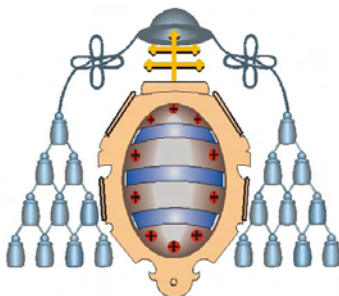


# UNIVERSIDAD DE OVIEDO



DEPARTAMENTO DE EXPLOTACIÓN Y PROSPECCIÓN DE  
MINAS

PROGRAMA DE DOCTORADO: MINERÍA, OBRA CIVIL Y MEDIO AMBIENTE

## TESIS DOCTORAL

“CARACTERIZACIÓN, INFLUENCIA Y TRATAMIENTO DE  
ARCILLAS EN PROCESOS DE CIANURACIÓN EN PILAS”

**AUTOR: Julio Tremolada Payano**

**DIRECTORES:**

**Dr. Juan M<sup>a</sup> Menendez Aguado**

**Dra. Rosa Dzioba**

**OVIEDO, 2011**

## **AGRADECIMIENTOS**

El autor desea agradecer:

A los profesores Dra. Rosa Dzioba y Dr. Juan Maria Menéndez por las orientaciones seguras y constantes estímulos en la ejecución y conclusión de este trabajo de investigación, mi agradecimiento muy especial.

A la Universidad de Oviedo, departamento de Explotación y Prospección de Minas por el apoyo concedido para la realización del doctorado en Ingeniería de Minas en esta prestigiosa Universidad.

A mis profesores de los cursos de el subsuelo como opción para el secuestro de CO<sub>2</sub>, integración ambiental de los proyectos, gestión y aprovechamiento del agua de mina, la seguridad en las obras a cielo abierto, tecnologías de la información aplicadas a la simulación en ingeniería.

A Mary y Renatito, los dos grandes tesoros que llenan mi vida.

Este trabajo es dedicado con mucho cariño a mis padres Julio y Clorinda, a Soledad .

Al departamento de Minería de la Universidad de San Luis, área de Tratamiento de Minerales en la persona de la Dra. Rosa Dzioba por su invaluable apoyo en la corrección del presente trabajo.



## **INDICE**

<b><u>1.- INTRODUCCION</u></b>	<b>1</b>
<b>1.1.- OBJETIVO</b>	<b>5</b>
<b>1.2.- JUSTIFICACION</b>	<b>5</b>
<b>1.3.- GENERALIDADES</b>	<b>6</b>
1.3.1.- Definición de Arcillas	6
1.3.2.- Las arcillas	7
1.3.3.- Propiedades fisicoquímicas de las arcillas	7
1.3.4.- Reacciones en las arcillas	11
1.3.5.- Coloides mineralizados (arcillas) y retención de iones	12
1.3.6.- Capacidad de intercambio catiónico	14
1.3.7.- Permeabilidad	14
1.3.8.- Lixiviación en pilas	15
1.3.9.- Factores que influyen en la velocidad de disolución del oro en minerales auríferos en el proceso de lixiviación en pilas	19
1.3.10.- Cianuración	24
1.3.11.- Factores fisicoquímicos involucrados en los procesos de lixiviación en pilas	25
1.3.12.- Factores tecnológicos que inciden en la disolución y/o recuperación de oro y la plata	28
1.3.13.- Aspectos fundamentales de las arcillas contenidas en un mineral	29
<b><u>2.- MATERIALES Y TECNICAS ANALITICAS</u></b>	<b>31</b>
<b>2.1.- EQUIPOS E INSTRUMENTAL</b>	<b>31</b>
2.1.1.- Equipos e instrumental empleado para pruebas experimentales de determinación de la velocidad de permeabilidad de las arcillas evaluadas	31
2.1.2.- Equipos e instrumental empleado para la determinación de la porosidad	33
2.1.3.- Equipo e instrumental utilizado para la determinación del % de arcillas asociados a minerales auríferos.	33
2.1.4.- Equipo e instrumental utilizado para determinar la capacidad de intercambio iónico (CIC)	34
2.1.5.- Equipo e instrumental utilizado para las pruebas metalúrgicas de lixiviación de arcillas por agitación mecánica en rodillos	34
2.1.6.- Equipo e instrumental utilizado par los tests de cianuración en columnas de 8"Ø x 2.5m altura	36
2.1.7.- Equipo e instrumental utilizado para los tests de variación de parámetros	



<b>de lixiviación de arcillas en columnas</b>	<b>37</b>
<b>2.1.8.- Equipo e instrumental utilizado en los tests de cianuración en columnas altas de 1.2m Ø x6m altura</b>	<b>37</b>
<b>2.1.9.- Equipo e instrumental utilizado en test de cianuración en celda y/o módulo industrial de los pads de lixiviación</b>	<b>38</b>
<b>2.1.10.- Equipo e instrumental utilizado en el blending de arcillas a través de tests de velocidad de percolación</b>	<b>40</b>
<b>2.1.11.- Equipo utilizado en el análisis granulométrico por tamizado</b>	<b>41</b>
<b>2.1.12.- Equipos e instrumental utilizado en la determinación de la gravedad específica</b>	<b>42</b>
<b>2.1.13.- Equipo e instrumental utilizado en la caracterización química, caracterización mineralógica, caracterización por difracción de RX</b>	<b>42</b>
<b>2.2.- REACTIVOS</b>	<b>44</b>
<b>2.2.1.- Reactivos utilizados en las pruebas experimentales de determinación de la velocidad de permeabilidad de las arcillas evaluadas (velocidad de filtrabilidad a diferentes % de arcillas)</b>	<b>44</b>
<b>2.2.2.- Reactivos utilizados para la determinación de la porosidad</b>	<b>46</b>
<b>2.2.3.- Reactivos utilizados para la determinación del % de arcillas asociados a minerales auríferos</b>	<b>47</b>
<b>2.2.4.- Reactivos utilizados en la determinación de la capacidad de intercambio iónico (CIC)</b>	<b>49</b>
<b>2.2.5.- Reactivos utilizados en las pruebas metalúrgicas de lixiviación de arcillas por agitación mecánica en rodillos</b>	<b>51</b>
<b>2.2.6.- Reactivos utilizados. En los tests de cianuración en columnas de 8"Ø x 2.5 m altura, 3"Ø x 0.55 m altura , 6"Ø x 2 m altura</b>	<b>51</b>
<b>2.2.7.- Reactivos utilizados en los tests de variación de parámetros de lixiviación de arcillas en columnas</b>	<b>53</b>
<b>2.2.8.- Reactivos utilizados en los tests de cianuración en columnas altas de 1.2 m Ø x 6m altura</b>	<b>54</b>
<b>2.2.9.- Reactivos utilizados en el test de cianuración en celda y / o modulo industrial de los pads de lixiviación</b>	<b>54</b>
<b>2.2.10.- Reactivos utilizados en el blending de arcillas a través de tests de velocidad de percolación</b>	<b>55</b>
<b>2.2.11.- Reactivos utilizados en el análisis granulométrico (tamizado)</b>	<b>55</b>
<b>2.2.12.- Reactivos utilizados en la determinación de la gravedad específica de minerales</b>	<b>55</b>
<b>2.2.13.- Reactivos utilizados en la caracterización química</b>	<b>56</b>
<b>2.2.14.- Reactivos utilizados en el análisis químico de oro y plata vía absorción</b>	



<b>atómica</b>	<b>57</b>
<b>2.2.15.- Reactivos utilizados en el análisis químico de oro soluble en minerales por absorción atómica</b>	<b>57</b>
<b>2.2.16.- Reactivos químicos utilizados en el análisis de oro y plata en carbones activados</b>	<b>57</b>
<b>2.2.17.- Reactivos químicos utilizados en el análisis de cianuro libre en soluciones de lixiviación</b>	<b>58</b>
<b>2.2.18.- Reactivos químicos utilizados en el análisis de óxido de calcio (cal) en soluciones cianuradas de lixiviación</b>	<b>58</b>
<b>2.3.- SOLUCIONES</b>	<b>59</b>
<b>2.3.1.- Preparación de soluciones en las pruebas experimentales de determinación de velocidad de permeabilidad de las arcillas evaluadas</b>	<b>59</b>
<b>2.3.2.- Preparación de soluciones para la determinaciones de la porosidad</b>	<b>60</b>
<b>2.3.3.- Preparación de soluciones para al determinación del % de arcillas asociados a minerales auríferos.</b>	<b>61</b>
<b>2.3.4.- Preparación de soluciones en la determinación de la capacidad de Intercambio Iónico (CIC).</b>	<b>62</b>
<b>2.3.5.- Preparación de soluciones en las pruebas metalúrgicas de lixiviación de arcillas por agitación mecánica en rodillos.</b>	<b>63</b>
<b>2.3.6.- Preparación de soluciones en los tests de cianuración en columnas de 8"Ø x 2.5m altura , 3" Ø x 0.55m altura ,6"Øx 2m altura</b>	<b>67</b>
<b>2.3.7.- Preparación de soluciones en los tests de variación de parámetros de lixiviación de arcillas en columnas</b>	<b>69</b>
<b>2.3.8.- Preparación de soluciones en los tests de cianuración en columnas altas de 1.2m Ø x 6 m altura</b>	<b>73</b>
<b>2.3.9.- Preparación de soluciones en el test de cianuración en celda y/o modulo industrial 262 de los pads de lixiviación</b>	<b>74</b>
<b>2.3.10.- Preparación de soluciones en los tests de blending de arcillas a través de los tests de velocidad de percolación</b>	<b>75</b>
<b>2.3.11.- Preparación de soluciones en los tests de análisis granulométricos (tamizado)</b>	<b>76</b>
<b>2.3.12.- Preparación de solución en la determinación de la gravedad específica</b>	<b>76</b>
<b>2.3.13.- Preparación de soluciones en la caracterización química</b>	<b>76</b>
<b>2.3.14.- Preparación de soluciones en el análisis químico de oro soluble en minerales vía absorción atómica</b>	<b>78</b>
<b>2.3.15.- Preparación de soluciones en el análisis químico de oro y plata en carbones activados</b>	<b>79</b>
<b>2.3.16.- Preparación de soluciones en el análisis de cianuro libre en soluciones de</b>	



lixiviación	79
2.3.17.- Preparación de soluciones en el análisis del óxido de calcio (CaO) en soluciones cianuradas de lixiviación	79
<b>2.4.- TECNICAS ANALITICAS</b>	<b>80</b>
2.4.1.- Análisis químicos de oro y plata	80
2.4.2.- Análisis por difracción de rayos X (DRX)	86
2.4.3.- Análisis por microscopia electrónica	88
2.4.4.- Determinación de la capacidad de intercambio iónico ( CIC )	88
2.4.5.- Determinación de cianuro libre en soluciones cianuradas	90
2.4.6.- Determinación de óxido de calcio en soluciones cianuradas	90
2.4.7.- Determinación de la densidad (gravedad específica) en minerales	90
2.4.8.- Determinación del contenido de humedad	91
<b>2.5.- TECNICAS DE SEPARACIÓN POR TAMAÑOS DE PARTICULA</b>	<b>92</b>
2.5.1.- Análisis granulométrico (tamizado)	92
<b>2.6.- PROCEDIMIENTOS DE ANÁLISIS</b>	<b>94</b>
2.6.1.- Procedimiento de análisis químico de oro y plata en minerales vía fire assay (via seca)	94
2.6.2.- Procedimiento de análisis químico de oro y plata de soluciones cianuradas vía absorción atómica	96
2.6.3.- Procedimiento de análisis de oro soluble en minerales vía absorción atómica	96
2.6.4.- Procedimiento de análisis de oro y plata en carbones activados	97
2.6.5.- Procedimiento de análisis de cianuro libre en soluciones de lixiviación	98
2.6.6.- Procedimiento de análisis de óxido de calcio (cal) en soluciones cianuradas de lixiviación	100
2.6.7.- Procedimiento de la determinación de la gravedad específica	101
2.6.8.- Procedimiento de la determinación de la capacidad de intercambio iónico (CIC)	102
<b><u>3. PARTE EXPERIMENTAL</u></b>	<b>104</b>
<b>3.1. CARACTERIZACIÓN QUÍMICA DE LAS MUESTRAS MINERALES</b>	<b>105</b>
<b>3.2.- CARACTERIZACIÓN MINERALÓGICA MINERALES</b>	<b>106</b>
<b>3.3. CARACTERIZACIÓN POR DIFRACCIÓN DE RAYOS X</b>	<b>111</b>
<b>3.4.- DETERMINACIÓN DEL % DE ARCILLAS EN MINERALES</b>	<b>116</b>
<b>3.5. DETERMINACIÓN DE LA VELOCIDAD DE LA PERMEABILIDAD</b>	



---

<b>DE LAS ARCILLAS EVALUADAS (VELOCIDAD DE FILTRABILIDAD A DIFERENTES % DE ARCILLAS)</b>	<b>128</b>
<b>3.6.- DETERMINACIÓN DE LA CAPACIDAD DE INTERCAMBIO IÓNICO (CIC)</b>	<b>130</b>
<b>3.7.- LIXIVIACIÓN DE ARCILLAS</b>	<b>132</b>
3.7.1.- Pruebas metalúrgicas de lixiviación de arcillas por agitación mecánica en rodillos vibratorios	132
3.7.2. Pruebas metalúrgicas de lixiviación de arcillas en columnas	168
<b><u>4.- RESULTADOS Y CONCLUSIONES</u></b>	<b>188</b>
<b>4.1.- RESULTADOS</b>	<b>188</b>
4.1.1.- Tests de velocidad de permeabilidad de las arcillas evaluadas (velocidad de filtrabilidad a diferentes % de arcillas).	188
4.1.2.- Influencia de las arcillas en los procesos de lixiviación-adsorción a nivel de agitación mecánica en rodillos vibratorios	188
4.1.3.- Resultados de pruebas de lixiviación de arcillas patival, parte alta, sin KCL, fracción - 400 malla (test en blanco).	189
4.1.4.- Resultados de pruebas de lixiviación de arcillas patival, parte alta, con KCL a 1000ppm, fracción - 400 malla.	190
4.1.5.- Resultados de pruebas de lixiviación de arcillas patival, parte alta, con KCL a 3000ppm, fracción - 400 malla.	191
4.1.6. Resultados de pruebas de lixiviación de arcillas patival, parte alta, con KCL a 5000ppm, fracción -400 malla.	192
4.1.7.- Resultados de pruebas de lixiviación de arcillas patival, parte alta, sin KCL, fracción compuesto (test en blanco).	192
4.1.8.- Resultados de pruebas de lixiviación de arcillas patival, parte alta, con KCL a 1000ppm, fracción +400 malla	193
4.1.9.- Resultados de pruebas de lixiviación de arcillas patival, parte alta, con KCL a 1000ppm, fracción compuesto	194
4.1.10.- Resultados de pruebas de lixiviación de arcillas patival, parte alta. con KCL a 1000ppm, fracción - 400 malla	195
4.1.11. Resultados de pruebas de lixiviación de arcillas patival, parte alta, sin KCL, fracción -10 malla (test en blanco).	196
4.1.12. Resultados de pruebas de lixiviación de arcillas patival, parte alta KCL a 1000ppm, fracción -10 malla.	196
4.1.13. Resultados de pruebas de lixiviación de arcillas patival, parte baja, sin KCL, fracción -10 malla (test en blanco).	197



---

4.1.14. Resultados de pruebas de lixiviación de arcillas patival, parte baja, con KCL a 1000ppm, fracción -10 malla.	198
4.1.15. Cianuración de mineral arcilloso Patival, parte baja, con leyes de (1gr Au/TM y 80Gr Ag/TM), test en blanco a Nivel de Columnas de 8" Ø x 2.5m Altura.	198
4.1.16. Cianuración de mineral arcilloso Patival, parte baja con leyes de (1gr Au/TM y 80gr Ag/TM ), test curado con KCL 1000ppm + 200ppm KCL en el lixivante, a Nivel de columnas de 8" x 2.5m altura	199
4.1.17. Cianuración de mineral arcilloso Patival, parte baja, con leyes de 2.12gr Au/TM y 14.15g Ag/TM (test en blanco), a nivel de columnas de 8"Ø x 2.5m Altura.	200
4.1.18. Cianuración de mineral arcilloso Patival, parte baja, con leyes de 2.12gr Au/TM y 14.15g Ag/TM, test curado con KCL a 1000ppm y a nivel de columnas de 8" Ø x 2.5m altura.	201
4.1.19. Cianuración de mineral arcilloso patival parte baja con leyes de 2.12gr Au/TM y 14.15g Ag/TM), test curado con KCL a 1000ppm + 200ppm KCL en el lixivante, a nivel de columnas de 8" Ø x 2.5m altura.	201
4.1.20. Cianuración de mineral arcilloso patival, parte alta, con leyes de 0.7gr Au/TM y 23g Ag/TM (test en blanco a nivel de columnas de 8" Ø x 2.5m altura.	202
4.1.21.- Cianuración de mineral arcilloso patival, parte alta, con leyes de 0.7gr Au/TM y 23g Ag/TM, test curado con KCL a 1000ppm + 200ppm KCL en el lixivante a nivel de columnas de 8" x 2.5m altura.	202
<b>4.2. CONCLUSIONES</b>	<b>203</b>
<b><u>5.- BIBLIOGRAFIA</u></b>	<b>205</b>
<b><u>6.- ANEXO FOTOGRÁFICO</u></b>	<b>212</b>





## **1.- INTRODUCCION**

Actualmente la tecnología de extracción de metales preciosos por lixiviación en pilas ha sido la mas desarrollada en las dos ultimas décadas para el tratamiento de minerales de oro-plata de baja ley. La lixiviación en pilas tiene ventajas de bajos costos de capital y operación comparados con las de molienda-agitación, y la construcción de la planta e inicio de la operación es mas corto. Sin embargo la recuperación es mas baja comparada a una planta de molienda y agitación, con velocidad de recuperación más lenta. La lixiviación en pilas se viene aplicando exitosamente en todo el mundo, esta diversidad geográfica ha significado que la tecnología de lixiviación en pilas ha tenido que ser aplicado en una variedad de climas, altitudes, y operando con varios tipos de minerales.

El éxito inicial de la lixiviación en pilas radica en el tipo de mineral de brecha hidrotermal (mineralización del oro dentro de los poros de la roca matriz o a lo largo de las fracturas y hendiduras accesibles a la solución de cianuro), clima, técnicas eficaces de aglomeración y la innovación de los operadores de las plantas de lixiviación en pilas [10].



Uno de los problemas técnicos en la operación de lixiviación en pilas es la presencia y/o contenido elevado de arcillas asociados a los minerales de oro-plata de baja ley,  $< 0.8 \text{ gr Au/TM}$ , lo cual constituye un reto tecnológico a fin de minimizar y/o atenuar su efecto en la recuperación metalúrgica del oro. Durante la cianuración, el oro, que se ha disuelto como complejo de cianuro de oro,  $\text{Au(CN)}_2^-$ , puede adsorberse sobre la superficie de minerales carbonáceos o arcillosos, causando el efecto conocido como “preg-robbing”. El oro es entonces extraído de la solución de lixiviación y como consecuencia se obtienen bajas extracciones del metal valioso.

Las arcillas en su globalidad se considera una estructura cargada negativamente, carga que es balanceada con una cantidad equivalente de cationes solventes inorgánicos. Es por eso que en la lixiviación del oro, los cationes  $\text{Au}^+$  posiblemente son atrapados por ésta, impidiendo que se quede estable el complejo de oro  $\text{Au(CN)}_2^-$  formado en estos procesos de disolución del oro ( $\text{Au(CN)}_2^- = \text{Au}^+ + 2\text{CN}^-$ ). Hay que tener en cuenta que la capacidad de intercambio de las partículas aumenta cuando su tamaño decrece, pues se presenta una mayor área superficial específica. La reactividad de la arcilla depende de dos factores, uno es el tamaño de grano y el otro la propiedad textural. Robert [13], encontró que las arcillas al tratarlas con KOH, se estabilizan debido al efecto del  $\text{K}^+$ . En esta investigación la cianuración modificada fue con adición de KCl.

<b>MINERAL</b>	<b>% DE EXPANSIÓN</b>
Montmorillonita Sódica	1400-1600
Montmorillonita Cálcica	45-145
Illita	5-120
Caolinita	6-60

**Tabla 1: Expansión de las Arcillas en presencia de humedad ilimitada  
(Adaptada de Grim, R.E. 1968[20])**



Las arcillas se forman por intemperismo o alteración hidrotermal de silicatos ricos en aluminio. Las arcillas transportadas y depositadas forman estratos tabulares o lentes. Están constituidos por silicatos hidratados de aluminio, sus impurezas por lo general son el cuarzo o limonitas. Las arcillas son plásticas cuando son mojadas reteniendo su forma cuando se secan. Los minerales de arcillas se dividen en esmectitas o montmorillonitas, caolinitas, illitas, pirofillitas.

Bentonita es el nombre comercial de la arcilla formada por silicatos de la familia de montmorillonitas (esmectitas) [30]. Las bentonitas puras son de color crema o blanco, se les divide en sódicas, calcicas, y magnesianas. El caolín es una arcilla formada por caolinitas, mayormente se produce por descomposición de feldespatos. Para que ocurra los procesos de adsorción de solución pregnant de oro-cianuro sobre arcillas se requiere :

- ❑ Presencia de superficies que reaccionen (mineralogía adecuadas).
- ❑ Existencia de ambiente químico favorable.
- ❑ Sulfato en solución

La capacidad de intercambio iónico (CIC) es un parámetro natural de las arcillas (coloides minerales) y su calidad esta condicionada por el tipo de "roca madre" y su proceso evolutivo en el que interviene el tiempo, la intemperización, aspectos físico-químicos, la entropía y aspectos bioquímicos (Bush, [6]). Las arcillas y humus poseen una fuerte carga eléctrica negativa lo que le permite absorber cationes que poseen carga eléctrica positiva, cuando las partículas húmicas tienen un espesor superior a 2 milésimas de milímetro se adhiere fuertemente a las arcillas con alta capacidad de intercambio iónico, generalmente por medio del ion calcio [25].



Así es que la textura de la roca mineral gobierna el pasaje del lixiviante a través de su permeabilidad. El lixiviante líquido cianuro se mueve más rápido a través de minerales arenosos que a través de minerales con alto contenido de arcillas. Debido a que los minerales de textura arcillosa tienen poros muy finos que retienen o demoran el pasaje del agua. Por lo general los minerales arenosos que tienen poros más gruesos son más permeables que los minerales arcillosos. Los minerales arcillosos son altamente reactivos químicamente mientras que minerales arenosos y limosos son más o menos inertes [56].

La capacidad de intercambio iónico de los diferentes tipos de arcillas que componen un mineral varía con el pH (capacidad de intercambio potencial) por características anfotéricas de ciertos sesquióxidos [19]. La presencia excesiva de finos y/o arcillas son los que impiden la percolación de la solución lixiviante de cianuro en una pila de lixiviación, cuya altura en los pads o rumas está gobernada por el factor de la permeabilidad de la roca mineralizada [40,46]. Algunos desarrollos importantes en la lixiviación de minerales arcillosos fueron realizados mediante procesos de aglomeración con cal, cemento, cal-cemento, bentonita, nalco-binder como tratamiento previo a la lixiviación por cianuración [35,36], y con cloruro de potasio (KCl).



### **1.1.- OBJETIVO**

El objetivo principal del presente trabajo es el de evaluar las posibilidades de pasivación del efecto preg-robbing de diferentes tipos de arcillas asociados a minerales de oro-plata en el proceso de lixiviación, y al mismo tiempo minimizar el efecto de la reabsorción de la solución pregnant oro-cianuro sobre arcillas en una pila industrial de lixiviación, así como favorecer su posterior redisolución del oro-cianuro encapsulado en las arcillas de alta capacidad de intercambio iónico. Mas aún teniendo en cuenta que los procesos convencionales de aglomeración de arcillas no son aplicables para este tipo de mineral aurífero arcilloso debido a la baja ley de oro presente en el mineral , y que inviabilizan la utilización de aglomerantes convencionales debido al efecto costo-beneficio.

### **1.2.- JUSTIFICACION**

Los estudios detallados de los efectos de las arcillas en los procesos industriales de lixiviación en pilas para minerales de oro-plata contribuirán para una mejor comprensión de la capacidad de intercambio iónico de diferentes tipos de arcillas y permitirán el conocimiento para la liberación del oro encapsulado en la estructura de las arcillas y por ende en un aumento de la recuperación metalúrgica del oro a escala industrial. Las perspectivas de aplicación industrial para el tratamiento de este tipo de arcillas en los principales países productores de oro en el mundo son inmejorables debido a la creciente presencia de arcillas asociadas a minerales auríferos y que requieren de un rápido desarrollo tecnológico para el tratamiento de este tipo de minerales de oro asociados a altos contenidos de arcillas.



### **1.3.- GENERALIDADES**

#### **1.3.1.- Definición de Arcillas**

Roca sedimentaria clásica poco consolidada, constituida por una mayoría de partículas de tamaño inferior a 1/256 mm (4 micras). Mineralógicamente todas las arcillas están constituidas en su mayor parte por los denominados minerales de la arcilla: filosilicatos de aluminio, magnesio y hierro, entre los que merecen mencionarse la caolinita, montmorillonita, illita, vermiculita, hallysita, etc. Dichos minerales se originan por meteorización y en procesos de pedogenéticos de feldespatos y feldespatoides [63] . Lo que se designa técnicamente como arcilla es una mezcla de minerales casi siempre en forma de laminillas entre los que se encuentran silicatos de aluminio e hidratados de micas. Las arcillas constituyen los sedimentos geológicos más difundidos y su composición mineralógica es aproximadamente  $Al_2 O_3$  (0.3 -8)  $SiO_2$  .( 0.5 -19)  $H_2O$ . Otros componentes mineralógicos de la arcilla son la sílice, generalmente en forma coloidal; carbonato de calcio; compuestos de hierro; y materia orgánica.



### **1.3.2.- Las arcillas**

Las arcillas son coloides solvatados (Liófilos) cuyos fenómenos ocurridos al interaccionar con agua pueden explicarse de la siguiente manera:

- La carga eléctrica negativa de las partículas de arcilla que les permite adsorber agua.
- La forma laminar de las partículas lo cual permite el deslizamiento de unas partículas con otras.
- La adsorción de un manto de agua por partícula.
- Los líquidos polares forman mantos de solvatación de mayor espesor que ellos no polares por lo que la arcilla sólo puede adquirir plasticidad en los primeros.
- La elevada tensión superficial del agua.

Las rocas ígneas primarias que dieron lugar a las arcillas por envejecimiento fueron los granitos, gneiss, feldespatos, pegmatitas, etc.

### **1.3.3.- Propiedades fisicoquímicas de las arcillas**

Las importantes aplicaciones industriales de este grupo de minerales radican en sus propiedades fisico-químicas. Dichas propiedades derivan principalmente de:

- su extremadamente pequeño tamaño de partícula (inferior a 2  $\mu\text{m}$ )
- su morfología laminar (filosilicatos)
- las sustituciones isomórficas, que dan lugar a la aparición de carga en las láminas y a la presencia de cationes débilmente ligados en el espacio interlaminar.

Como consecuencia de estos factores presentan, por una parte, un valor elevado del área superficial y, a la vez, la presencia de una gran cantidad de superficie activa con enlaces no saturados. Por ello pueden interaccionar con muy diversas sustancias, en especial compuestos polares, por lo que tienen comportamiento plástico en mezclas arcilla-agua con elevada proporción



sólido/líquido y son capaces en algunos casos de hinchar, con el desarrollo de propiedades reológicas en suspensiones acuosas.

- Superficie específica

La superficie específica o área superficial de una arcilla se define como el área de la superficie externa más el área de la superficie interna (en el caso de que esta exista) de las partículas constituyentes, por unidad de masa, expresada en  $\text{m}^2/\text{g}$ . Las arcillas poseen una elevada superficie específica, muy importante para ciertos usos industriales en los que la interacción sólido-fluido depende directamente de esta propiedad. A continuación se muestran algunos ejemplos de superficies específicas de arcillas: caolinita de elevada cristalinidad hasta  $15 \text{ m}^2/\text{g}$ , caolinita de baja cristalinidad hasta  $50 \text{ m}^2/\text{g}$ , halloisita hasta  $60 \text{ m}^2/\text{g}$ , illita hasta  $50 \text{ m}^2/\text{g}$ , montmorillonita hasta  $80\text{-}300 \text{ m}^2/\text{g}$ , sepiolita hasta  $100\text{-}240 \text{ m}^2/\text{g}$ , paligorskita hasta  $100\text{-}200 \text{ m}^2/\text{g}$ .

- Capacidad de Intercambio catiónico

Es una propiedad fundamental de las esmectitas. Son capaces de cambiar, fácilmente, los iones fijados en la superficie exterior de sus cristales, en los espacios interlaminares, o en otros espacios interiores de las estructuras, por otros existentes en las soluciones acuosas envolventes. La capacidad de intercambio catiónico (CIC) se puede definir como la suma de todos los cationes de cambio que un mineral puede adsorber a un determinado pH. Es equivalente a la medida del total de cargas negativas del mineral. Estas cargas negativas pueden ser generadas de tres formas diferentes:

- Sustituciones isomórficas dentro de la estructura.
- Enlaces insaturados en los bordes y superficies externas.
- Disociación de los grupos hidroxilos accesibles.





El primer tipo es conocido como carga permanente y supone un 80 % de la carga neta de la partícula; además es independiente de las condiciones de pH y actividad iónica del medio. Los dos últimos tipos de origen varían en función del pH y de la actividad iónica. Corresponden a bordes cristalinos, químicamente activos y representan el 20 % de la carga total de la lámina. En minerales de tipo montmorillonítico, las sustituciones isomórficas generan cargas permanentes negativas, mientras que el pH del medio circundante conduce al desarrollo de cargas en los bordes que pueden ser: negativas ( $\text{pH} > \text{pzc}$ ), positivas ( $\text{pH} < \text{pzc}$ ) o neutras ( $\text{pH} = \text{pzc}$ ). Las cargas presentes definirán el tipo de iones que se adsorberán sobre la superficie. Cuando prevalecen superficies cargadas negativamente, son los cationes los que tenderán a acercarse a ella, tal como se muestra en el esquema de formación de doble capa eléctrica. En este caso, los cationes ubicados en los planos a y b, o región estructurada, son lo que podrían evaluarse como cationes intercambiables, aunque no siempre esto pueda suceder, ya que un catión es intercambiable siempre y cuando pueda ser removido por otros iones orgánicos, que son atraídos sobre la superficie por fuerzas electrostáticas y también por fuerzas de van der Waals, generalmente son capaces de desplazar a los cationes inorgánicos que se encuentren en el sistema. Esta propiedad también se utiliza para evaluar superficie de minerales arcillosos. A continuación se muestran algunos ejemplos de capacidad de intercambio catiónico (en meq/100g): Caolinita: 3-5, Halloisita: 10-40, Illita: 10-50, Clorita: 10-50, Vermiculita: 100-200, Montmorillonita: 80-200, sepiolita-paligorskita: 20-35.



- Capacidad de absorción

Algunas arcillas encuentran su principal campo de aplicación en el sector de los absorbentes ya que pueden absorber agua u otras moléculas en el espacio interlaminar (esmeclitas) o en los canales estructurales (sepiolita y paligorskita). La capacidad de absorción está directamente relacionada con las características texturales (superficie específica y porosidad) y se puede hablar de dos tipos de procesos que difícilmente se dan de forma aislada: absorción (cuando se trata fundamentalmente de procesos físicos como la retención por capilaridad) y adsorción (cuando existe una interacción de tipo químico entre el adsorbente, en este caso la arcilla, y el líquido o gas adsorbido, denominado adsorbato). La capacidad de adsorción se expresa en porcentaje de adsorbato con respecto a la masa y depende, para una misma arcilla, de la sustancia de que se trate. La absorción de agua de arcillas absorbentes es mayor del 100% con respecto al peso.

- Hidratación e hinchamiento

La hidratación y deshidratación del espacio interlaminar son propiedades características de las esmeclitas, y cuya importancia es crucial en los diferentes usos industriales. Aunque hidratación y deshidratación ocurren con independencia del tipo de catión de cambio presente, el grado de hidratación sí está ligado a la naturaleza del catión interlaminar y a la carga de la lámina. La absorción de agua en el espacio interlaminar tiene como consecuencia la separación de las láminas dando lugar al hinchamiento. Este proceso depende del balance entre la atracción electrostática catión-lámina y la energía de hidratación del catión. A medida que se intercalan capas de agua y la separación entre las láminas aumenta, las fuerzas que predominan son de repulsión electrostática entre láminas, lo que contribuye a que el proceso de hinchamiento pueda llegar a disociar completamente unas láminas de otras. Cuando el catión interlaminar es el sodio, las esmeclitas tienen una gran capacidad de hinchamiento, pudiendo llegar a producirse la



completa disociación de cristales individuales de esméctica, teniendo como resultado un alto grado de dispersión y un máximo desarrollo de propiedades coloidales. Si por el contrario, tienen Ca o Mg como cationes de cambio su capacidad de hinchamiento será mucho más reducida.

- Plasticidad

Las arcillas son eminentemente plásticas. Esta propiedad se debe a que el agua forma una envuelta sobre las partículas laminares produciendo un efecto lubricante que facilita el deslizamiento de unas partículas sobre otras cuando se ejerce un esfuerzo sobre ellas. La elevada plasticidad de las arcillas es consecuencia, nuevamente, de su morfología laminar, tamaño de partícula extremadamente pequeño (elevada área superficial) y alta capacidad de hinchamiento.

#### **1.3.4.- Reacciones en las arcillas**

Los silicatos aluminicos hidratados de las arcillas poseen superficies con cargas predominantemente negativas que pueden ser compensadas por cationes adsorbidos. A su vez, estos cationes pueden ser desplazados por otros existentes en el ecosistema. De esta manera los metales pesados pueden ser extraídos de la solución, aunque sea temporalmente, variando su bioasimilación y su toxicidad. Los óxidos hidratados de hierro, los dióxidos de manganeso y los óxidos de aluminio ( $\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot n\text{H}_2\text{O}$ ;  $\text{MnO}_2 \cdot n\text{H}_2\text{O}$ ;  $\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot n\text{H}_2\text{O}$ ) poseen la misma capacidad de intercambio catiónico (Enzweiler et al., 1991) [14]. Los silicatos aluminicos hidratados de las arcillas poseen superficies con cargas predominantemente negativas que pueden ser compensadas por cationes adsorbidos. A su vez, estos cationes pueden ser desplazados por otros existentes en el ecosistema.

De ellos el más importante es la capacidad de intercambio catiónico (C.I.C.) por cada 100 gramos de arcilla. Este se calculó a partir de la C.I.C./100 gramos de suelo, el porcentaje de arcilla y deduciéndole 2 me. Por cada uno por ciento de materia orgánica como una generalización, para ajustar los valores únicamente a arcilla [14]. Según Enzweiler et al [14] podemos generalizar diciendo que la



C.I.C. en me/ 100 gr. de arcilla de los principales minerales arcillosos es aproximadamente:

<b>ARCILLA</b>	<b>CIC (me/ 100 gr arcilla)</b>
Caolinita	3 – 15
Ilita	10 – 40
Vermiculita	100 – 150
Montmorillonita	80 – 150

**Tabla 2: Capacidad. de intercambio iónico de algunas arcillas minerales.  
Adaptado de Enzweiler[14]**

Se relacionó la mineralogía investigada con las capacidades de intercambio catiónico de esas arcillas minerales.

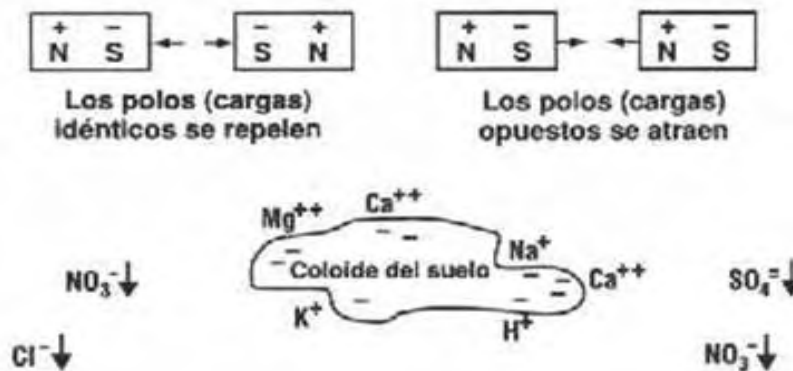
### **1.3.5.- Coloides mineralizados (arcillas) y retención de iones**

Las rocas mineralizadas se forman mediante los cambios producidos por el efecto de la temperatura y humedad en las rocas (procesos de meteorización). Algunos minerales y la materia orgánica se descomponen hasta llegar a formar partículas extremadamente pequeñas. Las reacciones químicas que ocurren a continuación reducen el tamaño de estas partículas hasta que no se pueden ver a simple vista, del orden de los micrones. Las partículas más pequeñas se llaman coloides y estudios científicos han determinado que los coloides arcillosos son cristales que se agrupan en forma de placas. En la mayoría de los suelos y/o rocas mineralizadas los coloides de minerales arcillosos son más numerosos que los coloides orgánicos. Los coloides son los responsables de la reactividad química del suelo.

El tipo de material parental (roca madre) y el grado de meteorización determinan el tipo de arcilla presente en el suelo. Unas arcillas son más reactivas que otras y esta característica depende del material parental y de los procesos de meteorización. Cada coloide (arcilloso u orgánico) tiene carga negativa (-) que se desarrolla durante los procesos de formación. Esto significa que los coloides pueden atraer y retener partículas cargadas positivamente (+), de igual forma como los polos opuestos de un imán se atraen entre algunos



cationes poseen más de una carga positiva. Los coloides repelen a otras partículas cargadas negativamente, como también lo hacen los polos iguales de un imán. Un elemento químico que posee cargas eléctricas se denomina ion. El potasio, sodio (Na), hidrogeno (H), Ca y Mg tienen carga positiva y se denominan cationes.



**Figura 1: Los cationes son atraídos por las arcillas y la materia orgánica del suelo. Los aniones en cambio son repelidos**

Los iones con carga negativa, como el nitrato y el sulfato, se denominan aniones. La tabla 1.3 muestra los cationes más comunes. Los coloides cargados negativamente atraen cationes y los retienen como un imán retiene pequeños pedazos de metal. Esta característica explica porque el nitrato ( $\text{NO}_3^-$ ) se lixivia más fácilmente del suelo que el amonio ( $\text{NH}_4^+$ ). El  $\text{NO}_3^-$  tiene una carga negativa, igual que los coloides del suelo. El concepto se demuestra en la figura 1.2

Catión	Símbolo químico	Forma iónica
Potasio	K	$\text{K}^+$
Sodio	Na	$\text{Na}^+$
Hidrógeno	H	$\text{H}^+$
Calcio	Ca	$\text{Ca}^{++}$
Magnesio	Mg	$\text{Mg}^{++}$

**Tabla 3. Cationes comunes en el suelo, símbolos químicos y forma iónica.**



### **1.3.6.- Capacidad de intercambio catiónico**

Los cationes retenidos por las arcillas pueden ser reemplazados por otros cationes. Esto significa que son intercambiables. Por ejemplo, el  $\text{Ca}^{++}$  puede ser intercambiado por  $\text{H}^+$  y/o  $\text{K}^+$  y viceversa. El número total de cationes intercambiables que una arcilla puede retener (la cantidad permitida por su carga negativa) se denomina capacidad de intercambio catiónico o CIC. Mientras mayor sea la CIC más cationes puede retener la arcilla.

Las arcillas difieren en su capacidad de retener cationes intercambiables. La CIC depende de la cantidad y tipo de arcillas y del contenido de materia orgánica presentes en las rocas mineralizadas. La CIC de un suelo se expresa en términos de miliequivalentes por 100 gramos de mineral de suelo y se escribe meq/100 g. Los minerales arcillosos tienen una CIC que generalmente varía entre 10 y 150 meq/100 g. La materia orgánica tiene valores que van de 200 a 400 meq/100 g.

En consecuencia, el tipo y la cantidad de arcillas y materia orgánica influyen apreciablemente la CIC de las rocas mineralizadas. Los suelos arcillosos con una alta CIC pueden retener una gran cantidad de cationes y prevenir la pérdida potencial por lixiviación (percolación). Los suelos arenosos, con baja CIC retienen cantidades más pequeñas de cationes.

### **1.3.7.- Permeabilidad**

La "permeabilidad" o "conductividad hidráulica" de una roca es su capacidad de permitir un flujo de agua a través de sí.

La permeabilidad depende de los tipos de vacíos y las propiedades específicas de ellos. (Por ejemplo: los vacíos pueden ser poros o grietas, conectados entre sí o no .)



### **1.3.8.- Lixiviación en pilas**

La lixiviación en pilas corresponde a un proceso mediante el cual se procede a extraer metales por percolación de una solución a través de un lecho o pila de mineral. De este modo se obtiene una solución cargada en metales y otros iones la que es conducida a un proceso de recuperación.

Previo a la formación de la pila, el mineral debe ser chancado (triturado) en el caso de que los tests metalurgicos previos lo determinen, para lograr una adecuada granulometría, que permita una rápida y óptima lixiviación, utilizándose generalmente granulometrías de  $-1/4"$  (6.35 mm) hasta  $-3/4"$  (19 mm) [18, 32, 39]. La elección de la granulometría adecuada para un proceso de lixiviación en pila varía dependiendo del mineral a tratar y será entonces necesario realizar varios tests que definan el tamaño óptimo de partícula, caso contrario si el mineral es poroso y fuertemente permeable sera suficiente la granulometria run-of-mine (todouno) para lixiviar adecuadamente el mineral.

La existencia de finos y lamas en la formación del lecho de lixiviación produce deficiencias en la fluidodinámica al existir migración vertical de finos durante la operación, impidiendo un flujo uniforme de la solución. La segregación de finos, originada en el montaje de la pila o bien durante la operación, define areas ciegas entre tamaños gruesos disminuyendo la percolación y conduciendo el flujo de solución por zonas de facil acceso o canalización.

El proceso más empleado para enfrentar el problema de permeabilidad originado por los finos, es la aglomeración. El proceso de aglomeración consiste en esencia en la adhesión de partículas finas a las más gruesas que actúan como núcleos. Para que se produzca la unión de partículas es necesaria la acción de un agente aglomerante o aglutinante. En el caso de lixiviación de oro en pilas, el aglomerante utilizado es agua junto con la cal y el cemento (adicionalmente, en algunos casos se utilizan aditivos organicos tipo polimeros que permitan mejorar las características del glomero), esto es se emplea cemento siempre y cuando la buena ley de oro en el mineral de cabeza



y los costos de operación lo permitan. La adición de cemento permite la incorporación de una parte del agente lixivante en la aglomeración, junto con mejorar las características del glomero. La incorporación de solución de cianuro de sodio en la aglomeración define asimismo un proceso adicional llamado curado alcalino.

En la etapa de curado se produce la pre-lixiviación de los minerales oxidados auríferos y de algunas partículas de oro asociado a sulfuros al reaccionar con el cianuro de sodio adicionado conjuntamente con el aglomerante cemento. Estas reacciones se ven favorecidas con el aumento de temperatura que se produce en el sistema de acuerdo con la hidrólisis del cianuro de sodio, por lo cual es recomendable que sean adicionados primeramente la cal y a continuación el cianuro conjuntamente a un pH 10.5 y a continuación el cemento en forma separada. El curado se completa con una etapa de reposo de uno a tres días que asegura la reacción del cianuro presente, para luego comenzar la lixiviación del mineral.

Los procesos de aglomeración y curado son normalmente recomendados porque: mejoran la permeabilidad del lecho, disminuyen el tiempo de lixiviación, disminuyen (normalmente) el consumo de lixiviantes, aumenta la concentración pregnant de los metales preciosos disueltos (de este modo se puede disminuir el tamaño de la planta de adsorción del oro en carbón activado), los ciclos de lavado son más efectivos y aumenta el porcentaje de extracción.

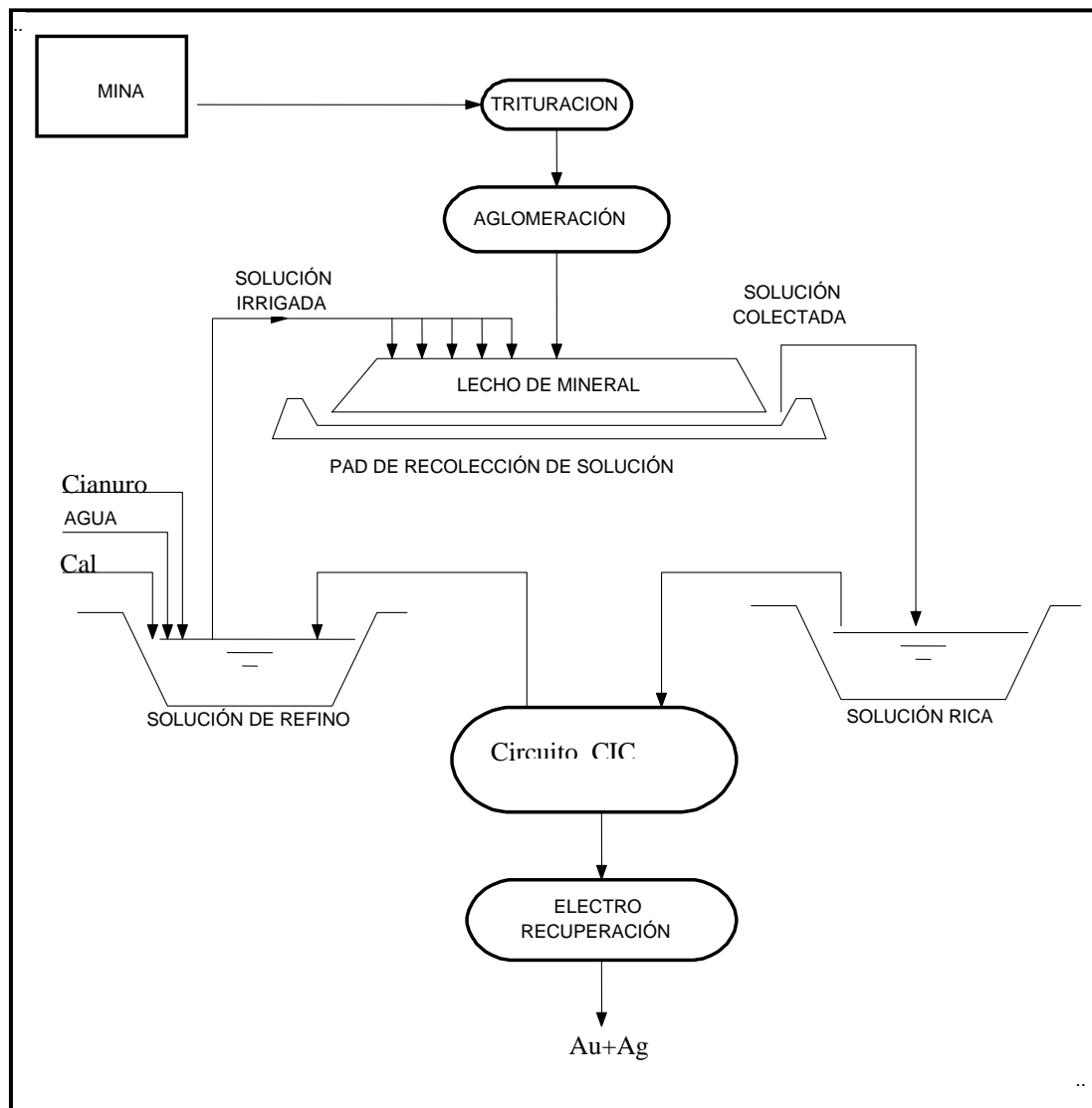
Una vez aglomerado el mineral aurífero en el caso de ser necesario, se construye la pila, asegurándose que la disposición del material sea homogénea y se deja reposar por algunos días. Este período de reposo se denomina curado y permite la pre-lixiviación de los óxidos existentes. Luego la pila es irrigada con la solución lixivante por sistemas de aspersión o goteo, utilizando tasas de irrigación desde 5 a 40 l/h/m<sup>2</sup>. En el caso de minerales oxidados, normalmente la irrigación es continua; en cambio para minerales mixtos o sulfurados se utiliza un sistema de irrigación intermitente para lograr una





concentración más alta de cobre en la solución efluente, utilizando un menor volumen de solución [8].

Si en la operación se utiliza un circuito cerrado de solución, esta es continuamente recirculada entre las etapas de recuperación de oro (por ejemplo una secuencia de adsorción de oro en carbon activado, desorción de oro en carbon activado y electro recuperación) y la pila. Esto tiene ventajas desde el punto de vista de la cantidad de soluciones que es necesario manejar y del consumo neto de cianuro. Un sistema de operación típica en este sentido se muestra en la Figura 2.



**Figura 2: Proceso de lixiviación en pilas, CIC, EW.**



La altura que debe tener la pila es un factor de decisión importante y su elección depende de la permeabilidad de la pila, la aireación del sistema y la concentración esperada de la solución. A veces pilas de menor tamaño tienen mayor recuperación, sin embargo se necesita mayor área de pila, lo cual es importante cuando la disponibilidad de terrenos es limitada. Adicionalmente dependiendo de los equipos utilizados y la estabilidad del talud, se establecen límites a la altura de pila que es posible lograr.

De acuerdo con su modo de operación existen dos tipos de pilas, estáticas y dinámicas [3]:

- Pila Dinámica: Implica la coexistencia en la pila de materiales que están en distintas etapas del ciclo de tratamiento. Consiste en reutilizar continuamente el mismo pad, el mineral agotado se retira del pad y se acopia en un botadero dejando el lugar para cargar mineral fresco. Con este método se requiere poco terreno, pero el pad debe ser muy resistente, de modo de permitir un movimiento continuo de material en carga o descarga de las distintas zonas.
- Pila Estática: Consiste en someter todo el mineral acopiado en el pad a las diversas etapas del ciclo de tratamiento (curado – lixiviación – reposo – lavado) en forma simultánea. La velocidad de producción es variable y para mantener las condiciones de alimentación del proceso de adsorción y desorción de oro en carbon activado se deben combinar diferentes ciclos de lixiviación. Para los modos de operación mencionados, se debe combinar alguno de los métodos de construcción siguientes:
  - a. Pila Permanente: En esta configuración, el mineral se deposita en la instalación y una vez terminado el ciclo de tratamiento este permanece, pudiéndose utilizar como base para acopiar otra pila sobre él o simplemente es abandonado.
  - b. Pila Renovable: En este caso, se carga el mineral en pila y luego de ser tratado, los ripios son retirados para ser dispuestos en un



botadero (escombrera), siendo reemplazados por mineral fresco.

Se debe notar que una pila dinámica siempre será renovable.

Otros factores que influyen sobre el funcionamiento de la pila, y por ende deben ser eficientemente manejados, son el flujo de irrigación y la composición de las soluciones de lixiviación a utilizar. Esta solución se debe recordar contiene a los agentes lixiviantes como el cianuro de sodio que atacarán el mineral y en forma posterior actuará como medio de transporte de los productos de la reacción, en particular de la especie metálica de interés como es el caso del oro y la plata.

### **1.3.9.- Factores que influyen en la velocidad de disolución del oro en minerales auríferos en el proceso de lixiviación en pilas**

El proceso de lixiviación en pilas (Heap- Leaching) está gobernado por una serie de factores tanto físicos como químicos, que afectan la eficacia de obtener la mayor extracción posible de metales preciosos, entre ello podemos mencionar: [11, 22, 24, 35, 36, 38]

- **Tamaño de grano del mineral** a ser tratado, que en algunos casos tiene que ser triturado hasta un tamaño de grano económicamente factible para aumentar la superficie de contacto entre el cianuro y el mineral, y consecuentemente la velocidad de disolución.
- El principio de la cinética de cianuración del oro y la plata esta controlado o gobernado por el proceso de difusión de la solución cianurada a través de la porosidad del mineral que permita la extracción de los elementos de oro y plata, con la presencia imprescindible del oxígeno en la solución, puesto que en la pila de mineral hay intersticios, o espacios libres por donde fluyen las soluciones cianuradas, esto se denomina **percolación**, y esto ayuda a que la soluciones lixiviantes se enriquezca con este vital elemento sin el cual la cianuración del oro no sería posible. Por ello es muy importante tener el lecho de mineral conformado predominantemente por mineral de tamaño grueso sobre el material fino que se carga a la pila; efectuando para esta operación el blending del mineral en la



zona de descarga de mineral en la pila mediante el empleo de los cargadores frontales.

