

**UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO**

**FACULTAD DE INGENIERIA QUIMICA**

**ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA QUIMICA**



**“OPTIMIZACION DEL PROCESO DE LIXIVIACION DE MINERALES  
AURIFEROS DE BAJA LEY – MINERA ARUNTANI SAC”**

**TESIS**

**PRESENTADA POR:**

**FRED RUBEN FLORES CALLI**

**PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:**

**INGENIERO QUIMICO**

**PROMOCION 2011**

**PUNO – PERÚ**

**2016**

**UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO**

**FACULTAD DE INGENIERIA QUIMICA**

**ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA QUIMICA**

**“OPTIMIZACION DEL PROCESO DE LIXIVIACION DE MINERALES  
AURIFEROS DE BAJA LEY – MINERA ARUNTANI SAC”**

**TESIS PRESENTADA POR:**

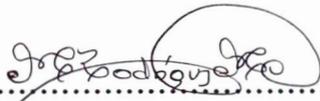
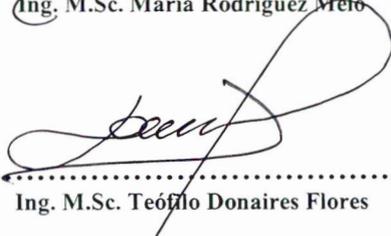
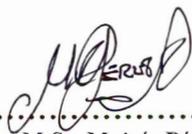
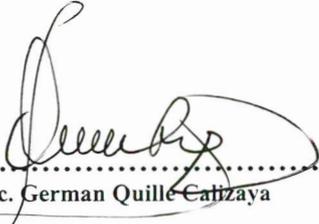
**Fred Rubén Flores Calli**

**PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE INGENIERO QUIMICO**

**FECHA DE SUSTENTACION: 08 DE JUNIO 2016**

**APROBADO POR JURADO REVISOR CONFORMADO POR:**



<b>PRESIDENTE</b>	:	 ..... Ing. M.Sc. María Rodríguez Melo
<b>PRIMER MIEMBRO</b>	:	 ..... Ing. M.Sc. Teófilo Donaires Flores
<b>SEGUNDO MIEMBRO</b>	:	 ..... Ing. M.Sc. Moisés Pérez Capa
<b>DIRECTOR DE TESIS</b>	:	 ..... Ing. M.Sc. German Quille Califaya

**Área: Procesos industriales**  
**Tema: Investigación de nuevos procesos**  
**Línea: Ingeniería de procesos**

## DEDICATORIA

La presente tesis se la dedico a mi familia que gracias a su apoyo pude concluir mis estudios.

A mi esposa Yelitza y mi hijo Manuel por ser la razón de mi vida que me da las ganas de seguir adelante y conseguir mis metas, logros y mis propósitos, por entenderme en los buenos y malos momentos y sobre todo por su apoyo incondicional.

A mi madre Por haberme apoyado en todo momento, por sus consejos, sus valores, por la motivación constante que me ha permitido ser una persona de bien, pero más que nada, por su amor.

A mi padre Por el ejemplo de perseverancia, por el valor mostrado para salir adelante y por su apoyo incondicional.

A mis hermanos por estar siempre presentes, acompañándome y dándome consejos.

A Dios por estar presente en este camino de mi vida y cuidarme en cada momento.

## AGRADECIMIENTOS

Mi agradecimiento especial a la UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO PUNO la cual me abrió sus puertas para formarme profesionalmente.

A los todos docentes de FACULTAD DE INGENIERIA QUIMICA que me brindaron y compartieron su sabiduría en mi formación profesional.

A mis compañeros de estudio por brindarme su amistad y lealtad en todo este tiempo de formación profesional.

