5; 1,0; 2,0; 4,0; 6,0 y 24,0 horas.

Una vez terminado el proceso, se colocó la pulpa en el filtro a presión y se recogió la solución. Se determinó el volumen y se tomó una muestra para análisis de oro. Esta primera solución corresponde a la “solución fuerte” en el balance metalúrgico.

Se lavó la torta, adicionando el 50 % del volumen inicial de agua (1 L de agua) y se filtró al vacío. Se recogió la solución, se determinó el volumen y se tomó una muestra para análisis de oro. Esta solución corresponde a la “solución de lavado” en el balance metalúrgico. Luego, se secó, se pesó y se homogeneizó la torta. Se tomó una muestra por cuarteo para el análisis de oro en el relave.

El contenido de oro y plata en las soluciones obtenidas se analizó por absorción atómica y el relave por ensayo al fuego. Con estos datos, se realizó el balance metalúrgico.

## **2.2. EVALUACIÓN, A ESCALA DE LABORATORIO, DE LA INFLUENCIA DE LA CONCENTRACIÓN DE CIANURO DE SODIO EN LA RECUPERACIÓN DE ORO EN EL PROCESO DE CIANURACIÓN**

Para la evaluación de la influencia de la concentración de cianuro se realizó ensayos de cianuración agitada para el mineral molido 16 min en un molino de bolas de laboratorio DENVER (12”X5”) tipo Batch de 2 kg de capacidad con

diferentes concentraciones de cianuro de sodio (NaCN) de acuerdo al procedimiento descrito en la sección 2.1.5.

Para estos ensayos se utilizó 1 kg de mineral, con 2 L de agua (33,3 % de sólidos) a un pH entre 10,5 y 11,0 con 30 min de aireación durante 24 h. Las condiciones experimentales de cianuración se describen en la Tabla 2.3.

**Tabla 2.3** Condiciones de cianuración con variación de la concentración de NaCN

CIANURACIÓN AGITADA				
Concentración NaCN (g/L)	1,0	1,5	2,0	3,0
Peso Mineral (kg)	1			
Volumen Agua (L)	2			
% Sólidos	33,3			
Tiempo Aireación (min)	30			
pH trabajo	10,5 – 11,0			
Tiempo de Molienda (min)	16			

Con esto se determinó la influencia de la concentración de cianuro de sodio en el proceso de recuperación de oro mediante cianuración y se estableció la concentración del lixivante (NaCN) que permite incrementar la disolución de oro en la solución alcalina de cianuro con las condiciones experimentales utilizadas.

Las concentraciones de NaCN que se decidió utilizar en este trabajo fueron elegidas en base al análisis de los resultados de la cianuración de minerales polisulfurados obtenidos por Quintana (1997) donde la recuperación de oro para un mineral polisulfurado al aumentar la concentración de NaCN en solución es similar (pp. 85-86).



### 2.3. EVALUACIÓN A ESCALA DE LABORATORIO, DE LA INFLUENCIA DEL TAMAÑO DE PARTÍCULA EN LA RECUPERACIÓN DE ORO EN LOS PROCESOS DE CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA, FLOTACIÓN Y CIANURACIÓN

Para la evaluación de la influencia del tamaño de partícula en la recuperación de oro, primero se realizó ensayos de cianuración agitada al mineral de cabeza molido a diferentes tiempos de molienda descritos en la Tabla 2.4 según el procedimiento que se describe en el sección 2.1.5. En estos ensayos, se utilizó la condición de concentración de cianuro de sodio (NaCN) que permite recuperar el mayor porcentaje de oro con las condiciones experimentales empleadas.

Una vez obtenido el tamaño de partícula al cual se recuperó la mayor cantidad de oro en el proceso de cianuración directa, se realizaron los procesos de concentración gravimétrica, flotación y lixiviación.

**Tabla 2.4** Condiciones de cianuración con variación del tiempo de molienda

CIANURACIÓN AGITADA					
Tiempo de Molienda (min)	16	20	30	40	60
Peso Mineral (kg)	1				
Volumen Agua (L)	2				
% Sólidos	33,3				
Tiempo Aireación (min)	30				
pH trabajo	10,5 – 11,0				

Los diferentes tiempos de molienda considerados para este ensayos tomaron en cuenta el costo energético que implicaría alcanzar tamaños de partícula más finos.

Además, se escogió 16 min de molienda ya que a este tiempo se obtiene el tamaño de partícula con el que se trabaja en la planta actualmente.

### 2.3.1. RECIRCULACIÓN DE LOS EFLUENTES CIANURADOS

Se realizó ensayos de cianuración agitada de acuerdo a la metodología descrita en la sección 2.1.5 para determinar la influencia de la recirculación de los efluentes en el proceso, con los parámetros de la Tabla 2.5.

Para estas pruebas se utilizaron las condiciones de granulometría y concentración de NaCN que permitieron incrementar la recuperación de oro con las condiciones experimentales empleadas.

**Tabla 2.5** Condiciones de cianuración utilizada en los ensayos de recirculación de efluentes

CIANURACIÓN AGITADA	
Peso Mineral (kg)	1
Volumen Agua (L)	2
% Sólidos	33,3
Tiempo Aireación (min)	30
pH trabajo	10,5 – 11,0

Transcurridas las 24 h de cianuración del mineral se realizó un ensayo de CIP (carbón en pulpa) de acuerdo al procedimiento que se describe a continuación (Realpe, 2001, pp. 29-30):

Se añadieron 20 g/L de carbón activado (8x20) a la pulpa y se realizó el proceso de adsorción durante 4 h a 1000 rpm. Después, se tamizó la pulpa en un tamiz Tyler malla 40 (425  $\mu$ m), para recuperar el carbón activado “cargado de oro”, luego de lo cual, se filtró la pulpa para obtener una solución fuerte y la torta.

Se lavó la torta con 1 L de agua y se filtró nuevamente para obtener el relave del proceso y la solución de lavado. Se registró el volumen de ambas soluciones y se las analizó mediante espectrofotometría de absorción atómica en el equipo AAnalyst 300, PERKIN ELMER, de esta manera se determinó la concentración de metales como: Au, Ag, Cu, Zn, Fe y Pb disueltos en la solución.

La torta se secó, se pesó y se homogenizó. Por cuarteo se tomó una muestra y se analizó por la técnica de ensayo al fuego el contenido de Au y Ag y por disgregación ácida en microondas Microwave Oven House Hold Samsung (Modelo Mw 1440wt) y lectura por absorción atómica en el equipo AAnalyst 300, PERKIN ELMER el contenido de Cu, Zn, Fe y Pb en los relaves.

El carbón activado recuperado se secó y pesó, posteriormente se lo calcinó a una temperatura de 800 °C. El contenido de Au y Ag en el carbón activado se determinó mediante ensayo al fuego.

Con el resultado de los análisis, se realizó el balance metalúrgico de los metales de interés con el fin de determinar sus recuperaciones.

La cianuración se efectuó con muestras de mineral nuevo pero utilizando para la cianuración los efluentes del ensayo de la cianuración precedente. Este proceso se repite por 6 ocasiones. Se realizan análisis por absorción atómica de contenidos de Au, Ag, Cu, Zn, Fe y Pb en las soluciones, al final de cada proceso (Guevara y de la Torre, 2005, p. 168).

### **2.3.2. EVALUACIÓN DEL PROCESO DE RECUPERACIÓN DE ORO POR CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA**

Para evaluar la influencia del tamaño de partícula en el proceso de gravimetría se realizó una concentración en una mesa Wilfley de laboratorio marca DENVER, Modelo 13A siguiendo el procedimiento que se detalla en el Anexo IV. Se consideró el tamaño de partícula que presentó la mayor recuperación de oro en la cianuración directa.

En las fracciones obtenidas se analizó el contenido de Au y Ag mediante la técnica de ensayo al fuego y se evaluó las recuperaciones correspondientes.

### **2.3.3. EVALUACIÓN DEL PROCESO DE RECUPERACIÓN DE ORO POR FLOTACIÓN**

La evaluación de la influencia del tamaño de partícula en el proceso de flotación se aplicó al relave de concentración gravimétrica que consideró el tamaño de partícula que presenta la mayor recuperación de oro en la cianuración directa de acuerdo al procedimiento que se describe en el Anexo V.

### **2.3.4. EVALUACIÓN DEL PROCESO DE RECUPERACIÓN DE ORO POR CIANURACIÓN**

Se evaluó mediante un ensayo de cianuración agitada aplicado al relave de flotación obtenido en el proceso anterior, para determinar el porcentaje de recuperación de oro por lixiviación con cianuro y si existe alguna interferencia por parte de los reactivos de flotación como se detalla en la sección 2.1.5.

## **2.4. EVALUACIÓN, A ESCALA DE LABORATORIO, DE LA INFLUENCIA DE LA APLICACIÓN DE PRE TRATAMIENTOS OXIDATIVOS EN LA RECUPERACIÓN DE ORO EN EL PROCESO DE CIANURACIÓN**

A fin de evaluar estas alternativas, se realizaron ensayos de cianuración agitada bajo condiciones experimentales similares pero se aplicaron diferentes tratamientos oxidativos a las muestras.

La aplicación de pre-tratamientos oxidativos consideró las condiciones de granulometría y concentración de cianuro de sodio (NaCN) que permitieron obtener mayores porcentajes de recuperación de oro en los ensayos anteriores.

### 2.4.1. AIREACIÓN

Para este ensayo, al proceso de cianuración agitada descrito en la sección 2.1.5 se adicionó un flujo de aire al inicio del proceso mediante un compresor, en el tiempo correspondiente a la aireación y se mantuvo constante durante todo el proceso (24 h de lixiviación). La cianuración se realizó con las condiciones de operación referente a la concentración de NaCN y al tamaño de partícula que permitieron incrementar la recuperación de oro en ensayos anteriores. Las condiciones experimentales se presentan en la Tabla 2.6.

**Tabla 2.6** Condiciones de cianuración agitada con aireación

CIANURACIÓN AGITADA	
Peso Mineral (kg)	1
Volumen Agua (L)	2
% Sólidos	33,3
Tiempo Aireación (min)	30
pH trabajo	10,5 – 11,0
Flujo a aire (L/min)	1,8

La determinación de la influencia de la concentración de oxígeno en la disolución de oro se realizó con inyección de un flujo de aire a través de un compresor con un caudal de 1,8 L/min (30,0 cm<sup>3</sup>/s) en base al trabajo realizado por Quintana (1997), donde se ha logrado una reducción del 50 % en el consumo de NaCN, con recuperaciones similares con respecto a las obtenidas sin inyección de aire (pp. 86-87).

### 2.4.2. ADICIÓN DE PERÓXIDO DE HIDRÓGENO

Para evaluar la influencia de la adición de peróxido de hidrógeno (H<sub>2</sub>O<sub>2</sub>) sobre el mineral, se adicionaron 15 mL H<sub>2</sub>O<sub>2</sub> en la pulpa durante el tiempo correspondiente a la aireación del mineral. La pulpa con H<sub>2</sub>O<sub>2</sub> se mantuvo en agitación por 30 min y por último, se trabajó de acuerdo al procedimiento detallado en la sección 2.1.5 y

de acuerdo a las condiciones que se presentan en la Tabla 2.7. Este ensayo se realizó en base a las recomendaciones y resultados obtenidos Guzman et al. (1999)(pp.24-25).

**Tabla 2.7** Condiciones de cianuración agitada con adición de peróxido de hidrogeno

CIANURACIÓN AGITADA	
Peso Mineral (kg)	1
Volumen Agua (L)	2
% Sólidos	33,3
Tiempo Aireación (min)	0,5
pH trabajo	10,5 – 11,0
Peróxido de Hidrógeno (mL)	15

### 2.4.3. ADICIÓN DE SALES DE PLOMO

Para determinar la influencia de la adición de sales de plomo como oxido de plomo y nitrato de plomo en la cianuración, se realizó dos ensayos de cianuración. En uno de ellos se adicionó 1 g  $Pb(NO_3)_2$  en la pulpa en el tiempo correspondiente a la aireación mientras que en la segunda prueba 1 g  $PbO$  (Quintana, 1997, pp. 100-101). En ambos casos se trabajó con las condiciones de cianuración de la Tabla 2.8.

**Tabla 2.8** Condiciones de cianuración agitada con adición de sales de plomo

CIANURACIÓN AGITADA		
Sal	$Pb(NO_3)_2$	$PbO$
Concentración de sal (g/kg)	1	1
Peso Mineral (kg)	1	
Volumen Agua (L)	2	
% Sólidos	33,3	
Tiempo Aireación (min)	60	
pH trabajo	10,5 – 11,0	

## 2.5. SIMULACIÓN DE LOS PROCESOS MEDIANTE PROGRAMAS COMPUTACIONALES (MOLY-COP Y MODSIM 3.6.22) CON LOS DATOS GENERADOS DE CONCENTRACIÓN DE CIANURO DE SODIO, TAMAÑO DE PARTÍCULA Y PRE-TRATAMIENTOS OXIDATIVOS

Para determinar el comportamiento del mineral en los distintos procesos, se realizó una simulación mediante programas computacionales específicos para el área metalúrgica: MOLY-COP y MODSIM 3.6.22.

El circuito de molienda clasificación se simuló con MOLY-COP y MODSIM 3.6.22, este último también permitió simular el proceso de concentración gravimétrica y flotación. Esto se realizó en base a los resultados obtenidos en el laboratorio.

### 2.5.1. SIMULACIÓN Y OBTENCIÓN DE PARÁMETROS CON EL PROGRAMA MOLY-COP

La simulación del circuito de molienda se realizó en base a los resultados granulométricos obtenidos en el laboratorio, a las dimensiones y condiciones de operación del molino de bolas y del hidrociclón que se especifican en la Tabla 2.9.

Con una de las herramientas de MOLY-COP se obtuvieron los parámetros de fractura del mineral, los cuales son introducidos en la simulación del circuito de molienda-clasificación en el programa MOLY-COP.

**Tabla 2.9** Dimensiones y condiciones de operación del molino e hidrociclón

<b>DIMENSIONES Y CONDICIONES DE OPERACIÓN</b>			
<b>MOLINO</b>		<b>HIDROCICLÓN</b>	
Diámetro (m)	0,37	Número	1
Longitud (m)	0,20	Diámetro (m)	0,37
Velocidad crítica (%)	68	Altura (m)	1,14

**Tabla 2.9** Dimensiones y condiciones de operación del molino e hidrociclón  
(continuación...)

Sobrellenado (%)	38	Inlet (m)	0,07
Llenado de Bolas (%)	38	Vortex (m)	0,14
Intersticial slurry (%)	100	% Sólidos overflow	30,0
Ángulo	35	% Sólidos underflow	72,0
Pérdida (%)	10	% Sólidos descarga del molino	62,5
Densidad del material (t/m <sup>3</sup> )	3,03		
Densidad de bolas (t/m <sup>3</sup> )	7,15		
Flujo de blimentación seca (t/h)	0,9		
Humedad en la Alimentación (%)	5,0		

### 2.5.2. SIMULACIÓN CON EL PROGRAMA MODSIM 3.6.22

Para la simulación mediante MODSIM 3.6.22, primero se diseñó el circuito de la planta. Luego se ingresaron los datos del sistema que caracterizan el mineral así como cada una de los flujos de mineral y porcentajes de sólidos de las corrientes que intervienen en el proceso. Después se escogieron los modelos que más se adaptaron a los diferentes equipos y se introdujeron los parámetros requeridos. De igual manera fue posible especificar el formato de los resultados.

En el caso de la concentración gravimétrica, los parámetros más relevantes fueron los datos experimentales de recuperación de oro. En el proceso de flotación se consideró la cinética de flotación, el número de celdas así como la capacidad de cada una de ellas y el porcentaje de sólidos en el concentrado.

## 2.6. EVALUACIÓN ECONÓMICA DE LA IMPLANTACIÓN DE MEJORAS EN LA PLANTA

La evaluación de la implantación de mejoras en la planta se realizó por medio de la recopilación de la información de gastos energéticos y reactivos en la planta en



las condiciones de molienda actuales así como también por medio del costo del oro en el mercado, tomando como precio referencial su valor económico promedio en el último año; de igual manera se estimó los costos que provocaría la implementación de las mejoras en la planta.

Con los datos recopilados sobre el costo energético y de reactivos, y los resultados obtenidos a partir de los ensayos de laboratorio tanto para las condiciones de operación en los diferentes procesos hoy en día, así como para las modificaciones de los procesos que en este trabajo se ha encontrado, se debe sugerir, se realizaron estimaciones de los gastos e ingresos que generan ambos tratamientos en base al costo del oro.

Dentro de los gastos se consideraron el costo energético y la cantidad de reactivos utilizados en los procesos de flotación y cianuración,

Al encontrarse la planta ubicada en la provincia de El Oro, se tomó como referencia el precio del kilovatio hora (kWh) en este sector del país.

Para determinar el consumo de los diferentes reactivos en cada procesamiento, se utilizó los valores de las corrientes que ingresan a cada proceso obtenidos mediante simulación.

En cuanto a los ingresos generados en la planta se consideró la cantidad de oro recuperada en los concentrados gravimétricos, flotación y cianuración y el precio promedio del último año del metal precioso para la compra en el mercado.

### **3. RESULTADOS Y DISCUSIÓN**

#### **3.1 RESULTADOS DE EVALUACIÓN EN PLANTA DE LOS PROCESOS DE RECUPERACIÓN DE ORO POR CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA, FLOTACIÓN Y CIANURACIÓN EN LAS CONDICIONES ACTUALES**

##### **3.1.1 TOMA DE MUESTRAS DE LOS PROCESOS EN PLANTA**

Se tomaron las muestras de cada una de las corrientes en los procesos durante el funcionamiento de la planta por tres días de acuerdo a lo descrito en la sección 2.1.1, para encontrar las condiciones de funcionamiento de cada proceso y determinar las recuperaciones de oro, plata y cobre.

Los resultados arrojaron que la planta trata 20,6 t/d de mineral, el cual ingresa a una molienda en húmedo al 60 % de sólidos. El material molido, pasa a un concentrador gravimétrico que trabaja al 50 % de sólidos, cuyo concentrado es amalgamado, mientras que su relave pasa a un circuito de flotación.

El concentrado de flotación es almacenado y ensacado; su relave es cianurado de manera batch con una concentración de 1 g/L NaCN, pero aproximadamente por 72 h, lo que eleva el consumo de reactivos necesarios para la lixiviación.

La recuperación de oro total alcanza el 89 %, de plata el 46 % y el 96 % de cobre, el cual se mantiene en el concentrado y cumple con las condiciones requeridas para comercialización de concentrados.

##### **3.1.2 CARACTERIZACIÓN FÍSICA**

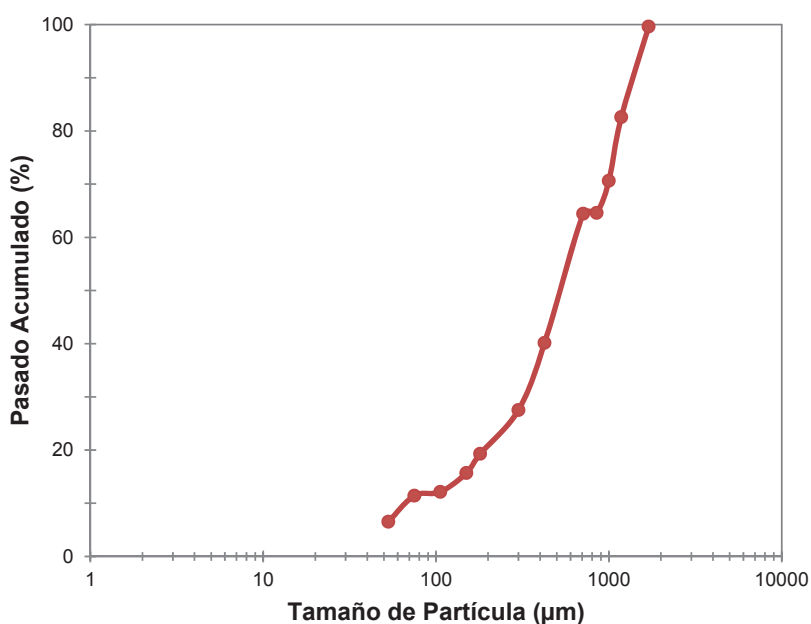
Estos análisis fueron realizados con la metodología experimental descrita en la sección 2.1.2.1.

### 3.1.2.1 Densidad real y aparente

El mineral posee una densidad real de 3,0 g/mL un valor cercano al que posee el cuarzo, que es el componente mayoritario en este material cuya densidad es de 2,7 g/mL. El aumento en la densidad puede deberse a la presencia de mineral aurífero y cupríferos cuyas densidades oscilan entre 19,3 y 9,0 g/mL, respectivamente. Además, posee una densidad de 1,6 g/mL.

### 3.1.2.2 Granulometría

Una vez que el material fue sometido a una trituración primaria y secundaria con clasificación de tamaño así como a una molienda en húmedo, se obtuvieron los resultados del análisis granulométrico, que se presentan en la Figura 3.1. El procesamiento gráfico usado para la determinación del tamaño de partícula se muestra en el Anexo VI.



**Figura 3.1** Análisis granulométrico inicial

Luego de realizar el análisis granulométrico, el  $d_{80}$  del material es de 1 140  $\mu\text{m}$  y el contiene un porcentaje de material fino previo a la molienda ( $< 53 \mu\text{m}$ ) igual al 6,5 %, que se puede clasificar como bajo.

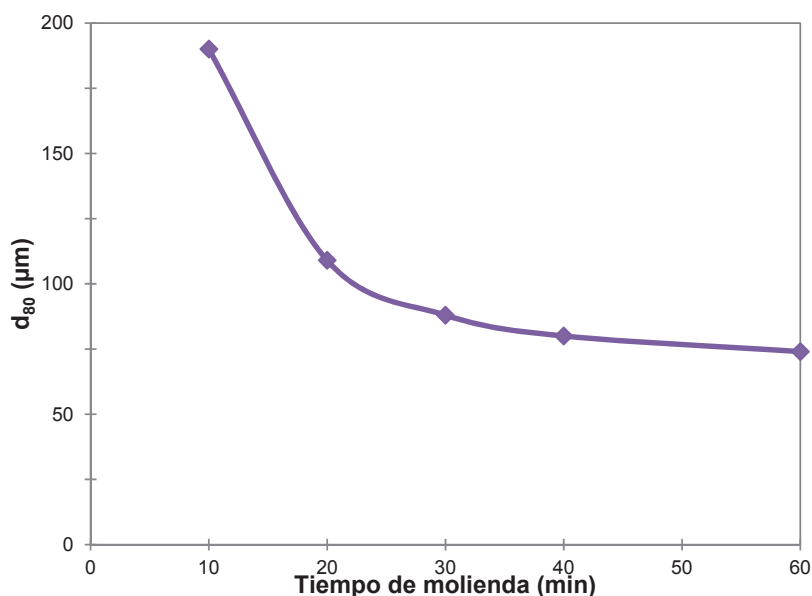
### 3.1.2.3 Estandarización de la curva de molienda en el molino de bolas

En la Tabla 3.1 y Figura 3.2, se puede observar que a pequeños incrementos de tiempo de molienda la disminución del tamaño de partícula es muy grande, así como, el incremento del material menor a 53  $\mu\text{m}$ . A los 40 min el porcentaje de material fino ( $< 38 \mu\text{m}$ ) alcanza el 33,3 %.

**Tabla 3.1.** Granulometría del mineral a diferentes tiempos de molienda

Abertura (dp)	Pasado Acumulado %				
	10 min	20 min	30 min	40 min	60 min
425	98,5	99,8	100,0	99,8	100,0
300	92,9	99,1	99,8	99,6	100,0
180	78,1	95,6	99,0	98,9	99,6
150	68,7	91,1	97,3	97,8	98,9
104	53,0	79,1	89,3	91,9	95,3
74	38,9	64,2	72,4	76,7	82,2
53	24,0	40,9	45,8	50,5	48,5
45	20,2	35,0	20,3	42,9	11,9
38	17,6	29,5	11,4	33,3	7,3
$d_{80} [\mu\text{m}]$	190	109	88	80	74

De la Figura 3.2 se obtiene que a partir de los 40 min de molienda la variación del  $d_{80}$  es mínima, por lo que se considera que una molienda más fina implica un aumento en los gastos energéticos del proceso. Sin embargo, el incremento en la cantidad de material fino puede influir de manera positiva en la recuperación pero a su vez interferir en los procesos posteriores de tratamiento, como la flotación, donde partículas finas de mineral pueden ser fácilmente arrastradas a los relaves.



**Figura 3.2** Curva de calibración de molienda para el mineral

Luego de realizar los análisis granulométricos, el  $d_{80}$  del material a los 10 min de molienda es de 190  $\mu\text{m}$  y a los 60 min es 74  $\mu\text{m}$ . Además, el material contiene un alto porcentaje de finos en cada caso, pero a los 40 min de molienda 33,3 % del mineral corresponde a la fracción más fina.

### 3.1.3 CARACTERIZACIÓN QUÍMICA

#### 3.1.3.1 Ley de oro

El oro se encuentra distribuido en rocas y sedimentos de manera aleatoria y por lo tanto la representatividad de la muestra está sujeta a muchos factores, esto hace que sea un elemento que requiere especial atención para su análisis, por esta razón, para la determinación de la ley oro y plata las muestras fueron tratadas por el método de ensayo al fuego especificado en el Anexo II. La Tabla 3.2 muestra los resultados obtenidos.

El contenido de oro es 6,2 g/t, que representa una cantidad importante para la industria minera, mientras que, en el caso de la plata la concentración es 15,6 g/t.

**Tabla 3.2** Análisis de metales preciosos por ensayo al fuego

<b>Elemento</b>	<b>[g/t]</b>
Oro	6,2
Plata	15,6

### 3.1.3.2 Determinación de oro amalgamable

La cantidad de oro amalgamable presente en el mineral es 1,8 g/t, lo que corresponde al 28,5 % de la cantidad total de oro contenida en la muestra. Los resultados del ensayo se muestran en la ficha técnica N° 1, del Anexo VII.

### 3.1.3.3 Determinación de oro libre

La cantidad de oro libre presente en el mineral se determinó mediante cianuración directa del material con molienda ultra fina, al 9,0 % de sólidos y una concentración de cianuro de sodio de 5 g/L, para de esta manera proporcionar la mayor cantidad de oxígeno posible al proceso así como evitar la reducción drástica del cianuro de sodio en solución.

Este ensayo se realizó a fin de determinar la máxima cantidad de oro libre que es posible recuperar por cianuración. La máxima cantidad de oro permite extraer este método es 5 g/t, lo que corresponde al 73,6 % de la cantidad total de oro contenida en la muestra. La ficha técnica N° 2, correspondiente al ensayo se muestra en el Anexo VIII.

### 3.1.3.4 Disgregación ácida en microondas combinado con absorción atómica

Este análisis se desarrolló con el objetivo de determinar la presencia de ciertos metales de interés que se pueden aprovechar durante el proceso, así como aquellos que pudiesen interferir en el desarrollo de los mismos. Los resultados del

análisis químico que se realizó según la metodología descrita en la sección 2.1.2.2, se muestran en la Tabla 3.3.

**Tabla 3.3** Caracterización química de la cabeza del mineral mediante absorción atómica

<b>Elemento</b>	<b>Contenido (%)</b>
Fe	15,2
Pb	< 0,01
Zn	0,01
Cu	0,2
Ca	1,3
Na	1,4
Mg	0,5
Al	2,0
K	0,5

En el ensayo se analizaron los metales pesados y de importancia en el desarrollo del proyecto, en base a los resultados obtenidos, se puede observar que el elemento mayoritario es el hierro con 15,2 %, seguido del aluminio con 2,0 % y el calcio con 1,3 %. El Cobre con 0,2 % también es una cantidad importante. Esto quiere decir, que el material presenta un alto contenido de materiales consumidores de cianuro.

### **3.1.4 CARACTERIZACIÓN MINERALÓGICA**

#### **3.1.4.1 Difracción de rayos X**

La caracterización mineralógica se efectuó por difracción de rayos X con el equipo D8Advance (Bruker axs-Siemens), que utiliza el programa Diffrac Plus-Eva para la identificación y el programa TOPAS para la cuantificación, para lo cual se procedió como se mencionó en la sección 2.1.1.3. Los resultados de la muestra analizada se presentan en la Tabla 3.4.

De acuerdo con el análisis, este material está compuesto principalmente por  $\text{SiO}_2$  (50 %). Además, se observa la presencia de material sulfuroso, como calcopirita (2 %) y pirrotina (12 %), siendo este último un mineral inestable, implica una serie de problemas ya que interfiere en la recuperación los metales preciosos y a su vez genera relaves ácidos.

**Tabla 3.4** Resultados de difracción de rayos X para el mineral

Mineral	Fórmula	Contenido [%]
Cuarzo	$\text{SiO}_2$	50
Grupo plagioclasa [albita, andesina, anortita]	$(\text{Na,Ca})\text{Al}(\text{Si,Al})\text{Si}_2\text{O}_8$	6
Muscovita	$\text{KAl}_2(\text{AlSi}_3\text{O}_{10})(\text{OH})_2$	3
Caolinita	$\text{Al}_2(\text{Si}_2\text{O}_5)(\text{OH})_4$	5
Clinicloro	$(\text{Mg,Fe})_5\text{Al}(\text{Si,Al})_4\text{O}_{10}(\text{OH})_8$	5
Calcita	$\text{CaCO}_3$	7
Enstatita	$\text{Mg}_2\text{Si}_2\text{O}_6$	2
Calcopirita	$\text{CuFeS}_2$	2
Pirrotina	$\text{Fe}_{(1-x)}\text{S}$	12
Dolomita	$\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$	3
Plogopita	$\text{KMg}_3(\text{AlSi}_3\text{O}_{10})(\text{F,OH})_2$	2
Wallastomine	$\text{CaSiO}_3$	3

Cabe recalcar que el mineral posee una cantidad importante de material arcilloso (5 % Caolinita, 5% Clinicloro, 2 % Plogopita) que a más de retener parte de la solución empleada en los distintos procesos de extracción, si el oro se encuentra directamente asociado con las arcillas, estas pueden formar una capa sobre la superficie de las partículas de oro después de la molienda, que impediría incrementar la concentración de oro.

### 3.1.4.2 Secciones pulidas

La determinación de los minerales presentes se efectúa empleando el microscopio petrográfico Leica, por observación con luz reflejada de una sección



pulida de 5 x 3 cm de la muestra de cabeza del mineral. Este análisis se desarrolló para conocer la morfología de los minerales presentes en la muestra así como también la granulometría que posee. Los resultados se muestran a en la Tabla 3.5.

**Tabla 3.5** Caracterización mineralógica mediante difracción de rayos X

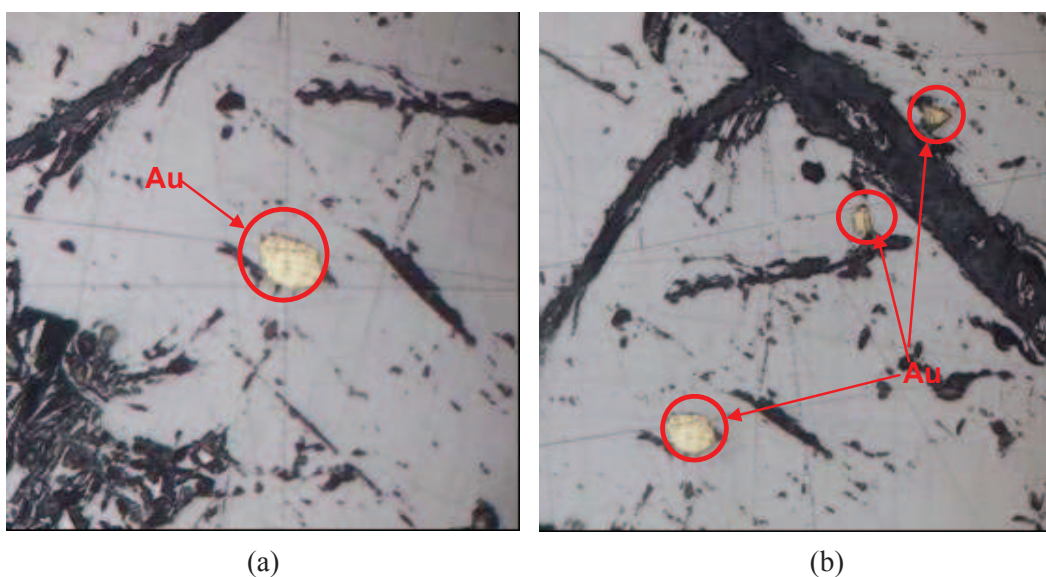
<b>Minerales en la sección</b>	<b>Color</b>	<b>Granulometría</b>	<b>% Volumétrico aproximado</b>
Pirrotina	Blanco-café	Playas > 2 mm	65 %
Calcopirita	Amarillo	Playas > 2 mm Granos asociados a pirrotina de 0,2 a 0,5 mm	20 %
Pirita	Blanco	Playas > 2 mm y cristales > 1 mm	10 %
Esfalerita	Gris claro	Cristales dentro de calcopirita de 0,02 – 0,04 mm cristales libres de 0,06 mm	Trazas
Oro	Amarillo intenso	2 granos (hojuelas) de 0,04x0,06 mm 1 grano (hojuela) 0,02x0,03 mm 1 grano (hojuela) 0,02x0,05 mm 1 grano (triangular) 0,03 mm de base y 0,035 mm de altura	Trazas de oro grueso
Ganga	Gris oscuro	---	5 %

La sección está constituida principalmente de sulfuros (95 %), donde la pirrotina es el sulfuro principal. En la muestra el oro se encuentra asociado directamente a la pirrotina. Los granos de oro observados se encuentran en un rango entre 30 – 60  $\mu\text{m}$ . En este caso se puede afirmar que la refractariedad del mineral se debe a la asociación del oro con sulfuros.

A continuación, en las Figuras 3.3 y 3.4 se presentan varias imágenes tomadas mediante microscopía con luz reflejada de una sección pulida de distintas

muestras del mineral en las cuales se puede observar la distribución de los distintos elementos.

Se puede apreciar en la Figura 3.3 algunos granos en forma de hojuelas principalmente, incluidos dentro de las playas de pirrotina y uno asociado a un grano de ganga, que también se encuentra dentro de la pirrotina.

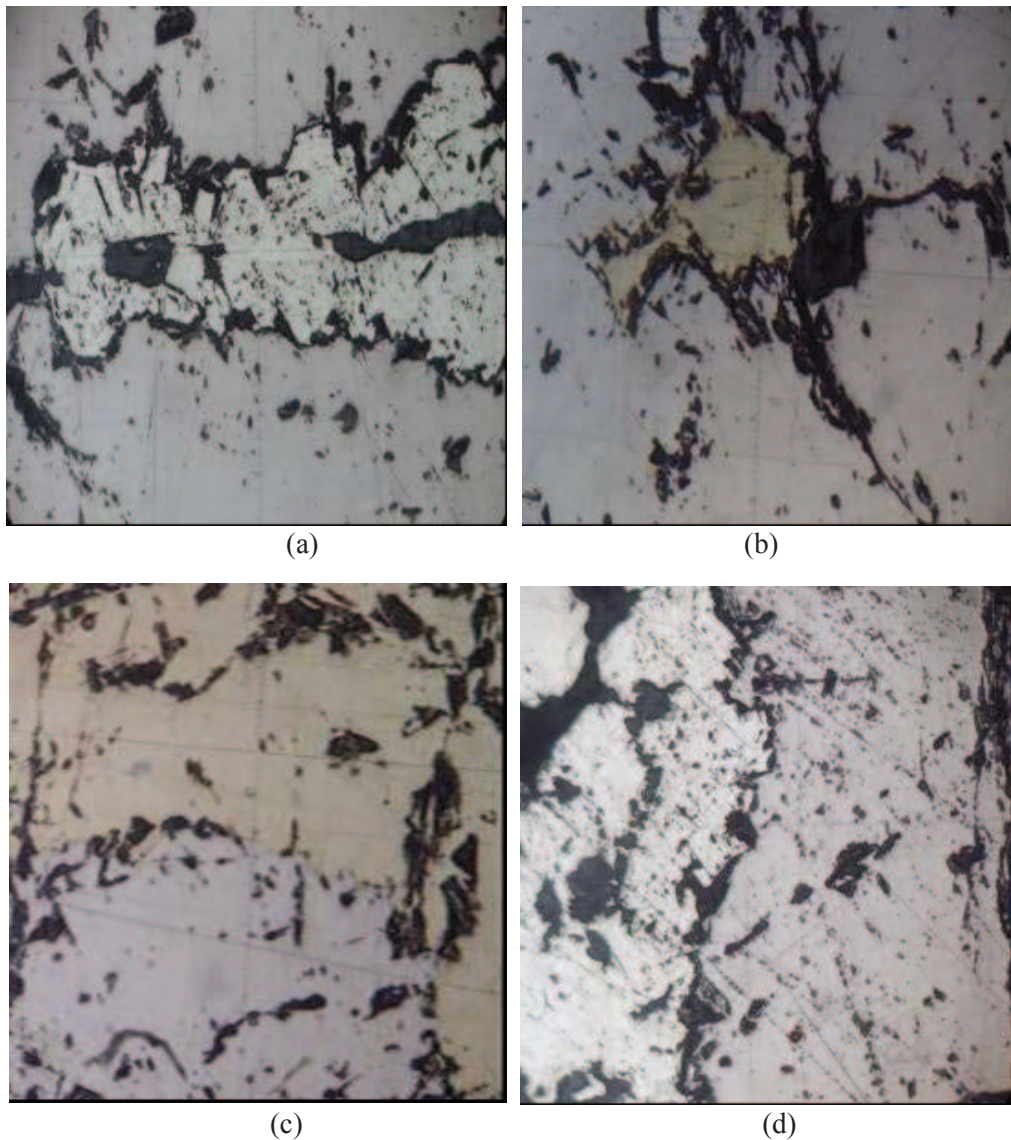


**Figura 3.3** Microscopía óptica del mineral: (a) Grano de oro 0,06 X 0,04 mm, dentro de playas de pirrotina. (b) Tres granos de oro, dos en forma de hojuelas y uno triangular, dentro de playas de pirrotina

En la Figura 3.3 (a), se observa la presencia de granos de oro en un tamaño de  $60 \times 40 \mu\text{m}$ , dentro de playas de pirrotina. Además, tres granos de oro, dos en forma de hojuelas y uno triangular, se pueden observar en la Figura 3.3 (b), de igual manera dentro de playas de pirrotina.

La pirita se encuentra en forma de grandes playas y cristales asociados al resto de sulfuros presentes en la sección (pirrotina, calcopirita). Como se observa en la Figura 3.4 (a), estas playas de pirita se encuentran dentro de playas de pirrotina y presenta señales de alteración. En la Figura 3.4 (b), se observa la asociación de los sulfuros pirrotina-calcopirita-pirita. Grandes playas de calcopirita, visibles incluso macroscópicamente, están asociadas a playas tanto de pirita como de

pirrotina. Además, se observan señales de alteración de sulfuros y fracturas con ganga. En la Figura 3.4 (c) se muestra una asociación de playas de calcopirita con pequeños cristales de esfalerita dentro y pirrotina, con alteraciones evidentes. En la Figura 3.4 (d) también se observa una asociación de playas de pirita y pirrotina, con alteración evidente de ganga.



**Figura 3.4** Microscopía óptica del mineral: (a) Pirita dentro de playas de pirrotina, con señales de alteración (b) Calcopirita (centro) asociada a pirita (izquierda) y pirrotina (derecho). Se observan señales de alteración de sulfuros y fracturas con ganga. (c) Asociación calcopirita (arriba) y pirrotina (abajo), con alteración evidente. (d) Asociación pirita (izquierda) y pirrotina (derecha), con alteración evidente

El análisis mineralógico por secciones pulidas muestra a la pirita y pirrotina como sulfuros predominantes. El oro, el oro encerrado en playas de pirrotina, orienta a pensar que esta asociación es la causante de la refractariedad del mineral, puesto que por su rápida reacción con la solución de cianuro que incrementa el consumo de cianuro y oxígeno. La ganga aparentemente está conformada grandes cristales de silicatos y óxidos de hierro visibles principalmente en fracturas presentes en los sulfuros.

#### **3.1.4.3 Flotación directa**

Se realizó un ensayo de flotación directa a la cabeza del mineral cuyos concentrados fueron analizados mediante difracción de rayos X y fluorescencia de rayos X.

El objeto de esta prueba fue conocer la flotabilidad de las partículas contenidas en el material. En el Anexo V, se detallan los reactivos y concentraciones empleadas. Las recuperaciones obtenidas, para el mineral molido a 30 min se muestran en el Anexo IX.

En la Tabla 3.6, se relaciona el porcentaje de recuperación de los diferentes compuestos existentes en la cabeza del mineral. Podemos observar que durante la flotación los componentes que se recuperan en mayor cantidad son la pirita, calcopirita y plogopita, siendo los dos primeros los componentes a los cuales el oro se encuentra asociado dentro de la matriz mineral. También, se puede apreciar que existen recuperaciones importantes de material arcilloso.

Según el análisis de fluorescencia de rayos X, que se muestra en la Tabla 3.7, el elemento que presenta la mayor recuperación es el cobre, seguido del bismuto. También existe un alto contenido de azufre. Esto puede ser por la presencia de pirita, calcopirita y pirrotina.

**Tabla 3.6** Resultados de difracción de rayos X para el mineral flotado

Mineral	Fórmula	% Recuperación en el concentrado		
		A	B	A+B
Cuarzo	SiO <sub>2</sub>	2,7	13,5	16,2
Grupo plagioclasa [albita, andesina, anortita]	(Na,Ca)Al(Si,Al)Si <sub>2</sub> O <sub>8</sub>	1,4	14,2	15,6
Muscovita	KAl <sub>2</sub> (AlSi <sub>3</sub> O <sub>10</sub> )(OH) <sub>2</sub>	3,9	20,4	24,3
Caolinita	Al <sub>2</sub> (Si <sub>2</sub> O <sub>5</sub> )(OH) <sub>4</sub>	2,2	0,0	2,2
Clinicloro	(Mg,Fe) <sub>5</sub> Al(Si,Al) <sub>4</sub> O <sub>10</sub> (OH) <sub>8</sub>	2,5	24,6	27,1
Calcita	CaCO <sub>3</sub>	1,6	15,9	17,5
Enstatita	Mg <sub>2</sub> Si <sub>2</sub> O <sub>6</sub>	2,4	25,8	28,2
Calcopirita	CuFeS <sub>2</sub>	3,2	33,9	37,1
Pirita	FeS <sub>2</sub>	11,2	88,8	100,0
Pirrotina	Fe <sub>(1-x)</sub> S	5,1	6,4	11,5
Dolomita	CaMg(CO <sub>3</sub> ) <sub>2</sub>	0,0	0,0	0,0
Plogopita	KMg <sub>3</sub> (AlSi <sub>3</sub> O <sub>10</sub> )(F,OH) <sub>2</sub>	3,5	27,8	31,3
Wallastomine	CaSiO <sub>3</sub>	1,2	24,9	26,1

**Tabla 3.7** Resultados de fluorescencia de rayos X para el mineral flotado

Elemento	% Recuperación en el concentrado		
	A	B	A+B
Cu	5,2	83,6	88,8
Fe	2,8	34,4	37,2
Zn	3,3	33,9	37,1
As	0,0	28,8	28,8
Bi	2,8	49,2	52,0
Ti	2,5	10,6	13,1
S	2,8	40,5	43,3
Al <sub>2</sub>	0,7	8,9	9,6
Si	1,1	7,3	8,4
P	0,6	12,2	12,2
Ca	<0,1	10,1	10,1
K	1,2	7,1	8,3

### 3.1.5 EVALUACIÓN DEL PROCESO DE RECUPERACIÓN DE ORO POR CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA EN LAS CONDICIONES ACTUALES

Con la caracterización físico-química y mineralógica del material se procedió a concentrar el material con un tamaño de partícula de 132  $\mu\text{m}$ . Este ensayo se realizó con el objetivo de evaluar el proceso de concentración gravimétrica a escala de laboratorio bajo las condiciones de granulometría mencionadas.

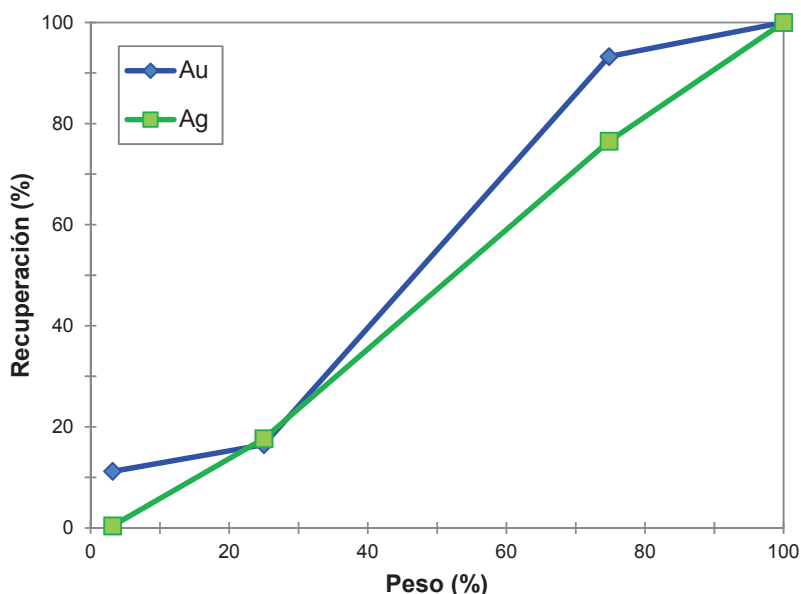
Después de realizados los ensayos se obtuvo los resultados que se muestran en la Tabla 3.8 y Figura 3.5. Los detalles de este ensayo se encuentran en el Anexo VIII, ficha técnica N° 1.