- **Ausencia de arcillas:** En los procesos de Heap Leaching es muy importante tener un lecho de mineral que permita la percolación de la solución cianurada a través de toda la cama de mineral (porosidad del lecho de mineral) esta por supuesto tiene que estar exento de material arcilloso o finos que impide la percolación natural de la solución, ocasionando en determinado momentos la formación de encharcamiento o anegamientos en la superficie de la pila.
- El **flujo del riego** determinado en la operación es un factor preponderante en la extracción de valores de oro y plata de la pila de mineral. Actualmente se está considerando las áreas de los techos de los módulos a lixiviarse para dicho cálculo. Se ha implementando el control de riego llevándose un registro por cada módulo de los caudales, determinándose que los flujos obtenidos están por encima de los  $7.6 \text{ l/h/m}^2$  y en algunos módulos sobrepasa los  $10 \text{ lt/hr/m}^2$ .

Este flujo de operación esta limitado por el número de módulos y el área de riego, dependiendo directamente del volumen de bombeo en las bombas. Cada vez que se incremente la altura dinámica se está perdiendo capacidad de bombeo.

Siendo la operación de carga múltiple, considerado como pilas de acumulación de mineral en que se incrementa las alturas de la pila, cada vez que se conforma un lift de 8 metros de altura, llegando a los lift de 8° nivel o pisos; los flujos de lixiviación deberán ir incrementándose para poder alcanzar una óptima velocidad del flujo de la solución lixivante, que cuando se riega un lift de primer nivel, permitiéndonos acortar los tiempos o periodos de duración de la lixiviación. La velocidad de percolación determinada experimentalmente de la solución en la pila es de  $2 \text{ mt/día}$  con un flujo promedio de  $7.8 \text{ l/h/m}^2$ .

Un factor adicional a ser considerado es el **sistema de riego** a emplearse para la mojabilidad del mineral apilado. Teniendo su



aplicación los aspersores, goteros, boquillas y wigglers (mangueras quirúrgicas). En nuestro caso los aspersores son ideales al proceso de cianuración puesto que estos, cubren en su totalidad uniformemente un radio de 6 metros, permitiendo la oxigenación de las gotas de solución de cianuro al contacto con el aire del medio ambiente, hasta mojar toda la superficie de la pila, obteniéndose flujos de riego de 7.5 hasta 11.5 l/h/m<sup>2</sup> de superficie.

- **Alcalinidad de la solución de cianuro:** Siendo un factor importante en los procesos de cianuración por lo que está relacionado directamente con el pH de la solución. Los minerales deben estar libres de compuestos que forman ácido resultante de la descomposición de los diferentes minerales de la mena en las soluciones de cianuro y libre de cianicidas o sustancias que destruyen el cianuro o interfieren con la reacción básica de la cianuración del oro, tales como los sulfuros parcialmente oxidados de hierro (pirrotita), de cobre y arsénico. La cantidad de cal que se añade es para evitar la hidrólisis del cianuro de sodio, llamada alcalinidad protectora, siendo el pH a nivel industrial comprendido en el rango de 10 a 10.65.

Un exceso de cal en el proceso, incremento del pH, ocasionaría el retardo o inhibición de la cianuración del oro por la precipitación de la cal como CaO sobre la superficie de los contenidos metálicos.

- **Sustancias nocivas al proceso de cianuración:** Entre ellas sobresalen los materiales carbonáceos que son perjudiciales al proceso de cianuración; porque tienen la propiedad de adsorber el cianuro de oro (efecto del preg-robbing).

Las sustancias o materiales conteniendo orgánico disminuyen la velocidad de cianuración del oro en razón de que El complejo oro cianuro se readsorbe en el carbon mineral.



- La **concentración de cianuro de sodio** en la solución lixivante es medida en ppm y/o % de cianuro libre, esta debe ser la adecuada a emplearse para alcanzar las máximas extracciones del oro a recuperarse con una solución de cianuro en un periodo de tiempo determinado. Se obtiene en las pruebas de laboratorio y a nivel industrial con los resultados obtenidos de las operaciones metalúrgicas .

La concentración de cianuro ideal en las soluciones lixiviantes será tal, que al emplearse un determinado tiempo o ciclo de lixiviación se evitará la disolución de los contenidos de plata que acompañan al mineral, así como los otros compuestos presentes como: los minerales de fierro (carbonatos, ankerita, marcasita, pirrotita, los cuales forman ferrocianuros y tiocianatos, cobre : cúprita, compuestos de arsénico y de zinc.

La formación de los iones interferentes  $Fe^{+2}$  ,  $Fe^{+3}$  ,  $Cu^{+2}$  ,  $Zn^{+2}$  ,  $Ni^{+2}$  , As, Sb; consumen oxígeno de la solución y forman complejos con el cianuro de sodio, retardando la cianuración del oro.

Actualmente la concentración de cianuro esta en el orden de 200 ppm.

La concentración de cianuro de sodio en la solución dependerá también del contenido de oro generalmente en el mineral aurífero a menores contenido de oro , menor será concentración de cianuro a emplearse, evitándose la disolución de los compuestos de mineral que acompañan a la mena y cuando el proceso de lixiviación toma un tiempo muy prolongado en alcanzar las máximas extracciones.

En este tipo de proceso se debe tener presente que las gradientes de concentración de los contenidos metálicos disueltos en la solución, desde que ingresa al módulo, con respecto al obtenido en la captación de solución preganant se irá disminuyendo, para con continuar disolviendo el oro, debido a que se estará contaminando la solución por la presencia de los otros iones interferentes, durante el recorrido de la solución lixivante que percola todo el lecho de



mineral, por consiguiente no dejando lugar a que se disuelva el oro remanente del mineral.

No se puede comparar exactamente el consumo de cianuro en un mes por el producto de oro obtenido, ya que este proceso es gobernado en el tiempo de lixiviación, pudiendo asumir que en los niveles inferiores 1° y 2° ya se alcanzó los límites mayores de extracción, lo que con lleva a elevar la concentración de cianuro, hará disolver los otros elementos metálicos solubles al cianuro que acompañan al mineral.

- **Recuperación Metalúrgica:** Un factor importante que se considera en las operaciones de Heap Leaching, es la calidad del mineral, esto es, ley de oro total y oro soluble en una solución diluida de cianuro de sodio. La composición mineralógica del mineral que se presenta en los diferentes tajos de extracción: de Sacalla, Tentadora y Seductora, están variando a medida que se va profundizando los niveles de extracción.

Los contaminantes que acompañan al mineral: material carbonáceo, orgánico y arcillas son seleccionadas en los mismos tajos de extracción, su presencia perjudica en la lixiviación en pilas.

En la operación actual es un proceso de lixiviación en pilas de levantamiento múltiple, actualmente se está cargando mineral en los niveles superiores 7° y 8° piso lo que conlleva a una mayor demora en la obtención de la solución rica en la poza de solución pregnant, originando que la velocidad de percolación de la solución en la pila tome mayor tiempo, hasta alcanzar los niveles de las tuberías de drenaje comparados con los módulos cargados en los primeros pisos. En los módulos de primeros pisos disminuye la percolación por contener zonas de baja permeabilidad y canales de drenaje permeables.

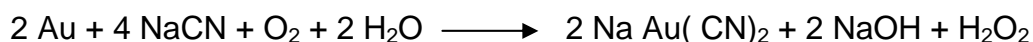
Un factor adicional a ser considerado es el % de solubilidad de oro del mineral en una solución de cianuro que es realizado en el laboratorio químico.



En resumen, la calidad del mineral cargado a las pilas de lixiviación debe estar libre de contaminantes tales como carbonáceo, orgánico y arcilloso.

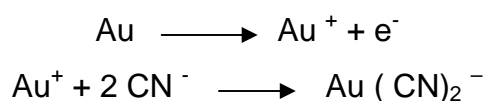
### 1.3.10.- Cianuración

El mecanismo de la disolución de Au y Ag en  $\text{CN}^-$  fue descrito por Habashi (1966-1967), quien propuso la reacción global siguiente :

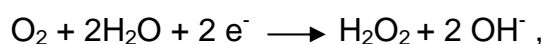


El cual procede de acuerdo al mecanismo siguiente :

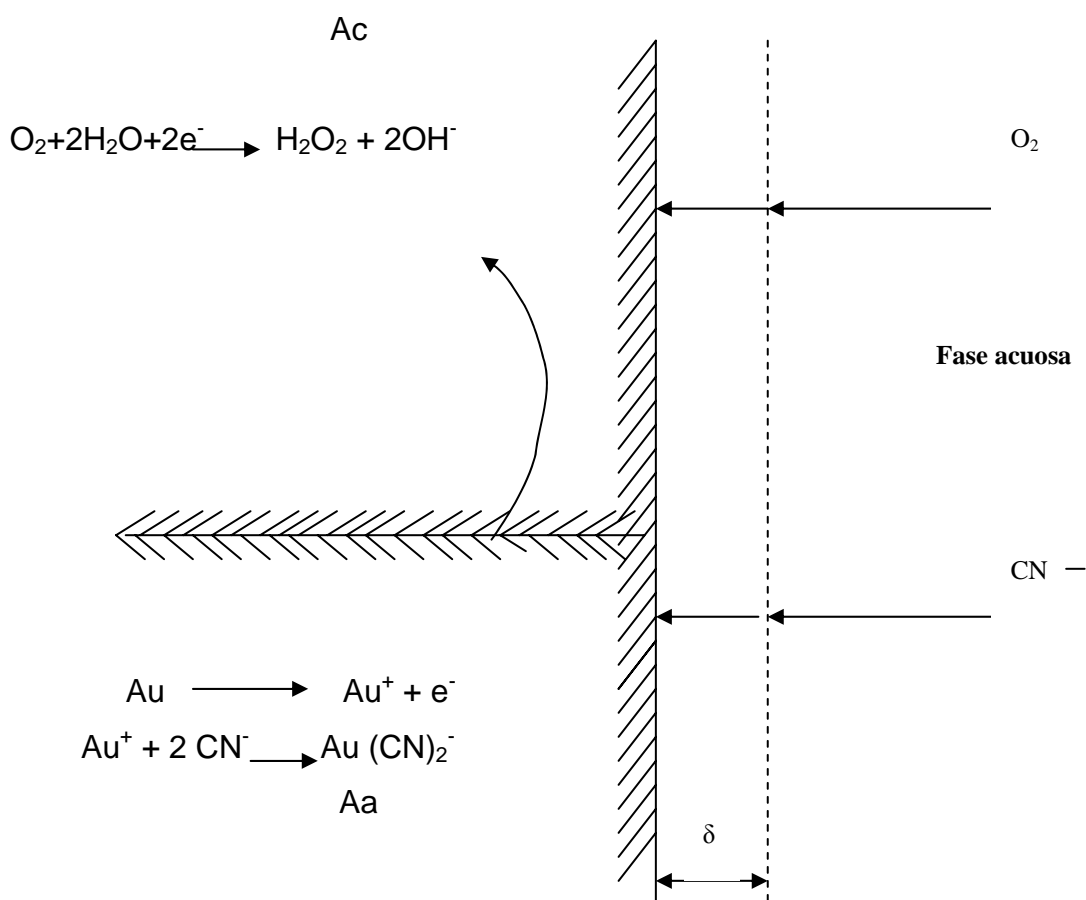
Reacción Anódica:



Reacción Catódica :



y el cual se expresa esquemáticamente







La descarga del  $H_2O_2$  es bastante baja.

### **1.3.11.- Factores físico-químicos involucrados en los procesos de lixiviación en pilas**

- Permeabilidad

Propiedad importante de la matriz del mineral y definida como la velocidad a la cual las disoluciones pueden percolar a su través cuando se le riega. Esto también determina la velocidad de difusión del oxígeno del aire cuando el mineral no ha sido inundado. Esto es la permeabilidad es la característica física más importante del mineral que contiene un amplio rango de tamaños de partículas con diferentes grados de porosidad a través de los cuales se pueden mover la disolución de ataque y/o solución lixivante de cianuro. En aquellos casos en que el mineral es muy fino o contiene muchas lamas, la permeabilidad de la pila puede verse seriamente reducida y/o pueden producirse “canales” por los cuales fluya la solución de cianuro, dejando zonas muertas (no irrigadas por cianuro) y por tanto puede producirse una reducción en la recuperación. En estos casos extremos la pila puede llegar a sellarse totalmente. Cuando el mineral presenta un rango de tamaños de partículas se puede producir la segregación de estos de acuerdo a sus tamaños granulométricos generando zonas de diferente permeabilidad. De esta manera la solución de cianuro percola solamente a través de las zonas de mineral grueso. Para corregir estas deficiencias el mineral debe ser aglomerado con cal, cemento, polímeros orgánicos, y/o realizar un blending apropiado con mineral de características granuladas y con bajo contenido de arcillas [11].



- Grado de liberación del mineral atacable

La liberación proporciona la accesibilidad de la disolución al mineral, hay que considerar no solo el proceso físico de facturación sino también el proceso paralelo de liberación y exposición de tales minerales a los reactivos químicos de Lixiviación por alteración química de la roca encajonante a través de sus grietas y poros [21,43].

- Tipo de mineralización

De Origen Hidrotermal

Estas sitúan a los minerales sobre las paredes de las grietas y fisuras abiertas en el terreno encajante, en este caso los minerales no necesitan ser molidos muy finamente antes de su ataque por Lixiviación. [18,56]

Minerales Diseminados De Adecuada Porosidad

En estos casos la roca mineralizada posee una cierta porosidad procedente de su meteorización desde el momento en que se ha formado sobre la corteza terrestre. En estos casos el lixiviante cianuro puede atacar totalmente partículas de un tamaño relativamente grande penetrando hasta el corazón del sólido aunque eso sí con cinéticas muy lentas [18]

Minerales Porfiriticos

Requieren de un tamaño muy fino de liberación y si se da el caso son inadecuados para la Lixiviación por percolación aunque de forma extrema se podría recurrir a su aglomeración. [18]

- Reacciones de intercambio ionico

Los minerales silicatados que poseen unas estructuras en capas, los óxidos hidratados de hierro y el yeso precipitado pueden ser capaces de provocar reacciones de intercambio iónico con las disoluciones de Lixiviación, de tal forma que los metales valiosos sean eliminados de la disolución e incorporadas a estos minerales en una proporción variable. Los minerales más importantes de este grupo son: El yeso (sulfato de calcio hidratado), la limonita (óxido ferrico hidratado), las



cloritas (silicatos de magnesio y aluminio), la serpentina (silicato de magnesio), la moscovita (silicato de aluminio y potasio), varias micas del tipo de las vermiculitas, el talco (silicato de magnesio hidratado), la caolinita (silicato de aluminio), la montmorillonita (aluminosilicato de magnesio y calcio), etc. La capacidad de intercambio iónico de los diferentes tipos de arcillas que componen un mineral varía con el pH (capacidad de intercambio potencial) por características anfotéricas de ciertos sesquióxidos [14,57]

- Precipitación de compuestos insolubles en el medio de lixiviación  
Las disoluciones cargadas en metales pueden precipitar yeso, alunitas (sulfatos básicos de aluminio y otros cation) y jarositas (sulfatos básicos de hierro y otro cation) como resultados de pequeños cambios en las condiciones del sistema, esto es de pH, temperatura o composición de la disolución.. Las disoluciones enriquecidas en calcio podrían precipitar yeso en lugares donde los sulfuros están siendo oxidados a sulfatos. Además otro feldespato, la ortoclasa que es un silicato de aluminio y potasio, puede generar iones  $K^+$  y  $Al^{+3}$  para precipitar una alunita de potasio. Los iones sodio o potasio pueden precipitar también iones  $Fe^{+3}$  como jarositas de sodio o potasio respectivamente. Este tipo de precipitaciones se genera principalmente en determinadas zonas de compactación del mineral en la pila de Lixiviación cuando se comienza a regar originándose que las arcillas finas se arrastren hasta las zonas de compactación del mineral provocando taponamiento y canales preferenciales de circulación de los líquidos que dejan zonas muy importantes de mineral sin atacar. Además debido a la lenta circulación de las disoluciones por estos sectores, se produce con facilidad la precipitación del yeso, alunita y jarositas que se interponen entre el lixivante y el mineral. [22,38]



### **1.3.12.- Factores tecnológicos que inciden en la disolución y/o recuperación de oro y la plata**

Desde el punto de vista tecnológico [11,12,18,19], cabría destacar los siguientes factores:

- El grado de solubilidad del oro libre y su correspondiente tamaño granulométrico están íntimamente relacionados existiendo una más rápida disolución del oro cuando el oro presenta un tamaño granulométrico más fino y esta granulometría del oro es variable en cada tajo de mineral.
- Las concentraciones de cianuro y oxígeno necesarias para el mineral aurífero de cada tajo y por ende lo adecuado en las pilas industriales de lixiviación.
- La presencia de arcillas es también variable en cada tajo mineral y fundamentalmente su atenuación y/o baja incidencia en los Pads industriales de Lixiviación se consigue mediante técnicas de aglomeración y/o con un blending adecuado con mineral de granulometría granulada más gruesa a fin de conseguir una adecuada permeabilidad en la pilas industriales de cianuración evitando de esta manera un encharcamiento en la parte superior de las pilas de Lixiviación y al mismo tiempo evitar la segregación interna del mineral en el interior de las pilas y por ende evitar zonas crudas y/o zonas secas sin lixiviar el oro.
- La presencia de carbón mineral asociado al tajo, la incidencia del carbón mineral ha sido ampliamente verificado por investigaciones metalúrgicas normándose en las operaciones de mina, realizar la limpieza del carbón que contamina al mineral en el mismo tajo, antes de enviar el mineral hacia los pads industriales de lixiviación, por su ya conocido efecto del carbón de reabsorber el oro en el mismo pad de lixiviación.
- La presencia de sulfuros tipo pirita en baja proporción que también encapsula el oro en cierto grado e influyen en la disolución global del oro.



- También el oro ocluso y/o íntimamente asociado en el cuarzo generalmente constituye una fracción del oro no recuperable en las pilas de lixiviación.
- Finalmente la necesidad de contar con un adecuado y eficaz planeamiento de carguio de mineral a los módulos y/o celdas industriales de los Pads de Lixiviación a fin de garantizar la permanencia, constancia y sostenibilidad de la ley de la solución Pregnant de oro – plata a fin de mantener un adecuado ritmo de producción de oro, esto es considerando también en el planeamiento de los módulos y/o celdas el tiempo de transito de la solución rica hasta salir del pad y de la misma topografía del terreno en la zona de transporte y almacenamiento de mineral.

#### **1.3.13.- Aspectos fundamentales de las arcillas contenidas en un mineral**

Generalmente las arcillas que acompañan a los minerales contribuyen a disminuir la capacidad de flujo de las soluciones lixiviantes [9,14,16,20], al mismo tiempo estas arcillas presentan también un efecto nocivo de adsorción de metales preciosos en solución, actúa como una esponja captando los metales Au –Ag de la solución Pregnant que percola la pila.

La mineralogía de una arcilla es importante para determinar la permeabilidad de una arcilla compacta, debido a que arcillas de tipo montmorillonita (de sodio y/o calcio) tienen diferentes grados de permeabilidad con relación a arcillas del tipo kaolinitica , nontronita e illitas.



El control de las arcillas contenidas en el mineral vía su dilución y/o disminución evitará problemas como:

- Formación de pozas y/o lagunas en la superficie de la pila
- Formación de canales en el interior de la pila con percolación preferencial.
- Formación de segregaciones, esto es cuando la permeabilidad de la pila no es uniforme en relación a la solución percolante, generando que la distribución de la solución lixivante en la superficie de la pila y la velocidad de percolación de esta solución en el interior de la misma tenga un pésimo rendimiento.
- Compactación del mineral
- Excesivos tiempos de lixiviación: La presencia de un alto contenido de arcillas en el mineral generara un incremento en el ciclo de lixiviación que fundamentalmente será función de la filtrabilidad de la solución lixivante sobre el mineral, mayores tiempos de Lixiviación serán necesarios cuanto más alto sea el contenido de arcillas.
- Además, Al final del ciclo de lixiviación en pila es necesario un lavado con agua y/o solución barren con bajo contenido de oro a fin de remover y/o recuperar la solución Pregnant de Au-Ag, retenidas por las arcillas, esto implica un incremento de tiempo en el ciclo de lixiviación.
- Reducción de la porosidad: En la mayoría de los casos cuando las arcilla son mojadas, estas se hinchan y/o incrementan su volumen entre un 25% a 30%, este incremento en volumen de los minerales arcillosos es debido a su naturaleza hidrofílica y a su actividad coloidal, esto conduce a una reducción en la porosidad del mineral y a una disminución del volumen de filtración.



## **2.- MATERIALES Y TECNICAS ANALITICAS**

### **2.1.- EQUIPOS E INSTRUMENTAL**

#### **2.1.1.- Equipos e instrumental empleado para pruebas experimentales de determinación de la velocidad de permeabilidad de las arcillas evaluadas**

##### **2.1.1.1.- Columnas percoladoras de vidrio**

Para la realización de esta pruebas se dispone de columnas cortas(percoladoras) de vidrio marca pirex, graduadas cada cm, de dimensiones de 3 cm de diámetro x 100 cm de altura. La lixiviación se efectua con lecho inundado circulando la solución a una tasa de riego de 8 l/h/m<sup>2</sup> por medio de un sistema de en circuito abierto, utilizando bombas peristálticas y mangueras resistentes a la corrosion del cianuro de sodio.



### 2.1.1.2.- Bombas peristálticas de circulación de soluciones

Incluyen el controlador de accionamiento de la bomba y la bomba peristáltica serie 755370 modelo masterflex de los EEUU, de velocidad de flujo de 0.06 a 3400 ml/min, dependiendo del caudal de la velocidad y del diámetro de la tubería de bombeo. Presenta 1.8 m de cable conectado al motor reversible, motor de 115 VAC, las bombas peristálticas presentan cabezales simples y/ o múltiples para diferentes diámetros de mangueras.

### 2.1.1.3.- Mangueras utilizadas en bombas peristálticas

Presentan las siguientes características : L/S® 18 modelo tygon lab (R-36.03) en paquete de 15.2 m; L/S® 18 modelo tygon® silicona en paquete de 7.6 m ; L/S® 35 modelo tygon en paquete de 15.2 m; L/S® 16 serie norepre (A60G) en paquete de 15.2 m

Tipo	Diámetro N.	Rango de flujo	Máxima presión	Máxima succión
Manguera	interno	De 6 a 600 RPM	Continua	De vacío
	Pulg-(mm)	( ml/min)	Psig(bar)	Pulg Hg(mmHg)
L/S® 16	0.12(3.1)	4.8 a 480	25psig(1.7bar)	26" Hg(660 mmHg)
L/S® 18	0.31(7.9)	23 a 2300	10psig(0.7 bar)	20" Hg(510 mmHg)
L/S® 35	0.31 (7.9)	23 a 2300	20 psig(1.4 bar)	26" Hg(660 mmHg)

Tabla 4. Características de mangueras utilizadas en bombas peristálticas





### **2.1.2.- Equipos e instrumental utilizado para la determinación de la porosidad**

#### 2.1.2.1.- Análisis de la porosidad metodo Dean-Stark convencional

Se dispuso de un equipo de extracción continua Dean-Stark que consta de un calentador de solución, refrigerante, trampa de condensación, termómetro incorporado; horno de secado de muestras solidas marca lindberg/blue modelo GO134OSA de 120 V, 15.8 A, 1.9 kW,; bandejas metalicas de acero inoxidable, vasos pirex de vidrio de 1 litro de capacidad.

#### 2.1.2.2.- Análisis de porosidad metodo estándar de secado en condiciones de humedad controlada.

Para la realización de este tipo de análisis se dispone de un horno de secado de muestras solidas marca lindberg blue americano, disco de prueba completamente seco, papel filtro wathman de diámetro de poro de 2 micras, vasos pirex de vidrio de 01 litro de capacidad balanza electronica analitica de precision marca Acculab serie LA-100, de 4 digitos decimales, bandejas metalicas de acero inoxidable.

### **2.1.3.- Equipo e instrumental utilizado para la determinación del % de arcillas asociados a minerales auríferos.**

Se dispuso del siguiente material:

- probeta graduada pirex de vidrio de 1 litro de capacidad
- 1 cronómetro digital
- vasos graduados pirex de 1 litro de capacidad
- balanza electronica digital de 4 digitos decimales
- probeta graduada de 100 ml y 25 ml
- plancha calentador electrico, pizeta-lavador de polietileno
- pipeta de vidrio graduada de 25 ml
- cápsula de porcelana
- desecador



- serie de tamices de 1 mm (16 mesh =1000  $\mu\text{m}$ ); 0.5 mm (32 mesh= 500 $\mu\text{m}$ ); 0.25 mm (60 mesh= 250 $\mu\text{m}$ ); 0.20 mm (65 mesh= 200  $\mu\text{m}$ ); 0.10 mm (150 mesh= 100 $\mu\text{m}$ ); 0.02 mm (635 mesh= 20 $\mu\text{m}$ ) .

#### **2.1.4.- Equipo e instrumental utilizado para determinar la capacidad de intercambio ionico (CIC)**

Se dispuso del siguiente material:

- frascos plasticos de polietileno de diferentes capacidades como 50 ml,100 ml, 200 ml, etc,
- shaker de agitación con velocidad y tiempo controlado marca lab-line,
- centrifuga de acero inoxidable marca cole- parmer de velocidad variable de 0- 5000 RPM, de 220 voltios con graduación de tiempo de 6 a 30 minutos modelo 17451-70, para dimensiones de tubos de 105 mm largo x 45 mm diámetro de capacidad de 100 ml c/u
- un equipo medidor de pH
- equipo de fotometría por emision y potenciometria.

#### **2.1.5.- Equipo e instrumental utilizado para las pruebas metalúrgicas de lixiviación de arcillas por agitación mecanica en rodillos**

Para la ejecución de este tipo de tests metalurgicos se dispone:

- trituradora de mandíbulas de 8" x 10" marca denver de motor de 12 hp, de 1800 rpm, de 60 Hz, de capacidad variable según reglaje
- agitador de rodillos de 2 pisos con estructura de perfil en U con rodillos de 4"Ø enjebado y con chumaceras para distinto diámetro de botellas el largo de los rodillos es de 1 m x 4"Ø, el sistema de transmisión es con cadena y con un moto variador de 1.5 hp que permite una regulación de las revoluciones
- botellas cilindricas de polietileno de diferentes capacidades y de diferentes diámetros tales como: Para ( $\varnothing$  base botella =13",  $\varnothing$  boca botella =3",altura total de la botella = 55 cm), capacidad de la botella= 50 litros botellas a ser usadas en relación L/S= 1/1 = 10 Kg mineral 2"/10 l agua .; para ( $\varnothing$  base botella = 11", $\varnothing$  boca botella =2", altura total botella = 36 cm) capacidad botella= 45 litros botellas aser



usadas en relación  $L/S = 1/1 = 10 \text{ Kg mineral } 2'' / 10 \text{ l agua}$  ; para (  $\emptyset$  base botella =9",  $\emptyset$  boca botella = 3", altura total botella =30 cm) capacidad de botella =11.8 litros botellas ase usadas en relación  $L/S=1/1 = 2 \text{ Kg mineral } 2'' / 2 \text{ l agua}$ ; para (  $\emptyset$  base botella =7",  $\emptyset$  boca botella = 1 ½", altura total botella =30 cm) capacidad de botella = 9.0 litros botellas aser usadas en relación  $L/S = 1 \text{ Kg mineral } 1'' / 1 \text{ l agua}$  .;

- equipo digital medidor de pH marca termo orion con regulador de temperatura
- 1 bureta digital de titulación de cianuro libre de 50 ml de capacidad marca digitarte jencons
- 1 bureta convencional de vidrio graduada de 50 ml para la titulación de cal libre
- vasos pirex de 500 ml, 250 ml; matraces erlenmeyers pirex de vidrio de 125 ml; probeta graduada de vidrio pirex de 25 ml, 50 ml, 500 ml, 1000 ml; pipetas de vidrio graduadas pirex de capacidad de 50 ml, 25 ml, 10 ml, 5 ml, 1 ml; bombillas de jebe de succión de soluciones marca Boeco; embudos de vidrio de 4"Ø x 7" largo para filtración convencional de pulpas; vasos pyrex de vidrio de 25 ml y 50 ml ; pizetas lavadores de polietileno de 500 ml
- balanza digital de 1 dígito decimal de precisión marca mettler modelo PJ6000 de capacidad máxima de 6 kg
- 1 balanza de precisión de 2 dígitos decimales marca mettler modelo PJ400 de capacidad máxima de 400 gramos
- 1 balanza de plataforma marca mettler de 10 kg de capacidad con 1 dígito decimal de precisión; filtro wathman números 40 y 42
- 6 agitadores magnéticos marca hanna instruments de velocidad variable
- 2 agitadores magnéticos marca nuova thermolyne con control de velocidad y temperatura
- 1 microscopio para reconocimiento de muestras minerales



- 1 equipo medidor de oxígeno disuelto marca YSI modelo 52; bandejas de acero inoxidable de diferentes dimensiones tales como: 16" largo x 15" ancho x 6" altura, 23" largo x 15" ancho x 6" altura, 12" largo x 6" ancho x 2" altura
- 1 equipo de filtro a presión marca denver de dimensiones cilíndricas de 17" alto x 8"Ø; cuarteadores mecánicos de abertura de descarga regulable
- fiolas de vidrio pirex de 1 litro de capacidad; goteros de vidrio
- 1 equipo de filtración al vacío
- 1 horno de secado de muestras sólidas marca lindberg/blue de rango de temperaturas de 40- 260 °C, de 120 voltios, 15.8 amp, 1.9 kW
- 1 equipo de absorción atómica para la determinación de oro y plata en solución marca perkin elmer modelo 3110
- 1 horno eléctrico DFC 810-B ceramics furnace; 1 horno a petróleo diesel
- 1 horno eléctrico Gress para la determinación de oro y plata por el método de Fire assay.

#### **2.1.6.- Equipo e instrumental utilizado por los tests de cianuración en columnas de 8"Ø x 2.5m altura**

Para la ejecución de este tipo de tests se dispone:

- 20 columnas acrílicas transparentes de 8"Ø x 2.5 m de altura
- baldes de polietileno graduados transparentes de 20 litros de capacidad c/u
- 3 cronómetros digitales
- 20 bombas peristálticas de serie 755370 modelo masterflex de velocidad de flujo de 0.06 a 3400 ml/min
- 40 columnas de pvc de dimensiones de 42 cm alto x 3"Ø donde se coloca el carbono activado de peso variable
- 1 flexómetro de 5 metros de longitud; mangueras de polietileno, de nitrógeno de diámetro variable
- equipo digital de medición de pH marca fisher scientific modelo 10



- 1 bureta digital de titulación de cianuro libre marca digitarte jencons
- 2 buretas convencionales de vidrio graduadas de 50 ml
- vasos pirex de 250 ml; matraces erlenmeyers pirex de 125 ml; probeta graduada de vidrio pirex de 25 ml; probeta graduada de polietileno de 2 litros de capacidad; pipetas graduadas de vidrio de 25 ml; embudos de vidrio pirex de 4"Ø ; tubos de ensaye de vidrio de 50 ml, y algunos equipos citados en el ítem 2.1.5.

#### **2.1.7.- Equipo e instrumental utilizado para los tests de variación de parámetros de lixiviación de arcillas en columnas**

Para el desarrollo de estas pruebas se hizo uso de columnas de PVC de 8"Ø x 2.5m altura y columnas de PVC de 6"Ø x 2.5m altura, en su mayoría el equipo e instrumental empleado fue similar al utilizado en el ítem 2.1.6.

#### **2.1.8.- Equipo e instrumental utilizado en los tests de cianuración en columnas altas de 1.2m Ø x6m altura**

Para la ejecución de estos tests se dispone de:

- columnas de hierro negro de 6 m altura x 1.2m de diámetro interior, revestidos interiormente con pintura anticorrosivo,
- bomba horizontal marca goulds de 1.5 Hp 60 Hz, capacidad de bombeo de 60 GPM y 1780 rpm de velocidad y cabeza estática de 25 metros,
- columnas de PVC de dimensiones de 42 cm altura x 3"Ø para el circuito de adsorción de la solución pregnant de Au+Ag sobre carbon activado,
- bombas peristálticas de 1/ 4 Hp de serie 755370 de modelo masterflex para alimentación de la solución lixivante a flujo controlado,
- cilindros de PVC de 220 litros de capacidad de dimensiones de 23"Ø x 36" de altura
- un cronometro digital marca Casio
- mangueras de jebe de 2"Ø, tuberías perforadas a diámetro de 1/8" en mangueras de ¼ " a fin de simular el riego por goteo de la



solución lixiviante de cianuro, adicionalmente también se cuenta con una balanza electrónica de plataforma de 500 kg de capacidad marca intercomp americano.

### **2.1.9.- Equipo e instrumental utilizado en test de cianuración en celda y/o módulo industrial de los pads de lixiviación**

Para la realización de este test a nivel industrial se empleó lo siguiente:

- un módulo industrial de área de techo de 3105 m<sup>2</sup> y 10.81 metros de altura con un ángulo de reposo del talud de 40°, originando un tonelaje de mineral de 59399 t de mineral
- tuberías de polietileno de 12"Ø con flujómetro incorporado para lecturas de flujo en GPM y/o m<sup>3</sup>/h
- tubería matriz de 3"Ø de distribución de la solución lixiviante de cianuro y tuberías ramales de 2"Ø para el transporte de la solución de cianuro hacia los aspersores de riego del lix,
- aspersores de riego modelo wobbler N° 7 con inyectores en donde cada aspersor proporciona un flujo de riego de 2 GPM(0.4542 m<sup>3</sup>/Hr) con presiones de operación en cada aspersor de 20 psi, el espaciamiento entre las tuberías de riego con aspersores es de 6 metros, las tuberías de colección de la solución preganant en la parte inferior de la pila son corrugadas ADS de 6"Ø, el flujo de riego de cianuro es de 8.89 l/h/m<sup>2</sup>
- bomba goulds horizontal de 350 Hp de cabeza estática de 120 metros de altura, la velocidad de percolación es de 2 m/día,
- Para la construcción de la pila se hizo uso de equipo de rodillo de 10 t, una motoniveladora caterpillar, una retroexcavadora, un tractor de oruga D6D, una cargador frontal mecánico modelo 950, y volquetes volvo de 23 T de capacidad, equipos necesarios para realizar la compactación del suelo a fin de que posea una superficie lisa y con una pendiente uniforme de 3% hacia una dirección determinada, colocación de una capa de arcilla de 300 mm sobre el suelo el cual también se le compacta con el rodillo a una pendiente del 3%



- Geomenbranas de alta densidad HDPE de 1.5 mm de espesor cuya función es la de recolectar las soluciones percoladas a través del mineral en la pila, en la que son auxiliados por las tuberías de drenaje que evacuan rápidamente las soluciones hacia las canaletas. La geomenbrana HDPE debido a su alta densidad y a su alto peso molecular es la más usada debido a sus propiedades mecánicas, su resistencia a la luz solar, y su resistencia química a las soluciones cianuradas
- Capas de protección de espesor de 300 mm sobre la geomenbrana, principalmente a base de material de grava fina y arenas inferiores a tamaños de partícula de 2"Ø, que tienen como función principal detener las agresiones sobre la geomenbrana principalmente causados por punzonamiento de piedras filosas de las rocas minerales, quiebres geométricos producidos por fisuras de secado o por asentamiento de terreno y tránsito de personal y de equipamiento durante la instalación; además sirve de acomodo para las arrugas y ondulaciones propias de la geomenbrana, adicionalmente la capa de protección se constituye en una banda de recepción de finos arrastrados durante el riego y de apoyo en las tuberías de drenaje de 6"Ø que son tuberías anilladas y perforadas en el perímetro que se instalan en el sentido de la pendiente de la pila de lixiviación el diseño de instalación de las tuberías de drenaje (en forma de espigas de pescado) y son apoyadas directamente sobre la protección de la geomenbrana. Sirven fundamentalmente para ayudar a evacuar las soluciones desde las etapas freáticas que se forman en la base de la pila y conducir las en régimen de acueducto a la canaleta recolectora, estas tuberías de drenaje a su vez son cubiertas con material de grava de granulometría intermedia inferiores a 3"Ø a fin de evitar que el arrastre de finos con el tiempo ingrese a las tuberías de drenaje y los tape parcial o totalmente con eventual formación de capas freáticas entre estas. Un buen diseño deberá prolongar las tuberías



ligeramente por detrás de las pilas para su limpieza con chorros de agua restituyendo hasta cierto punto su capacidad de evacuación.

- Volquetes de 23 t de capacidad para transporte de mineral desde los tajos hacia la zona de los pads de lixiviación, cuando el volquete descarga el mineral en la zona de descarga hacia la zona del talud de construcción de un nuevo módulo de mineral un cargador frontal realiza la adición de cal sólida para regular el pH del mineral a 10.5; al mismo tiempo el cargador frontal realiza las operaciones de blending específicamente para minerales fino-arcillosos con minerales de granulometría gruesa y/o granulado a fin de regular una buena permeabilidad de la solución lixivante del cianuro de sodio.
- Retroexcavadora a fin de realizar calicatas de 10 m largo x 3 m ancho x 7 m profundidad, esta calicata se realiza al final de los 60-70 días de lixiviación industrial a fin de muestrear por canales y secciones los ripios lixiviados con el objeto de determinar a través de los ensayos químicos las leyes residuales de oro y plata contenidos en los ripios de lixiviación, también se cuenta con pozas de almacenamiento de soluciones pregnant y soluciones barren de 50000 m<sup>3</sup>/u la geomembrana utilizada es de hypalon de 0.91 mm.

#### **2.1.10.- Equipo e instrumental utilizado en el blending de arcillas a través de tests de velocidad de percolación**

2.1.10.1.- Equipo e instrumental utilizado en los tests de velocidad de percolación en minerales mezclados (blending) en columnas de 3"Ø

Para la ejecución de estos tests se dispone de columnas percoladoras de vidrio de 3"Ø x 2.5m de altura, bomba peristáltica serie 755370 modelo masterflex de velocidad de flujo variable, equipo digital de medición de pH marca fisher scientific modelo 10, cronómetro digital, bureta digital de titulación de cianuro, bureta convencional de vidrio de 50 ml para la titulación de óxido de calcio, probetas de vidrio de 50 ml, vasos pirex de 250 ml.





2.1.10.2.- Equipo e instrumental utilizado en la velocidad de percolación en minerales mezclados (blending) en columnas de 1.18" de diámetro

Para la realización de estos tests se dispuso de columnas percoladoras de vidrio de 1.18"Ø x 50 cm altura, equipos y accesorios similares a los citados en el ítem 2.1.10.1.

### **2.1.11.- Equipo utilizado en el análisis granulométrico por tamizado**

Se hizo uso de:

- Serie de tamices de la serie Tyler de números de malla 12" (304800 µm), malla 8" (203200 µm), malla 6" (152400 µm), malla 4" (101600 µm), malla 2 ½ " (63500 µm), malla 2" (50000 µm), malla 1 1/2" (37500 µm), malla 1" (25000 µm), malla ¾" (19000 µm), malla ½" (12500 µm), malla ¼" (6300 µm), malla -1/4"+16m (1180 µm), malla -16m+30m (600 µm), malla -30m+50m (300 µm), malla -50m+80m (180 µm), malla -80m+100m (150 µm), malla -100m+200m (75 µm),
- un rop-tap para cedazos de 8" Ø externo
- una trituradora primaria de mandíbulas 5" x 7" marca Bico
- trituradora secundaria de rodillos 6 1/2" x 9" marca legend,
- cuarteador de minerales (jones) marca Gilson company inc
- pulverizadora de anillos marca bico inc,
- bandejas de acero inoxidable marca Gilson company inc,
- espátulas de acero inoxidable x 30 cm
- compresora de aire estacionario campbell hausfeld
- sobres de muestras, alcohol industrial, sílice granulado y/o arena grava, brochas N°5, trapo industrial, mantas plásticas, cepillo de acero inoxidable, papel glacini.



### **2.1.12.- Equipos e instrumental utilizado en la determinación de la gravedad específica de minerales**

Se hizo uso de muestra de mineral finamente pulverizada a 100% (<200 mallas), fiola de vidrio de 200 ml o 250 ml, balanza electronica digital mettler de precision 0.001 g.

### **2.1.13.- Equipo e instrumental utilizado en la caracterización química, caracterización mineralógica, caracterización por difracción de RX**

#### 2.1.13.1.- Equipo e instrumental utilizado en la caracterización química

##### 2.1.13.1.1.- En análisis de oro y plata por via seca ( fire assay )

Se dispone de horno a petroleo diesel; horno electrico DFC 810-B marca ceramics furnace; ultramicrobalanza sartoriuss-4 de precision 0.0001 mg; plato de calentamiento thermolyne tipo-2200; equipos complementarios de fundicion(tenazas metalicas,ropa apropiada de seguridad, martillos, brocha,etc): balanza electronica PJ-300 mettler de precision 0.001 gr; crisoles refractarios de 30 gr; copelas N° 8 B; crisoles de porcelana de 30 cc-79 MF/ 7 a.

##### 2.1.13.1.2.- En análisis de oro y plata en soluciones cianuradas via absorción atomica

Equipo de absorción atomica perkin elmer # 3110-AA300; fiolas de 1000 ml clase A; pipetas de 1,2,4,5,10 ml clase A; pizetas de plastico de 500 ml; tapones de jebe para tubos de ensaye; lamparas para oro y plata; balones de aire-acetileno.

##### 2.1.13.1.3.- En análisis de oro soluble por absorción atomica

Previamente la muestra debe estar pulverizada a <140 mesh, se lixivia con NaCN (1%) e NaOH(0.5%). Se dispone de equipo de absorción atomica perkin elmer N° 3110-AA300; plancha de calentamiento thermolyne N° 2200; extractor de gases labconco-JVC; centrifuga internacional equipment company; shaker thermolyne; tubos centrifuga



de polietileno de 50 ml con su respectiva tapa; embudos de vastago largo; vasos pirex de 1000 ml; dispensador graduado; papel wathman N° 91; agitador de rodillos de capacidad de 40 botellas.

2.1.13.1.4.- En análisis de oro y plata en carbones activados

Los equipos e instrumentos son similares al empleado en el análisis por vía seca (fire assay), y citados en el ítem 2.1.13.1.

2.1.13.1.5.- En análisis de cianuro libre en soluciones de lixiviación

Se dispuso de matraces de vidrio pirex de 125 ml; probeta graduada de 25 ml clase A; bureta digital color ambar de 50 ml; gotero de vidrio.

2.1.13.1.6.- En análisis de óxido de calcio (cal) en soluciones cianuradas de lixiviación

Se dispuso de matraces de vidrio pirex de 25 ml clase A; bureta graduada transparente de 50 ml; bagueta de vidrio x 20 cm; gotero de vidrio; placa de toque blanco/losa.



## 2.2.- REACTIVOS

### 2.2.1.- Reactivos utilizados en las pruebas experimentales de determinación de la velocidad de permeabilidad de las arcillas evaluadas (velocidad de filtrabilidad a diferentes % de arcillas)

#### 2.2.1.1.- Cianuro de sodio

Marca orica mining chemicals de Australia

Nombre químico : cianuro de sodio

Formula química : NaCN

Peso molecular : 49.015

Apariencia : sólido cristalino, blanco, en forma de briquetas

Gravedad específica : 1.6 a 20°C

Punto de fusión : 563.7 +/- 1°C

Punto de ebullición : 1500°C

Solubilidad : solubilidad en 100 gramos de agua

Temp (°C)	0	25	35	45
Solubilidad(gr)	43	64	82	82

Delicuescencia : se licua por absorción de la humedad en el aire

Hidrolisis de la solución : una solución de cianuro de sodio se hidroliza gradualmente a formiato de sodio y amoníaco.

Reacción con ácido : la reacción produce gas cianhídrico ( HCN )

Toxicidad : extremadamente venenoso

Pureza : 97.5% ( variable en otros lotes)

Alcalinidad como NaOH : 0.50 % máximo

Humedad : 0.20 % máximo

Forma del NaCN : en briquetas de peso aproximado de 14 g / briqueta y de dimensiones de longitud de 34 mm, ancho 32 mm, espesor 15 mm.

Embalaje : 1000 kg netos en caja de madera contrachapada con paleta integral



### 2.2.1.2.- Cal viva

Marca : Pacasmayo calidad prime

Nombre químico : cal viva(caliza calcinada la mayor parte de la cual es óxido de calcio u óxido de calcio enlazado con óxido de magnesio y que es capaz de hidratarse en agua.

Formula química : CaO

Peso molecular : 56.079

Apariencia : sólido,molido,color crema, y blanco

Olor : no presenta

Densidad suelta : 0.850 T / m<sup>3</sup>

Punto de fusión : 2570 °C

Reactividad c/ 30 seg : 21.0

Solubilidad en agua : insignificante, a 0°C = 1.40 g CaO /l, a 100 °C = 0.54 g CaO/l

Solubilidad con otros solventes : el óxido de calcio reacciona con ácidos,formando sales de calcio las cuales algunas de ellas serian solubles

pH según concentración :

Concentracion	pH
% p/v	
10	12.3
15	12.4
20	12.5
25	12.5
30	12.5

Estabilidad : inestable por ser un material anhidro

Toxicidad : La cal es toxica, no obstante es necesario usar equipos de protección adecuados y proveer de ventilación donde sea necesario

% CaO total : 91.45

% CaO util (libre) : 82.13

% SiO<sub>2</sub> : 2.80

% Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> : 1.10

% Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> : 0.40

Granulometria : 20 % ( < 200 mallas )



### 2.2.1.3.- Cloruro de potasio

Marca : Fertisquisa

Nombre químico : Cloruro de potasio, grado fertilizante.

Formula química : KCl

Peso molecular : 74.60

Contenido de potasio total ( K<sub>2</sub>O ) : 60% de óxido de potasio w /w

Apariencia : Granulos esféricos o cristales de color rojo o café laterítico .

Tamaño de partícula : 1.2 a 4.5 mm.

Solubilidad en Agua, a 20 °C ( 100 g / 100 ml ) : 34.20 g / 100 ml de agua

pH en solución al 10% : 5.4 – 10 unidades .

Densidad aparente ( kg / m<sup>3</sup> ) : 1.025 -1.200 kg /m<sup>3</sup>

Índice de salinidad : 116.3

Humedad relativa crítica a 30 °C : 84.0 %

Acidez equivalente a carbonato de calcio : Neutro

### 2.2.2.- Reactivos utilizados para la determinación de la porosidad

#### 2.2.2.1.- Tolueno

Grado : P.A. ( para análisis )

Nombre químico : tolueno

Formula química : C<sub>7</sub>H<sub>8</sub>

Peso molecular : 92.14 g / mol

Color : incoloro

Densidad específica (20°C) : 0.87 g / cm<sup>3</sup>

Solubilidad en agua ( 20°C ) : 0.5 g / l

Presión de vapor (20°C) : 29 mbar

Lim.de exp. : 1.2 – 7.0 % vol

Punto de inflamación : 6 °C

Conc. De sat.(20°C) : 110 g / m<sup>3</sup>

Punto de fusión : -95 °C

Punto de ebullición : 111 °C

Temp. De ignición : 535 °C

Toxicidad : fácilmente inflamable, nocivo

Pureza(CG) : 99.5 % min.

Identidad ( IR ) : corresponde

Acidez : max 0.0003 meq /g

Alcalinidad : max 0.0006 meq /g

Al : max 0.00005 %



B : max 0.000002 %

Ba : max 0.00001%

Ca : max 0.00005%

Cd : max 0.000005%

Co : max 0.000002 %

Cr : max 0.000002%

#### 2.2.2.2.- Agua destilada

Grado : P:A.( para análisis)

Formula quimica : H<sub>2</sub>O

Nombre quimico : agua

Peso molecular : 18.02 g / mol

Densidad especifica : 1 g/ cm<sup>3</sup>

Punto ebullición : 100 °C

Conductividad especifica( 25 °C) : max 1 uS / cm

Cloruro ( Cl ) : max 0.05 mg /l

Fluoruro ( F ) : max 0.05 mg /l

Nitrato ( NO<sub>3</sub> ) : max 0.01 mg /l

Fosfato (PO<sub>4</sub>) : max 0.01 mg /l

Sulfato (SO<sub>4</sub>) : max 0.10 mg /l

#### 2.2.3.- Reactivos utilizados para la determinación del % de arcillas asociados a minerales auríferos

##### 2.2.3.1.-Peróxido de hidrogeno

Marca : Riedel de haen

Grado : P:A. ( para análisis)

Formula quimica : H<sub>2</sub>O<sub>2</sub>

Nombre quimico : peróxido de hidrogeno

Peso molecular : 34.01 g / mol

Densidad especifica ( 20°C) : 1.11 g/ cm<sup>3</sup>

Punto de ebullición : 107 °C

Punto de fusion : - 26 °C

Presion de vapor (20°C) : 18 mbar

pH ( 20°C) : 2 – 4

Toxicidad : corrosivo

Pureza H<sub>2</sub>O<sub>2</sub> : 30 % w /v

Cloruro ( Cl ) : max 0.00005%

Nitrogeno (N) : max 0.0004%



Fosfato ( PO<sub>4</sub> ) : max 0.0001%

#### 2.2.3.2.- Agua destilada

Descrita en el ítem 2.2.2.2.

#### 2.2.3.3.- Hexametáfosfato sódico

Marca : Riedel de haen

Grado : P.A.

#### 2.2.3.4.- Cloruro de calcio

Marca : Riedel de haen

Grado : P.A.

Formula química : CaCl<sub>2</sub>

Nombre químico : cloruro de calcio

Peso molecular : 110.99 g / mol

Densidad específica( 20°C ) : 2.15 g / cm<sup>3</sup>

Solubilidad en agua(20°C) : 740 g / l

pH ( 100 g/l, H<sub>2</sub>O,20°C ) : 8-10

Punto de fusión : >1600°C

Absorción en agua : Higroscópico

Toxicidad : irritante

Apariencia : granulada

Pureza : 98% mínimo

Alcali libre (como Ca(OH)<sub>2</sub> ) : < 0.2%

Apariencia : sólido





## 2.2.4.- Reactivos utilizados en la determinación de la capacidad de intercambio iónico (CIC)

### 2.2.4.1.- Cloruro de sodio

Marca : merck

Grado : P.A.

Formula química : NaCl

Nombre químico : cloruro de sodio

Peso molecular : 58.44 g/mol

Densidad específica( 20°C) : 2.16 g / cm<sup>3</sup>

Solubilidad en agua(20°C) : 300 g / l

Punto de fusión : 800°C

Punto ebullición : 1461 °C

Densidad aparente : 1140 g / l

Apariencia : sólido

Pureza : 99.5% mínimo

### 2.2.4.2.- Acido clorhídrico

Marca : Riedel de haen

Grado : P.A.

Formula química : HCl

Nombre químico : Acido clorhídrico

Peso molecular : 36.4609 g/mol

Densidad específica( 20°C) : 1.16 g / cm<sup>3</sup>

Solubilidad en agua(20°C) : soluble

Punto de fusión : -40°C

Punto ebullición : 84 °C

Pureza : 32%

Presión vapor (20°C) : 20 mbar

Toxicidad : corrosivo



#### 2.2.4.3- Hidróxido de sodio

Marca : merck

Grado : P.A.

Formula química : NaOH

Nombre químico : hidróxido de sodio

Peso molecular : 40.00 g/mol

Densidad específica( 20°C) : 2.13 g / cm<sup>3</sup>

Solubilidad en agua(20°C) : 1090 g /l

pH(50 g/l.H<sub>2</sub>O,20°C) : 14

Punto de fusión : 324°C

Punto ebullición : 1390 °C

Densidad aparente : 1140 g /l

Apariencia : en lenteja

Pureza : 99.0% mínimo

Toxicidad : corrosivo

#### 2.2.4.4- Nitrato de amonio

Marca : Riedel de haen

Grado : P.A.