**INDICE GENERAL**

	<b>Pag.</b>
<b>DEDICATORIA</b>	
<b>AGRADECIMIENTOS</b>	
<b>RESUMEN</b>	
<b>INTRODUCCION</b>	
<b>CAPITULO I.....</b>	<b>14</b>
<b>PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA, ANTECEDENTES, JUSTIFICACIÓN Y</b>	
<b>OBJETIVOS .....</b>	<b>14</b>
1.1 <b>PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....</b>	<b>14</b>
<b>FORMULACION DEL PROBLEMA GENERAL.....</b>	<b>15</b>
<b>FORMULACION DE PROBLEMAS ESPECIFICOS.....</b>	<b>15</b>
1.2 <b>ANTECEDENTES .....</b>	<b>15</b>
1.3 <b>OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN .....</b>	<b>17</b>
 <b>CAPITULO II .....</b>	 <b>19</b>
<b>MARCO TEÓRICO, MARCO CONCEPTUAL E HIPÓTESIS .....</b>	<b>19</b>
2.1 <b>MARCO TEÓRICO .....</b>	<b>19</b>
2.1.1 <b>CARACTERÍSTICAS Y PROPIEDADES DEL ORO .....</b>	<b>19</b>
2.1.1.1. <b>ORO.....</b>	<b>19</b>
2.1.1.2. <b>PROPIEDADES FÍSICAS .....</b>	<b>19</b>
2.1.1.3. <b>PROPIEDADES QUÍMICAS.....</b>	<b>20</b>
2.1.1.4. <b>PROPIEDADES MECÁNICAS .....</b>	<b>21</b>
2.1.1.5. <b>MINERALES AURÍFEROS .....</b>	<b>21</b>
2.1.1.6. <b>MINERALOGÍA DE MENAS AURÍFEROS.....</b>	<b>22</b>
2.1.1.7. <b>YACIMIENTOS AURÍFEROS .....</b>	<b>23</b>
2.1.1.8. <b>tratamientos de Minerales Refractarios .....</b>	<b>24</b>
2.1.1.9. <b>PRINCIPALES APLICACIONES DEL ORO.....</b>	<b>24</b>
2.1.2. <b>FUNDAMENTOS HIDROMETALÚRGICOS.....</b>	<b>25</b>
2.1.2.1. <b>sistema de lixiviación de oro .....</b>	<b>25</b>
2.1.2.2. <b>métodos de lixiviación.....</b>	<b>26</b>
2.1.2.3. <b>PROCESO DE CIANURACIÓN CONVENCIONAL.....</b>	<b>27</b>

2.1.2.4. QUÍMICA DE LA CIANURACIÓN DE ORO .....	28
2.1.2.5. TERMODINÁMICA DE LA CIANURACIÓN .....	28
2.1.2.6. MECANISMO ELÉCTRO QUÍMICO .....	29
2.1.2.7. CINÉTICA DE DISOLUCIÓN DEL ORO .....	31
2.1.3 DEFINICIÓN DEL CIANURO .....	31
2.1.3.1. cianuro .....	31
2.1.3.2. producción .....	31
2.1.3.3. cianuro en soluciones .....	31
2.1.3.4. COMPORTAMIENTO DE OTROS MINERALES EN SOLUCIONES CIANURADAS ALCALINAS .....	34
2.1.3.5. FORMACIÓN DE CIANURO COMPLEJO .....	35
2.1.3.6. CONSUMO DE OXIGENO DE LA DISOLUCIÓN .....	36
2.1.3.7. FORMACIÓN DE TIOCIANATO .....	36
2.1.3.8. FORMACIÓN DE UNA PELÍCULA SOBRE LA SUPERFICIE DEL METAL: .....	36
2.1.4.1. DEFINICIÓN .....	37
2.1.4.2. agitación mecánica .....	38
2.1.4.3. AGITACIÓN NEUMÁTICA .....	39
2.1.4.4. AGITACIÓN MIXTA .....	42
2.1.4.5. LIXIVIACIÓN A PRESIÓN (EN AUTOCLAVE) .....	43
2.1.4.7. Prevención de los Remolinos .....	44
2.1.5. CIANURACIÓN CONVENCIONAL POR AGITACIÓN .....	45
2.1.5.1. conminución .....	45
2.1.5.2. Etapa de chancado .....	45
2.1.5.3. Etapa de molienda .....	46
2.1.6. Concentración gravimétrica.....	46
2.1.7. flotación .....	47
2.1.7.1. Circuito de espesamiento.....	49
2.1.7.2. ciclo de cianuración .....	50
2.1.8 OPTIMIZACION DE LoS parametros DURANTE LA lixiviacion .....	51
2.1.9. adsoRción con carbon activado cip .....	57
2.2.- MARCO CONCEPTUAL.....	60
2.2.1. MINERAL .....	60