En el concentrado se recupera el 11,2 % de oro y 0,4 % de plata, correspondiente a la fracción de oro grueso, pero la mayor cantidad de oro (76,8 %) contenida en la muestra se encuentra en la fracción de mixtos, esto se debe a que se encuentra asociado con mineral sulfuroso.

**Tabla 3.8** Resultados de concentración gravimétrica del mineral de cabeza.  $d_{80}=132 \mu\text{m}$

Descripción	Peso (%)	Recuperación (%)	
		Au	Ag
Concentrado	3,2	11,2	0,4
Arena	21,8	5,3	17,3
C+A	25,0	16,5	17,7
Mixto	49,8	76,8	58,8
C+A+M	74,8	93,3	76,5
Fino	25,2	6,7	23,5
C+A+M+F	100,0	100,0	100,0

De acuerdo a los resultados obtenidos se asegura que la mayor cantidad de oro existente en la muestra no fue totalmente liberado, el cual a su vez pasa al proceso de flotación.



**Figura 3.5** Concentración Gravimétrica del mineral de cabeza.  $d_{80}=132 \mu\text{m}$

### 3.1.6 EVALUACIÓN DEL PROCESO DE RECUPERACIÓN DE ORO POR FLOTACIÓN EN LAS CONDICIONES ACTUALES

Los estudios de los ensayos de flotación presentados a continuación, se realizaron en los Laboratorios de DEMEX de acuerdo a lo descrito en la sección 2.1.4., con el fin de evaluar la eficiencia de la concentración de oro y plata en los ensayos de flotación.

En el Anexo IX, se detallan los reactivos y las concentraciones empleadas; los pesos de los concentrados y relaves; y los resultados obtenidos en los ensayos de flotación, para la fracción de mixtos, arena y finos resultantes de la concentración gravimétrica cuyo tiempo de molienda es de 16 min ( $132 \mu\text{m}$ ).

En la Tabla 3.9, se relaciona el porcentaje de recuperación de los principales metales de interés (oro y plata), así como también cobre, hierro, zinc y plomo, en el cual podemos notar que para cada uno de los metales, esta es mayor en la flotación A, correspondiente al 68,5 % Au, 48,0 % Ag, 96,1 % Cu, 57,1 % Fe,

72,9 % Pb y 59,3 % Zn. Esto es debido a que en la segunda flotación existe una mayor concentración de ganga que interfiere en la acción de los reactivos utilizados en el proceso sobre la superficie del mineral.

**Tabla 3.9** Recuperación de Au, Ag, Cu, Fe, Pb y Zn en el proceso de flotación

Concentrados	Peso (%)	Recuperación (%)					
		Au	Ag	Cu	Fe	Pb	Zn
A	17,4	65,5	40,7	93,7	38,6	51,6	48,1
B	11,2	3,0	7,3	2,5	18,4	21,2	11,2
(A+B)	28,6	68,5	48,0	96,1	57,1	72,9	59,3
Relave	71,4	31,5	52,0	3,9	42,9	27,2	40,7

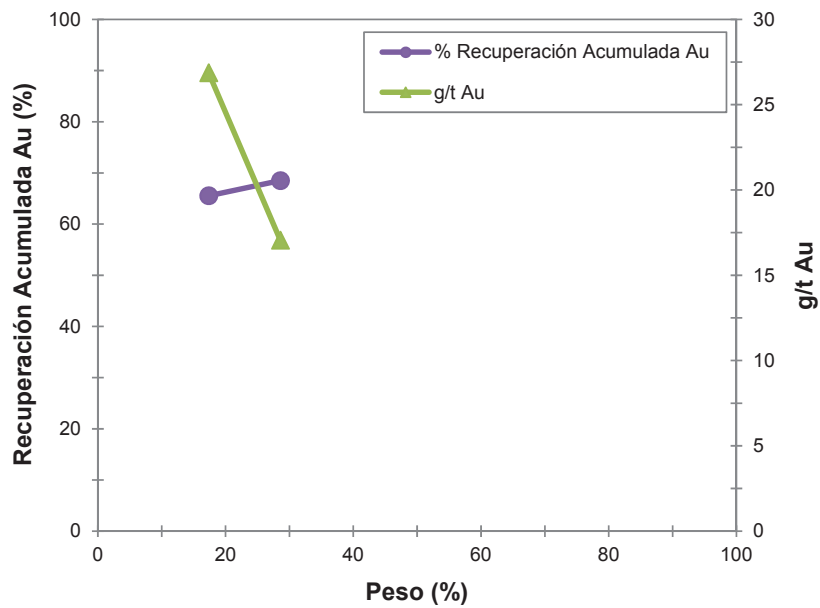
En las Figuras 3.6, 3.7, 3.8, 3.9, 3.10 y 3.11 se representan las recuperaciones acumuladas y la concentración del metal de interés presente en cada una de las corrientes obtenidas mediante el proceso de flotación para cada uno de los metales recuperados.

Como se observa en la Figura 3.6 la concentración de oro al realizar una sola flotación es 26,9 g/t, pero esta disminuye al final del proceso a 17,1 g/t, debido a que la cantidad de mineral extraído al terminar el ensayo incrementó su porcentaje en peso en 11,2 % pero la recuperación de oro únicamente en 3,0 %.

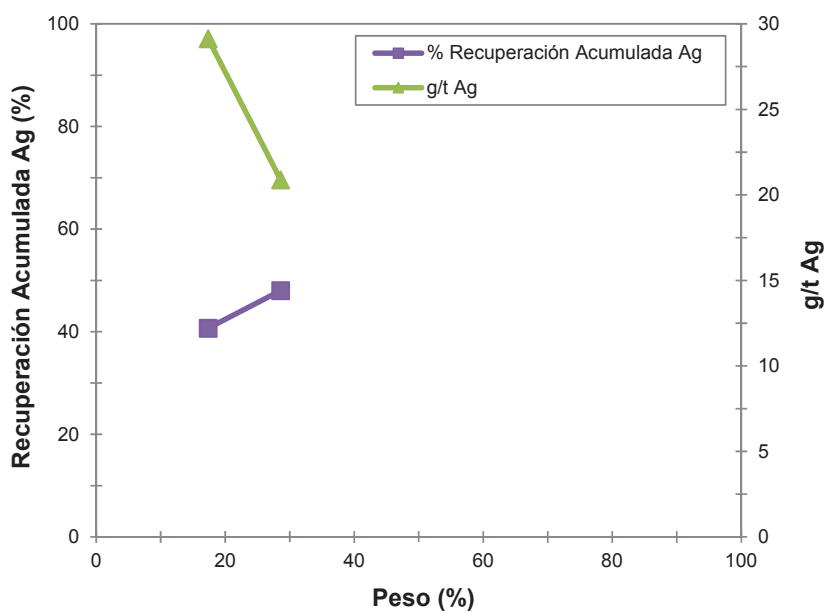
En la Figura 3.7 se muestra la extracción de plata, cuyo comportamiento es similar a lo ocurrido con el oro, pero la plata disminuye de 29,1 a 20,9 g/t en la segunda flotación. Sin embargo, en términos de recuperación, esta asciende aproximadamente en un 8,0 %.

En la Figura 3.8 se puede apreciar que la recuperación de cobre alcanza el 96,1 % al final del proceso.

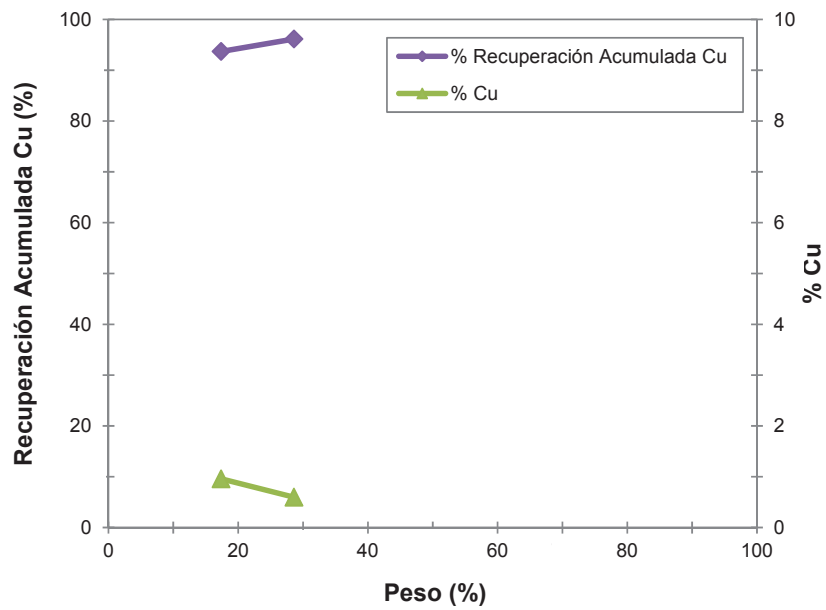




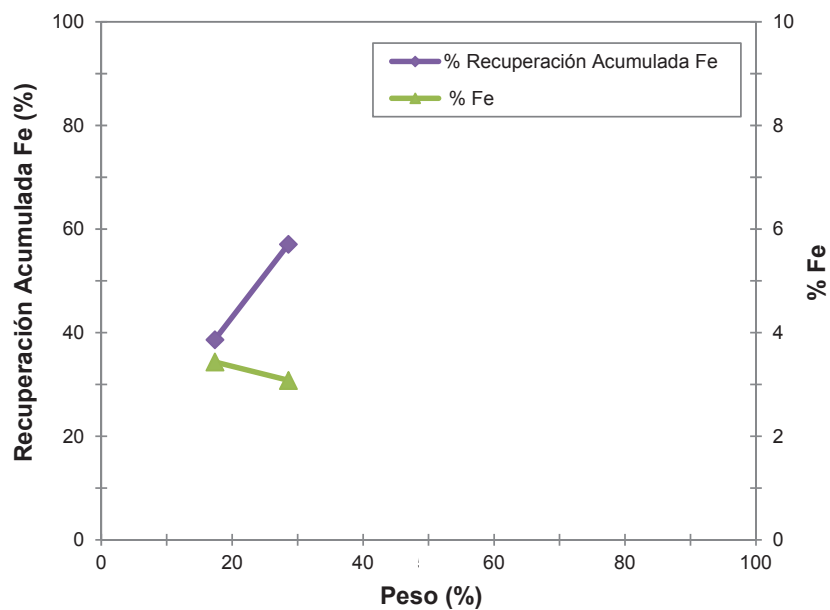
**Figura 3.6** Resultados de flotación de oro del relave de concentración gravimétrica del mineral.  $d_{80}=132 \mu\text{m}$



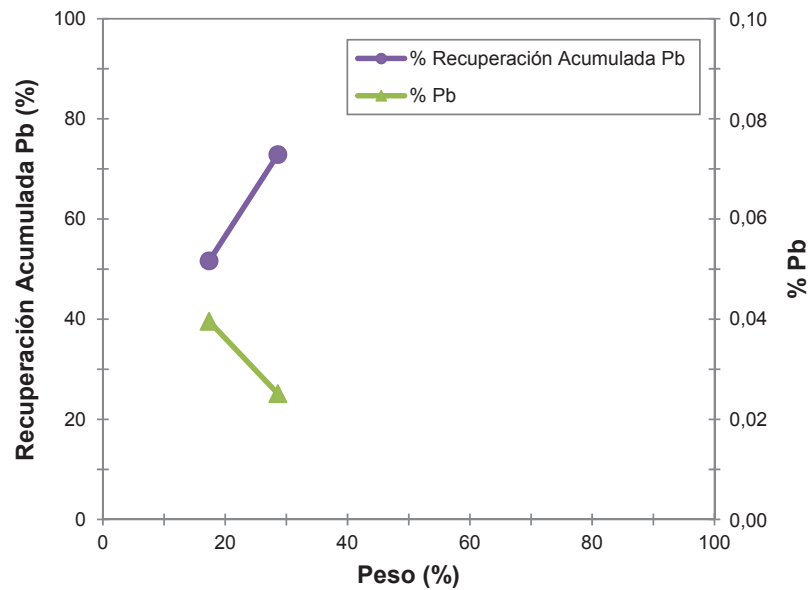
**Figura 3.7** Resultados de flotación de plata del relave de concentración gravimétrica del mineral.  $d_{80}=132 \mu\text{m}$



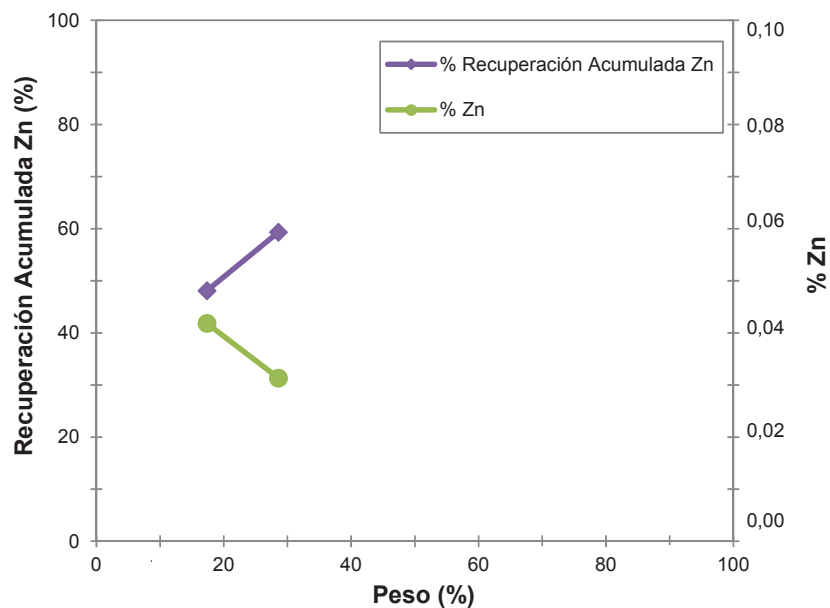
**Figura 3.8** Resultados de flotación de cobre del relave de concentración gravimétrica del mineral.  $d_{80}=132 \mu\text{m}$



**Figura 3.9** Resultados de flotación de hierro del relave de concentración gravimétrica del mineral.  $d_{80}=132 \mu\text{m}$



**Figura 3.10** Resultados de flotación de plomo del relave de concentración gravimétrica del mineral.  $d_{80}=132 \mu\text{m}$



**Figura 3.11** Resultados de flotación de zinc del relave de concentración gravimétrica del mineral.  $d_{80}=132 \mu\text{m}$

Como se aprecia en las Figuras 3.9, 3.10 y 3.11, si bien es cierto el porcentaje de recuperación del hierro, plomo y zinc, respectivamente, aumenta, la concentración de los mismos en el material concentrado disminuye, aspecto beneficioso para la

comercialización de los concentrados de flotación, ya que estos son penalizados cuando poseen alto contenidos de los metales antes mencionados.

Estos resultados mantienen la misma tendencia ya que se trata de metales que se encuentran asociados entre sí.

### **3.1.7 EVALUACIÓN DEL PROCESO DE RECUPERACIÓN DE ORO POR LIXIVIACIÓN EN LAS CONDICIONES ACTUALES**

El objetivo de evaluar el proceso de recuperación de oro por cianuración en el mineral en las condiciones actuales, fue determinar el comportamiento del material ante el proceso de cianuración así como conocer las recuperaciones que alcanza en el proceso a nivel de laboratorio y obtener la cinética de cianuración del mineral.

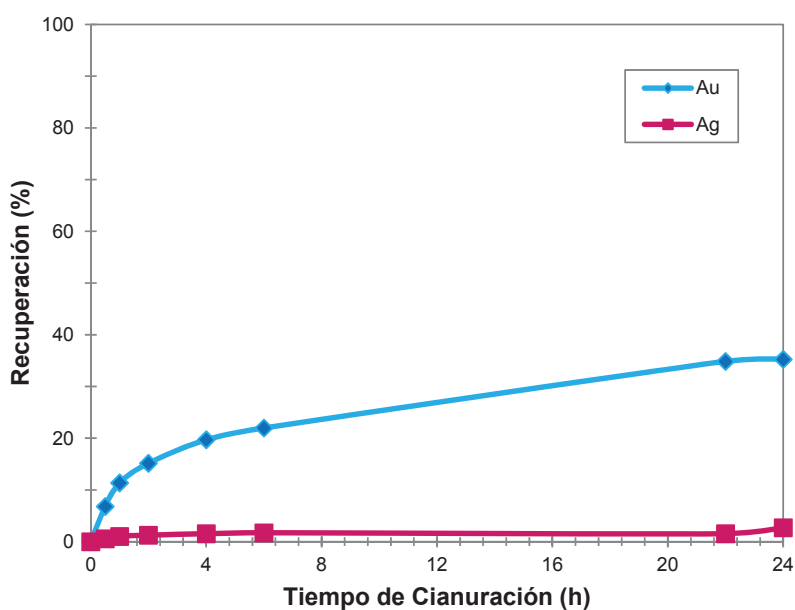
Se trabajó con el relave de flotación del mineral con una concentración de 1 g/L de NaCN y un  $d_{80}$  de 132  $\mu\text{m}$ .

Se evaluó la recuperación de oro y plata por medio de balances metalúrgicos, en los cuales se trabajó con los volúmenes adquiridos de la solución fuerte y de lavado. Además se emplearon datos de alimentación recalculada para determinar la recuperación.

El ensayo se efectuó como se explicó en la sección 2.1.5 La cinética de cianuración se muestra en la Figura 3.12. En el Anexo X se muestra las condiciones de cianuración y los resultados tanto de la cinética de cianuración como del balance metalúrgico.

La recuperación de oro alcanza únicamente un 38,4 % y 2,7 % de plata, lo que ratifica que se trata de un material refractario al no superar el 80,0 % de la recuperación de oro e implica que las partículas de oro pueden encontrarse ocluidas en matrices sulfurosas como se pudo apreciar con el análisis

mineralógico, la pirrotina el cual al contacto con el cianuro de sodio reacciona con facilidad e incrementa el consumo de cianuro y oxígeno. Esto lo hace un material difícil de tratar con un alto costo económico.



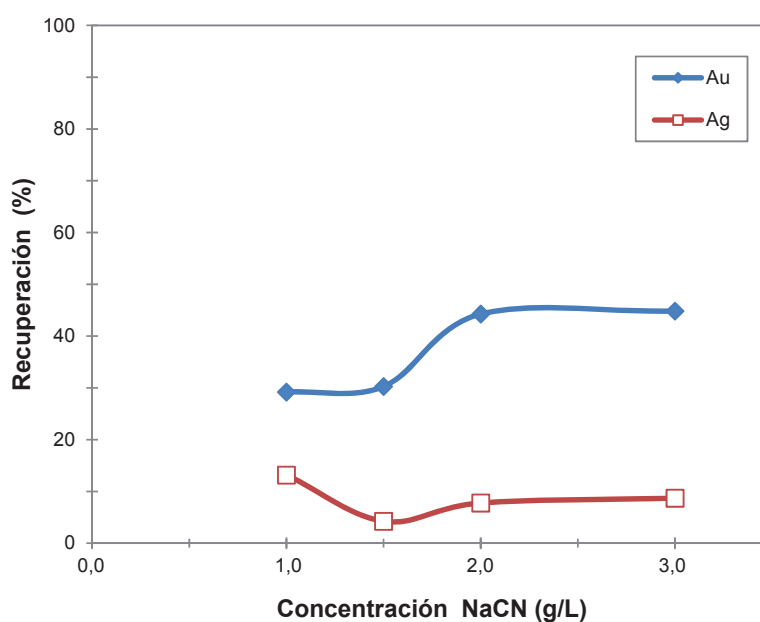
**Figura 3.12** Concentración Gravimétrica del mineral de cabeza.  $d_{80}=132 \mu\text{m}$

### 3.2 EVALUACIÓN, A ESCALA DE LABORATORIO, DE LA INFLUENCIA DE LA CONCENTRACIÓN DE CIANURO DE SODIO EN LA RECUPERACIÓN DE ORO EN EL PROCESO DE CIANURACIÓN

La recuperación de oro es función de la concentración de cianuro, por lo que los ensayos se realizaron a diferentes concentraciones de cianuro de sodio en solución: 1,0; 1,5; 2,0 y 3,0 g/L, con el mineral a un tamaño de partícula de  $132 \mu\text{m}$ , con volúmenes de 2 L y porcentaje de sólidos del 33,3 %. Cada cianuración se efectuó durante 24 h con una velocidad de agitación de 1000 rpm y se mantuvo el pH de la solución constante en valores entre 10,5 y 11,0; a fin de determinar la influencia de la concentración de cianuro de sodio en las soluciones de lixiviación para la recuperación de oro y plata, y establecer la mejor

concentración de cianuro a la cual el proceso resulta más eficiente para la recuperación de los metales de interés.

En la Figura 3.13 se muestran los resultados de recuperación de oro y plata durante los procesos de cianuración a diferentes concentraciones de cianuro de sodio. Los resultados de los ensayos se detallan en el Anexo X.



**Figura 3.13** Recuperación de oro y plata en función del tiempo con diferentes concentraciones de NaCN. Condiciones: 16 min de molienda,  $d_{80} = 132 \mu\text{m}$ , 24 h de cianuración

Se puede apreciar que para un tiempo de operación de 24 h, la máxima recuperación de oro y plata se obtiene con una concentración de 2 g/L NaCN, debido a que al incrementarla sobre su punto máximo, las disoluciones de estos metales son independientes de la cantidad de cianuro. Sin embargo, al aumentar la concentración de cianuro de sodio, lejos de permitir un incremento en la recuperación del metal precioso provoca reducciones significativas de la misma, probablemente por la disolución de otros minerales consumidores de cianuro como minerales sulfurados de zinc, cobre y hierro, portadores de oro, que generan más reacciones de competencia para formar complejos cianurados que a su vez disminuyen la cantidad de cianuro de sodio en solución, lo que retarda la

lixiviación de oro y plata. El incremento de metales en solución disminuye la cantidad de cianuro de sodio en solución, lo que retarda la disolución de oro y plata y disminuye su recuperación.

La recuperación total en la cianuración alcanzó el 44,3 % Au y el 7,8 % Ag. También se puede apreciar que la recuperación de oro presenta valores más altos que la plata a lo largo del proceso. Esto se da debido a que la velocidad de reacción del oro es mayor que la de la plata.

Los resultados de las recuperaciones totales de oro y plata obtenidas así como de los reactivos empleados se exponen en la Tabla 3.10.

**Tabla 3.10** Cianuración del mineral de cabeza con diferentes concentraciones de cianuro de sodio, 33,3 % sólidos, Tiempo=24 h, 1000 rpm, pH= 10,5-11,0

Concentración (g/L)	% Recuperación		CN <sup>-</sup> (kg/t)	Cal (kg/t)
	Au	Ag		
1,0	29,2	13,2	2,6	3,3
1,5	30,3	4,2	4,3	2,3
2,0	44,3	7,8	3,7	3,5
3,0	44,8	8,7	7,6	0,9

El consumo de cianuro se incrementó en aproximadamente un 42,0 % con respecto a lo empleado al trabajar con una concentración de 1 g/L, pero el consumo de cal es similar ya que al utilizar la misma granulometría, las partículas liberadas proporcionan igual grado de acidez a la muestra.

El aumento en el consumo de cianuro se justifica con el incremento en la recuperación de oro y también por la disolución de otros elementos cianicidas presentes en la muestra.

La lixiviación en lecho agitado es la más utilizada ya que presenta altas recuperaciones en comparación con los otros métodos de cianuración. Con base en el análisis realizado en la sección 3.1, se puede concluir que existe una capa

de óxido recubriendo gran cantidad de oro y plata en el mineral, lo que impide el incremento de la recuperación.

### **3.3 EVALUACIÓN, A ESCALA DE LABORATORIO, DE LA INFLUENCIA DEL TAMAÑO DE PARTÍCULA EN LA RECUPERACIÓN DE ORO EN LOS PROCESOS DE CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA, FLOTACIÓN Y CIANURACIÓN**

Debido a la baja recuperación de oro, se estima que probablemente la baja recuperación se debe a que el oro no ha sido totalmente liberado, dado que en el proceso de lixiviación se requiere que las especies minerales auríferas tengan un grado de liberación adecuado para proporcionar el mayor contacto entre la superficie del sólido y la solución cianurada.

Para esto se trabajó con el material molido a diferentes tamaños de partícula, con volúmenes de 2 L y porcentaje de sólidos del 33,3 %. El tamaño de partícula se disminuyó para poder determinar si existe una mayor recuperación de oro y plata. La cianuración se efectuó durante 24 h con una velocidad de agitación de 1000 rpm y se mantuvo el pH de la solución constante en valores entre 10,5 y 11,0. Se analizó la cinética de cianuración y se realizó el balance metalúrgico a diferentes granulometrías pero bajo las mismas condiciones experimentales. La concentración de cianuro con la cual se trabajó fue de 2 g/L, correspondiente a la obtenida en la sección 3.2.

Los resultados de recuperación de oro y plata durante los procesos de cianuración a las distintas granulometrías empleadas se presentan en la Tabla 3.11, Figuras 3.14 y 3.15 y se detallan en el Anexo X.

Al cianurar el material de 109  $\mu\text{m}$  se reduce el consumo de cianuro e incrementa el de cal como se observa en la Tabla 3.11. Durante este tratamiento se forman



óxidos, que recubren la superficie del mineral, impidiendo el acceso de cianuro a sitios donde se localiza el oro, siendo esta la causa más probable de la disminución de la cinética de cianuración.

**Tabla 3.11** Cianuración del mineral de cabeza con la variación del tamaño de partícula, 33,3 % sólidos,  $[CN]^- = 2$  g/L, Tiempo=24 h, 1000 rpm, pH= 10,5-11,0

Tiempo (min)	$d_{80}$ ( $\mu\text{m}$ )	% Recuperación		Consumo NaCN (kg/t)	Consumo CaO (kg/t)
		Au	Ag		
16	132	44,3	21,1	3,7	3,5
20	109	32,8	12,2	1,4	6,3
30	88	42,1	22,3	3,5	8,5
40	80	62,0	31,6	3,6	8,5
60	74	60,9	5,1	4,6	9,3

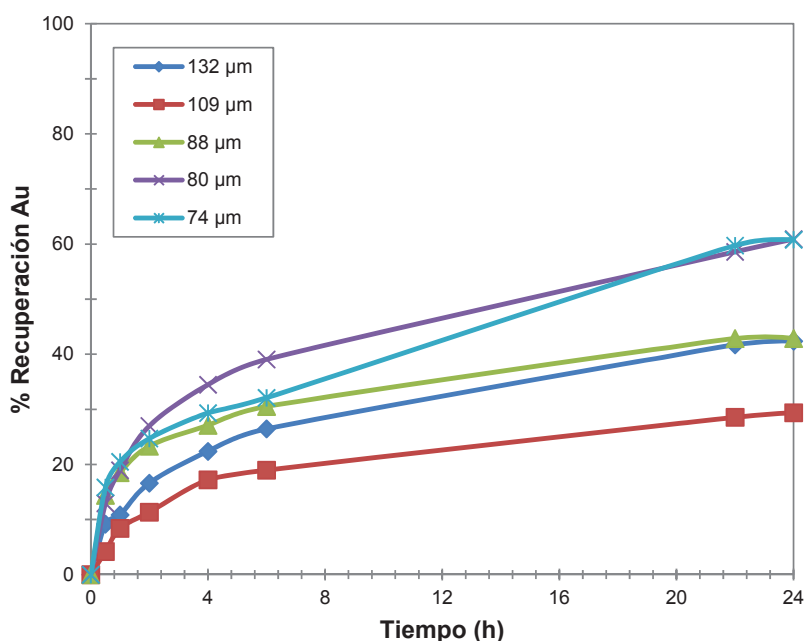
Si bien es cierto, el mineral de 74  $\mu\text{m}$  presenta un mayor consumo de cianuro y cal, su recuperación es ligeramente menor al obtenido a las 80  $\mu\text{m}$ , por lo cual no se justifica una molienda mayor.

Esto comprueba que la molienda más fina permite la liberación y formación de compuestos ácidos y sales solubles, que consumirían mayor cantidad de reactivos para su neutralización mas no para la lixiviación.

El incremento en el consumo de cal y cianuro confirma el hecho de que la molienda favorece la formación de compuestos cianicidas y consumidores de oxígeno.

En la Figura 3.14, se relaciona el porcentaje de recuperación de oro para diferentes tamaños de partícula, en el cual podemos notar que la extracción de oro crece al reducir la granulometría del material hasta 80  $\mu\text{m}$  (40 min de molienda), momento en el que alcanza la máxima recuperación de oro, correspondiente a 62,0 %. Se obtiene un incremento de 17,7 % Au con respecto al recuperado en las condiciones actuales de molienda (132  $\mu\text{m}$ ), con un consumo

de cianuro similar pero con un incremento en el de cal de 2.4 veces la requerida en el mineral con un  $d_{80}=132 \mu\text{m}$ .



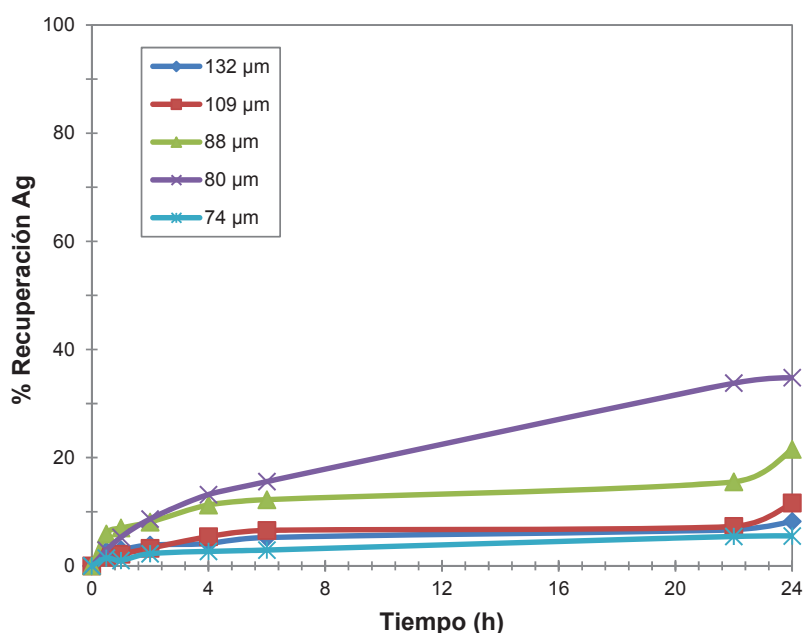
**Figura 3.14** Recuperación de oro en función del tiempo con diferentes tiempos de molienda. Condiciones:  $[\text{CN}] = 2 \text{ g/L}$ , 24 h de cianuración

A diferencia de la recuperación de oro, la de plata disminuye drásticamente cuando el mineral tiene un  $d_{80}$  de  $74 \mu\text{m}$  (60 min de molienda), por debajo de  $132 \mu\text{m}$  (16 min de molienda), esto se debe a que mientras más fino es el material, se liberan varios minerales que interfieren dentro del proceso de cianuración como se observa en la Figura 3.15. No obstante, la extracción de plata crece al reducir el tamaño de partícula hasta  $80 \mu\text{m}$  (40 min de molienda) y alcanza una recuperación de 31,6 % de plata.

Con la reducción de la granulometría se obtiene mayor recuperación, es así que la lixiviación con cianuro de sodio permite obtener el 62,0 % de oro y el 31,6 % de plata presente en el mineral.

De acuerdo a los resultados, se determina que el tamaño de partícula al cual aumenta la recuperación de oro es  $80 \mu\text{m}$ .

Al disminuir el diámetro de partícula hasta las 80  $\mu\text{m}$  incrementa el grado de liberación de oro y al mismo tiempo presenta una mayor afinidad a reaccionar con el cianuro de sodio. Sin embargo, al ampliar aún más el tiempo de molienda, es decir, reducir el tamaño de partícula hasta 74  $\mu\text{m}$ , disminuye el porcentaje de recuperación de oro levemente mientras que el de plata desciende drásticamente. Esto quiere decir que la reducción del tamaño de partícula incrementa las reacciones de competencia de otros elementos cianicidas existentes en el mineral, de manera que retardan la cinética de cianuración e interfieren en la cianuración, pero la velocidad de reacción del oro se mantiene más alta que la de plata.



**Figura 3.15** Recuperación de plata en función del tiempo con diferentes tiempos de molienda. Condiciones:  $[\text{CN}] = 2 \text{ g/L}$ , 24 h de cianuración

Es importante mencionar que al trabajar con cianuro de sodio, el pH de la muestra debe ser regulado para alcanzar un valor entre 10,5 y 11,0. Debido a que si este es superior a 12,0, el proceso de cianuración se vuelve muy ineficiente y por el contrario, si es menor a 10,0 se incrementa la producción de ácido cianhídrico (altamente tóxico) y baja la cantidad de cianuro libre, requerido para la recuperación de los metales de interés.

### 3.3.1 EFECTO DE LA RECIRCULACIÓN DE EFLUENTES CIANURADOS EN EL PROCESO DE RECUPERACIÓN DE ORO POR CIANURACIÓN

Una vez obtenido el tamaño de partícula que beneficia el proceso de recuperación de oro por cianuración, se realizó ensayos de cianuración con ciclos de recirculaciones de los efluentes del ciclo anterior, implementando el tratamiento de recuperación de oro de la solución con carbón activado después de cada proceso de cianuración. El tratamiento por CIP (Carbón en pulpa) se realizó durante cuatro horas con agitación mecánica (1000 rpm) con carbón activado ECOKARBON-110 G, en proporción de 20 g/L, luego se filtró, se cianuró nuevamente, y se realizó análisis por absorción atómica del contenido de metales.

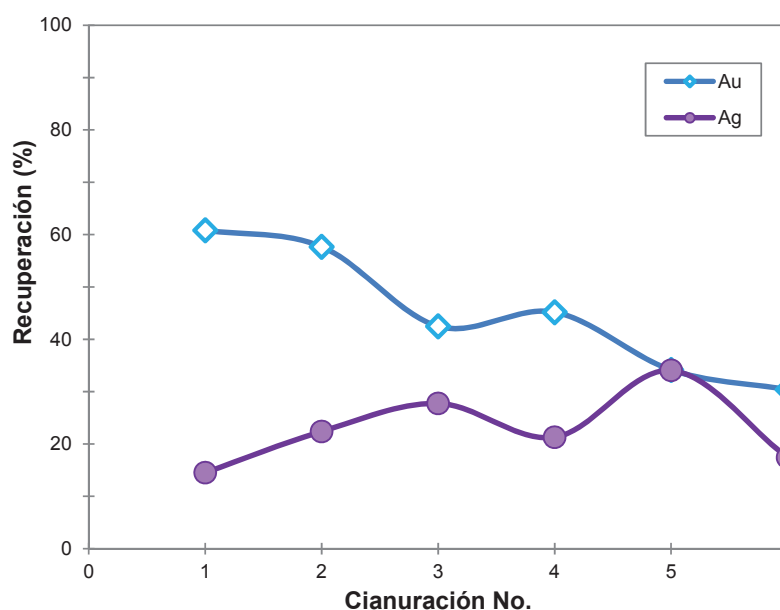
El proceso se repitió por 6 ocasiones y las condiciones empleadas en estos ensayos son los mismos que se detallan en la sección 2.3.1. Los resultados se presentan en la Tabla 3.12 y Figuras 3.16 y 3.17 y se detallan en el Anexo XI.

Como se observa en la Tabla 3.12, la recuperación de oro, desciende rápidamente a medida que el efluente es reciclado, debido a la acumulación de iones sulfurosos que generan reacciones de competencia con el oro, produciendo un efecto de envenenamiento en la solución que retarda su disolución y disminuye el porcentaje de recuperación.

**Tabla 3.12** Porcentaje de recuperación de oro empleando reciclo de solución después del CIP, para el mineral

Cianuración No.	% Recuperación		Consumo NaCN (kg/t)	Consumo CaO (kg/t)
	Au	Ag		
1	60,8	14,5	3,9	7,7
2	57,7	22,4	0,1	1,2
3	42,5	27,7	3,0	7,2
4	45,2	21,3	2,0	6,3
5	34,2	34,1	1,8	6,6
6	30,4	17,4	3,6	4,7

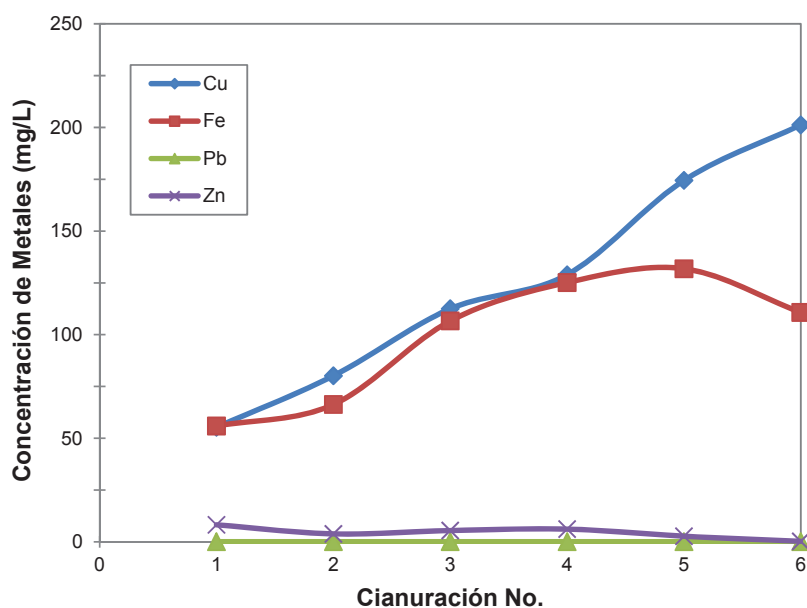
Los resultados de los análisis de Cu, Fe, Zn y Pb de las soluciones (fuerte y de lavado juntas), luego de los sucesivos procesos de cianuración y recuperación de oro en solución mediante CIP con carbón activado, previo a su recirculación, se presentan en las Figuras 3.16 y 3.17 y se verifica que el contenido de metales en solución después del proceso aumentan a medida que la esta se recicla, mientras que la recuperación de oro en solución es cada vez menor.



**Figura 3.16** Recuperación de oro y plata, después del proceso de cianuración y CIP, durante 6 ciclos de recirculación

El contenido de metales en solución está entre 20 - 200 ppm, por tanto las reacciones que compiten con el oro por el cianuro y el oxígeno presentes, son varias, evitando de este modo que los niveles de recuperación de oro se mantengan elevados.

El envenenamiento de la solución es producido principalmente por el elevado contenido de cobre y hierro, debido a la disolución de este durante la cianuración.



**Figura 3.17** Contenido de cobre, hierro, plomo y cinc en solución, después del proceso de cianuración y CIP, durante 6 ciclos de recirculación

### 3.3.2 EVALUACIÓN DEL PROCESO DE RECUPERACIÓN DE ORO POR CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA

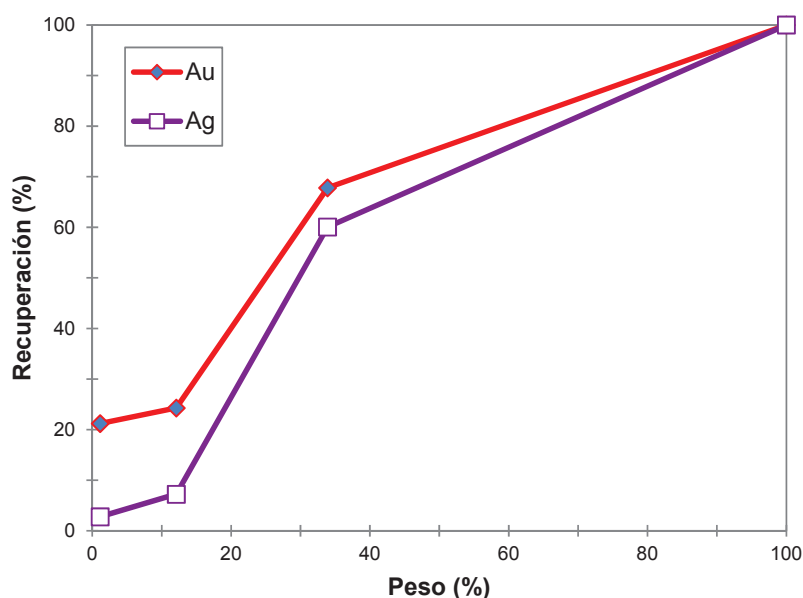
Luego de obtenido el diámetro de partícula ( $80 \mu\text{m}$ ) que beneficia la recuperación de oro en la cianuración, se procedió a concentrar el material en mesa Wifley. Este ensayo se desarrolló con el objetivo de determinar la influencia de la variación del tamaño de partícula en el proceso de concentración gravimétrica a escala de laboratorio bajo las condiciones de granulometría mencionadas.

Después de realizada la prueba se obtuvo los resultados que se muestran en la Tabla 3.13 y Figura 3.18. Los detalles de este ensayo se encuentran en el Anexo VIII ficha técnica N° 2.

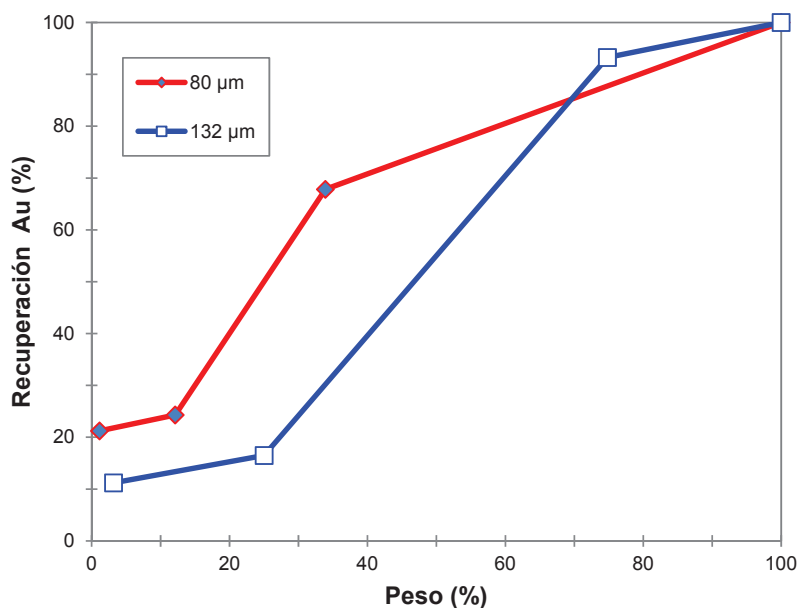
En el concentrado se recupera el 21,2 % de oro y 2,8 % de plata, lo que corresponde a la fracción de oro grueso y evidencia un mayor grado de liberación del metal de interés de la matriz sulfurosa.

**Tabla 3.13** Resultados de concentración gravimétrica del mineral de cabeza.  $d_{80}=80 \mu\text{m}$ 

Descripción	Peso (%)	Recuperación (%)	
		Au	Ag
Concentrado	1,1	21,2	2,8
Arena	11,0	3,1	4,4
C+A	12,1	24,3	7,2
Mixto	21,8	43,5	52,9
C+A+M	33,9	67,8	60,1
Fino	66,1	32,2	39,9
C+A+M+F	100,0	100,0	100,0

**Figura 3.18** Concentración gravimétrica del mineral de cabeza.  $d_{80}=80 \mu\text{m}$ 

Al realizar una comparación con el material cuyo tamaño de partícula es de  $132 \mu\text{m}$ , como se puede apreciar en la Figura 3.19, se tiene que la cantidad de oro recuperado en el concentrado y arenas se incrementa al disminuir su granulometría, además es evidente que se beneficia la recuperación de oro por concentración gravimétrica e incrementa la recuperación del metal precioso en un 10 % gracias a la liberación del mineral.



**Figura 3.19** Resultados de la concentración gravimétrica del mineral a diferentes granulometrías

### 3.3.3 EVALUACIÓN DEL PROCESO DE RECUPERACIÓN DE ORO POR FLOTACIÓN

En estos ensayos se trabajó con el relave de concentración gravimétrica a un tamaño de partícula menor a 80 µm, con volúmenes de 2,3 L y porcentaje de sólidos del 30,0 %. La flotación se efectuó con una velocidad de agitación de 1 200 rpm con pH natural de la pulpa formada, a fin de determinar la influencia de la granulometría en el proceso flotación del mineral para la recuperación de oro y plata cuyos resultados se presentan en la Tabla 3.14.