Formula química : NH<sub>4</sub>NO<sub>3</sub>

Nombre químico : nitrato de amonio

Peso molecular : 80.04 g/mol

Densidad específica( 20°C) : 1.73 g / cm<sup>3</sup>

Solubilidad en agua(20°C) : 1183 g /l

pH(100 g/l.H<sub>2</sub>O,20°C) : 5.5

Punto de fusión : 169°C

Densidad aparente : 650 kg / m<sup>3</sup>

Pureza : 99.0% mínimo



### **2.2.5.- Reactivos utilizados en las pruebas metalúrgicas de lixiviación de arcillas por agitación mecánica en rodillos**

#### 2.2.5.1.- Cianuro de sodio

Descrito en el ítem 2.2.1.1.

#### 2.2.5.2.- Cal viva

Descrito en el ítem 2.2.1.2.

#### 2.2.5.3.- Cloruro de potasio

Descrito en el ítem 2.2.1.3.

#### 2.2.5.4.- Barrita bullion de Au +Ag

Proveniente del laboratorio químico de Comarsa, con peso de 0.90 gramos

#### 2.2.5.5.- Hidróxido de sodio

Descrita en el ítem 2.2.4.4.

#### 2.2.5.6.- Agua destilada

Descrita en el ítem 2.2.2.2.

### **2.2.6.- Reactivos utilizados. En los tests de cianuración en columnas de 8"Ø x 2.5 m altura, 3"Ø x 0.55 m altura , 6"Ø x 2 m altura**

#### 2.2.6.1.- Cianuro de sodio

Descrita en el ítem 2.2.1.1.

#### 2.2.6.2.- cal viva

Descrita en el ítem 2.2.1.2.

#### 2.2.6.3.- Cloruro de potasio



Descrito en el ítem 2.2.1.3.

#### 2.2.6.4.- Carbon activado

Marca : Calgon 6 x 12

Granulometría : % +6 mesh = 1.28

% -10 mesh =0.50

% -16 mesh =0.14

% -20 mesh = 0.07

Tamaño de partícula : 6 x12 ( 6 x 16 US mesh)

Contenido de humedad(ASTM-2867) : 3% w/w máximo

Contenido de cenizas(ASTMD-2866) : 2% w/w máximo

Densidad aparente bula(ASTMD-2854) : 0.54 g / cm<sup>3</sup>

Densidad de partícula : 0.85 g / cm<sup>3</sup>

Número de dureza (ASTMD-3802) : 99

% atricción : 0.8

Área superficial : 1050 -1150 m<sup>2</sup>/g

#### 2.2.6.5.- Agua industrial

Característica : Agua de riego

pH : 6 – 9

DBO : < 5 mg /l

Turbiedad : < 2 NTU

SST : 30 max

Coliformes fecales : < 2.2 / 100 ml

Cloro residual : < 1 mg /l

Conductividad eléctrica : 3 ds / m

Sulfato : 350 mg /l



## 2.2.7.- Reactivos utilizados en los tests de variación de parámetros de lixiviación de arcillas en columnas

### 2.2.7.1.- Cianuro de sodio

Descrita en el ítem 2.2.1.1.

### 2.2.7.2.- cal viva

Descrita en el ítem 2.2.1.2.

### 2.2.7.3.- Cloruro de potasio

Descrito en el ítem 2.2.1.3.

### 2.2.7.4.- Carbon activado

Descrita en el ítem 2.2.6.3.

### 2.2.7.5.- Agua Industrial

Descrita en el ítem 2.2.6.4.

### 2.2.7.6.- Cemento Pórtland

Perdida por calcinación	: 1.4%
Residuo insoluble	: 0.6%
Anhidro sulfurico	: 2.6%
Óxido de magnesio	: 0.7 %
Sulfuros	: < 0.01%
Cloruros	: < 0.01%
Finura	: ret tamiz 75 um ( 9.8% ) Blaine ( 320 m <sup>2</sup> / kg
Expansion en autoclave	: 0.02%
Resistencia a la compresion	: 1 dia 12 Mpa 2 dia 22 MPa 7 dia 36 MPa 28 dia 45 MPa



### **2.2.8.-Reactivos utilizados en los tests de cianuración en columnas altas de 1.2 m Ø x 6m altura**

2.2.8.1.- Cianuro de sodio

Descrita en el ítem 2.2.1.1.

2.2.8.2.- cal viva

Descrita en el ítem 2.2.1.2.

2.2.8.3.- Cloruro de potasio

Descrito en el ítem 2.2.1.3.

2.2.8.4.- Carbon activado

Descrita en el ítem 2.2.6.3.

2.2.8.5.- Agua Industrial

Descrita en el ítem 2.2.6.4.

### **2.2.9.- Reactivos utilizados en el test de cianuración en celda y / o modulo industrial de los pads de lixiviación**

2.2.9.1.- Cianuro de sodio

Descrita en el ítem 2.2.1.1.

2.2.9.2.- cal viva

Descrita en el ítem 2.2.1.2.

2.2.9.3.- Cloruro de potasio

Descrito en el ítem 2.2.1.3.

2.2.9.4.- Carbon activado

Descrita en el ítem 2.2.6.3.

2.2.9.5.- Agua Industrial

Descrita en el ítem 2.2.6.4



2.2.9.6.- Anticrustante HM 3214

Marca : Hidroquímica industrial SA (HISA)

Aspecto : líquido, ligeramente amarillento

Densidad( g/l a 20°C) : 1.1651

pH : 2.5 – 3.0

Solubilidad en agua : totalmente soluble

Punto de congelación : - 5 °C

**2.2.10.- Reactivos utilizados en el blending de arcillas a través de tests de velocidad de percolación .**

2.2.10.1.- Cianuro de sodio

Descrita en el ítem 2.2.1.1.

2.2.10.2.- cal viva

Descrita en el ítem 2.2.1.2.

**2.2.11.- Reactivos utilizados en el análisis granulométrico (tamizado )**

2.2.11.1.- Agua Industrial

Descrita en el ítem 2.2.6.4

**2.2.12.- Reactivos utilizados en la determinación de la gravedad específica de minerales**

2.2.12.1.- Agua Industrial

Descrita en el ítem 2.2.6.4



### 2.2.13.- Reactivos utilizados en la caracterización química

2.2.13.1.- Reactivos utilizados en el análisis químico de oro y plata vía fire assay ( vía seca )

2.2.13.1.1.- Litargirio (PbO) con contenidos de plata menores a 0.003% (trazas)

Su temperatura de fusión es 883°C, tiene algunos usos importantes, este proporciona el plomo el cual recolecta el metal precioso, se combina rápidamente con sílice produciendo silicatos fácilmente fusibles y actúa como agente oxidante la harina. Es un buen fundente en exceso previene la reducción de otros metales como Sb, Bi, Cu, Fe, Zn .

2.2.13.1.2.- Nitrato de plata al 99.9 % de pureza

2.2.13.1.3.- Carbonato de sodio anhidro grado técnico liviano (soda ash)  $\text{Na}_2\text{CO}_3$

Fundiendo a 852°C es un poderoso fundente combinándolo con sílice y alumina dando silicatos y aluminatos fusibles. Cuando está fundido tiene la propiedad de retener en suspensión o disolver una gran cantidad de material ganga refractaria.

2.2.13.1.4.- Borax anhidro comercial

Fundiendo a 742°C es un fundente ácido usado para combinarse o disolverse algunos otros componentes ácidos de la ganga formando boratos complejos fácilmente fusibles, un exceso de borax debe ser evitado porque la plata tiende a perderse en la escoria bajo estas condiciones. El borax también hace la escoria menos viscosa y deja el plomo caer a través de ella.

2.2.13.1.5.- Harina de trigo común

actúa fundamentalmente como agente oxidante.

2.2.13.1.6.- Sílice

Fundiendo a 1755°C es un fuerte fundente ácido, se combina con metales óxidos dando silicatos fácilmente fusibles.

2.2.13.1.7.- Ácido nítrico grado P.A. (para análisis)





2.2.13.1.8.- Patrones internos de trabajo

Patron certificado : Rock labs-Australia

Patron primario : laboratorios SGS Lima

Patron secundario : laboratorio CIMMM Peru

Patron interno : Laboratorio COMARSA

Blanco : 4 Bk / batch de muestra

**2.2.14.- Reactivos utilizados en el analisis quimico de oro y plata via absorción atómica**

2.2.14.1.- Solución estándar de oro (1000 ppm )

2.2.14.2.- Solución estándar de plata ( 1000 ppm )

2.2.14.3. Solución patron preparada de 2.00 ppm de oro

2.2.14.4.- Solución patron preparada de 4.00 ppm de oro

2.2.14.5.- Solución patron preparada de 1.00 ppm de plata

2.2.14.6.- Solución patron preparada de 2.00 ppm de plata

2.2.14.7.- Patrones internos de plata

2.2.14.8.- Cianuro de sodio

2.2.14.9.- Cal viva

**2.2.15.- Reactivos utilizados en el analisis quimico de oro soluble en minerales por absorción atómica**

2.2.15.1.- Cianuro de sodio Q.P.

Descrita en el item 2.2.1.1.

2.2.15.2.- Hidróxido de sodio Q.P.

Descrita en el item 2.2.4.4.

2.2.15.3.- Reactivos citados en el item 2.2.14

**2.2.16.- Reactivos quimicos utilizados en el análisis de oro y plata en carbones activados**

2.2.16.1.- Reactivos quimicos citados en 2.2.13.1.(exceptuando la harina)

2.2.16.2.- Hidróxido de amonio Q.P.



**2.2.17.- Reactivos químicos utilizados en el análisis de cianuro libre en soluciones de lixiviación**

2.2.17.1.- Nitrato de plata Q.P. ( 99-99% )

2.2.17.2.- Hidróxido de sodio Q.P.

2.2.17.3.- Acetona Q.P.

2.2.17.4.- 5-(P-Dimetilaminobenzilideno) Rhodamina

2.2.17.5.- Agua destilada

**2.2.18.- Reactivos químicos utilizados en el análisis de óxido de calcio ( cal) en soluciones cianuradas de lixiviación**

2.2.18.1.- Ácido oxálico G.R.

2.2.18.2.- Fenolftaleína Q.P.

2.2.18.3.- Alcohol metílico Q.P.

2.2.18.4.- Agua desionizada



## 2.3.- SOLUCIONES

### 2.3.1.- Preparación de soluciones en las pruebas experimentales de determinación de velocidad de permeabilidad de las arcillas evaluadas.

#### 2.3.1.1.- Cianuro de sodio

Se utilizaron 5 litros de solución de cianuro de sodio al 0.020 %, pureza NaCN ( 97.5%), densidad agua ( 1 g/ cm<sup>3</sup>), 5 litros = 5000 ml = 5000 g agua destilada,

Peso cianuro preparado (g) =  $0.02 \cdot 5000 / 100 = 1 \text{ g NaCN} / 0.975 = 1.025 \text{ g Cianuro}$

Por tanto se pesaron 1.025 g de cianuro de sodio y se disolvieron en 05 litros de agua, agua a la cual previamente se adiciona cal viva para regular el pH a 10.5 y evitar la descomposición del cianuro.

#### 2.3.1.2.- Cal viva

Previo a la determinación de la concentración de cal de 1.6 Kg/Ton., se realizan test exploratorios de alcalinidad en la pulpa del mineral arcilloso, para lo cual se realizó 5 pruebas de agitación en botellas variando el pH desde 10, 10.5, 11, 11.5, 12 y agitándolas durante 24 horas consecutivas, monitoreando las soluciones cada 2 horas por pH, el test que presenta un rango de alcalinidad entre 10.5-11.0 al final de las 24 horas sera el indicado para el test definitivo.

El test definitivo en el rango de pH=10.5-11.0 generó un consumo de cal de 1.6 Kg/T mineral cuyo calculo se presenta asi:

Para una columna percoladora de vidrio de 3 cm Ø x 100 cm altura el peso adicionado de mineral fue de 140 g de mineral seco (Densidad mineral = 1.967 g/cm<sup>3</sup>). La cantidad de cal pesada fue de: 1.6 Kg CaO/T = 1.6 g CaO/Kg mineral.

Por tanto en 140g mineral = 0.140 Kg mineral se agrega cal en la cantidad de:

$$1.6 \text{ g CaO/Kg mineral} \times 0.140 \text{ Kg mineral} = 0.224 \text{ g CaO}$$

$$0.224 \text{ g CaO} / 0.8213 = 0.272 \text{ g CaO}$$

La cal viva presenta 82.13% de pureza como cal libre.



Los 0.272 gramos de Cal se adicionan a los 5 litros de agua (Cal agregar al agua antes que el cianuro), en este caso origina una solución de cal de 0.273 g/% l = 0.0546 g/l.

#### 2.3.1.3 .- Agua Destilada

La necesaria para formar las concentraciones de los reactivos químicos.

### 2.3.2 .- Preparación de soluciones para la determinaciones de la porosidad

#### 2.3.2.1.-Tolueno

$C_7H_8$ , Densidad = 0.87 g/cm<sup>3</sup>, Peso Molecular = 92.14 g/mol.

Volumen de tolueno utilizado = 2 x Peso molecular pulverizado.

Volumen de tolueno utilizado = 2 x 224.71 = 449.42 ml de Tolueno puro al 100% P.A.

En un Matraz de 5 l se introduce un agitador magnético y los 224.71 g de mineral pulverizado a -10 mallas conjuntamente con los 449.42 ml de tolueno puro. Se le acopla el equipo Dean Stara y un refrigerante de reflujo cerrado en su parte superior con un tubo de cloruro de calcio anhidro. Se calienta el matraz de modo que el tolueno refluya vigorosamente y el agua que se forma en la reacción se deposita en el recipiente de recojido del equipo DeanStark (Trampa Dean – Stark). La disolución se mantiene a reflujo durante una hora o hasta que la cantidad de agua recogida permanezca constante. Una vez enfriada la disolución ligeramente se retira el Dean Stara, procurando exponer la disolución al aire el menor tiempo posible a fin de medir la cantidad de agua que quede en el fondo de la trampa (el tolueno es menos denso que el agua y es soluble en esta).



#### 2.3.2.1 .- Agua destilada.

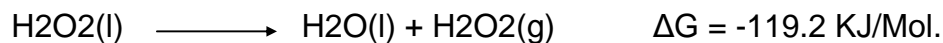
H<sub>2</sub>O, Densidad específica=1 g/cm<sup>3</sup> Peso molecular=18.02 g/mol.

La necesaria para formar las concentraciones de los reactivos químicos.

### 2.3.3 .- Preparación de soluciones para la determinación del % de arcillas asociadas a minerales auríferos.

#### 2.3.3.1 .- Peróxido de Hidrógeno

Se utilizó 20 ml de H<sub>2</sub>O<sub>2</sub> de título 110 volúmenes los cuales se disolvieron en 100 ml de agua destilada. [H<sub>2</sub>O<sub>2</sub>]=33% es equivalente a 110 volúmenes de H<sub>2</sub>O<sub>2</sub>. Esto indica que por la descomposición del H<sub>2</sub>O<sub>2</sub> contenida en un litro de disolución se formarían 110 litros de oxígeno medido en condiciones estándar según la reacción de descomposición:



O sea es capaz de liberar un volumen de oxígeno naciente de 110 veces el volumen líquido.

Por tanto 20 ml de H<sub>2</sub>O<sub>2</sub> de título 110 volúmenes, es equivalente a 20 ml de H<sub>2</sub>O<sub>2</sub> puro de concentración 33%.

#### 2.3.3.2 .- Agua destilada

Las necesarias para formar las concentraciones de los reactivos químicos y las diluciones correspondientes.

#### 2.3.3.3 .- Hexametáfosfato Sódico.

La concentración empleado fue de 102 g/l, el volumen utilizado de 20 ml de la citada concentración. Se pesó 102 g de reactivo sólido de grado P.A. de hexametáfosfato sódico y se disolvió en un litro de agua destilada.



#### 2.3.3.4 .- Cloruro de calcio

$\text{CaCl}_2$  de grado P.A. se empleó 100 g como deshumecedor en un desecador.

### 2.3.4 .- Preparación de soluciones en la determinación de la capacidad de Intercambio Iónico (CIC).

#### 2.3.4.1 .- Cloruro de Sodio

Se empleó en primer término 25 ml de NaCl 1M, esto significa que se preparó primeramente 1 mol-g de NaCl en un litro de agua destilada que es equivalente a expresar que peso 58.44 g de cloruro de sodio grado P.A. y se disolvió en un litro de agua destilada. Es decir 1M NaCl = 58.44 g NaCl/l, de esta solución se tomo 25 ml en primer término.

Seguidamente se utilizo 25 ml de NaCl 0.05M, significa que se preparó 0.05 mol-g de NaCl en un litro de agua destilada que es equivalente a expresar (0.05x58.44 gramos de NaCl) es decir se pesó 2.922 gramos de NaCl grado P.A. y se disolvió en un litro de agua destilada.

#### 2.3.4.2 .- Acido Clorhídrico

Se empleó una solución de acido clorhidrico de concenytración de 1N HCl a fin de regular el pH del test al pH deseado, 1N HCl significa que se preparó un numero equivalente gramo de HCl en un litro de agua destilada, que es equivalente a expresar que se pesó 36.4609 equivalentes gramos de HCl y se disolvió en un litro de agua destilada, de esta solución se tomó 5 ml para regular el pH deseado.



#### 2.3.4.3 .- Hidróxido de sodio

Se utilizó una solución de hidróxido de sodio de concentración (1N NaOH) a efectos de reajustes al pH indicado en el Tes. 1N NaOH expreso que se preparó un numero equivalente gramo de NaOH en un litro de agua destilada, que es equivalente a expresar que se pesó 40.00 equivalente gramos de NaOH y se disolvió en un litro de agua destilada, de esta solución se tomó 4 ml para regular el pH deseado.

#### 2.3.4.4 .- Nitrato de Amonio

Se empleó una solución de nitrato de amonio 0.5 M. esto significa que se preparó primeramente 0.5 mol-g de  $\text{NH}_4\text{NO}_3$  en un litro de agua destilada, que es equivalente a expresar que se peso 80.04 g de nitrato de amonio grado P.A y se disolvió en un litro de agua destilada es decir  $0.5 \text{ M } \text{NH}_4\text{NO}_3 = 0.5 \times 80.04 \text{ g } \text{NH}_4\text{NO}_3/\text{l}$ . Esto se pesó 40.02 gramos de nitrato de agua destilada. De esta solución se tomaron 5 veces 25 ml de esto solución como agua de lavado de las arcillas mineralizadas.

### **2.3.5 .- Preparación de soluciones en las pruebas metalurgicas de lixiviación de arcillas por agitación mecanica en rodillos.**

#### 2.3.5.1 .- Cianuro de sodio

La concentración utilizada fue de 0.02% de cianuro de sodio, la dilución liquido/sólido=2/1, es decir se empleó 2 litros de solución cianurada al 0.02%, peso de NaCN (pureza=97.5%) utilizado, densidad agua=1g/cm<sup>3</sup>, peso del agua=02 litros=2000 ml=2000 g. Agua destilada.

Peso cianuro preparado (g)= $0.2 \times 2000 / 100 = 0.4 \text{ g NaCN} / 0.975 = 0.41 \text{ g}$   
Cianuro de sodio.

Por tanto se pesaron 0.41 gramos de cianuro de sodio y se disolvieron en 2 litros de agua destilada, agua a la cual se adicionó cal viva para regular el pH a 10.5 y evitar la descomposición del cianuro.



### 2.3.5.2 .- Cal viva

Para los diferentes tipos de arcillas evaluados, las concentraciones de cal empleada fueron de 1.6 Hgcal/T mineral, 1.2 Kg Cal/T mineral, 1.12 Kg Cal/T mineral, 4.10 Kg Cal/T mineral. La metodología realizada para determinar estas concentraciones está descrita en el ítem 2.3.1.2

Por consiguiente para una concentración de cal de 1.6 kg Cal/T para un peso test de mineral de 1 kg la cantidad de cal pesada fue:

$$1.6 \text{ KgCaO/TM}=1.6\text{g CaO/kg mineral}$$

Por tanto en 1 kg de mineral se agrega cal en la cantidad de:

$$1.6 \text{ g CaO/kg mineral} \times 1 \text{ kg mineral}=1.6 \text{ g CaO}$$

$$1.6 \text{ g CaO}/0.8213=1.948 \text{ g cal.}$$

La cal viva presenta 82.13% de pureza como cal libre, los 1.948 gramos de cal se adicionaron a los 2 litros de agua destilada (cal agregar al agua antes que el cianuro) en este caso se originaría una solución de cal de  $1.948 \text{ g}/2 \text{ lt}=0.974 \text{ g Cal/l}$ .

Similarmente para la concentración de 1.2 Kg Cal/T tenemos:

$$1.2 \text{ g CaO/Kg mineral} \times 1 \text{ Kg mineral}= 1.2 \text{ g CaO}/0.8213=1.461 \text{ g CaO,}$$

originando una solución de cal de  $1.461 \text{ g CaO}/2 \text{ lt}=0.730 \text{ r Cal/l}$ .

Para la concentración de 1.12 kg Cal /T tenemos:

$$1.12 \text{ g CaO/Kg mineral} \times 1 \text{ Kg mineral}=1.12 \text{ g CaO}/0.8213=1.363 \text{ g CaO}$$

originando una solución de cal de  $1.363 \text{ g CaO}/2 \text{ lt}=0.681 \text{ g Cal/l}$

Para la concenytración de 4.1 g Cal/T tenemos:

$$\text{g CaO/kg mineral} \times 1 \text{kg mineral}=4.1 \text{ g CaO}/0.8213=4.992 \text{ g CaO,}$$

generando una solución de cal de  $4.992 \text{ g}/2 \text{ lt}=2.496 \text{ g Cal/l}$ .





### 2.3.5.3.- Barrita bullion de Au + Ag

A partir del peso de 0.90 gramos de barrita refinada bullion de Au +Ag, se preparó las soluciones sintéticas de oro a emplearse en los citados tests de lixiviación-adsorción de oro sobre arcillas. En primer término los 0.9 g de Au+ Ag son disueltos a través de solución de cianuro de sodio de título 1000 ppm de NaCN en medio hidróxido de sodio en un litro de solución de agua destilada

1000 ppm NaCN= 1000 mg NaCN/l = 1 g NaCN/l = 1 g NaCN/0.975/l = 1.02 g NaCN/l , quiere decir que se peso 1.02 gramos de cianuro en un litro de agua destilada, agua destilada a la que previamente se le adicionó 1 ml de solución de NaOH a 10 g/l para conseguir el pH de la solución a 10.5. La disolución de la barrita de Au+Ag se realiza en 24 horas de lixiviación en agitador magnético, una vez completada la disolución de la barrita de Au+Ag , el volumen de un litro de solución presentó la siguiente composición química; Au (832.550 ppm), Ag (15.188 ppm ), a partir de estas leyes de oro sintéticos se prepararon las siguientes concentraciones de leyes sintéticas :

N° Test	Muestra	Soluc. Pregnant Au (ppm)	Soluc. Pregnant Ag (ppm)
1	Arcilla blanca Sacalla 392	11.364	0.427
2	Arcilla blanca Sacalla 392	11.970	0.479
3	Arcilla marron Sacalla 392	12.888	0.845
4	Arcilla marron Sacalla 392	12.341	0.749
5	Arcilla blanca Sacalla 432	13.177	2.186
6	Arcilla blanca Sacalla 432	13.024	2.093
7	Arcilla roja Sacalla 392	15.529	0.950
8	Arcilla roja Sacalla 392	12.309	0.943

**Tabla 5. Concentraciones de oro sintético utilizadas en tests de lixiviación**



Para la preparación de la solución sintética de oro, caso test N° 1; el volumen de solución empleada es de 2 l, y se dispone de 1 litro de solución concentrada de oro (832.550 ppm ), a partir de esta concentración inicial de oro se calcula qué volumen de esa ley sintética de oro se toma para agregar a los 2 litros de solución para generar una ley de oro de 11.364 ppm en los 2 litros.

Empleando la relación ;  $C_1 V_1 = C_2 V_2$

$$(832.550 \text{ ppm}) (V) = (11.364 \text{ ppm}) (2 \text{ l})$$

$$V = 0.0273 \text{ l} = 27.30 \text{ ml.}$$

Esto significa que tomando 27.30 ml de la solución sintética de oro de concentración 832.550 ppm, se agrega a los 2 litros de agua destilada para generar una concentración inicial de oro de 11.364 ppm de oro, concentración inicial de oro para el test N° 1 de lixiviación de arcillas en rodillos vibratorios. Similarmente se toma volúmenes diferentes de la solución sintética de oro de concentración 832.550 ppm de Au para generar las concentraciones de oro para los tests N° 2, 3, 4, 5, 6, 7, 8, y los volúmenes diferentes extraídos son tomados de tal forma de generar concentraciones de oro en el rango de 11.364 ppm de Au a 13.177 ppm de Au .

#### 2.3.5.4.- Hidróxido de sodio

En un litro de agua destilada se adiciona 1 ml de NaOH (10 g / l) para alcalinizar la solución a pH = 10.5, se pesa 10 gramos de NaOH grado P.A., y se disuelven en 1 litro de agua destilada, a partir de esta solución se toma 1 ml de la citada concentración de NaOH y se adiciona a la fiola que contiene también 1 litro de agua destilada, se agita vigorosamente en un agitador magnético hasta alcanzar el pH de la solución en 10.5



#### 2.3.5.5.- Agua destilada

La necesaria de acuerdo a la concentración requerida

#### 2.3.6.- Preparación de soluciones en los tests de cianuración en columnas de 8"Ø x 2.5m altura , 3" Ø x 0.55m altura ,6"Øx 2m altura

##### 2.3.6.1.- Cianuro de sodio

- Para la columna de 8"Ø x 2.5m de altura del mineral seductora 398 (arcilla roja), la concentración de cianuro empleada es de 0.02 %, con una pureza de cianuro del 99%, el caudal empleado es de 8 l/h/m<sup>2</sup> que es equivalente a expresar 4.3 cm<sup>3</sup>/min genera un volumen de agua de 6.20 litros para 24 horas continuas de riego, por tanto el peso necesario de cianuro sera ;  $0.02 \cdot 6200 / 100 = 2.48 \text{ g} / 0.99 = 1.25 \text{ g NaCN}$ ; 1.25 g de cianuro que se adicionaron a 6.20 litros de agua a la que previamente se ha adicionado la necesaria cal para un pH= 10.5; en la tabla formato de resultados se observa algunos días un volumen de agua de 12.400 litros (preparado para 48 horas continuas), lo que genera que el cianuro alimentado sea de :

$$0.02 \cdot 12400 / 100 = 2.48 \text{ g NaCN} = 2.48 / 0.99 = 2.50 \text{ g NaCN},$$

el tiempo total de la lixiviación fue de 33 días.

- Para una columna de 3"Ø x 0.55 m de altura del mineral de seductora 438, en un sistema de lixiviación en circuito abierto, la concentración de cianuro empleada es de 0.02 %, con una pureza de cianuro del 99%, de acuerdo al caudal empleado es de 8 l/h/m<sup>2</sup> se genera un volumen de agua de 5 litros para 24 horas continuas de riego, por tanto el peso necesario de cianuro sera ;  $0.02 \cdot 5000 / 100 = 1 \text{ g} / 0.99 = 1 \text{ g NaCN}$ ; 1 gramo de cianuro que se adicionara a 5 litros de agua



a la que previamente se ha adicionado la necesaria cal para un pH= 10.5; el tiempo total de la lixiviación fue de 15 días.

- Para la columna de 6"Ø x 2.0m de altura del mineral arcilla seductora ,la concentración de cianuro empleada es de 0.02 %,con una pureza de cianuro del 99%, el caudal empleado es de 8 l/h/m<sup>2</sup> que es equivalente a expresar 2.4 cm<sup>3</sup> / min genera un volumen de agua de 3.50 litros para 24 horas continuas de riego, por tanto el peso necesario de cianuro sera ;  $0.02 \times 3500 / 100 = 0.70 \text{ g} / 0.99 = 0.70 \text{ g NaCN}$ ; 0.70 gramos de cianuro que se adicionaron a 3.50 litros de agua para un flujo continuo de 24 horas consecutivas, a la que previamente se ha adicionado la necesaria cal para un pH=10.5; en la tabla formato se observa algunos días un volumen de lix de 5 litros que originara mayor adición de cianuro según calculos similares descritos líneas arriba, el tiempo de lixiviación global fue de 28 días.

#### 2.3.6.2.- Cal Viva

- Para columna de 8"Ø x 2.5 m de altura se adicionaron 300 g de cal viva para un peso de mineral de 95.15 kg (100% <2"), esto es para mantener una alcalinidad en el mineral con pH= 10.5, el citado peso de cal origina un consumo inicial de arranque de cal de  $0.300 \text{ kg Cal} / 0.09515 \text{ t mineral} = 3.152 \text{ kg Cal} / \text{t mineral}$ ; en el transcurrir del tiempo se hizo reajustes diarios de cal en la solución lix, a fin de estabilizar el pH en 10.5 , esto es para 6.20 litros de agua se adiciona 0.25 gramos de cal.
- Para columna de 3"Ø x 0.55m de altura se adicionó 15 gramos de cal viva para un peso de mineral de 3 kg (100% <2"), esto es para mantener una alcalinidad en el mineral con pH= 10.5, el citado peso de cal origina un consumo inicial de



arranque de cal de 0.015 kg Cal / 0.003 t mineral = 5 kg Cal / t mineral; en el transcurrir del tiempo se hizo reajustes diarios decal en la solución lix, a fin de estabilizar el pH en 10.5 , esto es para 5 litros de agua se adiciona 0.60 gramos de cal viva.

- Para columna de 6"Ø x 2.0 m de altura se adicionó 234 gramos de cal viva para un peso de mineral de 46.7 kg (100% <2"), esto es para mantener una alcalinidad en el mineral con pH= 10.5, el citado peso de cal origina un consumo inicial de arranque de cal de 0.234 kg Cal / 0.0467 t mineral = 5.01 kg Cal / t mineral; en el transcurrir del tiempo se hizo reajustes diarios decal en la solución lix, a fin de estabilizar el pH en 10.5 , esto es para 3.50 litros de agua se adicionó 0.31 gramos de cal.

#### 2.3.6.3.- Agua industrial

La necesaria para formar las relaciones pedidas en cada tipo de test de cianuración en columna.

### 2.3.7.- Preparación de soluciones en los tests de variación de parámetros de lixiviación de arcillas en columnas

#### 2.3.7.1.- Cianuro de sodio

- Para la columna de 6"Ø x 2.5 m de altura del mineral arcilla roja seductora 438 + gruesos del pad 123, la concentración de cianuro empleada es de 0.02 %,con una pureza de cianuro del 99.9 %,el caudal empleado es de 8 l/h/m<sup>2</sup> que es equivalente a expresar 2.48 cm<sup>3</sup>/min, que genera un volumen de agua de 7 litros para 48 horas continuas de riego, por tanto el peso necesario de cianuro sera ;  $0.02 \cdot 7000 / 100 = 1.40 \text{ g} / 0.999 = 1.40 \text{ g NaCN}$ ; 1.40 gramos de cianuro que se adicionaron a 7 litros de agua para un flujo continuo de 48 horas consecutivas, a la que previamente se ha adicionado la



necesaria cal para un pH=10.5; el tiempo de lixiviación global fue de 29 días.

- Para la columna de 6"Ø x 2.5 M de altura (test duplicado) del mineral arcilla roja seductora 438 + gruesos del pad 123 ,la concentración de cianuro empleada es de 0.02 %,con una pureza de cianuro del 99.9 %,el caudal empleado es de 8 l/h/m<sup>2</sup> que es equivalente a expresar 2.48 cm<sup>3</sup> / min, que genera un volumen de agua de 7 litros para 48 horas continuas de riego, por tanto el peso necesario de cianuro sera ;  $0.02 \cdot 7000 / 100 = 1.40 \text{ g} / 0.999 = 1.40 \text{ g NaCN}$ ; 1.40 gramos de cianuro que se adicionaron a 7 litros de agua para un flujo continuo de 48 horas consecutivas, a la que previamente se ha adicionado la necesaria cal para un pH=10.5; el tiempo de lixiviación global fue de 29 días.
- Para la columna de 8"Ø x 2.5m de altura blending del arcilla roja seductora 438 + Tentadora (1:1) ,la concentración de cianuro empleada es de 0.02 %,con una pureza de cianuro del 97.95 %,el caudal empleado es de 8 l/h/m<sup>2</sup> que es equivalente a expresar 4.30 cm<sup>3</sup>/min, que genera un volumen de agua de 6.22 litros para 24 horas continuas de riego, por tanto el peso necesario de cianuro sera ;  $0.02 \cdot 6220 / 100 = 1.244 \text{ g} / 0.9795 = 1.27 \text{ g NaCN}$ ; 1.27 gramos de cianuro que se adicionaron a 6.22 litros de agua para un flujo continuo de 24 horas consecutivas, a la que previamente se ha adicionado la necesaria cal para un pH=10.5; el tiempo de lixiviación global fue de 23 días.



- Para la columna de 8"Ø x 2.5 m de altura mineral aglomerado (cemento 5 kg/t) + arcilla roja seductora 438, la concentración de cianuro empleada es de 0.02 %, con una pureza de cianuro del 95 %, de acuerdo al caudal empleado de 8 l/h/m<sup>2</sup> se origina un volumen de agua de 12.40 litros para 48 horas continuas de riego, por tanto el peso necesario de cianuro será ;  $0.02 \times 12400 / 100 = 2.48 \text{ g} / 0.95 = 2.61 \text{ g NaCN}$ ; 2.61 gramos de cianuro que se adicionaron a 12.40 litros de agua para un flujo continuo de 48 horas consecutivas, a la que previamente se ha adicionado la necesaria cal para un pH=10.5; el tiempo de lixiviación global fue de 45 días.
- Para la columna de 8"Ø x 2.5m de altura mineral aglomerado (cemento 10 kg / t) + arcilla roja seductora 438, la concentración de cianuro empleada es de 0.017 %, con una pureza de cianuro del 99 %, de acuerdo al caudal empleado de 8 l/h/m<sup>2</sup> se origina un volumen de agua de 6.20 litros para 24 horas continuas de riego, por tanto el peso necesario de cianuro será ;  $0.017 \times 6200 / 100 = 1.054 \text{ g} / 0.99 = 1.07 \text{ g NaCN}$ ; 1.07 gramos de cianuro que se adicionaron a 6.20 litros de agua para un flujo continuo de 24 horas consecutivas, a la que previamente se ha adicionado la necesaria cal para un pH= 10.5; el tiempo de lixiviación global fue de 39 días.

#### 2.3.7.2.- Cal viva

- Para columna de 6"Ø x 2.5 m de altura ( seductora 438 + ripios gruesos pad 123) se adicionó 32.31 gramos de cal viva para un peso de mineral de 46.16 kg (100% <2"), esto es para mantener una alcalinidad en el mineral con pH=10.5, el citado peso de cal origina un consumo inicial de arranque de cal de  $0.03231 \text{ kg Cal} / 0.04616 \text{ T mineral} = 699.95 \text{ g Cal} / \text{t mineral}$ ; en el transcurrir del tiempo se hizo reajustes diarios de cal en la



solución lix, a fin de estabilizar el pH en 10.5 , esto es para 7 litros de agua se adicionó 0.28 gramos de cal.

- Para columna de 8"Ø x 2.5m de altura ( seductora 438 + Tentadora (1:1) se adicionó 30 gramos de cal viva para un peso de mineral de 120 kg (100% <2"), esto es para mantener una alcalinidad en el mineral con pH= 10.5, el citado peso de cal origina un consumo inicial de arranque de cal de 0.030 kg Cal / 0.120 T mineral = 250 g Cal / t mineral; en el transcurrir del tiempo se hizo reajustes diarios decal en la solución lix, a fin de estabilizar el pH en 10.5 , esto es para 6.22 litros de agua se adicionó 0.24 gramos de cal.
- Para la columna de 8"Ø x 2.5m de altura mineral aglomerado (cemento 5 kg / t) + arcilla roja seductora 438, se adicionó 200 gramos de cal viva para un peso de mineral de 100 kg (100% <2"), esto es para mantener una alcalinidad en el mineral con pH= 10.5, el citado peso de cal origina un consumo inicial de arranque de cal de 0.200 kg Cal / 0.100 t mineral = 2000 g Cal / t mineral; en el transcurrir del tiempo se hizo reajustes diarios de cal en la solución lix, a fin de estabilizar el pH en 10.5 , esto es para 12.40 litros de agua se adicionó 0.50 gramos de cal.
- Para la columna de 8"Ø x 2.5 de altura mineral aglomerado (cemento 10 kg / t) + arcilla roja seductora 438, se adicionó 200 gramos de cal viva para un peso de mineral de 94 kg (100% <2"), esto es para mantener una alcalinidad en el mineral con pH=10.5, el citado peso de cal origina un consumo inicial de arranque de cal de 0.200 kg Cal / 0.094 t mineral = 2127 g Cal / t mineral; en el transcurrir del tiempo se hizo reajustes diarios de cal en la solución lix, a fin de estabilizar el pH en 10.5, esto es para 6.20 litros de agua se adicionó 0.24 gramos de cal.





### 2.3.7.3.- Agua industrial

La necesaria para formar las relaciones pedidas en cada tipo de test de cianuración en columna..

### **2.3.8.- Preparación de soluciones en los tests de cianuración en columnas altas de 1.2m Ø x 6 m altura**

#### 2.3.8.1.- Cianuro de sodio

La concentración de cianuro empleada es de 0.020 %, con una pureza de cianuro del 97.51 %, de acuerdo al caudal empleado de 8 l/h/m<sup>2</sup>, es decir 126.7 ml / min, se origina un volumen de agua de 200 litros para 24 horas continuas de riego, por tanto el peso necesario de cianuro será:  $0.020 \times 200000 / 100 = 40 \text{ g} / 0.9751 = 41.02 \text{ g NaCN}$ ; 41.02 gramos de cianuro que se adicionaron a 200 litros de agua para un flujo continuo de 24 horas consecutivas, a la que previamente se ha adicionado la necesaria cal para un pH= 10.5; el tiempo de lixiviación global fue de 70 días.

#### 2.3.8.2.- Cal viva

Se adicionó 6169.9 gramos de cal viva para un peso de mineral de 11.218 t (100% ROM), esto es para mantener una alcalinidad en el mineral con pH= 10.5, el citado peso de cal origina un consumo inicial de arranque de cal de  $6.1699 \text{ kg Cal} / 11.218 \text{ t mineral} = 0.55 \text{ kg Cal} / \text{t mineral}$ ; en el transcurrir del tiempo se hizo reajustes diarios de cal en la solución lix, a fin de estabilizar el pH en 10.5 , esto es para 200 litros de agua se adicionó 6 gramos de cal

#### 2.3.8.3.- Agua industrial

La necesaria para formar las relaciones pedidas en cada tipo de test de cianuración en columna. Alta .



### 2.3.9.- Preparación de soluciones en el test de cianuración en celda y/o modulo industrial 262 de los pads de lixiviacion

#### 2.3.9.1.- Cianuro de sodio

La concentración de cianuro empleada estuvo en el rango de (200 ppm – 250 ppm ), con una pureza de cianuro del 97.50 %, de acuerdo al caudal empleado de 8.89 l/h/m<sup>2</sup> y al area de riego de del modulo 262 de 3105 m<sup>2</sup> de acuerdo al caudal se origina un volumen diario de agua de 8.89 l/h/m<sup>2</sup> \* 3105 m<sup>2</sup> = 27603.45 l / h, generandose por dia un volumen de agua de 27603.45 l / h \* 24 h = 662482.8 litros de agua para 24 horas continuas de riego, por tanto el peso necesario de cianuro sera ;  $0.0225 * 662482.8 / 100 = 149.058 \text{ kg} / 0.975 = 152.88 \text{ kg NaCN}$ ; 152.88 kilogramos de cianuro que se adicionaron a 662482.8 litros de agua industrial ( 662.482 m<sup>3</sup>) para un flujo continuo de 24 horas consecutivas, a la que previamente se ha adicionado la necesaria cal para un pH= 10.5; el tiempo de lixiviación global fue de 79 dias.

#### 2.3.9.2.- Cal viva

Se adicionó 38609.35 kg de cal viva para un peso de mineral de 59399 t (100% ROM), esto es para mantener una alcalinidad en el mineral con pH=10.5, el citado peso de cal origina un consumo inicial de arranque de cal de  $38609.35 \text{ kg Cal} / 59399 \text{ t mineral} = 0.65 \text{ kg Cal} / \text{t mineral}$  .

#### 2.3.9.3.- Agua industrial

La necesaria para formar las relaciones pedidas en el test industrial de cianuración en pila .



### **2.3.10.- Preparación de soluciones en los tests de blending de arcillas a través de los tests de velocidad de percolación**

#### 2.3.10.1.- Cianuro de sodio

La concentración de cianuro empleada es de 0.02 %, con una pureza de cianuro del 97.50 %, el caudal empleado es de 8 l/h/m<sup>2</sup> se utilizó un volumen de agua de 5 litros para 24 horas continuas de precolación en columnas de 1.18"Ø, por tanto el peso necesario de cianuro será:  $0.02 \cdot 5000 / 100 = 1.0 \text{ g} / 0.975 = 1.02 \text{ g NaCN}$ ; 1.02 gramos de cianuro que se adicionaron a 5 litros de agua para un flujo continuo de 24 horas consecutivas, a la que previamente se ha adicionado la necesaria cal para un pH= 10.5.

#### 2.3.10.2.- Cal viva

Se adicionó 0.111 gramos de cal viva para un peso de mineral de 138.78 g (100% <1"), esto es para mantener una alcalinidad en el mineral con pH=10.5, el citado peso de cal origina un consumo inicial de arranque de cal de  $0.111 \text{ g Cal} / 0.13878 \text{ kg mineral} = 0.800 \text{ kg Cal} / \text{t mineral}$ .

#### 2.3.10.3.- Agua industrial

La requerida para las concentraciones necesarias de los tests de velocidad de percolación .



### **2.3.11.- Preparación de soluciones en los tests de análisis granulométricos (tamizado )**

#### 2.3.11.1.- Agua industrial

La requerida para el correspondiente tamizado y/o zarandeo en humedo de los diferentes tamaños de partículas de mineral.

### **2.3.12.- Preparación de solución en la determinación de la gravedad específica**

#### 2.3.12.1.- Agua destilada

En una fiola aforada de 250 ml, se agrega el volumen de agua requerido hasta la línea de aforo, para posteriormente agregar 100 gramos de mineral pulverizado a – 100 mallas , posteriormente se enrasa con agua la fiola y se pesa la fiola + la muestra pulverizada + el agua adicionada .

### **2.3.13.- Preparación de soluciones en la caracterización química**

#### 2.3.13.1.- Preparación de soluciones en el análisis químico de oro y plata via fire assay

En la etapa de copelación se hace uso únicamente del ácido nítrico P.A., empleándose 10 ml de  $\text{HNO}_3$  ( 15% ) o 10 ml de  $\text{HNO}_3$  1:6 ; también se utiliza agua desionizada caliente para etapas de lavado, e hidróxido de amonio 1:6.



2.3.13.2.- Preparación de soluciones utilizadas en el análisis químico de oro y plata vía absorción atómica. Las soluciones estándar de oro (100 ppm) y plata (1000 ppm) se obtienen a partir de laboratorios transnacionales de reconocido prestigio, y verificados vía AA en Comarsa.

- Solución blanco-lix: el blanco-lix está preparado en función a la concentración que tiene la solución lix en el pad, actualmente 0.020% de NaCN y 0.020% de CaO, tomamos 0.20 gramos de NaCN y 0.20 gramos de CaO y llevamos a una fiola de 1000 ml, luego enrasamos con agua desionizada y agitamos hasta su total disolución .
- Solución estándar de oro de 2 ppm : Se toma 2 ml de la solución estándar de oro de 1000 ppm ) y se lleva a una fiola de 1000 ml. Se afora con el blanco-lix, sagitar bien hasta obtener una solución homogénea y uniforme.
- Solución estándar de oro de 4 ppm: Tomar 4 ml de solución estándar de oro y llevar a una fiola de 1000 ml, aforar con el blanco lix , agitar bien hasta obtener una solución homogénea y uniforme.
- Solución estándar de plata de 1.00 ppm: Tomar 1 ml de solución estándar de plata y llevar a una fiola de 1000 ml, aforar con el blanco lix , agitar bien hasta obtener una solución homogénea y uniforme
- Solución estándar de plata de 2.00 ppm: Tomar 2 ml de solución estándar de plata y llevar a una fiola de 1000 ml, aforar con el blanco –lix , agitar bien hasta obtener una solución homogénea y uniforme



- Cianuro de sodio en la solución blanco-lix: La concentración de cianuro empleada es de 0.02 %, con una pureza de cianuro del 99.90 %, en un volumen de 1 litro de solución cianurada al 0.02% el peso necesario de cianuro será ;  $0.02 \cdot 1000 / 100 = 0.20 \text{ g} / 0.999 = 0.20 \text{ g NaCN}$ ; 0.20 gramos de cianuro que se adicionaron a 1 litro de agua , a la que previamente se ha adicionado la cal necesaria para un pH= 10.5
- Cal viva en la solución blanco-lix: La concentración de cal viva (CaO) empleada es de 0.020 %, con una pureza del 99.99 %, en un volumen de 1 litro de solución cianurada , esto equivale a pesar CaO como ;  $0.02 \cdot 1000 / 100 = 0.20 \text{ g} / 0.999 = 0.20 \text{ g CaO}$ ; 0.20 gramos de cal que se adicionaron a 1 litro de agua en una fiola.

### **2.3.14.- Preparación de soluciones en el análisis químico de oro soluble en minerales vía absorción atómica**

#### 2.3.14.1.- Cianuro de sodio

Se preparó 30 ml de una solución cianurada al 1% , esto equivale a preparar  $1 \cdot 30 / 100 = 0.30 \text{ g NaCN} = 0.30 / 0.999 = 0.30 \text{ g NaCN}$ , y se disuelve en 30 ml de agua desionizada a la que previamente se le agrega NaOH para alcanzar un pH en el rango de 10.5 – 11.0

#### 2.3.14.2.- Hidróxido de sodio

En 30 ml de agua desionizada se preparó NaOH al 0.5%, esto equivale a preparar  $0.5 \cdot 30 / 100 = 0.15 \text{ g NaOH} = 0.15 / 0.999 = 0.15 \text{ g NaOH}$ , y se disuelven en 30 ml de agua desionizada.



### **2.3.15.- Preparación de soluciones en el análisis químico de oro y plata en carbones activados**

HNO<sub>3</sub> al 15 % a ser utilizado en la etapa de partición, gotas de HNO<sub>3</sub> concentrado en la etapa final de la partición, gotas de hidróxido de amonio.

### **2.3.16.- Preparación de soluciones en el análisis de cianuro libre en soluciones de lixiviación**

- Solución de nitrato de plata: Pesar 2.166 g de AgNO<sub>3</sub> (99.99 % de pureza), disolver con agua destilada y aforar en una fiola de 1000 ml y homogenizar la solución.
- Rhodamina : Pesar 0.100 g de rhodamina Q.P. y disolver en 100 ml de acetona.
- Hidróxido de sodio (40 %): Pesar 40 g de NaOH, disolver en 100 ml de agua destilada

### **2.3.17.- Preparación de soluciones en el análisis del óxido de calcio (CaO) en soluciones cianuradas de lixiviación**

- Solución de ácido oxálico: Pesar 2.8125 gramos de ácido oxálico, disolver en agua destilada caliente y aforar a fiola de 1000 ml con agua desionizada y homogenizar.
- Fenolftaleína : Pesar 0.2 gramos de fenolftaleína y disolver en 100 ml de alcohol.



## 2.4.- TECNICAS ANALITICAS

### 2.4.1.- Análisis químicos de oro y plata

En conexión con la identificación y estimación de minerales de arcilla puede ser útil para determinar minerales que contienen elementos no presentes en ningún otro mineral.

#### 2.4.1.1.- Análisis espectrofotométrico (absorción atómica )

Las muestras para el análisis varían en peso de 10 mg a 1g. dependiendo de las concentraciones de los elementos a analizar, pueden ser tomadas primeramente en una solución. Normalmente se utiliza agua regia para metales, mientras que en el caso de materiales no metálicos las muestras en polvo pueden ser disueltas en una mezcla de ácido fluorhídrico y ácido perclórico. Unos pocos mililitros de esta solución son aspirados para formar un fino spray, el cual es entonces llevado hasta la llama adecuada (p.e. aire / acetileno, óxido nitroso / acetileno), donde la solución es eficazmente atomizada. Para el análisis cuantitativo, se realiza una calibración con soluciones conteniendo cantidades conocidas de los elementos a analizar, es necesario que entre éstas haya una relación lineal y entre la concentración y la absorbancia (A).

Se basa en la producción de un estado excitado de un átomo causada por la absorción de un fotón por el átomo. Cuando luz, que contiene el espectro del elemento específico pasa por una mezcla de gas de átomos no excitados de este elemento específico, las longitudes de ondas características para este elemento son absorbidas parcialmente produciendo de tal modo el espectro de líneas característico para este elemento. Para la mayoría de los elementos el espectro de líneas se ubica en la región ultravioleta y de la luz visible del espectro electromagnético. Como la intensidad de la absorción depende directamente de la cantidad de átomos presentes y capaces de absorber, la extinción de la muestra y la concentración del elemento





específico están relacionadas linealmente. A través de calibración se obtiene la concentración del elemento en la muestra.

Las partes más importantes de un espectrómetro de absorción atómica son una fuente luminosa, la unidad de absorción como la llama de acetileno, en que la muestra es atomizada o ionizada, un monocromador normalmente una rejilla, un detector (usualmente un fotomultiplicador), un amplificador y una unidad para grabar los resultados. La atomización de la muestra también se puede llevar a cabo en un tubo de grafito calentado, lo que para varios elementos mejora el límite de detección.

El rango de concentración óptimo para un elemento determinado en la solución usando espectroscopia de absorción atómica es típicamente 1-10 ppm (1 g/ml de sol.). La concentración límite para el análisis dependerá principalmente de la cantidad de muestra disponible.

Los métodos espectrográficos para el análisis cualitativo y cuantitativo presentan considerables ventajas sobre los métodos húmedos ordinarios. En primer lugar el análisis es totalmente objetivo, determinando tanto los elementos inesperados como los esperados. En segundo lugar, es capaz de determinar cantidades menores de constituyentes raros. Por último es rápido, ya que un análisis completo de silicatos exige solamente de tres a cuatro horas, y requiere sólo pequeñas muestras.

El aparato se compone de un espectrógrafo, una fuente de excitación, y medios de registros fotográfico, de observación y comparación. Para espectros de emisión la muestra debe prepararse de tal modo que pueda volatilizarse completamente en el arco, y así pueden registrar su presencia todos sus constituyentes.



Para análisis cualitativo se compara el espectrograma obtenido con un espectro puro que tiene numerosas líneas, por ejemplo, el del hierro, y así hace posible su identificación la posición exacta de las líneas dadas por la muestra de ensayo. Para trabajo cuantitativo se miden las intensidades de líneas cuidadosamente elegidas, en comparación con patrones fotografiados en condiciones idénticas. Debido a la sensibilidad del método, los patrones para comparación deben prepararse a partir de sustancias espectroscópicamente puras.

La aplicación de la espectroscopia a los materiales cerámicos no es totalmente inmediata debido a que algunos constituyentes se volatilizan mucho más fáciles que otros.

Los métodos desarrollados para análisis completos implican en todos los casos una determinación. Hegemann y Zoellner en 1952 empleaban tres sistemas de electrodos diferentes, junto con un espectroscopio de cuarzo que hace accesible la región ultravioleta. Las tres determinaciones son:

1. Análisis cualitativo completo más la determinación cuantitativa de los constituyentes menores.
2. Determinación de los componentes principales (más de 1%) con aproximación de  $\pm 2$  a 3%. La muestra montada sobre papel filtro, se hace girar entre los electrodos de carbono puro.
3. Determinación de los alcalis. El  $\text{Na}_2\text{O}$  puede determinarse hasta un mínimo de 0.01% y el  $\text{K}_2\text{O}$  hasta un mínimo de 0.05% con un error de  $\pm 2$  % de su contenido.