2.2.2. ORO.....	60
2.2.3. CIANURO.....	60
2.2.4. LIXIVIACIÓN .....	60
2.2.5. OPTIMIZACION .....	60
2.3. HIPOTESIS .....	61
2.3.1. HIPOTESIS GENERAL .....	61
2.3.2. HIPOTESIS ESPECÍFICA.....	61
<b>CAPITULO III.....</b>	<b>62</b>
METODOLOGIA DE LA INVESTIGACION .....	62
3.1. Metodología Descriptiva experimental .....	62
3.2. Toma de muestra .....	63
3.3. PrepaRación mecánica de la muestra para el análisis .....	63
3.4. ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO .....	65
3.6. equipos, materiales, reactivos de la cianuración dinámica.....	66
3.7. Pruebas experimentales de la cianuración .....	67
3.8. DETERMINACIÓN DE LOS PARAMETROS PARA LA CIANURACIÓN .....	68
<b>CAPITULO IV .....</b>	<b>70</b>
RESULTADOS Y DISCUSION .....	70
4.1. Resultados obtenidos .....	70
4.1.1. ETAPA I: aNÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE LA MUESTRA.....	70
4.1.2. ETAPA II: PROCESO DE LIXIVIACION .....	71
4.1.2.1. PRUEBAS EXPERIMENTALES DE LA CIANURACIÓN .....	72
4.1.3. determinación de CONSUMO DE NaCN, CaO EN LA cianuración .....	73
4.1.3. ETAPA III: RECUPERACION DE ORO.....	74
4.2 DESARROLLO DEL MODELO MATEMATICO POR .....	
EXPERIMENTACION Y ESTADISTICA .....	78
4.2.1. DISEÑO FACTORIAL $2^k$ CON 3 REPLICAS EN EL PUNTO CENTRAL .....	
DE DISEÑO .....	78

4.2.2 INFLUENCIA DE LAS VARIABLES: DENSIDAD, TIEMPO Y CONCENTRACIÓN .....	79
4.2.3. DISEÑO FACTORIAL EXPERIMENTAL.....	80
4.4 EVALUACIÓN DE RESULTADOS.....	84
4.4.1. BONDAD DE AJUSTE DEL MODELO DE REGRESIÓN.....	85
RECOMENDACIONES.....	90
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS .....	91
ANEXOS .....	93

## INDICE DE TABLAS

	<b>Pag.</b>
<b>Tabla 1.</b> Propiedades físicas y químicas del oro .....	20
<b>Tabla 2.</b> Principales usos del oro .....	25
<b>Tabla 3.</b> Contenido de HCN en función del pH.....	32
<b>Tabla 4.</b> Concentración de equilibrio del oxígeno disuelto (del aire conteniendo 21% de O <sub>2</sub> ) en agua a varias temperaturas y altitudes (valores en mg/L).....	56
<b>Tabla 5.</b> Resultados del análisis granulométrico del mineral 1600 g .....	70
<b>Tabla 6.</b> Condiciones óptimas de operación en la prueba de lixiviación .....	71
<b>Tabla 7.</b> Balance metalúrgico de los procesos de agitación.....	72
<b>Tabla 8.</b> Consumo de NaCN y CaO para los mejores procesos de agitación .....	73
<b>Tabla 9.</b> Concentración de oro en solución (ppm).....	74
<b>Tabla 10.</b> Peso de oro adsorbido por Ton. de carbón (g/T) .....	75
<b>Tabla 11.</b> Oro extraído de solución (%).....	76
<b>Tabla 12.</b> Síntesis de la tabla N° 11 .....	77
<b>Tabla 13.</b> VARIABLES NATURALES-DATOS DEL DISEÑO EXPERIMENTAL .	79
<b>Tabla 14.</b> CALCULO DEL INDICE DE RENDIMIENTO PARA EL DISEÑO FACTORIAL .....	80
<b>Tabla 15.</b> IDENTIFICACION DE VARIABLES Y NIVELES DE OPERACION.....	82
<b>Tabla 16.</b> MATRIZ DE DISEÑO FACTORIAL $2^3 = 8$ .....	82
<b>Tabla 17.</b> CODIFICACION DE VARIABLES .....	83
<b>Tabla 18.</b> CORRIDAS EXPERIMENTALES PARA EL DISEÑO FACTORIAL CON TRES PUNTOS CENTRALES .....	83
<b>Tabla 19.</b> RESPUESTA OPTIMIZADA .....	85
<b>Tabla 20.</b> RESULTADOS DE LA ESTIMACION PARA Y.....	87