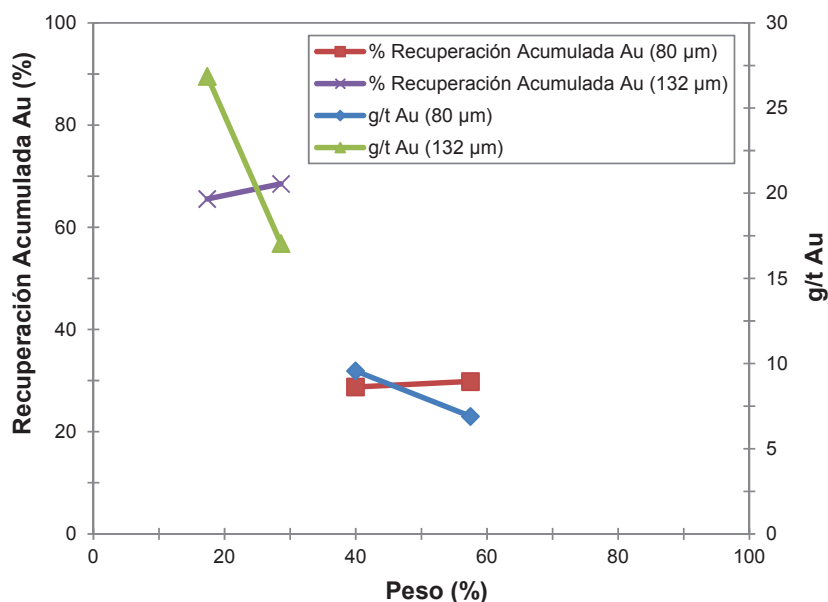
Durante la flotación, se puede observar que la recuperación de oro disminuye al trabajar con un diámetro de partícula aproximado de 80 µm, Esta alcanza, el 28,8 % de oro al final del proceso y un 57,0 % de plata, y pese a obtener un 99,6 % de cobre también se recupera un alto porcentaje de hierro, plomo y zinc, lo cual es coherente ya que se encuentran asociados.



**Tabla 3.14** Flotación de mixtos, arena y finos provenientes de proceso de concentración gravimétrica

Concentración	Peso (%)	% Recuperación					
		Au	Ag	Cu	Fe	Pb	Zn
A	40,0	28,7	48,5	98,9	67,4	62,3	67,4
B	17,5	1,1	8,5	0,7	22,0	0,0	9,2
A+B	57,5	29,8	57,0	99,6	89,3	62,3	76,6
Relave	42,5	70,2	43,0	0,4	10,7	37,7	23,4

En la Figura 3.20 se puede apreciar la influencia de la reducción del tamaño de partícula en la recuperación de oro mediante flotación al comparar el proceso bajo dos diferentes granulometrías. Como resultado se tiene que a 132  $\mu\text{m}$  la presencia de oro en el mineral es mayor que a 80  $\mu\text{m}$ . Esto sucede debido a que durante la concentración gravimétrica la cantidad de oro recuperado es menor en el material con  $d_{80} = 132 \mu\text{m}$ . La recuperación de oro en partículas finas disminuye por la dificultad de mantener una unión estable partícula-burbuja. Además, estas pueden ser arrastradas con mayor facilidad a los relaves.

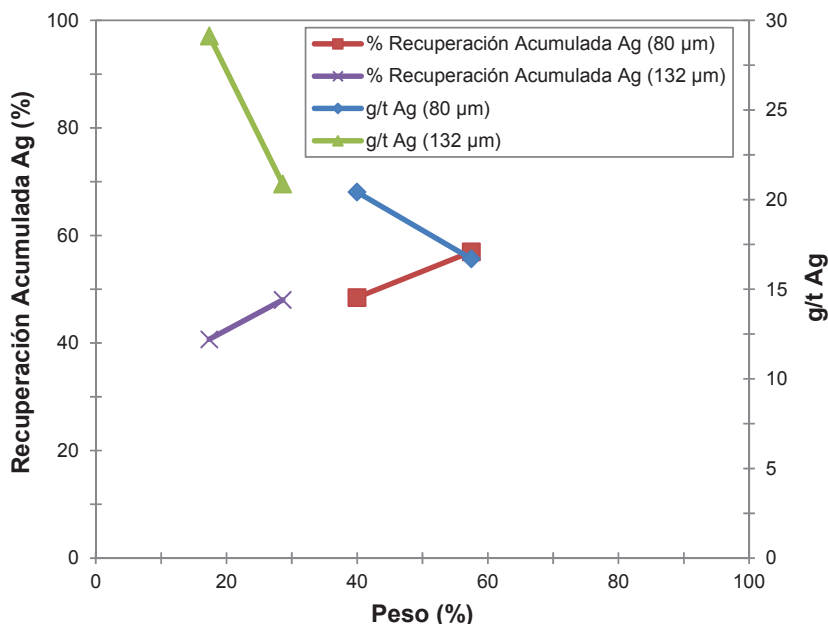


**Figura 3.20** Influencia del tamaño de partícula en la recuperación de oro mediante flotación

Estos resultados podrían corroborar afirmaciones que sostienen que el proceso de recuperación de oro por flotación en minerales con tamaños de partícula menores a 100  $\mu\text{m}$  presentan problemas y en ocasiones bajas recuperaciones durante el proceso. No obstante, esto también puede ser por la presencia de gran cantidad de oro fino, el cual no puede ser recuperado únicamente con el colector utilizado en estas pruebas sino que necesita un colector adicional.

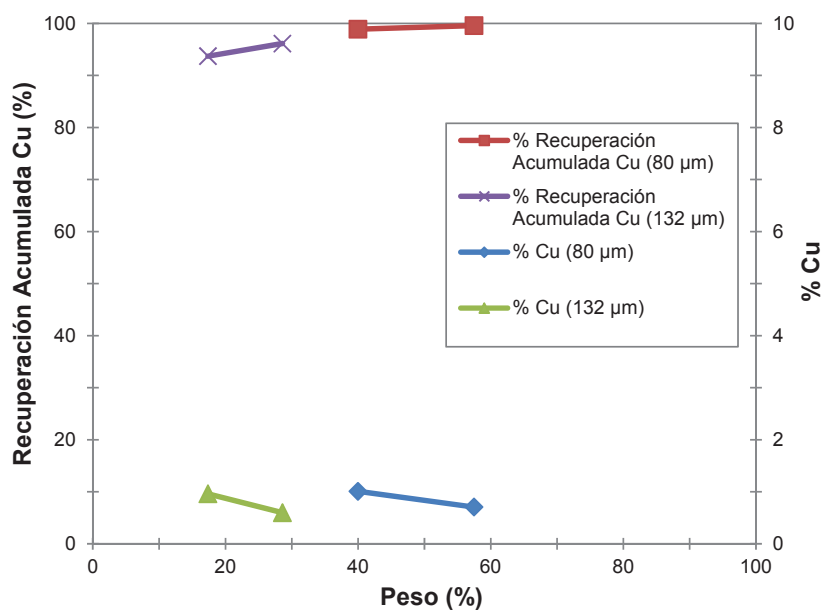
En las Figuras 3.21 y 3.22 se puede apreciar claramente la influencia de la reducción del tamaño de partícula en la recuperación de plata y cobre por flotación al comparar el proceso bajo dos diferentes granulometrías.

A diferencia del oro, la recuperación tanto de plata como de cobre, se beneficia del proceso de reducción de tamaño de partícula. De acuerdo a la Figura 3.21 la extracción de plata incrementa de 48,5 a 57,0 %. En la Figura 3.22 se observa que la recuperación de cobre aumenta de 96,1 a 99,6 %.

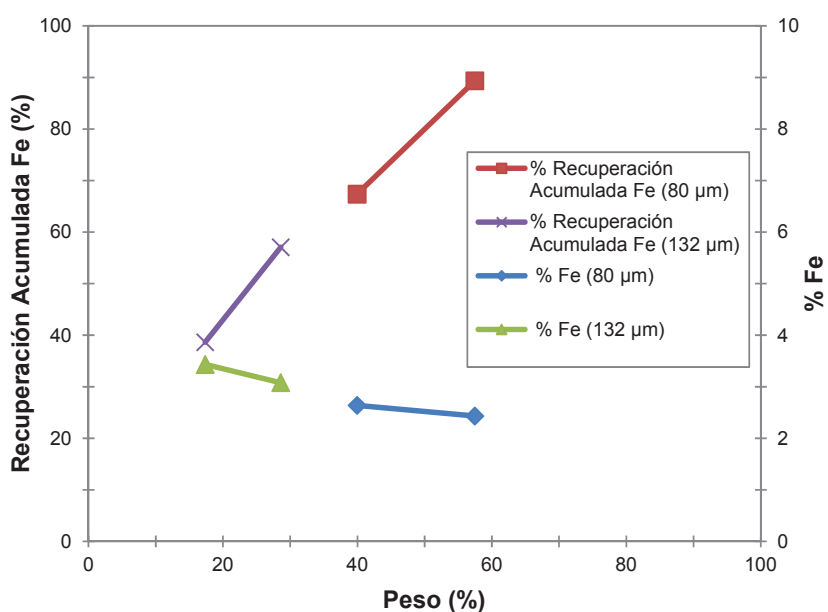


**Figura 3.21** Influencia del tamaño de partícula en la recuperación de plata mediante flotación

La recuperación de hierro por flotación también se beneficia al reducir el  $d_{80}$  del mineral e incrementa de 57,1 a 89,3 % Fe como se puede ver en la Figura 3.23.

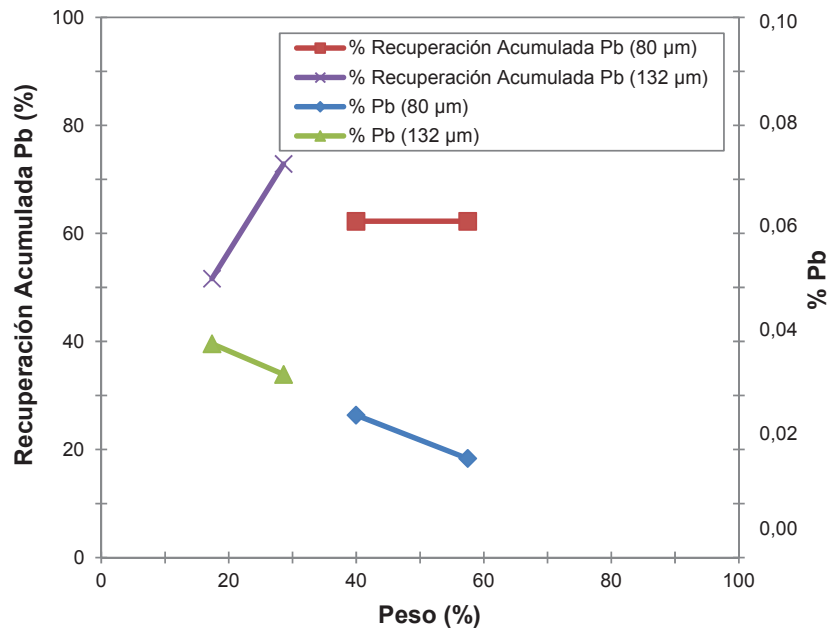


**Figura 3.22** Influencia del tamaño de partícula en la recuperación de cobre mediante flotación



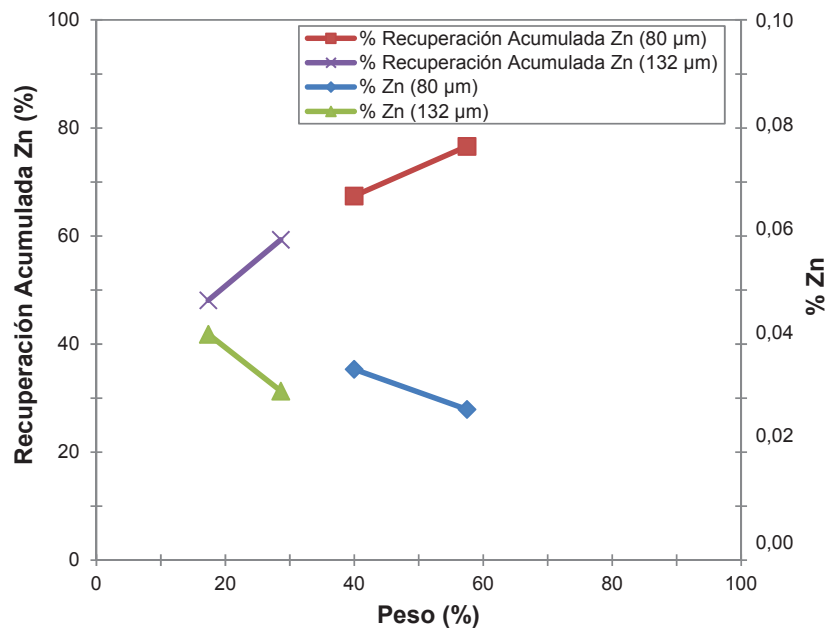
**Figura 3.23** Influencia del tamaño de partícula en la flotación de hierro

En la Figura 3.24 se observa que al disminuir el  $d_{80}$  del mineral, la recuperación de plomo disminuye de 72,9 a 62,3 %.



**Figura 3.24** Influencia del tamaño de partícula en la flotación de plomo

En la Figura 3.25 se presenta la influencia del tamaño de partícula en la recuperación de zinc.



**Figura 3.25** Influencia del tamaño de partícula en la flotación de zinc

Para comprobar si la causa de la recuperación de oro por flotación se debe al tamaño de partícula o a la presencia de oro fino, se realizaron pruebas, utilizando un reactivo adicional, el cual colecta principalmente oro fino. Dichos resultados se muestran en la Tabla 3.15 y Figuras 3.26, 3.27, 3.28, 3.29, 3.30 y 3.31.

**Tabla 3.15** Flotación de mixtos, arena y finos provenientes de proceso de concentración gravimétrica con la adición de aerofloat 208

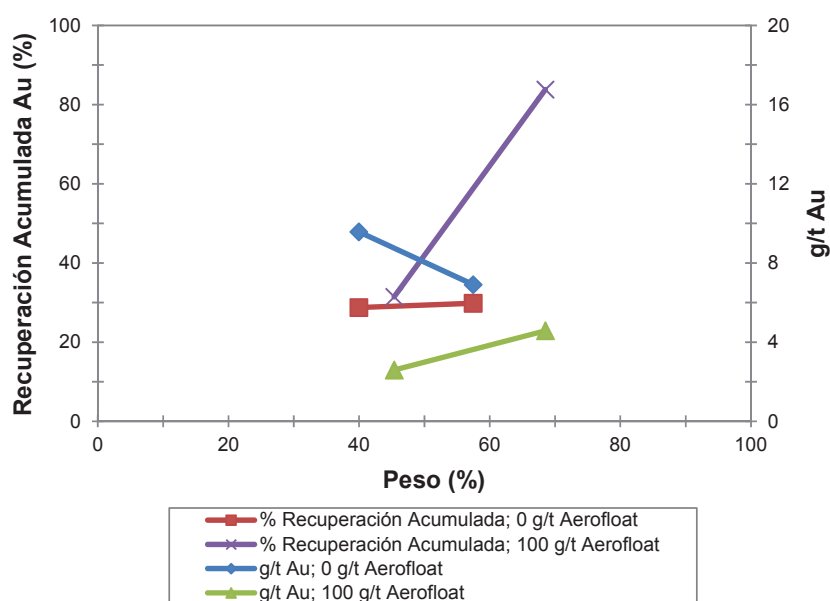
Concentración	Peso (%)	% Recuperación					
		Au	Ag	Cu	Fe	Pb	Zn
A	45,4	31,5	33,4	97,4	51,8	46,1	46,8
B	23,2	52,4	51,1	1,8	19,7	5,9	14,3
A+B	68,5	83,8	84,5	99,1	71,5	52,0	61,1
Relave	31,5	16,2	15,5	0,9	28,5	48,0	38,9

Como se puede ver en la Tabla 3.15, la recuperación de oro incrementa significativamente, esto quiere decir que la cantidad de oro fino presente en la cabeza de flotación es elevada y requiere de otro colector para su recuperación. El colector que se utilizó es el aerofloat 208.

Al observar la Tabla 3.15 y las Figuras 3.26, 3.27, 3.28, 3.29, 3.30 y 3.31, es evidente que el uso de aerofloat 208 en una concentración de 100 g/t, beneficia la recuperación de oro, así como también disminuye la cantidad de hierro, plomo y zinc en el concentrado ya que es un colector selectivo para oro fino.

Además, al comparar el efecto de la reducción del tamaño de partícula en el proceso de flotación, se obtiene que esta afecta la recuperación de oro pero beneficia la recuperación de plata y cobre, de la misma manera incrementa la recuperación de hierro y zinc, metales indeseados en la concentración. Sin embargo, de acuerdo a los resultados, a más de disminuir la granulometría el uso de otro colector mejora notablemente la recuperación de los metales de interés y a su vez disminuye la recuperación de los metales no deseados.

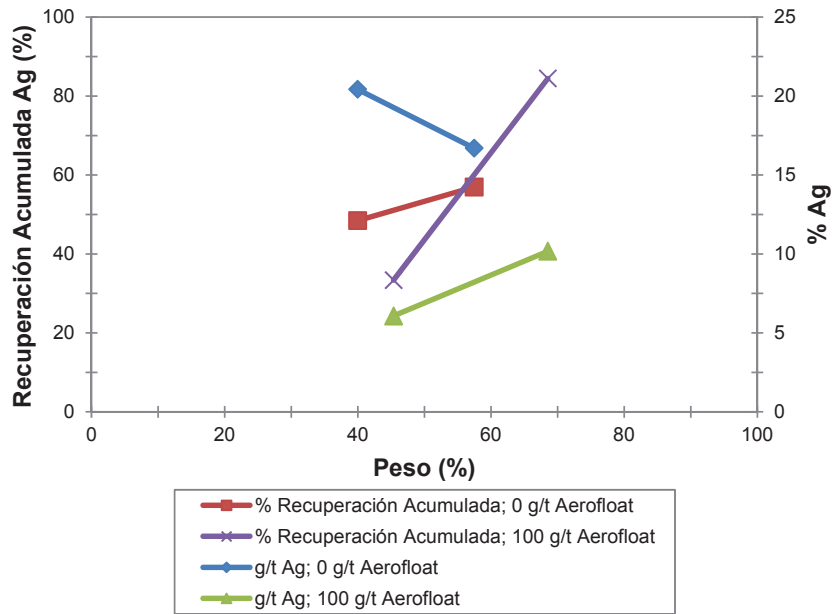
En la Figura 3.26 se puede apreciar como al combinar una concentración de 150 g/t de KAX y 100 g/t de aceite de pino con 100 g/t de aerofloat 208 incrementa la recuperación de oro de 29,8 a 83,8 %, es decir, eleva la extracción de oro en el proceso en aproximadamente 54,0 % el que se alcanza al no utilizar el aerofloat 208.



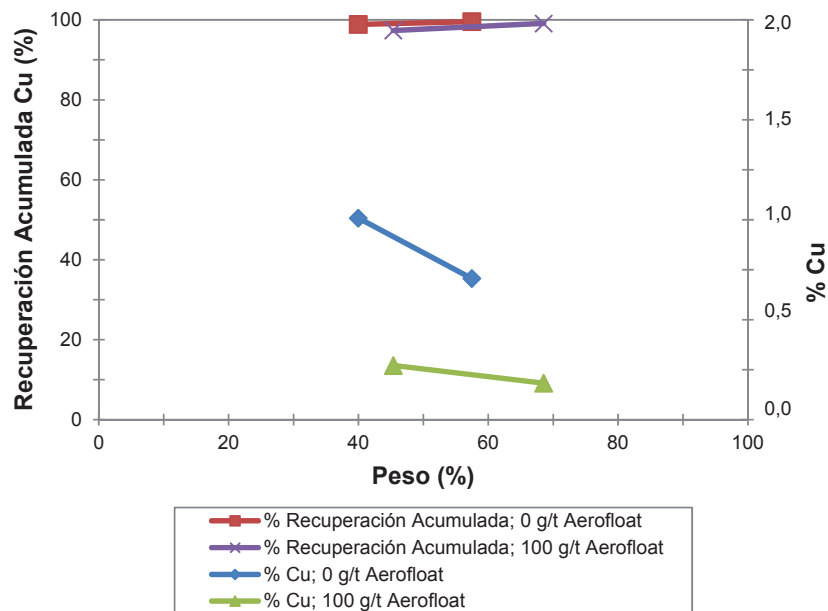
**Figura 3.26** Comparación de los resultados de la flotación de oro del relave de concentración gravimétrica con diferentes concentraciones de aerofloat 208. Condiciones:  $d_{80} = 80 \mu\text{m}$ ; KAX: 150 g/t; aceite de pino: 100 g/t

El mismo efecto se observa en la Figura 3.26, donde la combinación de los reactivos antes mencionados aumenta la recuperación de plata de 57,0 a 84,5 %, es decir, eleva su extracción en aproximadamente 27,5 % la cantidad de este metal con respecto a la que se obtiene sin el uso de este reactivo (aerofloat 208).

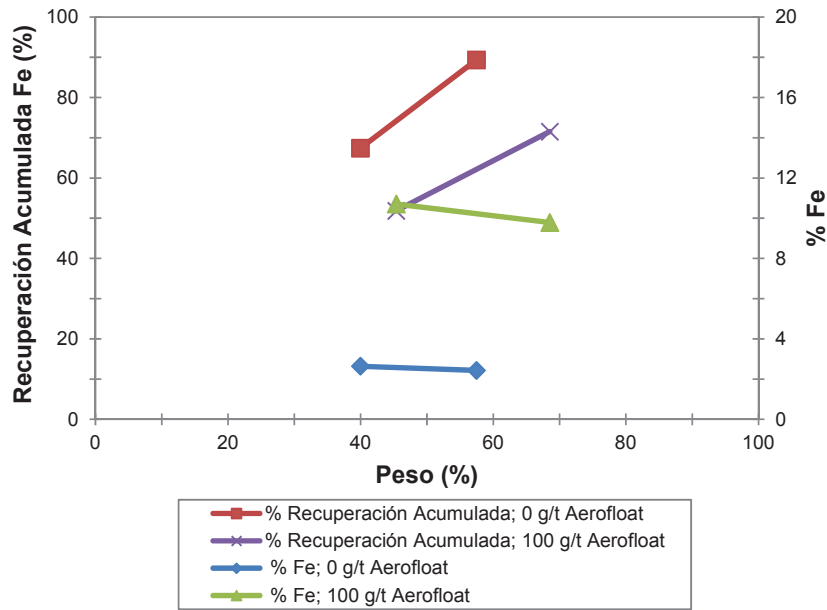
La cantidad de cobre recuperado también se incrementa, como se observa en la Figura 3.28, en cambio en la Figura 3.29, 3.30 y 3.31 la recuperación de hierro, plomo y zinc, respectivamente, disminuyen. Este efecto se debe posiblemente a que la combinación de los reactivos antes mencionados al ser selectivos, actúan principalmente sobre las partículas que contienen los metales preciosos.



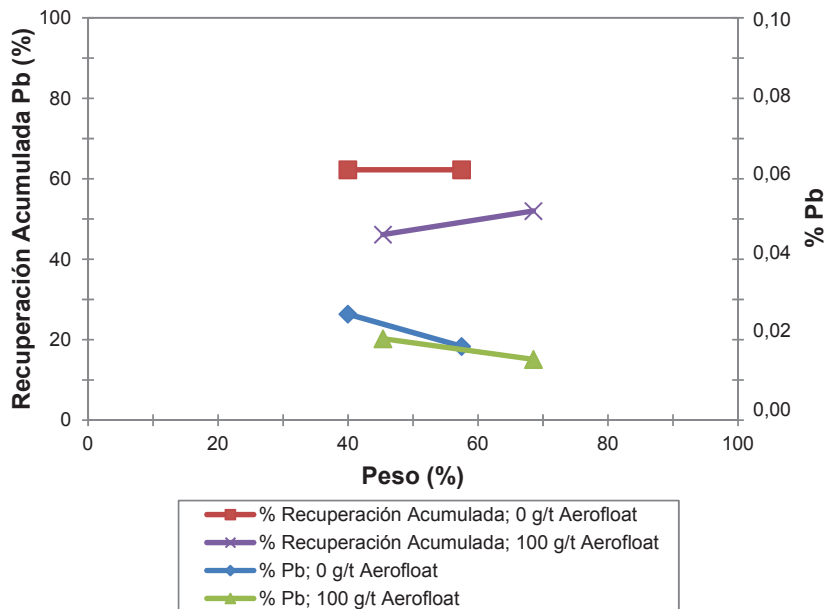
**Figura 3.27** Comparación de los resultados de la flotación de plata del relave de concentración gravimétrica con diferentes concentraciones de aerofloat 208. Condiciones:  $d_{80} = 80 \mu\text{m}$ ; KAX: 150 g/t; aceite de pino: 100 g/t



**Figura 3.28** Comparación de los resultados de la flotación de cobre del relave de concentración gravimétrica con diferentes concentraciones de aerofloat 208. Condiciones:  $d_{80} = 80 \mu\text{m}$ ; KAX: 150 g/t; aceite de pino: 100 g/t

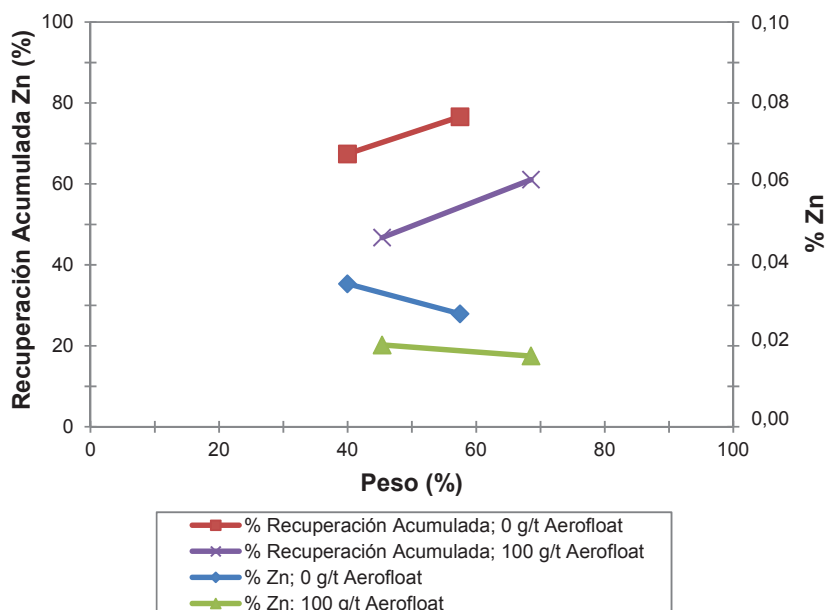


**Figura 3.29** Comparación de los resultados de la flotación de hierro del relave de concentración gravimétrica con diferentes concentraciones de aerofloat 208. Condiciones:  $d_{80} = 80 \mu\text{m}$ ; KAX: 150 g/t; aceite de pino: 100 g/t



**Figura 3.30** Comparación de los resultados de la flotación de plomo del relave de concentración gravimétrica con diferentes concentraciones de aerofloat 208. Condiciones:  $d_{80} = 80 \mu\text{m}$ ; KAX: 150 g/t; aceite de pino: 100 g/t





**Figura 3.31** Comparación de los resultados de la flotación de zinc del relave de concentración gravimétrica con diferentes concentraciones de aerofloat 208. Condiciones:  $d_{80} = 80 \mu\text{m}$ ; KAX: 150 g/t; aceite de pino: 100 g/t

### 3.3.4 EVALUACIÓN DEL PROCESO DE RECUPERACIÓN DE ORO POR CIANURACIÓN

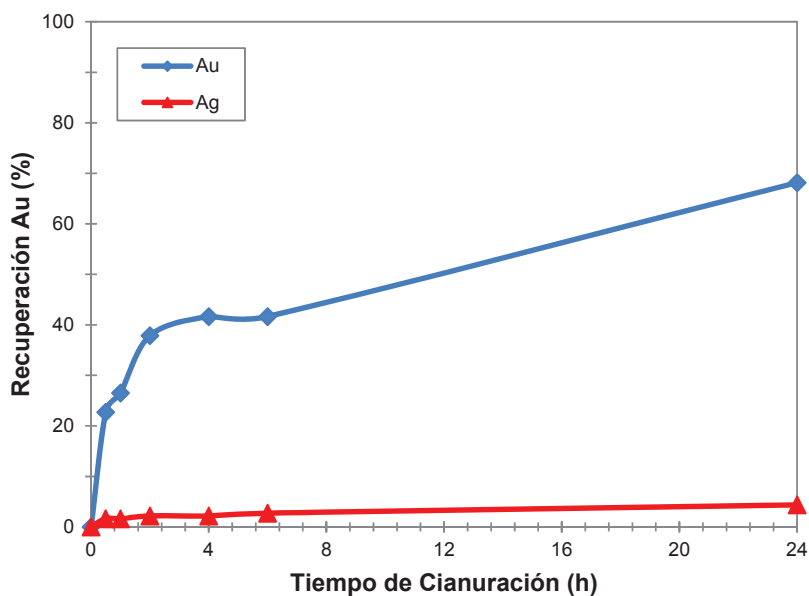
Para determinar la influencia de la granulometría en la cianuración del mineral para la recuperación de oro y plata, se trabajó con el relave proveniente del proceso de flotación a un tamaño de partícula menor a  $80 \mu\text{m}$ , con 2 L de agua y porcentaje de sólidos del 33,3 %. La velocidad de agitación fue de 1000 rpm con un pH de la pulpa formada, que oscila entre 10,5 y 11,0.

El ensayo se efectuó como se describió en la sección.2.3.4 La cinética de cianuración se muestra en la Figura 3.32 y los resultados de recuperación de oro y plata se detallan en el Anexo X.

Como se observa en la Figura 3.32, la recuperación de oro se incrementa hasta alcanzar únicamente un 68,2 % y 4,4 % de plata, lo que ratifica que se trata de un material refractario al no superar el 80,0 % de la recuperación. Pese a que el

tamaño de partícula del material a cianurar es menor a  $80\ \mu\text{m}$ , es posible que los granos de oro contenidos en la muestra utilizada, no se liberan totalmente en los procesos previos al proceso de cianuración, ya que dichos granos se encuentran presentes entre  $30$  y  $60\ \mu\text{m}$ , un tamaño mucho menor al  $d_{80}$  de la muestra y por ende no se encuentran en contacto con la solución cianurada para que se lleve a cabo la reacción.

Sin embargo, aunque la extracción no llegó al porcentaje esperado, la reducción del tamaño de partícula incrementa satisfactoriamente el porcentaje de recuperación de oro y plata con respecto al resultado obtenido al trabajar con  $132\ \mu\text{m}$ , de acuerdo a la Tabla 3.16. Además, como se aprecia en la Figura 3.32, la cinética de recuperación de oro es mayor a la de plata. Este comportamiento podría deberse a que la velocidad de disolución del oro, en este caso es menor al de la plata.



**Figura 3.32** Cinética de cianuración del relave de flotación.  $d_{80}=80\ \mu\text{m}$

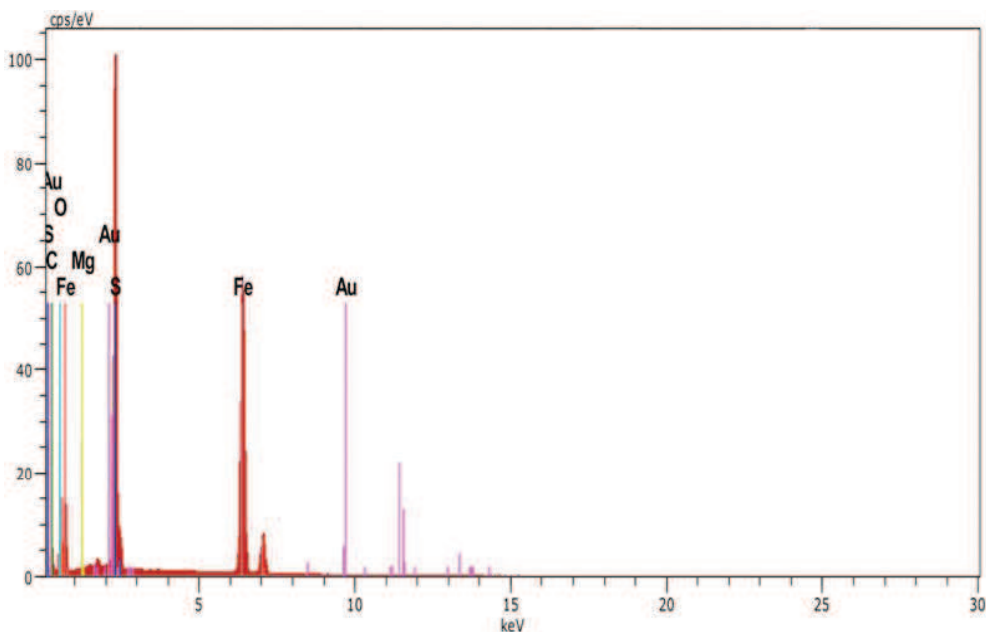
Como la recuperación de oro obtenida no supera el  $80,0\ \%$ , es de vital importancia determinar cuál es la causa de no poder incrementar su recuperación.

Por esta razón se decidió analizar el relave de cianuración en el microscopio electrónico de barrido.

**Tabla 3.16** Resultados de la variación del tamaño de partícula

Tamaño de Partícula ( $\mu\text{m}$ )	% Recuperación	
	Au	Ag
132	38,4	2,7
80	68,2	4,4

Los resultados del análisis, que se muestran en la Figura 3.33, arrojaron que la muestra está principalmente compuesta por sílice, hierro y azufre. En base a la mineralogía que presenta el mineral de cabeza, la presencia de silicio es debido a la presencia de cuarzo, mientras que la de hierro y azufre evidencia la presencia de sulfuros (calcopirita, pirita y pirrotina), a los cuales el oro se encuentra asociado. Es probable que no se haya encontrado presencia de oro debido al límite de detección del equipo. Sin embargo, la presencia de los metales a los cuales se encuentra asociado lleva a pensar que el oro se podría encontrar en trazas distribuido a lo largo de todo el mineral.



**Figura 3.33** Análisis del relave de cianuración por microscopía electrónica

### **3.4 EVALUACIÓN, A ESCALA DE LABORATORIO, DE LA INFLUENCIA DE LA APLICACIÓN DE PRE TRATAMIENTOS OXIDATIVOS EN LA RECUPERACIÓN DE ORO EN EL PROCESO DE CIANURACIÓN**

Para determinar la influencia de la aplicación de pre-tratamientos oxidativos previo al proceso de cianuración para la recuperación de oro y plata, en cada ensayo se trabajó con el mineral a un tamaño de partícula de 80  $\mu\text{m}$ , con una concentración de cianuro de sodio en solución de 2 g/L y porcentaje de sólidos del 33,3 % durante 24 h con una velocidad de agitación de 1000 rpm y se mantuvo el pH de la solución constante en valores entre 10,5 y 11,0.

Los resultados de recuperación de oro y plata durante los procesos de cianuración se detallan en el Anexo X.

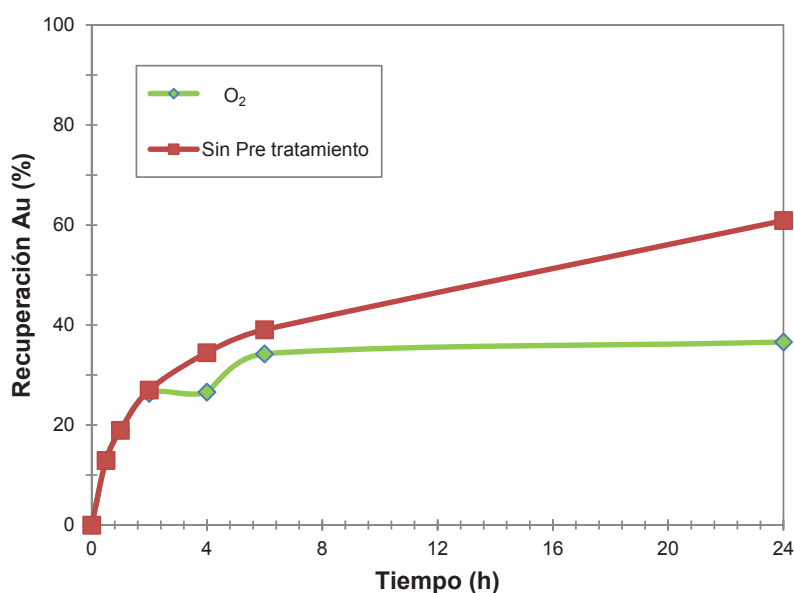
#### **3.4.1 AIREACIÓN**

El oxígeno es una de las sustancias necesarias para que se lleve a cabo las reacciones de disolución de oro y plata con cianuro. Esta prueba se realizó con un pequeño compresor que alimenta un caudal de 1,8 L/min (30,0  $\text{cm}^3/\text{s}$ ) de aire, a lo largo del proceso de cianuración.

De acuerdo a la Figura 3.34, un incremento en la concentración de oxígeno, disminuyó la recuperación de oro. Esto puede ser porque la cantidad de oxígeno suministrada supera enormemente la solubilidad del oxígeno a la temperatura de trabajo (8,0 mg/L), que es lo que causa problemas ya que este exceso de oxígeno se combina con cianuro para formar cianato, compuesto que no disuelve el oro.

Probablemente, el oxígeno proporcionado al proceso reaccionó con la superficie del mineral formando una capa sobre la partícula que contiene el metal de interés,

e impidió que la solución cianurada entre en contacto con el oro al interior de mineral y lo disuelva, lo que evita su recuperación.



**Figura 3.34** Efecto de la adición de oxígeno en la recuperación de oro durante la lixiviación. Condiciones:  $[\text{CN}^-]=2 \text{ g/L}$ ,  $\text{pH}=11,0$ ;  $Q_{\text{aire}}=1,8 \text{ L/min}$ , 24 h

Lo mismo ocurre con la recuperación de plata, como se puede apreciar en la Figura 3.35 no obstante, al final del proceso, esta es aproximadamente 5 veces menor a la obtenida sin pre-tratamiento.

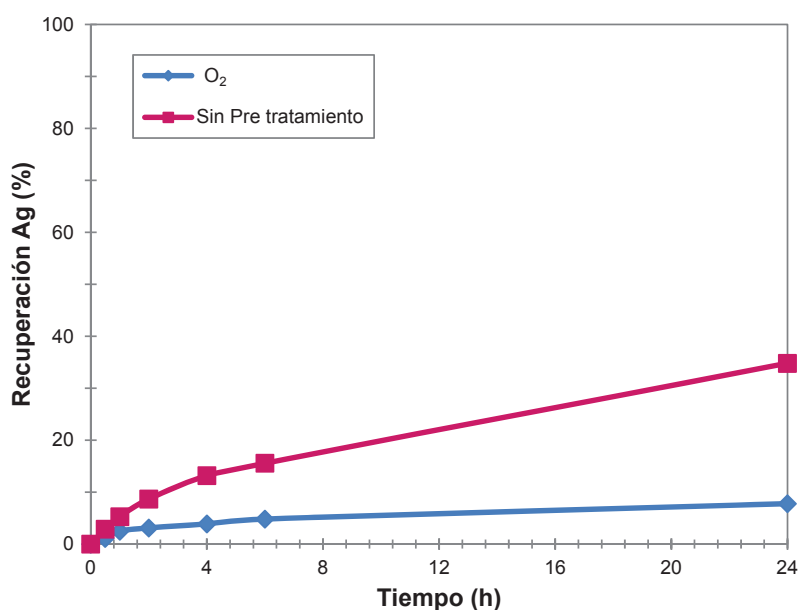
La velocidad de disolución del oro, en este caso es mayor al de plata. En la Tabla 3.17 se presenta la recuperación de oro y plata con adición de oxígeno y sin ella.

**Tabla 3.17** Recuperación de oro y plata con la adición de aire ( $\text{O}_2$ )

Ensayo	% Recuperación		Consumo NaCN (kg/t)	Consumo CaO (kg/t)
	Au	Ag		
Sin pre-tratamiento	62,0	31,6	3,6	8,5
Adición de $\text{O}_2$	39,1	5,3	8,2	7,2

De la misma manera, se considera que el incremento de oxígeno en solución durante la cianuración favorece la formación de óxidos y compuestos cianídicos,

lo cual se confirma con el aumento en el gasto de cal y cianuro. El elevado consumo de NaCN, indica que las reacciones de los compuestos consumidores de cianuro se ven favorecidas, mientras que la disminución del consumo de cianuro evidencia la formación de óxidos que recubren la superficie del mineral y la impermeabilizan, evitando de esta manera la extracción de oro.

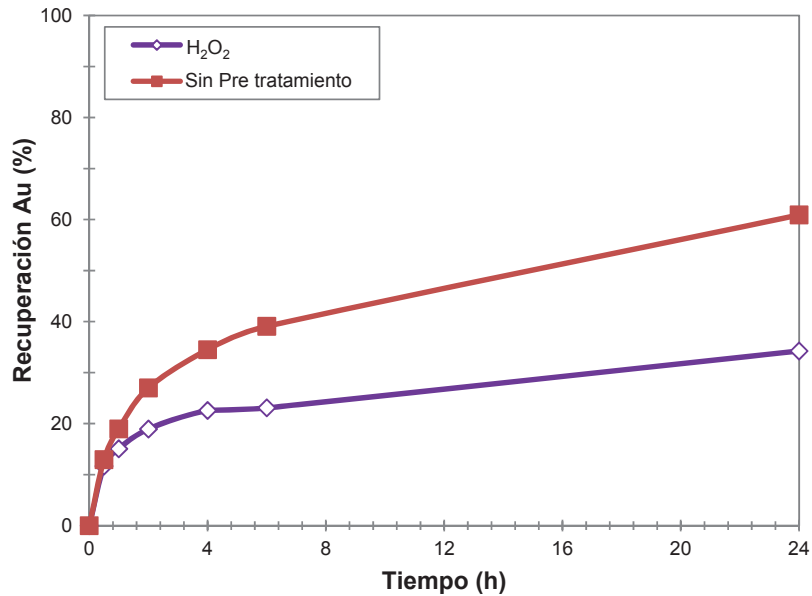


**Figura 3.35** Efecto de la adición de oxígeno en la recuperación de plata durante la lixiviación. Condiciones:  $[\text{CN}]^- = 2 \text{ g/L}$ ,  $\text{pH} = 11,0$ ;  $Q_{\text{aire}} = 1,8 \text{ L/min}$ , 24 h

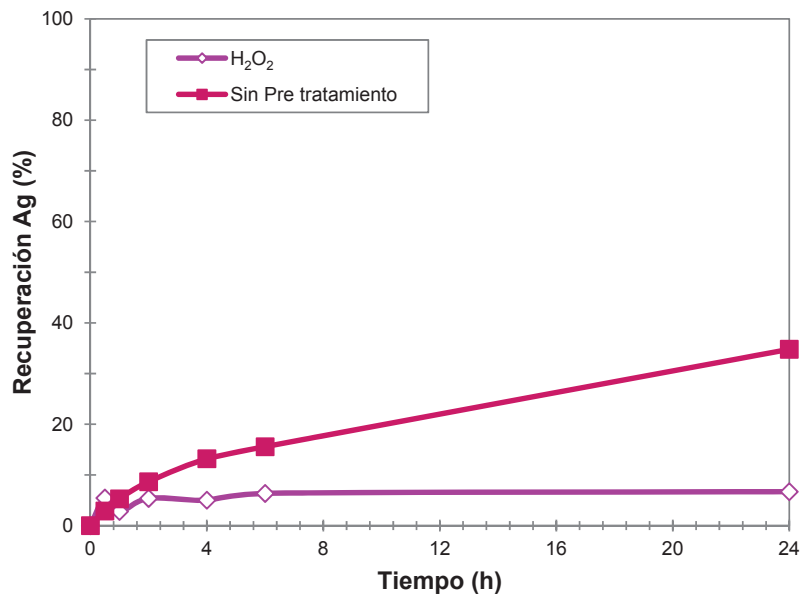
### 3.4.2 ADICIÓN DE PERÓXIDO DE HIDRÓGENO

Varios estudios han demostrado los beneficios de la adición de peróxidos como pre tratamiento oxidativo, es por eso que se decidió determinar la influencia de este aditamento en la muestra de mineral.

Se investigó el efecto que produce el adicionar peróxido de hidrógeno ( $\text{H}_2\text{O}_2$ ) en el tiempo destinado para la aireación del mineral. Las Figuras 3.36 y 3.37 presentan una comparación de la cinética de disolución de oro con la adición de peróxido de hidrógeno con un ensayo realizado al mineral sin pre-tratar. Las fichas técnicas del control del proceso se encuentran en el Anexo X.



**Figura 3.36** Efecto de la adición de H<sub>2</sub>O<sub>2</sub> en la recuperación de oro durante la lixiviación. Condiciones: [CN]<sup>-</sup>=2 g/L, pH=11,0; 24 h



**Figura 3.37** Efecto de la adición de H<sub>2</sub>O<sub>2</sub> en la recuperación de plata durante la lixiviación. Condiciones: [CN]<sup>-</sup>=2 g/L, pH=11,0; 24 h

La adición de 15 mL/kg de H<sub>2</sub>O<sub>2</sub>, contrario a lo esperado, no produce mejoras en la velocidad de disolución tanto de oro como de plata, y tampoco incrementa su recuperación. Pero, existe una pequeña reducción en el consumo de cal como se

observa en la Tabla 3.18. Una de las causas probables de este comportamiento es la formación de capas en la superficie del mineral debido a que al ser un fuerte oxidante, pasiva la superficie de los componentes cianicidas presentes y de esta manera impide que el cianuro entre en contacto con las partículas de oro y plata.