Jones describe métodos espectrográficos para la determinación de constituyentes menores en refractarios, a saber de  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  $\text{TiO}_2$ ,  $\text{ZrO}_2$ ,  $\text{Na}_2\text{O}$  y  $\text{K}_2\text{O}$  que existen en cantidades inferiores al 6%, circunstancias en las que el análisis espectrográfico es al menos tan exacto como el análisis químico.

En el nuevo espectrofotómetro de absorción la muestra se pone en disolución y se inserta en una cubeta de vidrio. La longitud de onda de la luz incidente puede variarse gradualmente mediante el giro de un botón y observarse y registrarse la absorción para cada longitud de onda. En el trabajo cualitativo la absorción en las regiones ultravioleta y visible da los elementos presentes y la producida en el infrarrojo proporciona evidencia acerca de los compuestos presentes. Se eligen entonces líneas adecuadas para comparación y se compara con las dadas por una solución patrón contenida en una cubeta idéntica que puede intercambiarse fácilmente con la solución de ensayo.

#### 2.4.1.2.- Análisis por vía seca ( Fire assay )

Consiste en fundir la muestra con la mezcla fundente, concentrando el oro y la plata en el régulo de plomo, luego es copelado oxidando el plomo, y al Doré se le disgrega con Acido Nítrico al 15%, obteniéndose el botón de Oro o Lágrimas de Oro para que finalmente sea calcinado y luego pesado.



## COMPOSICIÓN QUIMICA DEL FLUX PARA MUESTRAS OXIDADAS

DESCRIPCIÓN	CANTIDAD (Kilogramos)	%
Litargirio	50.00	50.00
Carbonato de Sodio	35.73	35.73
Bórax	11.43	11.43
Sílice	2.84	2.84
	100.00	100.00

## COMPOSICIÓN QUIMICA DE FLUX PARA MINERALES SULFURADOS

DESCRIPCIÓN	CANTIDAD (Kilogramos)	%
Litargirio	50.00	80.00
Carbonato de Sodio	8.19	13.10
Bórax	1.56	2.50
Sílice	2.75	4.40
	62.50	100.00

## COMPOSICIÓN QUIMICA DEL FLUX PARA CONCENTRADOS POLIMETALICOS

DESCRIPCIÓN	CANTIDAD (Kilogramos)	%
Litargirio	50.00	66.67
Carbonato de Sodio	20.00	26.67
Bórax	2.00	2.66
Sílice	3.00	4.00
	75.00	100.00



#### 2.4.1.3.- Análisis de soluciones cianuradas de Au y Ag via absorción atómica

Consiste en determinar la cantidad de oro y plata en las soluciones de lixiviación, estas son leídas en el Espectrofotómetro de Absorción Atómica, luego son calculadas para ser reportados a la Planta ADR.

El uso de la técnica de absorción atómica hace posible determinar elementos que se encuentran en las soluciones y/o minerales en cantidades de ppm (1 g/g de muestra) que por otros métodos analíticos no podrían determinarse. Este método de análisis se aplica para la caracterización de minerales. Con este método se puede determinar los siguientes elementos en minerales. Sodio (Na), Manganeso (Mn), Cromo (Cr), Hierro (Fe), Cobre (Cu), Estroncio (Sr), Magnesio (Mg), Níquel (Ni), Potasio (K), Aluminio (Al), Zinc (Zn), Litio (Li), Rutenio (Ru), Oro ( Au ), Plata ( Ag ), etc. Se puede realizar la identificación de diversas rocas mineralizadas, usando espectroscopía de absorción atómica.

#### 2.4.1.4.- Análisis de oro y plata en carbones activados

El presente método será utilizado para determinar el contenido de oro en las muestras de carbón Activado que resulta del Proceso de Adsorción - Desorción de la planta metalúrgica. Consiste en fundir y copelar la muestra, en donde separamos el doré del plomo y de las impurezas, luego se prosigue con la partición para determinar la cantidad de oro en la Ultra micro balanza.



### **2.4.2.- Análisis por difracción de rayos X (DRX)**

La DRX permite conocer la estructura interna de los minerales y por lo tanto el medio más seguro para identificarlos. En los casos en que han sido posible separar los minerales tal identificación es directa. Sin embargo, cuando están presentes varios minerales de arcilla, las líneas dadas por uno pueden denominar a las de los demás en una fotografía directa de polvo. Por ejemplo Keppeler ha demostrado que pequeñas cantidades de montmorillonita de grano muy fino presentes en la caolinita no son detectable por los rayos X aunque su influencia por las relaciones arcilla-agua puede ser suficiente para detectarlas por tal camino.

Fripiat [51] , describe un método por el cual se reduce el número de líneas en la fotografía de RX. Dicho método aprovecha la forma laminar de las partículas individuales. Por evaporación lenta de una suspensión las láminas se depositan una sobre otras con todas las caras planas paralelas. Entonces puede investigarse como un cristal simple dando unas cuantas líneas características. Es fácil medir la altura de la capa unidad, que es característica para los grupos de minerales de arcilla como son: 7.1 A (amstrong) caolinita, 7.3 A halosita, 10 A y superiores montmorillonita.

El aparato requerido para investigaciones por difracción de rayos X se compone esencialmente de una fuente de rayos X monocromáticos, un sistema adecuado para el montaje de la muestra y una cámara para recibir y registrar los rayos difractados. La longitud de onda está parcialmente determinada por el anticátodo del tubo de rayos X de tal forma que debe disponer de una serie de éstos para obtener una gama completa. Son también necesarios filtros adecuados para selección ulterior. Además deben ser ajustables el voltaje y la corriente. La difracción de rayos X en muestras de polvo se hace en una cámara circular. Esta es la más utilizada en investigación de materiales.



Existen numerosos instrumentos utilizables para trabajos de difracción de rayos X. Los rayos X son radiaciones electromagnéticas cuyas longitudes de onda son del orden de  $10^{-8}$  cm o menor. La difracción de los rayos X por los cristales es un fenómeno importante por que puede emplearse para revelar las ubicaciones de los átomos en un sólido. Los diagramas de difracción se producen cada vez que la luz pasa a través de una estructura periódica que posee características que se repiten regularmente. Para que un diagrama de difracción resulte observable, la distancia que se repite en la estructura periódica debe ser aproximadamente igual a la longitud de onda de la luz utilizada. Una red cristalina es una estructura periódica tridimensional de donde la distancia que se repite es de aproximadamente de  $10^{-8}$  cm (distancia interatómica), actuando como una rejilla de difracción de donde dos conjuntos de ondas llegan a interferirse consecutivamente para producir los puntos de máxima intensidad a lo largo de una línea denominada rayo.

Para que 2 ondas lleguen al mismo punto del detector y producir la máxima intensidad en este luego de ser difractadas por la celda deben llegar en fase (interferencia constructiva) y para ello las distancias recorridas deben diferir en un número entero de longitudes de onda.

La ecuación de Difracción de Bragg permite determinar los espacios interplanares característicos de un cristal a partir de las medidas de los ángulos de difracción y conociendo la longitud de onda de los rayos X.

El factor más importante que interviene en la deducción de la ecuación de Bragg es la distancia regular que hay entre los planos de la red. Cuando el ángulo del rayo incidente es igual al ángulo del plano difractado hay un máximo de intensidad en el detector y esto es consecuencia de los espaciamientos regulares de los átomos en el plano. Si la distribución de los átomos en los planos o la distancia entre los planos paralelos llega a ser irregular como en el caso de los líquidos y los sólidos amorfos, no se observan diagramas tan nítidos de difracción de rayos X.



### **2.4.3.- Análisis por microscopía electrónica**

El microscopio electrónico, el empleo de ondas muchísimo más cortas en este instrumento le capacita para resolver partículas hasta de 0.01 micras. Las muestras han de montarse especialmente en una delicada membrana de celulosa, y el campo de visión es muy pequeña, 30  $\mu\text{m}^2$ . Si embargo, como es posible la observación visual sobre una pantalla fluorescente resulta de empleo más sencillo que el microscopio que utiliza luz ultravioleta.

Es con el microscopio electrónico como ha sido posible determinar los tamaños y formas reales de las partículas de arcilla y explicar la variación de propiedades en diferentes muestras que otros instrumentos demuestran ser del mismo mineral, por ejemplo, ciertos caolines presentan mayor viscosidad en una suspensión y mayor resistencia en fresco de un a pieza moldeada que otros. No pueden diferenciarse por rayos X o análisis térmico diferencial, pero el microscopio electrónico ha demostrado que las muestras menos viscosas poseen cristales complejos finos.

Mejoras en la técnica de reproducción han hecho actualmente posible el estudio con gran aumento de las características estructurales y particularidades de superficie de los agregados de arcilla, tales como se encuentra en la naturaleza o en el laboratorio.

### **2.4.4.- Determinación de la capacidad de intercambio iónico ( CIC )**

Determinados sólidos tienen su superficie cargada eléctricamente y, cuando están en contacto con las aguas naturales, su carga provoca que iones de carga opuesta, presentes en el agua, se concentren en la interfase solución-sólido. La causa del intercambio obedece a que los iones adsorbidos en la superficie lo están muy débilmente (iones lábiles) de modo que pueden ser fácilmente reemplazados por otros iones, conservándose la carga. Se trata de un fenómeno regulado por un equilibrio dinámico entre los iones adsorbidos y los del agua.





En general, todos los minerales tienen cierta capacidad de cambio, pero sólo la presentan de forma acentuada algunas especies minerales, entre las que destaca el grupo de las arcillas.

Las arcillas, a valores de pH normales, están cargadas negativamente. El hecho de que sus cargas negativas libres de superficie sean compensadas por la adsorción de cationes, hace que habitualmente el fenómeno sea conocido como intercambio catiónico o de bases.

En general, la fuerza de enlace de los cationes depende de su valencia, tamaño efectivo e hidratación, y de las características del adsorbente.

Algunos cationes pueden ser fijados irreversiblemente en las arcillas. Tal es el caso de los cationes de gran tamaño no hidratado ( $\text{NH}_4^+$  y  $\text{K}^+$ ), del  $\text{Li}^+$ , por su pequeño radio fuertemente hidratado y del  $\text{Mg}^{2+}$ , que puede formar parte de la red mineral.

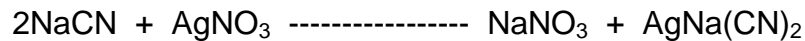
Los procesos de cambio iónico involucran principalmente al  $\text{Ca}^{2+}$ ,  $\text{Mg}^{2+}$ ,  $\text{Na}^+$  y  $\text{K}^+$ , si bien, los procesos de intercambio  $\text{Ca}^{2+} - \text{Na}^+$  son, seguramente, los más comunes dentro de los sistemas naturales y el proceso de intercambio más común es el que implica a estos dos cationes Na y Ca. El que la reacción se produzca en una u otra dirección dependerá de las características del material de intercambio y, sobre todo, de la composición química de la solución en contacto.

El cambio iónico es en sí un proceso rápido, si el material con el que se efectúa el intercambio presenta suficiente superficie de contacto, que no altera el total de meq/l de iones disueltos.

**2.4.5.- Determinación de cianuro libre en soluciones cianuradas**

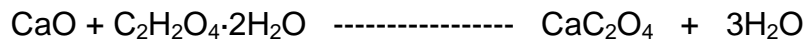
Nos permite saber la cantidad de Cianuro Libre y Cianuro Total en soluciones cianuradas de lixiviación.

El método consiste en titular las soluciones lixiviadas con sus respectivos indicadores y reactivos a una determinada concentración.

**2.4.6.- Determinación de óxido de calcio en soluciones cianuradas**

Nos permite saber la cantidad de Cal que existen en las soluciones de lixiviación, el cual nos permite neutralizar la acidez del mineral y consecuentemente proteger al Cianuro de la descomposición.

El método consiste en titular las soluciones Cianuradas de lixiviación con sus respectivos indicadores y reactivos para determinar la cantidad de cal que hay en la solución.

**2.4.7.- Determinación de la densidad (gravedad específica) en minerales**

El presente método será utilizado para determinar la densidad del mineral en los tajos de las operaciones minero-metalúrgicas y otras zonas en exploración. La densidad está definida como el peso unitario del material dividido por el peso unitario del agua destilada a 4 grados centígrados. Se representa la densidad o Gravedad Específica por Gs, y también se puede calcular utilizando cualquier relación de peso de la sustancia a peso del agua siempre y cuando se consideren volúmenes iguales de material y agua.

$$Gs = Ws/v / Ww/v$$

El método consiste en pesar una muestra de mineral pulverizado a 100 % < 100 mallas y llevarlo a una fiola, siendo ésta aforada con agua; de esta forma tomamos varios datos y por cálculos determinamos la Gravedad Específica del mineral.



#### **2.4.8.- Determinación del contenido de humedad**

Es importante conocer el contenido de humedad de las materias primas, no sólo para hacer las pertinentes correcciones en la pesada sino también, en el caso de las arcillas empleadas lo más aproximadamente posible en su condición natural, a fin de hacer el ajuste necesario para darles el contenido óptimo de agua. Es también muy importante controlar el contenido de humedad en los materiales cerámicos preparados para moldeo, especialmente de los prácticamente secos.

Las muestras deben pesarse, secarse a 110° C, enfriarse en un desecador y pesarse de nuevo. Es más conveniente expresar el contenido de humedad como porcentaje del peso sobre la muestra seca, pero como no siempre se hace así debe indicarse el método adoptado.

Un control de rutina adecuada puede requerir frecuentemente toma y ensayo de muestras, quizás hasta con frecuencia de cada diez minutos.

Los medidores de humedad desarrollados comercialmente pueden dividirse en dos clases:

- Determinación directa de humedad.
- Determinación de una propiedad relacionada con el contenido de humedad.

Existen aparatos para la pesada y secado de un cierto número de muestras simultáneamente, pero la toma de las muestras y la determinación de la pérdida de peso de cada una requiere todavía un operario íntegramente dedicado a esta misión.

El contenido de humedad de una determinada muestra de suelo, está definida como el peso del agua, sobre el peso de los sólidos por cien (para dar el valor en porcentaje), y está definida por la letra W.



## 2.5.- TECNICAS DE SEPARACIÓN POR TAMAÑOS DE PARTICULA

### 2.5.1.- Análisis granulométrico (tamizado)

El tamizado es un procedimiento de separación de las partículas de un material de acuerdo a su tamaño. El número de tamiz, en el caso de las series ASTM y Tyler, se refiere al número de hilos que tiene por unidad lineal.

El método que debe seguirse para tamizar una muestra es:

1. Pesar un peso definido de mineral de determinado tajo mineral y realizar lo siguiente ;
2. Pasar la muestra mineral por diferentes mallas de la serie Tyler o serie AST desde rango de mallas gruesos a rango de mallas finos utilizando H<sub>2</sub>O como agente lavador.
3. Secar cada una de las fracciones al aire y luego en la estufa.
4. Pesar cada fracción y determinar el rendimiento de cada malla.

Pueden determinarse todas las proporciones de partículas más gruesas pasando la mezcla de minerales de diferentes tamaños de partícula a través de una serie de tamices. Los tamices pueden hacerse de alambre, seda o nylon. Ya que el número de tamiz es el número de hilos por unidad lineal y como los distintos tipos de hilo son de espesor diferente, puede variar la abertura real. Por ello es necesario establecer la especificación exacta del tamiz.

El tamizado es un proceso estadístico, esto es, existe siempre un elemento de probabilidad en cuanto a si una partícula puede pasar o no a través de una abertura dada. Únicamente puede conseguirse reproducibilidad normalizando el tiempo y el método de tamizado.



A fin de eliminar el elemento humano en el tamizado existe cierto número de dispositivos mecánicos de agitación o vibración para la realización de los análisis de tamizado. Estos soportan un juego de tamices de ensayo clasificados junto con un fondo y una tapa, y vibran durante un tiempo dado en una forma reproducible. Se accionan por medio de un motor de pequeña potencia.

La granulometría tiene una gran influencia en las reacciones en estado sólido, en cuyas condiciones cuanto mayor es la superficie tanto más rápida es la reacción, y similarmente en la reacciones sólido-líquido. Para tales propósitos es de máxima utilidad el conocimiento de la superficie.



## 2.6.- PROCEDIMIENTOS DE ANÁLISIS

### 2.6.1.- Procedimiento de análisis químico de oro y plata en minerales via fire assay (via seca)

- Previamente limpiar los crisoles de 30 g., enumerar de acuerdo al código de cada muestra y colocarlos en forma ordenada en la sección pesada de muestras.
- Adicionar flux en bolsa de plástico 7x10"x1.5 (150 g. aprox. para crisoles de 30 g.) y llevar a los crisoles de 30 g.
- Pesar 30 g de muestra pulverizada de: Producción, Taladros BDH, Mineral Roto y muestreo Sistemático.
- Añadir 4 g. de harina, 15 mg de Nitrato de Plata, luego homogeneizar la mezcla y colocar dentro del crisol evitando pérdida de muestra.
- Cubrir la mezcla homogeneizada con 20 g. de Bórax aprx.
- Llevar los crisoles al horno de fundición a una temperatura de 900 °C por un período de 10 minutos, luego subir la temperatura a 1050 °C durante una hora.
- Retirar el crisol del horno realizando un movimiento circular para una mejor aglomeración de Plomo y golpear sobre la superficie de la mesa metálica.
- Verter el contenido del crisol en la lingotera previamente limpia y completamente seca.
- Dejar enfriar unos 15 minutos, retirar la escoria de la lingotera, golpeando con un martillo para liberar el régulo de plomo que debe tener 30 g aprox. y darle la forma de un cubo y colocar sobre los crisoles conservando la codificación inicial y luego copelar.
- Las copelas previamente serán puestas en el horno por un tiempo de 20 minutos a 860°C.
- Colocar el cubo de plomo sobre las copelas con una tenaza y cerrar la puerta del Horno, y cuando el plomo se haya fundido entreabrir la para que entre una corriente de aire y así oxidar el Plomo.
- La copelación debe durar aproximadamente 50 minutos, el punto final de la copelación es notorio, sucede cuando aparece el relampagueo



de plata tipo spray, proceder a retirar la copela del horno y dejar enfriar 20 minutos.

- Codificar las copelas de acuerdo al número de cada crisol y extraer los dorés (oro/plata) con una pinza especial, limpiando su base con una brocha y laminar con martillo para su respectiva partición.
- Colocar el doré en un crisol de porcelana, disgregar con 10 ml de ácido nítrico (1:6) ó 15% y llevar a la plancha por el espacio de 20 minutos a 100° C, luego elevar la T° 200° C durante 40 minutos, el punto final es cuando ya no hay reacción química.
- Decantar la solución y lavar unas 6 veces con agua desionizada caliente libre de cloruros, luego lavar con hidróxido de Amonio 1:6 y finalmente lavar con agua una vez.
- Secar el crisol en la plancha por 5 minutos, luego calcinarlo en la mufla electrica gress a 800°C hasta que el crisol tome color rojo naranja (5 minutos aprox.).
- Enfriar bien los crisoles de porcelana y pesar el botón de oro en la ultramicro balanza sartorius S4 ,registrando el peso en los formatos de trabajo.
- Expresion de resultados:

$$Au = ( P1/P ) \times 1000$$

$$Au = 33.33 \times P1$$

Donde:

Au: Contenido de oro en gramos por Tonelada Métrica (g/t)

P1: Peso en miligramos del botón de oro.

P: Peso en gramos de la muestra.(30 gr).

Nota: Para convertir gramos por tonelada métrica a onzas por tonelada corta, se multiplica por 0.0291667.

PATRONES USADOS EN ANÁLISIS:

PATRON CERTIFICADO: ROCK LABS-AUSTRALIA

PATRON PRIMARIO : Laboratorios SGS-LIMA.

PATRON SECUNDARIO: Laboratorio CIMM PERU-LIMA

PATRON INTERNO : Laboratorio COMARSA.

BLANCO : 4 BK/ POR BATCH de Muestra.



### 2.6.2.- Procedimiento de análisis químico de oro y plata de soluciones cianuradas via absorción atómica

El procedimiento es el siguiente:

- Tomar la muestra solución de la lixiviación.
- Leer por absorción atómica sin corrector de fondo, utilizando los estándares y patrones internos correspondiente para el elemento pedido ( oro o plata).
- Anotar la lectura ( en absorvancia) para el cálculo respectivo.
- Cálculos

$$Au = \frac{C \times L}{A}$$

donde:

Au : Contenido de oro o plata en la solución de deserción en ppm.

C : Concentración del estándar utilizado en ppm.

A : Absorvancia del estándar utilizado.

L : Lectura de la muestra en absorvancia.

### 2.6.3.- Procedimiento de análisis de oro soluble en minerales via absorción atómica

El procedimiento es el siguiente:

- Preparar la solución Cianurada de acuerdo a la cantidad requerida, (concentración de cianuro de sodio 1% e hidróxido de sodio al 0.5%), mezclar en agua desionizada hasta disolver completamente y homogeneizar.
- Pesar 20 g de muestra pulverizada en tubos de centrífuga.
- Adicionar 30 ml de la solución Cianurada, previamente calentada a 90°C.
- Tapar el tubo centrífuga y llevar al Shaker y/o agitador de rodillos por una hora.
- Sacar los tubos y llevar a la centrífuga 3000 RPM por un tiempo de 5 a 10 minutos.





- Filtrar en Papel Whatman N° 91 en los respectivos tubos codificados (opcional).
- Leer por Absorción Atómica con corrector de fondo.
- Cada batch de Muestra leer con su respectivo BLANCO y PATRON.
- Cálculos

$$\text{Au (Solb)} = \frac{v L}{P}$$

donde:

- Au (Solb): Contenido de Oro Soluble en ppb.
- L: Lectura de la solución lixiviada en absorbancia.
- P: Peso de la muestra en g
- V: Volumen en ml.

#### 2.6.4.- Procedimiento de análisis de oro y plata en carbones activados

El procedimiento es el siguiente:

- Pesar 2.00 g. de carbón pulverizado por triplicado e introducir en un crisol de porcelana y calcinar a 600°C en mufla eléctrica, sacar, enfriar; luego llevar a crisol de 30 g. con 100 g. de flux sin harina, para Au añadir nitrato de plata y para el análisis de Ag no añadir.
- Mezclamos completamente con el flux hasta homogeneizarlos.
- Fundir los crisoles a 1010°C por aprox. 40 minutos, vaciar a lingoteras enfriar y formar el régulo de plomo para luego ser copelados durante 45 minutos.
- Sacar el doré de las copelas, limpiarlas y triturar.
- Para análisis de Ag pesar el doré (sin añadir nitrato de plata) P1.
- Para Au, colocar en los crisoles de porcelana para la partición con ácido nítrico al 15%.
- Cuando deje de efervecer, adicionar unas cuantas gotas de ácido nítrico concentrado, esperar 10 minutos para que acabe la partición.
- Decantar y lavar 6 veces con agua desionizada luego añadir unas gotas de hidróxido de amonio, volviendo a lavar el oro por decantación.



- Secar y calcinar el oro hasta que el crisol esté de color anaranjado.
- Esperar que enfríe y pesar (P2).
- Expresión de resultados:

$$\text{Au} = \frac{\text{P2}}{\text{P}} \times 1000$$

$$\text{Ag} = \frac{\text{P1} - \text{P2}}{\text{P}} \times 1000$$

donde:

Au : Ley de oro en gramos por tonelada métrica (g/t)

P : Peso de la muestra en gramos.

P1 : Peso de oro en miligramos.

Ag : Ley de plata en gramos por tonelada métrica (g/t).

### 2.6.5.- Procedimiento de análisis de cianuro libre en soluciones de lixiviación

El procedimiento es el siguiente:

- En matrás erlenmeyer medir 25 ml de solución de cianurada.
- Añadir 3 gotas de indicador Rhodamina a la solución.
- Titular con la solución de Nitrato de Plata hasta que la solución vire de color rojo a anaranjado pardo, que es el punto final de la titulación, anotar gasto  $G_1$  para determinar el porcentaje de cianuro libre.

$$\% \text{NaCN} = F \cdot G_1$$

donde:

F : Factor de corrección (0.005)

$G_1$  : Gasto de nitrato de plata en ml.

ppm:  $G_1 \times 50$

- Anotar el gasto del volumen ( $G_1$ ), que multiplicado por el factor  $f = 0.005$  nos dará la cantidad de Cianuro Libre en %, para obtener en ppm multiplicar por  $f = 50$ .
- Para determinar la cantidad de cianuro total, seguir titulando la misma muestra, previamente adicionar unas gotas de hidróxido de



sodio al (4 %) al matraz titulado; si esta solución torna a color amarillo nos indicará que hay cianuro total, entonces continuamos titulando con solución de nitrato de plata hasta que vire de color amarillo a rojo-anaranjado ( $G_2$ ).

- Anotar el volumen final ( $G_2$ ), que es el gasto total y para determinar la cantidad de cianuro total considerar el volumen total del gasto de la solución de nitrato de plata.
- En caso que al echar las gotas de la solución de hidróxido de sodio no cambia de color, nos indicará que no existe Cianuro Total.
- Cálculos:

$$\% \text{NaCN}_{\text{total}} = G_2 \times F$$

donde :

F : Factor de corrección (0.005).

$G_2$  : Gasto total de  $\text{AgNO}_3$ (ml).

2.1665 g  $\text{AgNO}_3$ /IL  $\text{H}_2\text{O}$ , tomando 25 ml de solución por analizar: 1 ml solución  $\text{AgNO}_3$  es equivalente a 0.005% de NaCN.

Otra alternativa: 3.262 g  $\text{AgNO}_3$ /IL  $\text{H}_2\text{O}$ , tomando 25 ml de solución por analizar; 1 ml solución  $\text{AgNO}_3$  es equivalente a 0.01% de KCN.

Y considerar:

Solución lixiviada : < 1.00 g/L NaCN medir 25 ml de muestra.

Solución lixiviada : = 1 - 2 g/L NaCN medir 10 ml de muestra.

Solución lixiviada : > 2.00 g/L NaCN medir 5 ml de muestra.



### 2.6.6.- Procedimiento de análisis de óxido de calcio (cal) en soluciones cianuradas de lixiviación

El procedimiento es el siguiente:

- En Erlenmeyer de 125 ml, medir 25 ml de muestra de la solución cianurada.
- Añadir 3 gotas de Fenolftaleína a la solución.
- Titular con solución de Acido Oxálico hasta que vire de rojo grosella a incoloro amarillento (usar placa de toque blanco / losa). anotar el gasto (G).

$$\% \text{ CaO} = \frac{G \times F}{V} \times 100$$

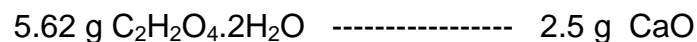
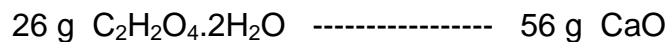
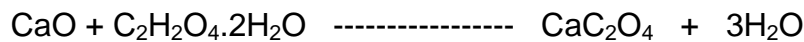
donde:

G : Gasto de Acido Oxálico ml.

F : Factor de corrección.

V : Volumen de muestra ml.

- Cálculos :



1 ml  $\text{C}_2\text{H}_2\text{O}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$  -- 0.00562 g  $\text{C}_2\text{H}_2\text{O}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$  -- 0.0025 g CaO -- 0.01%

Para 5.62 gr. de Acido Oxálico por litro: Entonces cada ml de esta solución que contiene 0.00562 gr. de Acido Oxálico saturar a 0.0025 gr. de CaO o sea 0.01% de la solución.(ej. Se tiene 25 ml de muestra cuyo gasto es de 3.6 ml de acido oxálico, determinar el % = $3.6 \times 0.01 = 0.036\%$ ). Es usual para muestras que contiene concentraciones > 2 % de CaO.

Para 2.8125 g de Ácido Oxálico/Litro:

1 ml  $\text{C}_2\text{H}_2\text{O}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$  -- 0.00281 g  $\text{C}_2\text{H}_2\text{O}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$  -- 0.00125 g CaO -- 0.005%



$$\% \text{ CaO} = \frac{G \times F}{V} \times 100$$

$$\% \text{ CaO} = \frac{G \times 0.0125}{25} \times 100$$

$$\% \text{ CaO} = G \times 0.005$$

$$\text{CaO} = G \times 0.005\% \text{ (1000 ppm / 0.1\% )}$$

$$\text{CaO}_{\text{ppm}} = G \times 50$$

### 2.6.7.- Procedimiento de la determinación de la gravedad específica

El procedimiento es el siguiente:

- Pesarse una fiola completamente seca y vacía, anotarse (P1).
- Luego aforarse con agua y pesarse (P2).
- Pesarse 100 g de muestra pulverizada y llevarlo a la fiola previamente vaciada a la mitad de volumen de agua o lo suficiente como para la muestra.
- Enrasarse con agua y pesarse la fiola con la muestra más el agua (P3).
- Expresión de Resultados:

$$G. e. = \frac{P m}{V_f - P_3 + P m + P_1}$$

donde:

- G.e. = gravedad específica del mineral.
- Pm = peso del mineral.
- Vf = volumen de la fiola.
- P 1 = peso de la fiola seca y vacía.
- P 2 = peso de la fiola + Peso del agua.
- P 3 = peso de la fiola + Peso del agua + Peso del mineral.



A cerca de este procedimiento, se deben hacer notar las siguientes observaciones :

- Esta fórmula sólo se cumple cuando se toma la densidad del agua igual a  $1.000 \text{ g/cm}^3$  (  $25 \text{ }^\circ\text{C}$  ).
- También se puede determinar en forma analítica, tomando varios datos determinamos la densidad real del agua y con éste procedemos a determinar la gravedad específica del mineral.

#### **2.6.8.- Procedimiento de la determinación de la capacidad de intercambio iónico (CIC)**

Se aplico el metodo descrito por Itami et al (1996) basado en las indicaciones de Van Raij y Peech (1972), para cuantificar las cargas positivas y negativas de las rocas mineralizadas con carga variable. Es un metodo de adsorción de iones, que emplea una solución de NaCL 0.05 M, la cual permite una evaluación mas exacta de las cargas negativas. El procedimiento utilizado se describe a continuación :

- Saturación: se colocó 1 g de roca mineralizada en un frasco plastico de polietileno de 50 ml previamente pesado; se le agregaron 25 ml de NaCL 1 M y se agitó por 30 min; luego se centrifugó y se desechó el decantado. Este proceso se repitió dos veces mas.
- Equilibrio: Las muestras se lavaron cinco veces con 25 ml de NaCL 0.05 M y el pH se ajustó al valor deseado en un rango de 3 a 7 . Se les agregaron 20 ml de la solución de NaCL y se le dejó actuar durante dos días a fin de lograr el equilibrio ; en este periodo se reajustó el pH al valor deseado, con adición de HCL o NaOH. Después del equilibrio, los contenidos se centrifugaron y se tomó el pH final del sobrenadante, en el cual se midió la concentración de Na y de Cl.



- Desplazamiento: se pesaron los frascos mas la solución adsorbida de NaCl. Los suelos se lavaron cinco veces con 25 ml de  $\text{NH}_4\text{NO}_3$  0.5 M; luego se centrifugaron y se decantaron. En las soluciones resultantes combinadas, se analizaron el Na y Cl, y se calculó la cantidad de cada ion adsorbido a cada pH en equilibrio. Las concentraciones de Na y Cl se determinaron por fotometria de emisión y por potenciometria, respectivamente.
- Las cantidades de cationes y aniones retenidas se expresaron como equivalentes de cargas negativas (CIC) y positivas (CIA), respectivamente. Los resultados se corrigieron por la solución salina adsorbida, cuya concentración se considera la de la solución en equilibrio. Las muestras se trabajaron por duplicado.



### **3. PARTE EXPERIMENTAL**

En este trabajo fueron utilizadas arcillas minerales provenientes de los tajos Sacalla, Seductora, Tentadora y Patival parte alta y parte baja de la compañía minera Aurífera Santa Rosa S.A.(COMARSA), empresa minera peruana ubicada en la Sierra Norte del Perú, específicamente en la cordillera occidental norte del Perú, en el Distrito de Angasmarca, Provincia de Santiago de Chuco, Departamento de la Libertad, a elevaciones que fluctúan entre 3000 a 3.700m.s.n.m.

La mineralización aurífera del yacimiento minero de Santa Rosa está clasificada como un depósito epitermal de alta sulfuración. Dicha mineralización se ubica en sistemas de fracturas o zonas permeables, de tal modo que cuando las fracturas están lo suficientemente juntas darán por resultado mineralización económica. Los minerales oxidados que rellenan estas fracturas son jarosita, goetita, y hematita con oro libre presente en las dos primeras. Inicialmente el oro se depósito con pirita y arsenopirita, pero el proceso de deposición del oro no fue en una sola etapa sino en más de una, esto está en función de los tipos de pirita que se encuentra. Un proceso posterior de





oxidación se inició por la presencia de soluciones ácidas, aguas superficiales que luego percolaron hasta llegar al depósito que hoy tenemos totalmente oxidado y que esta localizado dentro de las cuarcitas y areniscas de la formación Chimú. Las arcillas minerales presentan una granulometría debajo de 10 $\mu$ m (micras), estas arcillas fueron caracterizadas mediante análisis químicos, análisis mineralógicos, análisis por difracción de rayos X y análisis granulométricos.

### 3.1. CARACTERIZACIÓN QUÍMICA DE LAS MUESTRAS MINERALES

Elemento	Zn ppm	Ni ppm	Mn ppm	Co Ppm	As PPM	U ppm	Th Ppm
	31	3	40	2	749	<5	<2
Elemento	Sr ppm	Cd ppm	Sb ppm	Bi Ppm	V PPM	Ca %	P %
	2	0.2	341	15	3	<0.01	0.002
Elemento	La ppm	Cr ppm	Ba ppm	Ti %	B PPM	Al %	Na %
	2	173	8	<0.01	8	0.16	<0.01
Elemento	K %	W ppm	Tl ppm				
	0.03	2	<5				

**Tabla 6. Análisis químicos de arcillas, minerales de Cía. Minera Aurífera Santa Rosa S. A. (COMARSA) - Leyes**



### 3.2.- CARACTERIZACIÓN MINERALÓGICA

Las diferentes muestras empleadas en el presente estudio fueron caracterizadas mineralógicamente vía microscopía electrónica y/o microscopía por luz polarizada. Los resultados se muestran en las Tablas correspondientes.

#### a) Muestra global del tajo mineral

<b>MINERALES</b>	<b>COMPOSICIÓN</b>
Cuarzo	SiO <sub>2</sub>
Plagioclasa	CaSi <sub>2</sub> O <sub>8</sub> Al <sub>2</sub> .NaSi <sub>3</sub> O <sub>8</sub> Al
Ortopiroxeno	Silicato de Fe,Mg
Circón	ZrSiO <sub>4</sub>
Esfena	CaTiSiO <sub>5</sub>
Moscovita(Sericita)	KAl <sub>2</sub> (OH, F) <sub>2</sub> AlSi <sub>3</sub> O <sub>10</sub>
Arcillas	Fosfosilicatos de Al
Hematina	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
Anatasa	TiO <sub>2</sub>
Gohetita	FeO(OH)
Calcita	CaCO <sub>3</sub>
Barita	BaSO <sub>4</sub>
Anglesita	PbSO <sub>4</sub>
Jarosita	KFe <sub>3</sub> (OH) <sub>6</sub> (SO) <sub>2</sub>
Oro	Au

**Tabla 7. Composición mineralógica global de los tajos**



- El oro siempre ha sido ubicado en la gohetita con dimensiones de 0.3 a 2µm. Tal ubicación esta reflejando las diferencias geológicas con los otros yacimientos de oro particularmente los diseminados, en los que con mayor o menor frecuencia están ligado al cuarzo.
- Los minerales de arcilla tienen una presencia significativa.
- La oxidación ha sido tan fuerte que la pirita aparece como mínimo relicto.
- La presencia del oro está en una relación proporcional al hidróxido de hierro.
- La recuperación metalúrgica del oro en la planta debería estar limitada por la poca permeabilidad de la roca que impide llegar los líquidos al interior de las partículas de cuarzo, las cuales están fuertemente cementadas por la presencia de arcillas.

## b) Muestra del tajo Sacalla 368

<b>MINERALES</b>	<b>%</b>
Gohetita	50
Cuarzo	37
Arcillas	11
Sericita	1
Otros	1
Pirita	Trazas
Oro	Trazas

**Tabla 8. Composición mineralógica - muestra Sacalla 368**



*Microscopía de luz polarizada:* Abundante gohetita (limonita) suelta o libre, en partículas que miden comúnmente 0.2 a 0.3mm. Partículas de cuarzo arenita de similar tamaño a las de gohetita, formada por clastos de cuarzo de 0.1mm de tamaño, con frecuente material intersticial de sericita y gohetita. A veces las masas del hidróxido de Fe son tal amplias que engloban a partículas aisladas de cuarzo (relleno de brecha) y a la sericita, a la que también rellenan.

En la arenita (o arenisca), que muestra un amplio grado de cementación por sílice (cuarzo), hay también algunos granos de plagioclasa, muy escasos y diminutos cristales de circón y esfena dentro del cuarzo y libres. Pirita de más o menos 0.1mm de tamaño ocurre como algunos relictos en la limonita también encapsulada en el cuarzo.

*Microscopía Electrónica:* Partículas de oro que miden de 1 a 0.3 $\mu$ m de tamaño (1 $\mu$ m=0.001mm) dentro de la masa de hidróxido.

El óxido de Fe (gohetita) engloba a cuarzo y también hay algunas partículas de mineral oxidado de Ba, Ca, Mg, Fe, así como cristallitos de circón. Moscovita de 0.05 mm de tamaño rellena a gohetita pseudomorfa de pirita.

c) Muestra Sacalla 432

<b>MINERALES</b>	<b>%</b>
Cuarzo	78
Gohetita	10
Arcillas	10
Otros	1
Pirita	Trazas
Oro	1

**Tabla 9. Composición mineralógica- muestra Sacalla 432**



*Microscopía de Luz Polarizada:* Fragmentos de Cuarzo arenita a veces de varios mm de tamaño, cuyos clastos originales miden alrededor de 0.2mm, son subredondeados, tienen alta esfericidad y se encuentran ampliamente cementados por sílice (cuarzo).

Escasas partículas de pirita de pocos micrones de tamaño ocurren encapsuladas en el cuarzo, se observa gohetita escasa, que rellena intersticios del cuarzo arenita; en muy pequeña proporción el hidróxido de Fe grada a hematita, a veces el cuarzo cizallado está relleno por gohetita.

*Microscopía Electrónica:* Se observa algunas partículas de pocos micrómetros de tamaño de sulfato de plomo y sulfato de bario, tanto incluidos en el cuarzo como libres.

d) Muestra Sacalla 518

<b>MINERALES</b>	<b>%</b>
Cuarzo	79
Gohetita	5
Arcillas	10
Filosilicatos	2
Hematina	1
Esfena+circon	1
Otros	1
Pirita	1
Oro	Trazas

**Tabla 10. Composición mineralógica muestra Sacalla 518**



*Microscopia de luz polarizada:* Fragmentos de cuarzo arenita presentan características similares respecto a la muestra anterior y contienen algunos clastos de plagioclasa. Los contactos entre los granos de cuarzo son a veces suturados. Se observa gohetita bordeando algunas partículas de cuarzo-arenita, mostrando ser el material que ha facilitado su fragmentación) y también en masas libres. A veces este hidróxido gradúa a hematita. Muy escasa calcita intersticial en los granos de la roca, donde también se ubican sericita, gohetita y hematita. Los clastos originales de cuarzo tienen apreciable cantidad de inclusiones submicroscópicas y también algunos cristales muy pequeños del circón. Pirita como diminutas partículas encapsuladas en el cuarzo, en sus fisuras y espacios intersticiales, así como relictos en la gohetita y también libre.

*Microscopia Electrónica:* Se detectaron partículas de oro de  $2\mu\text{m}$  de tamaño, en fisuras y poros del óxido de hierro botroidal (gohetita).

Escaso material acicular y radial de mineral oxidado de Fe, Pb, As, a veces englobando a mineral oxidado de hierro.

e) Muestra Seductora 406.

<b>MINERALES</b>	<b>%</b>
Cuarzo	80
Arcillas	12
Gohetita	4
Filosilicatos	2
Circón+Ilmenita	1
Pirita	1
Oro	Trazas
	100

**Tabla 11. Composición mineralógica - muestra Seductora 406**



*Microscopia de Luz Polarizada:* Fragmentos de cuarzo arenita comúnmente < 2mm de tamaño, con zonas de cuarzo que revela esfuerzos. Se observa en algunas partes un relleno intersticial alargado y sinuoso de sericita, hidróxido de Fe y ortopiroxeno. Este silicato a veces ocurre en cristales de décimas de mm de tamaño.

Hay algunas venillas de material opaco (óxidos) con muy escasos cristalitas de circón. Se observa una partícula de agregado acicular (sulfato), como también algo de sericita que grada a moscovita y algunas partículas de calcita libre. Con dimensiones muy finas se observa algunos cristales de circón e ilmenitas libres. Pirita de algunos  $\mu\text{m}$  de tamaño, libre y en hidróxido de Fe.

*Microscopia Electrónica:* Numerosas partículas de oro de  $1\mu\text{m}$  de tamaño, incluidas en fragmentos de gohetita (con poco As) pseudomorfa de pirita. Masa de óxido de Sb, Fe y cantidades menores de Al y As, que presentan textura en bandas coliformes en las que se ubican partículas finas de mineral oxidado de Fe, Sb, y Bi. También partículas muy finas de Au con Bi ubicadas a lo largo de algunas fisuras en este óxido. Moscovita confirmada por microanálisis y galena fina incluida en cuarzo.

### **3.3. CARACTERIZACIÓN POR DIFRACCIÓN DE RAYOS X**

Para este análisis la muestra es irradiada con rayos X monocromáticos provenientes de un anticátodo de cobre con filtro de níquel, obteniéndose un difractograma de rayos X, completando por observaciones microscópicas y análisis espectral.

#### *Muestra Arcilla Sacalla Nivel 392 (coloración blanca)*

Constituida principalmente por arcillas de color blanquecinas (nontronita y montmorillonita) y en menor proporción partículas menores de 2mm formada por cuarzo, moscovita (sericita), pirofilita y rutilo cuya distribución porcentual es la siguiente:



MINERAL	FORMULA QUÍMICA	%
Cuarzo	$\text{SiO}_2$	45%
Muscovita 2M1	$\text{KAl}_2\text{Si}_3\text{AlO}_{10}(\text{OH})_2$	9%
Pirofilita -1 <sup>a</sup>	$\text{Al}_2\text{Si}_4\text{O}_{10}(\text{OH})_2$	7%
Nontronita-15 <sup>a</sup>	$\text{Na}_{0.3}\text{Fe}_2\text{Si}_4\text{O}_{10}(\text{OH})_2 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$	8%
Montmorillonita-21 <sup>a</sup>	$\text{Na}_{0.3}(\text{Al},\text{Mg})_2\text{Si}_4\text{O}_{10}(\text{OH})_2 \cdot 8\text{H}_2\text{O}$	7%
Montmorillonita-18 <sup>a</sup>	$\text{Na}_{0.3}(\text{Al},\text{Mg})_2\text{Si}_4\text{O}_{10}(\text{OH})_2 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$	16%
Montmorillonita-15 <sup>a</sup>	$\text{Ca}_{0.2}(\text{Al},\text{Mg})_2\text{Si}_4\text{O}_{10}(\text{OH})_2 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$	5%
Rutilo	$\text{TiO}_2$	2%

**Tabla 12. Distribución Porcentual de la muestra arcilla Sacalla Nivel 392 (coloración blanca)- Análisis vía difracción de rayos X**

*Muestra Sacalla-Nivel 432*

Constituido por partículas menores a 5mm, de cuarzo, goetita, (limonitas) y arcillas (nontronita y montmorillonita) de color pardo amarillento; cuya distribución porcentual es la siguiente:

MINERAL	FORMULA QUÍMICA	%
Cuarzo	$\text{SiO}_2$	75%
Nontronita-15 <sup>a</sup>	$\text{Na}_{0.3}\text{Fe}_2\text{Si}_4\text{O}_{10}(\text{OH})_2 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$	3%
Montmorillonita-18 <sup>a</sup>	$\text{Na}_{0.3}(\text{Al},\text{Mg})_2\text{Si}_4\text{O}_{10}(\text{OH})_2 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$	8%
Montmorillonita-15 <sup>a</sup>	$\text{Ca}_{0.2}(\text{Al},\text{Mg})_2\text{Si}_4\text{O}_{10}(\text{OH})_2 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$	7%
Goetita	$\text{FeO}(\text{OH})$	6%

**Tabla 13. Distribución Porcentual de la muestra arcilla Sacalla Nivel 432 (coloración pardo amarillento)- Análisis vía difracción de rayos X**



**Muestra Seductora- Nivel 406**

Muestra de color beige, formado por partículas menores de 2 mm, de cuarzo, muscovita, y pirofilita y arcillas (montmorillonita y nontronita); cuya distribución porcentual es la siguiente :

<b>MINERAL</b>	<b>FORMULA QUÍMICA</b>	<b>%</b>
Cuarzo	$\text{SiO}_2$	76%
Muscovita 1M	$\text{KAl}_2\text{Si}_3\text{AlO}_{10}(\text{OH})_2$	3%
Pirofilita -1 <sup>a</sup>	$\text{Al}_2\text{Si}_4\text{O}_{10}(\text{OH})_2$	3%
Nontronita-15 <sup>a</sup>	$\text{Na}_{0.3}\text{Fe}_2\text{Si}_4\text{O}_{10}(\text{OH})_2 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$	3%
Montmorillonita-18 <sup>a</sup>	$\text{Na}_{0.3}(\text{Al},\text{Mg})_2\text{Si}_4\text{O}_{10}(\text{OH})_2 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$	8%
Montmorillonita-15 <sup>a</sup>	$\text{Ca}_{0.2}(\text{Al},\text{Mg})_2\text{Si}_4\text{O}_{10}(\text{OH})_2 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$	6%

**Tabla 14. Distribución Porcentual de la muestra arcilla Seductora Nivel 406 (coloración beige) - Análisis vía difracción de rayos X**

**Muestra Tentadora - Nivel 518**

Muestra de color beige claro formado por partículas de tamaños menores a 2 mm de cuarzo, muscovita, pirofilita, y arcillas (montmorillonitas y nontronita) de color beige claro; la distribución porcentual es la siguiente:



Capítulo 3: Parte experimental

MINERAL	FORMULA QUÍMICA	%
Cuarzo	SiO <sub>2</sub>	75%
Muscovita 1M	KAl <sub>2</sub> Si <sub>3</sub> AlO <sub>10</sub> (OH) <sub>2</sub>	2%
Pirofilita -1 <sup>a</sup>	Al <sub>2</sub> Si <sub>4</sub> O <sub>10</sub> (OH) <sub>2</sub>	3%
Nontronita-15 <sup>a</sup>	Na <sub>0.3</sub> Fe <sub>2</sub> Si <sub>4</sub> O <sub>10</sub> (OH) <sub>2</sub> .4H <sub>2</sub> O	3%
Montmorillonita-18 <sup>a</sup>	Na <sub>0.3</sub> (Al,Mg) <sub>2</sub> Si <sub>4</sub> O <sub>10</sub> (OH) <sub>2</sub> .6H <sub>2</sub> O	9%
Montmorillonita-15 <sup>a</sup>	Ca <sub>0.2</sub> (Al,Mg) <sub>2</sub> Si <sub>4</sub> O <sub>10</sub> (OH) <sub>2</sub> .4H <sub>2</sub> O	7%

Tabla 15. Distribución Porcentual de la muestra arcilla Tentadora Nivel 518 (coloración beige claro)- Análisis vía difracción de rayos X

\* Se adjuntan difractogramas de las muestras estudiadas.