## INDICE DE FIGURAS

	<b>Pag.</b>
Figura 1. Diagrama de equilibrio potencial Eh-pH para el sistema Au – H <sub>2</sub> O – CN <sup>-</sup> a 25 °C.....	29
Figura 2. Disolución del oro en medio cianuro .....	30
Figura 3. Potencial de las reacciones parciales de disolución del oro. ....	30
Figura 4. Equilibrio HCN/CN <sup>-</sup> en función del pH.....	33
Figura 5. Eh-pH para el sistema CN-H <sub>2</sub> O a 25 °C .....	34
Figura 6. Tanque de Lixiviación que utiliza para agregar mayor agitación el uso de pro pelas e impulsores axiales.....	38
Figura 7. Tanque Pachuca con columna centro completa .....	40
Figura 8. Tanque Pachuca de elevación con aire libre.....	41
Figura 9. Lixiviación a presión en autoclave .....	44
Figura 10. Celda de flotación.....	49
Figura 11. Es pesador empleado en la planta concentradora. ....	50
Figura 12. Esquema del circuito de cianuración- adsorción.....	51
Figura 13. Efecto de la concentración de cianuro en la recuperación del oro .....	54
Figura 14. Cuarteo de mineral por el método de cono.....	65
Figura 15. Rendimiento de procesos de agitación .....	72
Figura 16. Consumo de NaCN, CaO para los mejores procesos de recuperación de oro. .....	73
Figura 17. Eficiencia de adsorción de Au sobre carbón variando densidad de pulpa ...	76
Figura 18. Eficiencia de recuperación de Au sobre carbón variando densidad de pulpa .....	77
Figura 19. Resultados del CIP variando densidades de pulpa .....	78
Figura 20. Grafica de Pareto. Variable respuesta .....	86
Figura 21. Efectos principales .....	86
Figura 22. Interacción para Índice de Rendimiento.....	87
Figura 23. Superficie Respuesta .....	88

**INDICE DE DIAGRAMAS**

	<b>Pag.</b>
<b>Diagrama 1.</b> Etapas desarrolladas en la investigación descriptiva experimental .....	62
<b>Diagrama 2.</b> Flujo por equipo usado para la preparación mecánica del mineral muestra .....	63

**INDICE DE FOTOGRAFIAS**

	<b>Pag.</b>
<b>Fotografía N° 1:</b> Secado de muestras de pad de lixiviación .....	94
<b>Fotografía N° 2:</b> Pulverizado de muestras de pad de lixiviación .....	94
<b>Fotografía N° 3:</b> Recepción de muestra pulverizada para su análisis .....	95
<b>Fotografía N° 4:</b> Ataque de muestra pad lixiviación .....	95
<b>Fotografía N° 5:</b> Pesado de muestra .....	96
<b>Fotografía N° 6:</b> Análisis de muestra pad lixiviación .....	97

## RESUMEN

El presente trabajo de investigación está orientado a proporcionar un alcance tecnológico adecuado y necesario para la optimización del proceso de lixiviación de minerales auríferos de baja ley-minera aruntani sac". Además, la actividad minera en forma general crea alteraciones en el medio ambiente, frente a estos hechos se planteó como objetivo determinar los diferentes parámetros durante la recuperación de oro y establecer el modelo empírico de optimización, obteniéndose los siguientes resultados: En la cianuración del mineral por agitación ( $N_1$ ,  $M_2$ ), se obtiene una recuperación de oro 86.6%, 69.1%, por un periodo de tiempo de 24 horas. El bajo recuperación de oro en los procesos de agitación es debido a presencia de elementos cianicidas y consumidores de oxígeno. Los parámetros óptimos en los ensayos de  $N_1$ ,  $M_2$  en el proceso de cianuración es de 7.88 kg/tn, 7.33 kg/ton de NaCN, 8.5 kg/ton, 8.5 kg/tn de CaO. Tomando como regencia solamente los puntos de la figura N° 19, se deduce que se obtiene una mejor recuperación para ambas pruebas luego de transcurridas las **24 horas**, sin embargo cabe indicar que éstos puntos extremos de densidades no son aconsejables; se ha comprobado que en un circuito CIP el carbón en una pulpa con densidad baja tiende a flotar en la misma, evitando así el contacto de la pulpa con la superficie de éste, de igual manera cuando se trabaja con densidades de pulpas altas, como del orden de los 1550 Kg/m<sup>3</sup>, resultara dificultoso la agitación o aireación de la misma sumando a esto que el carbón no tendrá la suficiente libertad de movimiento evitando así exponer aleatoriamente su superficie en la pulpa para efectos de adsorción. Se realizó el diseño de diagrama de flujo combinado de lixiviación dinámica de minerales auro-argentíferos, siendo el proceso de tratamiento apropiado para el mineral la cianuración convencional por agitación, ya que la granulometría muy fina es apropiada para este tipo de cianuración, trabajando con una pulpa al 33% en peso de sólidos. Al evaluarse la cinética de optimización donde se observa que la velocidad aumenta al aumentar la concentración de oro en la solución cianurada, encontrándose la siguiente ecuación de optimización:

$$Y = -2.28373 + 0.00233539* \quad + 0.0809921*t + 0.0015064*C - 0.000055699* \quad *t - \\ 0.00000114346* \quad *C - 0.00000323433*t*C$$