**Tabla 3.18** Resultados la recuperación de oro y plata con la adición de H<sub>2</sub>O<sub>2</sub>

Ensayo	% Recuperación		Consumo NaCN (kg/t)	Consumo CaO (kg/t)
	Au	Ag		
Sin Pre-tratamiento	62,0	31,6	3,6	8,5
H <sub>2</sub> O <sub>2</sub>	36,2	6,0	5,7	8,0

### 3.4.3 ADICIÓN DE SALES DE PLOMO

Los sulfuros solubles, formados por la descomposición de minerales sulfurosos, consumen oxígeno y cianuro de la solución, para formar bisulfatos y/o tiocianatos. Si el medio está suficientemente oxigenado, se favorecerán la formación de sulfatos, pero si la cantidad de oxígeno disuelto es menor, se favorecerá la formación de tiocianato con el consecuente consumo de cianuro.

La adición de pequeñas cantidades de sales, como nitrato de plomo u óxido de plomo, aceleran la oxidación de sulfuros solubles, precipitándolos como sulfuro de plomo insoluble, que es oxidado a sales o hidróxido.

Estas especies luego se re-disuelven en cal o cianuro y el ion plomo queda disponible para precipitar más sulfuros solubles. De esta manera, el plomo actúa como catalizador.

Para evaluar la influencia de la adición de sales de plomo sobre minerales refractarios se realizaron dos ensayos. Se empleó el mineral de cabeza, y en el primero se adicionó nitrato de plomo y en el segundo óxido de plomo como pre-tratamiento a la cianuración, estos reactivos se añadieron al inicio del proceso, en el tiempo empleado para la pre-aireación.

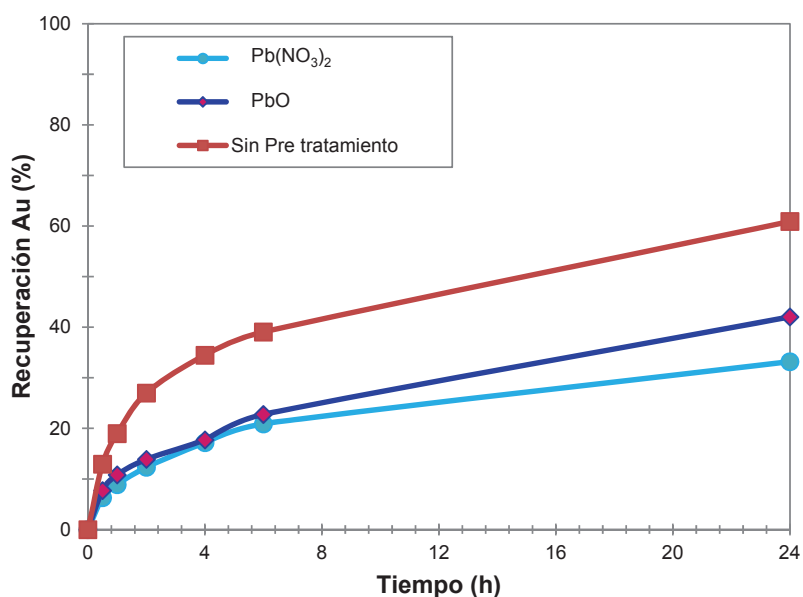


El porcentaje de recuperación global no se incrementa con la adición de sales de plomo, sin embargo existe una disminución en el consumo de cal de acuerdo a la Tabla 3.19.

**Tabla 3.19** Recuperación de oro en solución con adición de sales de plomo

Ensayo		%Recuperación		Consumo NaCN (kg/t)	Consumo CaO (kg/t)
		Au	Ag		
Sin pre-tratamiento		62,0	31,6	3,6	8,5
Adición Pb(NO <sub>3</sub> ) <sub>2</sub>	1 g/kg	32,8	9,7	6,1	6,7
Adición PbO	1 g/kg	41,7	9,8	4,4	6,5

Como se puede observar en la Figura 3.38, la cinética de cianuración no se incrementa con respecto al material sin pre-tratamiento.

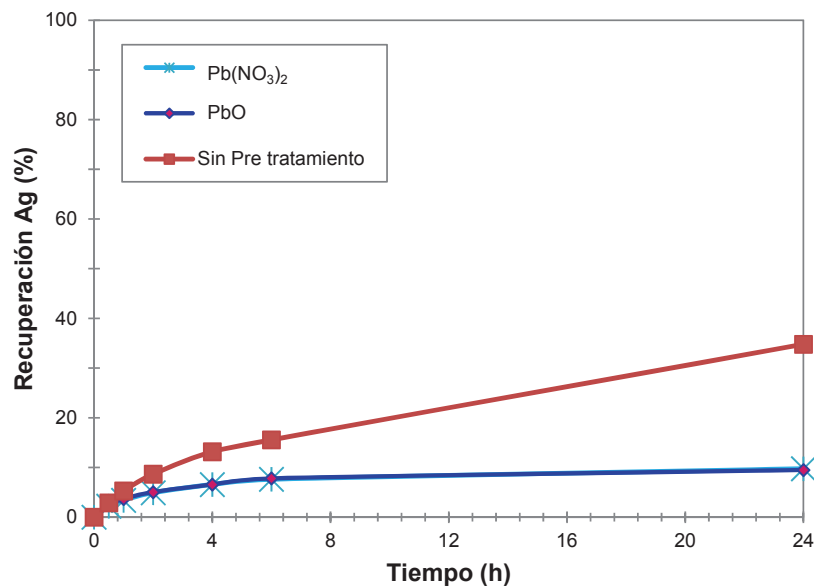


**Figura 3.38** Efecto de la adición de sales de plomo en la recuperación de oro durante la lixiviación. Condiciones: [CN]<sup>-</sup>=2 g/L, pH=11,0; 24 h

La cinética de recuperación de plata presenta la misma tendencia que la recuperación de oro según la Figura 3.39.

El uso de sales de plomo no incrementa la cinética de cianuración pero cabe recalcar que para el caso en el que se adicionó óxido de plomo, se obtiene

aproximadamente un 10,0 % más que al usar la misma cantidad de nitrato de plomo.



**Figura 3.39** Efecto de la adición de sales de plomo en la recuperación de plata durante la lixiviación. Condiciones:  $[\text{CN}]^- = 2 \text{ g/L}$ ,  $\text{pH} = 11,0$ ; 24 h

### 3.5 SIMULACIÓN DE LOS PROCESOS MEDIANTE PROGRAMAS COMPUTACIONALES (MOLY-COP Y MODSIM 3.6.22) CON LOS DATOS GENERADOS DE CONCENTRACIÓN DE CIANURO DE SODIO, TAMAÑO DE PARTÍCULA Y PRE-TRATAMIENTOS OXIDATIVOS

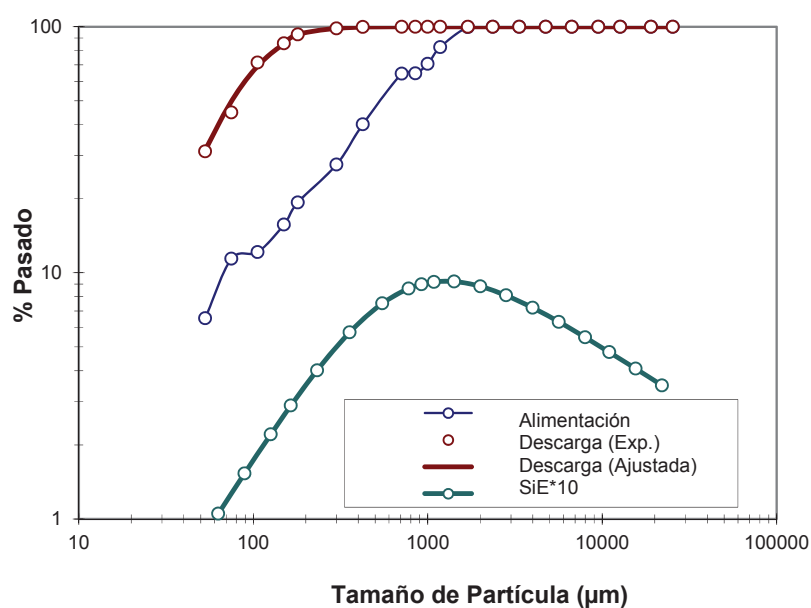
#### 3.5.1 SIMULACIÓN Y OBTENCIÓN DE PARÁMETROS CON EL PROGRAMA MOLY-COP

Con ayuda del programa MOLY-COP, se puede modelar el comportamiento del mineral ante el proceso de molienda y clasificación. El modelo del programa se basa en la teoría moderna de trituración.

MOLY-COP es un programa que contiene un compendio de herramientas de simulación, una de las cuales realiza el proceso de molienda-clasificación, otra, nos permite buscar los parámetros que se concuerdan con las mediciones experimentales reales obtenidas a través de ensayos de laboratorio. En la Tabla 3.20 y Figura 3.40 se presentan los resultados obtenidos en la simulación.

**Tabla 3.20** Estimación de los parámetros de molienda a partir de datos de laboratorio

PARÁMETROS DEL MODELO			
Selección		Ruptura	
alpha01	0,96E-04	beta00	16,58E-02
alpha02	0,00	beta01	0,00
alpha11	1,13	beta1	3,09
alpha12	1,00	beta2	3,04
alpha2	1,59		
Dcrit	725	<b>Función Objetivo</b>	1,57

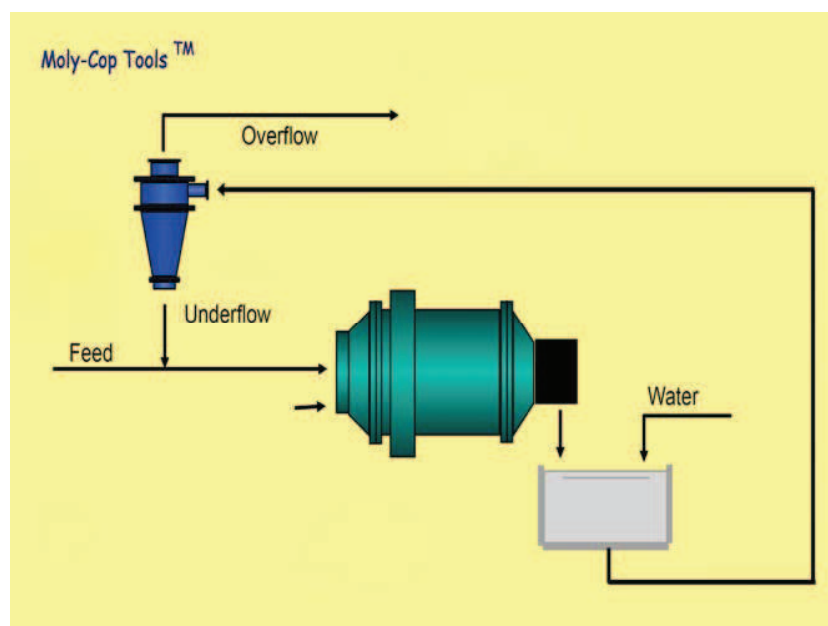


**Figura 3.40** Curva de estimación de parámetros de molienda a partir de datos de laboratorio en el programa MOLY-COP

Como se puede observar, el ajuste de la curva de la Figura 3.40 para la descarga del material es aproximada y nos da un valor de 1,57 de la función objetivo, lo que

significa que la curva ajustada en el programa no concuerda al cien por ciento con cada uno de los puntos de la curva experimental obtenida. Esto posiblemente se debe al escaso número de puntos obtenidos a escala de laboratorio en el material de entrada y salida del molino.

Después de obtener los parámetros de molienda mediante simulación a escala de laboratorio, se realiza la simulación del circuito molienda-clasificación según el diagrama que se presentan a continuación:



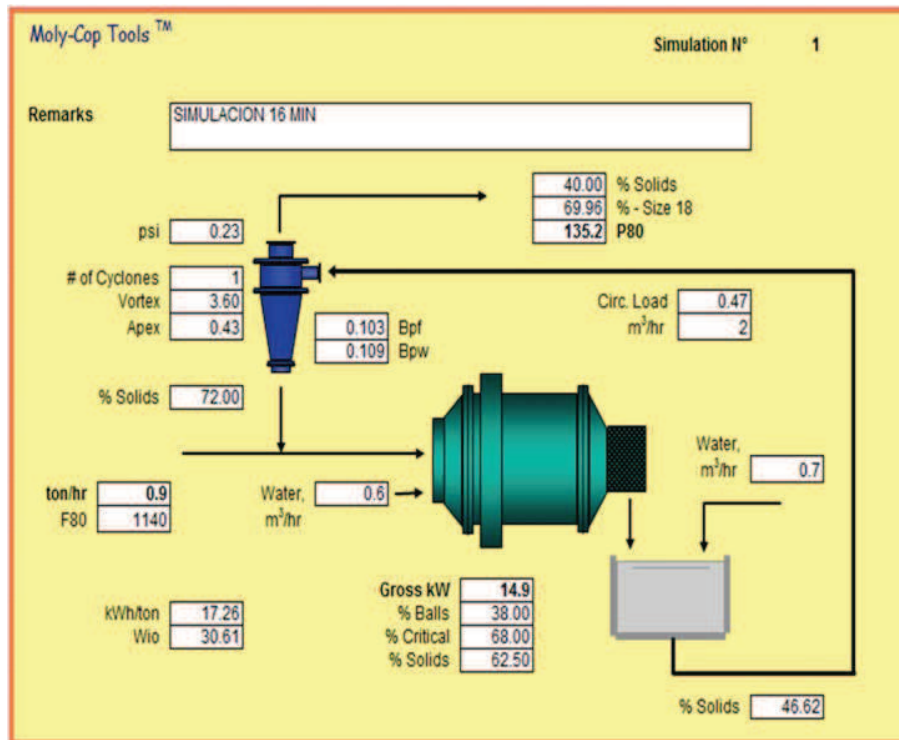
**Figura 3.41** Diagrama de la simulación molienda-clasificación con el programa MOLY-COP

### 3.5.1.1 Simulación para la molienda en las condiciones actuales de planta (132 $\mu\text{m}$ )

En la Figura 3.42 se muestra los resultados de la simulación del circuito directo de molienda-clasificación mediante el programa MOLY-COP para la molienda en las condiciones actuales, es decir, un diámetro de partícula de 132  $\mu\text{m}$ .

El porcentaje del material que pasa el tamiz número 18, cuya abertura es 106  $\mu\text{m}$ , en el overflow es de 70,0 %, lo que quiere decir que el 30,0 % del material retorna

al molino (underflow). Cabe recalcar que en la simulación el  $d_{80}$  del mineral en el overflow del hidrociclón es 135,2  $\mu\text{m}$ , un valor aproximado al tamaño de partícula con el que actualmente se opera en la planta.



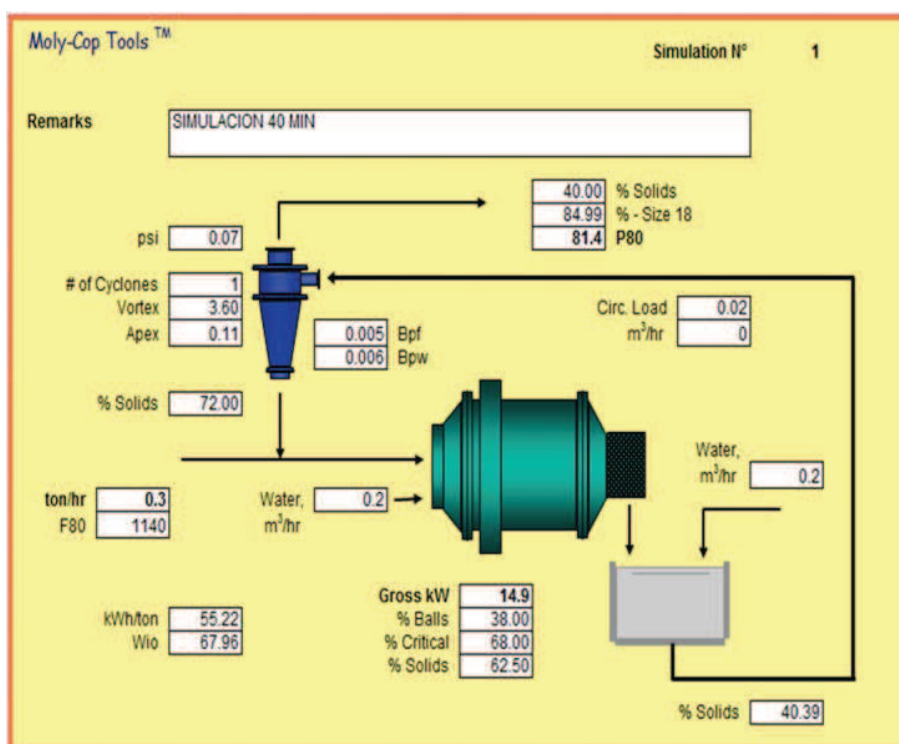
**Figura 3.42** Resultados de la simulación molienda-clasificación con el programa MOLY-COP para un  $d_{80}$  esperado de 132  $\mu\text{m}$

Si bien es cierto, el circuito real incluye una concentración gravimétrica pero al ser la fracción de concentrado pequeña, esta no influye drásticamente en la distribución granulométrica del mineral. Además esta debe ser una de las razones por las cuales el  $d_{80}$  del mineral sobrepasa en aproximadamente 3 micras el tamaño de partícula esperado.

### 3.5.1.2 Molienda al reducir el tamaño de partícula

Los resultados de la simulación del circuito directo de molienda-clasificación mediante el programa MOLY-COP para la molienda con un diámetro de partícula esperado de 80  $\mu\text{m}$  se presenta en la Figura 3.43.

Como se observa en la Figura 3.43, para reducir el tamaño de partícula hasta alcanzar un  $d_{80}$  aproximado de  $80 \mu\text{m}$ , es necesario disminuir la alimentación del mineral de  $0,9$  a  $0,3 \text{ t/h}$ . De esta manera el  $15,0 \%$  del material retorna al molino (underflow). Es importante mencionar, que las condiciones de simulación del molino e hidrociclón son las mismas, sin embargo, al bajar la alimentación del mineral la cantidad de energía consumida se incrementa de  $17,3$  a  $55,2 \text{ kWh/t}$ , lo que implica un aumento en el consumo energético de  $219,9 \%$ .



**Figura 3.43** Resultados de la simulación molienda-clasificación con el programa MOLY-COP para un  $d_{80}$  esperado de  $80 \mu\text{m}$

### 3.5.1.3 Comparación de los resultados obtenidos mediante el programa MOLY-COP

Los resultados de la simulación mediante el programa MOLY-COP se presenta en la Tabla 3.21. De acuerdo con estos resultados, para obtener un mineral con el  $d_{80}=80 \mu\text{m}$  es necesario reducir la alimentación al molino en un  $68 \%$  con respecto a su capacidad actual.

**Tabla 3.21** Resultados de la Simulación molienda-clasificación con el programa MOLY-COP

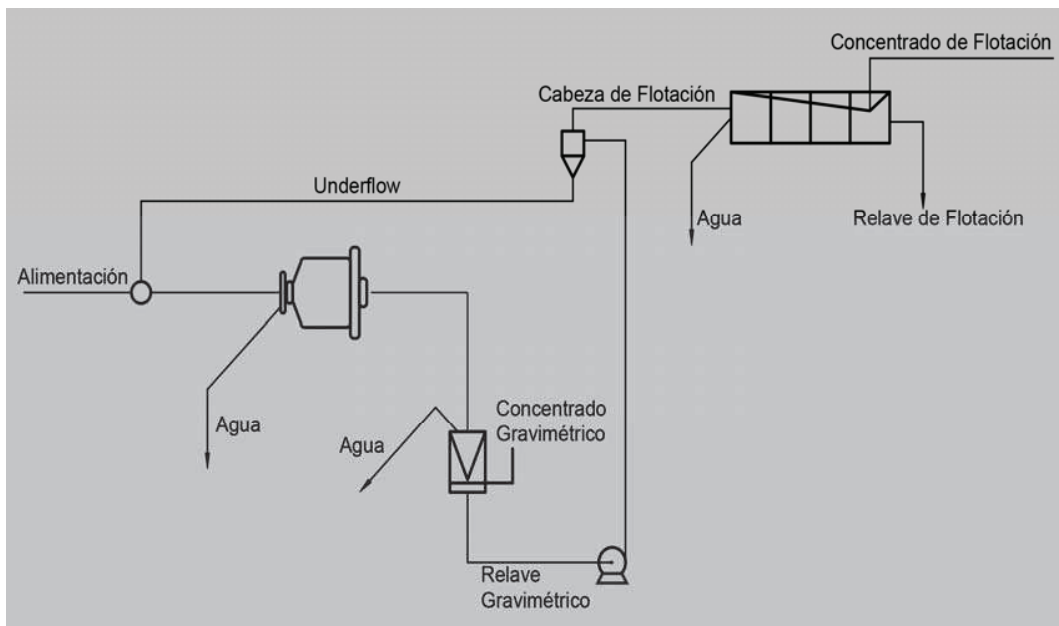
Granulometría esperada ( $\mu\text{m}$ )	132	80
Alimentación (t/h)	0,9	0,3
Carga Circulante (t/h)	0,50	0,02
Granulometría simulada ( $\mu\text{m}$ )	135,2	81,4

### 3.5.2 SIMULACIÓN CON EL PROGRAMA MODSIM 3.6.22

En el programa MODSIM 3.6.22, se puede modelar el comportamiento del mineral ante el proceso de molienda, concentración gravimétrica, clasificación y flotación.

Con los parámetros que caracterizan la capacidad de molienda de cualquier mineral dado, obtenidos mediante simulación en el programa MOLY-COP a partir de los resultados alcanzados a través de pruebas de laboratorio, se realizó la simulación en el programa MODSIM 3.6.22 de los procesos de molienda, concentración gravimétrica, clasificación y flotación a fin de obtener los resultados a dos diferentes granulometrías, compararlas y predecir el comportamiento del material en planta.

A continuación en la Figura 3.44 se presenta el diagrama utilizado para el proceso de molienda, concentración gravimétrica, clasificación y flotación a las diferentes granulometrías.



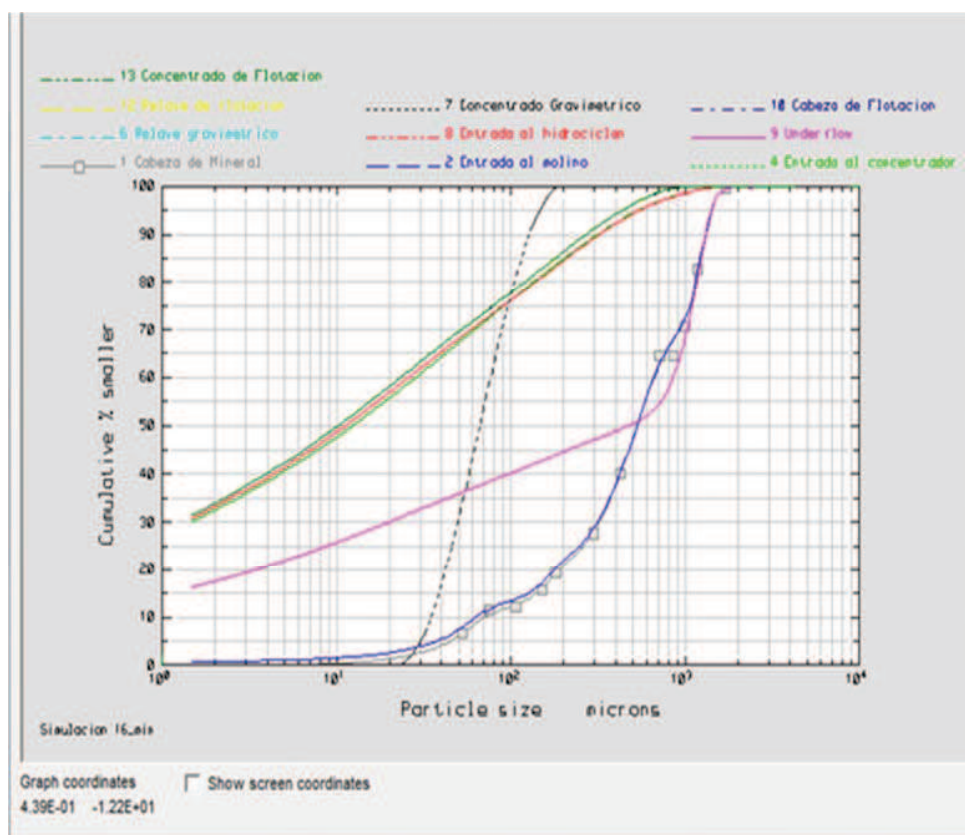
**Figura 3.44** Distribuciones granulométricas de la simulación del circuito de molienda, concentración gravimétrica, clasificación y flotación con el programa MODSIM 3.6.22

### 3.5.2.1 Simulación para la molienda en las condiciones actuales de planta (132 $\mu$ )

En la Figura 3.45 se presentan los resultados de las distribuciones granulométricas obtenidas mediante la simulación del material cuyo  $d_{80}$  a nivel de laboratorio es 132  $\mu$ .

Se puede observar el resultado de la simulación para la distribución del tamaño de partícula en la corriente de entrada al concentrador, así como también de cada una de las corrientes que intervienen en el proceso. El  $d_{80}$  del mineral alcanzado a la salida del molino de bolas es 135  $\mu$ .

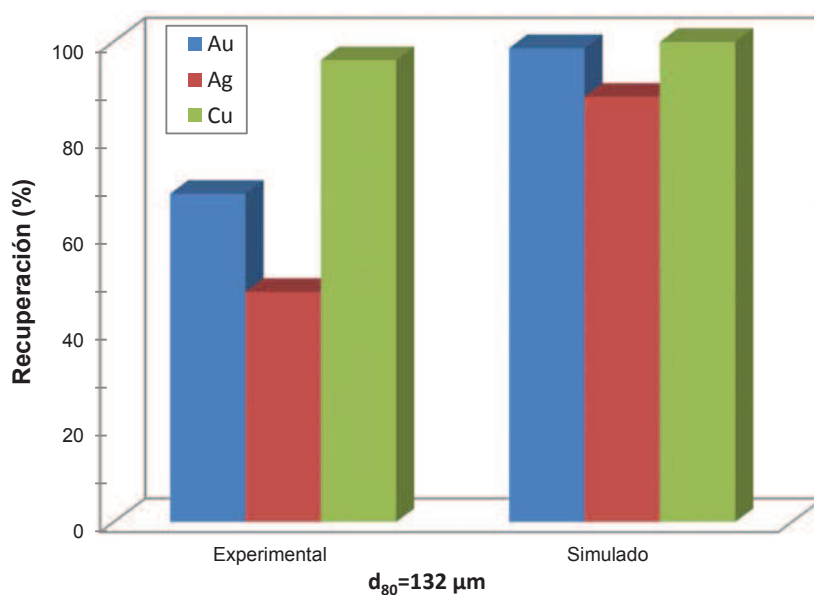




**Figura 3.45** Distribuciones granulométricas de la simulación del circuito de molienda, concentración gravimétrica, clasificación y flotación con el programa MODSIM 3.6.22 para un  $d_{80}$  esperado de 132  $\mu\text{m}$

En la Figura 3.46 se presenta una comparación entre los valores experimentales y los simulados para un tamaño de partícula de 132  $\mu\text{m}$ , obtenido a partir de datos de laboratorio. Como se aprecia, durante la flotación, los resultados de la simulación son mayores a los obtenidos a escala de laboratorio, principalmente en los metales cuyas concentraciones son bajas (oro y plata).

Probablemente se debe a que la cantidad de oro es muy pequeña en comparación a la de los demás componentes simulados, y el método de cálculo del programa introduce un error mayor. Sin embargo, la recuperación simulada de cobre se aproxima al valor obtenido mediante experimentación.

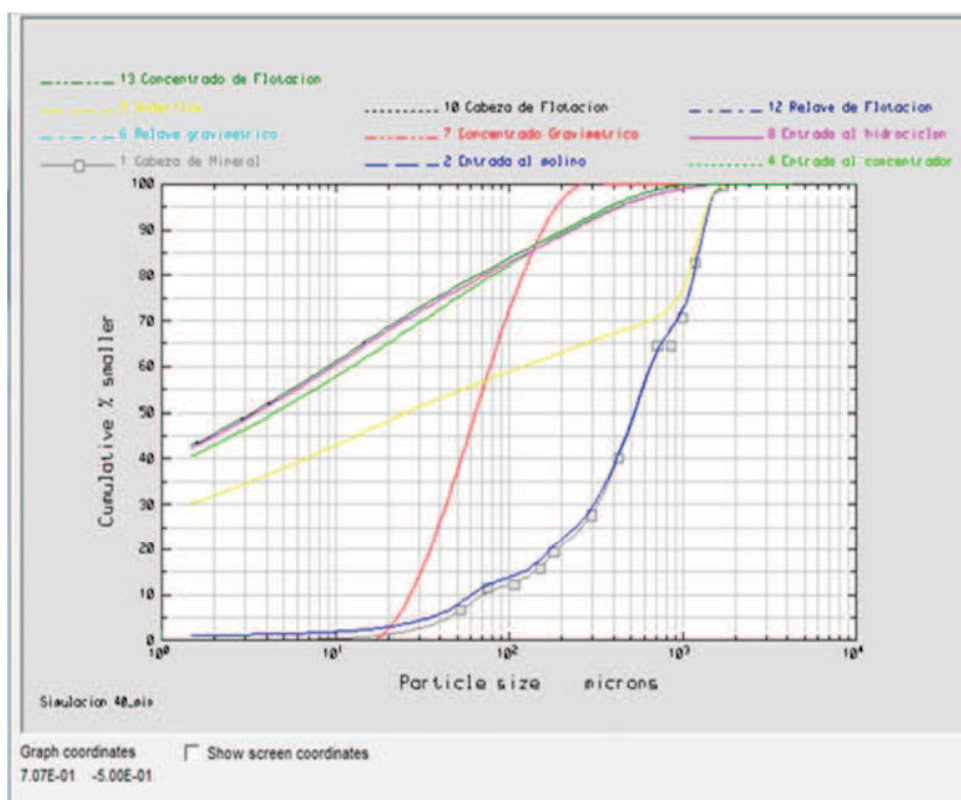


**Figura 3.46** Recuperaciones experimentales y simuladas de Au, Ag y Cu durante la flotación del mineral molino con un  $d_{80}=132 \mu\text{m}$

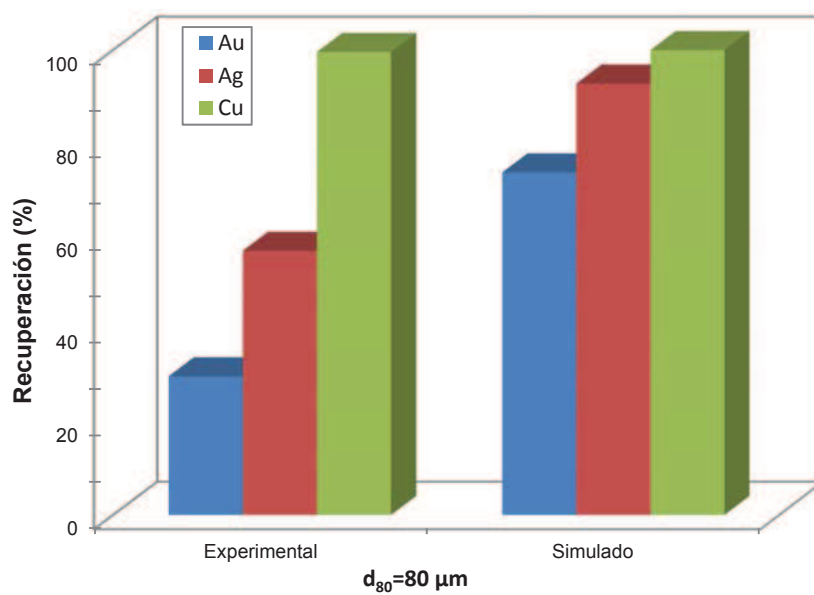
### 3.5.2.2 Molienda al reducir el tamaño de partícula

En la Figura 3.47 se presentan los resultados de las distribuciones granulométricas de todas las corrientes que interfieren en el tratamiento del mineral, obtenidas mediante simulación para el material cuyo  $d_{80}$  a la salida del molino en el laboratorio fue  $80,0 \mu\text{m}$ . Se puede observar que el resultado de la simulación para la obtención del  $d_{80}$  en la corriente de entrada al concentrador es  $79,9 \mu\text{m}$ .

En la Figura 3.48 se presenta una comparación de los resultados experimentales con los simulados para un tamaño de partícula en el laboratorio de  $80,0 \mu\text{m}$ .



**Figura 3.47** Distribuciones granulométricas de la simulación del circuito de molienda, concentración gravimétrica, clasificación y flotación con el programa MODSIM 3.6.22 para un  $d_{80}$  esperado de  $80 \mu\text{m}$



**Figura 3.48** Recuperaciones experimentales y simuladas de Au, Ag y Cu durante la flotación del mineral molido con un  $d_{80}=80 \mu\text{m}$

Después de analizar la Figura 3.48, se puede observar claramente la diferencia existente entre los resultados obtenidos a escala de laboratorio y los simulados mediante MODSIM 3.6.22, lo que se puede interpretar como un error de cálculo dentro del programa computacional. Para el Au la recuperación simulada es alrededor de 2,5 veces mayor a la experimental mientras que para Ag esta es aproximadamente 1,3 veces mayor a la experimental. Pero en el caso de Cu, el error o desviación es menor al 1 %.

### 3.5.2.3 Comparación de los resultados obtenidos mediante la simulación con MODSIM 3.6.22

En la Tabla 3.22 se presenta un resumen de los resultados obtenidos mediante simulación con el programa MODSIM 3.6.22 para dos diferentes granulometrías esperadas en la molienda.

Como se observa según MODSIM 3.6.22, para obtener un mineral con un  $d_{80}$  de 80  $\mu\text{m}$  se debe reducir la alimentación del mineral un 21,0 % con respecto a la cantidad de material que se trata en la actualidad en la planta.

**Tabla 3.22** Resultados de la simulación de la con el programa MODSIM 3.6.22

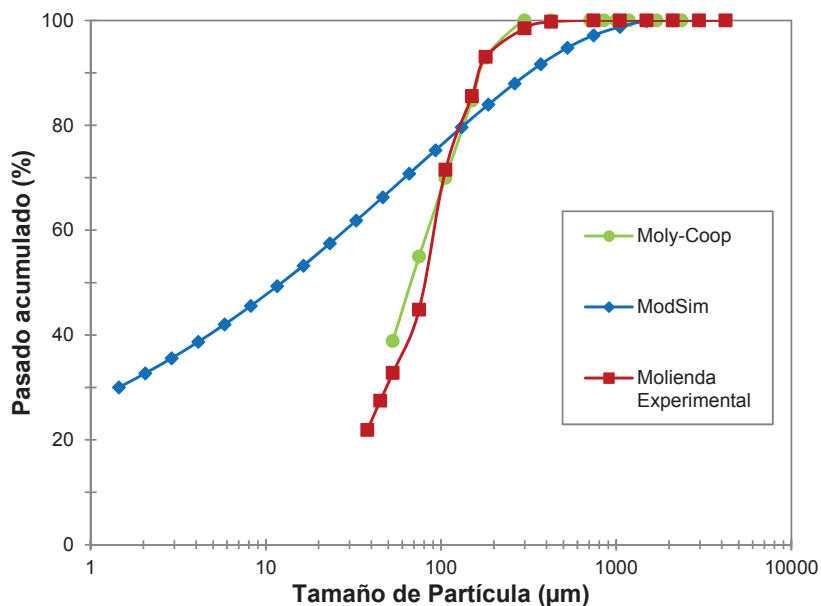
<b>Molienda</b>	Granulometría esperada ( $\mu\text{m}$ )	<b>132,0</b>	<b>80,0</b>
	Alimentación (t/h)	0,860	0,675
	Carga circulante (t/h)	0,040	0,025
	Granulometría simulada ( $\mu\text{m}$ )	135,0	79,9
<b>Concentración gravimétrica</b>	% Recuperación Au	11,2	21,2
<b>Flotación</b>	% Recuperación		
	Au	98,7	73,8
	Ag	88,6	92,8
	Cu	99,95	100,00

En el caso de la concentración gravimétrica, los resultados de recuperación de oro obtenidos son los mismos introducidos en el programa ya que en base a estos datos el simulador calcula las corrientes de concentración gravimétrica.

En la flotación, las recuperaciones de plata y cobre mediante simulación se incrementan al reducir el tamaño de partícula, mientras que la de Au se reduce al disminuir la granulometría.

### 3.5.3 MOLY-COP Y MODSIM 3.6.22

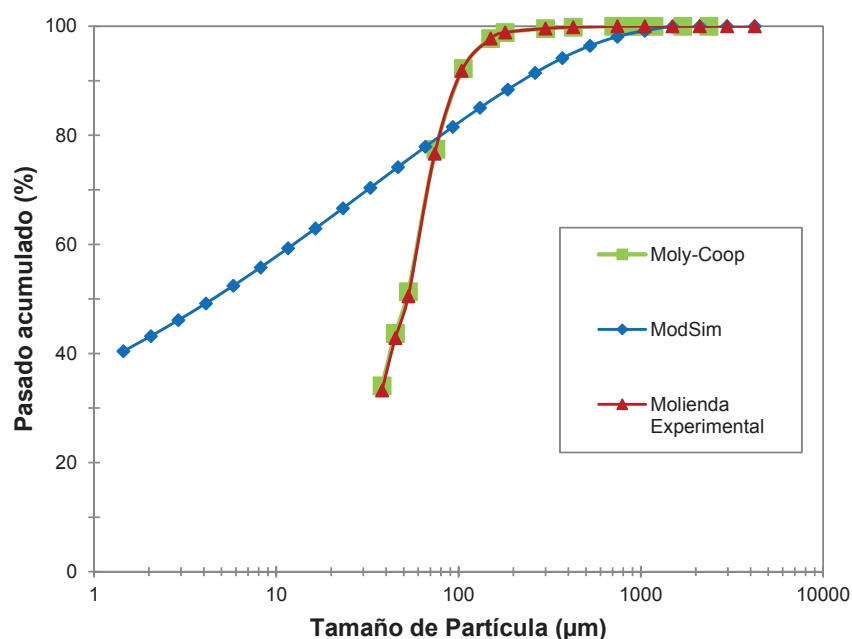
Con los dos simuladores, bajo las mismas condiciones de molienda, se obtiene una granulometría similar a la esperada. Las curvas de molienda obtenidas en el proceso de molienda mediante experimentación, así como con los programas MOLY-COP y MODSIM 3.6.22 se muestran en las Figuras 3.49 y 3.50.



**Figura 3.49** Distribución de partículas del mineral molido con un  $d_{80}$  esperado de 132 µm

Al utilizar para la simulación el programa MODSIM 3.6.22, se puede apreciar que este presenta una función continua que a lo largo del proceso, razón por la cual

mantiene una ligera desviación respecto a la molienda real, no así el programa MOLY-COP, el cual presenta una función discontinua. Sin embargo, pese a la diferencia existente en el método de cálculo de cada uno de los simuladores, el  $d_{80}$  del material es similar al obtenido en el laboratorio, para las dos granulometrías.



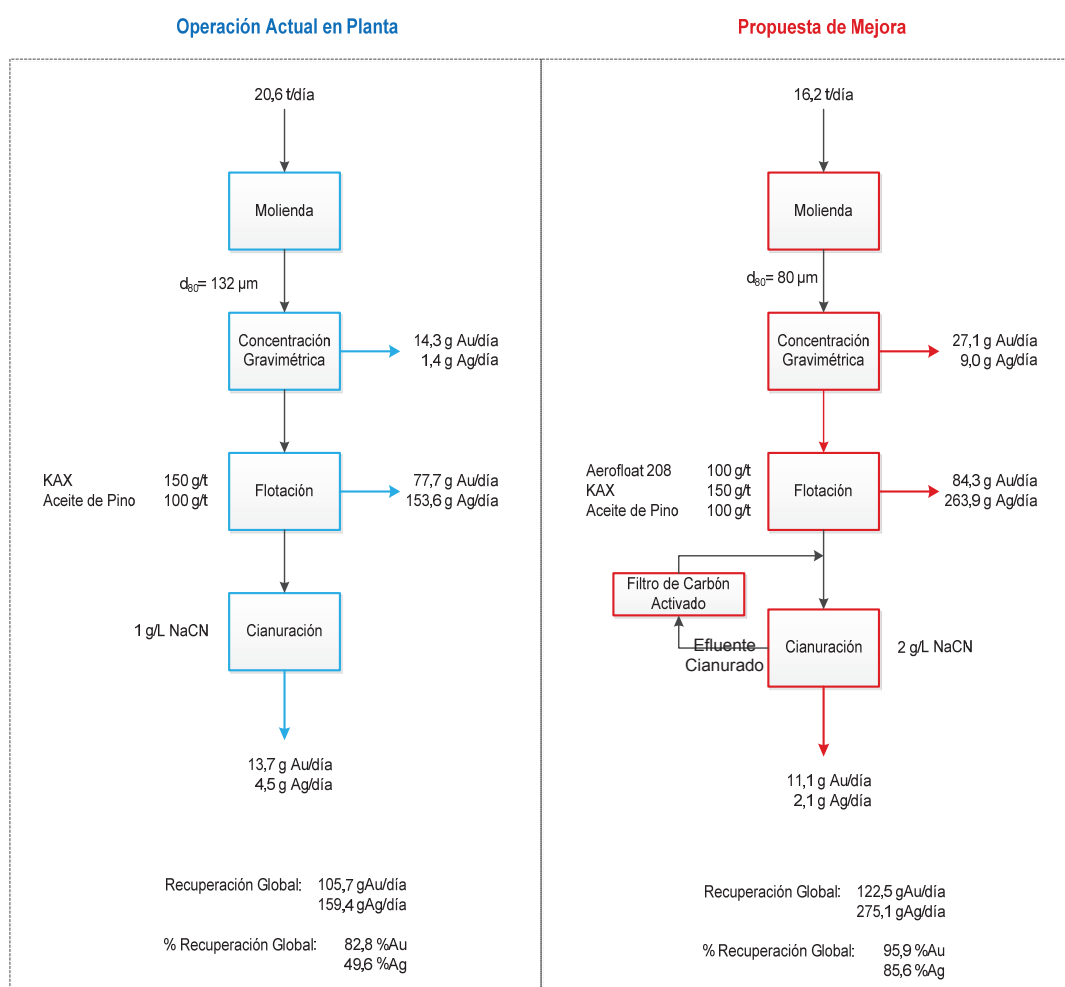
**Figura 3.50** Distribución de partículas del mineral molido con un  $d_{80}$  esperado de 80 µm

### 3.6 EVALUACIÓN ECONÓMICA DE LA IMPLANTACIÓN DE MEJORAS EN LA PLANTA

En base a los resultados obtenidos a partir de los ensayos realizados, se encontró que el trabajar con un menor tamaño de partícula beneficia la recuperación de oro en cada uno de los procesos que se desarrolló. Por esta razón se cree conveniente reducir la granulometría del mineral, producto de la molienda húmeda en el molino de bolas de 132 a 80 µm, ya que influye positivamente en los procesos de concentración gravimétrica, flotación y cianuración.

Para cumplir con este objetivo, en base a las simulaciones realizadas, se determinó que la alimentación del mineral se debe reducir en un 21,0 % la alimentación actual (20,6 t/d), lo que significa reducir la alimentación a aproximadamente 16,2 t/d, como se muestra en la Figura 3.51 y Tabla 3.23.

Sin embargo, el proceso de concentración por flotación requiere el uso de un colector de oro fino, como reactivo adicional para el proceso, que permita mejorar su extracción.



**Figura 3.51** Comparación del proceso actual y la propuesta de mejora

Para incrementar la recuperación mediante la cianuración es necesario trabajar con una concentración de 2 g/L NaCN. Además, los procesos previos de

reducción de tamaño de partícula del mineral a tratar así como la flotación bajo las condiciones antes mencionadas, permiten mejorar la recuperación de los metales de interés. Es importante mencionar que la recirculación de los efluentes cianurados, purificados en un filtro de carbón activado, reduce la contaminación ambiental.

En la Tabla 3.23 se realiza una comparación del tratamiento de acuerdo a como se trabaja en la actualidad y la propuesta sugerida para mejorar la recuperación de los metales de interés en la planta.

**Tabla 3.23** Datos comparativos del proceso actual y la propuesta de mejora

	PARÁMETRO	OPERACIÓN ACTUAL	PROPUESTA
<b>MOLIENDA</b>	Alimentación (t/d)	20,6	16,2
	Granulometría ( $\mu\text{m}$ )	132	80
<b>FLOTACIÓN</b>	Aerofloat 208 (g/t)	0	100
<b>CIANURACIÓN</b>	NaCN (g/L)	1	2

### 3.6.1. COSTO DE REACTIVOS

El cianuro de sodio (NaCN) es el principal reactivo utilizado en el proceso de cianuración. El precio de este reactivo es de 6 180 USD la tonelada métrica. De igual manera, la cal tiene un precio de 310 USD la tonelada y se presenta en bolsas de 50 kg.