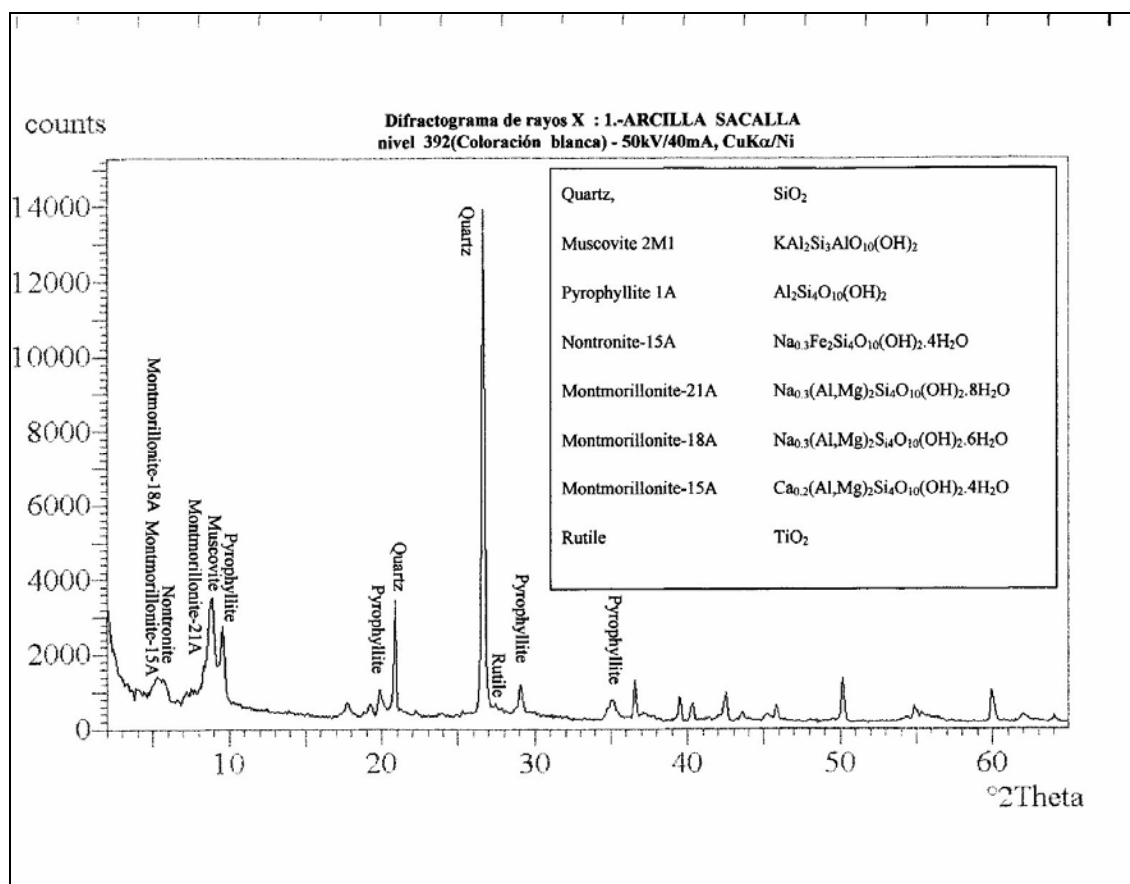


Figura 3. Difractograma de rayos X arcilla blanca sacalla nivel 392



Capítulo 3: Parte experimental

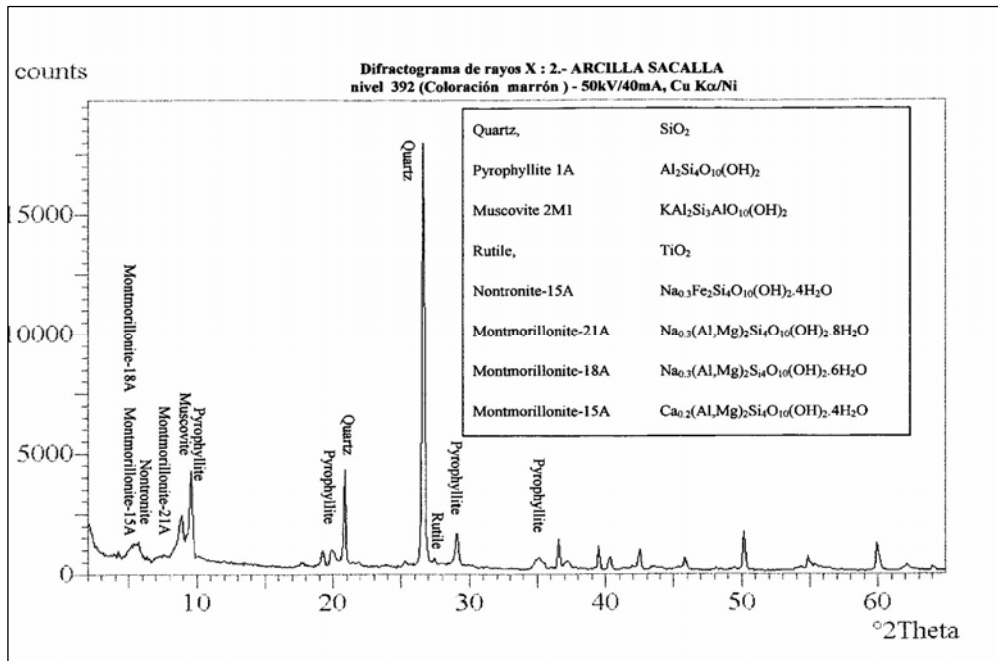


Figura 4. Difractograma de rayos X arcilla marrón sacalla nivel 392

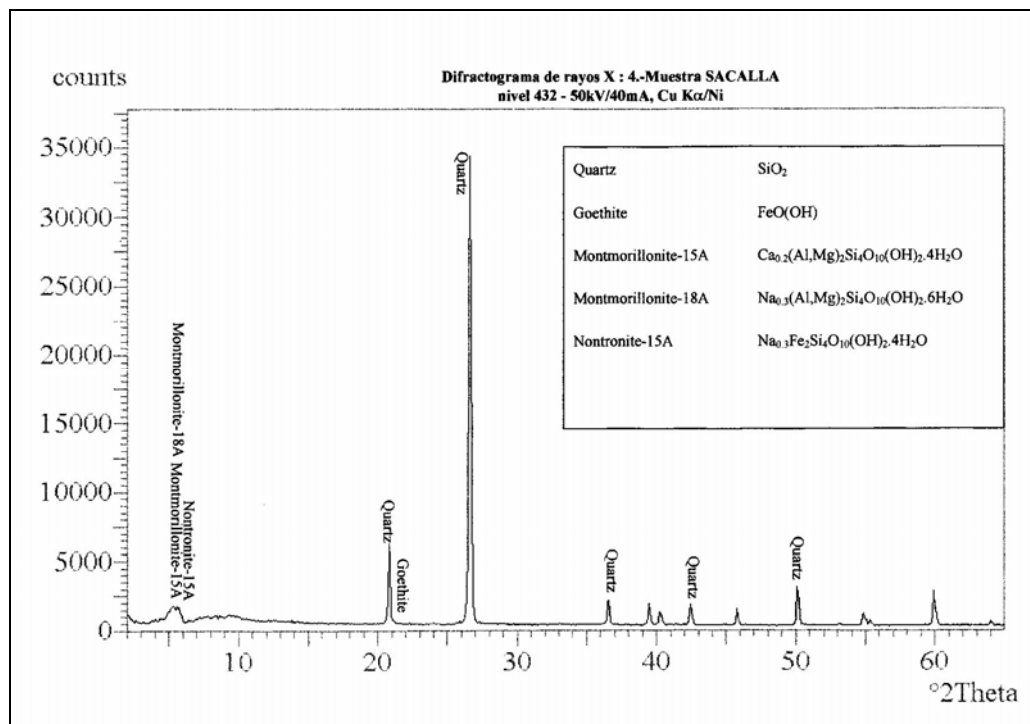


Figura 5. Difractograma de rayos X arcilla sacalla nivel 432

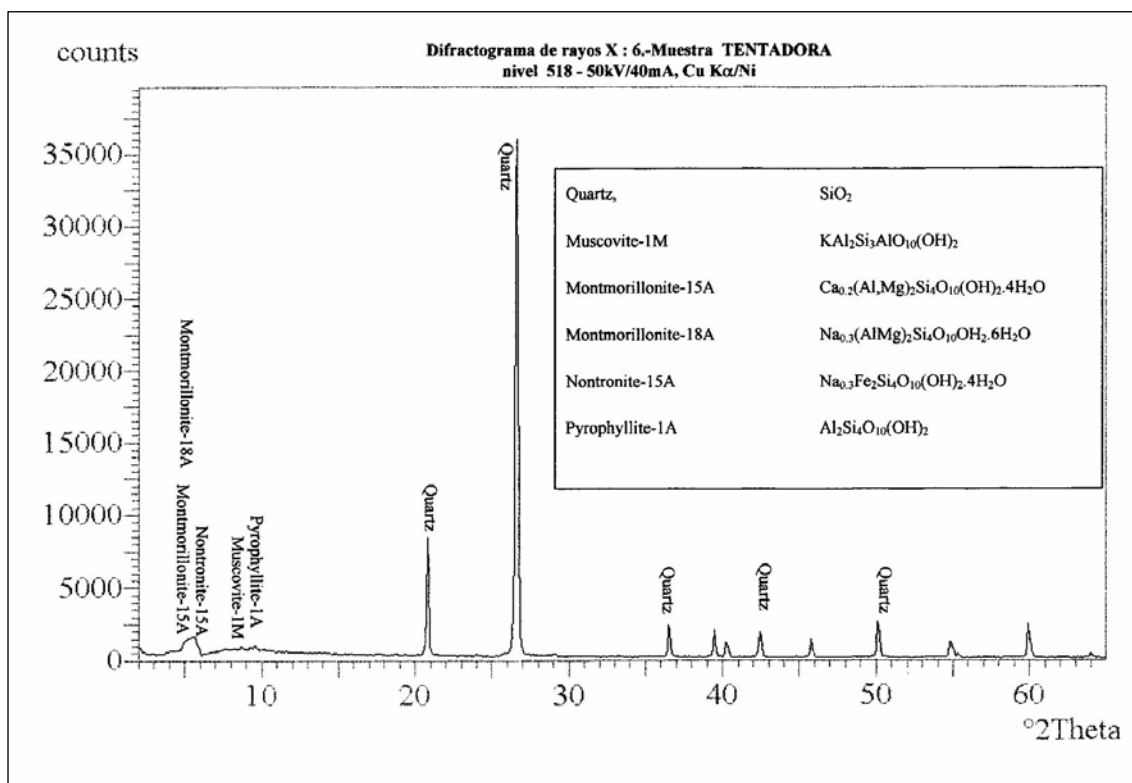


Figura 6. Difractograma de rayos X tentadora nivel 518

### 3.4.- DETERMINACIÓN DEL % DE ARCILLAS EN MINERALES

Su realización se lleva a cabo en tres fases: eliminación de las sustancias cementantes, dispersión de los coloides y establecimiento de los contenidos en cada fracción.

#### *Eliminación de las sustancias cementantes.*

Existen sustancias en las partículas minerales que actúan como adhesivos entre las partículas elementales del mismo, por ello es necesario eliminarlos antes de proceder a la separación de las mismas. Las más frecuentes de estas sustancias adhesivas son la materia orgánica y los carbonatos alcalinotérreos. La eliminación de la materia orgánica se lleva a cabo de forma rutinaria, la de los carbonatos solo en ciertas ocasiones y no todos los autores son partidarios de realizarla, dado que los posibles agregados que forman, modificando el tamaño de las partículas originales, son tan estables que se comportan como una partícula única.



La eliminación de la materia orgánica se lleva a cabo por oxidación de la misma con un oxidante poco energético que no modifique la composición del resto del suelo, el más empleado es el agua oxigenada de 20 volúmenes o peróxido de hidrógeno que contenga un volumen de oxígeno naciente equivalente a 20 veces el del líquido. Para ello se procede de la siguiente manera.

Se deposita una cantidad de mineral comprendida entre 50g y 100g en un vaso de precipitados de forma alta y de un litro de capacidad. Previamente se pesa dicho vaso para poder, posteriormente conocer el peso total de mineral utilizado, libre de materia orgánica. Una vez anotado el peso como  $P_v$ , se le pone una cantidad de mineral como habíamos apuntado.

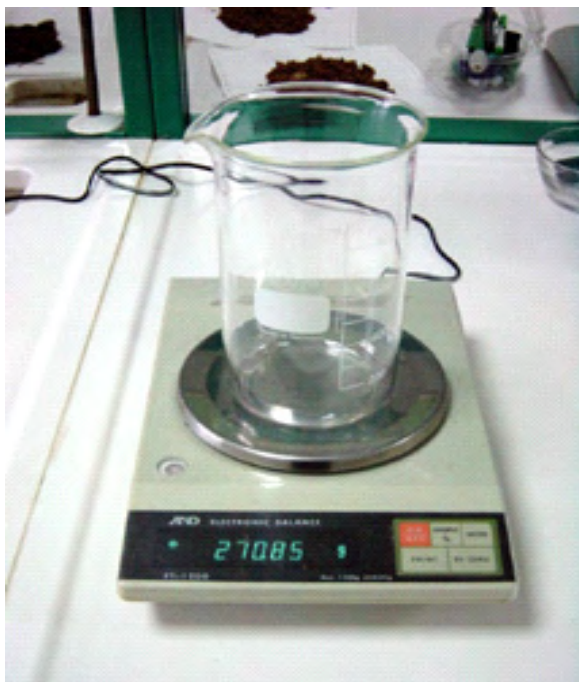


Fig.7 Pesada del vaso vacío y obtención de  $P_v$



Fig 8. El vaso con el mineral para proceder al análisis

Una vez que tenemos la muestra en el vaso se prepara una probeta con 100ml de agua y otra con 20ml de peróxido de hidrógeno de 110 volúmenes, con capacidad de liberar un volumen de oxígeno naciente de 110 veces el volumen líquido; ambas medidas se realizan de forma aproximada. Se vierte el agua sobre el suelo y se marca una señal en el vaso con la altura alcanzada.



**Fig 9. Preparación de la muestra y de los reactivos a utilizar**



**Fig 10. Señal que indica el nivel alcanzado por el agua, se ha marcado para su mejor observación**

Una vez realizado el marcado se añade el agua oxigenada observándose una ebullición más o menos intensa por efecto de la descomposición de la misma con generación de oxígeno naciente, en presencia de un medio reductor como la materia orgánica del mineral. Ese oxígeno provoca el paso del carbono orgánico a dióxido de carbono que es eliminado, contribuyendo al burbujeo creado. El nitrógeno pasa a forma amónica que también se desprende como amoniaco, el azufre pasa a sulfato, si no lo estaba ya, el fósforo a fosfato y así el resto de los elementos presentes. El hidrógeno forma agua que en parte es evaporada por el calor generado en las reacciones de oxidación.



**Fig 11. Al poner el agua oxigenada se produce efervescencia más o menos intensa.**



**Fig 12. Al agitar el vaso la efervescencia se hace más intensa por la mezcla producida.**



El vaso se coloca al "baño maría" para favorecer la evaporación de agua que queda después del desprendimiento de oxígeno por el peróxido de hidrógeno. Cuando el líquido queda por debajo de la señal marcada, se retira del baño y se deja enfriar. Se repone el agua destilada si es necesario y se añade otra porción de agua oxigenada de la forma indicada. Esta operación se repite tantas veces como sea necesario hasta que se haya destruido toda la materia orgánica presente. Esto se reconoce porque una nueva adición de agua oxigenada no provoca burbujeo o lo hace muy débilmente, ya que siempre se produce algo de descomposición de la misma.



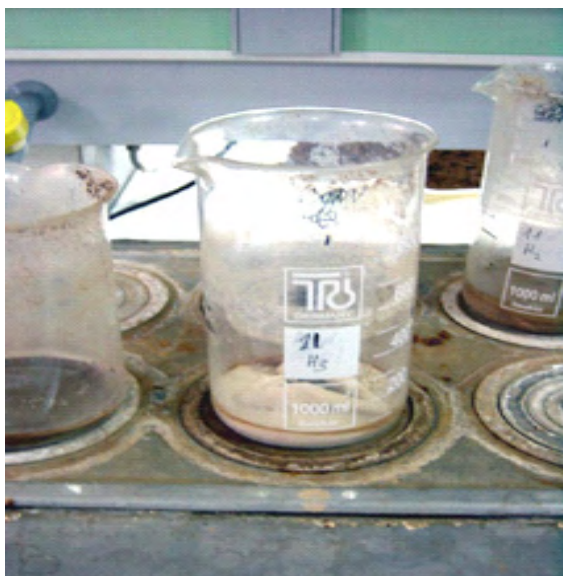
**Fig 13.** Cuando el líquido baja de la señal inferior es el momento de restaurar los niveles y comprobar la efervescencia



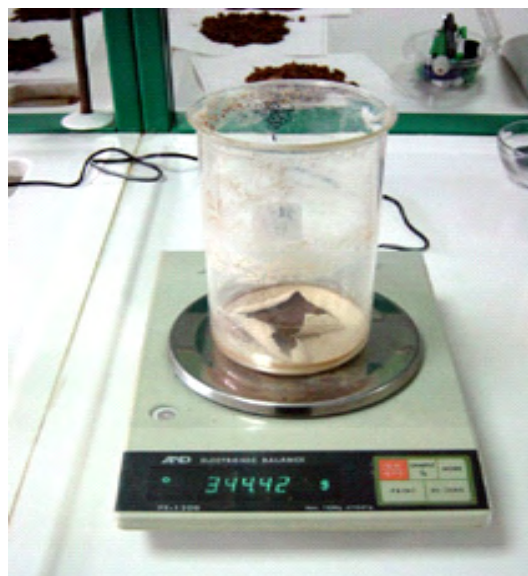
**Fig 14.** Si una vez añadida el agua oxigenada sigue produciendo efervescencia hay que continuar con el tratamiento.

Una vez finalizada la operación anterior se procede a una lavado de la muestra con agua destilada, para eliminar los restos de sustancias no volátiles incorporadas en el proceso anterior. Para ello se adiciona agua destilada hasta medio vaso, se agita con una varilla de vidrio y se deja reposar. Cuando el agua queda clara se decanta el vaso y se vuelve a poner el agua destilada necesaria para llegar al volumen que había. Esta operación se realiza tres o cuatro veces hasta que se inicia el proceso de dispersión de la muestra. Este se reconoce porque transcurridas 24 horas de reposo el líquido permanece turbio. Se coloca nuevamente en el "baño maría" para proceder al secado de la muestra que nos permita conocer su peso, al peso del conjunto del vaso y de la muestra lo llamaremos  $P_t$ . El peso de mineral  $P_s$  sería la diferencia entre  $P_t$  y  $P_v$ .





**Fig 15.** Una vez seca la muestra después del lavado es el momento de pesar nuevamente el vaso, una vez frío y seca su superficie.



**Fig 16.** Tras el secado, el vaso que contiene la muestra se pesa para obtener Pt.

Nosotros no destruiremos los carbonatos más que de forma ocasional, por ello omitimos el procedimiento y damos por finalizada la fase de destrucción de los agentes cementantes.

Dispersión de los coloides arcillosos.

Ponemos la muestra en una probeta graduada y con tapón esmerilado de un litro de capacidad, para ello ponemos unos 200ml de agua destilada en el vaso, lo agitamos bien y vertemos la muestra en la probeta. Ayudados de un frasco lavador, hacemos que todo el contenido del vaso pase a la probeta; si las paredes se encontrasen muy manchadas por la arcilla podemos limpiarlas utilizando una varilla de vidrio con una cubierta de goma en su extremo, con la que las frotamos al tiempo que vamos dejando caer sobre la superficie frotada un fino chorro de agua destilada; todos estos líquidos, que procuraremos que sean los mínimos, los vertemos en la probeta.

Una vez transferida la muestra, se ponen 20ml de una solución de hexametafosfato sódico que contenga 102gr por litro. Se enrasa al litro, se tapa y se agita por enérgico volteo durante unos minutos y se deja reposar hasta el día siguiente en el que se comprueba la dispersión por la turbidez del líquido,





que debe ser homogénea o a lo sumo algo más clara en los 8 o 10cm superiores y se observa que en la parte terrosa del fondo no se haya formado una especie de nata constituida por la arcilla sin dispersar. Si alguna de las circunstancias indicadas se produjese, se vuelve a agitar nuevamente y a dejarla reposar. esta circunstancia se da raramente y muy difícilmente es necesaria una tercera agitación. En ese caso sería necesario verter el contenido de la probeta a una vaso de precipitados de forma baja de 2 litros y agitarla con la ayuda de un agitador magnético durante varias horas, previamente sería necesario proceder a una reducción de volumen por decantación del líquido sobrenadante claro y transparente e incluso someterla a evaporación en "baño maría", todo ello antes de agitarla. Una vez dispersa se transferiría a la probeta en la forma indicada al principio y se volvería a enrasar hasta el litro.

#### *Análisis de las arcillas y limo*

La determinación de las fracciones limo y arcilla se realiza por aplicación de la Ley de Stokes que regula la caída de partículas sólidas en un medio líquido, que como sabemos viene expresada por la ecuación:

$$V = \frac{2(d_1 - d_2)gr^2}{g\eta}$$

En ella, "V" es la velocidad de caída de una esfera de radio "r" constituida por un material de densidad  $d_1$ , en un líquido de densidad  $d_2$  y viscosidad  $\eta$ .

De este modo las partículas de arcilla, al ser coloidal, permanecerían dispersas por un tiempo suficientemente grande para que se produjese la sedimentación del resto de los componentes. Las partículas de limo, con un diámetro de 20  $\mu$ m, ya no tienen carácter coloidal y entrarían en caída libre al dejar en reposo la probeta en la que teníamos la suspensión de suelo en agua; como la viscosidad de un líquido se modifica con la temperatura, es necesario realizar las determinaciones a una temperatura de 20°C. En esas condiciones, una partícula de limo recorrería una distancia de 10cm en un tiempo de 8 horas,



mientras que una partícula de arena fina de 200 $\mu$ m de diámetro solo tardaría 4' y 48" en recorrer la misma distancia.

Teniendo en cuenta todo ello, si dejamos reposar la muestra suspendida un tiempo de 8 horas, estamos seguros de que no existe ninguna partícula diferente de la arcilla en los 10cm superiores. Por ello tomamos una muestra de 20ml dentro de esa distancia, acercándonos todo lo posible al límite para evitar la probabilidad de caída de partículas arcillosas, procurando que la turbulencia creada por el borde de la pipeta no llegue a ese límite inferior. La muestra se deposita sobre una cápsula de porcelana, previamente seca a 105°C, y enfriada en un desecador con CaCl<sub>2</sub> y pesada, y luego se seca en la estufa a 105°C. Llamemos Pca al peso de la cápsula y Pcaa al peso de la cápsula tras depositar en ella la muestra y secarla.



**Figura 17: Extracción de la muestra de 20 ml mediante una pipeta que lleva una marca a los 10cm**



**Capítulo 3: Parte experimental**



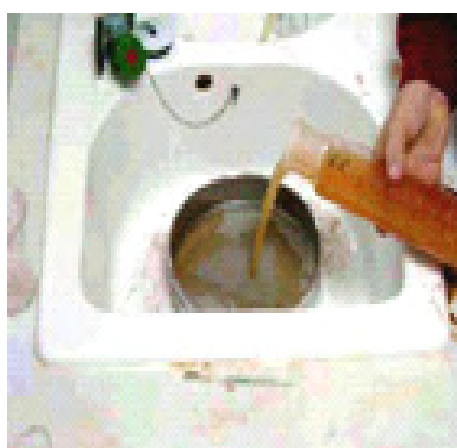
**Fig 18.** Una vez seca la capsula se pesa para obtener P ca. porcelana secado y pesado

**Fig 19.** Los 20 ml extraídos se pasan a una capsula de porcelana para proceder al secado y pesado de las misma.

**Fig 20.** Tras secar la muestra depositada en la capsula, se vuelve a pesar para obtener P caa.

Una vez hecho esto se enrasa la probeta hasta el litro, se agita enérgicamente y se deja reposar durante 4' y 48", transcurrido ese tiempo se repite la operación anterior. Llamemos Pcl al peso de la cápsula y Pcll al peso final.

Tras estas operaciones se vierte el contenido de la probeta sobre un tamiz de 50 m de luz de malla. Para conseguir transferir todo el contenido nos ayudamos con un chorro de agua.



**Figura 21.** Tamizado en húmedo para extraer la fracción superior a 60 $\mu$ m



Una vez lavado el tamiz para conseguir que toda la fracción más fina sea eliminada, se coloca en la estufa a 105°C y se seca. Posteriormente se deposita sobre un juego de tamices, que de arriba a abajo tienen las siguientes luces de malla: 1mm, 0.5mm, 0.25mm, 0.2mm, 0.1mm, 0.05mm y 0.02mm. Se agitan de forma manual o mecánica y se extrae, con la ayuda de un pincel el contenido de cada tamiz y de la tapa inferior.



**Figura 22.** Se transfiere la arena seca a un juego de tamices y se agitan manualmente.



**Fig 23.** La arena una vez seca es el momento de proceder al tamizado. tapa base, y se pesa para obtener las diferentes fracciones.



**Fig 24.** Tras el tamizado se extrae el contenido de cada tamiz y de la



Con ello obtenemos las siguientes fracciones:

Arena muy gruesa: Situada sobre el primer tamiz con partículas comprendidas entre 1mm (16 mesh = 1000 $\mu$ m) y 2mm (mesh =  $\mu$ m). Llamemos a su peso Pamg.

Arena gruesa: Situada sobre el segundo tamiz con partículas comprendidas entre 0.5mm (32 mesh= 500 $\mu$ m) y 1mm (16 mesh = 1000 $\mu$ m). Llamaremos a su peso Pag.

Arena media: Situada sobre el tercer tamiz con partículas comprendidas entre 0.25mm (60 mesh=250 $\mu$ m) y 0.5 mm (32 mesh = 500 $\mu$ m). Llamaremos a su peso Pam.

Sin denominación: Situada sobre el cuarto tamiz con partículas comprendidas entre 0.2mm (65 mesh = 200 $\mu$ m) y 0.25mm (60 mesh = 250 $\mu$ m). Llamaremos a su peso Psd1.

Sin denominación: Situada sobre el quinto tamiz con partículas comprendidas entre 0.1mm (150 mesh = 100 $\mu$ m) y 0.2 mm (65 mesh = 200 $\mu$ m) Llamaremos a su peso Psd2.

Sin denominación: Situada sobre sexto tamiz con partículas comprendidas entre 0.05mm (270 mesh = 50 $\mu$ m) y 0.1mm (150 mesh = 100 $\mu$ m). Llamaremos a su peso Psd3.

Sin denominación: Situada sobre la tapa inferior con partículas comprendidas entre 0.02mm (635 mesh = 50 $\mu$ m) y 0.05mm (270 mesh = 50 $\mu$ m). Llamaremos a su peso Psd4.

Con todos estos valores podemos establecer los porcentajes de cada fracción de la siguiente forma:



Cálculo del contenido en arcilla(%).

Para ello hemos de hacer unas consideraciones previas.

Tras la dispersión de la muestra, su transvase a la probeta, agitado y reposo de 8 horas, hemos obtenido un peso del material recogido expresado por la diferencia entre los pesos de la cápsula después de recoger el material y antes de ello, sería: Pcaa - Pca. Ese peso corresponde a la arcilla que estaba en suspensión mas el hexametáfosfato que se encontraba en solución. Como solo nos interesa la arcilla, hemos de calcular previamente la cantidad de hexametáfosfato disuelto. Como pusimos 20ml de una solución que contenía 102g/l, hemos añadido una cantidad de:

$$\text{Hexametáfosfato añadido: } (102\text{g} \times 20\text{ml})/1000\text{ml} = 2.04\text{g}$$

Esta cantidad está en el litro de líquido que hay en la probeta, luego en los 20ml que hemos extraído habrá:

$$\text{Hexametáfosfato extraído} = (2.04\text{g} \times 20\text{ml})/1000\text{ml} = 0.0408\text{g} \text{ (aprox.0.041g)}$$

De la cantidad de material pesado debemos deducir lo que corresponde al Hexametáfosfato, de ahí que:

$$\text{Arcilla extraída} = \text{Pcaa} - \text{Pca} - 0.041 \text{ g}$$

Este es el contenido de arcilla en los 20ml extraídos, así que en el total de la muestra habría:

$$\text{Arcilla en la muestra} = (\text{Pcaa} - \text{Pca} - 0.041) \text{ g} \times 1000\text{ml}/20\text{ml} = (\text{Pcaa} - \text{Pca} - 0.041) \times 50 \text{ g}$$

Sabemos que el peso de la muestra es: (Pt - Pv)g, por tanto el porcentaje de arcilla sería:

$$\text{Arcilla} = (\text{Pcaa} - \text{Pca} - 0.041) \times 50\text{g} \times 100/(\text{Pt} - \text{Pv}) = (\text{Pcaa} - \text{Pca} - 0.041) \times 5000/(\text{Pt} - \text{Pv})\%$$

*Cálculo del contenido en Limo Int (%).*

Este cálculo se basa en el peso de la materia seca obtenida en la extracción realizada a 4' 48", P<sub>cll</sub> - P<sub>cl</sub>, como ya sabemos. En ella se obtiene la suma de arcilla+limo+hexametáfosfato disuelto. Como cuando se realiza esta extracción ya hemos eliminado de la suspensión algo de los componentes acompañantes, debemos recalcular su contenido para poder deducirlo del peso total obtenido.

Hexametáfosfato restante = Hexametáfosfato añadido - Hexametáfosfato extraído = 2.04g - 0.0408g = 1.9992g    2.00g

Arcilla restante = Arcilla en la muestra - Arcilla extraída = (P<sub>caa</sub> - P<sub>ca</sub> - 0.041) 50 g - (P<sub>caa</sub> - P<sub>ca</sub> - 0.041)g = (P<sub>caa</sub> - P<sub>ca</sub> - 0.041) 49 g

Peso de Hexametáfosfato extraído con el limo = (2 g x 20 ml)/1000ml = 0.04g

Peso de arcilla extraída con el limo = ((P<sub>caa</sub> - P<sub>ca</sub> - 0.041) 49)g x 20 ml/1000ml = (P<sub>caa</sub> - P<sub>ca</sub> - 0.041) x 49/50g

Peso de limo extraído = (P<sub>cll</sub> - P<sub>cl</sub>)g - 0.04g - (P<sub>caa</sub> - P<sub>ca</sub> - 0.041) x 49/50g = (P<sub>cll</sub> - P<sub>cl</sub>) - ((P<sub>caa</sub> - P<sub>ca</sub>) x 49/50)g

Peso de limo en la muestra = ((P<sub>cll</sub> - P<sub>cl</sub>) - ((P<sub>caa</sub> - P<sub>ca</sub>) x 49/50))g x 1000ml/20ml = ((P<sub>cll</sub> - P<sub>cl</sub>) - ((P<sub>caa</sub> - P<sub>ca</sub>) x 49/50)) x 50g = (P<sub>cll</sub> - P<sub>cl</sub>) x 50 - (P<sub>caa</sub> - P<sub>ca</sub>) x 49g

Porcentaje de Limo Int. = ((P<sub>cll</sub> - P<sub>cl</sub>) x 50 - (P<sub>caa</sub> - P<sub>ca</sub>) x 49)g x 100/(P<sub>t</sub> - P<sub>v</sub>)g = ((P<sub>cll</sub> - P<sub>cl</sub>) x 5000 - (P<sub>caa</sub> - P<sub>ca</sub>) x 4900)/(P<sub>t</sub> - P<sub>v</sub>)%



### **3.5. DETERMINACIÓN DE LA VELOCIDAD DE LA PERMEABILIDAD DE LAS ARCILLAS EVALUADAS (VELOCIDAD DE FILTRABILIDAD A DIFERENTES % DE ARCILLAS)**

Los tests realizados muestran que la amplitud del ciclo de Lixiviación es determinada por la filtrabilidad del mineral (contenido de arcillas) y es una función de la duración de las operaciones individuales (ver Tabla 16).

Siendo en la mayoría de los casos industriales de Lixiviación en pila el factor de más alta importancia es el contenido de arcillas en el mineral, y esto implica la necesidad de determinar el grado óptimo de arcillas el cual caracteriza al mineral bajo prueba.

Cuando arcillas son mojadas ellas se hinchan fuertemente e incrementan su volumen de un 25 a 30%. El incremento en volumen de las arcillas minerales es debido a sus naturales propiedades hidrofílicas y a su actividad coloidal, esto lleva a la reducción en la porosidad del mineral y el volumen de filtrado disminuye.

Bajo condiciones de laboratorio, las velocidades de filtración fueron determinadas para soluciones de cianuro que atraviesan minerales con contenidos de arcillas que varían de 15% a 60%, incluyendo minerales los cuales han sido usados en los tests de Lixiviación en pilas. Estos experimentos fueron conducidos con la ayuda de columnas de 100cm alto x 3cm de diámetro con preliminar mojado de los minerales.

Los resultados de los tests de la velocidad de permeabilidad de las arcillas son mostrados en la Tabla 17





Velocidad filtración	Arcillas	Tiempo lixiviación
(cm/Día)	%	(Días)
125	15.0	0.625
100	25.0	5
50	37.5	10
25	60.0	20
6		25

Tabla 16. Velocidad de filtración, tiempo de lixiviación vs. Arcillas

Bajo condiciones de laboratorio, las velocidades de filtración fueron determinadas para soluciones de cianuro que atraviesan minerales con contenidos de arcillas que varían de 15% a 60%, incluyendo minerales los cuales han sido usados en los tests de Lixiviación en pilas. Estos experimentos fueron conducidos con la ayuda de columnas de 100cm alto x 3cm de diámetro con preliminar mojado de los minerales.

Los resultados de los tests de la velocidad de permeabilidad de las arcillas son mostrados en la Figura 25.

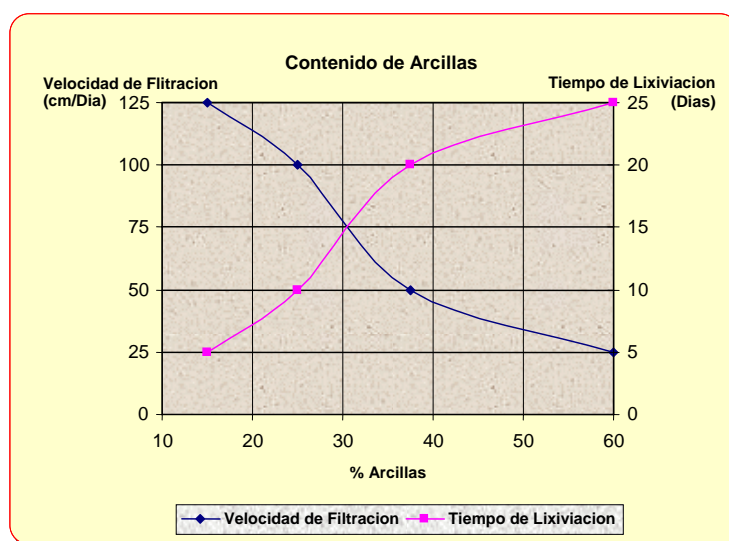


Figura 25. Velocidad Filtración, Tiempo de Lixiviación Vs Contenido de Arcillas



La Figura 25, muestra que incrementando el contenido de arcillas minerales de 15 al 60%, la velocidad de filtración disminuye de 25 a 0.4 cm/día y el tiempo para la lixiviación en pilas se incrementa de 15 a 129 días.

### **3.6.- DETERMINACIÓN DE LA CAPACIDAD DE INTERCAMBIO IÓNICO (CIC)**

Los minerales de silicatos, que poseen una estructura en capas, los óxidos hidratados de hierro y el yeso precipitado pueden ser capaces de provocar reacciones de intercambio iónico con las disoluciones de lixiviación, de tal forma que los metales valiosos sean eliminados de la disolución e incorporados a estos minerales en una proporción variable. Los minerales más importantes de este grupo son: el yeso (sulfato de calcio hidratado), la limonita (óxido férrico hidratado), las cloritas (silicatos de magnesio y aluminio), la serpentina (silicato de magnesio), la moscovita (silicato de aluminio y potasio), varias micas del tipo de las vermiculitas, el talco (silicato de magnesio hidratado), la caolinita (silicato de aluminio), la montmorillonita (aluminio, silicato de magnesio y calcio).

#### *Procedimiento Experimental*

Se aplicó el método descrito por Itami et al (1996) basado en las indicaciones de Van Raij y Peech (1972), para cuantificar las cargas positivas y negativas de las rocas mineralizadas con carga variable. Es un método de adsorción de iones, que emplea una solución de NaCl 0.05M, la cual permite una evaluación más exacta de las cargas negativas. El procedimiento utilizado se describe a continuación:

( a ) Saturación: se colocó 1gr de roca mineralizada en un frasco plástico de polietileno de 50ml previamente pesado; se le agregaron 25ml de NaCl 1M y se agitó por 30min; luego se centrifugó y se desechó el decantado. Este proceso se repitió dos veces más.

( b ) Equilibrio: Las muestras se lavaron cinco veces con 25ml de NaCl 0.05M y el pH se ajustó al valor deseado en un rango de 3 a 7. Se les agregaron 20ml de la solución de NaCl y se le dejó actuar durante dos días a fin de lograr el equilibrio; en este periodo se reajustó el pH al valor deseado, con adición de



HCL o NaOH. Después del equilibrio, los contenidos se centrifugaron y se tomó el pH final del sobrenadante, en el cual se midió la concentración de Na y de C.

( c ) Desplazamiento: se pesaron los frascos mas la solución adsorbida de NaCL. Los suelos se lavaron cinco veces con 25ml de NH<sub>4</sub>NO<sub>3</sub> 0.5M; luego se centrifugaron y se decantaron. En las soluciones resultantes combinadas, se analizaron el Na y Cl, y se calculó la cantidad de cada ion adsorbido a cada pH en equilibrio .Las concentraciones de Na<sup>+</sup> y Cl<sup>-</sup> se determinaron por fotometría de emisión y por potenciometría respectivamente.

Las cantidades de cationes y aniones retenidas se expresaron como equivalentes de cargas negativas (CIC) y positivas (CIA), respectivamente. Los resultados se corrigieron por la solución salina adsorbida, cuya concentración se considera la de la solución en equilibrio: Las muestras se trabajaron por duplicado.

<b>MUESTRA</b>	<b>CIC (cmol/kg)</b>
Arena	6.00
Grava	11.40
Arcilla	41.90

**Tabla 17. Determinación de la capacidad de Intercambio Iónico (CIC)**

Como puede observarse en la tabla 17, la CIC aumenta casi siete veces su valor cuando pasamos de la fracción arena a la arcilla, este resultado refleja mayor número de sitios activos al intercambio de cationes ofrecidos por las arcillas producto de:

- Una mayor área específica expuesta
- Debido a los minerales que la componen: caolinita, hematita, y óxido de aluminio.
- A mayor contenido de materia orgánica, mayor CIC.



Las medidas de pH fueron efectuadas en suspensiones acuosas de mineral arcilloso en presencia y ausencia de  $\text{CaCl}_2$  respectivamente. Ello se debe a que la medición de pH en agua se encuentra alterada por la difusión del  $\text{K}^+$  o del  $\text{Cl}^-$  de la solución del electrodo de referencia (a través del puente salino) hacia las arcillas cargadas positiva o negativamente donde son adsorbidos. Este efecto genera un potencial de juntura que modifica la medida del pH. Si se difunde  $\text{K}^+$  (arcillas cargadas negativamente) la medida del pH será menor que la real; mientras que se difunde el  $\text{Cl}^-$  arcillas cargadas positivamente, la medida de pH será mayor que la real. El pH de suspensiones acuosas de mineral arcilloso en agua recibe el nombre de aparente. La medida de pH efectuada en  $\text{CaCl}_2$  busca compensar este efecto saturando los sitios disponibles para  $\text{K}^+$  con  $\text{Ca}^{++}$ .

### **3.7.- LIXIVIACIÓN DE ARCILLAS**

#### **3.7.1.- Pruebas metalúrgicas de lixiviación de arcillas por agitación mecánica en rodillos vibratorios.**

En este tipo de tests la recuperación del oro a niveles de cianuración por agitación en botellas a granulometrías gruesas nos proporcionan las máximas recuperaciones del oro soluble que se pueden alcanzar mediante la cianuración en pilas (heap-leaching) en periodos de largos plazos de 02 años a mas, porque normalmente los módulos y/o celdas industriales en los pads de Lixiviación tienen en promedio 60 días de riego y/o lixiviación, en la práctica como se carga mineral encima de los módulos lixiviados, dichos módulos lixiviados continuarán disolviendo oro en menor proporción hasta alcanzar los niveles obtenidos a nivel de cianuración en botella.

Las pruebas de cianuración por agitación en botella fueron realizadas por duplicado a granulometría de  $100\% < 2''$ , a fin de determinar la recuperación de los metales preciosos, la velocidad de recuperación en función del tiempo, consumo de reactivos y su sensibilidad al tamaño de partícula alimentado. Los minerales fueron cargados conjuntamente con el agua hasta conseguir un 50%



en peso de sólidos o relación líquido/sólido: 1/1 , pHs naturales de la pulpa fueron medidos. La cal fue adicionada para ajustar el pH de la pulpa en el rango de 10.5, antes de ser adicionado el cianuro. El cianuro de sodio equivalente a una concentración de 200ppm (0.02%) fue adicionado a la pulpa alcalina.

La Lixiviación agitado en botella fue realizado durante 168 horas (07 días) durante intervalos de tiempos fueron tomados muestras líquidas Pregnant y analizados por Au - Ag para establecer la cinética de disolución de los metales preciosos, reajustándose el cianuro libre y pH a fin de mantener los niveles iniciales durante el ciclo de lixiviación, y reponiéndose el agua equivalente al volumen de alícuota extraído para los análisis químicos correspondientes. Al final de la lixiviación las pulpas fueron filtradas para realizar la separación sólido - líquido. El volumen de la solución Pregnant final fue medido al mismo tiempo y muestreada para los análisis químicos correspondientes, pH final y fueron determinadas las concentraciones de cianuro.

Los ripios de lixiviación fueron lavados, secados, pesados y enviados a laboratorio químico para determinar el cianuro residual de los metales preciosos Au - Ag.

Las presentes pruebas metalúrgicas contienen los resultados del estudio metalúrgico de la cinética de adsorción de las arcillas sobre solución Pregnant cianurada de oro-plata, siendo el principal objetivo evaluar el efecto y las propiedades de intercambio iónico de las arcillas minerales sobre solución cianurada de oro-plata.

En la ejecución de estas pruebas se realizaron los siguientes tests :

- Pruebas metalúrgicas de cinética de adsorción de solución cianurada (Pregnant) de oro - plata sobre arcillas minerales.



**Capítulo 3: Parte experimental**

Ítem	Fuerza de Cianuro	Granulometría	Cabeza Calculada (gr/TM)		Adsorción (%)		Consumo Reactivos (gr/TM)		Adsorción
	Ppm		Au	Ag	Au	Ag	NaCN	CAL	Días
Arcilla blanca Sacalla 392	200	2"	23.095	5.845	7.49	74.08	573	1600	7
Arcilla blanca Sacalla 392	200	2"	24.307	5.949	7.45	75.47	508	1600	7
Arcilla Marrón Sacalla 392	200	2"	26.096	7.360	1.96	81.52	463	1200	7
Arcilla Marrón Sacalla 392.	200	2"	25.002	7.168	1.78	83.71	449	1200	7
Arcilla blanca Sacalla 432	200	2"	26.517	6.333	2.77	83.20	319	1120	6
Arcilla blanca Sacalla 432	200	2"	26.211	6.147	2.71	81.10	314	1120	6
Arcilla Roja Sacalla 392	200	2"	25.301	5.641	2.62	88.28	403	4100	6
Arcilla Roja Sacalla 392	200	2"	24.861	5.627	2.71	88.68	409	4100	6

**Tabla 18. Resultados de la lixiviación de arcillas por agitación mecánica en rodillos vibratorios**



El grado de adsorción del oro sobre los 04 tipos de arcillas evaluados osciló en el rango de (1.78% al 7.49%), con relación a la plata su grado de adsorción sobre las arcillas osciló en el rango de (74.08% al 88.68%), siendo la variación del consumo de cianuro en el rango de 314gr/TM a 573gr/TM y de la cal en el rango de de 1120gr/TM a 4100gr/TM.

Fueron empleadas 04 tipos de arcillas del tajo Sacalla de las variedades de arcilla de coloración blanca-tipo montmorillonita-pirofilita (sacalla 392), arcilla de coloración marrón-tipo montmorillonita-pirofilita (sacalla 392), arcilla de coloración blanca-tipo montmorillonita-pirofilita (sacalla 432), y arcilla de coloración roja-tipo Illita (sacalla 392), con el objetivo de evaluar el grado de adsorción del oro y de la plata sobre cuatro tipos de arcillas del tajo sacalla (bancos 392 y 432).



	<b>LEY ENSAYADA</b>	<b>LEY CALCULADA</b>	<b>LEY ENSAYADA</b>	<b>LEY CALCULADA</b>
<b>MUESTRA</b>	<b>Au (gr/TM)</b>	<b>Au (gr/TM)</b>	<b>Ag (gr/TM)</b>	<b>Ag (gr/TM)</b>
Arcilla blanca Sacalla 392	0.366	23.095	4.990	5.845
Arcilla blanca Sacalla 392	0.366	24.307	4.990	5.949
Arcilla Marrón Sacalla 392	0.320	26.096	5.670	7.360
Arcilla Marrón Sacalla 392	0.320	25.002	5.670	7.168
Arcilla blanca Sacalla 432	0.162	26.517	1.960	6.333
Arcilla blanca Sacalla 432	0.162	26.211	1.960	6.147
Arcilla Roja Sacalla 392	0.243	25.301	3.740	5.641
Arcilla Roja Sacalla 392	0.243	24.681	3.740	5.627

**Tabla 19. Análisis químicos de las cabezas analizadas y calculadas de las pruebas de cianuración en botella.**





		<b>SOLUCIÓN PREGNANT</b>	<b>SOLUCIÓN PREGNANT</b>
<b>N° TEST</b>	<b>MUESTRA</b>	<b>Au (PPM )</b>	<b>Ag (PPM )</b>
1	Arcilla Blanca Sacalla 392	11.364	0.427
2	Arcilla Blanca Sacalla 392	11.970	0.479
3	Arcilla Marrón Sacalla 392	12.888	0.845
4	Arcilla Marrón Sacalla 392	12.341	0.749
5	Arcilla Blanca Sacalla 432	13.177	2.186
6	Arcilla Blanca Sacalla 432	13.024	2.093
7	Arcilla Roja Sacalla 392	12.529	0.950
8	Arcilla Roja Sacalla 392	12.309	0.943

**Tabla 20. Análisis químicos de las cabezas analizadas de las soluciones pregnants sintéticas de oro plata adicionadas a las pruebas de lixiviación de arcillas**



### *A.- Preparación de muestras*

Las arcillas mineral muestreadas se trataron como sigue:

- 1.-La muestra en su totalidad es tamizada por la malla 2" y el producto +2" es triturado a < 2" a fin de obtener uniformidad en la muestra (100% < 2").
- 2.-El material a granulometría < 2" es congado tres veces y cuarteado, extrayéndose el peso de mineral requerido para las pruebas metalúrgicas de cinética de adsorción en botella y para la obtención de muestras para análisis químicos.

### *B.- Pruebas de lixiviación - adsorción*

#### *Lixiviación-adsorción por agitación en botella*

Las pruebas de lixiviación adsorción por agitación en botella se llevaron a cabo por duplicado (08 pruebas en total de cuatro tipos de arcillas), y los resultados, son mostrados en la Tabla 18.

Las condiciones experimentales de las pruebas en botella fueron las siguientes:

- Peso de mineral : 1.0kg seco
- Dilución (L/S) : 2/1
- Fuerza de cianuro : 200ppm
- pH de la pulpa : 10 a 10.5
- Tiempo de cianuración: 1-2-4-8-12-24-48-72-96-120-144-168 horas

Los parámetros que se determinaron y calcularon son los siguientes :

- Chequeo de la solución Pregnant a las 1-2-4-8-12-24-48-72-96-120-144-168 horas por pH y NaCN libre, reajustándose el cianuro necesario en el volumen de alícuota extraído.



- Análisis de oro y plata de la solución Pregnant a las 1-2-4-8-12-24-48-72-96- 120-144-168 horas.
- Cálculo de la ley de oro y plata en solución Pregnant reajustada.
- Cálculo de la distribución de oro y plata a las 1-2-4-8-12-24-48-72-96-120-144-168 horas.
- Cálculo de los consumos de cianuro, cal y la cabeza calculada de oro y plata.

*Preparación de la solución cianurada - pregnant de oro-plata*

Para el desarrollo de las pruebas metalúrgicas de adsorción de oro - plata sobre arcillas minerales se siguió la siguiente metodología:

- La Disolución de un botoncito de Oro + plata a través de la cianuración a una concentración de 1000ppm de cianuro en medio hidróxido de sodio en un litro de solución.
- La extracción de 08 alícuotas, a diferentes tiempos, para la preparación de la solución Pregnant en dos litros de solución cianurada.
- En la Tabla 20 se adjunta las leyes químicas del Pregnant de oro - plata de entrada para las pruebas de adsorción.