**PALABRAS CLAVE:** Adsorción, optimización, cianuración, parámetros, densidad.

## INTRODUCCIÓN

El oro es un metal conocido desde la antigüedad, 40.000 años a. de J.C. El interés suscitado por este elemento está basado, en principio, en sus propiedades físicas, químicas y mecánicas. Este elemento siempre ha jugado un papel primordial en el desarrollo de la Humanidad, puesto que ha sido un elemento determinante en casi toda la evolución económica del hombre y de los países a lo largo de la Historia.

El cianuro de sodio es el medio lixivante utilizado por excelencia, debido a su alta extracción, fácil obtención y bajo costo. Sin embargo, en las últimas décadas se han realizado una serie de investigaciones con las cuales se buscan nuevos procesos de lixiviación, que sean capaces de competir con la cianuración, utilizando reactivos menos contaminantes y que a su vez sean regenerables. Una de las principales variantes de lixiviación es la lixiviación por agitación.

El Perú siendo un país eminentemente minero y con reservas de oro y plata en cantidades apreciables que van desde relaves hasta minerales de buen grado.

Uno de los métodos de disolución de oro más utilizado en el mundo, es la cianuración por agitación, debido a la elevada velocidad de reacción, las altas recuperaciones de oro obtenidas y porque funciona para una amplia variedad de minerales. Cianuración por agitación mecánica o bien a la agitación neumática para mantener la pulpa en suspensión, hasta que se logra la disolución completa, siendo el tiempo de contacto de los sólidos con la solución del orden es de horas.

Se realizaron ensayos a escala laboratorio, con el objeto de determinar las condiciones óptimas para el tratamiento económico y eficiente de la mena.

Las variables que fueron determinados son las siguientes: Consumo de cianuro por tonelada de mineral tratado; Consumo de cal por tonelada de mineral tratado; óptimo grado de molienda; Tiempo de contacto, en la lixiviación por agitación; Concentración más conveniente del cianuro en la solución; Dilución más adecuada de la pulpa, parámetros que serán estudiados en la presente tesis.

El presente trabajo tuvo como objetivo general aplicar el proceso de lixiviación dinámica de minerales auríferos de baja ley de la minera ARUNTANI SAC, para lograr recuperaciones óptimas.

Como objetivo específico fue determinar la composición química a través de microscopio electrónico de barrido del mineral aurífero de baja ley de la minera ARUNTANI SAC Lampa-Puno. Ubicada en el Distrito de Lampa, provincia de Lampa, y departamento de Puno.

## CAPITULO I

### PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA, ANTECEDENTES, JUSTIFICACIÓN Y OBJETIVOS

#### 1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

Perú es considerado un país polimetálico por excelencia y una de las regiones más ricas en minerales de oro es Puno, la extracción en la actualidad se viene realizando con soluciones de cianuro de sodio, para luego realizar su recuperación a través del carbón activado. La implementación de técnicas de optimización durante el proceso de cianuración y recuperación de minerales de baja ley presenta la posibilidad de aumentar el rendimiento de recuperación de oro, en beneficio de la empresa.

La minera ARUNTANI SAC”, de reciente actividad minera vienen trabajando como mineros legalizados en pequeña escala. Los procesos y tratamiento de minerales auríferos existentes actualmente en la zona minera conllevan a sistemas poco eficientes con porcentajes de recuperación de oro no mayores al 80%, en el marco de su desarrollo considera el tratamiento de un mineral de oro aplicando el proceso de lixiviación en pilas y recuperación del oro en solución mediante el método Merrill Crowe, el producto final a obtenerse son barras metálicas tipo DORE, que consiste en una aleación de oro, plata.

La concentración de minerales como proceso industrial involucra una transformación de productos, desde una “materia prima” o mineral, hasta un “producto final” o concentrado. Aumentando el “valor agregado” del producto durante el procesamiento y optimización, a cambio de un costo de producción, una inversión en equipo e instalaciones (que se traduce en costo financiero) y una pérdida de recuperación en los residuos o “relaves”.

A la empresa se les presenta el problema a solucionar en cuanto a minerales auríferas de baja ley, y de las soluciones que se drenan del proceso de adsorción y que proceden de zonas gastadas (que tienen un tiempo considerable de lixiviación), y que por lo tanto tienen leyes bajas en oro, los que son derivadas a la poza intermedia desde donde por bombeo se recircula directamente al proceso de adsorción.