En el caso de los reactivos utilizados en la flotación, se tiene que el amil xantato de potasio tiene un precio comercial de 1 600 USD por tonelada métrica El aceite de pino cuesta 7 000 USD la tonelada métrica y el aerofloat 208 un costo de 2 000 USD la tonelada.

El resumen del costo de los reactivos utilizados para el proceso bajo las condiciones actuales de molienda (132  $\mu\text{m}$ ) se presentan en la Tabla 3.24. De la



misma manera en la Tabla 3.25 se presentan los costos que implicarían los reactivos al realizar las modificaciones mencionadas al proceso.

**Tabla 3.24** Costos de los reactivos utilizados para el tratamiento del mineral

	REACTIVOS	CONCENTRACIÓN	CONSUMO	COSTO
		(g/t) o (g/L)	(kg/t)	(USD/mes)
FLOTACIÓN	Amil xantato de potasio	150	-	144,94
	Aceite de Pino	100	-	422,76
CIANURACIÓN	NaCN	1	2,60	6 288,89
	Cal	-	3,34	405,25
			<b>TOTAL</b>	<b>7 261,83</b>

**Tabla 3.25** Costos de los reactivos utilizados para el tratamiento del mineral con modificaciones en el proceso

	REACTIVOS	CONCENTRACIÓN	CONSUMO	COSTO
		(g/t) o (g/L)	(kg/t)	(USD/mes)
FLOTACIÓN	Amil xantato de potasio	150	-	111,35
	Aceite de Pino	100	-	324,78
	Aerofloat 208	100	-	92,79
CIANURACIÓN	NaCN	2	6,50	10 097,93
	Cal	-	0,05	3,90
			<b>TOTAL</b>	<b>10 630,75</b>

### 3.6.2. ENERGÍA ELÉCTRICA

La energía eléctrica es referida al consumo principal realizado por los equipos en la planta. El precio del kilovatio hora (kWh) en la provincia de El Oro corresponde a 0,08 USD, del cual se obtiene el gasto por energía eléctrica.

Como se observa en la Tabla 3.26, el reducir el tamaño de partícula producto de la molienda en el molino de bolas, implica un incremento de 0,39 USD/d.

El gasto por energía eléctrica de la planta se presenta en la Tabla 3.27.

**Tabla 3.26** Consumo energético y costos de molienda en base a datos simulados

		<b>Alimentación</b>	<b>Consumo Energético</b>	<b>Costo</b>
		<b>(t/d)</b>	<b>(KWh)</b>	<b>USD/d</b>
<b>MOLIENDA</b>	<b>ACTUAL (132 µm)</b>	0,86	20,4	1 010,53
	<b>MEJORA (80 µm)</b>	0,68	26,1	1 022,28

**Tabla 3.27** Costos de energía eléctrica

<b>EQUIPO</b>	<b>TIEMPO DE OPERACIÓN</b>	<b>POTENCIA</b>	<b>COSTO</b>
	<b>(h/d)</b>	<b>(hp)</b>	<b>(USD/mes)</b>
Trituradora primaria	5	20	179,04
Trituradora de mandíbulas	5	15	134,28
Tamiz Vibratorio	5	7,5	67,14
Molino de Bolas	24	30	1 289,09
Banda Transportadora 1	5	3	26,86
Banda Transportadora 2	5	3	26,86
Banda Transportadora 3	24	3	128,91
Tromel metálico	24	5	214,85
Concentrador centrífugo Falcon	24	3	128,91
Concentrador centrífugo Nudsen	4	0,5	3,58
Banco de celdas de Flotación 1	24	15	644,54
Banco de celdas de Flotación 2	24	15	644,54
Celda Circular	24	10	429,70
Tanque acondicionador	24	7,5	322,27
Hidrociclón	24	7,5	322,27
Bomba de sólidos	24	7,5	322,27
Tanque Cianuración		10	28,65
<b>TOTAL</b>			<b>4 913,75</b>

### 3.6.3. INGRESOS GENERADOS

Los ingresos generados en la planta de recuperación de oro se obtendrían de los concentrados gravimétricos, flotación y cianuración. El principal ingreso generado es por la venta del oro obtenido, el cual va a depender del oro obtenido en el mes

así como también del precio del oro para la compra en el mercado, cuyo costo promedio en el último año fue 1 411,23 USD/oz.

En cuanto a la recuperación por proceso, la concentración gravimétrica, genera un incremento en la recuperación del 189,5 %Au. Mediante flotación la recuperación se incrementa en un 122,4 %Au, mientras que la cianuración del mineral incrementa la recuperación en un 177,5 %Au. Quiere decir que por cada gramo que se recupera actualmente en la planta, al aplicar la propuesta se obtendría mediante la concentración gravimétrica 85,98 USD/g, por flotación 55,54 USD/g y por cianuración 80,54 USD/g, sin considerar la producción de plata y cobre.

## 4. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

### 4.1. CONCLUSIONES

- En la planta de beneficio ubicada en el sector denominado Cazaderos, cantón Piñas, provincia de El Oro, procesan 20,6 t/día de mineral aurífero polisulfurado con una ley de 6,20 g/t Au, 15,60 g/t Ag, 0,24 % Cu. La recuperación de oro se realiza por concentración gravimétrica, flotación y lixiviación al mineral cuyo  $d_{80}$  a la salida del molino es 132  $\mu\text{m}$ . Durante la concentración gravimétrica se trabaja al 50,0 % de sólidos. En la flotación se utilizan un circuito de concentración en celdas Denver N°15, que incrementa la recuperación de cobre. La cianuración opera de manera batch y con una concentración de 1 g/L NaCN, proceso en el cual tanto el consumo de reactivos como el tiempo de cianuración resultan elevados. Al final del proceso, la planta posee una recuperación global de 89,0 % Au, 46,0 % Ag y 96,0 % Cu.
- Para el material que se trata en la planta de beneficio, la cianuración se favorece al trabajar con una concentración de NaCN de 2 g/L, con la que se alcanzó una recuperación de 44,3 % Au y 7,8 % Ag.
- Al disminuir el tamaño de partícula a 80  $\mu\text{m}$  (40min de molienda) incrementa el grado de liberación de oro y este a su vez presenta una mayor afinidad a reaccionar con el cianuro de sodio, con lo que se aumenta la recuperación de oro a 62,0 % y la de plata a 31,6 %.
- La reducción del tamaño de partícula en el proceso de flotación requiere un colector adicional para incrementar la recuperación de oro, probablemente por la presencia de oro fino.
- La recirculación de efluentes al proceso de cianuración, purificados en un filtro de carbón activado, reduce la contaminación ambiental.

- En la cianuración, la aplicación de pre tratamientos oxidativos reduce la recuperación de oro, pese a reducir el consumo de reactivos, esto podría deberse a que los pre-tratamientos aplicados favorecen la formación de una capa impermeable sobre la superficie de la partícula del metal precioso, lo que evita su disolución.
- Los simuladores utilizados en este trabajo, se complementan entre sí, ya que el programa MOLY-COP permite obtener los parámetros de fractura del mineral de manera más sencilla que en laboratorio. El MODSIM 3.6.22, en cambio permite aproximar de mejor manera las condiciones reales de funcionamiento de una determinada planta, mediante los diferentes parámetros de operación de los equipos detallados en el diagrama de flujo.

## **4.2. RECOMENDACIONES**

- Es recomendable evaluar la influencia de la recirculación de los efluentes generados al proceso de flotación en la recuperación de los metales de interés.
- Realizar ensayos de flotación para el mineral molido a 80  $\mu\text{m}$  con colectores como flotigol y fosocresol.
- En el proceso de cianuración, el efluente recirculado debe ser tratado previo a su utilización en el proceso, con carbón activado. Este proceso debería ser evaluado.
- Para la estimación de los parámetros de molienda con el programa Moly-Cop, se recomienda distribuir de manera equitativa el factor de corrección a todos los tamaños de partícula que intervienen en el cálculo de la función objetivo para disminuir el % error.

- Antes de correr el programa MODSIM 3.6.22, se recomienda revisar que los datos iniciales de granulometría del proceso que se van a simular no hayan cambiado por los datos propios del programa durante la introducción de parámetros y modelos de simulación, para de esta manera evitar la superposición de datos o errores propios del sistema que influyan en un cierre inesperado del programa.

## BIBLIOGRAFÍA

1. Agorhom, E., Skinner, W. y Zanin, M. (2013). Influence of gold mineralogy on its flotation recovery in aporphyry copper–gold ore. *Chemical Engineering Science*. 99 (9).127–138. doi.org/10.1016/j.ces.2013.05.037
2. Aramburú, V., Núñez, P., Azañero, A., Fernández, S., Gagliuffi, P., Avilés, P., Portocarrero, E. y Acosta, H. (2007). Recuperación de oro y plata de minerales sulfurados en una matriz de cuarzo, *Revista Del Instituto De Investigaciones Figgmg*, 10 (19), 28-37, Recuperado De: <http://revistas.concytec.gob.pe/pdf/iigeo/v10n19/a02v10n19.pdf> (Enero, 2013)
3. Araya, T. (1996). *Concentración Gravitacional*. II Curso Internacional De Procesamiento de Minerales y Metalurgia. (pp. 1-4). Santiago. Chile.
4. Arslan, F., Ozdamar, D. y Muduroglu, M. (2003). Cyanidation of Turkish gold-silver ore and the use of hydrogen peroxide. *The European Journal of Mineral Processing And Environmental Protection*, 3 (3), 309-315. Recuperado de: [http://www.ejmpep.com/arslan\\_et.al.2003.pdf](http://www.ejmpep.com/arslan_et.al.2003.pdf) (Julio, 2012)
5. Azizi, A., Florin, C. y Larachi, F. (2012). Leveraging strategies to increase gold cyanidation in the presence of sulfide minerals — Packed-bed electrochemical reactor approach, *Hydrometallurgy*, 111-112. 73–81. doi:10.1016/j.hydromet.2011.10.005
6. Bahrami, A., Hosseini, M. y Razmi, K. (2007). An investigation on reusing process water in gold cyanidation. *Mine Water Environ*, 26 (3), 191–194. doi: 10.1007/S10230-007-0001-9

7. Barona, F. (2007) *Influencia de la distribución de tamaño de burbujas en la recuperación de la flotación para minerales de cobre*, Universidad de Chile, Santiago de Chile, Chile.
8. Bellec S., Hodouin D., Bazin C., Khalesi M. y Duchesne C. (2009). Modelling and simulation of gold ore leaching. World Gold Conference, *The Southern African Institute of Mining and Metallurgy*. Recuperado de:  
[http://www.saimm.co.za/Conferences/WorldGold2009/051-060\\_Bellec.pdf](http://www.saimm.co.za/Conferences/WorldGold2009/051-060_Bellec.pdf)  
(Enero, 2013)
9. Cerovic, K., Hutchison, H. y Sandenberghm R. (2005). Kinetics of gold and gold-10 % silver alloy dissolution in aqueous cyanide in the presence of lead, *Minerals Engineering*, 18. 585-590. doi:10.1016/j.mineng.2004.09.010
10. Cui, J. y Zhang, L. (2008). Metallurgical recovery of metals from electronic waste: a review. *Journal of Hazardous Materials*, 158 (2-3), 228–256, doi:10.1016/J.Jhazmat.2008.02.001
11. Dai, X. y Breuer P. (2013). Leaching and electrochemistry of gold, silver and gold–silver alloys in cyanide solutions: Effect of oxidant and lead(II) ions, *Hydrometallurgy*, 133, 139–148.  
<http://dx.doi.org/10.1016/j.hydromet.2013.01.002>
12. De Andrade, L. y Hodouin, D. (2005). A lumped kinetic model for gold ore cyanidation. *Hydrometallurgy*, 79 (3-4), 121–137.  
doi:10.1016/J.Hydromet.2005.06.001
13. De Andrade, L. y Hodouin D. (2006). Simulation study of the optimal distribution of cyanide in a gold leaching circuit, *Minerals Engineering*, 19 (13), 1319–1327, doi:10.1016/J.Mineng.2005.12.001
14. De Andrade, L. (2007). Dynamic simulation of the carbon-in-pulp and carbon-in-leach processes. *Brazilian Journal of Chemical Engineering*. 24 (04).



- 623 – 635. Recuperado de: <http://www.scielo.br/pdf/bjce/v24n4/a14v24n4.pdf> (Enero, 2013)
15. Delgado, O. y Mendoza, A. (2006). *Activación con molienda mecánica como pre tratamiento en la cianuración de minerales refractarios de oro*, Universidad Industrial de Santander, Bucaramanga, Colombia.
16. Deschênes, G., Lacasse, S. y Fulton, M. (2003). Improvement of cyanidation practice at Goldcorp Red Lake mine. *Minerals Engineering*, 16 (6), 503–509. doi:10.1016/S0892-6875(03)00079-7
17. Deschênes, G. (2005). Advances in the cyanidation of gold. *Developments In Mineral Processing*, 15, 479-500. doi: 10.1016/S0167-4528(05)15020-0
18. Ellis, S. y Senanayake, G. (2004). The effects of dissolved oxygen and cyanide dosage on gold extraction from a pyrrhotite-rich ore. *Hydrometallurgy*, 72 (1-2), 39–50. doi:10.1016/S0304-386x(03)00131-2
19. Gray A. (2000). Intensive cyanidation and its implications for the definition of gravity recoverable gold, Randol Gold & Silver Forum, Vancouver, Canada, Recuperado De: <http://www.gekkos.com/sites/default/files/documents/TechnicalPaper008IntensiveCyanidationAndItsImplicationsForTheDefinitionOfGravityRecoverableGold.pdf> (Febrero, 2013)
20. Guerrero G. (2010). *Metodología de evaluación y remoción de xantatos en procesos de flotación*, Universidad Nacional de Ingeniería, Lima, Perú, Recuperada de la base de datos <Http://Cybertesis.Uni.Edu.Pe/Handle/Uni/630> (2013-09-04t17:25:43z)
21. Guevara, A., De la Torre, E. y Quintana V. (2005). Pre tratamientos oxidativos hidrometalúrgicos para minerales auríferos refractarios polisulfurados.

*Recuperación de oro a partir de minerales refractarios polisulfurados* (pp. 32-39). Quito, Ecuador: Escuela Politécnica Nacional.

22. Guevara, A. y De la Torre, E. (2005). Recirculación de efluentes del proceso de cianuración-cementación, purificados previamente con carbón activado. *Recuperación de oro a partir de minerales refractarios polisulfurados* (pp. 167-169). Quito, Ecuador: Escuela Politécnica Nacional.
23. Guevara, A., De la Torre, E. y Díaz, X. (2005). Lixiviación con cianuro-Cianuración. *Recuperación de oro a partir de minerales refractarios polisulfurados* (pp. 157-166). Quito, Ecuador: Escuela Politécnica Nacional.
24. Guzman, L., Segarra, M., Chimenos, J., Cabot, P. y Espiell F. (1999). Electrochemistry of conventional gold cyanidation, *Electrochimica Acta*, 44 (15), 2625-2632 0013-4686/99
25. Higuera, O., Tristancho, J. y Flórez, L. (2006). Estudio potenciodinámico y potencioestático de la disolución en cianuro de aleaciones utilizadas en la industria joyera, *Scientia Et Technica*, 12 (32), 261-265. Recuperado De [Http://Www.Redalyc.Org/Articulo.Oa?id=84911652046](http://www.redalyc.org/articulo.oa?id=84911652046) (Marzo, 2013)
26. Higuera, O., Flórez, L. y Peña, D. (2009). Estudio del proceso de pulimento químico de piezas de joyería, *Dyna*, 76 (158), 79-88. Recuperado De [Http://Www.Redalyc.Org/Articulo.Oa?id=49612069009](http://www.redalyc.org/articulo.oa?id=49612069009) (Marzo, 2013)
27. Jeffrey, M., Breuer, P. y Choo, W. (2001). A kinetic study that compares the leaching of gold in the cyanide, thiosulfate, and chloride systems. *Metallurgical and materials transactions B*, 32B, 979-986, doi: 10.1007/S11663-001-0086-7
28. King, R. (2000). Flotation. Recuperado de: [http://www.mineraltech.com/ MODSIM/ModsimTraining/Module5/Technicalnotes9.pdf](http://www.mineraltech.com/MODSIM/ModsimTraining/Module5/Technicalnotes9.pdf) (Agosto, 2012)

29. King, R. (2000). Grinding. Recuperado de: <http://www.mineraltech.com/MODSIM/ModsimTraining/Module6/Grinding.pdf> (Agosto, 2012)
30. King, R. (2000). Manufactured-media gravity separators. Recuperado de: <http://www.mineraltech.com/MODSIM/ModsimTraining/Module4/ManuSeps.pdf> (Agosto, 2012)
31. Kyle, J., Breuer, P., Bunney, K. y Pleysier, R. (2012). Review of trace toxic elements (Pb, Cd, Hg, As, Sb, Bi, Se, Te) and their deportment in gold processing. Part II: Deportment in gold ore processing by cyanidation, *Hydrometallurgy*, 111-112, 10-21. doi:10.1016/j.hydromet.2011.09.005
32. Kondos, P., Deschênes, G. y Morrison, R. (1995). Process Optimization Studies In Gold Cyanidation. *Hydrometallurgy*, 39 (1-3), 235-250. doi:10.1016/0304-386x(95)00032-C
33. Kulandaisamy, S., Prabhkar, J., Adaikkalam, P., Srinivasan, G. y Raghavan, M. (2003). The aqueous recovery of gold from electronic scrap. *JOM*, 55 (8), 35-38, doi: 10.1007/S11837-003-0102-2
34. Li, Q., Jiang, T., Yang, Y., Li, G., Guo, Y. y Qiu, G. (2010). Co-intensification of cyanide leaching gold by mercury ions and oxidant. *Transactions of nonferrous metals society of China*, 20 (8), 1521-1526. doi: 10.1016/S1003-6326(09)60332-0
35. López, A. (1999). Concentración gravimétrica centrífuga de oro y plata. *Su implementación en el circuito de molienda de minera el pilón*, XXIII Convención AIMMGM, Acapulco. (pp. 1-12). Recuperado De: [Http://Www.Metso.Com/Miningandconstruction/Mct\\_Service.Nsf/Webwid/Wtb-120118-22576-3d956/\\$File/166.Pdf](Http://Www.Metso.Com/Miningandconstruction/Mct_Service.Nsf/Webwid/Wtb-120118-22576-3d956/$File/166.Pdf) (Febrero, 2013)
36. Mancheno, P. y Muñoz, A. (2009). *Recuperación de oro de soluciones post-lixiviación con cianuro de sodio mediante cementación con cinc y adsorción*

*en carbón activado*, Universidad San Francisco De Quito, Quito, Ecuador.  
Recuperada de la base de datos [Http://Repositorio.Usfq.Edu.Ec/Handle/23000/845](http://Repositorio.Usfq.Edu.Ec/Handle/23000/845) (Tp 245 .G6 M36 2009)

37. Marsden, J. y House, I. (2006). *The chemistry of gold extraction*. (2ª Edición). Littleton, Estados Unidos, Editorial SME.
38. Muzenda, E., Afolabi, S., Abdulkareem, S. y Ntuli, F. (2011). Effect of ph on the recovery and grade of base metal sulphides (pgms) by flotation, *Proceedings of the world congress on engineering and computer science*, San Francisco, USA, 2. Recuperado De [http://www.iaeng.org/publication/WCECS2011/WCECS2011\\_pp609-612.pdf](http://www.iaeng.org/publication/WCECS2011/WCECS2011_pp609-612.pdf) (Febrero, 2013)
39. Palafox, C., De La Fuente, D., Castillo J. y Reyes, J. (2010). *Rediseño del circuito de flotación de zinc usando modelación matemática*, XV Encuentro Sobre Procesamiento De Minerales, San Luis Potosí, S. L. P., México
40. Parga, J. y Carrillo, F. (1996). Avances en los métodos de recuperación de oro y plata de minerales refractarios. *Revista. De Metalurgia*, 32 (4), 254-261. doi:10.3989/Revmetalm.1996.V32.I4.907, Recuperado De: <http://revistademetalurgia.revistas.csic.es/index.php/revistademetalurgia/article/viewFile/907/920>
41. Parga, J., Valenzuela, J., y Cepeda, T. (2007). Pressure cyanide leaching for precious metals recovery, *JOM: The journal of the minerals, metals & materials society*, 59 (10), 43-47. doi:10.1007/S11837-007-0130-4
42. Quintana V. (1997). *Cianuración de minerales con alto contenido de arsenopirita-pirita*, Escuela Politécnica Nacional, Quito, Ecuador.
43. Realpe D. (2001). *Recirculación de componentes purificados con carbón activado, en el proceso de carbón en pulpa del mineral El Diamante*, Escuela Politécnica Nacional, Quito, Ecuador.

44. Romero, A. y Flores, S. (2009). La influencia de la velocidad de agitación en la lixiviación dinámica de minerales alterados. *Revista del instituto de investigaciones FIGMMG*, 12 (24), 133-140, Recuperado De <Http://Revistasinvestigacion.Unmsm.Edu.Pe/Index.Php/ligeo/Article/View/391/334> (Abril, 2013)
45. Romero, A., Flores, S. y Medina R. (2009). Obtención de metales preciosos a partir de residuos sólidos mineros o relave. *Revista de la facultad de ingeniería industrial*, 12 (1), 41-46, Recuperado de <http://www.redalyc.org/pdf/816/81620149007.pdf> (Febrero, 2013)
46. Rubio, J., Matiolo, E., Teixeira R. y Capponi F. (2006). *Flotación extensora y con acondicionamiento en alta intensidad de finos y ultrafinos de sulfuros de Cu y Mo*. XVI Congreso Internacional de Metalurgia Extractiva, Saltillo, México. Recuperado de [http://www.lapes.ufrgs.br/ltn\\_](http://www.lapes.ufrgs.br/ltn_) (Febrero, 2012)
47. Salinas, E., Rivera, I., Carrillo, R., Patiño, F., Hernández, J. y Hernández L. (2004). Mejora del proceso de cianuración de oro y plata, mediante la preoxidación de minerales sulfurosos con ozono. *Revista de la Sociedad Química de México*. 48 (4). 315-320. <http://www.redalyc.org/pdf/475/47548421.pdf> (Febrero, 2013)
48. Senanayake, G. (2005). Kinetics and reaction mechanism of gold cyanidation: Surface reaction model via Au(I)-OH-CN complexes, *Hydrometallurgy*, 80 (1-2), 1-12. doi:10.1016/j.hydromet.2005.08.002
49. Senanayake, G. (2006). The cyanidation of silver metal: Review of kinetics and reaction mechanism, *Hydrometallurgy*, 81 (2), 75-85. doi:10.1016/j.hydromet.2005.12.001

50. Senanayake, G. (2008). A review of effects of silver, lead, sulfide and carbonaceous matter on gold cyanidation and mechanistic interpretation. *Hydrometallurgy*, 90, 46–73. doi:10.1016/j.hydromet.2007.09.013
51. Sepúlveda, J. (2001). Ballsim\_Direct, MOLY-COP Tools, Recuperado De: Programa MOLY-COP Tools, (Octubre, 2012)
52. Tshilombo, A. y Sandenbergh, R. (2001). An electrochemical study of the effect of lead and sulphide ions on the dissolution rate of gold in alkaline cyanide solutions. *Hydrometallurgy*, 60, 55–67, doi:10.1016/S0304-386x(00)00157-2
53. Vallebuona, G., Casali, A., Rodríguez F., y Endara, D. (2008). Distribuciones de tamaño de burbujas en celdas de flotación de laboratorio e industrial y modelación del efecto de las variables de operación, *Revista de metalurgia*, 44 (3), 233-242, Recuperado de: <http://Revistademetalurgia.Revistas.Csic.Es/Index.Php/Revistademetalurgia/Article/View/111/112> (Marzo, 2013)
54. Wadsworth, M., Zhu, X., Thompson, J. y Pereira, C. (2000). Gold dissolution and activation in cyanide solution: kinetics and mechanism. *Hydrometallurgy*. 57 (1), 1–11
55. Wadsworth, M. y Zhu, X. (2003). Kinetics of enhanced gold dissolution: activation by dissolved silver, *International Journal of Mineral Process*. 72 (1-4), 301– 310.
56. Waroonkarn S. (2008). Modeling of gold cyanidation, Lappeenranta University Of Technology, Lappeenranta, Finlandia
57. Waroonkarn S., Saija L., Arto L., Timo K., Ilkka T. (2011). Kinetic Modelling Of Gold Leaching And Cyanide Consumption In Intensive Cyanidation Of Refractory Gold Concentrate, *Journal of the University of Chemical*

*Technology and Metallurgy*, 46 (2), 181-190, Recuperado De: [Http://Www.Uctm.Edu/Journal/J2011-2/12 Finland 181 190.Pdf](http://www.uctm.edu/journal/J2011-2/12_Finland_181_190.pdf) (Marzo, 2013)

58. Yianatos, J., Carrasco, C., Bergh, L., Vinnett, L. y Torres C. (2012). Modelling and simulation of rougher flotation circuits. *International Journal of Mineral Processing*. 112-113, 63–70, doi:10.1016/j.minpro.2012.06.005

**ANEXOS**



## ANEXO I

### DETERMINACIÓN DE LA DENSIDAD REAL DEL MINERAL

La densidad real del mineral se calcula mediante el método del picnómetro (Norma ASTM C 128-04) descrito a continuación:

Lavar el picnómetro con agua y secarlo en la estufa a 110°C por 30 minutos. Registrar su peso seco, vacío y tapado ( $W_1$ ) en una balanza analítica (SARTORIUS TE1245).

Luego, añadir la muestra de mineral hasta  $\frac{1}{4}$  del picnómetro y registrar nuevamente su peso ( $W_2$ ). Adicionar agua destilada hasta los  $\frac{3}{4}$  de la capacidad y remover el aire contenido mediante calentamiento por 10 minutos.

Después, enfriar el picnómetro a temperatura ambiente y adicionar agua destilada hasta cubrir su volumen total.

Registrar su peso ( $W_3$ ). Vaciar todo el contenido y llenar nuevamente el picnómetro con agua destilada. Registrar nuevamente el peso ( $W_4$ ). La determinación de la densidad real de la muestra del mineral se obtiene mediante la siguiente ecuación:

$$d_R = \frac{w_2 - w_1}{(w_4 - w_1) - (w_3 - w_2)} \times d_L \quad [29]$$

La ecuación se expresa en kg/L, donde:

$W_1 - W_2$  = Peso del mineral, kg.

$(W_4 - W_1) - (W_3 - W_2)$  = Peso del mineral en agua, kg.

$d_R$  = Densidad del agua, g/mL.

## ANEXO II

### DETERMINACIÓN DE LA DENSIDAD APARENTE DEL MINERAL

La densidad aparente del mineral se determina de acuerdo al siguiente procedimiento:

Pesar una probeta graduada de 1 000 mL vacía y posteriormente colocar el mineral sin compactar hasta una fracción de su capacidad, luego pesar la probeta con mineral y registrar el peso y volumen que ocupa el mineral en la probeta (Norma ASTM C 128-04).

La densidad aparente del mineral se determina a partir de la siguiente ecuación:

$$d_a = \frac{M}{V} \quad [30]$$

Dónde:

$d_a$ , es la densidad aparente en g/L.

M, es la masa del residuo sin compactar en g.

V, el volumen ocupado dentro de la probeta en L.

### ANEXO III

#### PROCEDIMIENTO PARA ENSAYO AL FUEGO

Dentro del ensayo se realizan dos procesos: fusión y copelación. Del proceso de fusión se obtienen dos fases líquidas: una fase escoria constituida principalmente por silicatos y boratos complejos, y una fase metálica de plomo conocido como régulo, el cual colectó los metales de interés y fue oxidado en una copela y absorbido por ella en una mufla a 950 °C, para obtener en su superficie el doré de oro y plata.

Para los ensayos de fusión se realiza el siguiente procedimiento:

Someter 30 g de muestra a tostación oxidante en una mufla SEPOR INC desde temperatura ambiente hasta 800 °C (2,5 h). Luego, mezclar y homogenizar el mineral tostado con la carga fundente especificada en la Tabla A.I.1 (De la Torre y Guevara, p. 189, 2005).

**Tabla A III.1** Carga fundente utilizada para la fusión

Nombre	Formula química	Peso (g)
Bórax	$\text{Na}_2[\text{B}_4\text{O}_5(\text{OH})_4] \cdot 8\text{H}_2\text{O}$	30
Carbonato de sodio	$\text{Na}_2\text{CO}_3$	45
Litargirio	PbO	40
Carbón mineral	C	2

Colocar la muestra en un crisol de arcilla e introducirlo en la mufla a 950 °C hasta que se funda completamente (1 h). Verter el material fundido en una lingotera cónica limpia y dejar enfriar. A fin de separar la escoria de la fase metálica golpetear el cono formado. Golpetear suavemente la fase metálica hasta formar un cubo (régulo) (De la Torre y Guevara, p. 190, 2005).

Precalear una copela a 950 °C por 20 min y colocar el régulo obtenido. Introducir la copela en la mufla a 950 °C con la entrada de aire abierta hasta

formar un doré. Una vez frío, pesar el doré en una balanza analítica de 5 cifras decimales (Sartorius Research) con capacidad de 10 g y precisión de 0,00001 g. El doré puede ser de color plateado o dorado. En los casos en los que es dorado, realizar una encuartación añadiendo 3 veces el peso de este en plata y copelar con 10 g de plomo metálico para obtener un nuevo doré (De la Torre y Guevara, pp. 190-191, 2005).

Disgregar el doré obtenido en un tubo de ensayo a baño maría, con agua destilada y ácido nítrico en una proporción 1:1 de 30 – 60 min para disolver la plata metálica. Después, eliminar la solución y lavar cuidadosamente con agua destilada para eliminar los restos de plata (De la Torre y Guevara, p. 190, 2005)

Disolver el oro con agua regia a baño maría por 30 min y aforar con agua destilada. Analizar el contenido de oro en la solución con un equipo de Espectrofotometría de Absorción Atómica, modelo AAnalyst 300, PERKIN ELMER.

## ANEXO IV

### PROCEDIMIENTO CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA

El proceso de concentración gravimétrica se realizó de la siguiente manera:  
En una mesa Wilfley marca Denver, modelo 13A de laboratorio, colocar 2 Kg de mineral molido a la granulometría requerida, de acuerdo a las condiciones de molienda que se especifican en la Tabla A.2.

**Tabla A IV. 1** Condiciones de molienda

<b>Condiciones de molienda:</b>	
Peso mineral (kg)	2
Volumen de agua (L)	1,2
Tiempo (min)	16    40
% de sólidos	62,5

Las condiciones experimentales de la mesa Wilfley son las siguientes:

**Tabla A IV. 2** Condiciones experimentales utilizadas en la concentración gravimétrica

<b>Condiciones experimentales para concentración gravimétrica en mesa Wilfley</b>	
Peso muestra (kg)	2
Flujo de alimentación (g/min)	400
Flujo de agua (L/min)	9
Desplazamiento del tablero (mm)	11
Inclinación del tablero (°)	10
Número de golpes	300

Se consideran alimentaciones de 2 kg de mineral con un caudal másico que varía entre 0,3 a 0,4 kg/min, utilizando de 9 a 10 L/min.

En las fracciones obtenidas decantar y retirar el exceso de agua. Luego, secar, homogenizar y cuartear las fracciones. Analizar el contenido de oro y plata en las fracciones obtenidas mediante la técnica de ensayo al fuego y evaluar las recuperaciones correspondientes.

## ANEXO V

### PROCEDIMIENTO FLOTACIÓN

El ensayo se realizó en una celda de flotación unitaria (Denver) de 2,5 L de capacidad, en la cual se coloca 1 kg de mineral con 2 L de agua. Se trabaja al 33 % de sólidos.

Agregar Amil xantato de potasio (KAX: 150 g/t) y aceite de pino (100 g/t) y acondicionar la pulpa por 5 min. Medir el pH de la pulpa. Abrir la entrada de aire y flotar el mineral durante 3 min, luego, medir nuevamente el pH.

Para la siguiente flotación adicionar nuevamente los reactivos de flotación: Amil xantato de potasio (KAX: 150 g/t) y aceite de pino (100 g/t) y acondicionar una vez más la pulpa por 5 min. Abrir la entrada de aire y flotar el mineral durante 3 min más. Medir el pH.

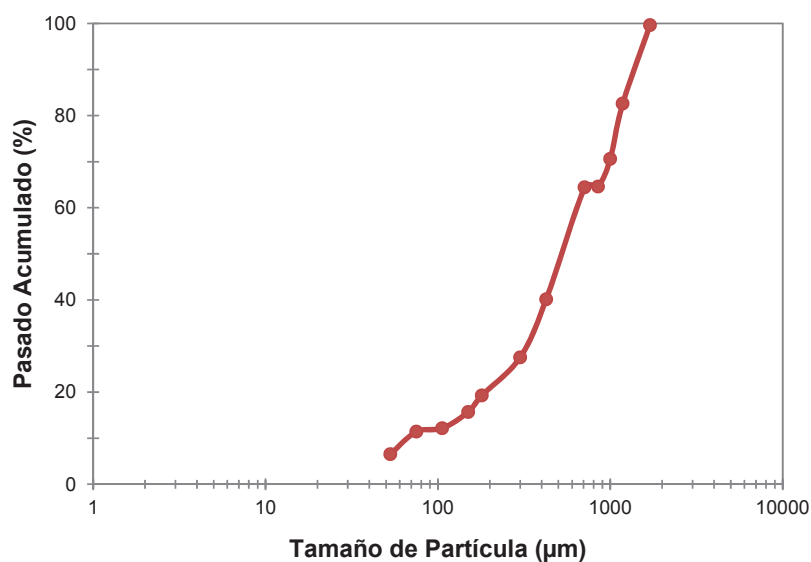
Después, secar las fracciones del mineral, obtenidas en la flotación (concentración A, concentración B y relave). Analizar las fracciones por difracción de rayos X, ensayo al fuego y absorción atómica y realizar el balance metalúrgico.

## ANEXO VI

### DETERMINACIÓN DEL TAMAÑO DE PARTÍCULA

**Tabla A VI. 1** Ensayo granulométrico del material que ingresa al molino

Malla #	Abertura (μm)	Peso Retenido (gr)	% Porcentaje Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasado Acumulado
10	1 700	0,9	0,36	0,36	99,64
16	1 180	42,2	17,03	17,39	82,61
18	1 000	29,7	11,99	29,38	70,62
20	850	14,9	6,01	35,39	64,61
25	710	0,4	0,16	35,55	64,45
35	425	60,2	24,29	59,85	40,15
50	300	31,3	12,63	72,48	27,52
80	180	20,4	8,23	80,71	19,29
100	150	8,9	3,59	84,30	15,70
150	106	8,8	3,55	87,85	12,15
200	75	1,8	0,73	88,58	11,42
270	53	12,1	4,88	93,46	6,54
-270	0	16,2	6,54	100,00	0,00
		247,8	100,00		



**Figura A VI.1** Curva granulométrica el mineral que ingresa al molino

Con base en la curva granulométrica se determinó que el  $d_{80}$  de la muestra analizada fue de 1 140 μm.

**ANEXO VII**  
**FICHAS TÉCNICAS DE LA CARACTERIZACIÓN QUÍMICA DEL**  
**MINERAL**

**Ficha técnica N° 1**

**Tipo de muestras:** Mineral Molido 30 min.  
**Ensayo:** Análisis de oro amalgamable  
**Objetivo:** Determinar la cantidad de oro amalgamable

**Tabla A VII. 1** Resultados de la concentración gravimétrica CG-01

DESCRIPCIÓN	% Material	ORO	PLATA	% RECUPERACIÓN	
		(g/t)	(g/t)	Au	Ag
Fino	2,33	1,58	19,42	0,56	2,90
Mixto	37,45	3,30	8,70	18,79	20,87
Arena	15,48	1,36	14,64	3,20	14,53
Concentrado	44,74	7,44	21,06	50,58	60,38
Amalgama		190300,34	22227,63	26,88	1,32



### Ficha técnica N° 2

**Muestra:** Cabeza de mineral  
**Ensayo:** Oro libre  
**Objetivo:** Determinar la cantidad de oro libre existente en la muestra  
**Pre-tratamiento:** Pulverización

#### Condiciones de Cianuración

Peso del Mineral: 0,1 kg  
 Volumen de agua: 1 L  
 % Sólidos: 9,1 %  
 Tiempo de Aireación: 0,5 h  
 pH inicial: 8,1  
 pH trabajo: 10,6  
 [CN-]: 5 g/L  
 Cal Añadida: 0,85 g

**Tabla A VII. 2** Resultados de cianuración (análisis de oro)

Fracción	Peso	Volumen	Contenido Au	Contenido Au	Peso Au	Repartición
	(kg)	(L)	(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	Au (%)
Relave (kg)	0,1		0,18		0,18	26,42
Solución Fuerte (L)		0,985		0,5	0,49	72,29
Solución Lavado (L)		0,440		0,02	0,01	1,29
Totales					0,68	100

Recuperación de Oro en Solución (SF+SL): 73,58 %  
 Alimentación Recalculada : 6,8 g Ag/t

**Tabla A VII. 3** Resultados de cianuración (análisis de plata)

Fracción	Peso	Volumen	Contenido Ag	Contenido Ag	Peso Ag	Repartición
	(kg)	(L)	(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	Ag (%)
<b>Relave (kg)</b>	0,1		14,4		1,44	88,02
<b>Solución Fuerte (L)</b>		0,985		0,19	0,19	11,44
<b>Solución Lavado(L)</b>		0,440		0,02	0,01	0,54
<b>Totales</b>					1,64	100

Recuperación de Plata en Solución (SF+SL): 11,98 %

Alimentación Recalculada: 16,4 g Ag/t

## ANEXO VIII

### FICHAS TÉCNICAS DE CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA

#### Ficha técnica N° 1

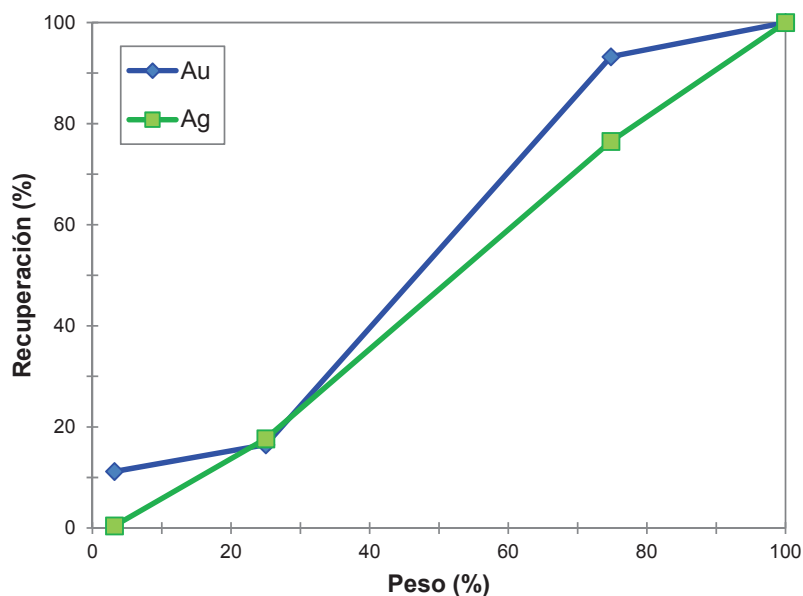
**Tipo de muestras:** Mineral Molido 16 min

**Ensayo:** Análisis de concentración gravimétrica

**Objetivo:** Determinar la cantidad de oro recuperado en el concentrado

**Tabla A VIII. 1** Resultados de la concentración gravimétrica CG-02

DESCRIPCIÓN	% MATERIAL	ORO	PLATA	% RECUPERACIÓN	
		(g/t)	(g/t)	Au	Ag
Concentrado	3,2	24,85	2,15	11,2	0,42
Mixto	49,8	10,85	19,15	76,77	58,83
C+M	53,0			88,0	59,3
Arena	21,8	1,7	12,8	5,27	17,24
C+M+A	74,8			93,2	76,5
Fino	25,2	1,89	15,12	6,75	23,5
C+M+A+F	100,0			100,0	100,0



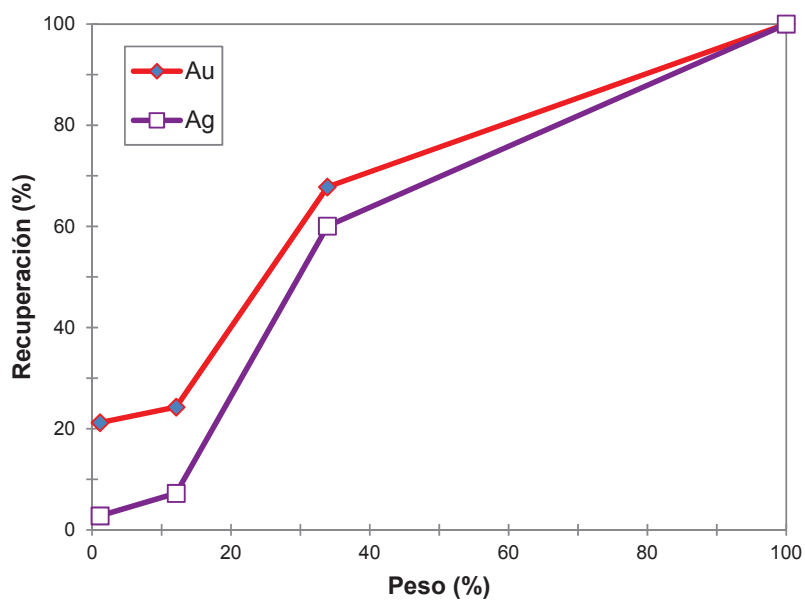
**Figura A VIII. 1** Curva de recuperación de oro y plata.  $d_{80}=132 \mu\text{m}$

### Ficha técnica N° 2

**Tipo de muestras:** Mineral Molido 40 min.  
**Ensayo:** Análisis de concentración gravimétrica  
**Objetivo:** Determinar la cantidad de oro recuperado en el concentrado

**Tabla A VIII. 2** Resultados de la concentración gravimétrica CG-03

DESCRIPCIÓN	% MATERIAL	ORO	PLATA	% RECUPERACIÓN	
		(g/t)	(g/t)	Au	Ag
Concentrado	1,1	68,2	44,0	21,2	2,8
Arena	11,0	1,0	7,3	3,1	4,4
C+A	12,1			24,3	7,2
Mixto	21,8	7,3	43,7	43,5	52,9
C+A+M	33,9			67,8	60,1
Fino	66,1	1,8	10,9	32,2	39,9
C+A+M+F	100,0			100,0	100,0



**Figura A VIII. 2** Curva de recuperación de oro y plata.  $d_{80}=80 \mu\text{m}$



Tabla A IX. 3 Resultados de flotación según difracción de rayos X

RESULTADOS	PESO (g)	PESO (%)	% RECUPERACIÓN Cu														
			SiO <sub>2</sub>	(Na,Ca)Al(Si,Al)Si <sub>2</sub> O <sub>8</sub>	KAl <sub>2</sub> (AlSi <sub>3</sub> O <sub>10</sub> )(OH) <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> (Si <sub>2</sub> O <sub>5</sub> )(OH) <sub>4</sub>	(Mg,Fe) <sub>5</sub> Al(Si,Al) <sub>4</sub> O <sub>10</sub> (OH) <sub>8</sub>	CaCO <sub>3</sub>	Mg <sub>2</sub> Si <sub>2</sub> O <sub>6</sub>	CuFeS <sub>2</sub>	FeS <sub>2</sub>	Fe <sub>(1-x)S</sub>	CaMg(CO <sub>3</sub> ) <sub>2</sub>	KMg <sub>3</sub> (AlSi <sub>3</sub> O <sub>10</sub> )(F,OH) <sub>2</sub>	CaSiO <sub>3</sub>		
<b>Concentrados</b>																	
<b>A</b>	25,2	2,6	2,73	1,43	3,86	2,22	2,48	1,60	2,44	3,21	11,20	5,09	0,00	3,50	1,26		
<b>B</b>	199,7	20,7	13,53	14,20	20,40	0,00	24,56	15,88	25,78	33,89	88,80	6,42	0,00	27,77	24,87		
<b>(A+B)</b>	224,9	23,3															
<b>Relave</b>	741,4	76,7	83,74	84,36	75,74	97,78	72,96	82,52	71,78	62,91	0,00	88,49	100,00	68,73	73,87		
<b>Alim. Recalculada</b>	966,3																

### Ficha técnica N° 2

**Muestra:** 1

**Ensayo N°:** 2

**Carga de Mineral:** 1kg

**Equipo Utilizado:** Molino: Celda Denver: 2,5 L 1200 rpm

**Objetivo del Ensayo:** Determinar la recuperación de oro por flotación

**Tabla A IX. 4** Condiciones de flotación 2

OPERACIONES	Tiempo (min)	Sólidos (%)	pH	Reactivos Utilizados (g/t)		Nomenclatura Reactivos	
				KAX	ACEITE DE PINO		
Molienda	16	62,5					
Aireación							
Flotación Primaria							
Acondicionamiento	5	30,0		150	100		
Flotación A	3		7				
Acondicionamiento	5			150	100		
Flotación B	3		8				