Capítulo 3: Parte experimental

PRUEBA EN BOTELLA (1) MINERAL ARCILLOSO SACALLA NIVEL 392 (Arcilla Blanca)  
COMARSA (100% <math><sup>2</sup></math>)

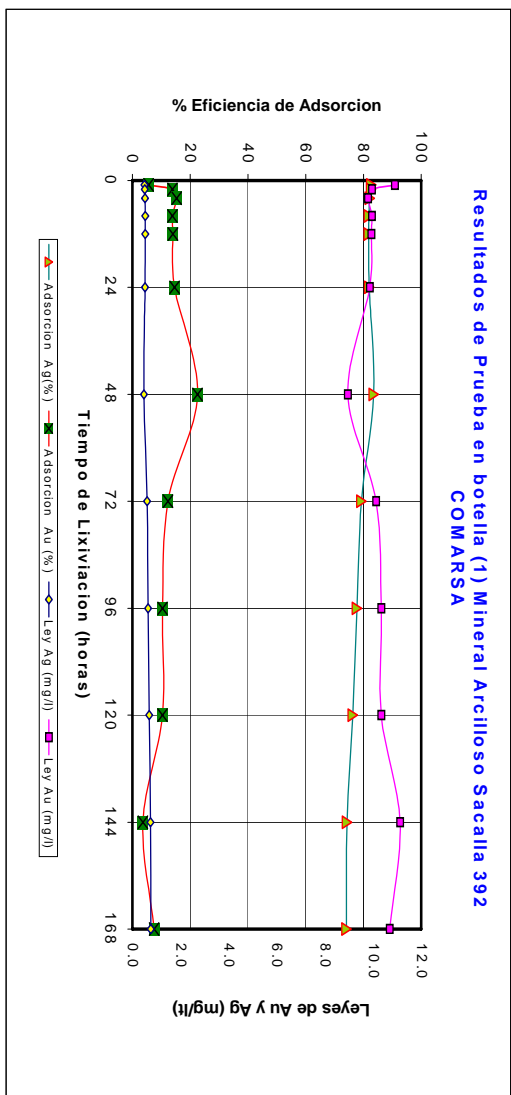
CONDICIONES

Cianuración  
 Peso Muestra (g) 1000  
 Dilución (L/S) 10 a 10,5  
 Au Solución Entrante (ppm) 12,36  
 Fuerza de Cianuro (%) 0,02 (200 ppm)  
 Tiempo (horas) 168  
 Cal (Kg/MT) 1,600  
 NaCN (Kg/MT) 0,573

RESULTADOS

PRODUCTOS	PESO (g)	Tiempo (horas)	pH	Consumo de Reactivos Kg/MT		Ag Analizado	Ag Reajustado	Ley (ppm)	Au Analizado	Au Reajustado	Eficiencia de Adsorción	
				NaCN	Cal						Ag	Au
Sol. Rica 1 (*)	2000,00	1,00	10,44	112	0,176	1,400	0,504	10,903	10,903	10,903	82,75	5,58
Sol. Rica 2 (*)	2000,00	2,00	10,27	167	0,239	1,400	0,495	9,677	9,950	9,950	82,63	13,84
Sol. Rica 3 (*)	2000,00	4,00	10,29	160	0,314	1,400	0,520	9,266	9,783	9,783	82,21	15,28
Sol. Rica 4 (*)	2000,00	8,00	10,44	195	0,325	1,400	0,528	9,199	9,945	9,945	81,92	13,88
Sol. Rica 5 (*)	2000,00	12,00	10,20	178	0,349	1,400	0,482	8,955	9,931	9,931	81,81	14,00
Sol. Rica 6 (*)	2000,00	24,00	10,21	175	0,404	1,400	0,526	8,666	9,866	9,866	82,02	14,56
Sol. Rica 7 (*)	2000,00	48,00	10,18	194	0,359	1,400	0,409	7,529	8,946	8,946	83,46	22,53
Sol. Rica 8 (*)	2000,00	72,00	10,02	171	0,414	1,400	0,482	6,807	10,122	10,122	79,25	12,35
Sol. Rica 9 (*)	2000,00	96,00	9,91	174	0,459	1,600	0,553	6,807	10,344	10,344	77,78	10,42
Sol. Rica 10 (*)	2000,00	120,00	10,22	199	0,459	1,600	0,582	6,311	10,342	10,342	76,30	10,44
Sol. Rica 11 (*)	2000,00	144,00	10,20	135	0,577	1,600	0,626	8,887	11,126	11,126	74,30	3,65
Sol. Rica 12 (*)	2000,00	168,00	10,20	134	0,573	1,600	0,758	8,222	10,683	10,683	74,08	7,49
Residuo	1000,00						4,330	1,729	1,729	1,729	25,92	92,51
Au y Ag entrante	1000,00						5,845	23,095	23,095	23,095		
Cabeza Ensayada							4,930	0,366	0,366	0,366	48,50	52,73
Solubilidad en Cianuro							2,420	0,193	0,193	0,193		

(\*) Volumen en cc



Resultados de Prueba en botella (1) Mineral Arcilloso Sacalla 392  
COMARSA

Tabla 21. Resultados Pruebas Lixiviación de Arcillas nivel Sacalla 392 (Arcilla blanca), botella 1

Figura 26. Curvas de Eficiencia de Adsorción de Au-Ag a partir de Arcillas Sacalla 392, botella 1



Capítulo 3: Parte experimental

PRUEBA EN BOTELLA (2) MINERAL ARCILLOSO SACALLA NIVEL 392 (Arcilla Blanca) COMARSA (100% <math>e_2</math>)													
CONDICIONES													
Observaciones: Ninguna													
Cianuración													
Peso Muestra (g) 1000													
Dilución (L/S) 10 a 10.5													
pH 12.36													
Au Solución Entrante (ppm) 0.02 (200 ppm)													
Fuertza de Cianuro (%) 168													
Tiempo (horas) 1680													
Cal (Kg/MT) 1.600													
NaCN (Kg/MT) 0.508													
RESULTADOS													
PRODUCTOS	PESO (g)	Tiempo (horas)	pH	CN <sup>-</sup> ppm	Consumo de Reactivos Kg/MT NaCN	Cal	Ag Analizado	Ag Reajustado	Ley (ppm)	Au Analizado	Au Reajustado	Eficiencia de Adsorción Ag	Au
Sol. Rica 1 (*)	2000.00	1.00	10.43	152	0.097	1.400	0.479	0.479	10.537	10.537	10.537	83.90	13.30
Sol. Rica 2 (*)	2000.00	2.00	10.42	148	0.196	1.400	0.520	0.520	10.365	10.628	10.628	82.11	12.55
Sol. Rica 3 (*)	2000.00	4.00	10.30	181	0.231	1.400	0.529	0.529	9.806	10.329	10.329	82.22	15.02
Sol. Rica 4 (*)	2000.00	8.00	10.40	199	0.236	1.400	0.491	0.529	9.555	10.323	10.323	82.23	15.06
Sol. Rica 5 (*)	2000.00	12.00	10.26	170	0.284	1.400	0.473	0.523	9.644	10.651	10.651	82.03	12.37
Sol. Rica 6 (*)	2000.00	24.00	10.02	171	0.341	1.400	0.439	0.535	9.555	10.803	10.803	83.11	11.11
Sol. Rica 7 (*)	2000.00	48.00	10.30	197	0.281	1.400	0.429	0.503	8.235	9.722	10.515	80.53	20.01
Sol. Rica 8 (*)	2000.00	72.00	10.08	180	0.316	1.400	0.578	0.575	8.823	8.823	10.776	77.32	13.48
Sol. Rica 9 (*)	2000.00	96.00	9.93	167	0.382	1.600	0.556	0.667	8.777	10.912	10.912	77.58	11.33
Sol. Rica 10 (*)	2000.00	120.00	10.16	198	0.380	1.600	0.556	0.667	8.777	10.912	10.912	75.05	10.22
Sol. Rica 11 (*)	2000.00	144.00	10.16	133	0.501	1.600	0.617	0.742	9.112	9.112	11.466	75.05	5.66
Sol. Rica 12 (*)	2000.00	168.00	10.16	126	0.508	1.600	0.729	0.729	8.589	11.248	11.248	74.47	7.45
Residuo	1000.00						4.490		1.811	1.811	1.811	24.53	92.55
Au y Ag entrante							4.490			24.307			
Cabeza Ensayada							5.949			0.366			
Substancia en Cianuro							2.420			0.193			
(*) Volumen en cc.												48.50	52.73

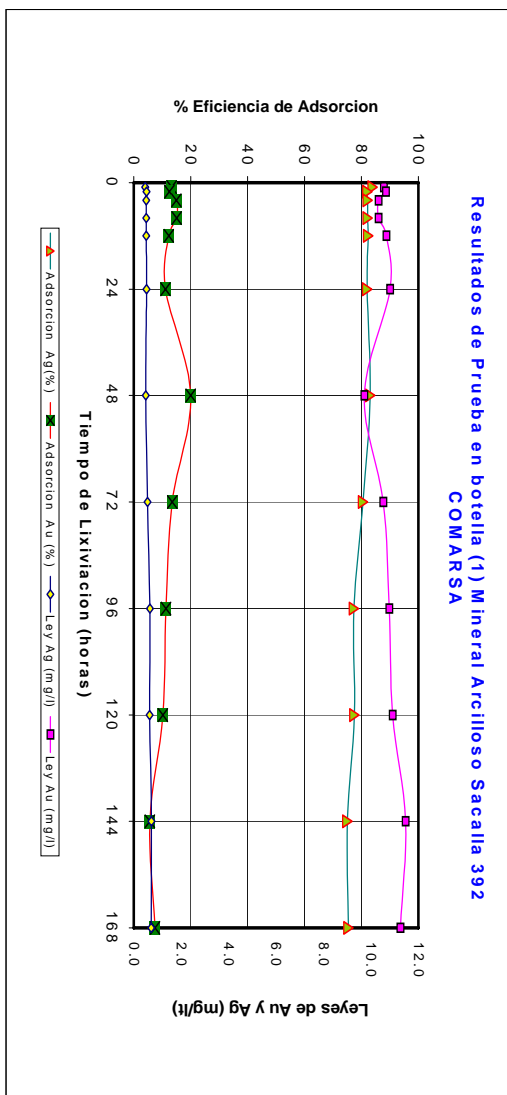


Tabla 22. Resultados Pruebas Lixiviación de Arcillas nivel Sacalla 392 (Arcilla blanca), botella 2

Figura 27. Curvas de Eficiencia de Absorción de Au-Ag a partir de Arcillas Sacalla 392 (botella 2)



Capítulo 3: Parte experimental

PRUEBA EN BOTELLA (1) MINERAL ARCILLOSO SACALLA NIVEL 392 (Arcilla MARRÓN)											
COMARSA (100% <2")											
CONDICIONES											
Cianuración											
Observaciones:		Ninguna		Peso Muestra (g)		1000		Dilución (L/S)		10 a 10,5	
				Au Solución Entrante (ppm)		0,02 (200 ppm)		Fuerza de Cianuro (%)		12,36	
				Tiempo (horas)		168		Cal (Kg/MT)		1,200	
				NACN (Kg/MT)		0,463					
RESULTADOS											
PRODUCTOS	PESO (g)	Tiempo (horas)	pH	CN ppm	Consumo de Reactivos Kg/MT	Cal	Ag Analizado	Ag Reajustado	Ley (ppm)	Au Analizado	Au Reajustado
Sol. Rica 1 (*)	2000.00	1.00	10.25	101	0.198	1.200	0.349	0.349	10.666	10.666	90.52
Sol. Rica 2 (*)	2000.00	2.00	10.24	144	0.206	1.200	0.366	0.366	10.472	10.720	90.07
Sol. Rica 3 (*)	2000.00	4.00	10.21	200	0.186	1.200	0.391	0.391	10.215	10.743	89.39
Sol. Rica 4 (*)	2000.00	8.00	10.25	199	0.187	1.200	0.430	0.430	10.686	11.450	88.32
Sol. Rica 5 (*)	2000.00	12.00	10.19	165	0.246	1.200	0.377	0.414	10.498	11.539	88.75
Sol. Rica 6 (*)	2000.00	24.00	10.09	164	0.218	1.200	0.394	0.440	10.444	11.757	88.03
Sol. Rica 7 (*)	2000.00	48.00	10.15	190	0.259	1.200	0.380	0.436	9.176	10.750	88.14
Sol. Rica 8 (*)	2000.00	72.00	10.14	165	0.284	1.200	0.428	0.494	9.976	11.779	86.58
Sol. Rica 9 (*)	2000.00	96.00	9.97	158	0.384	1.200	0.510	0.587	9.726	11.779	84.06
Sol. Rica 10 (*)	2000.00	120.00	10.23	173	0.382	1.200	0.565	0.654	9.688	11.984	82.21
Sol. Rica 11 (*)	2000.00	144.00	10.22	199	0.425	1.200	0.588	0.683	10.221	12.759	81.43
Sol. Rica 12 (*)	2000.00	168.00	10.23	149	0.463	1.200	0.562	0.680	9.999	12.792	81.52
Residuo	1000.00						6.000	6.000	0.511	0.511	18.48
Au y Ag entrante	1000.00						7.360	7.360			26.096
Cabeza Ensayada							5.670	5.670			0.320
Solubilidad en Cianuro							5.470	5.470			0.268
(*) Volumen en cc.										96.47	83.76

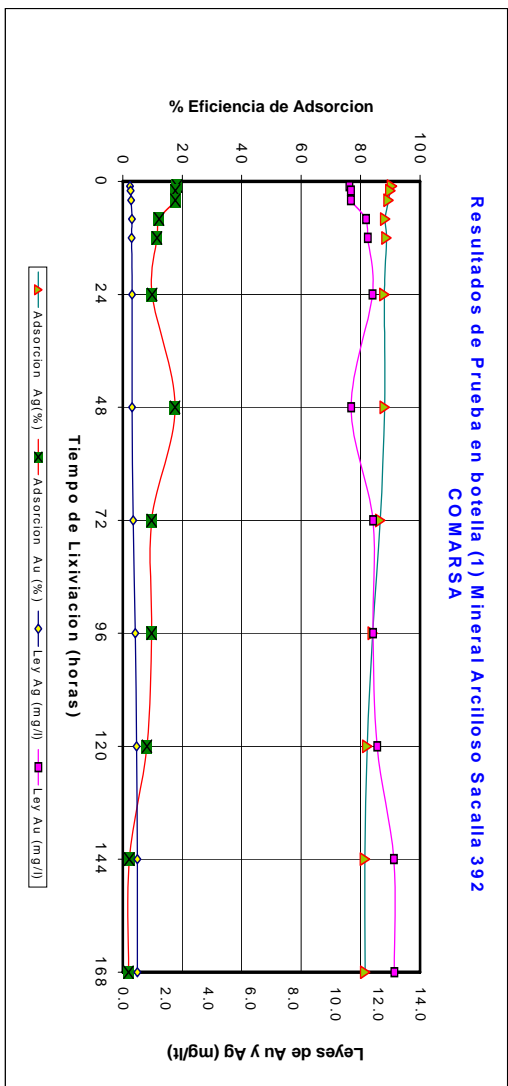


Tabla 23. Resultados Pruebas Lixiviación de Arcillas nivel Sacalla 392 (Arcilla Marrón), botella 1

Figura 28. Curvas de Eficiencia de Adsorción de Au-Ag a partir de (Arcilla Marrón) Sacalla 392 (botella 1)



Capítulo 3: Parte experimental

PRUEBA EN BOTELLA (2) MINERAL ARCILLOSO SACALLA NIVEL 392 (Arcilla MARRÓN) COMARSA (100% <math>2^{2}</math>)									
CONDICIONES									
Observaciones: Ninguna									
Cianuración									
Peso Muestra (g) 1000									
Dilución (L/S) 2									
pH 10 a 10.5									
Au Solución Entrante (ppm) 12.36									
Fuerza de Cianuro (%) 0.02 (200 ppm)									
Tiempo (horas) 168									
Cal (Kg/MT) 1.200									
NaCN (Kg/MT) 0.449									

PRODUCTOS	PESO (g)	Tiempo (horas)	pH	CN <sup>-</sup>		Consumo de Reactivos Kg/MT		Ag Analizado	Ag Reajustado	Ley (ppm)		Eficiencia de Adsorción Ag	Eficiencia de Adsorción Au
				ppm	NACN	Cal	NACN			Au Analizado	Au Reajustado		
Sol. Rica 1 (*)	2000.00	1.00	10.44	142	0.101	1.200	0.325	0.325	10.645	10.645	90.93	14.85	
Sol. Rica 2 (*)	2000.00	2.00	10.32	160	0.172	1.200	0.357	0.365	10.408	10.674	89.82	14.61	
Sol. Rica 3 (*)	2000.00	4.00	10.30	200	0.163	1.200	0.349	0.366	10.172	10.698	89.79	14.42	
Sol. Rica 4 (*)	2000.00	8.00	10.28	199	0.156	1.200	0.368	0.394	10.222	11.003	89.01	11.99	
Sol. Rica 5 (*)	2000.00	12.00	10.29	168	0.207	1.200	0.350	0.385	10.333	11.369	89.26	9.05	
Sol. Rica 6 (*)	2000.00	24.00	10.18	160	0.283	1.200	0.359	0.403	10.222	11.517	88.77	7.88	
Sol. Rica 7 (*)	2000.00	48.00	10.29	180	0.315	1.200	0.351	0.404	8.941	10.491	88.74	16.08	
Sol. Rica 8 (*)	2000.00	72.00	10.22	195	0.306	1.200	0.380	0.441	9.529	11.303	87.68	9.59	
Sol. Rica 9 (*)	2000.00	96.00	10.03	167	0.371	1.200	0.442	0.513	9.557	11.569	85.69	7.46	
Sol. Rica 10 (*)	2000.00	120.00	10.36	199	0.369	1.200	0.443	0.525	9.333	11.584	85.35	7.34	
Sol. Rica 11 (*)	2000.00	144.00	10.26	171	0.415	1.200	0.479	0.572	9.556	12.040	84.04	3.69	
Sol. Rica 12 (*)	2000.00	168.00	10.30	149	0.449	1.200	0.479	0.584	9.555	12.278	83.71	1.78	
Au y Ag entrante	1000.00						6.000	6.000	0.446	0.446	16.29	98.22	
Cabeza Ensayada							7.168	7.168	25.002	25.002			
Solubilidad en Cianuro							5.670	5.470	0.320	0.258	96.47	83.76	
(*) Y o/alm en en cc.													

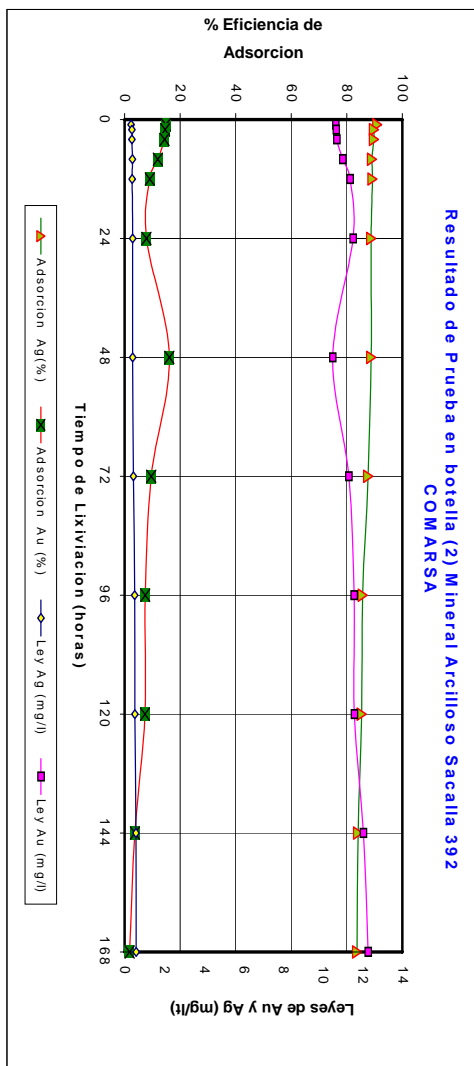


Tabla 24. Resultados Pruebas Lixiviación de Arcillas nivel Sacalla 392 (Arcilla Marrón), botella 2

Figura 29. Curvas de Eficiencia de Adsorción de Au-Ag a partir de (Arcilla Marrón) Sacalla 392, botella 2.



Capítulo 3: Parte experimental

PRUEBA EN BOTELLA (1) MINERAL ARCILLOSO SACALLA NIVEL 392 (Arcilla Blanca) COMARSA (100% <2*)												
CONDICIONES												
Cianuración												
Peso Muestra (g) 1000												
Dilución (L/S) 10 a 10.5												
Au Solución Entrante (ppm) 12.36												
Fuertza de Cianuro (%) 168												
Tiempo (horas) 168												
Cal (Kg/MT) 1.600												
NaCN (Kg/MT) 0.573												
RESULTADOS												
PRODUCTOS	PESO (g)	Tiempo (horas)	pH	CN ppm	Consumo de Reactivos Kg/MT	Ag Analizado	Ag Reajustado	Ley (ppm)	Au Analizado	Au Reajustado	Eficiencia de Adsorción Ag	Au
Sol. Rica 1 (*)	2000.00	1.00	10.44	112	0.176	1.400	0.504	0.504	10.903	10.903	82.75	5.58
Sol. Rica 2 (*)	2000.00	2.00	10.27	167	0.239	1.400	0.504	0.508	9.677	9.950	82.63	13.84
Sol. Rica 3 (*)	2000.00	4.00	10.29	160	0.314	1.400	0.495	0.520	9.268	9.783	82.21	15.28
Sol. Rica 4 (*)	2000.00	8.00	10.44	195	0.325	1.400	0.491	0.528	9.199	9.945	81.92	13.88
Sol. Rica 5 (*)	2000.00	12.00	10.20	178	0.349	1.400	0.482	0.532	8.955	9.931	81.81	14.50
Sol. Rica 6 (*)	2000.00	24.00	10.21	175	0.404	1.400	0.464	0.526	8.666	9.866	82.02	14.56
Sol. Rica 7 (*)	2000.00	48.00	10.18	194	0.359	1.400	0.482	0.482	7.529	8.946	83.49	22.53
Sol. Rica 8 (*)	2000.00	72.00	10.02	171	0.414	1.400	0.607	0.607	8.517	10.122	77.25	12.35
Sol. Rica 9 (*)	2000.00	98.00	9.91	174	0.459	1.400	0.553	0.650	8.526	10.344	77.78	10.42
Sol. Rica 10 (*)	2000.00	120.00	10.22	199	0.577	1.600	0.582	0.692	8.311	10.342	76.30	10.44
Sol. Rica 11 (*)	2000.00	144.00	10.20	135	0.577	1.600	0.626	0.751	8.887	11.126	74.30	3.65
Sol. Rica 12 (*)	2000.00	168.00	10.20	134	0.573	1.600	0.617	0.758	8.222	10.683	74.08	7.49
Residuo	1000.00						4.330	4.330	1.729	1.729	25.92	92.51
Ay Air entrante								5.845		23.095		
Cabeza Ensayada								4.930		0.368		
Solubilidad en Cianuro								2.420		0.193		
(*) Volumen en cc.											48.50	52.73

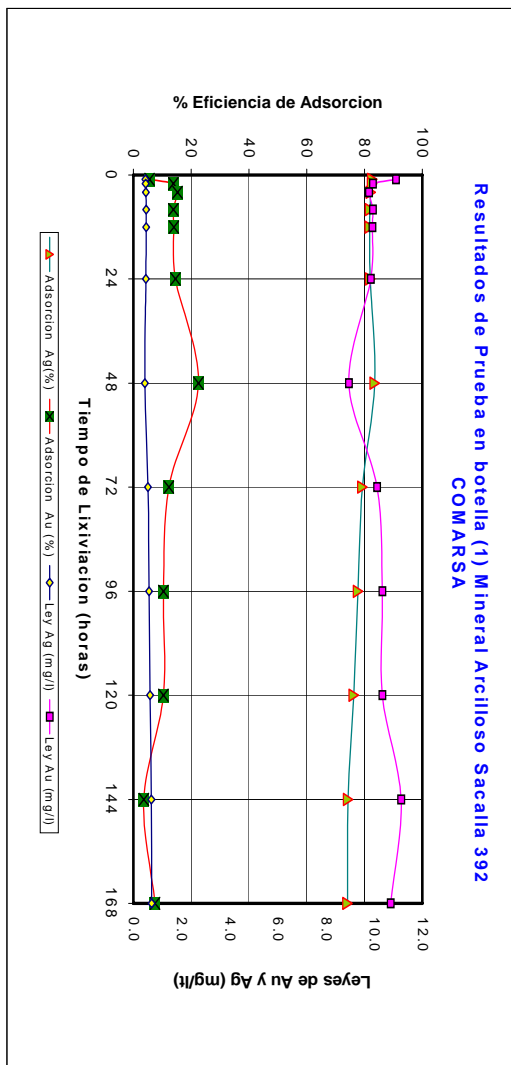


Tabla 25. Resultados Pruebas Lixiviación de Arcillas nivel Sacalla 432 (Arcilla Blanca), botella 1.

Figura 30. Curvas de Eficiencia de Adsorción de Au-Ag a partir de (Arcilla Blanca) Sacalla 432 (botella 1)





Capítulo 3: Parte experimental

PRUEBA EN BOTELLA (2) MINERAL ARCILLOSO SACALLA NIVEL 432 (Arcilla Blanca) COMARSA (100% <2")												
CONDICIONES												
Observaciones: Ninguna												
Cianuración												
Peso Muestra (g) 1000												
Dilución (L/S) 2												
pH 10 a 10.5												
Au Solución Entrante (ppm) 12.36												
Tiempo (horas) 144												
CaI (Kg/MT) 1.120												
NaCN (Kg/MT) 0.314												
RESULTADOS												
PRODUCTOS	PESO (g)	Tiempo (horas)	pH	CN ppm	Consumo de Reactivos Kg/TM	Ag Analizado	Ag Reajustado	Au Analizado	Au Reajustado	Lev (ppm)	Ag	Au
Sol. Rica 1 (*)	2000.00	1.00	10.44	156	0.089	1.120	0.408	11.844	11.844	86.73	9.63	
Sol. Rica 2 (*)	2000.00	2.00	10.33	175	0.152	1.120	0.444	11.577	11.873	85.55	9.40	
Sol. Rica 3 (*)	2000.00	4.00	10.23	164	0.224	1.120	0.464	11.444	12.030	84.90	8.21	
Sol. Rica 4 (*)	2000.00	8.00	10.50	199	0.234	1.120	0.465	11.444	12.316	84.87	6.03	
Sol. Rica 5 (*)	2000.00	12.00	10.42	190	0.242	1.120	0.476	11.000	12.158	84.51	7.23	
Sol. Rica 6 (*)	2000.00	24.00	10.41	194	0.224	1.120	0.524	10.778	12.211	82.95	6.83	
Sol. Rica 7 (*)	2000.00	48.00	10.37	191	0.221	1.120	0.489	9.555	11.257	84.11	14.10	
Sol. Rica 8 (*)	2000.00	72.00	10.42	154	0.285	1.120	0.527	9.063	11.004	82.85	16.03	
Sol. Rica 9 (*)	2000.00	96.00	10.28	199	0.286	1.120	0.466	9.803	11.971	81.99	8.66	
Sol. Rica 10 (*)	2000.00	120.00	10.21	198	0.288	1.120	0.580	9.049	11.462	81.13	12.54	
Sol. Rica 11 (*)	2000.00	144.00	10.19	180	0.314	1.120	0.470	10.111	12.750	81.10	12.54	
Au y Ag entrante	1000.00											
Cabeza Ensayada												
Solubilidad en Cianuro												
(*) Volumen en cc.												

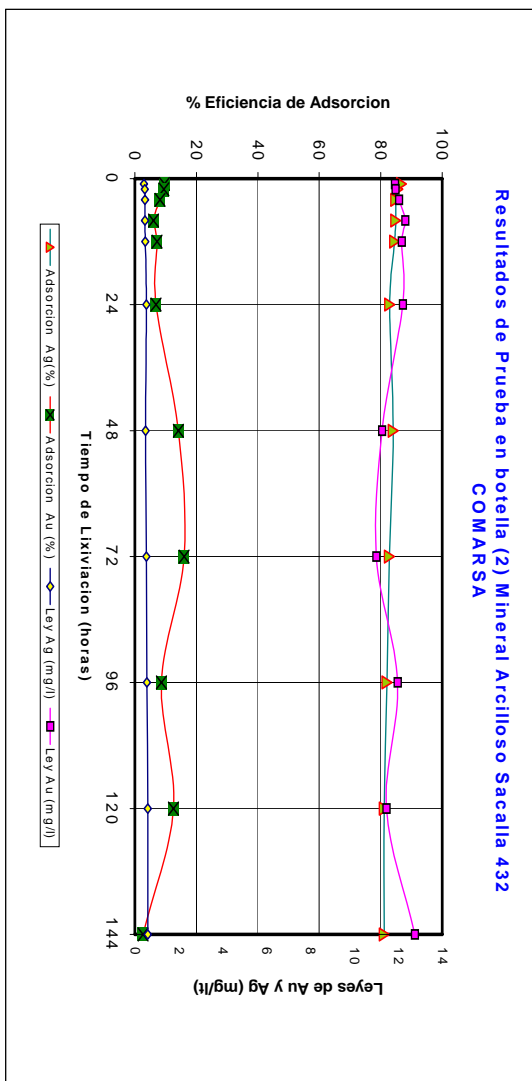


Tabla 26. Resultados Pruebas Lixiviación de Arcillas nivel Sacalla 432 (Arcilla Blanca), botella 2

Figura 31. Curvas de Eficiencia de Adsorción de Au-Ag a partir de (Arcilla Blanca) Sacalla 432 (botella 2)







Capítulo 3: Parte experimental

3.7.1.1 Pruebas metalúrgicas de lixiviación de arcillas Patival Parte Alta mediante KCL por Agitación mecánica en rodillos vibratorios.

MUESTRA No.	PATIVAL ZONA ALTA	PRUEBA No.	1	DESCRIPCION	Fza NaCN = 3000 ppm - KCl = 0 ppm					
<b>CIANURACIÓN EN BOTELLA - PATIVAL PARTE ALTA</b>										
PRODUCTO	PESO g	ENSAYES g/l			EXTRACCION %		ANÁLISIS DE MALLA			
		Au	Ag	Hg	Au	Ag	MALLA g	% PESO		
CABEZA ENSAYADA	500	0.69	35.76				400	0.0	0.0	
RESIDUO ENSAYADO		0.26	31.24				-400	500.0	100.0	
* CABEZA CALCULADA		0.71	36.57							
RESIDUO ENSAYADO		0.26	31.24				63.4	14.6		
<b>DETALLES EXPERIMENTALES</b>										
PRUEBA	CONDICIONES DE PRUEBA	CONDICIONES INICIALES				CONDICIONES FINALES				
		PESO Kg	VOL L	L/S	NaCN ppm	NaCN g	pH Inicial	CaO g	pH Final	NaCN Kg/l
	0.500	1.000	2.00	300	0.31	10.60	1.40	10.40	1.13	3.10
<b>CONTROL DE LA PRUEBA</b>										
PROCEDIMIENTO	TIEMPO Horas	pH	AGNO3 ml	NaCN g		ENSAYES ppm	EXTRACCION %			
				Reman	Agreg		Au	Ag		
	0	10.81	0.16	0.31	1.40	0.0	0.0			
	4	10.26	0.16	0.04	0.10	0.133	0.058			
	8	10.44	1.19	0.30	0.01	0.250	2.667			
	12	10.45	0.69	0.17	0.14	0.174	2.778			
	24	10.55	1.60	0.40	-0.09	0.243	2.444			
	48	10.45	1.59	0.40	-0.09	0.226	2.889			
	72	10.40	0.00	0.00	0.00	0.226	2.667			
Condiciones finales de Prueba				0.57	1.55					
COMENTARIOS										

**Cinética de Extracción**

Horas	Recup. Au (%)	Recup. Ag (%)
0	0	0
4	10	10
8	25	25
12	40	40
24	55	55
48	65	85
72	75	100

Tabla 29. Resultados de Pruebas Lixiviación de Arcillas Patival Parte Alta sin KCL, fracción -400 malla (test en blanco).



Capítulo 3: Parte experimental

MUESTRA No.	PATIVAL ZONA ALTA	PRUEBA No.	2	DESCRIPCION	Fza NaCN = 300 ppm - KCl = 1000ppm					
<b>CIANURACIÓN EN BOTELLA - PATIVAL PARTE ALTA</b>										
PRODUCTO	PESO g	ENSAYES g/t			EXTRACCION %		ANALISIS DE MALLA			
		Au	Ag	Hg	Au	Ag	MALLA g	% PESO		
CABEZA ENSAYADA	500	0.69	35.76				400	0.0		
RESIDUO ENSAYADO		0.25	31.43				-400	500.0		
								100.0		
								500.0		
								100.0		
* CABEZA CALCULADA		0.74	37.43							
RESIDUO ENSAYADO		0.25	31.43				65.7	16.0		
<b>DETALLES EXPERIMENTALES</b>										
PRUEBA	PESO Kg	VOL L	CONDICIONES INICIALES			pH Inicial	CaO g	pH Final	CONDICIONES FINALES	
			L/S	NaCN ppm	NaCN g				NaCN Kg/t	CaO
Condiciones de Prueba	0.500	1.000	2.00	300	0.31	10.50	1.25	0.00	0.62	2.80
<b>CONTROL DE LA PRUEBA</b>										
PROCEDIMIENTO	TIEMPO Horas	pH	AgNO3 ml	NaCN g		CaO g Agreg	ENSAYES ppm Au	EXTRACCION %		
				Reman	Agreg			Au	Ag	
pH natural = 4.78	0	10.72		0.31	1.25		0.0	0.0		
Acondicionamiento de pH = 10.5	2	10.18	1.11	0.28	0.10	0.283	82.66	14.91		
Concentración de NaCN :300 ppm	4	10.34	1.20	0.30	0.05	0.300	87.53	16.16		
	8	10.42	0.65	0.16	0.00	0.174	50.74	16.16		
	24	10.48	1.68	0.42	0.00	0.243	71.04	9.60		
	48	10.37	1.62	0.41	0.00	0.243	71.04	15.54		
Condiciones finales de Prueba	72			0.00	0.31	1.40	71.04	16.78		
<b>COMENTARIOS</b>										

**Cinética de Extracción**

Legend: ◆ Recup. Au (%)    ■ Recup. Ag (%)

Tabla 30. Resultados de Pruebas Lixiviación de Arcillas Patival Parte Alta con KCL a 1000ppm, fracción -400 malla.



Capítulo 3: Parte experimental

MUESTRA No.	PATIVAL ZONA ALTA	PRUEBA No.	3	DESCRIPCION	Fza NaCN = 300 ppm - Kcl = 3000ppm		
<b>CIANURACION EN BOTELLA - PATIVAL PARTE ALTA</b>							
PRODUCTO	PESO	ENSAYES g/t	EXTRACCION %		ANALISIS DE MALLA		
CABEZA ENSAYADA	500	Au 0.69 Ag 35.76	Au	Ag	MALLA 400 0.0 -400 500.0 500.0 100.0		
RESIDUO ENSAYADO		Au 0.26 Ag 31.24					
* CABEZA CALCULADA		Au 0.81 Ag 37.24					
RESIDUO ENSAYADO		Au 0.26 Ag 31.24					
<b>DETALLES EXPERIMENTALES</b>							
PRUEBA	PESO	VOL	L/S	CONDICIONES INICIALES	CONDICIONES FINALES		
	0.500 Kg	1.000 L	2.00	NaCN ppm 300	pH Inicial 10.50 CaO g 1.25 pH Final 0.00	NaCN 0.64 CaO 2.80	
<b>CONTROL DE LA PRUEBA</b>							
PROCEDIMIENTO	TIEMPO Horas	pH	AgNO3 ml	Reman NaCN g	Agreg CaO g	ENSAYES ppm Au Ag	EXTRACCION % Au Ag
pH natural = 4.89	0	10.64		0.31	1.25		0.0 0.0
Acondicionamiento de pH = 10.5	4	10.12	1.10	0.28	0.10	0.317	92.39 19.26
Concentración de NaCN : 300 ppm	8	10.24	1.25	0.31	0.05	0.300	87.53 16.16
	12	10.38	0.68	0.17	0.14	0.209	60.89 15.54
	24	10.38	1.60	0.40	-0.09	0.226	65.96 12.43
	48	10.38	1.59	0.40	-0.09	0.261	76.11 16.16
Condiciones finales de Prueba	72			0.00	1.40	0.278	81.18 16.78
<b>COMENTARIOS</b>							

**Cinética de Extracción**

Legend: Recup. Au (%) (red diamonds), Recup. Ag (%) (purple squares)

Tabla 31. Resultados de Pruebas Lixiviación de Arcillas Patival Parte Alta con KCL a 3000ppm, fracción – 400 malla.



Capítulo 3: Parte experimental

MUESTRA No.	PATVAL ZONA ALTA	PRUEBA No.	4	DESCRIPCION	Fza NaCN = 300 ppm - Kcl = 5000ppm							
<b>CIANURACIÓN EN BOTELLA - PATIVAL PARTE ALTA</b>												
PRODUCTO	PESO g	Au	Ag	Hg	EXTRACCIÓN %	Au	Ag	Hg	ANÁLISIS DE MALLA	MALLA	g	% PESO
CABEZA ENSAYADA	500	0.69	35.76						400	400	0.0	0.0
RESIDUO ENSAYADO		0.25	31.43			63.5			400	500.0	500.0	100.0
											500.0	100.0
* CABEZA CALCULADA		0.77	37.21									
RESIDUO ENSAYADO		0.25	31.43			67.6					15.5	
<b>DETALLES EXPERIMENTALES</b>												
PRUEBA			CONDICIONES INICIALES			CONDICIONES FINALES			CONDICIONES FINALES			
CONDICIONES de Prueba	PESO Kg	VOL L	L/S	NaCN ppm	NaCN g	pH Inicial	CaO g	pH Final	CONSUMO Kg/t	NaCN	CaO	
	0.500	1.000	2.00	300	0.31	10.50		0.00	0.79		2.80	
<b>CONTROL DE LA PRUEBA</b>												
PROCEDIMIENTO	TIEMPO Horas	pH	AgNO3 ml	NaCN Reman	Agreg g	CaO Agreg g	ENSAYES ppm Au	Ag	EXTRACCIÓN %	Au	Ag	
pH natural = 4.89	0	10.67			0.31	1.25				0.0	0.0	
Acondicionamiento de pH = 10	4	10.15	1.02	0.26	0.06	0.10	0.300	2.778		87.53	15.54	
Concentración de NaCN : 400 ppm	8	10.17	1.19	0.30	0.15	0.05	0.300	3.111		87.53	17.40	
	12	10.32	0.66	0.17	0.15	0.00	0.209	2.778		60.89	15.54	
	24	10.38	1.50	0.38	-0.06	0.00	0.226	2.222		65.96	12.43	
	48	10.25	1.55	0.39	-0.08	0.00	0.278	2.778		81.18	15.54	
Condiciones finales de Prueba	72			0.00			0.261	2.889		76.11	16.16	
<b>COMENTARIOS</b>												
<b>Cinética de Extracción</b>												

Tabla 32. Resultados de Pruebas Lixiviación de Arcillas Patival Parte Alta con KCL a 5000ppm, fracción -400 malla.



Capítulo 3: Parte experimental

RESULTADOS												
CALCULOS												
ANALISIS DE CABEZA Y RESIDUOS												
Prueba	Condiciones de la Prueba	Cabeza Ensayada		Residuo Ensayado		Ley Ultimo Ensayo de		Consumo de Reactivos				
		Au (gr/tn)	Ag (gr/tn)	Au (gr/tn)	Ag (gr/tn)	Au (ppm)	Ag (ppm)	NaCN (kg/tn)	CaO (kg/tn)			
Test - 1	Fza NaCN = 300 ppm - Kcl = 0 ppm	0.69	35.76	0.26	31.24	0.23	2.67	1.13	3.10			
Test - 2	Fza NaCN = 300 ppm - Kcl = 1000 ppm	0.69	35.76	0.25	31.43	0.24	3.00	0.62	2.80			
Test - 3	Fza NaCN = 300 ppm - Kcl = 3000 ppm	0.69	35.76	0.26	31.24	0.28	3.00	0.64	2.80			
Test - 4	Fza NaCN = 300 ppm - Kcl = 5000 ppm	0.69	35.76	0.25	31.43	0.26	2.89	0.79	2.80			
<b>RESULTADOS DE LA PRUEBA DE LIXIVIACION EN BOTELLA</b>												
Prueba	Condiciones de la Prueba	Cabeza calculada		Extraccion por Soluciones		Ext. por cabeza ensayada		Ext. por cabeza calculada				
		Au (gr/tn)	Ag (gr/tn)	Au (%)	Ag (%)	Au (%)	Ag (%)	Au (%)	Ag (%)			
Test -1	Fza NaCN = 300 ppm - Kcl = 0 ppm	0.713	36.570	65.96	14.91	61.93	12.65	63.40	14.58			
Test -2	Fza NaCN = 300 ppm - Kcl = 1000 ppm	0.741	37.429	71.04	16.78	62.95	12.11	65.72	16.03			
Test -3	Fza NaCN = 300 ppm - Kcl = 3000 ppm	0.815	37.238	76.11	16.16	62.36	12.64	68.32	16.11			
Test -4	Fza NaCN = 300 ppm - Kcl = 5000 ppm	0.772	37.207	76.11	16.16	63.53	12.11	67.61	15.53			

Tabla 33. Resultados Finales de Pruebas Lixiviación de Arcillas Patival Parte Alta (fracción -400 malla) con y sin KCL



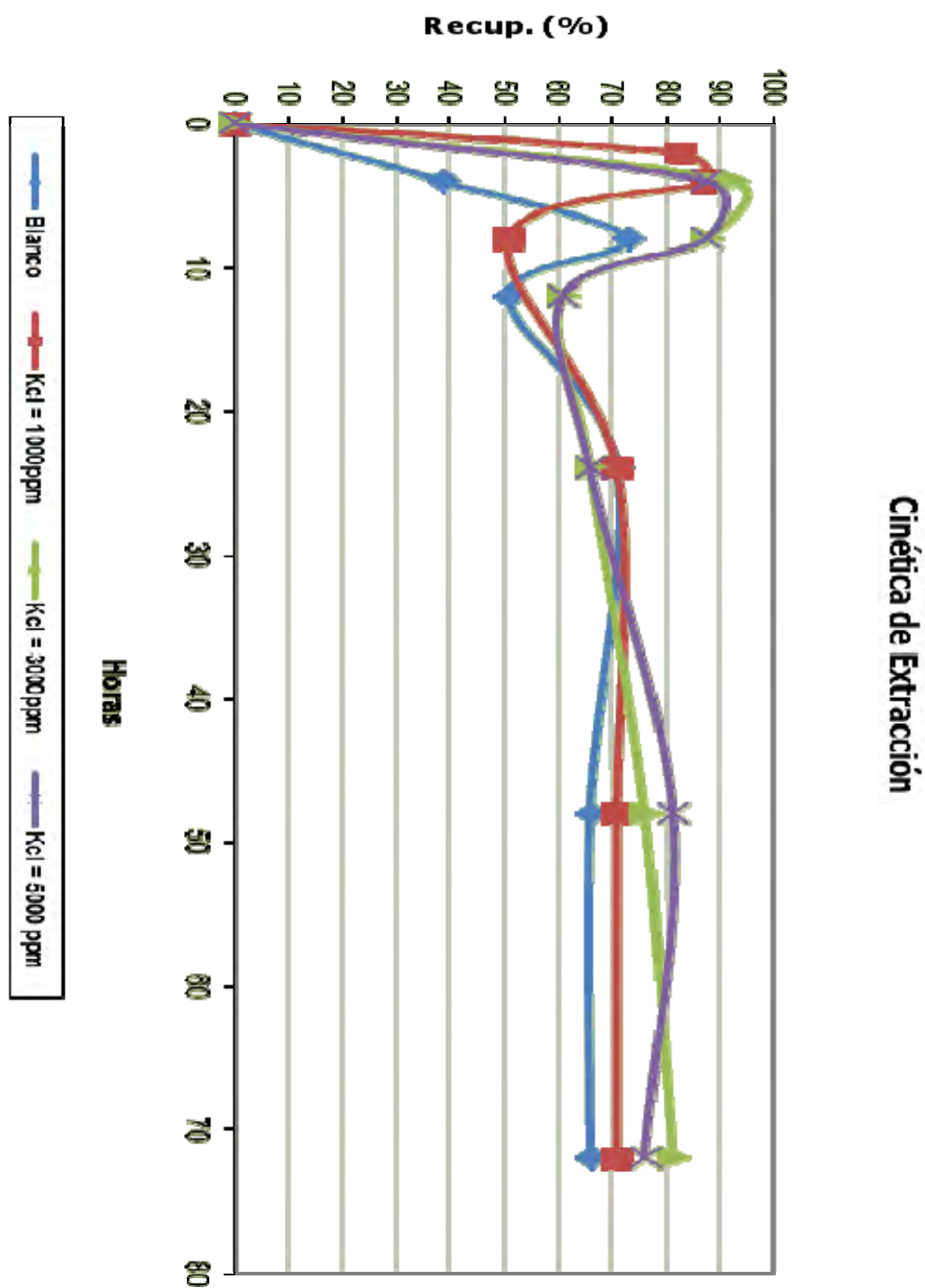


Figura 34. Curvas de Cinética de Extracción de Au a partir de mineral Arcilloso de Patival Parte Alta (fracción -400 malla) sin y con KCL a distintas concentraciones.



Capítulo 3: Parte experimental

MUESTRA No.	PATIVAL ZONA ALTA	PRUEBA No.	3	DESCRIPCION	Fza NaCN = 300 ppm	
<b>CIANURACIÓN EN BOTELLA - PATIVAL PARTE ALTA</b>						
PRODUCTO	PESO	ENSAYES g/l		EXTRACCION %	ANALISIS DE MALLA	
CABEZA ENSAYADA	g	Au	Ag	Au	g	
RESIDUO ENSAYADO	2000	0.79	25.42	71.5	10	
		0.23	16.75	34.1	-10	
					2000.0	
					100.0	
CABEZA CALCULADA		0.84	21.86			
RESIDUO ENSAYADO		0.23	16.75	65.0	23.4	
<b>DETALLES EXPERIMENTALES</b>						
PRUEBA	CONDICIONES INICIALES					
	PESO Kg	VOL L	L/S	NaCN ppm	NaCN g	PH Inicial
Condiciones de Prueba	2.000	4.000	2.00	300	1.25	10.50
<b>CONDICIONES FINALES</b>						
				PH Final	CaO g	
				10.56		
<b>CONTROL DE LA PRUEBA</b>						
PROCEDIMIENTO	TIEMPO Horas	PH	AgNO3 ml	Reman	Agreg	CaO g
				Agreg	Agreg	ENSAYES ppm
PH natural = 8	0	10.60		1.25	2.03	
Acondicionamiento de pH = 10.5	2	10.30	2.54	1.32	0.00	0.10
Concentración de NaCN : 300 ppm	4	10.13	2.41	1.25	0.00	0.20
	8	10.08	2.53	1.32	0.00	0.40
	24	10.38	2.00	1.04	0.21	0.19
	48	10.50	2.56	1.33	0.00	0.23
	72	10.56	2.11	1.10	0.00	0.21
Condiciones finales de Prueba				1.46	2.73	
<b>Cinética de Extracción</b>						
COMENTARIOS						

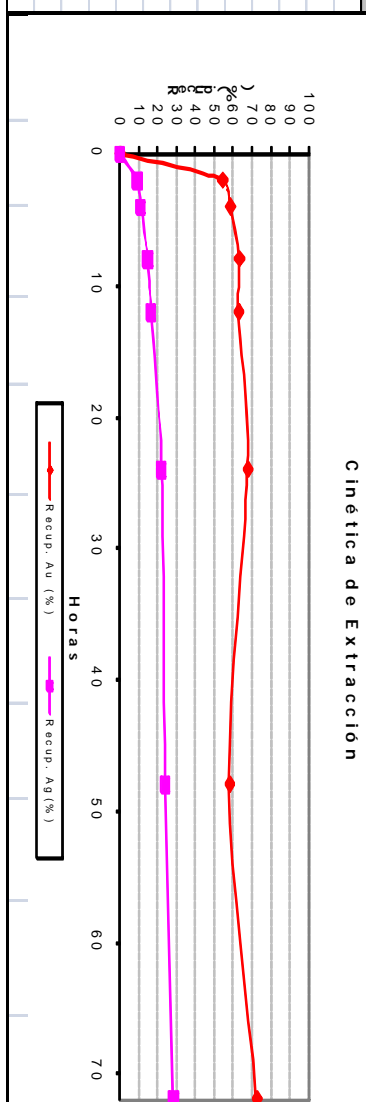
Tabla 34. Resultados de Pruebas Lixiviación de Arcillas Patival Parte Alta, compuesto sin KCL (test en blanco).



Capítulo 3: Parte experimental

MUESTRA N°.	PATIVAL ZONA ALTA	PRUEBA N°.	2	DESCRIPCION	Fza NaCN = 300 ppm - KCl = 1000ppm						
<b>CIANURACIÓN EN BOTELLA - PATIVAL PARTE ALTA</b>											
PRODUCTO	PESO g	ENSAYES g/l			EXTRACCION %		ANALISIS DE MALLA				
		Au	Ag	Hg	Au	Ag	MALLA g	% PESO			
CABEZA ENSAYADA	2000	0.71	21.21				10	0.0	0.0		
RESIDUO ENSAYADO		0.24	14.55				-10	2000.0	100.0		
								2000.0	100.0		
* CABEZA CALCULADA		0.76	20.55								
RESIDUO ENSAYADO		0.24	14.55					68.5	29.2		
<b>DETALLES EXPERIMENTALES</b>											
PRUEBA	CONDICIONES INICIALES						CONDICIONES FINALES				
	PESO Kg	VOL L	L/S	NaCN ppm	NaCN g	PH Inicial	CaO g	PH Final	CONSUMO Kg/l		
Condiciones de Prueba	2.000	4.000	2.00	300	1.25	10.50		10.01	0.99	1.48	
<b>CONTROL DE LA PRUEBA</b>											
PROCEDIMIENTO	TIEMPO Horas	PH	AgNO3 ml	NaCN g		CaO g Agreg	ENSAYES ppm		EXTRACCION %		
				Reman	Agreg		Au	Ag	Au	Ag	
PH natural = 8	0	10.89	1.21	1.25	1.25	2.90			0.0	0.0	
A acondicionamiento de pH = 10	2	10.84	1.19	1.22	0.03	0.00	0.191	0.960	53.96	9.05	
Concentración de NaCN : 300 ppm	4	10.75	1.12	1.14	0.11	0.00	0.209	1.164	58.13	10.98	
	8	10.60	0.98	0.99	0.25	0.00	0.226	1.560	62.98	14.71	
	12	10.64	1.05	1.06	0.19	0.00	0.226	1.751	62.58	16.51	
	24	10.51	0.98	0.98	0.27	0.05	0.243	2.333	67.39	22.00	
	48	9.80	0.10	0.10	0.00	0.00	0.209	2.556	57.77	24.10	
	72	10.01	2.09	2.95	0.00	0.00	3.000	72.21	28.29		
Condiciones finales de Prueba						2.09	2.95				
COMENTARIOS											

Tabla 35. Resultados de Pruebas Lixiviación de Arcillas Patival Parte Alta con KCL 1000ppm, fracción +400 malla





Capítulo 3: Parte experimental

MUESTRA No.	PATIVAL ZONA ALTA	PRUEBA No.	3	DESCRIPCION	Fza NaCN = 300 ppm - KCl = 1000ppm								
<b>CIANURACION EN BOTELLA - PATIVAL PARTE ALTA</b>													
PRODUCTO	PESO g	Au	Ag	Hg	EXTRACCION %	Au	Ag	Hg	ANALISIS DE MALLA	% PESO			
CABEZA ENSAYADA	2000	0.70	20.09						MALLA 10	0.0			
RESIDUO ENSAYADO		0.22	15.46		69.0				-10	2000.0			
										100.0			
										2000.0			
										100.0			
CABEZA CALCULADA		0.67	20.90										
RESIDUO ENSAYADO		0.22	15.46		67.6				26.1				
<b>CONDICIONES INICIALES</b>													
PRUEBA	PESO Kg	VOL L	L/S	NaCN ppm	NaCN g	CaO g	NaCN g	CaO g	PH Inicial	PH Final	CONSUMO Kg/l	NaCN	CaO
Condiciones de Prueba	2.000	4.000	2.00	300	1.25	10.50	0.21	10.11			0.24	1.02	
<b>CONTROL DE LA PRUEBA</b>													
PROCEDIMIENTO	TIEMPO Horas	PH	AgNO3 ml	Reman NaCN	Agreeg NaCN	CaO g	Agreeg NaCN	CaO g	PH Inicial	PH Final	ENSAYES ppm	Au	Ag
PH natural = 8.	0	10.82			1.25	1.98						0.0	0.0
Acondicionamiento de pH = 10.5	2	10.79	1.21	1.25	0.00	0.00	0.174	1.182				49.62	11.77
Concentración de NaCN : 500 ppm	4	10.78	1.20	1.24	0.01	0.00	0.174	1.391				49.31	13.85
	8	10.72	1.13	1.17	0.08	0.00	0.209	1.711				58.80	17.03
	12	10.71	1.09	1.13	0.12	0.00	0.209	2.167				58.43	21.57
	24	10.60	1.18	1.22	0.03	0.00	0.209	2.278				58.43	22.67
	48	9.92	0.99	1.02	0.22	0.05	0.191	2.444				53.56	24.33
	72	10.11	1.19	1.23	0.00	0.00	0.226	2.722				63.29	27.10
<b>CONDICIONES FINALES</b>													
					1.71	2.03							
<b>COMENTARIOS</b>													
<b>Cinética de Extracción</b>													

Tabla 36. Resultados de Pruebas Lixiviación de Arcillas Patival Parte Alta con KCL 1000ppm, en material compuesto.





Capítulo 3: Parte experimental

RESULTADOS											
CALCULOS											
ANÁLISIS DE CABEZA Y RESIDUOS											
Prueba	Condiciones de la Prueba	Cabeza Ensayada		Residuo Ensayado		Ley Último Ensayo de		Consumo de Reactivos			
		Au (gr/tn)	Ag (gr/tn)	Au (gr/tn)	Ag (gr/tn)	Au (ppm)	Ag (ppm)	NaCN (kg/tn)	CaO (kg/tn)		
Test - 1	Fza NaCN = 300 ppm	0.79	25.42	0.23	16.75	0.21	2.56	0.18	1.37		
Test - 2	Fza NaCN = 300 ppm , KCL=1000 ppm , malla+400	0.71	21.21	0.24	14.55	0.26	3.00	0.99	1.48		
Test - 3	Fza NaCN = 300 ppm , KCL=1000 ppm , composito	0.70	20.09	0.22	15.46	0.23	2.72	0.24	1.02		
Test - 4	Fza NaCN = 300 ppm , KCL=1000 ppm , malla -400	0.71	37.58	0.25	30.36	0.30	2.78	0.40	1.02		
<b>RESULTADOS DE LA PRUEBA DE LIXIVIACION EN BOTELLA</b>											
Prueba	Condiciones de la Prueba	Cabeza calculada		Extraccion por Soluciones		Ext. por cabeza ensayada		Ext. por cabeza calculada			
		Au (gr/tn)	Ag (gr/tn)	Au (%)	Ag (%)	Au (%)	Ag (%)	Au (%)	Ag (%)		
Test - 1	Fza NaCN = 300 ppm	0.642	21.864	57.31	21.85	71.48	34.10	64.97	23.38		
Test - 2	Fza NaCN = 300 ppm , KCL=1000 ppm , malla+400	0.762	20.545	72.21	28.29	66.15	31.42	68.49	29.20		
Test - 3	Fza NaCN = 300 ppm , KCL=1000 ppm , composito	0.669	20.899	63.29	27.10	69.04	23.08	67.57	26.05		
Test - 4	Fza NaCN = 300 ppm , KCL=1000 ppm , malla -400	0.843	35.920	81.49	14.78	64.61	19.20	70.12	15.47		

Tabla 38. Resultados Finales de Pruebas Lixiviación de Arcillas Patival Parte Alta con y sin KCL.



Capítulo 3: Parte experimental

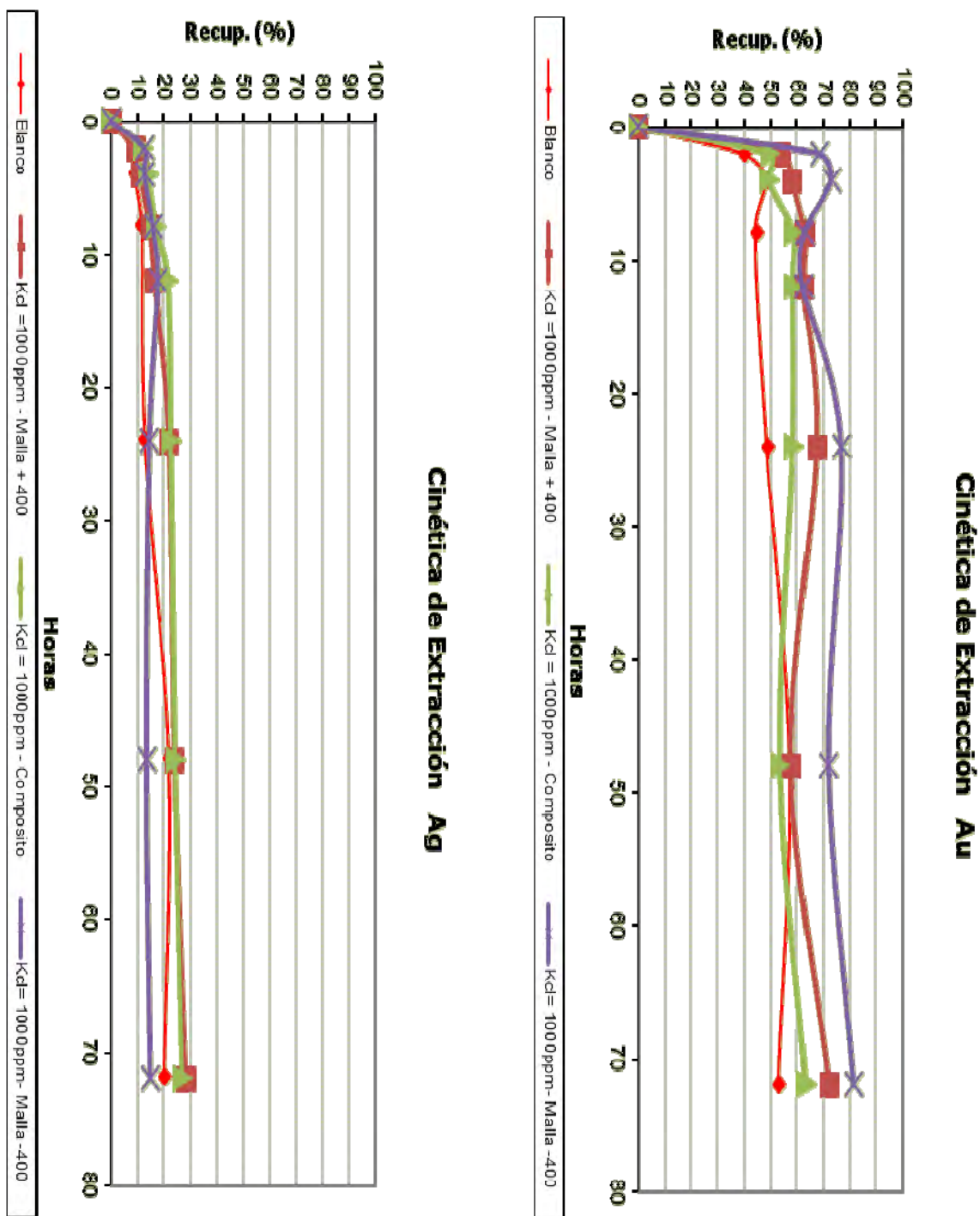


Figura 35. Curvas de Cinética de Extracción de Au – Ag a partir de mineral Arcilloso de Patival parte Alta sin y con KCL, a diferentes mallas.