Es por esta razón que, con el conocimiento y dominio de las técnicas de optimización, es posible realizar un eficiente y estricto control de cualquier tratamiento del que es objeto el mineral de baja ley, logrando definir ya sea cualitativa o cuantitativa la presencia de factores que influyen o condicionan los aspectos técnicos y económicos de un proceso metalúrgico.

### **FORMULACION DEL PROBLEMA GENERAL**

- ) ¿Es propicio realizar la optimización en el proceso de lixiviación de minerales de baja ley en Minera ARUNTANI SAC, para obtener mejores % de recuperación de oro?

### **FORMULACION DE LOS PROBLEMAS ESPECIFICOS**

- ) ¿Cuáles serán las condiciones y parámetros óptimos de lixiviación del oro de minerales de baja ley?
- ) ¿Cuál es la significancia de la lixiviación del oro al evaluar minerales de baja ley?

## **1.2 ANTECEDENTES**

**MAMANI (2013).** Establece la optimización del oro mediante el método de circuito cerrado de amalgamación, que consiste en el plan de recuperación en los procesos de amalgamación de oro por molinos continuos y trapiche, actualmente se obtiene artesanalmente la amalgamación del oro con concentraciones bajas, recuperándose a 50% de oro y en el refogado de oro se tiene pérdidas de mercurio por volatilización causando la contaminación ambiental; Con la nueva propuesta en circuito cerrado se obtendrá a 70% de oro.

Para muestra de 1 TM de mineral se utiliza los siguientes componentes para el proceso de amalgamación: agua 82.23%, lejía clorox 0.16%, detergente 0.06%, cemento

0.12%, sal 0.06%, cal 0.12%, mercurio 0.93% y el mineral representa 16.32%, con esta cantidad fijada se tendrá mayor rendimiento en la obtención del oro, generando mayor utilidad a la compañía minera, en cuanto al refogado de oro se plantea realizar en una retorta recuperando el mercurio en 99% y así mitigar la contaminación al medio ambiente, no olvidándonos que el mercurio recuperado se puede utilizar nuevamente en los procesos de amalgamación.

**MUNIVE *et al*, (2011).** Realizaron estudios comparativos de lixiviación sobre un mineral refractario conteniendo cantidades de sulfuros, pirita y pirrotita, en presencia de cianuro y tiosulfato, donde este último permanece estable, pero con la finalidad de recuperar Au y Ag durante 48 h y ajustando el pH menor a 9.6 con solución de NaOH y Ca(OH)<sub>2</sub>. De lo anterior, se puede observar que existe un gran interés por proponer lixiviantes alternativos al cianuro para la adsorción de Au, con compuestos menos tóxicos y buscando técnicas viables que permitan obtener una máxima adsorción de metales precisos.

**MEDINA (1999).** Determinó la cinética de adsorción de oro con carbón activado, en este proceso se evaluó el fenómeno de la adsorción, para ello se utilizó el sistema ácido acético (adsorbato) - carbón activado (adsorbente), variando las concentraciones de ácido y la cantidad de carbón a temperaturas constantes, finalmente construyó las isothermas de Freundlich para el sistema a diversas condiciones de concentración de ácido/carbón. Al evaluarse la cinética de la adsorción se utilizó un modelo de orden 1, lo que indica que la velocidad aumenta al aumentar la concentración de ácido de manera lineal, lo que se refleja en un aumento en el valor de  $\forall(q)$  (mg de ácido en Kg de carbón), encontrándose la siguiente velocidad de adsorción:

$$r. X3.67x10^{24} * (1Z_{,,}) * C^1$$

Los resultados de las pruebas de adsorción posteriores, permiten concluir que mediante el incremento de la dosis de carbón, se incrementa la velocidad de adsorción de oro sobre carbón activado. Además, con la aplicación de la ecuación de *Freundlich* a los mismos se obtuvieron una constante de equilibrio igual a  $4.1776x10^{-6}$ , encontrándose luego de análisis, que un sistema de tres etapas teóricamente sería el adecuado para operar con las condiciones de las pruebas.