**Tabla A IX. 5** Resultados de flotación 2

RESULTADOS	PESO (g)	PESO (%)	% RECUPERACIÓN					
			Au	Ag	Cu	Fe	Pb	Zn
<b>Concentrados</b>								
<b>A</b>	170,5	17,4	65,5	40,7	93,7	38,6	51,6	48,1
<b>B</b>	110,3	11,2	3,0	7,3	2,5	18,4	21,2	11,2
<b>(A+B)</b>	280,8	28,6	68,5	48,0	96,1	57,1	72,9	59,3
<b>Relave</b>	701,3	71,4	31,5	52,0	3,9	42,9	27,2	40,7
<b>Alim. Recalculada</b>	982,1							

### Ficha técnica N° 3

**Muestra:** 1

**Ensayo N°:** 3

**Carga de Mineral:** 1kg

**Equipo Utilizado:** Molino: Celda Denver: 2,5 L 1200 rpm

**Objetivo del Ensayo:** Determinar la recuperación de oro por flotación al reducir el tamaño de partícula del mineral

**Tabla A IX. 6** Condiciones de flotación 3

OPERACIONES	Tiempo (min)	Sólidos (%)	pH	Reactivos Utilizados (g/t)		Nomenclatura Reactivos	
				KAX	ACEITE DE PINO		
Molienda	40	62,5					
Aireación							
Flotación Primaria							
Acondicionamiento	5	30,0		150	100		
Flotación A	3		6,7				
Acondicionamiento	5			150	100		
Flotación B	3		8				

**Tabla A IX. 7** Resultados de flotación 3

RESULTADOS	PESO (g)	PESO (%)	% RECUPERACIÓN					
			Au	Ag	Cu	Fe	Pb	Zn
<b>Concentrados</b>								
<b>A</b>	398,5	40,0	28,7	48,5	98,9	67,4	62,3	67,4
<b>B</b>	174,5	17,5	1,1	8,5	0,7	22,0	0,0	9,2
<b>(A+B)</b>	573,0	57,5	29,8	57,0	99,6	89,3	62,3	76,6
<b>Relave</b>	424,1	42,5	70,2	43,0	0,4	10,7	37,7	23,4
<b>Alim. Recalculada</b>	997,1							



**Ficha técnica N° 4**

**Muestra:** 1

**Ensayo N°:** 4

**Carga de Mineral:** 1kg

**Equipo Utilizado:** Molino: Celda Denver: 2,5 L 1200 rpm

**Objetivo del Ensayo:** Determinar la recuperación de oro por flotación al adicionar Aerofloat 208

**Tabla A IX. 8** Condiciones de flotación 4

OPERACIONES	Tiempo (min)	Sólidos (%)	pH	Reactivos Utilizados (g/t)			Nomenclatura Reactivos	
				KAX	ACEITE DE PINO	AEROFLOAT 208		
Molienda	40	62,5						
Aireación								
Flotación Primaria								
Acondicionamiento	5	30,0		150	100	100		
Flotación A	3		7					
Acondicionamiento	5			150	100	100		
Flotación B	3		8					

**Tabla A IX. 9** Resultados de flotación 4

RESULTADOS	PESO (g)	PESO (%)	% RECUPERACIÓN					
			Au	Ag	Cu	Fe	Pb	Zn
<b>Concentrados</b>								
<b>A</b>	452,3	45,4	31,5	33,4	97,4	51,8	46,1	46,8
<b>B</b>	230,8	23,2	52,4	51,1	1,8	19,7	5,9	14,3
<b>(A+B)</b>	683,1	68,5	83,8	84,5	99,1	71,5	52,0	61,1
<b>Relave</b>	313,8	31,5	16,2	15,5	0,9	28,5	48,0	38,9
<b>Alim. Recalculada</b>	996,9							

## ANEXO X

### FICHAS TÉCNICAS DE CIANURACIÓN

#### Ficha técnica N° 1

**Muestra:** C-01 Cabeza de Mineral

**Ensayo N°:** 1

**Objetivo:** Determinar la concentración óptima de NaCN

**Pre-tratamiento:** 16 min de molienda al 62,5 % de sólidos

#### Condiciones de cianuración

Peso Mineral	1	(kg)
Volumen Agua	1	(L)
% Sólidos	33,3	(%)
Tiempo Aireación	30	(min)
pH inicial	7,2	
pH trabajo	10,64	
Conc. Cianuro	2	(g/L)
Cal añadida	1,24	(g)

**Tabla A X. 1** Control de cianuración C-01

Tiempo	[CN]	[CaO]	Adic. CN	Adic. Cal	pH
(h)	(g/L)	(g/L)	(g)	(g)	
0,0	2,0	0,0	4,0	0,0	10,6
0,5	1,9	0,2	0,2	0,0	10,9
1,0	1,8	0,2	0,4	0,0	10,8
2,0	1,6	0,3	0,8	0,0	11,0
4,0	1,7	0,4	0,6	0,0	11,0
6,0	2,0	0,4	0,0	0,0	11,1
8,0	1,0	0,4	2,0	0,0	11,1
24,0	1,6	0,4	0,0	0,0	11,5
<b>TOTAL AÑADIDO (g)</b>			8,0	1.24	
<b>CONSUMO (kg/t)</b>			4,8	0.44	

**Tabla A X. 2** Resultados de cianuración (análisis de oro) C-01

Fracción	Peso	Volumen	Contenido Au	Contenido Au	Peso Au	Repartición
	(kg)	(L)	(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	Au (%)
Relave (kg)	0,995		2,22		2,21	70,36
Solución Fuerte (L)		1,74		0,49	0,85	27,15
Solución Lavado (L)		0,98		0,08	0,08	2,50
Totales					3,14	100,00

Recuperación de Oro en Solución (SF+SL): 29,64 %

Alimentación Recalculada: 3,16 gr Au/Ton

**Tabla A X. 3** Resultados de cianuración (análisis de plata) C-01

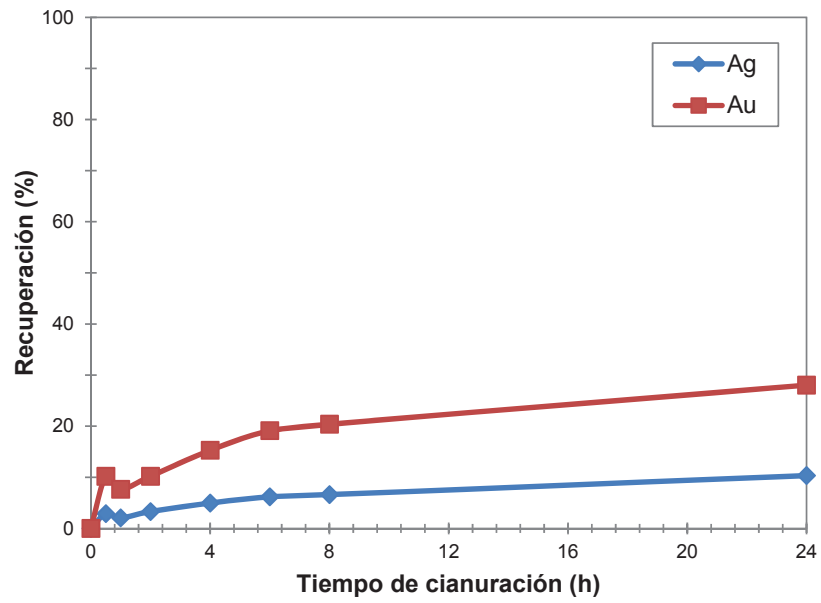
Fracción	Peso	Volumen	Contenido Ag	Contenido Ag	Peso Ag	Repartición
	(kg)	(L)	(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	Ag (%)
Relave (kg)	0,995		8,44		8,40	86,83
Solución Fuerte (L)		1,74		0,62	1,08	11,15
Solución Lavado (L)		0,98		0,20	0,20	2,03
Totales					9,68	100,00

Recuperación de Plata en Solución (SF+SL): 13,17 %

Alimentación Recalculada: 9,72 g Ag/Ton

**Tabla A X. 4** Cinética de cianuración C-01

Tiempo	Concentración	Miligramos	% Recuperación	Concentración	Miligramos	% Recuperación
(h)	Au (mg/L)	Au	Au	Ag (mg/L)	Ag	Ag
0,0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
0,5	0,16	0,32	10,19	0,14	0,28	2,89
1,0	0,12	0,24	7,64	0,10	0,20	2,07
2,0	0,16	0,32	10,19	0,16	0,32	3,31
4,0	0,24	0,48	15,28	0,24	0,48	4,96
6,0	0,30	0,60	19,10	0,30	0,60	6,20
8,0	0,32	0,64	20,38	0,32	0,64	6,61
24,0	0,44	0,88	28,02	0,50	1,00	10,33



**Figura X. 1** Cinética de cianuración C-01

### Ficha técnica N° 2

**Muestra:** C-02 Cabeza de Mineral

**Ensayo N°:** 2

**Objetivo:** Determinar la concentración óptima de NaCN

**Pre-tratamiento:** 16 min de molienda al 62,5 % de sólidos

#### Condiciones de cianuración

Peso Mineral	1	(kg)
Volumen Agua	2	(L)
% Sólidos	33,3	(%)
Tiempo Aireación	30	(min)
pH inicial	7,2	
pH trabajo	10,6	
Conc. Cianuro	1,5	(g/L)
Cal añadida	2,3	(g)

**Tabla A X. 5** Control de cianuración C-02

Tiempo (h)	[CN] (g/L)	[CaO] (g/L)	Adic. CN (g)	Adic. Cal (g)	pH
0,0	1,50	0,0	3,0	0,0	10,6
0,5	0,85	0,1	1,3	0,0	10,7
1,0	1,50	0,1	0,0	0,0	10,8
2,0	1,40	0,1	0,2	0,0	10,7
4,0	0,55	0,05	1,9	0,0	10,7
6,0	1,20	0,0	0,6	0,0	10,8
22,0	1,40	0,0	0,20	0,0	10,80
24,0	1,35	0,0	0,0	0,0	11,3
<b>TOTAL AÑADIDO (g)</b>			7,2	2,3	
<b>CONSUMO (kg/t)</b>			4,5	2,3	

**Tabla A X. 6** Resultados de cianuración (análisis de oro) C-02

Fracción	Peso	Volumen	Contenido Au	Contenido Au	Peso Au	Repartición
	(kg)	(L)	(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	Au (%)
Relave (kg)	0,99		5,25		5,20	69,82
Solución Fuerte (L)		1,73		1,08	1,86	24,98
Solución Lavado (L)		1,00		0,39	0,39	5,20
Totales					7,45	100,0

Recuperación de Oro en Solución (SF+SL) 30,18 %

Alimentación Recalculada 7,52 g Au/t

**Tabla A X. 7** Resultados de cianuración (análisis de plata) C-02

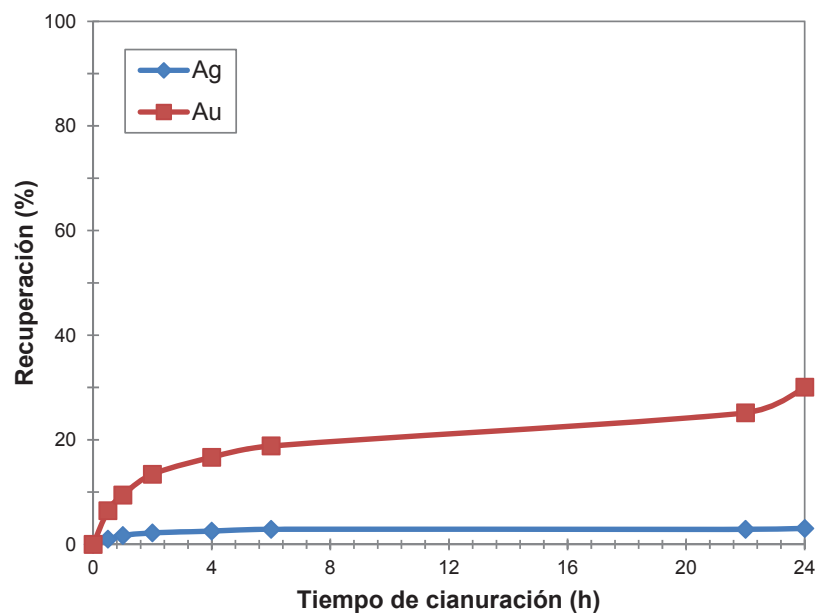
Fracción	Peso	Volumen	Contenido Ag	Contenido Ag	Peso Plata	Repartición
	(kg)	(L)	(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	Ag (%)
Relave (kg)	0,99		11,37		11,26	95,76
Solución Fuerte (L)		1,73		0,23	0,40	3,39
Solución Lavado (L)		1,00		0,10	0,10	0,85
Totales					11,75	100,0

Recuperación de Plata en Solución (SF+SL) 4,24 %

Alimentación Recalculada: 11,87 g Ag/t

**Tabla A X. 8** Cinética de cianuración C-02

Tiempo	Concentración	Miligramos	% Recuperación	Concentración	Miligramos	% Recuperación
(h)	Au (mg/L)	Au	Au	Ag (mg/l)	Ag	Ag
0,0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
0,5	0,24	0,48	6,44	0,06	0,12	1,02
1,0	0,35	0,70	9,42	0,10	0,2	1,70
2,0	0,50	1,00	13,40	0,13	0,26	2,21
4,0	0,62	1,24	16,66	0,15	0,3	2,55
6,0	0,70	1,40	18,83	0,17	0,34	2,89
22,0	0,94	1,88	25,17	0,17	0,34	2,89
24,0	1,12	2,24	30,04	0,18	0,36	3,06



**Figura X. 2** Cinética de cianuración C-02

### Ficha técnica N° 3

**Muestra:** C-03 Cabeza de Mineral

**Ensayo N°:** 3

**Objetivo:** Determinar la concentración óptima de NaCN

**Pre-tratamiento:** 16 min de molienda al 62,5 % de sólidos

#### Condiciones de cianuración

Peso Mineral	1	(kg)
Volumen Agua	2	(L)
% Sólidos	33,3	(%)
Tiempo Aireación	30	(min)
pH inicial	8,17	
pH trabajo	11,0	
Conc. Cianuro	2	(g/L)
Cal añadida	3,52	(g)

**Tabla A X. 9** Control de cianuración C-03

Tiempo (h)	[CN] (g/L)	[CaO] (g/L)	Adic. CN (g)	Adic. Cal (g)	pH
0,0	2,00	0,00	4,00	0,00	11,0
0,5	1,50	0,00	1,00	0,00	11,0
1,0	1,85	0,00	0,30	0,00	11,2
2,0	2,00	0,00	0,00	0,00	11,4
4,0	1,75	0,00	0,50	0,00	11,4
6,0	1,85	0,00	0,30	0,00	11,4
22,0	1,45	0,00	1,10	0,00	11,4
24,0	1,75	0,00	0,00	0,00	11,4
<b>TOTAL AÑADIDO (g)</b>			7,20	3,52	
<b>CONSUMO (kg/t)</b>			3,70	3,52	



**Tabla A X. 10** Resultados de cianuración (análisis de oro) C-03

Fracción	Peso	Volumen	Contenido Au	Contenido Au	Peso Au	Repartición
	(kg)	(L)	(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	Au (%)
Relave (kg)	0,996		3,30		3,29	55,66
Solución Fuerte (L)		1,68		1,30	2,18	36,88
Solución Lavado (L)		1,00		0,44	0,44	7,45
Totales					5,90	100,0

Recuperación de Oro en Solución (SF+SL): 44,27 %

Alimentación Recalculada: 5,92 g Au/t

**Tabla A X. 11** Resultados de cianuración (análisis de plata) C-03

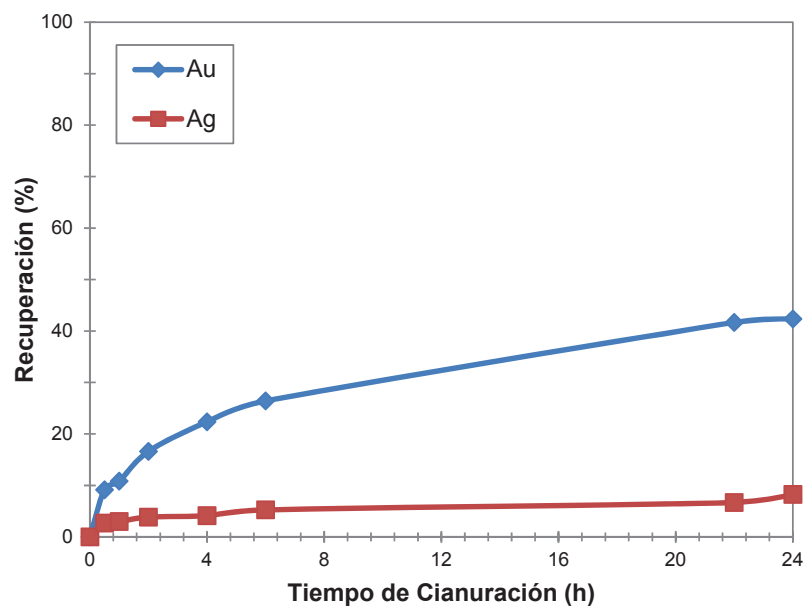
Fracción	Peso	Volumen	Contenido Ag	Contenido Ag	Peso Ag	Repartición
	(kg)	(L)	(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	Ag (%)
Relave (kg)	0,996		13,03		12,98	92,22
Solución Fuerte (L)		1,68		0,57	0,95	6,79
Solución Lavado (L)		1,00		0,14	0,14	1,00
Totales					14,07	100,0

Recuperación de Oro en Solución (SF+SL) 7.77 %

Alimentación Recalculada 14.13 g Ag/t

**Tabla A X. 12** Cinética de cianuración C-03

Tiempo	Concentración	Miligramos	% Recuperación	Concentración	Miligramos	% Recuperación
(h)	Au (mg/l)	Au	Au	Ag (mg/l)	Ag	Ag
0,0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
0,5	0,27	0,54	9,15	0,19	0,38	2,70
1,0	0,32	0,64	10,84	0,21	0,42	2,99
2,0	0,49	0,98	16,60	0,27	0,54	3,84
4,0	0,66	1,32	22,36	0,29	0,58	4,12
6,0	0,78	1,56	26,42	0,37	0,74	5,26
22,0	1,23	2,46	41,67	0,47	0,94	6,68
24,0	1,25	2,50	42,35	0,58	1,16	8,24



**Figura X. 3** Cinética de cianuración C-03

### Ficha técnica N° 4

**Muestra:** C-04 Cabeza de Mineral

**Ensayo N°:** 4

**Objetivo:** Determinar la concentración óptima de NaCN

**Pre-tratamiento:** 16 min de molienda al 62,5 % de sólidos

#### Condiciones de cianuración

Peso Mineral	1	(kg)
Volumen Agua	2	(L)
% Sólidos	33,3	(%)
Tiempo Aireación	30	(min)
pH inicial	7,34	
pH trabajo	10,81	
Conc. Cianuro	3	(g/L)
Cal añadida	2,33	(g)

**Tabla A X. 13** Control de cianuración C-04

Tiempo (h)	[CN] (g/L)	[CaO] (g/L)	Adic. CN (g)	Adic. Cal (g)	pH
0,0	3,00	0,0	6,00	0,0	10,8
0,5	1,15	0,8	3,70	0,0	10,9
1,0	2,95	0,35	0,10	0,0	10,9
2,0	2,30	0,6	1,40	0,0	10,9
4,0	3,00	0,7	0,00	0,0	10,9
6,0	2,95	0,6	0,10	0,0	11,0
24,0	1,85	0,7	0,00	0,0	11,4
<b>TOTAL AÑADIDO (g)</b>			11,30	2,33	
<b>CONSUMO (kg/t)</b>			7,60	0,93	

**Tabla A X. 14** Resultados de cianuración (análisis de oro) C-04

Fracción	Peso	Volumen	Contenido Au	Contenido Au	Peso Au	Repartición
	(kg)	(L)	(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	Au (%)
Relave (kg)	0,993		2,75		2,73	55,18
Solución Fuerte (L)		1,73		1,04	1,80	36,34
Solución Lavado(L)		1,00		0,42	0,42	8,48
Totales					4,95	100,0

Recuperación de Oro en Solución (SF+SL): 44,82 %

Alimentación Recalculada: 4,98 g Au/t

**Tabla A X. 15** Resultados de cianuración (análisis de oro) C-04

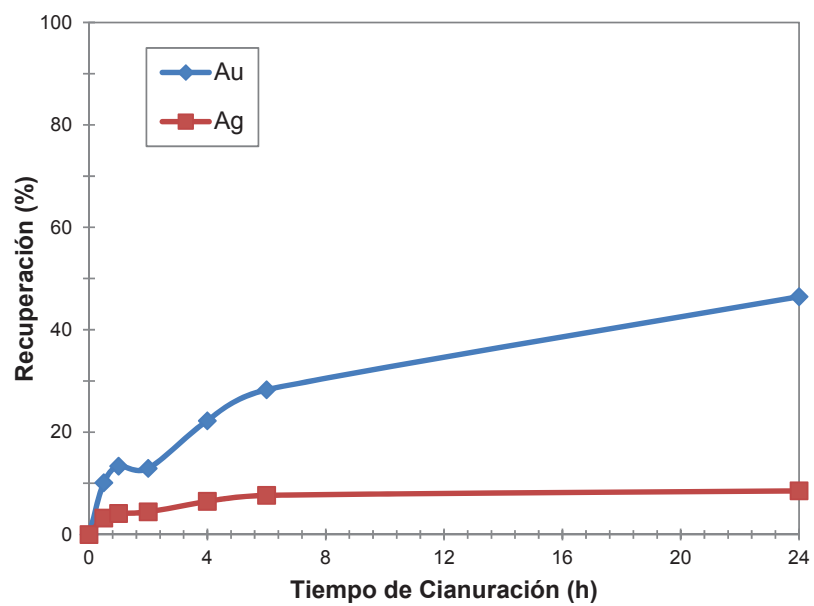
Fracción	Peso	Volumen	Contenido Ag	Contenido Ag	Peso Plata	Repartición
	(kg)	(L)	(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	Au (%)
Relave (kg)	0,993		6,25		6,21	91,3
Solución Fuerte (L)		1,73		0,29	0,50	7,4
Solución Lavado(L)		1,00		0,09	0,09	1,3
Totales					6,80	100,0

Recuperación de Plata en Solución (SF+SL): 8,70 %

Alimentación Recalculada: 6,85 g Ag/t

**Tabla A X. 16** Cinética de cianuración C-04

Tiempo	Concentración	Miligramos	% Recuperación	Concentración	Miligramos	% Recuperación
(h)	Au (mg/l)	Au	Au	Ag (mg/l)	Ag	Ag
0,0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
0,5	0,25	0,5	10,10	0,11	0,22	3,24
1,0	0,33	0,66	13,33	0,14	0,28	4,12
2,0	0,32	0,64	12,93	0,15	0,30	4,41
4,0	0,55	1,10	22,22	0,22	0,44	6,47
6,0	0,70	1,40	28,28	0,26	0,52	7,65
24,0	1,15	2,30	46,45	0,29	0,58	8,53



**Figura X. 4** Cinética de cianuración C-04

### Ficha técnica N° 5

**Muestra:** C-05 Cabeza de Mineral

**Ensayo N°:** 5

**Objetivo:** Determinar la influencia del tamaño de partícula en la recuperación de oro

**Pre-tratamiento:** 20 min de molienda al 62,5 % de sólidos

#### Condiciones de cianuración

Peso Mineral	1	(kg)
Volumen Agua	2	(L)
% Sólidos	33,3	(%)
Tiempo Aireación	30	(min)
pH inicial	7,03	
pH trabajo	11	
Conc. Cianuro	2	(g/L)
Cal añadida	6,5	(g)

**Tabla A X. 17** Control de cianuración C-05

Tiempo	[CN]	[CaO]	Adic. CN	Adic. Cal	pH
(h)	(g/L)	(g/L)	(g)	(g)	
0,0	2,00	0,00	4,00	0,00	11,5
0,5	1,95	0,15	0,10	0,00	11,5
1,0	1,80	0,15	0,40	0,00	11,5
2,0	2,00	0,15	0,00	0,00	11,6
4,0	1,85	0,10	0,30	0,00	11,6
6,0	0,00	0,00	0,00	0,00	11,6
22,0	1,75	0,10	0,50	0,00	11,6
24,0	1,95	0,10	0,00	0,00	11,5
<b>TOTAL AÑADIDO (g)</b>			5,30	6,50	
<b>CONSUMO (kg/t)</b>			1,40	6,30	

**Tabla A X. 18** Resultados de cianuración (análisis de oro) C-05

Fracción	Peso	Volumen	Contenido Au	Contenido Au	Peso Au	Repartición
	(kg)	(L)	(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	Au (%)
Relave (kg)	0,991		3,23		3,20	67,21
Solución Fuerte (L)		1,66		0,76	1,26	26,49
Solución Lavado(L)		1,00		0,30	0,30	6,30
Totales					4,76	100,00

Recuperación de Oro en Solución (SF+SL): 32,79 %

Alimentación Recalculada: 4,81 g Au/t

**Tabla A X. 19** Resultados de cianuración (análisis de plata) C-05

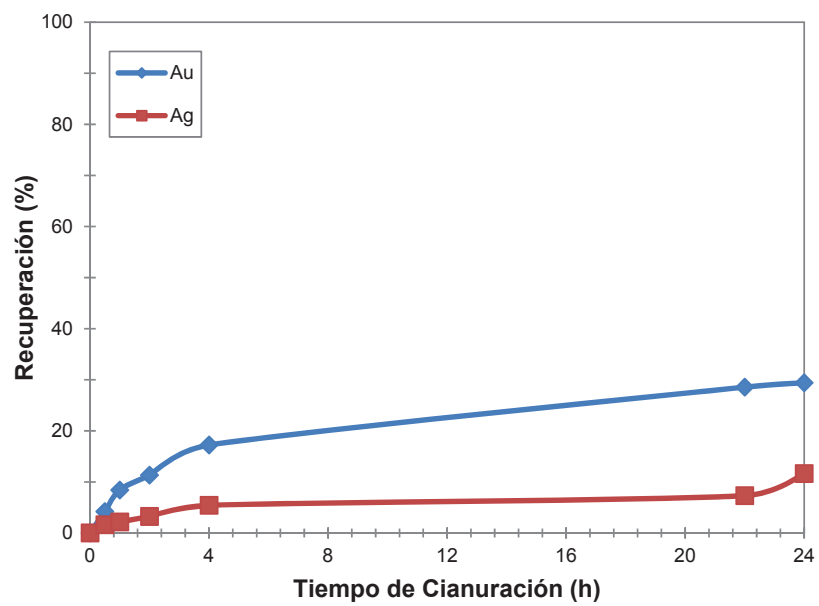
Fracción	Peso	Volumen	Contenido Ag	Contenido Ag	Peso Ag	Repartición
	(kg)	(L)	(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	Ag (%)
Relave (kg)	0,991		13,1		12,98	87,76
Solución Fuerte (L)		1,66		0,97	1,61	10,88
Solución Lavado (L)		1,00		0,20	0,20	1,35
Totales					14,79	100,00

Recuperación de Oro en Solución (SF+SL): 12,24 %

Alimentación Recalculada: 14,93 g Ag/t

**Tabla A X. 20** Cinética de cianuración C-05

Tiempo	Concentración	Miligramos	% Recuperación	Concentración	Miligramos	% Recuperación
(h)	Au (mg/L)	Au	Au	Ag (mg/l)	Ag	Ag
0,0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
0,5	0.1	0,2	4,20	0,12	0,24	1,62
1,0	0.2	0,4	8,40	0,16	0,32	2,16
2,0	0.27	0,54	11,34	0,24	0,48	3,24
4,0	0.41	0,82	17,22	0,40	0,80	5,41
22,0	0.68	1,36	28,55	0,54	1,08	7,30
24,0	0.7	1,4	29,39	0,86	1,72	11,63



**Figura X. 5** Cinética de cianuración C-05



### Ficha técnica N° 6

**Muestra:** C-06 Cabeza de Mineral

**Ensayo N°:** 6

**Objetivo:** Determinar la influencia del tamaño de partícula en la recuperación de oro

**Pre-tratamiento:** 30 min de molienda al 62,5 % de sólidos

#### Condiciones de cianuración

Peso Mineral	1	(kg)
Volumen Agua	2	(L)
% Sólidos	33,3	(%)
Tiempo Aireación	30	(min)
pH inicial	7,0	
pH trabajo	10,8	
Conc. Cianuro	2	(g/L)
Cal añadida	8,5	(g)

**Tabla A X. 21** Control de cianuración C-05

Tiempo (h)	[CN] (g/L)	[CaO] (g/L)	Adic. CN (g)	Adic. Cal (g)	pH
0,0	2,00	0,00	4,00	0,00	10,8
0,5	1,80	0,10	0,40	0,00	10,8
1,0	1,95	0,10	0,10	0,00	10,8
2,0	1,95	0,00	0,10	0,00	10,8
4,0	1,65	0,00	0,70	0,00	10,8
6,0	1,85	0,00	0,30	0,00	10,8
22,0	1,25	0,00	1,50	0,00	11,2
24,0	1,90	0,00	0,20	0,00	11,2
<b>TOTAL AÑADIDO (g)</b>			7,30	8,50	
<b>CONSUMO (kg/t)</b>			3,50	8,50	

**Tabla A X. 22** Resultados de cianuración (análisis de oro) C-06

Fracción	Peso	Volumen	Contenido Au	Contenido Au	Peso Oro	Repartición
	(kg)	(L)	(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	Au (%)
Relave (kg)	0,96		3,5		3,37	57,87
Solución Fuerte (L)		1,61		1,22	1,96	33,57
Solución Lavado (L)		1,00		0,50	0,50	8,56
<b>Totales</b>					5,83	100,0

Recuperación de Oro en Solución (SF+SL): 42,13 %

Alimentación Recalculada: 6,08 g Au/t

**Tabla A X. 23** Resultados de cianuración (análisis de plata) C-06

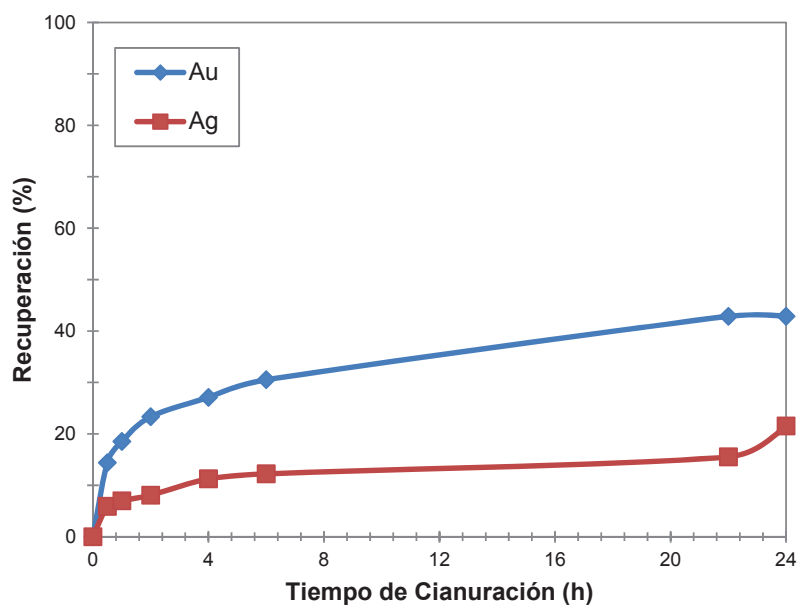
Fracción	Peso	Volumen	Contenido Ag	Contenido Ag	Peso Plata	Repartición
	(kg)	(L)	(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	Ag (%)
Relave (kg)	0,959		14,82		14,21	7768
Solución Fuerte (L)		1,61		1,97	3,16	17,30
Solución Lavado(L)		1,00		0,92	0,92	5,03
<b>Totales</b>					18,29	100,0

Recuperación de Oro en Solución (SF+SL): 22,32 %

Alimentación Recalculada: 19,08 g Ag/t

**Tabla A X. 24** Cinética de cianuración C-06

Tiempo	Concentración	Miligramos	% Recuperación	Concentración	Miligramos	% Recuperación
(h)	Au (mg/L)	Au	Au	Ag (mg/L)	Ag	Ag
0,0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
0,5	0,42	0,84	14,40	0,54	1,08	5,90
1,0	0,54	1,08	18,52	0,64	1,28	7,00
2,0	0,68	1,36	23,32	0,74	1,48	8,09
4,0	0,79	1,58	27,09	1,03	2,06	11,26
6,0	0,89	1,78	30,52	1,12	2,24	12,24
22,0	1,25	2,50	42,87	1,42	2,84	15,52
24,0	1,25	2,50	42,87	1,97	3,94	21,54



**Figura X. 6** Cinética de cianuración C-06

### Ficha técnica N° 7

**Muestra:** C-07 Cabeza de Mineral

**Ensayo N°:** 7

**Objetivo:** Determinar la influencia del tamaño de partícula en la recuperación de oro

**Pre-tratamiento:** 40 min de molienda al 62,5 % de sólidos

#### Condiciones de cianuración

Peso Mineral	1	(kg)
Volumen Agua	2	(L)
% Sólidos	33,3	(%)
Tiempo Aireación	30	(min)
pH inicial	7,0	
pH trabajo	11,0	
Conc. Cianuro	2	(g/L)
Cal añadida	8,5	(g)

**Tabla A X. 25** Control de cianuración C-07

Tiempo (h)	[CN] (g/L)	[CaO] (g/L)	Adic. CN (g)	Adic. Cal (g)	pH
0,0	2,00	0,00	4,00	0,00	11,1
0,5	1,85	0,10	0,30	0,00	11,1
1,0	1,70	0,10	0,60	0,00	11,1
2,0	1,90	0,00	0,20	0,00	11,1
4,0	1,95	0,00	0,10	0,00	11,1
6,0	1,80	0,00	0,40	0,00	11,1
22,0	1,00	0,00	2,00	0,00	11,2
24,0	2,00	0,00	0,00	0,00	11,2
<b>TOTAL AÑADIDO (g)</b>			7,60	8,50	
<b>CONSUMO (kg/t)</b>			3,60	8,50	

**Tabla A X. 26** Resultados de cianuración (análisis de oro) C-07

Fracción	Peso	Volumen	Contenido Au	Contenido Au	Peso Au	Repartición
	(kg)	(L)	(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	Au (%)
Relave (kg)	0,992		2,67		2,65	38,03
Solución Fuerte (L)		1,65		2,02	3,34	47,93
Solución Lavado (L)		1,00		0,98	0,98	14,04
Totales					6,96	100,00

Recuperación de Oro en Solución (SF+SL): 61,97 %

Alimentación Recalculada: 7,02 g Au/t

**Tabla A X. 27** Resultados de cianuración (análisis de oro) C-07

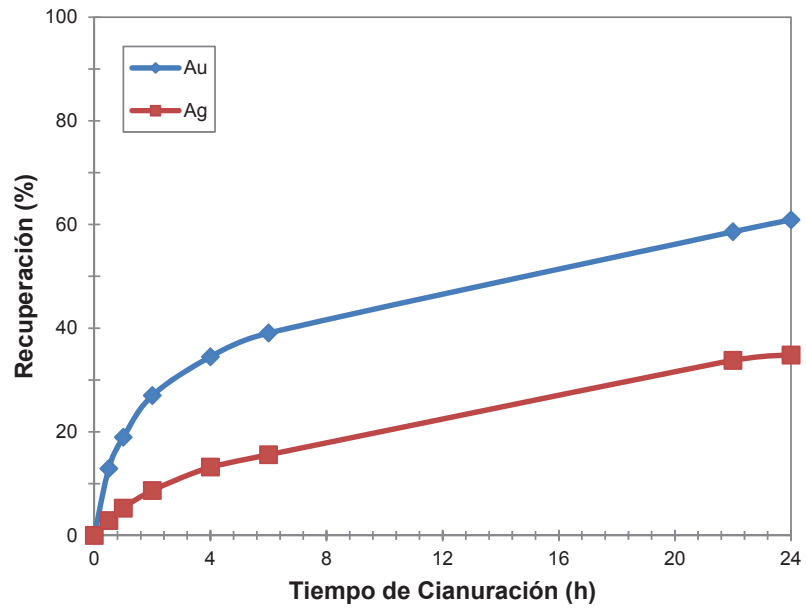
Fracción	Peso	Volumen	Contenido Ag	Contenido Ag	Peso Plata	Repartición
	(kg)	(L)	(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	Ag (%)
Relave (kg)	0,992		10,99		10,90	68,45
Solución Fuerte (L)		1,65		2,78	4,59	28,85
Solución Lavado (L)		1,00		0,43	0,43	2,70
Totales					15,92	100,0

Recuperación de Oro en Solución (SF+SL): 31,55 %

Alimentación Recalculada: 16,05 g Ag/t

**Tabla A X. 28** Cinética de cianuración C-07

Tiempo	Concentración	Miligramos	% Recuperación	Concentración	Miligramos	% Recuperación
(h)	Au (mg/L)	Au	Au	Ag (mg/L)	Ag	Ag
0,0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
0,5	0,45	0,90	12,93	0,23	0,46	2,89
1,0	0,66	1,32	18,96	0,42	0,84	5,28
2,0	0,94	1,88	27,00	0,69	1,38	8,67
4,0	1,20	2,40	34,47	1,05	2,10	13,19
6,0	1,36	2,72	39,07	1,24	2,48	15,58
22,0	2,04	4,08	58,60	2,69	5,38	33,79
24,0	2,12	4,24	60,90	2,77	5,54	34,80



**Figura X. 7** Cinética de cianuración C-07

### Ficha técnica N° 8

**Muestra:** C-08 Cabeza de Mineral

**Ensayo N°:** 8

**Objetivo:** Determinar la influencia del tamaño de partícula en la recuperación de oro

**Pre-tratamiento:** 60 min de molienda al 62,5 % de sólidos

#### Condiciones de cianuración

Peso Mineral	1	(kg)
Volumen Agua	2	(L)
% Sólidos	33,3	(%)
Tiempo Aireación	30	(min)
pH inicial	7,7	
pH trabajo	11,1	
Conc. Cianuro	2	(g/L)
Cal añadida	9,33	(g)

**Tabla A X. 29** Control de cianuración C-08

Tiempo	[CN]	[CaO]	Adic. CN	Adic. Cal	pH
(h)	(g/L)	(g/L)	(g)	(g)	
0,0	2,00	0,00	4,00	0,00	11,3
0,5	1,65	0,00	0,70	0,00	11,3
1,0	1,90	0,00	0,20	0,00	11,3
2,0	1,80	0,00	0,40	0,00	11,4
4,0	1,90	0,00	0,20	0,00	11,4
6,0	1,60	0,00	0,80	0,00	11,4
22,0	0,90	0,00	2,20	0,00	11,4
24,0	1,95	0,00	0,00	0,00	11,4
<b>TOTAL AÑADIDO (g)</b>			8,50	9,33	
<b>CONSUMO (kg/t)</b>			4,60	9,33	

**Tabla A X. 30** Resultados de cianuración (análisis de oro) C-08

Fracción	Peso	Volumen	Contenido Au	Contenido Au	Peso Au	Repartición
	(kg)	(L)	(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	Au (%)
Relave (kg)	0,992		3,73		3,70	39,07
Solución Fuerte (L)		1,63		2,86	4,66	49,21
Solución Lavado(L)		1,00		1,11	1,11	11,72
Totales					9,47	100,0

Recuperación de Oro en Solución (SF+SL): 60,93 %

Alimentación Recalculada : 9,55 g Au/t

**Tabla A X. 31** Resultados de cianuración (análisis de plata) C-08

Fracción	Peso	Volumen	Contenido Ag	Contenido Ag	Peso Ag	Repartición
	(kg)	(L)	(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	Ag (%)
Relave (kg)	0,992		3,73		15,96	94,89
Solución Fuerte (L)		1,63		0,38	0,62	3,68
Solución Lavado (L)		1,00		0,24	0,24	1,43
Totales					16,82	100,00

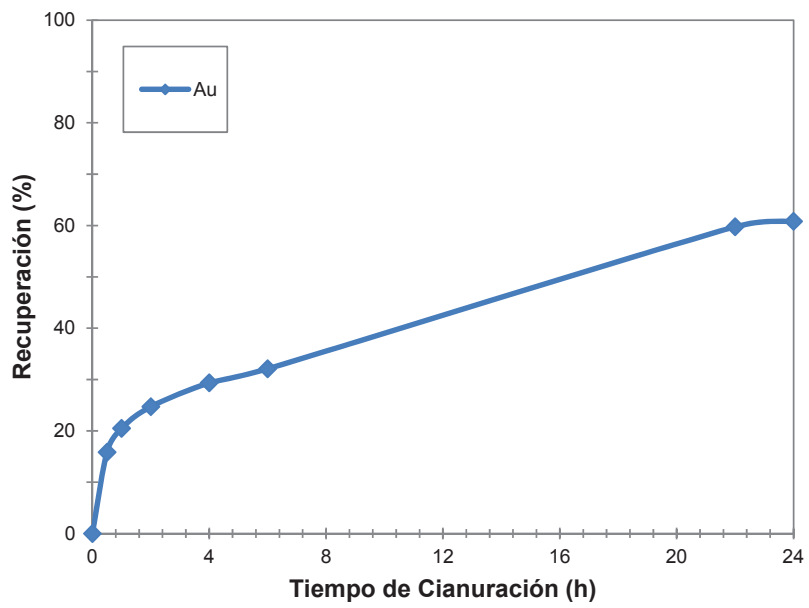
Recuperación de Oro en Solución (SF+SL): 5,11 %

Alimentación Recalculada: 16,95 g Ag/t

**Tabla A X. 32** Cinética de cianuración C-08

Tiempo	Concentración	Miligramos	% Recuperación
(h)	Au (mg/L)	Au	Au
0,0	0,00	0,00	0,00
0,5	0,75	1,50	15,83
1,0	0,97	1,94	20,48
2,0	1,17	2,34	24,70
4,0	1,39	2,78	29,35
6,0	1,52	3,04	32,09
22,0	2,83	5,66	59,75
24,0	2,88	5,76	60,80





**Figura X. 8** Cinética de cianuración C-08

### Ficha técnica N° 9

**Muestra:** C-09 Cabeza de Mineral

**Ensayo N°:** 9

**Objetivo:** Determinar la influencia de la adición de O<sub>2</sub>

**Pre-tratamiento:** 40 min de molienda al 62,5 % de sólidos

#### Condiciones de cianuración

Peso Mineral	1	(kg)
Volumen Agua	2	(L)
% Sólidos	33,3	(%)
Tiempo Aireación	30	(min)
pH inicial	6,8	
pH trabajo	11,0	
Conc. Cianuro	2	(g/L)
Cal añadida	8,42	(g)
O <sub>2</sub>	1,8	(L/min)

**Tabla A X. 33** Control de cianuración C-09

Tiempo	[CN]	[CaO]	Adic. CN	Adic. Cal	pH
(h)	(g/L)	(g/L)	(g)	(g)	
0,0	2,00	0,0	4,00	0,0	11,0
0,5	1,15	0,2	1,70	0,0	11,0
1,0	1,75	0,1	0,50	0,0	10,9
3,5	1,10	0,3	1,80	0,0	10,7
4,5	1,85	0,4	0,30	0,0	10,8
18,5	0,20	0,4	3,60	0,0	10,8
24,0	1,85	0,6	0,00	0,0	10,7
<b>TOTAL AÑADIDO (g)</b>			11,90	8,42	
<b>CONSUMO (kg/t)</b>			8,20	7,22	

**Tabla A X. 34** Resultados de cianuración (análisis de oro) C-09

Fracción	Peso	Volumen	Contenido Au	Contenido Au	Peso Oro	Repartición
	(kg)	(L)	(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	Au (%)
Relave (kg)	0,989		4,68		4,63	60,95
Solución Fuerte (L)		1,56		1,51	2,36	31,01
Solución Lavado (L)		1,00		0,61	0,61	8,03
Totales					7,60	100,0

Recuperación de Oro en Solución (SF+SL): 39,05 %

Alimentación Recalculada: 7,68 g Au/t

**Tabla A X. 35** Resultados de cianuración (análisis de plata) C-09

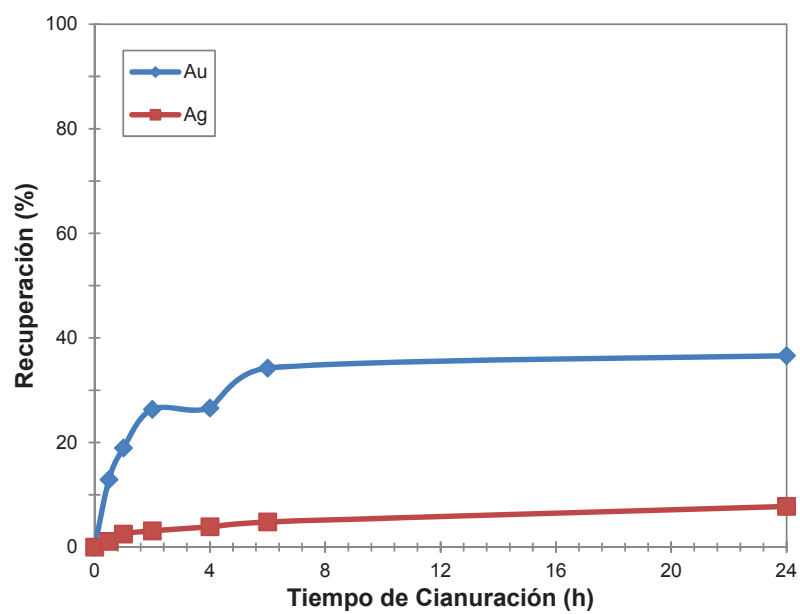
Fracción	Peso	Volumen	Contenido Ag	Contenido Ag	Peso Plata	Repartición
	(kg)	(L)	(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	Ag (%)
Relave (kg)	0,989		12,32		12,19	94,74
Solución Fuerte (L)		1,56		0,37	0,58	4,49
Solución Lavado (L)		1,00		0,1	0,10	0,78
Totales					12,86	100,0