Capítulo 3: Parte experimental

MUESTRA No.	PATIVAL ZONA ALTA	PRUEBA No.	1	DESCRIPCION	Fza NaCN = 300 ppm						
<b>CIANURACIÓN EN BOTELLA - PATIVAL PARTE ALTA</b>											
PRODUCTO	PESO g	ENSAYES g/t			EXTRACCION %		ANALISIS DE MALLA				
		Au	Ag	Hg	Au	Ag	MALLA g	% PESO			
GABEZA ENSAYADA	2000	0.79	25.42			10	0.0				
RESIDUO ENSAYADO		0.23	16.75			-10	2000.0				
							2000.0				
							100.0				
* GABEZA CALCULADA		0.64	21.86								
RESIDUO ENSAYADO		0.23	16.75								
				65.0		23.4					
<b>DETALLES EXPERIMENTALES</b>											
PRUEBA	CONDICIONES INICIALES						CONDICIONES FINALES				
	PESO Kg	VOL L	L/S	NaCN ppm	NaCN g	CaO g	pH Inicial	CaO g	pH Final	CONSUMO NaCN Kg/t	CaO Kg/t
Condiciones de Prueba	2.000	4.000	2.00	300	1.25	10.50	10.56			0.18	1.77
<b>CONTROL DE LA PRUEBA</b>											
PROCEDIMIENTO	TIEMPO Horas	pH	AGNOS ml	NaCN g		CaO g	ENSAYES ppm		EXTRACCION %		
				Reman	Agreg		Ag	Ag	Au	Ag	
<b>pH natural = 8</b>	0	10.60		1.25	2.03						
Acondicionamiento de pH = 10.5	2	10.30	2.54	1.32	0.10	0.16	1.00		0.0	0.0	
Concentración de NaCN : 300 ppm	4	10.13	2.41	1.25	0.20	0.19	1.10		39.68	7.87	
	8	10.08	2.53	1.32	0.00	0.40	1.47		48.49	8.67	
	24	10.38	2.00	1.04	0.21	0.19	1.62		44.08	11.54	
	48	10.50	2.56	1.33	0.00	0.40	2.78		48.49	12.76	
	72	10.56	2.11	1.10		0.21	2.56		57.31	21.85	
Condiciones finales de Prueba					1.46				52.90	20.11	
<b>Cinética de Extracción</b>											
<b>COMENTARIOS</b>											

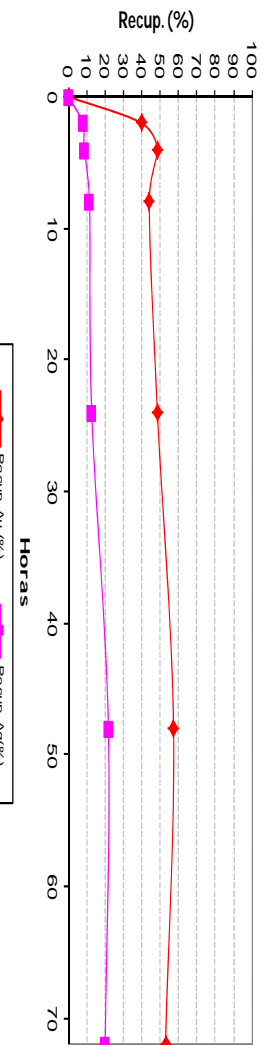


Tabla 39. Resultados de Pruebas Lixiviación de Arcillas Patival Parte Alta sin KCL, fracción -10 malla (test en blanco).





Capítulo 3: Parte experimental

MUESTRA No.	PATIVAL ZONA ALTA	PRUEBA No.	2	DESCRIPCION	Fza NaCN = 300 ppm - KCl = 1000ppm						
<b>CIANURACIÓN EN BOTELLA - PATIVAL PARTE ALTA</b>											
PRODUCTO	PESO g	ENSAYES g/t	EXTRACCION %	ANALISIS DE MALLA	% PESO						
CABEZA ENSAYADA	2000	Au 0.70 Ag 21.71 Hg	Au 71.2 Ag 36.2 Hg	MALLA g	0.0						
RESIDUO ENSAYADO		0.20 13.85		-10	2000.0						
					100.0						
					2000.0						
					100.0						
* CABEZA CALCULADA		0.62 24.18									
RESIDUO ENSAYADO		0.20 13.85	67.4 42.7								
<b>DETALLES EXPERIMENTALES</b>											
PRUEBA	PESO Kg	VOL L	CONDICIONES INICIALES			CONDICIONES FINALES					
			L/S	NaCN ppm	NaCN g	pH Inicial	CaO g	pH Final	CONSUMO Kg/t		
Condiciones de Prueba	2.000	4.000	2.00	300	1.25	10.50		10.01	0.99	1.48	
<b>CONTROL DE LA PRUEBA</b>											
PROCEDIMIENTO	TIEMPO Horas	pH	AGNO3 ml	NaCN g	CaO g	ENSAYES ppm	EXTRACCION %				
<p>pH natural = 8</p> <p>Acondicionamiento de pH = 10</p> <p>Concentración de NaCN : 300 ppm</p>	0	10.89		1.25	2.90		0.0				
	2	10.84	1.21	1.25	0.00	0.243	69.47	10.07			
	4	10.75	1.19	1.22	0.03	0.243	1.511	68.60	13.92		
	8	10.60	1.12	1.14	0.11	0.226	1.769	63.70	16.29		
	12	10.64	0.98	0.99	0.25	0.191	2.444	53.56	22.51		
	24	10.51	1.05	1.06	0.19	0.174	2.556	48.38	23.54		
	48	9.80	0.98	0.98	0.27	0.191	3.111	52.87	28.66		
	72	10.01	0.10	0.10	0.00	0.209	5.167	57.39	47.59		
	Condiciones finales de Prueba				2.09	2.95					
	COMENTARIOS						<b>Cinética de Extracción</b>				

Tabla 40. Resultados de Pruebas Lixiviación de Arcillas Patival Parte Alta con KCL a 1000ppm, fracción -10 malla.



Capítulo 3: Parte experimental

<b>RESULTADOS</b>											
<b>ANÁLISIS DE CABEZA Y RESIDUOS</b>											
Prueba	Condiciones de la Prueba	Cabeza Ensayada		Residuo Ensayado		Ley Último Ensayo de		Consumo de Reactivos			
		Au (gr/tn)	Ag (gr/tn)	Au (gr/tn)	Ag (gr/tn)	Au (ppm)	Ag (ppm)	NaCN (kg/tn)	CaO (kg/tn)		
Test - 1	Fza NaCN = 300 ppm	0.79	25.42	0.23	16.75	0.21	2.56	0.18	1.77		
Test - 2	Fza NaCN = 300 ppm , KCL= 1000 ppm	0.70	21.71	0.20	13.85	0.21	5.17	0.99	1.48		
<b>RESULTADOS DE LA PRUEBA DE LIXIVIACION EN BOTELLA</b>											
Prueba	Condiciones de la Prueba	Cabeza calculada		Extraccion por Soluciones		Ext. por cabeza ensayada		Ext. por cabeza calculada			
		Au (gr/tn)	Ag (gr/tn)	Au (%)	Ag (%)	Au (%)	Ag (%)	Au (%)	Ag (%)		
Test - 1	Fza NaCN = 300 ppm	0.642	21.864	57.31	21.85	71.48	34.10	64.97	23.38		
Test - 2	Fza NaCN = 300 ppm , KCL= 1000 ppm	0.620	24.180	57.39	47.59	71.18	36.23	67.42	42.74		

Tabla 41. Resultados Finales de Pruebas Lixiviación de Arcillas Patival Parte Alta, fracción -10 malla con y sin KCL.

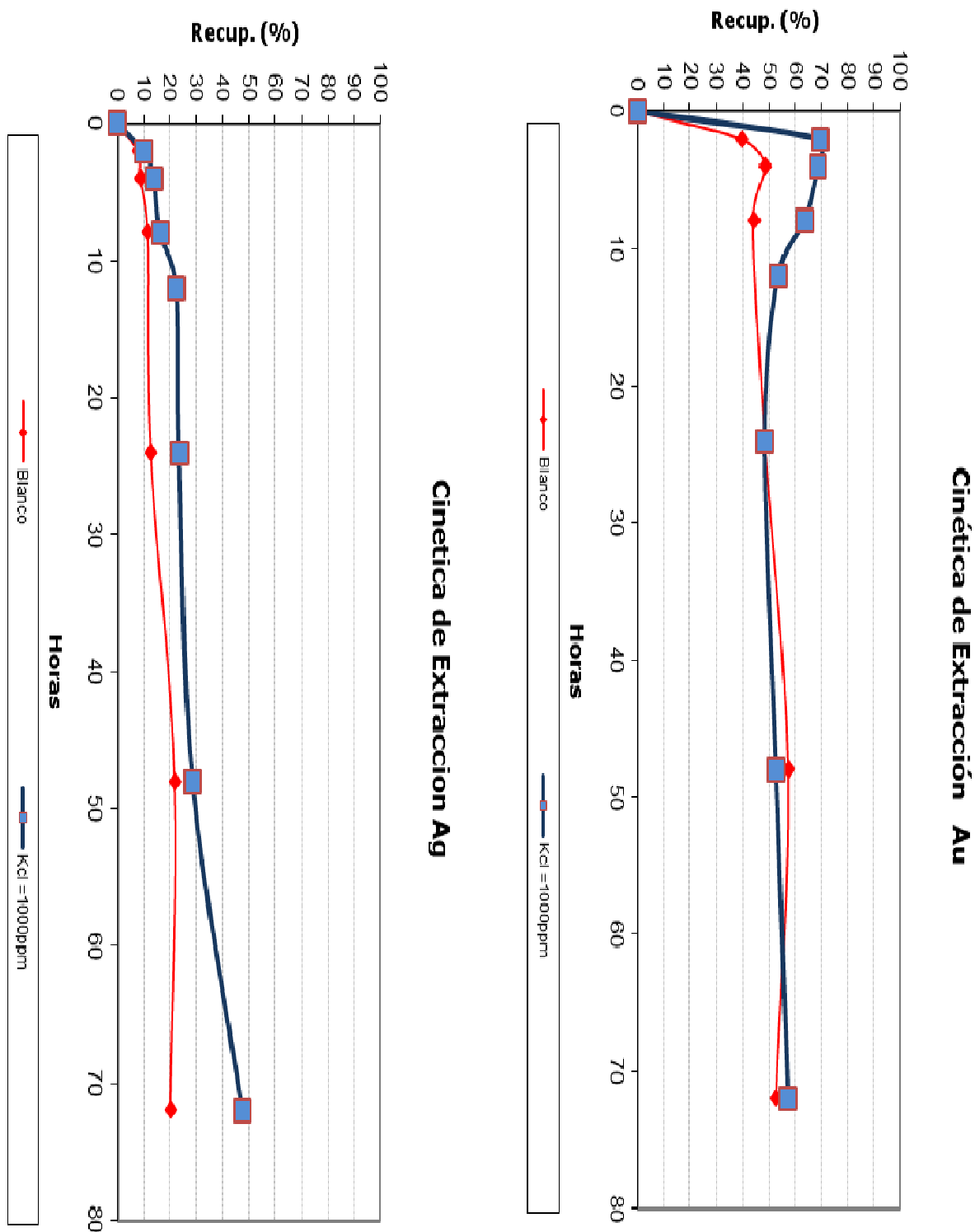


Figura 36. Curvas de Cinética de Extracción de Au-Ag a partir de mineral Arcilloso de Patival parte Alta, fracción -10 malla con y sin KCL.



Capítulo 3: Parte experimental

MUESTRA No.	PATIVAL ZONA BAJA	PRUEBA No.	1	DESCRIPCION	Fza NaCN = 300 ppm						
<b>CIANURACIÓN EN BOTELLA - PATIVAL PARTE BAJA</b>											
PRODUCTO	PESO g	ENSAYES g/t			EXTRACCION %		ANALISIS DE MALLA				
		Au	Ag	Hg	Au	Ag	MALLA g	% PESO			
CABEZA ENSAYADA	2000	1.00	62.22				10	0.0			
RESIDUO ENSAYADO		0.35	34.40				-10	2000.0			
								2000.0			
								100.0			
* CABEZA CALCULADA		1.01	63.73								
RESIDUO ENSAYADO		0.35	34.40								
				65.2	46.0						
<b>DETALLES EXPERIMENTALES</b>											
PRUEBA	CONDICIONES INICIALES				CONDICIONES FINALES						
	PESO Kg	VOL L	L/S	NaCN ppm	NaCN g	pH Inicial	CaO g	pH Final	CONSUMO Kg/t NaCN	CaO	
Condiciones de Prueba	2.000	4.000	2.00	300	1.25	10.50	0.80	10.29	0.36	1.08	
<b>CONTROL DE LA PRUEBA</b>											
PROCEDIMIENTO	TIEMPO Horas	pH	AgNO3 ml		NaCN g		ENSAYES ppm		EXTRACCION %		
			Reman	Agreg	Agreg	Ag	Au	Ag	Au	Ag	
<b>pH natural = 7.36</b>	0	10.56	2.25	1.17	0.08	0.80	0.296	9.111	0.0	0.0	
Acondicionamiento de pH = 10.5	2	10.07	1.64	0.85	0.40	0.30	0.278	11.778	59.13	29.29	
Concentración de NaCN : 300 ppm	4	10.29	1.51	0.79	0.46	0.25	0.278	13.444	55.65	37.86	
	8	10.40	2.31	1.20	0.05	0.25	0.296	15.889	55.65	43.21	
	24	10.43	2.33	1.21	0.04	0.25	0.304	8.478	59.13	51.07	
	48	10.48	2.98	1.55	2.27	2.15	0.330	14.667	60.80	27.25	
	72	10.29							66.09	47.14	
Condiciones finales de Prueba											
COMENTARIOS											

**Cinética de Extracción**

Horas	Recup. Au (%)	Recup. Ag (%)
0	0	0
2	~65	~40
4	~68	~42
8	~70	~43
24	~70	~43
48	~70	~43
72	~70	~47

Tabla 42. Resultados de Pruebas Lixiviación de Arcillas Patival Parte Baja sin KCL, fracción -10 malla (Test en blanco).



Capítulo 3: Parte experimental

MUESTRA No.	PATIVAL ZONA BAJA	PRUEBA No.	2	DESCRIPCION	Fza NaCN = 300 ppm - Kcl = 1000ppm						
<b>CIANURACIÓN EN BOTELLA - PATIVAL PARTE BAJA</b>											
PRODUCTO	PESO g	Au	ENSAYES g/t		EXTRACCIÓN %	ANÁLISIS DE MALLA					
CABEZA ENSAYADA	2000	1.10	Ag	Hg	Au	Ag	Hg	MALLA	g	% PESO	
RESIDUO ENSAYADO		0.32	30.40		70.9		64.0	-10	2000.0	100.0	
										100.0	
* CABEZA CALCULADA		1.05	77.40								
RESIDUO ENSAYADO		0.32	30.40		69.5		60.7				
<b>DETALLES EXPERIMENTALES</b>											
PRUEBA	CONDICIONES INICIALES	PESO Kg	VOL L	L/S	NaCN ppm	NaCN g	pH Inicial	CaO g	pH Final	CONDICIONES FINALES	
		2.000	4.000	2.00	300	1.25	10.50	0.80	10.01	CONSUMO Kg/t	CaO
Condiciones de Prueba										0.63	1.12
<b>CONTROL DE LA PRUEBA</b>											
PROCEDIMIENTO	TIEMPO Horas	pH	AgNO3 ml	Reman	NaCN g	Agreg	CaO g	ENSAYES ppm		EXTRACCIÓN %	
								Au	Ag	Au	Ag
pH natural = 7.30	0	10.89				1.25	2.20			0.0	0.0
Acondicionamiento de pH = 10	2	11.25	1.14	1.18	0.07	0.07	0.00	0.313	12.000	56.81	28.42
Concentración de NaCN : 300 ppm	4	11.13	1.20	1.23	0.02	0.02	0.00	0.348	12.444	62.73	29.29
	8	10.86	1.07	1.09	0.16	0.16	0.00	0.348	16.000	62.34	37.42
	12	10.86	0.86	0.87	0.38	0.38	0.00	0.313	16.444	55.75	38.22
	24	10.83	1.11	1.12	0.13	0.13	0.00	0.313	20.889	55.39	48.24
	48	10.02	0.91	0.91	0.34	0.34	0.04	0.348	20.556	61.15	48.38
Condiciones finales de Prueba	72	10.01	1.08	1.07	2.33	2.24		0.365	23.500	63.80	55.31
COMENTARIOS											

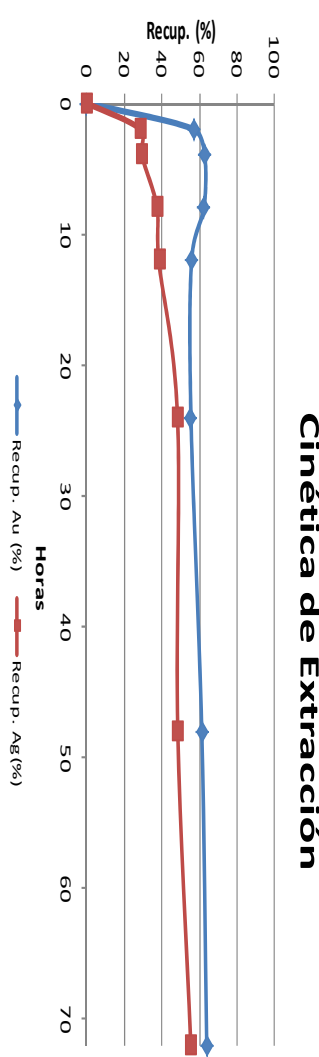


Tabla 43 Resultados de Pruebas Lixiviación de Arcillas Patival Parte Baja con KCL a1000 ppm, fracción -10 malla.



Capítulo 3: Parte experimental

RESULTADOS											
CALCULOS											
ANALISIS DE CABEZA Y RESIDUOS											
Prueba	Condiciones de la Prueba	Cabeza Ensayada		Residuo Ensayado		Ley Ultimo Ensayo de		Consumo de Reactivos			
		Au (gr/tn)	Ag (gr/tn)	Au (gr/tn)	Ag (gr/tn)	Au (ppm)	Ag (ppm)	NaCN (kg/tn)	CaO (kg/tn)		
Test - 1	Fza NaCN = 300 ppm , KCl=0 ppm	1.00	62.22	0.35	34.40	0.33	14.67	0.36	1.08		
Test - 2	Fza NaCN = 300 ppm , KCl=1000 ppm	1.10	84.44	0.32	30.40	0.37	23.50	0.63	1.12		
<b>RESULTADOS DE LA PRUEBA DE LIXIVIACION EN BOTELLA</b>											
Prueba	Condiciones de la Prueba	Cabeza calculada		Extraccion por Soluciones		Ext. por cabeza ensayada		Ext. por cabeza calculada			
		Au (gr/tn)	Ag (gr/tn)	Au (%)	Ag (%)	Au (%)	Ag (%)	Au (%)	Ag (%)		
Test -1	Fza NaCN = 300 ppm , KCl=0 ppm	1.014	63.733	66.09	47.14	64.70	44.71	65.18	46.03		
Test -2	Fza NaCN = 300 ppm , KCl=1000 ppm	1.051	77.400	66.28	55.66	70.87	64.00	69.47	60.72		

Tabla 44. Resultados Finales de Pruebas Lixiviación de Arcillas Patival Baja, fracción -10 malla con y sin KCL.



Capítulo 3: Parte experimental

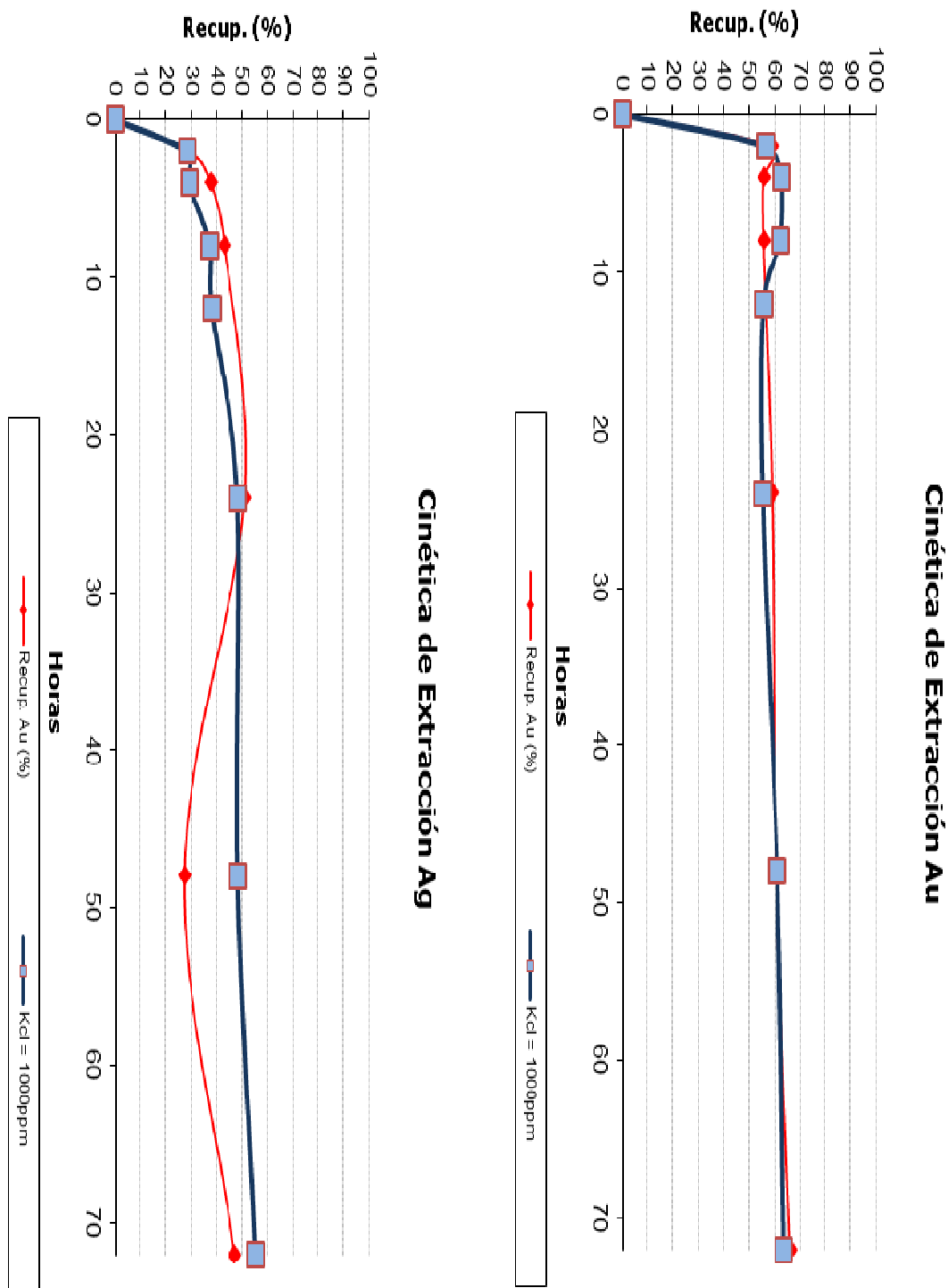


Figura 37. Curvas de Cinética de Extracción de Au-Ag a partir de mineral Arcilloso de Patival Parte Baja, fracción -10 malla con y sin KCL.



### **3.7.2. Pruebas metalúrgicas de lixiviación de arcillas en columnas**

#### 3.7.2.1. Test de cianuración en columnas de 8" $\phi$ y 2.5m de altura

Los test de cianuración en columnas fueron realizados sobre el mineral a un tamaño de alimentación de 1", en condiciones establecidas durante las fases preliminares de cianuración en botella. El mineral fue cargado en columnas de 2,5m de altura, y 8" de diámetro respectivamente y cargado de tal manera de minimizar la segregación y compactación de las partículas minerales. La densidad aparente del mineral fue medida antes y después de la cianuración.

Fueron determinadas tanto la humedad requerida para saturar el mineral cargado como la humedad retenida en el mineral aplicando las metodologías de trabajo descritas en capítulos previos.

La Lixiviación fue realizada aplicando una solución de cianuro de sodio a una concentración de 0,03% (300ppm) y/o 0.02% (200ppm) sobre el mineral cargado en la columna a una tasa de riego de 8 l/hr/m<sup>2</sup> (flujo utilizado en los pads industriales de Lixiviación).

Las soluciones pregnantas fueron recolectados cada 24 horas, los volúmenes fueron medidos y pesados, una alícuota de las muestras líquidas tomadas fueron enviadas al laboratorio químico para análisis de Au-Ag por el método convencional de Espectrofotometría de Absorción Atómica.

La concentración de cianuro y pH fueron cuantificadas cada 24 horas para cada solución Pregnant obtenida de la percolación en columna, posteriormente las soluciones pregnantas fueron pasadas a través de un circuito de columnas de carbón activado en sistema fluidizado a fin de adsorber los metales preciosos en solución. Las soluciones barren provenientes de los sólidos de las columnas de carbón activado fueron analizados por Au, Ag, pH y cianuro de sodio (NaCN). Así mismo se prepararon las soluciones de cianuro y la cal necesarios para reajustar la solución barren a sus concentraciones iniciales a fin de recircularlo a las columnas de lixiviación.





En las pruebas de lixiviación en columna con aglomeración previa del mineral arcilloso con cloruro de potasio KCL a la concentración de 1000 ppm de KCL se dejó en reposo el mineral cargado en la columna de Lixiviación por 1 o 2 días, a fin de determinar el efecto del KCL en los tests experimentales. Al final de los tests de lixiviación el mineral cargado en la columna es lavado con agua para recuperar los metales preciosos disueltos y para remover el cianuro residual.

Finalmente los residuos (ripios) de lixiviación en columna fueron removidos de las columnas y fueron secados, pesados y ensayados para determinar el contenido y distribución residual de metales preciosos.

La recuperación de los metales preciosos fueron determinados basados sobre la cabeza calculada para cada test.



3.7.2.2.-. Tests de inhibición del efecto preg robbing de las arcillas vía el cloruro de potasio (KCL).

Se realizaron 7 tests experimentales con el mineral arcilloso del sector mineralizado denominado Patival, zona parte baja y alta, de la empresa S. M - R. E - El Rosario de Belén, perteneciente al grupo Comarsa.

Las leyes de oro y plata evaluados en el mineral arcilloso fueron de 1gr de Au/TM y 80gr de Ag/TM, 2.12gr de Au/TM y 14.15gr de Ag/TM, y 0.7gr de Au/TM y 23gr de Ag/TM

3.7.2.2.1. Mineral Arcilloso patival parte baja con Ley 1Gr Au/TM y 80Gr Ag/TM (test en blanco)

Peso de mineral húmedo:	112kilos
% de humedad:	1.26
Granulometría:	100% -1”
pH:	10.5
Concentración de cianuro (lix):	300ppm
Diámetro Columna:	8"Ø
Altura columna:	250cm
Flujo de riego:	8l/hr/m <sup>2</sup>



3.7.2.2.2. Mineral Arcilloso patival parte baja con Ley 1Gr Au/TM y 80Gr Ag/TM  
(test curado KCL 1000ppm + 200ppm KCL en el lixiviante)

Peso de mineral húmedo:	90kilos
% de humedad:	3.80
Granulometría:	100% -1"
pH:	10.5
Concentración de cianuro (lix):	300ppm
Diámetro Columna:	7" Ø
Altura columna:	250cm
Flujo de riego:	8l/hr/m <sup>2</sup>
Tiempo de curado con KCL:	24 horas
Solución de curado:	barren
Concentración de KCL en el curado:	1000ppm
Concentración de KCL en el lix:	200ppm







Capítulo 3: Parte experimental

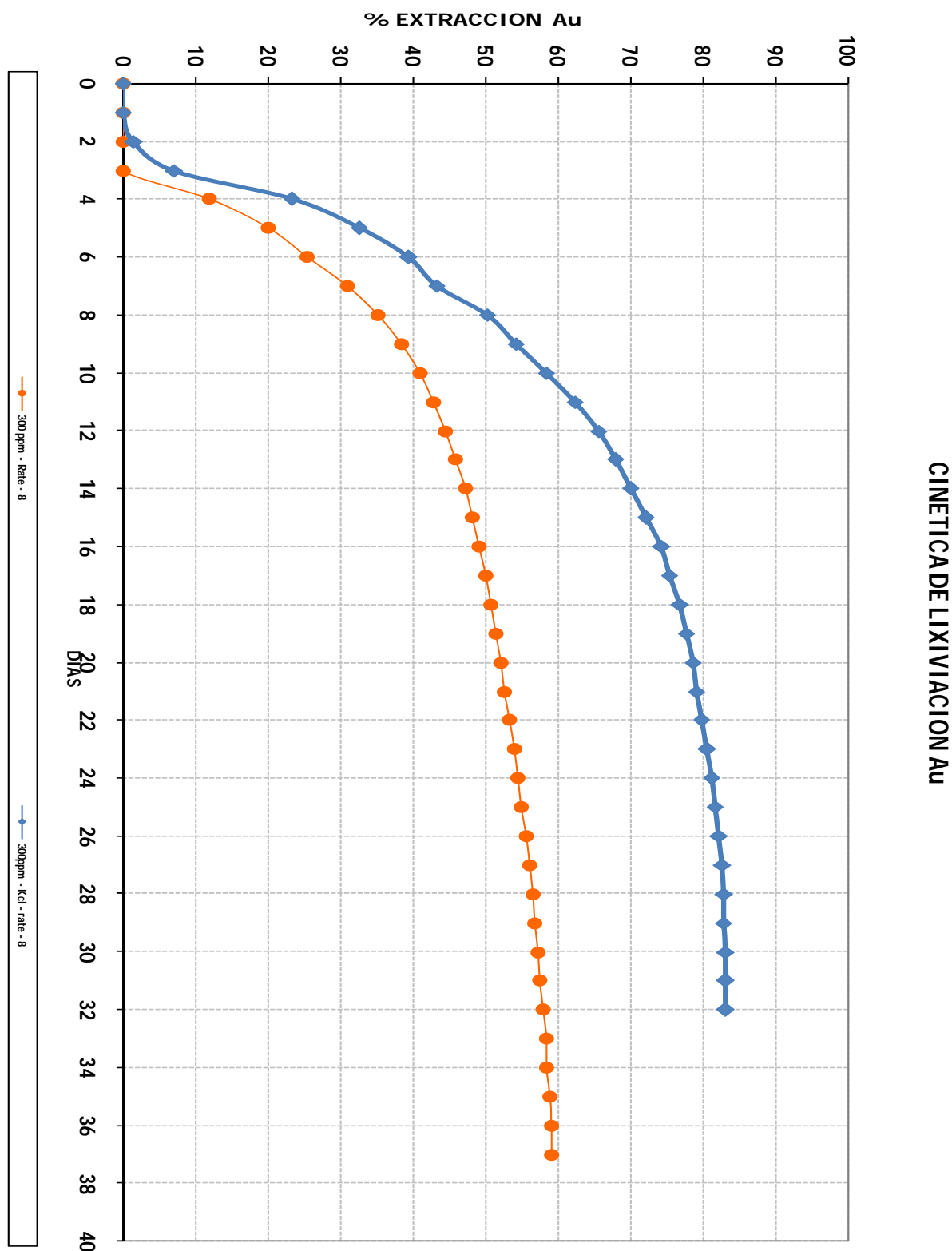


Figura 38. Cinética de disolución del oro aglomerado con kcl 1000ppm + 200ppm kcl en el lixiviante vs el blanco en mineral arcilloso de patival parte baja ley au 1.0gr au/ton



3.7.2.2.3. Mineral Arcilloso Ley 2.12Gr Au/TM y 14.15Gr Ag/TM (test en blanco)

Peso de mineral húmedo:	124kilos
% de humedad:	6.55
Granulometría:	100% -1”
pH:	10.5
Concentración de cianuro (lix):	200ppm
Diámetro Columna:	7.5" Ø
Altura columna:	300cm
Flujo de riego:	8l/hr/m <sup>2</sup>

3.7.2.2.4. Mineral Arcilloso Ley 2.12Gr Au TM y 14.15Gr Ag/TM (test curado KCL 100 ppm )

Peso de mineral húmedo:	123kilos
% de humedad:	7.54
Granulometría:	100% -1”
pH:	10.5
Concentración de cianuro (lix):	200ppm
Diámetro Columna:	7.5" Ø
Altura columna:	300cm
Flujo de riego:	8l/hr/m <sup>2</sup>
Tiempo de curado con KCL:	24 horas
Solución de curado:	barren
Concentración de KCL en el curado:	1000ppm



3.7.2.2.5. Mineral Arcilloso Ley 2.1Gr Au/TM y 14.15Gr Ag/TM (test curado KCL 1000ppm + 200ppm KCL en el lixiviante)

Peso de mineral húmedo:	116kilos
% de humedad:	6.62
Granulometría:	100% -1”
pH:	10.5
Concentración de cianuro (lix):	200ppm
Diámetro Columna:	7.5" Ø
Altura columna:	300cm
Flujo de riego:	8l/hr/m <sup>2</sup>
Tiempo de curado con KCL:	24 horas
Solución de curado:	barren
Concentración de KCL en el curado:	1000ppm
Concentración de KCL en el lix:	200ppm











Capítulo 3: Parte experimental

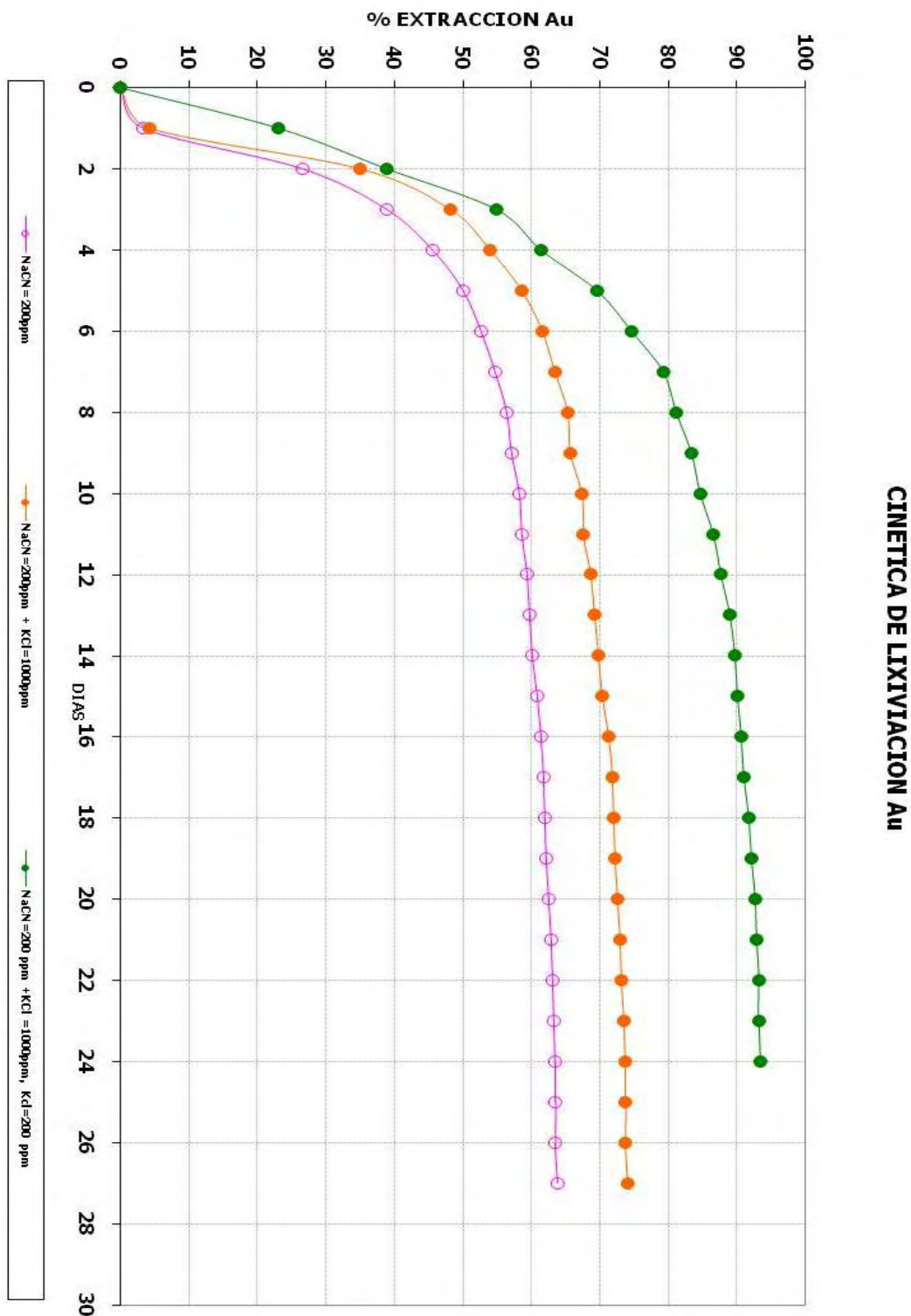


Figura 39. Cinética de disolución del oro kcl 1000ppm + 200ppm kcl en el lixiviante , curado con 1000ppm kcl, y blanco en mineral arcilloso de patival ley au 2.12gr au/ton



3.7.2.2.6. Mineral Arcilloso parte Alta con Ley 0.7Gr Au/TM y 23Gr Ag/TM (tests en blanco)

Peso de mineral húmedo:	119 kilos
% de humedad:	1.67
Granulometría:	100% - 1"
pH:	10.5
Concentración de cianuro (lix):	300ppm
Diámetro Columna:	8" Ø
Altura columna:	250cm
Flujo de riego:	8l/hr/m <sup>2</sup>



3.7.2.2.7. Mineral Arcilloso parte Alta con Ley 0.7Gr Au/TM y 23Gr Ag/TM (tests curado KCL 1000ppm + 200ppm KCL en el lixiviante)

Peso de mineral húmedo:	90kilos
% de humedad:	3.80
Granulometría:	100% -1"
pH:	10.5
Concentración de cianuro (lix):	300ppm
Diámetro Columna:	8" Ø
Altura columna:	250cm
Flujo de riego:	8l/hr/m <sup>2</sup>
Tiempo de curado con KCL:	24 horas
Solución de curado:	barren
Concentración de KCL en el curado:	1000ppm
Concentración de KCL en el lix:	200ppm











Capítulo 3: Parte experimental

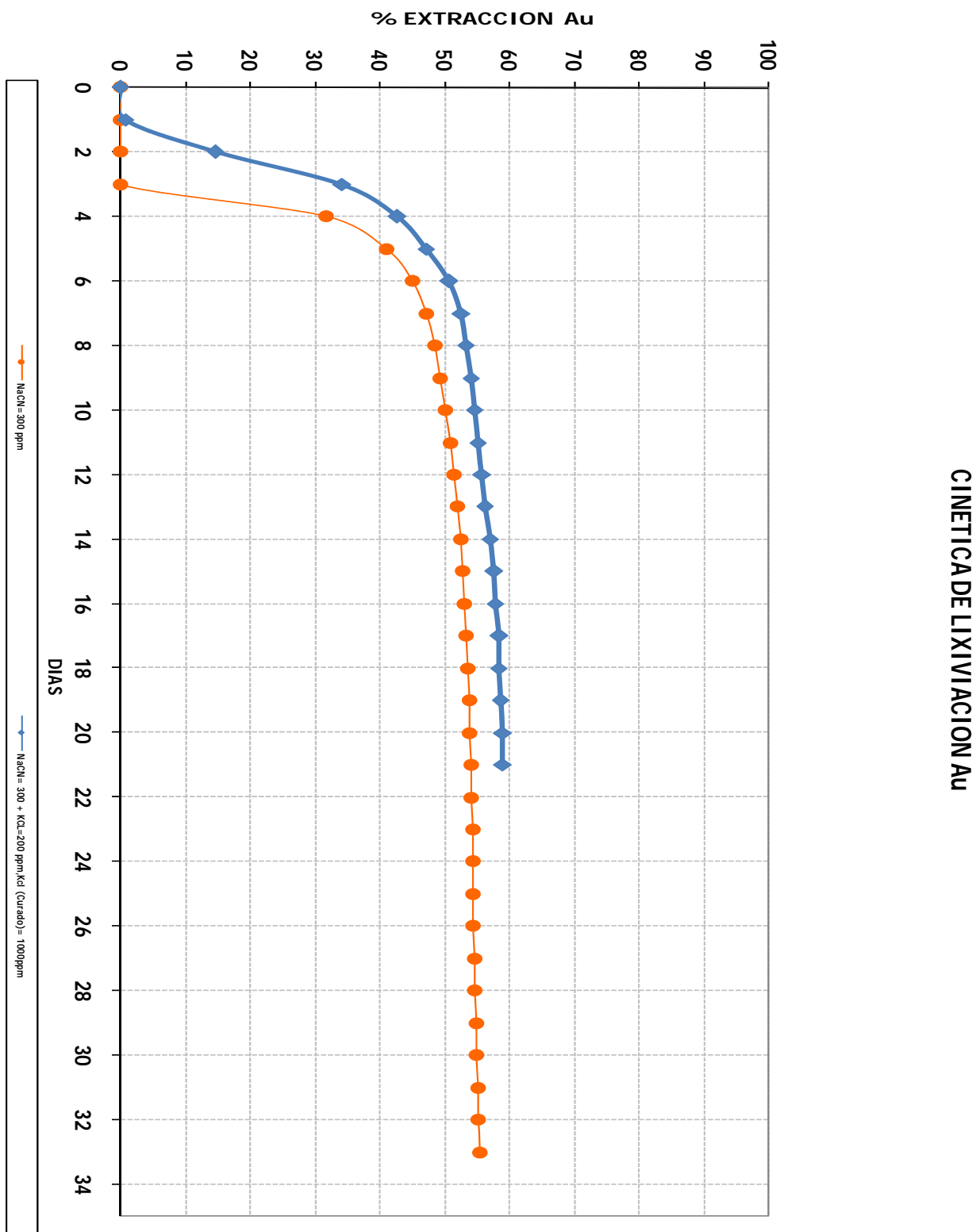


Figura 40. Cinética de disolución del oro kcl 1000ppm + 200ppm KCL en el lixiviante , curado con 1000ppm kcl, y blanco en mineral arcilloso de patival ley au 0.7gr au/ton.



Capítulo 3: Parte experimental

RESUMEN DE RESULTADOS EXPERIMENTALES												
Zona de Mineral de arcilla	KCl	KCl En el LIX	Fraccion Granulometrica	Sistema Lixiviacion	Tiempo Lixiviacion	NaCN ppm	NaCN (Kg/TM)	Cabera Calculada (gr/TM)	Au	Ag	Recuperacion % Au	Recuperacion % Ag
Patival parte alta			< 400 malla	botellas	72 horas	300	1.13	0.71	36.57		63.40	14.60
Patival parte alta	1000 ppm		< 400 malla	botellas	72 horas	300	0.62	0.74	37.43		65.70	16.00
Patival parte alta	3000 ppm		< 400 malla	botellas	72 horas	300	0.64	0.81	37.24		68.30	16.10
Patival parte alta	5000 ppm		< 400 malla	botellas	72 horas	300	0.79	0.77	37.21		67.60	15.50
Patival parte alta			Composito	botellas	72 horas	300	0.18	0.64	21.86		65.00	21.86
Patival parte alta	1000 ppm		> 400 malla	botellas	72 horas	300	0.99	0.76	20.55		68.50	29.20
Patival parte alta	1000 ppm		composito	botellas	72 horas	300	0.24	0.67	20.90		67.60	26.10
Patival parte alta	1000 ppm		< 400 malla	botellas	72 horas	300	0.40	0.84	35.92		70.10	15.50
Patival parte alta												
Patival parte alta			< 10 malla	botellas	72 horas	300	0.18	0.64	21.86		65.00	23.40
Patival parte alta	1000 ppm		< 10 malla	botellas	72 horas	300	0.99	0.62	24.18		67.40	42.70
Patival parte alta			< 10 malla	botellas	72 horas	300	0.36	1.01	63.73		65.20	46.00
Patival parte alta	1000 ppm		< 10 malla	botellas	72 horas	300	0.63	1.05	77.40		69.50	60.70
Patival parte baja												
Patival parte baja			< 1 pulgada	Columna 8 pulg	37 dias	300	0.57	1.00	80.00		58.78	35.21
Patival parte baja	1000 ppm		< 1 pulgada	Columna 8 pulg	32 dias	300	0.47	1.00	80.00		83.00	54.42
Patival parte baja												
Patival parte baja			< 1 pulgada	Columna 8 pulg	27 dias	300	0.25	2.12	14.15		63.28	18.21
Patival parte baja	1000 ppm		< 1 pulgada	Columna 8 pulg	27 dias	300	0.26	2.12	14.15		72.10	21.51
Patival parte baja	200 ppm		< 1 pulgada	Columna 8 pulg	24 dias	300	0.24	2.12	14.15		92.99	18.87
Patival parte alta												
Patival parte alta			< 1 pulgada	Columna 8 pulg	33 dias	300	0.40	0.70	23.00		59.88	14.21
Patival parte alta	1000 ppm		< 1 pulgada	Columna 8 pulg	21 dias	300	0.29	0.70	23.00		66.78	14.42

Tabla 52. Resumen de resultados experimentales



Capítulo 3: Parte experimental

EVALUACION ECONOMICA														
Zona de Mineral de arcilla	KCl	KCl En el Lix (kg / TM)	Fraccion Granulometrica	Sistema Lixivacion	NaCN (kg/TM)	Ley Au (gr / TM)	Produccion mensual (TM)	Recuperacion % Au	Costo KCl USD/TM	Gasto KCl USD	Au producido (grs)	Au producido Onzas	Ingreso Bruto USD	Ganancia Neta USD
Pativial parte alta	1000 ppm	2	< 400 malla	botellas	1.13	0.71	2100000	63.40			945294	30391.88	43581955.92	43581955.92
Pativial parte alta	1000 ppm	2	< 400 malla	botellas	0.62	0.74	2100000	65.70	400	1680000	1020978	32825.18	47071308.12	4531308.12
Pativial parte alta	3000 ppm	6	< 400 malla	botellas	0.64	0.81	2100000	68.30	400	5040000	1161733	37352.16	53562997.44	48522997.44
Pativial parte alta	5000 ppm	10	< 400 malla	botellas	0.79	0.77	2100000	67.60	400	8400000	1093092	35143.69	50396051.46	41996051.46
Pativial parte alta			Composito	botellas	0.18	0.64	2100000	65.00			873600	28086.87	40276571.58	40276571.58
Pativial parte alta	1000 ppm	2	> 400 malla	botellas	0.99	0.76	2100000	68.50	400	1680000	1093260	35149.09	50403795.06	48723795.06
Pativial parte alta	1000 ppm	2	composito	botellas	0.24	0.67	2100000	67.60	400	1680000	951132	30579.58	43851117.72	42171117.72
Pativial parte alta	1000 ppm	2	< 400 malla	botellas	0.40	0.84	2100000	70.10	400	1680000	1236564	39756.42	57010706.28	55330706.28
Pativial parte alta			< 10 malla	botellas	0.18	0.64	2100000	65.00			873600	28086.87	40276571.58	40276571.58
Pativial parte alta	1000 ppm	2	< 10 malla	botellas	0.99	0.62	2100000	67.40	400	1680000	877548	28213.8	40458589.2	38778589.2
Pativial parte alta			< 10 malla	botellas	0.36	1.01	2100000	65.20			1382892	44460.97	63757030.98	63757030.98
Pativial parte alta	1000 ppm	2	< 10 malla	botellas	0.63	1.05	2100000	69.50	400	1680000	1532475	49270.17	70653423.78	68973423.78
Pativial parte baja			< 1 pulgada	Columna 8 pulg	0.57	1.00	2100000	58.78			1234380	39686.2	56910010.8	56910010.8
Pativial parte baja	1000 ppm	200 ppm	< 1 pulgada	Columna 8 pulg	0.47	1.00	2100000	83.00	400	294000	1743000	56038.7	80359495.8	80065495.8
Pativial parte baja			< 1 pulgada	Columna 8 pulg	0.25	2.12	2100000	63.28			2817225.6	90575.83	129885740.2	129885740.2
Pativial parte baja	1000 ppm		< 1 pulgada	Columna 8 pulg	0.26	2.12	2100000	72.10	400	100800	3209892	103200.34	147989287.6	147888487.6
Pativial parte baja	1000 ppm	200 ppm	< 1 pulgada	Columna 8 pulg	0.24	2.12	2100000	92.99	400	277200	4139469.6	133086.93	190846657.6	190569457.6
Pativial parte alta			< 1 pulgada	Columna 8 pulg	0.40	0.70	2100000	59.88			880236	28300.22	40582515.48	40582515.48
Pativial parte alta	1000 ppm	200 ppm	< 1 pulgada	Columna 8 pulg	0.29	0.70	2100000	66.78	400	243600	981666	31561.27	45258861.18	45015261.18
Costo KCl	(USD 400/TM)													
Onza-troy Au	USD 1434													
Onza-troy Ag	USD 37.82													

Tabla 53. Evaluación económica



## **4.- RESULTADOS Y CONCLUSIONES**

### **4.1.- RESULTADOS**

#### **4.1.1.- Tests de velocidad de permeabilidad de las arcillas evaluadas (velocidad de filtrabilidad a diferentes % de arcillas).**

Los resultados obtenidos en los tests de velocidad de permeabilidad y mostrados en la Figura 25, indican que incrementando el contenido de arcillas minerales del 15% al 60%, la velocidad de filtración disminuye de 25 a 0.4 cm/día y el tiempo para la lixiviación en pilas se incrementa de 15 a 129 días.

#### **4.1.2.- Influencia de las arcillas en los procesos de lixiviación-adsorción a nivel de agitación mecánica en rodillos vibratorios**

Los experimentos fueron realizados a una fuerza de cianuro de 200ppm, a una relación (L/S) = 2/1, con tiempos de contactos desde 1 hora hasta 168 horas, y ha sido mostrado que la presencia de arcillas del tipo nontronita - montmorillonita (arcilla blanca), goetita (limonita) - nontronita - montmorillonita (arcilla marrón), moscovita - pirofilita - montmorillonita - nontronita (arcilla roja - ocre) presentan diferentes grados de adsorción sobre el oro y plata tal y como puede ser observado en las Tablas 18, 21 a 28 y Figuras 26 a 33.



Se observa mayormente: a) La adsorción de plata es bastante elevada (arriba del 80%) con respecto al oro y b) Después de las 48 horas toma lugar una desorción del oro adsorbido en la arcilla hacia la solución, siendo marcado el efecto de las diferentes arcillas evaluadas.

De las arcillas evaluadas las montmorillonitas son caracterizadas por la presencia de complejos silicatos alumínicos y sílice de coloración rojo - ocre y muy plásticas, por lo que adsorben grandes cantidades de agua (adsorben soluciones cianuradas de oro-plata en su matriz), lo que hace aumentar su volumen.