**SARAZA, (2014).** Comprobó si se realizaron correctamente el muestreo, preparación de muestras y análisis por vía clásica durante el periodo de tratamiento, los despachos (Producto de tratamiento) que se realizaron de concentrados Pb, Ag, Au y Zn deben dar leyes que deben acercarse al acumulado teórico; en el mes de mayo del 2014 se produjeron 07 despachos de concentrado Pb, dando un promedio de leyes: 41,50 %Pb, 131,97 Oz/TC Ag, 5,99 g/TM Au, 12,76 %Zn, este composito de despachos se acerca en un mínimo a las leyes en concentrado de Pb teórico; el acumulado en despacho para concentrado de Zn, dan como promedio: 5,64 %Pb, 18,06 Oz/TC Ag, 0,69 g/TM Au y 43,94 % Zn, este promedio de despacho de acerca al promedio acumulado teórico.

**AFENYA, (1991).** El proceso CIP (carbón in pulp), que fuera desarrollado en Sud África en la década del 70, es considerado el avance tecnológico más significativo de los últimos tiempos en cuanto a métodos aplicados a la recuperación de oro.

La cianuración por Agitación es el Método que requiere de la máxima liberación del mineral, para obtener buenas recuperaciones en oro, si el oro es más expuesto a las soluciones cianuradas, mayor será su disolución del oro. La recuperación del oro de las soluciones “ricas” por el método del carbón activado (CIP)

### 1.3 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

#### 1.3.1. OBJETIVO GENERAL

Optimizar el proceso de lixiviación para minerales auríferos de baja ley en la Minera ARUNTANI SAC, para lograr mejores % de recuperación de oro.

#### 1.3.2. OBJETIVOS ESPECIFICOS

- ) Determinar las condiciones y los parámetros óptimos de lixiviación eficiente para minerales auríferos de baja ley de la Minera ARUNTANI SAC.
- ) Determinar la significancia de la optimización del proceso de lixiviación para minerales auríferos de baja ley de la Minera ARUNTANI SAC.

#### 1.4 JUSTIFICACION

La presente investigación se justifica desde el punto de vista tecnológico porque se trata de imponer un nuevo proceso mixto tecnológico, que va a permitir elevar el rendimiento en la recuperación de oro en el proceso de cianuración.

El mineral fresco de baja ley de la Minera ARUNTANI SAC, es propicio para realizar la lixiviación en pro de una mejor recuperación de oro, por lo que se propone optimizar el proceso de lixiviación de minerales auríferos de baja ley en la Minera ARUNTANI SAC, realizando operaciones controladas, en beneficio del medio ambiente.

En el presente trabajo de investigación como una primera etapa se desarrolló un modelo de escalamiento de optimización del proceso de lixiviación tomando una muestra de mineral fresco de baja ley a partir de estos datos de laboratorio de análisis químico (análisis por absorción atómica) de la solución cianurada, lo que me permitió desarrollar y determinar los parámetros de operación, así como el método de optimización realizado.

Los resultados del presente trabajo de investigación es un aporte científico – tecnológico, como base para el desarrollo de una tecnología alterna, para ser aplicados en la recuperación de oro con un método optimizado.

En cumplimiento de las rigurosas normas ambientales, la utilización del método de optimización durante el proceso de adsorción en la recuperación de oro disminuirá notablemente la contaminación ambiental en comparación con los procesos convencionales como la amalgamación.

## **CAPITULO II**

### **MARCO TEÓRICO, MARCO CONCEPTUAL E HIPÓTESIS**

#### **2.1 MARCO TEÓRICO**

##### **2.1.1 CARACTERÍSTICAS Y PROPIEDADES DEL ORO**

###### **2.1.1.1. ORO**

Latín (aurum = oro, aura = brillo). Es un metal amarillo brillante, en láminas muy delgadas es azul o verde, de raya amarillo dorado, en estado natural se denomina oro puro de 24 quilates es sumamente maleable, es demasiado blando para ser usado en joyería y acuñar moneda, por lo que se alea siempre para aumentar su dureza sobre todo su durabilidad tales fines con plata y cobre. Es utilizado por el ser humano desde hace miles de años y ha sido siempre un elemento en toda las civilizaciones, como material ornamental por su brillo, color permanente y como medida de valor. (Vargas, 1995)

###### **2.1.1.2. PROPIEDADES FÍSICAS**

El oro es un metal maleable y dúctil, presenta varias tonalidades de color amarillo dependiendo de su pureza, no se corroe y no se empaña.