Recuperación de Plata en Solución (SF+SL): 5,26 %

Alimentación Recalculada: 13,00 g Ag/t

**Tabla A X. 36** Cinética de cianuración C-09

Tiempo	Concentración	Miligramos	% Recuperación	Concentración	Miligramos	% Recuperación
(h)	Au (mg/L)	Au	Au	Ag (mg/L)	Ag	Ag
0,0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
0,5	0,49	0,98	12,90	0,07	0,14	1,09
1,0	0,72	1,44	18,96	0,16	0,32	2,49
2,0	1,00	2,00	26,33	0,20	0,40	3,11
4,0	1,01	2,02	26,60	0,25	0,50	3,89
6,0	1,30	2,60	34,23	0,31	0,62	4,82
24,0	1,39	2,78	36,60	0,50	1,00	7,77



**Figura X. 9** Cinética de cianuración C-09

### Ficha técnica N° 10

**Muestra:** C-10 Cabeza de Mineral

**Ensayo N°:** 10

**Objetivo:** Determinar la influencia de la adición de H<sub>2</sub>O<sub>2</sub>

**Pre-tratamiento:** 40 min de molienda al 62,5 % de sólidos

#### Condiciones de cianuración

Peso Mineral	1	(kg)
Volumen Agua	2	(L)
% Sólidos	33,3	(%)
Tiempo Aireación	30	(min)
pH inicial	6,9	
pH trabajo	10,7	
Conc. Cianuro	2	(g/L)
Cal añadida	8,42	(g)
H <sub>2</sub> O <sub>2</sub>	15	(mL)

**Tabla A X. 37** Control de cianuración C-10

Tiempo	[CN]	[CaO]	Adic. CN	Adic. Cal	pH
(h)	(g/L)	(g/L)	(g)	(g)	
0,0	2,00	0,00	4,00	0,00	10,7
0,5	0,80	0,30	2,40	0,00	10,7
1,0	1,40	0,80	1,20	0,00	10,8
2,0	1,35	1,00	1,30	0,00	10,8
4,0	1,85	0,80	0,30	0,00	10,8
5,0	1,90	0,80	0,20	0,00	10,9
24,0	1,85	0,20	0,00	0,00	11,2
<b>TOTAL AÑADIDO (g)</b>			9,40	8,42	
<b>CONSUMO (kg/t)</b>			5,70	8,02	

**Tabla A X. 38** Resultados de cianuración (análisis de oro) C-10

Fracción	Peso	Volumen	Contenido Au	Contenido Au	Peso Au	Repartición
	(kg)	(L)	(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	Au (%)
Relave (kg)	0,989		4,98		4,92	63,83
Solución Fuerte (L)		1,60		1,38	2,21	28,63
Solución Lavado (L)		0,99		0,59	0,58	7,54
Totales					7,71	100,00

Recuperación de Oro en Solución (SF+SL): 36,17 %

Alimentación Recalculada: 7,80 g Au/t

**Tabla A X. 39** Resultados de cianuración (análisis de plata) C-10

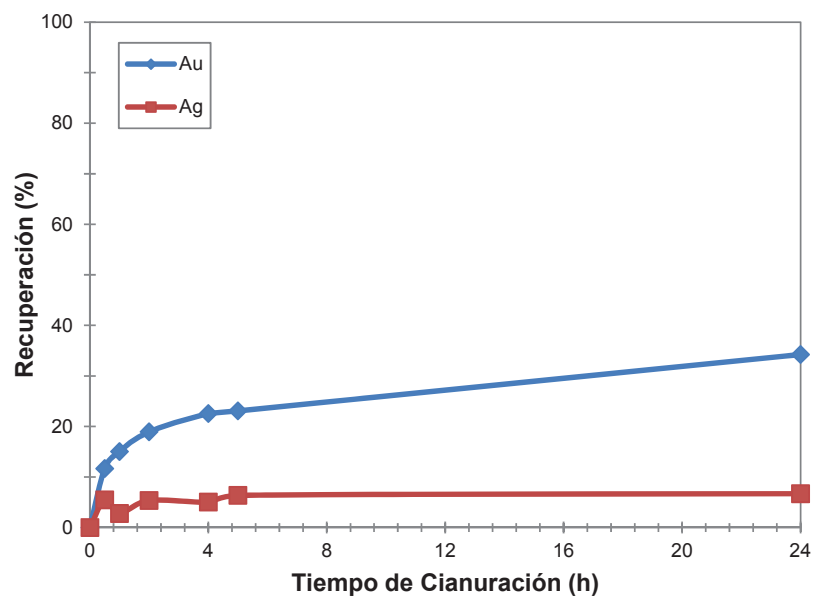
Fracción	Peso	Volumen	Contenido Ag	Contenido Ag	Peso Plata	Repartición
	(kg)	(L)	(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	Ag (%)
Relave (kg)	0,989		17,02		16,84	94,00
Solución Fuerte (L)		1,60		0,53	0,85	4,73
Solución Lavado (L)		0,99		0,23	0,23	1,26
Totales					17,91	100,0

Recuperación de Plata en Solución (SF+SL): 6,00 %

Alimentación Recalculada: 18,11 g Ag/t

**Tabla A X. 40** Cinética de cianuración C-10

Tiempo	Concentración	Miligramos	% Recuperación	Concentración	Miligramos	% Recuperación
(h)	Au (mg/L)	Au	Au	Ag (mg/L)	Ag	Ag
0,0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
0,5	0,45	0,90	11,67	0,49	0,98	5,47
1,0	0,58	1,16	15,04	0,25	0,50	2,79
2,0	0,73	1,46	18,93	0,48	0,96	5,36
4,0	0,87	1,74	22,56	0,45	0,90	5,02
5,0	0,89	1,78	23,08	0,57	1,14	6,36
24,0	1,32	2,64	34,23	0,60	1,20	6,70



**Figura X. 10** Cinética de cianuración C-10

### Ficha técnica N° 11

**Muestra:** C-11 Cabeza de Mineral

**Ensayo N°:** 11

**Objetivo:** Determinar la influencia de la adición de nitrato de plomo

**Pre-tratamiento:** 40 min de molienda al 62,5 % de sólidos

#### Condiciones de cianuración

Peso Mineral	1	(kg)
Volumen Agua	2	(L)
% Sólidos	33,3	(%)
Tiempo Aireación	1	(h)
pH inicial	6,91	
pH trabajo	10,65	
Conc. Cianuro	2	(g/L)
Cal añadida	7,89	(g)
Pb(NO <sub>3</sub> ) <sub>2</sub>	1	(g/kg)

**Tabla A X. 41** Control de Cianuración C-11

Tiempo	[CN]	[CaO]	Adic. CN	Adic. Cal	pH
(h)	(g/L)	(g/L)	(g)	(g)	
0,0	2,00	0,00	4,00	0,00	10,6
0,5	1,45	0,20	1,10	0,00	10,7
1,0	2,00	0,10	0,00	0,00	10,7
2,0	1,50	0,20	1,00	0,00	10,7
4,0	1,90	0,30	0,20	0,00	10,6
6,0	1,55	0,40	0,90	0,00	10,7
24,0	0,55	0,60	0,00	0,00	11,0
<b>TOTAL AÑADIDO (g)</b>			7,20	7,89	
<b>CONSUMO (kg/t)</b>			6,10	6,69	



**Tabla A X. 42** Resultados de cianuración (análisis de oro) C-11

<b>Fración</b>	<b>Peso</b>	<b>Volumen</b>	<b>Contenido Au</b>	<b>Contenido Au</b>	<b>Peso Oro</b>	<b>Repartición</b>
	<b>(kg)</b>	<b>(L)</b>	<b>(mg/kg)</b>	<b>(mg/L)</b>	<b>(mg)</b>	<b>Au (%)</b>
<b>Relave (kg)</b>	0,987		4,76		4,70	67,22
<b>Solución Fuerte (L)</b>		1,72		1,04	1,79	25,60
<b>Solución Lavado (L)</b>		0,99		0,51	0,50	7,19
<b>Totales</b>					6,99	100,00

Recuperación de Oro en Solución (SF+SL): 32,78 %

Alimentación Recalculada: 7,08 g Au/t

**Tabla A X. 43** Resultados de cianuración (análisis de plata) C-11

<b>Fración</b>	<b>Peso</b>	<b>Volumen</b>	<b>Contenido Ag</b>	<b>Contenido Ag</b>	<b>Peso Plata</b>	<b>Repartición</b>
	<b>(Kg)</b>	<b>(litros)</b>	<b>(mg/kg)</b>	<b>(mg/l)</b>	<b>(mg)</b>	<b>Au (%)</b>
<b>Relave (kg)</b>	0,987		15,57		15,37	90,27
<b>Solución Fuerte (L)</b>		1,72		0,78	1,34	7,88
<b>Solución Lavado (L)</b>		0,99		0,32	0,32	1,85
<b>Totales</b>					17,02	100,00

Recuperación de Plata en Solución (SF+SL): 9,73 %

Alimentación Recalculada: 17,25 g Ag/t

**Tabla A X. 44** Cinética de cianuración C-11

<b>Tiempo</b>	<b>Concentración</b>	<b>Miligramos</b>	<b>% Recuperación</b>	<b>Concentración</b>	<b>Miligramos</b>	<b>% Recuperación</b>
<b>(h)</b>	<b>Au (mg/L)</b>	<b>Au</b>	<b>Au</b>	<b>Ag (mg/L)</b>	<b>Ag</b>	<b>Ag</b>
0,0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
0,5	0,22	0,44	6,30	0,19	0,38	2,23
1,0	0,31	0,62	8,87	0,29	0,58	3,41
2,0	0,43	0,86	12,31	0,42	0,84	4,93
4,0	0,60	1,20	17,17	0,56	1,12	6,58
5,0	0,73	1,46	20,89	0,65	1,3	7,64
24,0	1,16	2,32	33,20	0,83	1,66	9,75

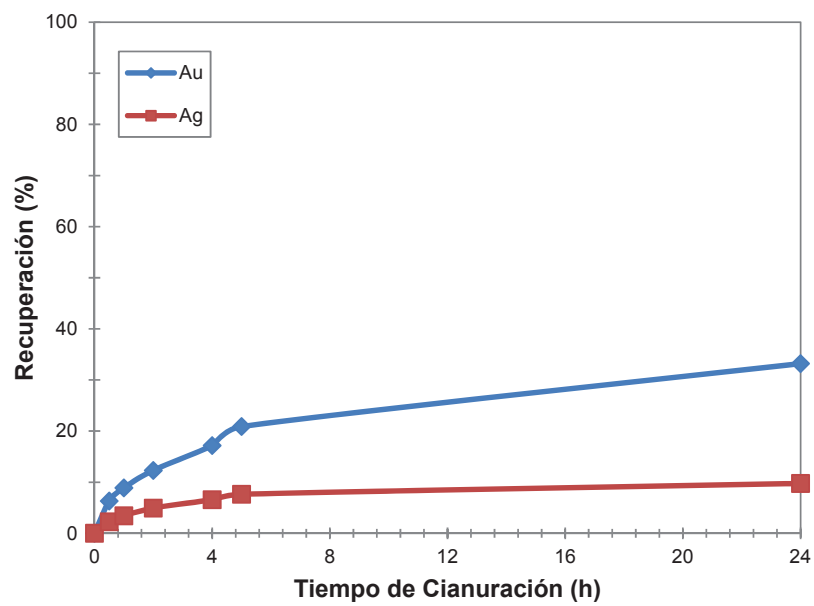


Figura X. 11 Cinética de cianuración C-11

### Ficha técnica N° 12

**Muestra:** C-12 Cabeza de Mineral

**Ensayo N°:** 12

**Objetivo:** Determinar la influencia de la adición de óxido de plomo

**Pre-tratamiento:** 40 min de molienda al 62,5 % de sólidos

#### Condiciones de cianuración

Peso Mineral	1	(kg)
Volumen Agua	2	(L)
% Sólidos	33,3	(%)
Tiempo Aireación	1	(h)
pH inicial	7,0	
pH trabajo	11,0	
Conc. Cianuro	2	(g/L)
Cal añadida	7,74	(g)
PbO	1	(g/kg)

**Tabla A X. 45** Control de cianuración C-12

Tiempo	[CN]	[CaO]	Adic. CN	Adic. Cal	pH
(h)	(g/L)	(g/L)	(g)	(g)	
0,0	2,00	0,00	4,00	0,00	11,0
0,5	1,85	0,20	0,30	0,00	11,3
1,0	1,85	0,20	0,30	0,00	11,2
2,0	1,95	0,15	0,10	0,00	11,2
4,0	1,70	0,15	0,60	0,00	11,1
6,0	1,40	0,20	1,20	0,00	11,0
24,0	1,05	0,60	0,00	0,00	11,1
<b>TOTAL AÑADIDO (g)</b>			6,50	7,74	
<b>CONSUMO (kg/t)</b>			4,40	6,54	

**Tabla A X. 46** Resultados de cianuración (análisis de oro) C-12

Fracción	Peso	Volumen	Contenido Au	Contenido Au	Peso Au	Repartición
	(kg)	(L)	(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	Au (%)
Relave (kg)	0,987		3,06		3,02	58,28
Solución Fuerte (L)		1,68		0,94	1,58	30,45
Solución Lavado (L)		0,99		0,59	0,58	11,26
Totales					5,19	100,00

Recuperación de Oro en Solución (SF+SL): 41,72 %

Alimentación Recalculada: 5,26 g Au/t

**Tabla A X. 47** Resultados de cianuración (análisis de plata) C-12

Fracción	Peso	Volumen	Contenido Ag	Contenido Ag	Peso Ag	Repartición
	(kg)	(L)	(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	Ag (%)
Relave (kg)	0,987		11,94		11,78	90,21
Solución Fuerte (L)		1,68		0,59	0,99	7,59
Solución Lavado (L)		0,99		0,29	0,29	2,20
Totales					13,06	100,00

Recuperación de Plata en Solución (SF+SL): 9,79 %

Alimentación Recalculada: 13,23 g Ag/t

**Tabla A X. 48** Cinética de cianuración C-12

Tiempo	Concentración	Miligramos	% Recuperación	Concentración	Miligramos	% Recuperación
(h)	Au (mg/L)	Oro	Au	Ag (mg/L)	Ag	Ag
0,0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
0,5	0,20	0,4	7,71	0,16	0,32	2,45
1,0	0,28	0,56	10,80	0,24	0,48	3,68
2,0	0,36	0,72	13,88	0,33	0,66	5,05
4,0	0,46	0,92	17,74	0,43	0,86	6,59
5,0	0,59	1,18	22,75	0,51	1,02	7,81
24,0	1,09	2,18	42,04	0,62	1,24	9,50

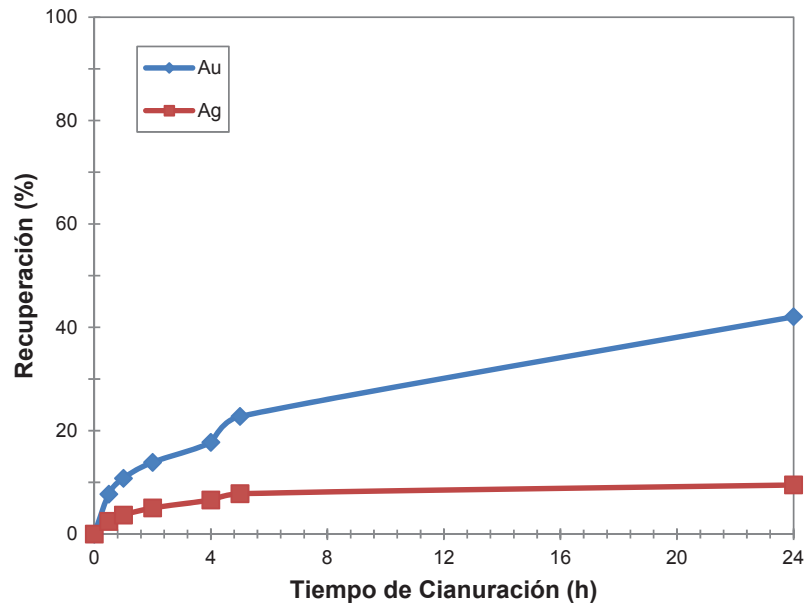


Figura X. 12 Cinética de cianuración C-12

### Ficha técnica N° 13

**Muestra:** C-13 Cabeza de Mineral

**Ensayo N°:** 13

**Objetivo:** Determinar la recuperación de oro

**Pre-tratamiento:** Relave de flotación del mineral molido por 16 min al 62,5 % de sólidos

#### Condiciones de cianuración

Peso Mineral	1	(kg)
Volumen Agua	2	(L)
% Sólidos	33,3	(%)
Tiempo Aireación	30	(min)
pH inicial	8,4	
pH trabajo	11,0	
Conc. Cianuro	1	(g/L)
Cal añadida	3,34	(g)

**Tabla A X. 49** Control de cianuración C-13

Tiempo	[CN]	[CaO]	Adic. CN	Adic. Cal	pH
(h)	(g/L)	(g/L)	(g)	(g)	
0,0	1,00	0,00	2,00	0,00	11,0
0,5	0,70	0,00	0,60	0,00	11,3
1,0	0,90	0,00	0,20	0,00	11,4
2,0	0,85	0,00	0,30	0,00	11,4
4,0	0,85	0,00	0,30	0,00	11,4
6,0	0,95	0,00	0,10	0,00	11,5
22,0	0,50	0,00	1,00	0,00	11,5
24,0	0,95	0,00	0,00	0,00	11,5
<b>TOTAL AÑADIDO (g)</b>			4,50	3,34	
<b>CONSUMO (kg/t)</b>			2,60	3,34	

**Tabla A X. 50** Resultados de cianuración (análisis de oro) C-13

Fracción	Peso	Volumen	Contenido Au	Contenido Au	Peso Au	Repartición
	(kg)	(L)	(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	Au (%)
Relave (kg)	0,99		3,28		3,25	61,57
Solución Fuerte (L)		1,68		0,99	1,66	31,52
Solución Lavado (L)		0,96		0,38	0,36	6,91
Totales					5,28	100,00

Recuperación de Oro en Solución (SF+SL): 38,43 %

Alimentación Recalculada: 5,33 g Au/t

**Tabla A X. 51** Resultados de cianuración (análisis de plata) C-13

Fracción	Peso	Volumen	Contenido Ag	Contenido Ag	Peso Ag	Repartición
	(kg)	(L)	(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	Ag (%)
Relave (kg)	0,99		21,72		21,52	97,31
Solución Fuerte (L)		1,68		0,28	0,47	2,13
Solución Lavado (L)		0,96		0,13	0,12	0,56
Totales					22,11	100,00

Recuperación de Plata en Solución (SF+SL): 2,69 %

Alimentación Recalculada: 22,32 g Ag/t

**Tabla A X. 52** Cinética de cianuración C-13

Tiempo	Concentración	Miligramos	% Recuperación	Concentración	Miligramos	% Recuperación
(h)	Au (mg/L)	Au	Au	Ag (mg/L)	Ag	Ag
0,0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
0,5	0,18	0,36	6,82	0,06	0,12	0,54
1,0	0,30	0,60	11,37	0,11	0,22	0,99
2,0	0,40	0,80	15,16	0,14	0,28	1,27
4,0	0,52	1,04	19,71	0,17	0,34	1,54
6,0	0,58	1,16	21,98	0,19	0,38	1,72
22,0	0,92	1,84	34,87	0,17	0,34	1,54
24,0	0,93	1,86	35,25	0,30	0,60	2,71

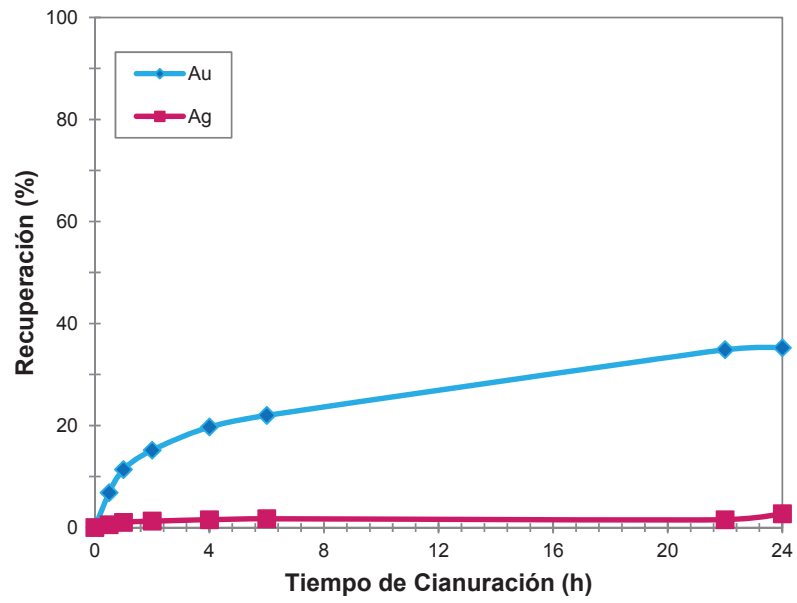


Figura X. 13 Cinética de cianuración C-13



### Ficha técnica N° 14

**Muestra:** C-14 Cabeza de Mineral

**Ensayo N°:** 14

**Objetivo:** Determinar la recuperación de oro

**Pre-tratamiento:** Relave de flotación del mineral molido por 40 min al 62,5 % de sólidos

#### Condiciones de cianuración

Peso Mineral	1	(kg)
Volumen Agua	2	(L)
% Sólidos	33,3	(%)
Tiempo Aireación	30	(min)
pH inicial	10,96	
pH trabajo	10,96	
Conc. Cianuro	2	(g/L)
Cal añadida	1,75	(g)

**Tabla A X. 53** Control de cianuración C-14

Tiempo	[CN]	[CaO]	Adic. CN	Adic. Cal	pH
(h)	(g/L)	(g/L)	(g)	(g)	
0,0	2,00	0,00	4,00	0,00	11,0
0,5	1,50	0,30	1,00	0,00	11,0
1,0	1,00	0,50	2,00	0,00	11,0
2,0	1,75	0,60	0,50	0,00	11,1
4,0	1,63	0,50	0,75	0,00	11,3
5,0	1,25	0,60	1,50	0,00	11,3
24,0	1,63	0,85	0,00	0,00	11,6
<b>TOTAL AÑADIDO (g)</b>			9,75	1,75	
<b>CONSUMO (kg/i)</b>			6,50	0,05	

**Tabla A X. 54** Resultados de cianuración (análisis de oro) C-14

Fracción	Peso	Volumen	Contenido Au	Contenido Au	Peso Oro	Repartición
	(kg)	(L)	(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	Au (%)
Relave (kg)	0,979		1,10		1,08	33,97
Solución Fuerte (L)		1,69		1,08	1,82	57,51
Solución Lavado(L)		0,90		0,30	0,27	8,52
Totales					3,17	100,00

Recuperación de Oro en Solución (SF+SL): 66,03 %

Alimentación Recalculada: 3,24 g Au/t

**Tabla A X. 55** Resultados de cianuración (análisis de plata) C-14

Fracción	Peso	Volumen	Contenido Ag	Contenido Ag	Peso Ag	Repartición
	(kg)	(L)	(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	Ag (%)
Relave (kg)	0,979		9,15		8,96	95,63
Solución Fuerte (L)		1,69		0,20	0,34	3,60
Solución Lavado(L)		0,90		0,08	0,07	0,77
Totales					9,37	100,00

Recuperación de Oro en Solución (SF+SL): 4,37 %

Alimentación Recalculada: 9,57 g Au/t

**Tabla A X. 56** Cinética de cianuración C-14

Tiempo	Concentración	Miligramos	% Recuperación	Concentración	Miligramos	% Recuperación
(h)	Au (mg/l)	Au	80 µm	Ag (mg/l)	Ag	Ag
0,0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
0,5	0,36	0,72	22,72	0,08	0,16	1,67
1,0	0,42	0,84	26,51	0,08	0,16	1,67
2,0	0,60	1,20	37,87	0,10	0,20	2,22
4,0	0,66	1,32	41,65	0,10	0,20	2,22
6,0	0,66	1,32	41,65	0,13	0,26	2,78
24,0	1,08	2,16	68,16	0,21	0,42	4,44

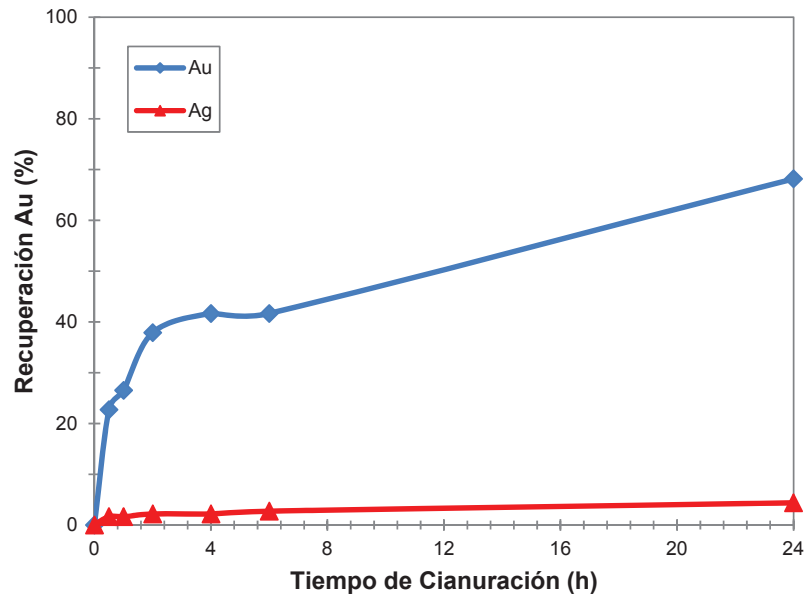


Figura X. 14 Cinética de cianuración C-14

**ANEXO XI**  
**FICHAS TÉCNICAS DE RECIRCULACION DE EFLUENTES**  
**CIANURADOS**  
**Ficha técnica N° 1**

**Muestra:** R-01 Cabeza de Mineral

**Ensayo N°:** 1

**Objetivo:** Determinar la influencia de la recirculación del efluente cianurado.

**Pre-tratamiento:** 40 min de molienda al 62,5 % de sólidos

**Condiciones de cianuración**

Peso Mineral	1	(kg)
Volumen Agua	2	(L)
% Sólidos	33,3	(%)
Tiempo Aireación	30	(min)
pH inicial	6,54	
pH trabajo	10,95	
Conc. Cianuro	2	(g/L)
Cal añadida	8,46	(g)

**Tabla A XI. 1** Control de cianuración R-01

Tiempo	[CN]	[CaO]	Adic. CN	Adic. Cal	pH
(h)	(g/L)	(g/L)	(g)	(g)	
0,0	2,00	0,00	4,00	0,00	11,0
0,5	1,50	0,20	1,00	0,00	10,9
1,0	1,80	0,20	0,40	0,00	11,0
2,0	1,65	0,30	0,70	0,00	11,0
4,0	1,80	0,40	0,40	0,00	11,2
6,0	1,75	0,40	0,50	0,00	11,2
24,0	1,55	0,40	0,00	0,00	11,3
<b>TOTAL AÑADIDO (g)</b>			7,00	8,46	
<b>CONSUMO (kg/t)</b>			3,90	7,66	

**Tabla A XI. 2** Resultados de cianuración (análisis de oro) R-01

Fracción	Peso	Volumen	Contenido Au	Contenido Au	Peso Au	Repartición
	(kg)	(L)	(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	Au (%)
Relave (kg)	0,976		1,98		1,93	39,18
Solución Fuerte (L)		1,68		0,92	1,55	31,37
Solución Lavado (L)		1,00		0,68	0,68	13,80
Carbón Activado (kg)	0,0175		44,06		0,77	15,65
Totales					4,93	100,00

Recuperación de Oro en Solución (SF+SL): 60,82 %

Alimentación Recalculada: 5,05 g Au/t

**Tabla A XI. 3** Resultados de cianuración (análisis de plata) R-01

Fracción	Peso	Volumen	Contenido A	Contenido Ag	Peso Ag	Repartición
	(kg)	(L)	(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	Ag (%)
Relave (kg)	0,976		10,12		9,88	85,48
Solución Fuerte (L)		1,68		0,35	0,59	5,09
Solución Lavado (L)		1,00		0,17	0,17	1,47
Carbón Activado (kg)	0,0175		52,51		0,92	7,95
Totales					11,55	100,00

Recuperación de Plata en Solución (SF+SL): 14,52 %

Alimentación Recalculada: 11,84 g Ag/t

**Tabla A XI. 4** Resultados de cianuración R-01

Fracción	Repartición	Repartición	Repartición	Repartición
	Cu (%)	Fe (%)	Pb (%)	Zn (%)
Relave (kg)	59,43	99,11	0,00	39,68
Solución Fuerte (L)	35,40	0,74	62,69	60,18
Solución Lavado (L)	5,16	0,15	37,31	0,14

Recuperación de Cobre en Solución (SF+SL): 40,57 %

Alimentación Recalculada: 374,55 g Cu/t

Recuperación de Hierro en Solución (SF+SL):	0,89 %
Alimentación Recalculada:	17215,05 g Fe/t
Recuperación de Plomo en Solución (SF+SL):	100 %
Alimentación Recalculada:	0,27 g Pb/t
Recuperación de Plomo en Solución (SF+SL):	60,32 %
Alimentación Recalculada:	37,48 g Zn/t

### Ficha técnica N° 2

**Muestra:** R-02 Cabeza de Mineral

**Ensayo N°:** 2

**Objetivo:** Determinar la influencia de la recirculación del efluente cianurado.

**Pre-tratamiento:** 40 min de molienda al 62,5 % de sólidos.

#### Condiciones de cianuración

Peso Mineral	1	(kg)
Volumen Efluente	2	(L)
% Sólidos	33,3	(%)
Tiempo Aireación	30	(min)
pH inicial	9,12	
pH trabajo	10,95	
Conc. Cianuro	2	(g/L)
Cal añadida	1,64	(g)

El efluente cianurado corresponde a la primera recirculación.

**Tabla A XI. 5** Control de cianuración R-02

Tiempo	[CN]	[CaO]	Adic. CN	Adic. Cal	pH
(h)	(g/L)	(g/L)	(g)	(g)	
0,0	2,00	0,00	1,00	0,00	11,0
0,5	1,90	0,20	0,20	0,00	11,0
1,0	1,90	0,20	0,20	0,00	10,9
2,0	1,70	0,30	0,60	0,00	10,7
4,0	1,90	0,30	0,20	0,00	10,7
6,0	1,90	0,40	0,20	0,00	11,0
24,0	1,15	0,40	0,00	0,00	11,0
<b>TOTAL AÑADIDO (g)</b>			2,40	0,82	
<b>CONSUMO (kg/t)</b>			0,10	0,42	

**Tabla A XI. 6** Resultados de cianuración (análisis de oro) R-02

Fracción	Peso	Volumen	Contenido Au	Contenido Au	Peso Au	Repartición
	(kg)	(L)	(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	Au (%)
Relave (kg)	0,982		0,99		0,97	42,33
Solución Fuerte (L)		1,68		0,16	0,26	11,34
Solución Lavado (L)		1,00		0,10	0,10	4,14
Carbón Activado (kg)	0,0176		55,06		0,97	42,20
Totales					2,30	100,00

Recuperación de Oro en Solución (SF+SL): 57,67 %

Alimentación Recalculada: 4,68 g Au/t

**Tabla A XI. 7** Resultados de cianuración (análisis de plata) R-02

Fracción	Peso	Volumen	Contenido Au	Contenido Au	Peso Au	Repartición
	(kg)	(L)	(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	Au (%)
Relave (kg)	0,982		2,01		1,97	77,61
Solución Fuerte (L)		1,68		0,13	0,22	8,59
Solución Lavado (L)		1,00		0,09	0,09	3,54
Carbón Activado (kg)	0,0176		14,83		0,26	10,26
Totales					2,54	100,00

Recuperación de Plata en Solución (SF+SL): 22,39 %

Alimentación Recalculada: 5,18 g Ag/t

**Tabla A XI. 8** Resultados de cianuración R-02

Fracción	Repartición	Repartición	Repartición	Repartición
	Cu (%)	Fe (%)	Pb (%)	Zn (%)
Relave (kg)	49,63	98,98	0,00	59,31
Solución Fuerte (L)	44,91	0,84	62,69	39,71
Solución Lavado (L)	5,46	0,18	37,31	0,98

Recuperación de Cobre en Solución (SF+SL): 50,37 %

Alimentación Recalculada: 434,33 g Cu/t

Recuperación de Hierro en Solución (SF+SL): 1,02 %



Alimentación Recalculada:	17779,07g Fe/t
Recuperación de Plomo en Solución (SF+SL):	100 %
Alimentación Recalculada:	0,27 g Pb/t
Recuperación de Plomo en Solución (SF+SL):	40,69 %
Alimentación Recalculada:	25,90 g Zn/t

### Ficha técnica N° 3

**Muestra:** R-03 Cabeza de Mineral

**Ensayo N°:** 3

**Objetivo:** Determinar la influencia de la recirculación del efluente cianurado.

**Pre-tratamiento:** 40 min de molienda al 62,5 % de sólidos.

#### Condiciones de cianuración

Peso Mineral	1	(kg)
Volumen Efluente	2	(L)
% Sólidos	33,3	(%)
Tiempo Aireación	30	(min)
pH inicial	6,5	
pH trabajo	10,7	
Conc. Cianuro	2	(g/L)
Cal añadida	7,82	(g)

El efluente cianurado corresponde a la segunda recirculación.

**Tabla A XI. 9** Control de cianuración R-03

Tiempo	[CN]	[CaO]	Adic. CN	Adic. Cal	pH
(h)	(g/L)	(g/L)	(g)	(g)	
0,0	2,00	0,00	1,80	0,00	10,7
0,5	1,50	0,05	1,00	0,00	10,6
1,0	1,50	0,20	1,00	0,00	10,6
2,0	1,90	0,25	0,20	0,00	10,8
4,0	1,50	0,30	1,00	0,00	10,9
6,0	1,90	0,40	0,20	0,00	10,9
24,0	1,10	0,30	0,00	0,00	11,1
<b>TOTAL AÑADIDO (g)</b>			5,20	7,82	
<b>CONSUMO (kg/t)</b>			3,00	7,22	

**Tabla A XI. 10** Resultados de cianuración (análisis de oro) R-03

Fracción	Peso	Volumen	Contenido Au	Contenido Au	Peso Au	Repartición
	(kg)	(L)	(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	Au (%)
Relave (kg)	0,991		1,15		1,14	57,52
Solución Fuerte (L)		1,69		0,14	0,24	11,92
Solución Lavado (L)		0,96		0,05	0,05	2,42
Carbón Activado (kg)	0,019		29,39		0,56	28,14
Totales					1,98	100,00

Recuperación de Oro en Solución (SF+SL): 42,48 %

Alimentación Recalculada: 4,00 g Au/t

**Tabla A XI. 11** Resultados de cianuración (análisis de plata) R-03

Fracción	Peso	Volumen	Contenido Ag	Contenido Ag	Peso Ag	Repartición
	(kg)	(L)	(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	Ag (%)
Relave (kg)	0,991		4,35		4,31	72,26
Solución Fuerte (L)		1,69		0,25	0,42	7,08
Solución Lavado (L)		0,96		0,11	0,10	1,69
Carbón Activado (kg)	0,019		59,55		1,13	18,97
Totales					5,96	100,00

Recuperación de Plata en Solución (SF+SL): 7,74 %

Alimentación Recalculada: 12,04 g Ag/t

**Tabla A XI. 12** Resultados de cianuración R-03

Fracción	Peso	Volumen	Repartición	Repartición	Repartición	Repartición
	(kg)	(L)	Cu (%)	Fe (%)	Pb (%)	Zn (%)
Relave (kg)	0,991		41,15	98,40	98,81	49,24
Solución Fuerte (L)		1,69	52,39	1,39	0,76	41,60
Solución Lavado (L)		0,96	6,46	0,21	0,43	9,16

Recuperación de Cobre en Solución (SF+SL): 5,85 %

Alimentación Recalculada: 510,94 g Cu/t

Recuperación de Hierro en Solución (SF+SL):	1,60 %
Alimentación Recalculada:	17776,37 g Fe/t
Recuperación de Plomo en Solución (SF+SL):	1,19 %
Alimentación Recalculada:	22,40 g Pb/t
Recuperación de Plomo en Solución (SF+SL):	50,76 %
Alimentación Recalculada:	28,77 g Zn/t

### Ficha técnica N° 4

**Muestra:** R-04 Cabeza de Mineral

**Ensayo N°:** 4

**Objetivo:** Determinar la influencia de la recirculación del efluente cianurado.

**Pre-tratamiento:** 40 min de molienda al 62,5 % de sólidos.

#### Condiciones de cianuración

Peso Mineral	1	(kg)
Volumen Efluente	2	(L)
% Sólidos	33,3	(%)
Tiempo Aireación	30	(min)
pH inicial	6,73	
pH trabajo	10,85	
Conc. Cianuro	2	(g/L)
Cal añadida	6,48	(g)

El efluente cianurado corresponde a la tercera recirculación.

**Tabla A XI. 13** Control de cianuración R-04

Tiempo	[CN]	[CaO]	Adic. CN	Adic. Cal	pH
(h)	(g/L)	(g/L)	(g)	(g)	
0,0	2,00	0,00	2,90	0,00	10,9
0,5	1,95	0,05	0,10	0,00	10,8
1,0	1,70	0,15	0,60	0,00	10,7
2,0	1,90	0,05	0,20	0,00	10,9
4,0	1,90	0,20	0,20	0,00	11,0
6,0	1,80	0,10	0,40	0,00	11,0
24,0	1,20	0,10	0,00	0,00	11,1
<b>TOTAL AÑADIDO (g)</b>			4,40	6,48	
<b>CONSUMO (kg/t)</b>			2,00	6,28	

**Tabla A XI. 14** Resultados de cianuración (análisis de oro) R-04

Fracción	Peso	Volumen	Contenido Au	Contenido Au	Peso Au	Repartición
	(kg)	(L)	(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	Au (%)
Relave (kg)	0,991		1,15		1,14	57,52
Solución Fuerte (L)		1,69		0,14	0,24	11,92
Solución Lavado (L)		0,96		0,05	0,05	2,42
Carbón Activado (kg)	0,019		29,39		0,56	28,14
Totales					1,98	100,00

Recuperación de Oro en Solución (SF+SL): 45,18 %

Alimentación Recalculada: 5,42 g Au/t

**Tabla A XI. 15** Resultados de cianuración (análisis de plata) R-04

Fracción	Peso	Volumen	Contenido Ag	Contenido Ag	Peso Ag	Repartición
	(kg)	(L)	(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	Ag (%)
Relave (kg)	0,991		4,35		4,31	72,26
Solución Fuerte (L)		1,69		0,25	0,42	7,08
Solución Lavado (L)		0,96		0,11	0,10	1,69
Carbón Activado (kg)	0,019		59,55		1,13	18,97
Totales					5,96	100,00

Recuperación de Plata en Solución (SF+SL): 21,29 %

Alimentación Recalculada: 12,74 g Ag/t

**Tabla A XI. 16** Resultados de cianuración R-04

Fracción	Peso	Volumen	Repartición	Repartición	Repartición	Repartición
	(kg)	(L)	Cu (%)	Fe (%)	Pb (%)	Zn (%)
Relave (kg)	0,991		37.75	98,15	98.81	56.36
Solución Fuerte (L)		1,69	56.27	1.65	0.75	43.47
Solución Lavado (L)		0,96	5.98	0.20	0.44	0.17

Recuperación de Cobre en Solución (SF+SL): 62,25 %

Alimentación Recalculada: 555,81g Cu/t

Recuperación de Hierro en Solución (SF+SL): 1,85 %

Alimentación Recalculada:	18114,53 g Fe/t
Recuperación de Plomo en Solución (SF+SL):	1,19 %
Alimentación Recalculada:	22,54 g Pb/t
Recuperación de Plomo en Solución (SF+SL):	43,64 %
Alimentación Recalculada:	23,71 g Zn/t

### Ficha técnica N° 5

**Muestra:** R-05 Cabeza de Mineral

**Ensayo N°:** 5

**Objetivo:** Determinar la influencia de la recirculación del efluente cianurado.

**Pre-tratamiento:** 40 min de molienda al 62,5 % de sólidos.

#### Condiciones de cianuración

Peso Mineral	1	(kg)
Volumen Efluente	2	(L)
% Sólidos	33,3	(%)
Tiempo Aireación	30	(min)
pH inicial	6,8	
pH trabajo	10,8	
Conc. Cianuro	2	(g/L)
Cal añadida	6,7	(g)

El efluente cianurado corresponde a la cuarta recirculación.

**Tabla A XI. 17** Control de cianuración R-05

Tiempo	[CN]	[CaO]	Adic. CN	Adic. Cal	pH
(h)	(g/L)	(g/L)	(g)	(g)	
0,0	2,00	0,00	2,00	0,00	10,8
0,5	1,50	0,05	1,00	0,00	10,7
1,0	1,90	0,10	0,20	0,00	10,6
2,0	1,95	0,10	0,10	0,00	10,8
4,0	1,50	0,20	1,00	0,00	11,0
6,0	1,90	0,30	0,20	0,00	11,1
24,0	1,35	0,05	0,00	0,00	10,9
<b>TOTAL AÑADIDO (g)</b>			4,50	6,70	
<b>CONSUMO (kg/t)</b>			1,80	6,60	



**Tabla A XI. 18** Resultados de cianuración (análisis de oro) R-05

Fracción	Peso	Volumen	Contenido Au	Contenido Au	Peso Au	Repartición
	(kg)	(L)	(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	Au (%)
Relave (kg)	0,991		1,15		1,14	57,52
Solución Fuerte (L)		1,69		0,14	0,24	11,92
Solución Lavado (L)		0,96		0,05	0,05	2,42
Carbón Activado (kg)	0,019		29,39		0,56	28,14
Totales					1,98	100,00

Recuperación de Oro en Solución (SF+SL): 34,15 %

Alimentación Recalculada: 4,11 g Au/t

**Tabla A XI. 19** Resultados de cianuración (análisis de plata) R-05

Fracción	Peso	Volumen	Contenido Ag	Contenido Ag	Peso Ag	Repartición
	(kg)	(L)	(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	Ag (%)
Relave (kg)	0,991		4.35		4.31	72.26
Solución Fuerte (L)		1,69		0.25	0.42	7.08
Solución Lavado (L)		0,96		0.11	0.10	1.69
Carbón Activado (kg)	0,019		59.55		1.13	18.97
Totales					5.96	100.00

Recuperación de Plata en Solución (SF+SL): 34,07 %

Alimentación Recalculada: 9,55 g Ag/t

**Tabla A XI. 20** Resultados de cianuración R-05

Fracción	Peso	Volumen	Repartición	Repartición	Repartición	Repartición
	(kg)	(L)	Cu (%)	Fe (%)	Pb (%)	Zn (%)
Relave (kg)	0,991		28.71	97.93	98.92	63.32
Solución Fuerte (L)		1,69	65.32	1.86	0.68	35.50
Solución Lavado (L)		0,96	5.98	0.21	0.40	1.18

Recuperación de Cobre en Solución (SF+SL): 71,29 %

Alimentación Recalculada: 654,55 g Cu/t

Recuperación de Hierro en Solución (SF+SL): 2,07 %

Alimentación Recalculada:	17050,09 g Fe/t
Recuperación de Plomo en Solución (SF+SL):	1,08 %
Alimentación Recalculada:	24,67 g Pb/t
Recuperación de Plomo en Solución (SF+SL):	36,68 %
Alimentación Recalculada:	20,04 g Zn/t

### Ficha técnica N° 6

**Muestra:** R-06 Cabeza de Mineral

**Ensayo N°:** 6

**Objetivo:** Determinar la influencia de la recirculación del efluente cianurado.

**Pre-tratamiento:** 40 min de molienda al 62,5 % de sólidos.

#### Condiciones de cianuración

Peso Mineral	1	(kg)
Volumen Efluente	2	(L)
% Sólidos	33,3	(%)
Tiempo Aireación	30	(min)
pH inicial	8,0	
pH trabajo	10,8	
Conc. Cianuro	2	(g/L)
Cal añadida	4,76	(g)

El efluente cianurado corresponde a la quinta recirculación.