Con relación a las arcillas caoliníticas se caracterizan por la escasez de sílice y la neoformación de arcillas claras (blancas) que tienen una menor capacidad de absorción de agua, el caolín es la arcilla y la caolinita el silicato alumínico hidratado.

Finalmente, en las arcillas de coloración marrón - amarillento se concentran elementos residuales en forma de hidróxidos de aluminio y hierro, los cuales pueden ser el caso típico de las illitas.

Los silicatos alumínicos hidratados de las arcillas poseen superficies con cargas predominantemente negativas que pueden ser compensadas por cationes adsorbidos. A su vez, éstos pueden ser desplazados por otros existentes en el medio líquido. De esta manera el oro y la plata pueden ser extraídos de la solución, aunque sea temporalmente, variando su grado de asimilación y/o adsorción. Los óxidos hidratados de hierro, los dióxidos de manganeso y los óxidos de aluminio ( $\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot n\text{H}_2\text{O}$ ;  $\text{MnO}_2 \cdot n\text{H}_2\text{O}$ ;  $\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot n\text{H}_2\text{O}$ ) poseen la misma capacidad de intercambio iónico (Enzweiler [28]).

#### **4.1.3.- Resultados de pruebas de lixiviación de arcillas patival, parte alta, sin KCL, fracción - 400 malla (test en blanco).**

Las arcillas de patival, parte alta, en la fracción granulométrica <400 mallas, fueron evaluadas en pruebas estándar de cianuración en botellas de lixiviación bajo condiciones de 300ppm de cianuro de sodio, pH=10,5, relación (L/S = 2/1), observándose consumos de cal en este tipo de material con valores de 3.10kg



Cal/TM, y de 1.13Kg NaCN/TM de mineral. Se monitoreo los tests de lixiviación, en botellas de lixiviación con tiempos globales de 72 horas (monitoreo a 4, 8, 12, 24, 48, 72 horas).

Los resultados obtenidos se presentan como concentraciones de iones disueltos de oro (ppm) y plata (ppm), teniendo en consideración la reposición y/o reajuste del cianuro en la solución después de cada tiempo de extracción de la alícuota de solución para análisis químico correspondiente, siendo el consumo específico expresado en gramos de cianuro/TM mineral, para el caso del cianuro de sodio.

Se presenta la cinética de disolución del oro y la plata y que representa adecuadamente el comportamiento de la prueba en todos los casos.

Los resultados de las prueba de lixiviación realizados bajo estas condiciones se resumen en las Tablas 29, 33 y Figura 34. Siendo la extracción del oro por cabeza calculada de 63.4% y de plata de 14.6%, esto es para una cabeza calculada de mineral de 0.71gr Au/TM y 36.57gr Ag/TM.

#### **4.1.4.- Resultados de pruebas de lixiviación de arcillas patival, parte alta, con KCL a 1000ppm, fracción - 400 malla.**

Las arcillas de patival, parte alta, en la fracción granulométrica < 400 mallas fueron evaluadas en pruebas estándar de cianuración en botellas de lixiviación bajo condiciones de 300 ppm de cianuro de sodio, pH = 10,5, relación (L/S = 2/1), observándose consumos de cal en este tipo de material con valores de 2.80kg Cal/TM, y de 0.62Kg NaCN/TM de mineral. Se monitoreo los tests de lixiviación, en botellas de lixiviación con tiempos globales de 72 horas (monitoreo a 4, 8, 12, 24, 48, 72 horas). En este test se aglomero el mineral arcilloso con cloruro de potasio (KCL) a la concentración de 1000ppm durante 24 horas como una etapa de curado.

Los resultados obtenidos se presentan como concentraciones de iones disueltos de oro (ppm) y plata (ppm), teniendo en consideración la reposición y/o reajuste del cianuro en la solución después de cada tiempo de extracción de alícuota de solución para análisis químico correspondiente, siendo el consumo específico expresado como gramos de cianuro/TM mineral para el



caso del cianuro de sodio. Se presenta la cinética de disolución del oro y la plata y que representan adecuadamente el comportamiento de la prueba en todos los casos.

Los resultados de las prueba de lixiviación realizados bajo estas condiciones se resumen en las Tablas 30, 33 y Figura 34. Siendo la extracción del oro por cabeza calculada de 65.7% y de plata de 16.0%, esto es para una cabeza calculada de mineral de 0.74gr Au/TM y 37.43gr Ag/TM.

#### **4.1.5.- Resultados de pruebas de lixiviación de arcillas patival, parte alta, con KCL a 3000ppm, fracción - 400 malla.**

Las arcillas de patival, parte alta, en la fracción granulométrica < 400 mallas fueron evaluadas en pruebas estándar de cianuración en botellas de lixiviación bajo condiciones de 300ppm de cianuro de sodio, pH = 10,5, relación (L/S = 2/1), observándose consumos de cal en este tipo de material con valores de 2.80kg Cal/TM, y de 0.64Kg NaCN/TM de mineral. Se monitoreo los tests de lixiviación, en botellas de lixiviación con tiempos globales de 72 horas (monitoreo a 4, 8, 12, 24, 48, 72 horas). En este test se aglomeró el mineral arcilloso con cloruro de potasio (KCL) a la concentración de 3000ppm durante 24 horas como una etapa de curado.

Los resultados obtenidos se presentan como concentraciones de iones disueltos de oro (ppm) y plata (ppm), teniendo en consideración la reposición y/o reajuste del cianuro en la solución después de cada tiempo de extracción de alícuota de solución para análisis químico correspondiente, siendo el consumo específico expresado en gramos de cianuro/TM mineral) para el caso del cianuro de sodio. Se presenta la cinética de disolución del oro y la plata y que representan adecuadamente el comportamiento de la prueba en todos los casos.

Los resultados de las prueba de lixiviación realizados bajo estas condiciones se resumen en las Tablas 31, 33 y Figura 34. Siendo la extracción del oro por cabeza calculada de 68.3% y de plata de 16.1%, esto es para una cabeza calculada de mineral de 0.81gr Au/TM y 37.24gr Ag/TM.

**4.1.6. Resultados de pruebas de lixiviación de arcillas patival, parte alta, con KCL a 5000ppm, fracción -400 malla.**

Las arcillas de patival, parte alta, en la fracción granulométrica < 400 mallas fueron evaluadas en pruebas estándar de cianuración en botellas de lixiviación bajo condiciones de 300ppm de cianuro de sodio, pH = 10,5, relación (L/S = 2/1), observándose consumos de cal en este tipo de material con valores de 2.80kg Cal/TM, y de 0.79Kg NaCN/TM de mineral. Se monitoreo los tests de lixiviación en botellas con tiempos globales de 72 horas (monitoreo a 4, 8, 12, 24, 48, 72 horas). En este test se aglomeró el mineral arcilloso con cloruro de potasio (KCL) a la concentración de 5000ppm durante 24 horas como una etapa de curado.

Los resultados obtenidos se presentan como concentraciones de iones disueltos de oro (ppm) y plata (ppm), teniendo en consideración la reposición y/o reajuste del cianuro en la solución después de cada tiempo de extracción de alícuota de solución para análisis químico correspondiente, siendo el consumo específico expresado en gramos de cianuro/TM mineral para el caso del cianuro de sodio. Se presenta la cinética de disolución del oro y la plata y que representan adecuadamente el comportamiento de la prueba en todos los casos.

Los resultados de las prueba de lixiviación realizados bajo estas condiciones se resumen en las Tablas 32, 33 y Figura 34. Siendo la extracción del oro por cabeza calculada de 67.6% y de plata de 15.5%, esto es para una cabeza calculada de mineral de 0.77gr Au/TM y 37.21gr Ag/TM.

La Tabla 33 y la Figura 34, presentan los resultados finales de pruebas de la lixiviación de arcillas patival, parte alta (fracción < 400 malla) con y sin KCL.

**4.1.7.- Resultados de pruebas de lixiviación de arcillas patival, parte alta, sin KCL, fracción compósito (test en blanco).**

Las arcillas de patival, parte baja, en la fracción compósito fueron evaluadas en pruebas estándar de cianuración en botellas de lixiviación bajo condiciones de 300ppm de cianuro de sodio, pH = 10,5, relación (L/S = 2/1), observándose consumos de cal en este tipo de material con valores de 1.77kg Cal/TM, y de





0.18Kg NaCN/TM de mineral. Se monitoreo los tests de lixiviación en botellas con tiempos globales de 72 horas (monitoreo a 4, 8, 12, 24, 48, 72 horas).

Los resultados obtenidos se presentan como concentraciones de iones disueltos de oro (ppm) y plata (ppm), teniendo en consideración la reposición y/o reajuste del cianuro en la solución después de cada tiempo de extracción de alícuota de solución para análisis químico correspondiente, siendo el consumo específico expresado como gramos de cianuro/TM mineral) para el caso del cianuro de sodio. Se presenta la cinética de disolución del oro y la plata y que representan adecuadamente el comportamiento de la prueba en todos los casos.

Los resultados de las prueba de lixiviación realizados bajo estas condiciones se resumen en la Tabla 34. Siendo la extracción del oro por cabeza calculada de 65.0% y de plata de 23.4%, esto es para una cabeza calculada de mineral de 0.64gr Au/TM y 21.86gr Ag/TM.

#### **4.1.8.- Resultados de pruebas de lixiviación de arcillas patival, parte alta, con KCL a 1000ppm, fracción +400 malla**

Las arcillas de patival, parte baja, en la fracción granulométrica +400 mallas fueron evaluadas en pruebas estándar de cianuración en botellas de lixiviación bajo condiciones de 300ppm de cianuro de sodio, pH = 10,5, relación (L/S = 2/1), observándose consumos de cal en este tipo de material con valores de 1.48kg Cal/TM, y de 0.99Kg NaCN/TM de mineral. Se monitoreo los tests de lixiviación en botellas con tiempos globales de 72 horas (monitoreo a 4, 8, 12, 24, 48, 72 horas). En este test se aglomeró el mineral arcilloso con cloruro de potasio (KCL) a la concentración de 1000ppm durante 24 horas como una etapa de curado.

Los resultados obtenidos se presentan como concentraciones de iones disueltos de oro (ppm) y plata (ppm), teniendo en consideración la reposición y/o reajuste del cianuro en la solución después de cada tiempo de extracción de alícuota de solución para análisis químico correspondiente, siendo el consumo específico expresado en gramos de cianuro/TM mineral, para el caso del cianuro de sodio. Se presenta la cinética de disolución del oro y la plata y



que representan adecuadamente el comportamiento de la prueba en todos los casos.

Los resultados de las prueba de lixiviación realizados bajo estas condiciones se resumen en la Tabla 35. Siendo la extracción del oro por cabeza calculada de 68.5% y de plata de 29.2%, esto es, para una cabeza calculada de mineral de 0.76 gr Au / TM y 20.55 gr Ag/ TM.

#### **4.1.9.- Resultados de pruebas de lixiviación de arcillas patival, parte alta, con KCL a 1000ppm, fracción compósito**

Las arcillas de patival, parte baja, en la fracción granulométrica compósito fueron evaluadas en pruebas estándar de cianuración en botellas de lixiviación bajo condiciones de 300ppm de cianuro de sodio, pH = 10,5, relación (L/S = 2/1), observándose consumos de cal en este tipo de material con valores de 1.02kg Cal/TM, y de 0.24Kg NaCN/TM de mineral. Se monitoreo los tests de lixiviación, en botellas de lixiviación, con tiempos globales de 72 horas (monitoreo a 4, 8, 12, 24, 48, 72 horas). En este test se aglomeró el mineral arcilloso con cloruro de potasio (KCL) a la concentración de 1000ppm durante 24 horas como una etapa de curado.

Los resultados obtenidos se presentan como concentraciones de iones disueltos de oro (ppm) y plata (ppm), teniendo en consideración la reposición y/o reajuste del cianuro en la solución después de cada tiempo de extracción de alícuota de solución para análisis químico correspondiente, siendo el consumo específico expresado en gramos de cianuro/TM mineral), para el caso del cianuro de sodio. Se presenta la cinética de disolución del oro y la plata y que representan adecuadamente el comportamiento de la prueba en todos los casos.

Los resultados de las prueba de lixiviación realizados bajo estas condiciones se resumen en la Tabla 36. Siendo la extracción del oro por cabeza calculada de 67.6% y de plata de 26.1%, esto es, para una cabeza calculada de mineral de 0.67gr Au/TM y 20.90gr Ag/TM.



#### **4.1.10.- Resultados de pruebas de lixiviación de arcillas patival, parte alta, con KCL a 1000ppm, fracción - 400 malla**

Las arcillas de patival, parte baja, en la fracción granulométrica - 400 mallas fueron evaluadas en pruebas estándar de cianuración en botellas de lixiviación bajo condiciones de 300ppm de cianuro de sodio, pH = 10,5, relación (L/S = 2/1), observándose consumos de cal en este tipo de material con valores de 1.02kg Cal/TM, y de 0.40Kg NaCN/TM de mineral. Se monitoreo los tests de lixiviación, en botellas de lixiviación, con tiempos globales de 72 horas (monitoreo a 4, 8, 12, 24, 48, 72 horas). En este test se aglomeró el mineral arcilloso con cloruro de potasio (KCL) a la concentración de 1000ppm durante 24 horas como una etapa de curado.

Los resultados obtenidos se presentan como concentraciones de iones disueltos de oro (ppm) y plata (ppm), teniendo en consideración la reposición y/o reajuste del cianuro en la solución después de cada tiempo de extracción de alícuota de solución para análisis químico correspondiente, siendo el consumo específico expresado en gramos de cianuro/TM mineral, para el caso del cianuro de sodio. Se presenta la cinética de disolución del oro y la plata y que representan adecuadamente el comportamiento de la prueba en todos los casos.

Los resultados de las prueba de lixiviación realizados bajo estas condiciones se resumen en las Tabla 35. Siendo la extracción del oro por cabeza calculada de 70.1% y de plata de 15.5%, esto es, para una cabeza calculada de mineral de 0.84gr Au/TM y 35.92gr Ag/TM.

La tabla 38 y la Figura 35, presenta los resultados finales de pruebas de lixiviación de arcillas patival, parte alta (fracciones <400 malla, >400 malla, compósito) con y sin KCL.

**4.1.11. Resultados de pruebas de lixiviación de arcillas patival, parte alta, sin KCL, fracción -10 malla (test en blanco).**

Las arcillas de patival, parte alta, en la fracción compósito fueron evaluadas en pruebas estándar de cianuración en botellas de lixiviación bajo condiciones de 300ppm de cianuro de sodio, pH = 10,5, relación (L/S = 2/1), observándose consumos de cal en este tipo de material con valores de 1.77kg Cal/TM, y de 0.18Kg NaCN/TM de mineral. Se monitoreo los tests de lixiviación, en botellas de lixiviación con tiempos globales de 72 horas (monitoreo a 4, 8, 12, 24, 48, 72 horas).

Los resultados obtenidos se presentan como concentraciones de iones disueltos de oro (ppm) y plata (ppm), teniendo en consideración la reposición y/o reajuste del cianuro en la solución después de cada tiempo de extracción de alícuota de solución para análisis químico correspondiente, siendo el consumo específico expresado en gramos de cianuro/TM mineral, para el caso del cianuro de sodio. Se presenta la cinética de disolución del oro y la plata y que representan adecuadamente el comportamiento de la prueba en todos los casos.

Los resultados de las prueba de lixiviación realizados bajo estas condiciones se resumen en las Tabla 39. Siendo la extracción del oro por cabeza calculada de 65.0% y de plata de 23.4%, esto es para una cabeza calculada de mineral de 0.64gr Au/TM y 21.86gr Ag/TM.

**4.1.12. Resultados de pruebas de lixiviación de arcillas patival, parte alta KCL a 1000ppm, fracción -10 malla.**

Las arcillas de patival, parte alta, en la fracción compósito fueron evaluadas en pruebas estándar de cianuración en botellas de lixiviación bajo condiciones de 300ppm de cianuro de sodio, pH = 10,5, relación (L/S = 2/1), observándose consumos de cal en este tipo de material con valores de 1.48kg Cal/TM, y de 0.99Kg NaCN/TM de mineral. Se monitoreo los tests de lixiviación, en botellas de lixiviación, con tiempos globales de 72 horas (monitoreo a 4, 8, 12, 24, 48, 72 horas).



Los resultados obtenidos se presentan como concentraciones de iones disueltos de oro (ppm) y plata (ppm), teniendo en consideración la reposición y/o reajuste del cianuro en la solución después de cada tiempo de extracción de alícuota de solución para análisis químico correspondiente, siendo el consumo específico expresado en gramos de cianuro/TM (mineral) para el caso del cianuro de sodio. Se presenta la cinética de disolución del oro y la plata y que representan adecuadamente el comportamiento de la prueba en todos los casos.

Los resultados de las prueba de lixiviación realizados bajo estas condiciones se resumen en las Tabla 40 y 41 y Figura 36. Siendo la extracción del oro por cabeza calculada de 67.4% y de plata de 42.7%, esto es, para una cabeza calculada de mineral de 0.62gr Au/TM y 24.18gr Ag/TM.

#### **4.1.13. Resultados de pruebas de lixiviación de arcillas patival, parte baja, sin KCL, fracción -10 malla (test en blanco).**

Las arcillas de patival, parte baja, en la fracción compósito fueron evaluadas en pruebas estándar de cianuración en botellas de lixiviación bajo condiciones de 300ppm de cianuro de sodio, pH = 10,5, relación (L/S = 2/1), observándose consumos de cal en este tipo de material con valores de 1.08kg Cal/TM, y de 0.36Kg NaCN/TM de mineral. Se monitoreo los tests de lixiviación, en botellas de lixiviación, con tiempos globales de 72 horas (monitoreo a 4, 8, 12, 24, 48, 72 horas).

Los resultados obtenidos se presentan como concentraciones de iones disueltos de oro (ppm) y plata (ppm), teniendo en consideración la reposición y/o reajuste del cianuro en la solución después de cada tiempo de extracción de alícuota de solución para análisis químico correspondiente, siendo el consumo específico expresado en gramos de cianuro/TM (mineral) para el caso del cianuro de sodio. Se presenta la cinética de disolución del oro y la plata y que representan adecuadamente el comportamiento de la prueba en todos los casos.

Los resultados de las prueba de lixiviación realizados bajo estas condiciones se resumen en las Tabla 42. Siendo la extracción del oro por cabeza calculada de



65.2% y de plata de 46.0%, esto es para una cabeza calculada de mineral de 1.01gr Au/TM y 63.73gr Ag/TM.

#### **4.1.14. Resultados de pruebas de lixiviación de arcillas patival, parte baja, con KCL a 1000ppm, fracción -10 malla.**

Las arcillas de patival parte baja en la fracción compósito fueron evaluadas en pruebas estándar de cianuración en botellas de lixiviación bajo condiciones de 300ppm de cianuro de sodio, pH = 10,5, relación (L/S = 2/1), observándose consumos de cal en este tipo de material con valores de 1.12kg Cal/TM, y de 0.63Kg NaCN/TM de mineral. Se monitoreo los tests de lixiviación, en botellas de lixiviación, con tiempos globales de 72 horas (monitoreo a 4, 8, 12, 24, 48, 72 horas).

Los resultados obtenidos se presentan como concentraciones de iones disueltos de oro (ppm) y plata (ppm), teniendo en consideración la reposición y/o reajuste del cianuro en la solución después de cada tiempo de extracción de alícuota de solución para análisis químico correspondiente, siendo el consumo específico expresado en gramos de cianuro/TM mineral) para el caso del cianuro de sodio. Se presenta la cinética de disolución del oro y la plata y que representan adecuadamente el comportamiento de la prueba en todos los casos.

Los resultados de las prueba de lixiviación realizados bajo estas condiciones se resumen en las Tabla 43 y 44 y Figura 37. Siendo la extracción del oro por cabeza calculada de 69.5% y de plata de 60.7%, esto es para una cabeza calculada de mineral de 1.05gr Au/TM y 77.40gr Ag/TM.

#### **4.1.15. Cianuración De Mineral arcilloso Patival, parte baja, con leyes de (1gr Au/TM y 80Gr Ag/TM), test en blanco a Nivel de Columnas de 8" Ø x 2.5m Altura.**

El mineral arcilloso proveniente del sector de Patival, parte baja, con leyes de (1gr Au/TM y 80Ggr Ag/TM), fue tratado en test de característica en blanco en prueba estándar de cianuración en columna de 8" Ø x 2.5m altura bajo condiciones de 300ppm de cianuro de sodio, pH = 10,5, flujo de riego de 8l/hr/m<sup>2</sup>, granulometría de 100% <1", observándose consumo de cal en este



tipo de material con valor de 1.12kg Cal/TM. Se monitoreo el test de lixiviación, en columnas en tiempos global de 37 días, cada 24 horas.

Los resultados obtenidos se presentan como concentraciones de iones disueltos de oro (ppm) y plata (ppm), teniendo en consideración la reposición y/o reajuste del cianuro en la solución barren (solución final después de pasar por columnas de carbón activado) antes de ser reciclado a las columnas de lixiviación, siendo el consumo específico expresado en gramos de cianuro/TM mineral) para el caso del cianuro de sodio. Se presenta la cinética de disolución del oro y la plata y que representan adecuadamente el comportamiento de las pruebas en todos los casos.

El resultado de las prueba de lixiviación realizado bajo estas condiciones se resume en la Tabla 46 y en la Figura 39. El test en blanco presenta una recuperación de metales preciosos por balance por cabeza calculada de 58.78% de oro y 35.21% de plata.

#### **4.1.16. Cianuración de mineral arcilloso Patival, parte baja con leyes de (1gr Au/TM y 80gr Ag/TM ), test curado con KCL 1000ppm + 200ppm KCL en el lixivante, a Nivel de columnas de 8" x 2.5m altura.**

El mineral arcilloso proveniente del sector de Patival, parte baja con leyes de (1gr Au/TM y 80g Ag/TM), fue tratado en test curado con KCL 1000ppm + 200ppm KCL en el lixivante en prueba estándar de cianuración en columna de 8" x 2.5m altura bajo condiciones de 300ppm de cianuro de sodio, pH = 10,5, flujo de riego de 8l/hr/m<sup>2</sup>, granulometría de 100% <1", observándose consumo de cal en este tipo de material con valor de 1.17kg cal/TM. Se monitoreo el test de lixiviación, en columnas en tiempos global de 32 días, cada 24 horas.

Los resultados obtenidos se presentan como concentraciones de iones disueltos de oro (ppm) y plata (ppm), teniendo en consideración la reposición y/o reajuste del cianuro en la solución barren (solución final después de pasar por columnas de carbón activado) antes de ser reciclado a las columnas de lixiviación, siendo el consumo específico expresado en gramos de cianuro/TM mineral para el caso del cianuro de sodio. Se presenta la cinética de disolución del oro y la plata y que representan adecuadamente el comportamiento de las pruebas en todos los casos.



El resultado de las prueba de lixiviación realizado bajo estas condiciones se resume en la Tabla 47 y en la Figura 39. El test con adición de KCL en el curado y adición de KCL en la etapa de lixiviación presento una recuperación de metales preciosos por balance por cabeza calculada de 83.00% de oro y 54.42% de plata.

Los resultados obtenidos en este caso también corroboran el efecto beneficioso del cloruro de potasio, observando al realizar la cianuración con NaCN + KCL (esto es, un curado previo con KCL a 1000ppm del mineral arcilloso de Patival, de ley de Au 1.0gr Au/TM, con posterior adición de 200ppm de KCL en la solución lixivante de cianuro), obteniéndose la máxima disolución de oro (83,00%) como se puede observar en la Figura 39.

Con respecto al test en blanco la disolución del oro fue de 58.78%, mostrándose en este caso que las arcillas muestran el efecto preg-robbing sobre la solución auro-cianurada y cuyos resultados son mostrados en la Figura 39.

#### **4.1.17. Cianuración de mineral arcilloso patival, parte baja, con leyes de 2.12gr Au/TM y 14.15g Ag/TM (test en blanco), a nivel de columnas de 8"Ø x 2.5m Altura.**

Durante 27 días de lixiviación con cianuro fue evaluado el mineral arcilloso proveniente del sector patival, parte baja, con leyes de 2.12gr Au/TM y 14.15g Ag/TM. Las condiciones estándar de operación fueron similares a las citadas en el ítem 4.1.15., observadas en la Tabla 48, y en la Figura 40. La disolución del oro por balance de extracción por cabeza calculada al cabo de 27 días de lixiviación fue de 63.28% del oro total, y de 18.21% de extracción de la plata total. Con respecto al test en blanco la disolución del oro del orden del 63.28% mostró que las arcillas actúan como un intercambiador iónico y tiene la capacidad para adsorber el oro presente en la solución cianurada resultados que son presentados en la Tabla 48 y Figura 40.





**4.1.18. Cianuración de mineral arcilloso patival, parte baja, con leyes de 2.12gr Au/TM y 14.15g Ag/TM, test curado con KCL a 1000ppm y a nivel de columnas de 8" Ø x 2.5m altura.**

Durante 27 días de lixiviación con cianuro fue evaluado el mineral arcilloso proveniente del sector patival, parte baja, con leyes de 2.12gr Au/TM y 14.15g Ag/TM) con adición de KLC a 1000ppm aglomerado en el mineral arcilloso. Las condiciones estándar de operación fueron similares a las citadas en el ítem 4.1.16 y son observadas en la Tabla 49 y en la Figura 40. La disolución del oro por balance de extracción por cabeza calculada al cabo de 27 días de lixiviación, fue de 72.10% del oro total y de 21.51% de extracción de la plata total.

En relación al test de cianuración conjuntamente con adición del KCL (esto es, un curado previo con KCL a 1000ppm en el mineral arcilloso de patival, de ley de Au2.12gr Au/ton. Los resultados fueron superiores en relación al test en blanco (es decir test sin adición de KCL).

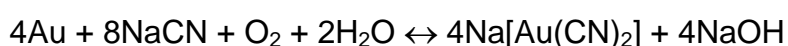
**4.1.19. Cianuración de mineral arcilloso patival parte baja con leyes de 2.12gr Au/TM y 14.15g Ag/TM), test curado con KCL a 1000ppm + 200ppm KCL en el lixivante, a nivel de columnas de 8" Ø x 2.5m altura.**

Durante 24 días de lixiviación con cianuro fue evaluado el mineral arcilloso proveniente del sector patival, parte baja, con leyes de 2.12gr Au/TM y 14.15g Ag/TM) con adición de KLC a 1000ppm aglomerado en el mineral arcilloso y con adición de 200ppm de KCL en el lixivante. Las condiciones estándar de operación fueron similares a las citadas en el ítem 4.1.16 y son observadas en la Tabla 50 y en la Figura 40. La disolución del oro por balance de extracción por cabeza calculada al cabo de 24 días de lixiviación fue de 92.99% del oro total, y de 18.87% de extracción de la plata total.

Los resultados presentados indican el efecto positivo de compuestos de potasio sobre las arcillas minerales, actuando como inhibidores del efecto preg robbing de las arcillas. Del análisis de los resultados obtenidos en este estudio se comprobó la efectividad del potasio para estabilizar las arcillas, concordando con otras investigaciones en donde se ha encontrado que los cationes simples del KCl y del NH<sub>4</sub>Cl sirven de intercambiadores iónicos para estabilizar las estructuras de las arcillas.



El ion  $\text{Cl}^-$ , producto de la disociación del  $\text{KCl}$ , aparentemente no alteró el proceso de cianuración como para tener las condiciones propicias para la formación del complejo  $\text{AuCl}_4^-$ , es decir, se mantuvo el consumo cianuro como así también constancia del pH. Además, si se hubiera manifestado un consumo alto del agente lixivante se hubiese detectado por la formación de  $\text{HCN}$  en el proceso. Este comportamiento indica que todo el oro se encuentra en forma de ion complejo  $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ , y que la reacción en todas las lixivaciones con  $\text{NaCN}$  puede ser representada por la siguiente ecuación:



#### **4.1.20. Cianuración de mineral arcilloso patival, parte alta, con leyes de 0.7gr Au/TM y 23g Ag/TM (test en blanco a nivel de columnas de 8" Ø x 2.5m altura.**

Durante 33 días de lixiviación con cianuro fue evaluado el mineral arcilloso proveniente del sector patival, parte baja, con leyes de 0.7gr Au/TM y 23g Ag/TM). Las condiciones estándar de operación fueron similares a las citadas en el ítem 4.1.15 y son observadas en la Tabla 51 y en la Figura 41. La disolución del oro por balance de extracción por cabeza calculada al cabo de 33 días de lixiviación fue de 59.88% del oro total, y de 14.21% de extracción de la plata total. Con respecto al test en blanco, la disolución del oro del orden del 59.88%, mostró que las arcillas actúan como un intercambiador iónico y tiene la capacidad para adsorber el oro presente en la solución cianurada. Los resultados son presentados en la Tabla 51 y Figura 41.

#### **4.1.21.- Cianuración de mineral arcilloso patival, parte alta, con leyes de 0.7gr Au/TM y 23g Ag/TM, test curado con KCL a 1000ppm + 200ppm KCL en el lixivante a nivel de columnas de 8" x 2.5m altura.**

Durante 33 días de lixiviación con cianuro fue evaluado el mineral arcilloso proveniente del sector patival, parte baja, con leyes de 0.7gr Au/TM y 23g Ag/TM), Las condiciones estándar de operación fueron similares a las citadas en el ítem 4.1.15 y son observadas en la Tabla 52 y en la Figura 41. La disolución del oro por balance de extracción por cabeza calculada, al cabo de 33 días de lixiviación, fue de 66.78% del oro total y de 14.42% de extracción de la plata total.



Efectivamente, se evidenció el efecto positivo que tienen los iones de potasio en la pasivación de las arcillas, observándose al realizar la cianuración con NaCN + KCL (esto es, un curado previo con KCL a 1000ppm del mineral arcilloso de Patival, ley de Au equivalente a 2.12 gr Au/tn y posterior adición de 200ppm de KCL en la solución lixiviante de cianuro) se obtiene la máxima disolución de oro y equivalente a 66,78%, lo cual es observado en La tabla 52 y Figura 41.

## 4.2. CONCLUSIONES

- Fue comprobado experimentalmente en los tests de lixiviación por agitación que las arcillas presentan una alta capacidad de intercambio iónico, esto es, en medio cianurado tienen la capacidad de adsorber los iones oro y plata de solución y asimilarlos a su matriz.
- Se observó que en el caso específico de la plata la capacidad de adsorción fue elevada y superior al 80 %.
- Para el caso del oro, el grado de adsorción osciló entre valores comprendidos entre el 1.68% y 7.49%, dependiendo del tipo y características de arcilla evaluada, alcanzando su máximas capacidad de asimilación en la arcillas el rango de las primeras 48 - 96 horas, en un rango que oscilan entre el 8.26% al 22%.
- Dependiendo también del tipo de arcilla evaluado, para tiempos mayores a los citados anteriormente, el oro comenzó a desprenderse de la arcilla hacia el medio líquido cianurado.
- En los tests de velocidad de filtrabilidad, a diferentes porcentajes de arcillas, fue verificado que las arcillas incrementan su volumen debido a sus propiedades hidrofílicas y a su actividad coloidal. Esto lleva a la reducción en la porosidad del mineral y el volumen de filtrado disminuye a medida que el porcentaje de arcillas se incrementa del 15 % al 60 %. Ello implica la necesidad de tratar minerales con bajo contenido de



arcillas a fin de no incrementar el ciclo de lixiviación en las pilas de procesamiento.

- Para el caso específico de la plata proveniente de una solución cianurada, puede afirmarse que la arcilla tiene un comportamiento similar al de un carbón activado por la alta asimilación del metal plata en la matriz arcillosa.
- El efecto preg-robbing de las arcillas se pasiva con la adición de los iones de potasio, en forma de KCL a la lixiviación con cianuro, y las extracciones de oro alcanzaron porcentajes altos de disolución.
- El porcentaje de disolución de oro se aumentó cuando se utilizaron compuestos de potasio en las soluciones de cianuración, inhibiéndose el efecto “preg-robbing” de las arcillas, esto es, con adición de KCL a una concentración de 1000ppm como etapa de curado previo a la lixiviación, y posterior adición de KCL a 200ppm en la solución lixivante de cianuro. O sea, se observó una respuesta efectiva la que es justificada por los altos porcentajes de disolución de oro obtenidos.
- Las disoluciones de oro obtenidas con el sistema NaCN + KCL, comprueban que con una sal de potasio es posible pasivar el efecto preg robbing de las arcillas contenidas en un mineral aurífero, el cual es el mayor inconveniente técnico para el proceso de disolución del oro.



## **5.- BIBLIOGRAFIA**

- [1] Auck, Y. And Wadsworth, M. Physical and Chemical factors in Copper Dump Leaching. Solutions Mining Symposium, AIME (1974).
- [2] Amorós, J.L.; Barba, A.; Beltrán, B. Estructuras cristalinas de los silicatos y óxidos de las materias primas cerámicas. Instituto de Tecnología Cerámica, Asociación de Investigación de las Industrias Cerámicas, España. pp.192 (1994).
- [3] Bartlett, R.W. Solution Mining: Leach and Fluid Recovery of Materials. Gordon and Breach Science Publishers, Reading, U.K. (1992).
- [4] Bartlett, R.W. Metall. Trans. B. V 28B, pp. 529-45 (1997).
- [5] Brindley, G.M. and Brown, G. Cristal structures of clay minerals and their X-ray identifications - Mineralogical Society. London. pp.495 (1980)
- [6] Bush, D.C., Jenkins, R. E. "Proper Hydration of Clays for Rock Property Determinations". pp.800 (1970)



- [7] Barnes, H.L. y Czamanske, G.K. Solubilities and Transport of Ore Minerals. En *Geochemistry of Hydrothermal Ore Deposits*, Primera Edition, Hubert L. Barnes (ed.). Holt Rinehart and Winston Inc. Publication. pp.334-381 (1967).
- [8] Chae, D. and Wadsworth, M. Modeling of the Leaching of Oxide Copper Ores. US Bureau of Mines (1979).
- [9] Caillere, S; Hénin, S ; Rautureau, M. *Minéralogie des argiles*. 1<sup>o</sup> et 2<sup>o</sup> Ed. Masson, Paris. (1982)
- [10] Dorey, R.; Van Zyl, D.; y Kiel J. Overview of Heap Leaching Technology: Introduction to Evaluation, Design and Operation of Precious Metal Heap Leaching Projects. D.Van Z y I; Hutchinson, L. y Kiel, J. (eds.) SME (1988).
- [11] Day, S.R. y Daniel, D.E. Field Permeability Test for Clay Liners. Proceedings Symposium on Hydraulic Barriers in Soil and Rock, American Standard Test Methods. STP 874, Denver, Colorado. pp. 276-287 (1984).
- [12] Dixon, D.G. and Hendrix, J.L. Metallurgical. Trans. B. Vol. 24B, pp. 1087-02 (1993).
- [13] Robert, D. Stabilizing clays with potassium hydroxide. In. journal. pp. 1366-1374 (1984).
- [14] Enzweiler, J. and Joekes, I. Adsorption of colloidal gold on colloidal iron oxides. *J.Geochem Expl.* Volume 40, pp 133-142 (1991).
- [15] Wilson, E.J.and Geankoplis, C.J. *Ind. Eng. Chem. Fundam.* Vol. 5, pp. 9-14 (1966).
- [16] Fripiat, J.J. (Ed.). *Advances techniques for clay mineral analysis*. Elsevier, New York. 226 pp. (1981).
- [17] Gretchen Lapidus Lavine y Jose R. Rosas Cedillo. Proceso para recuperación selectiva de plata de oluciones tioureicas empleando arcillas naturales. UAM, México.
- [18] Guilbert, J.M. and Park, Ch.F. *The geology of ore deposits*. Freeman. 985 pp. (1986).



- [19] Gillot, J.E. Clay in engineering geology. Elsevier, pp 296 (1968).
- [20] Grim, R. E. Clay mineralogy. McGraw-Hill, New York. pp 596 (1968).
- [21] Heinen, H.J.; McClelland, G.E. y Lindstrom, R.E. Enhancing Percolation Rates in Heap Leaching of Gold-Silver Ores,» U.S. Bureau of Mines. RI 8388 (1979).
- [22] Hiskey, J. Brent, Gold and Silver Extraction. The Application of Heap-leaching Cyanidation. Arizona Bureau of Geology and Mineral Technology Fieldnotes, V 15, no.4, pp.1-5 (1985).
- [23] Hutchison, I. P. G. Surface Water Balance: Introduction to Evaluation, Design and Operation of Precious Metal Heap Leaching Projects. D. Van Zyl, I. Hutchison, y J.Kiel, (eds.) SME (1988).
- [24] Hendry, D.A.F.; Chivas, A.R.; Long, J.V.P. and Reed, S.J.B. Chemical differences between minerals from mineralizing and barren intrusions from some North American porphyry copper deposits. Contributions to Mineralogy and Petrology. V 89, pp 317-329 (1985).
- [25] Handbook of Soil Science, M. E. Sumner (ed.). CRC Press, Boca Raton. Florida (1999).
- [26] I. Iliuta, F.C. Thyron, L. Bolle and M. Giot: Chem. Eng. Technol., 1997, vol. 20, pp. 171-81.
- [27] J. Martinez, L. Moreno and J.M. Casas: Modeling of intermittent irrigation in leaching heaps. Copper International Conference, vol. 3: Electrorefining and Hydrometallurgy of Copper, CIM, 1995, pp. 393-408.
- [28] Levenspiel O., "Ingeniería de las Reacciones Químicas". 2ª ed., Reverte S.A., Barcelona, España, pp. 385-415. (1981).
- [29] Longstaffe, F. J. (Ed). Short Course in Clays and the resource Geologist. Miner. Assoc. of Canada. pp 199 (1981).
- [30] Lefond, S.J. Industrial Minerals and Rocks. 5th edition. Amer. Inst. Mining. Metall. and Petroleum Engineers. New York (1983).



- [31] Cathles, L.M. and Apps, J.A. Metall. Trans. B. V 6B, pp. 617-24 (1975).
- [32] Murr, L.E.; Schlitt, W.J. and Cathles, L.M. Experimental observations of solution flow in the leaching of copper-bearing waste. Interfacing Technologies in Solution Mining. Proceedings of the Second SME-SPE International Solution Mining Symposium, W.J. Schlitt and J.B. Hiskey, Denver, CO. pp. 271-290 (1981).
- [33] López, M. E. y Pedraza J. Inhibición del efecto preg – robbing de la arcilla illita en la Cianuración de las menas auroargentíferas del municipio de Vetas, Santander-Colombia. Revista Facultad de Ingeniería. Editorial Universidad de Antioquia, Colombia. ISSN 0120-6320. V fasc. nº 22, pp 67- 80 (2001).
- [34] López, M. E. La mineralogía de procesos y su aplicación en la cianuración de los minerales auroargentíferos. Bucaramanga. Universidad Industrial de Santander. Facultad de Ciencias Físico-químicas. pp. 194 (1999).
- [35] McClelland, G.E. y Eisele, J.A. Improvements in heap leaching to recover silver and gold from low-grade resources. U.S. Bureau of Mines. RI 8612 (1981).
- [36] McClelland G.E., Pool S.L. y Eisele, J.A. Agglomeration-heap leaching operations in the precious metals industry. U.S. Bureau of Mines. IC 8945 (1983).
- [37] Mudell, J.A., y Bailey, B. The design and testing of a compacted clay barrier layer to limit percolation through landfill covers. Proceedings, Symposium on Hydraulic Barriers in Soil and Rock. ASTM. STP 874. Denver, Colorado. pp. 246-262 (1984).
- [38] Muhtadi, O. Heap construction and solution application. Introduction to Evaluation, Design and Operation of Precious Metal Heap Leaching Projects. D. Van Zyl, I. Hutchison y J. Kiel, (eds.) SME. (1988).
- [39] Murr, L.E. Theory and practice of copper sulphide leaching in dumps and In situ. Minerals Science and Engineering. V 12, nº 3, pp.121-189 (1980).
- [40] Millot, G. Géologie des argiles. Masson et Cie. pp 499 (1964).





[41] Methods of Soil Analysis, Part 3. Chemical Analysis. D. L. Sparks (ed.) Soil Science Society of America. Madison, Wisconsin. (1996).

[42] N. Epstein: Chem. Eng. Sci., 1989, vol. 44, pp. 777-79.

[43] Potter, G.M. Design factors of heap leaching operations. Mining Engineering. V 33, No.3, pp. 277-281 (1981).

[44] Pu, Y.D. The history and present status of practice and research work on solution mining in China. Interfacing Technologies in Solution Mining. W. J. Schlitt y J.B. Hiskey (ed). SME-AIME. pp13-20 (1982).

[45] Putnis, A. Introduction to Mineral Sciences. Cambridge University Press (1992)

[46] Roman, R.J. and Olsen C., Theoretical Scale Up of Heap Leaching. In : F.F. Aplan; W.A. McKinney and A.D. Pernichele (Ed). Proc. Solution Mining Symp. AIME, New York. pp 211-229 (1974).

[47] Roman, R.J. and Benner, B.R. The dissolution of copper concentrates. Minerals Science Engineering. V 5 (1), pp. 3-24 (1973).

[48] Reed, J. Introduction to the principles of ceramic processing. John Wiley & Sons, Inc. USA. pp 486 (1988).

[49] Reed, M.H.. Hydrothermal alteration and its relationship to ore fluid composition. Geochemistry of Hydrothermal Ore Deposits. Tercera Edition. Hubert L. Barnes (ed.). John Wiley and Sons Inc. Publication. pp 303-366 (1997).

[50] Roman, R.J. and Bhappu, R.B. Heap hydrology and the decommissioning of a leach heap. Hydrometallurgy, Fundamentals, Technology and Innovation Proceedings of the Milton E. Wadsworth (IV) International Symposium on Hydrometallurgy. J.B. Hiskey and G.W. Warren. Littleton, CO. pp 1061-72 (1993).

[51] Sánchez-Chacón, A.E. and Lapidus, G.T. Hydrometallurgy. Vol. 44, pp.1-20. (1997)



- [52] Schlitt, W.J. The role of solution management in heap and dump leaching. Au and Ag heap and Dump leaching Practice. J.B. Hiskey [Ed.]. SME-AIME, NY. pp. 69-83 (1984).
- [53] Smith, A. y Mudder, T. Chemistry and treatment of cyanide wastes. Mining Journal Books Ltd. Londres, Inglaterra (1992).
- [54] Shafer, J.L.; White, M. L. and Caenepeel, C.L. Application of the shrinking core model for copper oxide leaching. Min. Eng. V 31(2), pp 165-171 (1979).
- [55] Sparks, D. L. (ed.). Soil Physical Chemistry. CRC Press, Boca Raton. Florida (1998).
- [56] Seward, T.M. y Barnes, H.L. Metal transport by hydrothermal ore fluids. Geochemistry of Hydrothermal Ore Deposits. Tercera Edition, Hubert L. Barnes (ed.). John Wiley and Sons Inc. Publication. pp 435-486 (1997).
- [57] Thorez, J. Practical identification of clay minerals. Ed. G. Lellotte, Dison (Bélgica). pp 90 (1976).
- [58] The Surface Chemistry of Soils. G. Sposito. Oxford University Press. Nueva York (1984).
- [59] Tamadher, T.; Abood, Anuar Bin Kasa and Zamri, Bin Chick. Stabilization compounds of silty clay soil using chloride. Journal of Engineering Science and Technology School of Engineering. Taylors University College. V2, nº 1, pp102-110 (2007).
- [60] Thorez, J. Practical identification of clay minerals. Ed.G.Lellote, Dison (Belgica ), pp 90 (1976).
- [61] Thomras, Tood and Smith, Kevin. Method of maintaining subterranean formation permeability and inhibiting clay swelling. United State Patent. Patent number 5,211,239. Clearwater, Inc. Pittsburgh, Pa. (1993).



[62] Tremolada, J.; Dzioba, B.R.; Bernardo-Sanchez, A.; and Menendez-Aguado, J.M. The preg robbing of gold and silver by clays during during cyanidation under agitation and heap .leaching conditions. *International Journal of Mineral Processing*. Elsevier V 94. N° 1-2, pp 67-71 (2010).

[63] Von Michaelis, H. Role of cyanide in gold and silver recovery. *Cyanide and the Environment*. D. Van Zyl (ed.). Colorado State University. BiTech Publishers, Vancouver (1985).

[64] Van Olphen, M. and Fripiat, J.J. *Data handbook for clay materials and other non-metallic minerals*. Pergamon Press. Oxford, pp 346 (1979).

[65] Velde, B. *Introduction to Clay Minerals, Chemistry, origins, uses and enviromental significance*. Chapman & Hall. pp 198 (1992).

[66] Wadsworth, M.E. Recovery of metal values for low-grade copper sulfide ores. *Separation Science and Technology*. V16, n°. 9, pp 1091-1112 (1981).



Figura 64. Mineral arcilloso Aglomerado con cemento ( 10 Kg / TM ) arcilla Roja seductora 438



Figura 65. Lixiviación por cianuración de arcilla Roja seductora banco 438 en columna de 8"Ø





Figura 66. Lixiviación por cianuración de arcilla marrón y arcilla roja seductora banco 438 en Columna de 8"Ø.

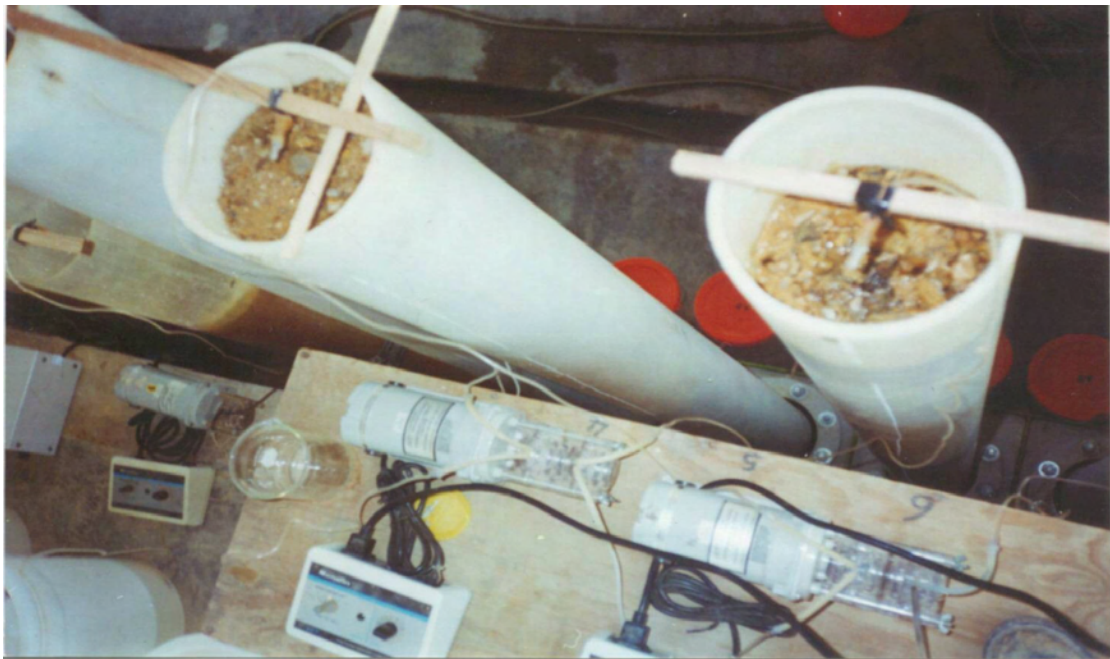


Figura 67. Vista superior de la lixiviación por cianuración en columnas de arcillas

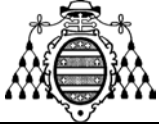


Figura 68. Lixiviación por cianuración en columnas de arcillas roja, blanca y marrón



Figura 69. Cianuración de arcillas en columnas de 12"Ø y 30"Ø

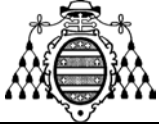


Figura 70. Pruebas de cianuración por agitación de arcillas en rodillo vibratorio



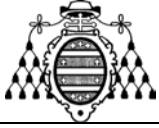


Figura 71. Lixiviación por cianuración de arcillas en columnas piloto de 1.2 mt  $\varnothing$  x 6 mt altura



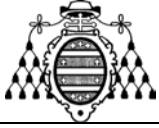


Figura 72. Lixiviación por cianuración de arcillas en columnas piloto de 1.2 m  $\varnothing$  x 6 y 8 m de altura.

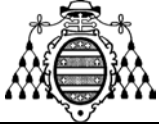


Figura 73. Controles metalúrgicos en los tests de cianuración de arcillas a diferentes escalas de tratamiento.



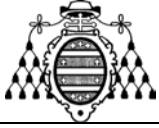


Figura 74. Lixiviación industrial por heap leaching de arcillas vía sistema por goteo



Figura 75. Lixiviación por heap leaching de arcillas vía sistema por aspersión.

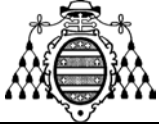


Figura 76. Lixiviación por heap leaching en pisos múltiples



Figura 77. Poza barren industrial



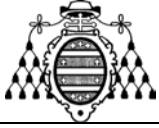


Figura 78. Poza pregnant industrial



Figura 79. Mineralización del yacimiento de mina Comarsa

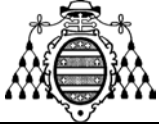


Figura 80. Rajo industrial del mineral de mina Comarsa



Figura 81. Pad Industrial de Lixiviación



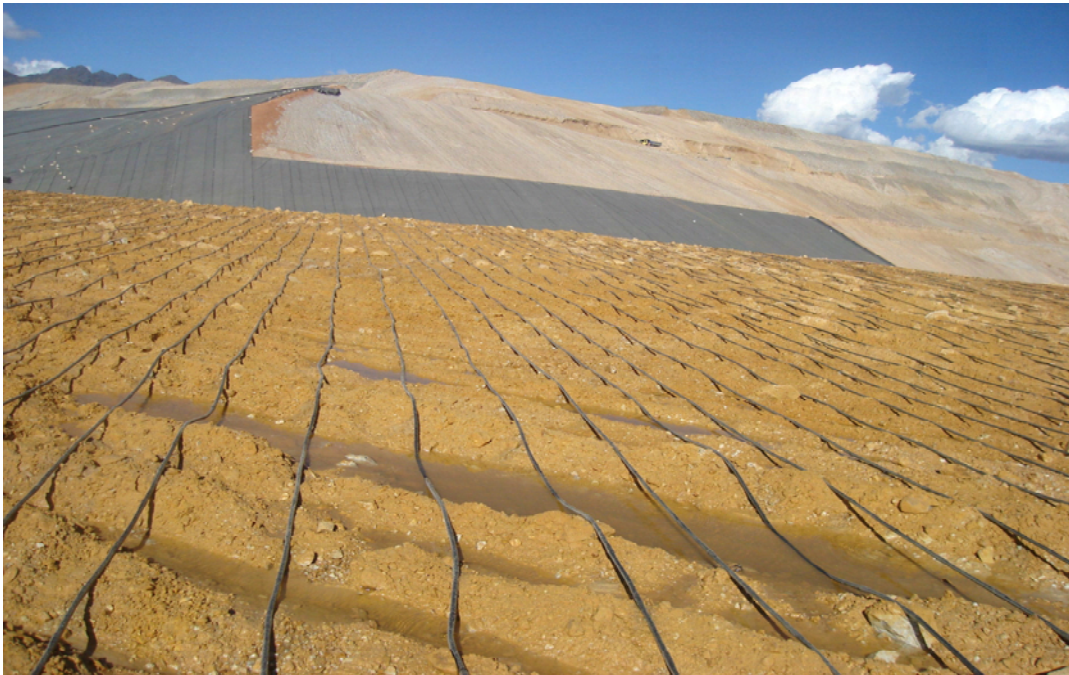
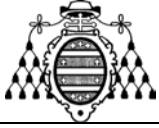


Figura 82. Lixiviación industrial de arcillas minerales por goteo



Figura 83. Planta de reactivación química y circuitos de adsorción

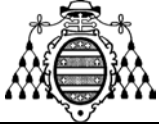


Figura 84. Barras bullion de ( Au + Ag )



Figura 85. Circuito de adsorción de oro en carbón activado



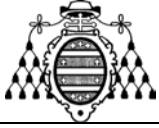


Figura 86. Planta de Desorción a presión del carbón cargado de oro