**Tabla A XI. 21** Control de cianuración R-06

Tiempo	[CN]	[CaO]	Adic. CN	Adic. Cal	pH
(h)	(g/L)	(g/L)	(g)	(g)	
0,0	2,00	0,00	1,60	0,00	10,8
0,5	1,10	0,05	1,80	0,00	10,7
1,0	2,00	0,10	0,00	0,00	10,8
2,0	1,50	0,20	1,00	0,00	10,7
4,0	1,65	0,20	0,70	0,00	10,8
6,0	1,95	0,10	0,10	0,00	10,8
24,0	0,80	0,05	0,00	0,00	10,8
<b>TOTAL AÑADIDO (g)</b>			5,20	4,76	
<b>CONSUMO (kg/t)</b>			3,60	4,66	

**Tabla A XI. 22** Resultados de cianuración (análisis de oro) R-06

Fracción	Peso	Volumen	Contenido Au	Contenido Au	Peso Au	Repartición
	(kg)	(L)	(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	Au (%)
Relave (kg)	0,991		1,15		1,14	57,52
Solución Fuerte (L)		1,69		0,14	0,24	11,92
Solución Lavado (L)		0,96		0,05	0,05	2,42
Carbón Activado (kg)	0,019		29,39		0,56	28,14
Totales					1,98	100,00

Recuperación de Oro en Solución (SF+SL): 30,39 %

Alimentación Recalculada: 6,90 g Au/t

**Tabla A XI. 23** Resultados de cianuración (análisis de plata) R-06

Fracción	Peso	Volumen	Contenido Ag	Contenido Ag	Peso Ag	Repartición
	(kg)	(L)	(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	Ag(%)
Relave (kg)	0,9912		4.35		4.31	72.26
Solución Fuerte (L)		1,69		0.25	0.42	7.08
Solución Lavado (L)		0,96		0.11	0.10	1.69
Carbón Activado (kg)	0,019		59.55		1.13	18.97
Totales					5.96	100.00

Recuperación de Plata en Solución (SF+SL): 17,43 %

Alimentación Recalculada: 12,76 g Ag/t

**Tabla A XI. 24** Resultados de cianuración R-06

Fracción	Peso	Volumen	Repartición	Repartición	Repartición	Repartición
	(kg)	(L)	Cu (%)	Fe (%)	Pb (%)	Zn (%)
Relave (kg)	0,9912		25,67	98,21	98,44	94,33
Solución Fuerte (L)		1,69	63,69	1,50	0,98	5,06
Solución Lavado (L)		0,96	10,64	0,28	0,58	0,61

Recuperación de Cobre en Solución (SF+SL): 74,33 %

Alimentación Recalculada: 737,65 g Cu/t

Recuperación de Hierro en Solución (SF+SL): 1,79 %

Alimentación Recalculada:	16873,62 g Fe/t
Recuperación de Plomo en Solución (SF+SL):	1,56 %
Alimentación Recalculada:	17,48 g Pb/t
Recuperación de Plomo en Solución (SF+SL):	5,67 %
Alimentación Recalculada:	13,23 g Zn/t

## ANEXO XII

### FICHAS TÉCNICAS DE LA CINÉTICA DE FLOTACIÓN

#### Ficha técnica N° 1

**Muestra:** 1

**Ensayo N°:** 1

**Objetivo del Ensayo:** Determinar la cinética de flotación para el mineral con 132 $\mu$ m

**Equipo Utilizado:** Molino:

**Celda Denver:** 2,5 L                      1200 rpm

**Carga de Mineral:** 1kg

**Tabla A XII. 1** Condiciones de flotación del mineral molido a 132 $\mu$ m

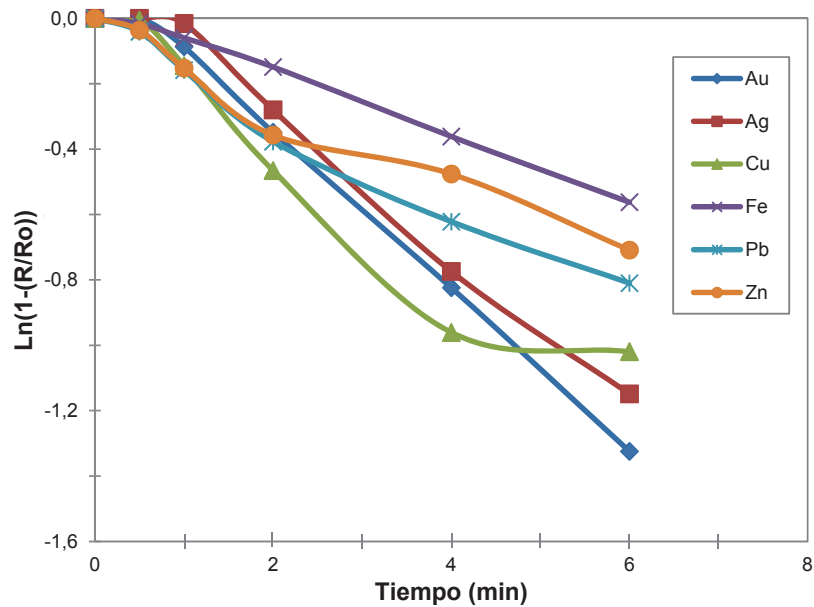
OPERACIONES	Tiempo (min)	Sólidos (%)	pH	Reactivos Utilizados (g/t)		Nomenclatura Reactivos
				KAX	ACEITE DE PINO	
Molienda	16	62,5				
Aireación						
Acondicionamiento	5	30		150	100	
Flotación A	3		7			
Flotación B	0,5					
Flotación C	1,0					
Flotación D	2,0					
Flotación E	2,0					
Flotación F	4,0					

**Tabla A XII. 2** Cinética de flotación del mineral molido a 132 $\mu$ m

RESULTADOS	Peso (g)	Peso (%)	% Recuperación					
			%Au	Ag	Cu	Fe	Pb	Zn
A	4,5	0,5	0,00	0,00	0,52	1,03	2,88	2,37
B	21,1	2,1	7,06	1,14	12,50	2,77	7,57	7,00
C	41,6	4,2	17,87	16,53	22,92	5,26	11,93	10,52
D	105,9	10,6	22,63	21,30	23,67	10,82	10,62	5,20
E	113,4	11,4	14,63	10,42	2,11	8,32	6,55	8,55
F	202,4	20,3	22,53	22,93	34,83	37,37	31,70	32,60
Relave	505,9	50,9	15,28	27,68	3,47	34,42	28,74	33,77

**Tabla A XII. 3**  $\ln(1-(R/R_o))$  de la cinética de flotación del mineral molido a  $132\mu\text{m}$

RESULTADOS	LN(1-(R/Ro)), con Ro=Rmaxima					
	Au	Ag	Cu	Fe	Pb	Zn
Concentrados						
A	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000
B	0,000	0,000	-0,005	-0,016	-0,041	-0,037
C	-0,087	-0,016	-0,145	-0,060	-0,159	-0,153
D	-0,348	-0,280	-0,466	-0,149	-0,377	-0,357
E	-0,824	-0,774	-0,961	-0,361	-0,622	-0,476
F	-1,325	-1,149	-1,020	-0,562	-0,810	-0,709
k	0,2312	0,2073	0,1934	0,0968	0,1399	0,1171



**Figura A XII. 1** Cinética de flotación del mineral con un  $d_{80}=132\mu\text{m}$

### Ficha técnica N° 2

**Muestra:** 2

**Ensayo N°:** 2

**Objetivo del Ensayo:** Determinar la cinética de flotación para el mineral con 80 µm

**Equipo Utilizado:** Molino:

Celda Denver: 2.5 L 1200 rpm

Carga de Mineral: 1kg

**Tabla A XII. 4** Condiciones de flotación del mineral molido a 80µm

OPERACIONES	Tiempo (min)	Sólidos (%)	pH	Reactivos Utilizados (g/t)		Nomenclatura Reactivos
				KAX	ACEITE DE PINO	
Molienda	16	62,5				
Aireación						
Acondicionamiento	5	30		150	100	
Flotación A	0,5		7			
Flotación B	0,5					
Flotación C	1,0					
Flotación D	2,0					
Flotación E	2,0					
Flotación F	4,0					

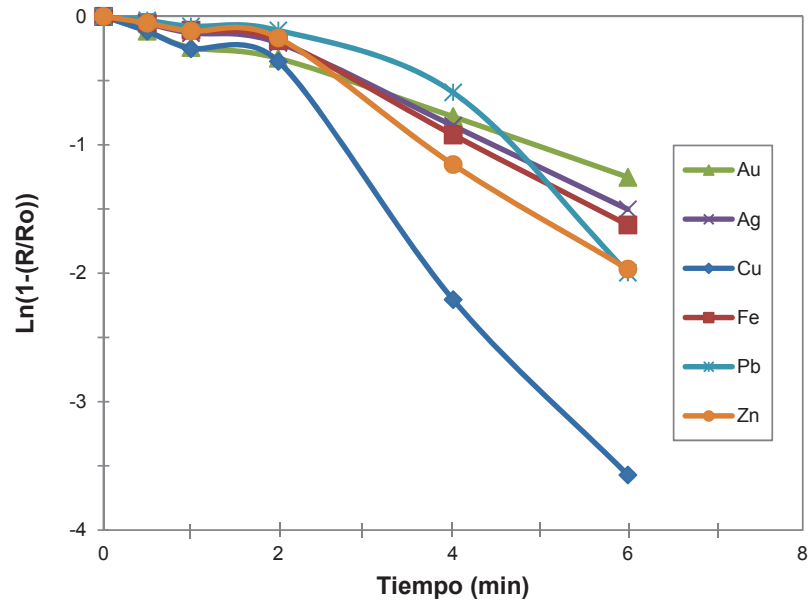
**Tabla A XII. 5** Cinética de flotación del mineral molido a 80 µm

RESULTADOS	Peso (g)	Peso (%)	% Recuperación					
			%Au	Ag	Cu	Fe	Pb	Zn
<b>Concentrados</b>								
A	31,3	3,1	10,26	4,17	10,80	3,37	1,56	4,02
B	35,6	3,6	10,05	4,99	11,18	3,82	2,28	4,42
C	45,8	4,6	5,93	4,91	7,14	4,98	1,46	3,64
D	286,6	28,8	24,76	29,07	58,63	30,22	17,62	41,41
E	134,1	13,5	16,23	15,36	8,09	14,09	21,44	13,71
F	131,0	13,2	26,90	16,74	2,78	13,86	6,97	10,93
<b>Relave</b>	329,3	33,1	5,87	24,76	1,39	29,66	48,66	21,87



**Tabla A XII. 6**  $\ln(1-(R/R_o))$  de la cinética de flotación del mineral molido a 80  $\mu\text{m}$ 

	$\ln(1-(R/R_o))$ , con $R_o=R_{\text{maxima}}$					
RESULTADOS	Au	Ag	Cu	Fe	Pb	Zn
Concentrados						
A	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000
B	-0,115	-0,057	-0,116	-0,049	-0,031	-0,053
C	-0,243	-0,130	-0,252	-0,108	-0,078	-0,114
D	-0,327	-0,207	-0,350	-0,190	-0,109	-0,168
E	-0,780	-0,852	-2,205	-0,923	-0,592	-1,154
F	-1,253	-1,503	-3,570	-1,624	-1,996	-1,967
k	0,2037	0,2535	0,6193	0,2768	0,3104	0,3393

**Figura A XII. 2** Cinética de flotación del mineral con un  $d_{80}=80 \mu\text{m}$

## ANEXO XIII

## FICHAS TÉCNICAS DE LOS RESULTADOS DE LA SIMULACIÓN

## Ficha técnica N° 1

Moly-Cop Tools™

Test N° 1

**BALL\_PARAM**

Ball Mill Grinding Model Parameter Estimator

Remarks : Estimación de los parámetros de molienda

**DESIGN AND OPERATING CONDITIONS***Configuration : BATCH*

Ore, kg	1.0	Diameter, ft	1.21
Water, lt	0.6	Length, ft	0.66
Slurry, kg	1.6	Balls Filling, %	10.2
Slurry, lt	0.9	Speed, % Critical	68.0
Slurry Dens., kg/lt	1.720	App. Dens., ton/m3	4.905
% Solids (by weight)	62.5	Power, kW	0.04
<b>Grinding Time, min</b>	<b>16.0</b>	<b>Energy, kWh/ton</b>	<b>11.98</b>

**Particle Size Distributions (Cumm. % Passing)**

Mesh	Opening	Feed	Discharge	
			Exp.	Adj.
1.05	25400	100.00	100.00 /	100.00
0.742	19050	100.00	100.00 /	100.00
0.525	12700	100.00	100.00 /	100.00
0.371	9500	100.00	100.00 /	100.00
3	6700	100.00	100.00 /	100.00
4	4750	100.00	100.00 /	100.00
6	3350	100.00	100.00 /	100.00
8	2360	100.00	100.00 /	100.00
10	1700	99.65	100.00 /	100.00
16	1180	82.63	100.00 /	100.00
18	1000	70.64	100.00 /	99.99
20	850	64.62	100.00 /	99.97
25	710	64.45	100.00 /	99.92
35	425	40.17	99.74 /	99.65
50	300	27.53	98.51 /	98.51
80	180	19.31	93.05 /	93.09
100	150	15.71	85.62 /	85.59
150	106	12.14	71.55 /	69.28
200	75	11.41	44.85 /	49.83
270	53	6.53	31.15 /	31.52
D80, microns		1140	132 /	134

<b>MODEL PARAMETERS</b>			
<b>Selection</b>		<b>Breakage</b>	
alpha01	0.000996	beta00	0.16579
alpha02	0.000000	beta01	0.000
alpha11	1.129	beta1	3.086
alpha12	1.000	beta2	3.035
alpha2	1.590		
Dcrit	725	<b>Obj. Function</b>	<b>1.57</b>

## Ficha técnica N° 2

Moly-Cop Tools™

Simulation  
N° 0**BALLSIM**

Conventional Closed Circuit Grinding Simulator

Remarks : 16 min de molienda

**CIRCUIT MASS BALANCE***Configuration : DIRECT*

	Fresh Feed	Mill Feed	Mill Discharge	Sump Water	Cyclone Feed	Cyclone U'flow	Cyclone O'flow
Ore, ton/hr	0.9	1.2	1.2	0.0	1.2	0.4	0.9
Water, m3/hr	0.0	0.2	0.7	1.4	2.1	0.1	2.0
Slurry, ton/hr	0.9	1.4	2.0	1.4	3.4	0.5	2.9
Slurry, m3/hr	0.3	0.6	1.1	1.4	2.5	0.3	2.3
Slurry Dens., ton/m3	2.748	2.385	1.720	1.000	1.322	1.931	1.251
% Solids (by volume)	86.3	68.3	35.5	0.0	15.9	45.9	12.4
% Solids (by weight)	95.00	86.72	62.50	0.00	36.34	72.00	30.00

**Particle Size Distributions** (*Cummulative % Passing*)

i	Mesh	Opening							
1	1.05	25400	100.00	100.00	100.00	0.00	100.00	100.00	100.00
2	0.742	19050	100.00	100.00	100.00	0.00	100.00	100.00	100.00
3	0.525	12700	100.00	100.00	100.00	0.00	100.00	100.00	100.00
4	0.371	9500	100.00	100.00	100.00	0.00	100.00	100.00	100.00
5	3	6700	100.00	100.00	100.00	0.00	100.00	100.00	100.00
6	4	4750	100.00	100.00	100.00	0.00	100.00	100.00	100.00
7	6	3350	100.00	100.00	100.00	0.00	100.00	100.00	100.00
8	8	2360	100.00	100.00	100.00	0.00	100.00	100.00	100.00
9	10	1700	99.65	99.73	99.97	0.00	99.97	99.90	100.00
10	16	1180	82.63	86.40	98.58	0.00	98.58	95.24	100.00
11	18	1000	70.64	76.46	97.05	0.00	97.05	90.13	100.00
12	20	850	64.62	70.80	95.60	0.00	95.60	85.28	100.00
13	25	710	64.45	69.37	94.30	0.00	94.30	80.93	100.00
14	35	425	40.17	47.16	89.11	0.00	89.11	63.57	100.00
15	50	300	27.53	31.59	82.39	0.00	82.39	41.09	100.00
16	80	180	19.31	19.12	71.41	0.00	71.41	18.66	93.89
17	100	150	15.71	15.41	64.42	0.00	64.42	14.69	85.63
18	150	106	12.14	11.89	52.90	0.00	52.90	11.31	70.63
19	200	75	11.41	10.62	41.44	0.00	41.44	8.76	55.38
20	270	53	6.53	6.42	29.22	0.00	29.22	6.16	39.06
D80, microns			1140	1063	270	0	270	693	132.7

Specific Energy Consumption : 17.31 kWh/ton (Gross)  
Operational Work Index : 30.27 kWh/ton

Moly-Cop Tools™

Simulation  
N°

0

**BALLSIM**

Conventional Closed Circuit Grinding Simulator

Remarks : 16 min de molienda

**CLASSIFIERS PERFORMANCE**

				Operating Conditions			
Number of Cyclones :	1			:			
Cyclone Dimensions, in :				Feed Flowrate, m3/hr	2.5		
Diameter	14.70			Pressure, psi	0.1		
Height	55.00			D50 (corr.), microns	223.0		
Inlet	2.57			Water By-Pass, %	6.6		
Vortex	5.51			Solids By-Pass, %	6.3		
Apex	0.52			Plitt's Parameter	5.71		
Ore Density, ton/m3	3.03			Circulating Load, %	43		

**Mass Balance around the Classifiers**

i	Mesh	Opening	Mid-Size	Size Distributions, % Passing			Classifier Efficiency	
				Feed	U'flow	O'flow	Actual	Corrected
1	1.05	25400	21997	100.00	100.00	100.00	1.000	1.000
2	0.742	19050	15554	100.00	100.00	100.00	1.000	1.000
3	0.525	12700	10984	100.00	100.00	100.00	1.000	1.000
4	0.371	9500	7978	100.00	100.00	100.00	1.000	1.000
5	3	6700	5641	100.00	100.00	100.00	1.000	1.000
6	4	4750	3989	100.00	100.00	100.00	1.000	1.000
7	6	3350	2812	100.00	100.00	100.00	1.000	1.000
8	8	2360	2003	100.00	100.00	100.00	1.000	1.000
9	10	1700	1416	99.97	99.90	100.00	1.000	1.000
10	16	1180	1086	98.58	95.24	100.00	1.000	1.000
11	18	1000	922	97.05	90.13	100.00	1.000	1.000
12	20	850	777	95.60	85.28	100.00	1.000	1.000
13	25	710	549	94.30	80.93	100.00	1.000	1.000
14	35	425	357	89.11	63.57	100.00	1.000	1.000
15	50	300	232	82.39	41.09	100.00	0.610	0.584
16	80	180	164	71.41	18.66	93.89	0.170	0.114
17	100	150	126	64.42	14.69	85.63	0.088	0.026
18	150	106	89	52.90	11.31	70.63	0.066	0.004
19	200	75	63	41.44	8.76	55.38	0.064	0.001
20	270	53	27	29.22	6.16	39.06	0.063	0.000
				<b>Classifier Constants</b>				
Ore, ton/hr				1.2	0.4	0.9		
Water, m3/hr				2.1	0.1	2.0		
Slurry, ton/hr				3.4	0.5	2.9	a1	9.3919074
Slurry, m3/hr				2.5	0.3	2.3	a2	1.450496
Slurry Dens., ton/m3				1.322	1.931	1.251	a3	57.402663
% Solids (by volume)				15.9	45.9	12.4	a4	0.6380599
% Solids (by weight)				36.3	72.0	30.0	λ	0.95

Moly-Cop Tools™

Simulation  
N°

0

**BALLSIM**

Conventional Closed Circuit Grinding Simulator

Remarks : 16 min de molienda

**BALL MILL PERFORMANCE**

Diameter, ft	4.0	Mill Power, kW (Gross)	15
Length, ft	4.0	Mill Power, kW (Net)	13
Speed, % Critical	68.0	Throughput, ton/hr	1.2
App. Density, ton/m <sup>3</sup>	4.98	% Solids (by weight)	62.5
Charge Level, %	38.0	Sp. Energy, kWh/ton	12.14
Balls Filling, %	38.0	Reduction Ratio	3.94
Lift Angle, (°)	35.0		

				<b>Size Distributions</b>	
				Mill	Mill
i	Mesh	Opening	Mid-Size	Feed	Discharge
1	1.05	25400	21997	100.00	100.00
2	0.742	19050	15554	100.00	100.00
3	0.525	12700	10984	100.00	100.00
4	0.371	9500	7978	100.00	100.00
5	3	6700	5641	100.00	100.00
6	4	4750	3989	100.00	100.00
7	6	3350	2812	100.00	100.00
8	8	2360	2003	100.00	100.00
9	10	1700	1416	99.73	99.97
10	16	1180	1086	86.40	98.58
11	18	1000	922	76.46	97.05
12	20	850	777	70.80	95.60
13	25	710	549	69.37	94.30
14	35	425	357	47.16	89.11
15	50	300	232	31.59	82.39
16	80	180	164	19.12	71.41
17	100	150	126	15.41	64.42
18	150	106	89	11.89	52.90
19	200	75	63	10.62	41.44
20	270	53	27	6.42	29.22
D80, microns				1063	270

<b>Selection Function Parameters</b>						<b>Breakage Function Parameters</b>			
alpha01	alpha02	alpha11	alpha12	alpha2	Dcrit	Beta00	Beta01	Beta1	Beta2
0.00100	0.0000000	1.129	1.000	1.59	725	0.166	0.000	3.09	3.04

## Ficha técnica N° 3

Moly-Cop Tools™

Simulation  
N°

0

**BALLSIM**

Conventional Closed Circuit Grinding Simulator

Remarks : 40 min molienda

**CIRCUIT MASS BALANCE***Configuration : DIRECT*

	Fresh Feed	Mill Feed	Mill Discharge	Sump Water	Cyclone Feed	Cyclone U'flow	Cyclone O'flow
Ore, ton/hr	0.3	0.3	0.3	0.0	0.3	0.0	0.3
Water, m3/hr	0.0	0.0	0.2	0.5	0.6	0.0	0.6
Slurry, ton/hr	0.3	0.3	0.4	0.5	0.9	0.0	0.9
Slurry, m3/hr	0.1	0.1	0.2	0.5	0.7	0.0	0.7
Slurry Dens., ton/m3	2.748	2.731	1.720	1.000	1.253	1.931	1.251
% Solids (by volume)	86.3	85.4	35.5	0.0	12.5	45.9	12.4
% Solids (by weight)	95.00	94.65	62.50	0.00	30.20	72.00	30.00

**Particle Size Distributions** (*Cummulative % Passing*)

i	Mesh	Opening							
1	1.05	25400	100.00	100.00	100.00	0.00	100.00	100.00	100.00
2	0.742	19050	100.00	100.00	100.00	0.00	100.00	100.00	100.00
3	0.525	12700	100.00	100.00	100.00	0.00	100.00	100.00	100.00
4	0.371	9500	100.00	100.00	100.00	0.00	100.00	100.00	100.00
5	3	6700	100.00	100.00	100.00	0.00	100.00	100.00	100.00
6	4	4750	100.00	100.00	100.00	0.00	100.00	100.00	100.00
7	6	3350	100.00	100.00	100.00	0.00	100.00	100.00	100.00
8	8	2360	100.00	100.00	100.00	0.00	100.00	100.00	100.00
9	10	1700	99.65	99.65	99.99	0.00	99.99	99.28	100.00
10	16	1180	82.63	82.42	99.57	0.00	99.57	65.16	100.00
11	18	1000	70.64	70.17	99.11	0.00	99.11	33.25	99.93
12	20	850	64.62	64.06	98.68	0.00	98.68	19.31	99.67
13	25	710	64.45	63.85	98.30	0.00	98.30	15.59	99.33
14	35	425	40.17	39.85	96.79	0.00	96.79	14.45	97.82
15	48	300	27.53	27.37	94.88	0.00	94.88	14.13	95.90
16	80	180	19.31	19.24	91.59	0.00	91.59	13.64	92.56
17	100	150	15.71	15.68	89.07	0.00	89.07	13.26	90.02
18	150	106	12.14	12.15	84.26	0.00	84.26	12.55	85.15
19	200	75	11.41	11.42	78.07	0.00	78.07	11.62	78.90
20	270	53	6.53	6.58	69.45	0.00	69.45	10.34	70.19
D80, microns			1140	1144	84	0	84	1410	79.8

Specific Energy Consumption : 57.16 kWh/ton (Gross)  
Operational Work Index : 69.46 kWh/ton

Moly-Cop Tools™

Simulation  
N°

0

**BALLSIM**

Conventional Closed Circuit Grinding Simulator

Remarks : 40 min molienda

**CLASSIFIERS PERFORMANCE**

		Operating Conditions	
Number of Cyclones :	1		
Cyclone Dimensions, in :		Feed Flowrate, m3/hr	0.7
Diameter	14.70	Pressure, psi	0.1
Height	55.00	D50 (corr.), microns	957.7
Inlet	2.57	Water By-Pass, %	0.2
Vortex	5.51	Solids By-Pass, %	0.2
Apex	0.11	Plitt's Parameter	8.13
Ore Density, ton/m3	3.03	Circulating Load, %	1

**Mass Balance around the Classifiers**

i	Mesh	Opening	Mid-Size	Size Distributions, % Passing			Classifier Efficiency	
				Feed	U'flow	O'flow	Actual	Corrected
1	1.05	25400	21997	100.00	100.00	100.00	1.000	1.000
2	0.742	19050	15554	100.00	100.00	100.00	1.000	1.000
3	0.525	12700	10984	100.00	100.00	100.00	1.000	1.000
4	0.371	9500	7978	100.00	100.00	100.00	1.000	1.000
5	3	6700	5641	100.00	100.00	100.00	1.000	1.000
6	4	4750	3989	100.00	100.00	100.00	1.000	1.000
7	6	3350	2812	100.00	100.00	100.00	1.000	1.000
8	8	2360	2003	100.00	100.00	100.00	1.000	1.000
9	10	1700	1416	99.99	99.28	100.00	1.000	1.000
10	16	1180	1086	99.57	65.16	100.00	0.855	0.855
11	18	1000	922	99.11	33.25	99.93	0.400	0.399
12	20	850	777	98.68	19.31	99.67	0.120	0.119
13	25	710	549	98.30	15.59	99.33	0.009	0.008
14	35	425	357	96.79	14.45	97.82	0.002	0.000
15	48	300	232	94.88	14.13	95.90	0.002	0.000
16	80	180	164	91.59	13.64	92.56	0.002	0.000
17	100	150	126	89.07	13.26	90.02	0.002	0.000
18	150	106	89	84.26	12.55	85.15	0.002	0.000
19	200	75	63	78.07	11.62	78.90	0.002	0.000
20	270	53	27	69.45	10.34	70.19	0.002	0.000
Ore, ton/hr				0.3	0.0	0.3	<b>Classifier Constants</b>	
Water, m3/hr				0.6	0.0	0.6	a1	9.3919074
Slurry, ton/hr				0.9	0.0	0.9	a2	1.450496
Slurry, m3/hr				0.7	0.0	0.7	a3	57.402663
Slurry Dens., ton/m3				1.253	1.931	1.251	a4	0.6380599
% Solids (by volume)				12.5	45.9	12.4	$\lambda$	0.95
% Solids (by weight)				30.2	72.0	30.0		



Moly-Cop Tools™

Simulation  
N°

0

**BALLSIM**

Conventional Closed Circuit Grinding Simulator

Remarks : 40 min molienda

**BALL MILL PERFORMANCE**

Diameter, ft	4.0	Mill Power, kW (Gross)	15
Length, ft	4.0	Mill Power, kW (Net)	13
Speed, % Critical	68.0	Throughput, ton/hr	0.3
App. Density, ton/m <sup>3</sup>	4.98	% Solids (by weight)	62.5
Charge Level, %	38.0	Sp. Energy, kWh/ton	56.50
Balls Filling, %	38.0	Reduction Ratio	13.66
Lift Angle, (°)	35.0		

**Size Distributions**

i	Mesh	Opening	Mid-Size	Size Distributions	
				Mill Feed	Mill Discharge
1	1.05	25400	21997	100.00	100.00
2	0.742	19050	15554	100.00	100.00
3	0.525	12700	10984	100.00	100.00
4	0.371	9500	7978	100.00	100.00
5	3	6700	5641	100.00	100.00
6	4	4750	3989	100.00	100.00
7	6	3350	2812	100.00	100.00
8	8	2360	2003	100.00	100.00
9	10	1700	1416	99.65	99.99
10	16	1180	1086	82.42	99.57
11	18	1000	922	70.17	99.11
12	20	850	777	64.06	98.68
13	25	710	549	63.85	98.30
14	35	425	357	39.85	96.79
15	48	300	232	27.37	94.88
16	80	180	164	19.24	91.59
17	100	150	126	15.68	89.07
18	150	106	89	12.15	84.26
19	200	75	63	11.42	78.07
20	270	53	27	6.58	69.45
D80, microns				1144	84

**Selection Function Parameters**

alpha01	alpha02	alpha11	alpha12	alpha2	Dcrit
0.00100	0.0000000	1.129	1.000	1.59	725

**Breakage Function Parameters**

Beta00	Beta01	Beta1	Beta2
0.166	0.000	3.09	3.04

### Ficha técnica N° 4

Para un  $d_{80}$  esperado de 132 micras:

\*\*\*\*\*

\* MODSIM UNIT DESIGN REPORT \*

\*\*\*\*\*

#### UNIT EQUIPMENT DATA SHEET - BALL MILL

\*\*\*\*\*

Unit number 2      MODSIM model name HFSU

Job name: Simulacion 16\_min

#### PARAMETERS:

Parameters for selection function

Energy-specific selection function at 1 mm: 0.410 t/kWh

Zeta 1: 0.002

Zeta 2: 0.000

Parameters for breakage function

Beta: 3.000

Gamma: 3.086

Delta: 0.000

Phi at 5mm: 0.166

Mill conditions

Mill diameter: 1.22 m

Mill length: 1.22 m

Ball load in the mill: 38.0

Mill speed as % of critical: 68.0

Specific gravity of grinding media: 4980.0 kg/m<sup>3</sup>

No post classification was specified.

Transport model is PM,PM,PM

Fractional residence times:

Region 1: 0.014

Region 2: 0.212

Region 3: 0.774

Liberation was not modeled.

Average density of the ore 3009.0 kg/m<sup>3</sup>

Calculated density of the total mill charge 3674.4 kg/m<sup>3</sup>

No-load power 3.29 kW

Net power by Austin's formula 18.28 kW

Specific power consumption 20.38 kW h/t

#### Size distribution in FEED

Size mms	% passing
4.21	100.000
2.97	100.000
2.10	99.999
1.49	97.464
1.05	74.333
0.743	64.103
0.526	49.695
0.371	35.469
0.263	26.071
0.186	20.801
0.131	15.438
0.929E-01	13.057
0.657E-01	10.459
0.465E-01	6.581
0.328E-01	4.327
0.232E-01	2.993
0.164E-01	2.187
0.116E-01	1.689
0.821E-02	1.369
0.581E-02	1.153

0.411E-02	1.000
0.290E-02	0.884
0.205E-02	0.792
0.145E-02	0.716
0.00	0.000

Size distribution in PRODUCT

Size mms	% passing
4.21	100.000
2.97	100.000
2.10	100.000
1.49	99.890
1.05	98.774
0.743	97.159
0.526	94.778
0.371	91.644
0.263	87.965
0.186	83.946
0.131	79.634
0.929E-01	75.235
0.657E-01	70.783
0.465E-01	66.281
0.328E-01	61.832
0.232E-01	57.497
0.164E-01	53.322
0.116E-01	49.337
0.821E-02	45.565
0.581E-02	42.012
0.411E-02	38.686
0.290E-02	35.584
0.205E-02	32.698
0.145E-02	30.023
0.00	0.000

80% passing size in feed .112E+04 microns  
 80% passing size in product 135. microns  
 Calculated specific power input 20.38 kWh/t  
 Calculated operating work index for this mill 36.3 kWh/t

UNIT EQUIPMENT DATA SHEET - Knelson concentrator

\*\*\*\*\*

Unit number 3 MODSIM model name KNEL

Job name: Simulacion 16\_min

Model parameters:

Maximum recovery of free gold 11.2%  
 Maximum recovery of locked gold 3.9%  
 Solid content of concentrate 2.00 kg/liter water

Recovery of mineral 1 to concentrate 0.00 %

Grade of mineral 1 0.00 %

Recovery of mineral 2 to concentrate 0.00 %

Grade of mineral 2 0.00 %

Recovery of mineral 3 to concentrate 1.19 %

Grade of mineral 3 0.947E-03%

Recovery of mineral 4 to concentrate 2.07 %

Grade of mineral 4 100. %

Feed grade 0.998E+06 g/tonne

Yield of total solids to concentrate 2.07 %

There are 1 units in parallel

Each unit handles 0.90 tonnes/hr

UNIT EQUIPMENT DATA SHEET - pump

\*\*\*\*\*

Unit number 4 MODSIM model name PUMP

Job name: Simulacion 16\_min

This model requires no parameters

#### UNIT EQUIPMENT DATA SHEET - Hydrocyclone

\*\*\*\*\*

Unit number 5 MODSIM model name CYCL

Job name: Simulacion 16\_min

#### PARAMETERS:

Cyclone diameter 0.254 meters

Vortex-spigot distance 0.864 meters

Inlet diameter 0.046 meters

Vortex finder diameter 0.091 meters

Spigot diameter 0.024 meters

Feed head 3.00 meters

Cyclones in cluster 1

Flowrate through each cyclone 0.325E-03 m<sup>3</sup> per sec.

Volumetric fraction of solids in the feed 0.249

Viscosity of slurry 0.0012 kg/ms

Specific gravity of slurry in separation zone 1.00

Index for variation of d50 with density 0.30

Pressure drop across the hydrocyclone 0.2 kPa

#### Plitt's calibration parameters:

For D50 1.00

For the sharpness factor 1.00

For the flow split 1.00

## Size distribution in feed

Size mms	% passing
4.21	100.000
2.97	100.000
2.10	100.000
1.49	99.888
1.05	98.748
0.743	97.099
0.526	94.668
0.371	91.467
0.263	87.711
0.186	83.606
0.131	79.384
0.929E-01	75.283
0.657E-01	71.234
0.465E-01	67.136
0.328E-01	62.976
0.232E-01	58.712
0.164E-01	54.448
0.116E-01	50.380
0.821E-02	46.527
0.581E-02	42.900
0.411E-02	39.504
0.290E-02	36.336
0.205E-02	33.389
0.145E-02	30.658
0.00	0.000

Volumetric flow split to underflow 0.029

Sharpness parameter lambda = 6.12

Sharpness index = 0.774

D50c for particle type 1 is 607.7 microns  
 D50c for particle type 2 is 473.4 microns  
 D50c for particle type 3 is 576.5 microns  
 D50c for particle type 4 is 919.1 microns

Size distribution in underflow.

Size mms	% passing
4.21	100.000
2.97	100.000
2.10	99.999
1.49	97.448
1.05	71.767
0.743	55.421
0.526	50.651
0.371	48.390
0.263	46.326
0.186	44.148
0.131	41.918
0.929E-01	39.752
0.657E-01	37.614
0.465E-01	35.450
0.328E-01	33.253
0.232E-01	31.002
0.164E-01	28.751
0.116E-01	26.602
0.821E-02	24.568
0.581E-02	22.653
0.411E-02	20.859
0.290E-02	19.186
0.205E-02	17.630
0.145E-02	16.188
0.00	0.000



Size distribution in overflow.

Size mms	% passing
4.21	100.000
2.97	100.000
2.10	100.000
1.49	100.000
1.05	99.988
0.743	99.013
0.526	96.690
0.371	93.447
0.263	89.612
0.186	85.419
0.131	81.106
0.929E-01	76.915
0.657E-01	72.779
0.465E-01	68.592
0.328E-01	64.342
0.232E-01	59.985
0.164E-01	55.629
0.116E-01	51.472
0.821E-02	47.536
0.581E-02	43.830
0.411E-02	40.360
0.290E-02	37.124
0.205E-02	34.113
0.145E-02	31.323
0.00	0.000

Water recovery to underflow = 0.232E-01

Ratio of air core to underflow diameter by Concha's formula is 2.49

## UNIT EQUIPMENT DATA SHEET - BANK OF FLOTATION CELLS

\*\*\*\*\*

Unit number 6      MODSIM model name KLIM

Job name: Simulacion 16\_min

There are 4 cells in this bank and 1 banks in parallel.

Volume of cells in this bank      1.00 m\*\*3

Air holdup in the cells      50.00 %

Percent solids in concentrate      40.00

Solid feedrate      0.2333    kg/s

Water in feed      0.2383    kg/s

Ultimate recovery and kinetic constant for each G-class

1 96.00 0.1934

2 68.00 0.2312

3 48.00 0.2073

4 12.00 0.1560

Water flowrate in tailing      0.1145    kg/s

Water flowrate in concentrate      0.1926    kg/s

This bank has water addition to the concentrate launder.

Percent solid in final concentrate is 30.00

### Ficha técnica N° 5

Para un  $d_{80}$  esperado de 80 micras:

\*\*\*\*\*  
 \* MODSIM UNIT DESIGN REPORT \*  
 \*\*\*\*\*  
 UNIT EQUIPMENT DATA SHEET - BALL MILL  
 \*\*\*\*\*

Unit number 2      MODSIM model name HFSU  
 Job name: Simulacion 40\_min

#### PARAMETERS:

Parameters for selection function

Energy-specific selection function at 1 mm: 0.410 t/kWh

Zeta 1: 0.002

Zeta 2: 0.000

Parameters for breakage function

Beta: 3.000

Gamma: 3.086

Delta: 0.000

Phi at 5mm: 0.166

Mill conditions

Mill diameter: 1.22 m

Mill length: 1.22 m

Ball load in the mill: 38.0

Mill speed as % of critical: 68.0

Specific gravity of grinding media: 4980.0 kg/m\*\*3

No post classification was specified.

Transport model is PM,PM,PM

Fractional residence times:

Region 1: 0.014

Region 2: 0.212

Region 3: 0.774

Liberation was not modeled.

Average density of the ore 3008.9 kg/m<sup>3</sup>

Calculated density of the total mill charge 3674.4 kg/m<sup>3</sup>

No-load power 3.29 kW

Net power by Austin's formula 18.28 kW

Specific power consumption 26.14 kW h/t

Size distribution in FEED

Size mms	% passing
4.21	100.000
2.97	100.000
2.10	99.999
1.49	97.480
1.05	74.601
0.743	64.725
0.526	50.311
0.371	35.994
0.263	26.532
0.186	21.238
0.131	15.851
0.929E-01	13.469
0.657E-01	10.868
0.465E-01	6.973
0.328E-01	4.715
0.232E-01	3.383
0.164E-01	2.579
0.116E-01	2.077

0.821E-02	1.752
0.581E-02	1.531
0.411E-02	1.370
0.290E-02	1.247
0.205E-02	1.146
0.145E-02	1.061
0.00	0.000

#### Size distribution in PRODUCT

Size	% passing
mms	
4.21	100.000
2.97	100.000
2.10	100.000
1.49	99.928
1.05	99.193
0.743	98.088
0.526	96.419
0.371	94.167
0.263	91.453
0.186	88.405
0.131	85.057
0.929E-01	81.551
0.657E-01	77.920
0.465E-01	74.175
0.328E-01	70.394
0.232E-01	66.629
0.164E-01	62.921
0.116E-01	59.303
0.821E-02	55.800
0.581E-02	52.428
0.411E-02	49.200
0.290E-02	46.122

0.205E-02	43.197
0.145E-02	40.427
0.00	0.000

80% passing size in feed	.111E+04 microns
80% passing size in product	79.9 microns
Calculated specific power input	26.14 kWh/t
Calculated operating work index for this mill	31.9 kWh/t

#### UNIT EQUIPMENT DATA SHEET - Knelson concentrator

\*\*\*\*\*

Unit number 3      MODSIM model name KNEL

Job name: Simulacion 40\_min

#### Model parameters:

Maximum recovery of free gold	21.2%
Maximum recovery of locked gold	7.4%
Solid content of concentrate	2.00 kg/liter water

Recovery of mineral 1 to concentrate	0.00	%
--------------------------------------	------	---

Grade of mineral 1	0.00	%
--------------------	------	---

Recovery of mineral 2 to concentrate	0.00	%
--------------------------------------	------	---

Grade of mineral 2	0.00	%
--------------------	------	---

Recovery of mineral 3 to concentrate	3.03	%
--------------------------------------	------	---

Grade of mineral 3	0.114E-02%
--------------------	------------

Recovery of mineral 4 to concentrate	4.35	%
--------------------------------------	------	---

Grade of mineral 4	100.	%
--------------------	------	---

Feed grade	0.998E+06 g/tonne
------------	-------------------

Yield of total solids to concentrate	4.34	%
--------------------------------------	------	---

There are 1 units in parallel  
 Each unit handles 0.70 tonnes/hr

#### UNIT EQUIPMENT DATA SHEET - pump

\*\*\*\*\*

Unit number 4 MODSIM model name PUMP  
 Job name: Simulacion 40\_min  
 This model requires no parameters

#### UNIT EQUIPMENT DATA SHEET - Hydrocyclone

\*\*\*\*\*

Unit number 5 MODSIM model name CYCL  
 Job name: Simulacion 40\_min

#### PARAMETERS:

Cyclone diameter 0.254 meters  
 Vortex-spigot distance 0.864 meters  
 Inlet diameter 0.046 meters  
 Vortex finder diameter 0.091 meters  
 Spigot diameter 0.024 meters  
 Feed head 3.00 meters  
 Cyclones in cluster 1

Flowrate through each cyclone 0.248E-03 m<sup>3</sup> per sec.  
 Volumetric fraction of solids in the feed 0.249  
 Viscosity of slurry 0.0012 kg/ms  
 Specific gravity of slurry in separation zone 1.00  
 Index for variation of d50 with density 0.30  
 Pressure drop across the hydrocyclone 0.1 kPa

Plitt's calibration parameters:

For D50 1.00

For the sharpness factor 1.00

For the flow split 1.00

Size distribution in feed

Size	% passing
mms	
4.21	100.000
2.97	100.000
2.10	100.000
1.49	99.925
1.05	99.156
0.743	98.002
0.526	96.257
0.371	93.903
0.263	91.066
0.186	88.107
0.131	85.100
0.929E-01	82.119
0.657E-01	79.117
0.465E-01	76.019
0.328E-01	72.794
0.232E-01	69.395
0.164E-01	65.773
0.116E-01	61.991
0.821E-02	58.329
0.581E-02	54.804
0.411E-02	51.430
0.290E-02	48.213
0.205E-02	45.155
0.145E-02	42.259
0.00	0.000



Volumetric flow split to underflow 0.029

Sharpness parameter lambda = 6.38

Sharpness index = 0.782

D50c for particle type 1 is 686.9 microns

D50c for particle type 2 is 535.1 microns

D50c for particle type 3 is 651.6 microns

D50c for particle type 4 is 1039. microns

Size distribution in underflow.

Size	% passing
mms	
4.21	100.000
2.97	100.000
2.10	99.999
1.49	97.919
1.05	78.868
0.743	71.192
0.526	68.663
0.371	66.795
0.263	64.752
0.186	62.646
0.131	60.508
0.929E-01	58.388
0.657E-01	56.254
0.465E-01	54.050
0.328E-01	51.757
0.232E-01	49.341
0.164E-01	46.765
0.116E-01	44.076
0.821E-02	41.473
0.581E-02	38.966
0.411E-02	36.567
0.290E-02	34.280

0.205E-02	32.106
0.145E-02	30.047
0.00	0.000

## Size distribution in overflow.

Size mms	% passing
4.21	100.000
2.97	100.000
2.10	100.000
1.49	100.000
1.05	99.919
0.743	99.009
0.526	97.294
0.371	94.922
0.263	92.055
0.186	89.064
0.131	86.025
0.929E-01	83.011
0.657E-01	79.977
0.465E-01	76.844
0.328E-01	73.584
0.232E-01	70.149
0.164E-01	66.487
0.116E-01	62.664
0.821E-02	58.963
0.581E-02	55.399
0.411E-02	51.988
0.290E-02	48.736
0.205E-02	45.645
0.145E-02	42.718
0.00	0.000

Water recovery to underflow = 0.258E-01

Ratio of air core to underflow diameter by Concha's formula is 2.49

#### UNIT EQUIPMENT DATA SHEET - BANK OF FLOTATION CELLS

\*\*\*\*\*

Unit number 6      MODSIM model name KLIM

Job name: Simulacion 40\_min

There are 4 cells in this bank and 1 banks in parallel.

Volume of cells in this bank      1.00 m\*\*3

Air holdup in the cells      50.00 %

Percent solids in concentrate      40.00

Solid feedrate      0.1791    kg/s

Water in feed      0.1810    kg/s

Ultimate recovery and kinetic constant for each G-class

1 99.50 0.6193

2 30.00 0.2037

3 57.00 0.2535

4 15.00 0.2761

Water flowrate in tailing      0.5799E-01 kg/s

Water flowrate in concentrate      0.1914    kg/s

This bank has water addition to the concentrate launder.

Percent solid in final concentrate is 30.00