**Tabla 1.** Propiedades físicas y químicas del oro

Nombre(Oro)	Valor/Unidad	Nombre	Valor/Unidad
Símbolo químico(Au)		Calor de fusión	16.3 cal/g
Color {Amarillo}		Dureza	2.5-3 (Mohs)
Peso Atómico	197g/mol	Radio atómico	1.46 A <sup>o</sup>
Número Atómico	79	Radio iónico.	1.37 A <sup>o</sup>
Estado de oxidación	1, 3	Potencial normal	1.498 voltios
Densidad Específica	19.3g/cm <sup>3</sup>	Resistencia Eléctrica	2.25 Ohm.
Punto de Fusión	1063°C	Electronegatividad	2.4Pauling
Punto de ebullición	2530°C	Conductividad térmica	2.7x10 Kcal/°Kms
Calor de vaporización	81 08 kcal/g-átomo	Módulo de elasticidad	7.6-8.16x10 <sup>9</sup> kg/m <sup>2</sup>

Fuente: Vargas, 1995

### 2.1.1.3. PROPIEDADES QUÍMICAS.

- ) El oro es fácilmente soluble en agua regia, que produce cloro nascente.
- ) El oro disuelve en ácido clorhídrico en presencia de sustancias orgánicas.
- ) El oro es disuelto por cloruros férricos u cúpricos.
- ) El oro es algo soluble en una solución de carbonato de sodio al 10%
- ) El oro es soluble en soluciones diluida de cianuro de sodio.

#### 2.1.1.4. PROPIEDADES MECÁNICAS

El oro es uno de los metales más dúctiles y se puede laminar hasta obtener hojas (panes de oro) de un espesor de 0.0001 mm, las cuales dejan pasar la luz tomando un color verde azulado, pero con la luz reflejada presenta su color característico. Se puede estirar en hilos finísimos, con un gramo se consigue un hilo de 2000 metros de longitud. (Vargas, 1995)

#### 2.1.1.5. MINERALES AURÍFEROS

##### Aleaciones Naturales

) Oro argentífero (electrum)	(Au, Ag)
) Oro cuprífero (cuproaururo)	(Au, Cu)
) Oro platinífero (porpesita)	(Au, Pd)
) Oro rodonífero (rodita)	(Au, Rh)
) Oro irídico	(Au, Ir)
) Oro platinífero	(Au, Pt)
) Oro bismutífero	(Au, Bi)
) Amalgama de oro	(Au <sub>2</sub> Hg <sub>3</sub> )
) Maldonita	(Au <sub>2</sub> Bi)
) Auricúprico	(AuCu <sub>3</sub> )
) Paladio cupriáurico	(Cu, Pd) <sub>3</sub> Au <sub>2</sub>

##### Sulfuros

) Uytembogarditita	(Au <sub>3</sub> AuS <sub>2</sub> )
--------------------	-------------------------------------

##### Teluros

) Calaverita	(Au, Ag) Te <sub>2</sub>
) Krennerita	(Au, Ag) Te <sub>2</sub>
) Montbrayita	(Au, Sb) <sub>2</sub> Te <sub>3</sub>
) Silvanita	(Au, Ag) Te <sub>4</sub>
) Kostavita	(Au, Cu) Te <sub>4</sub>
) Nagyagita	(Pb <sub>5</sub> Au (Te, Sb) <sub>4</sub> S <sub>5</sub> )

##### Antimoniuros

) Auostibita	(AuSb <sub>2</sub> )
--------------	----------------------

**Seleniuros**

) Fischesserita (AuAg<sub>2</sub>Se<sub>2</sub>)

**OCURRENCIAS DE ORO:**

) ORO GRUESO, cuyo tamaño está entre 100 a 1000 micrones, por habersele encontrado en muchos puntos de la concentradora; sin embargo, es el oro que se puede controlar con facilidad.

) ORO MICROSCOPICO, cuyo tamaño está entre 10 a 100 micrones, su tratamiento por flotación o cianuración ha alcanzado bastante éxito.

) ORO INVISIBLE, conocido en la metalurgia casera como oro volador tiene un tamaño por debajo de los 10 micrones, su recuperación depende mucho de la forma como se encuentra en la naturaleza. Aquellas partículas de oro invisible que están en rocas diseminadas (Contreras, 1967).

**2.1.1.6. MINERALOGÍA DE MENAS AURÍFEROS.**

- ) Menas de óxidos simples que contienen partículas finas de oro nativo, ya sea en cuarzo o ganga de piedra caliza
- ) Menas de sulfuros simples en el que el oro está asociado con pequeñas cantidades de pirita y arsenopirita.
- ) Material aluvial o placer. Compuestos por areniscas y grava no consolidada, están en los cauces de los ríos.
- ) Menas complejas refractarias en las que las especies minerales que contienen oro no son solubles en el cianuro. Son de recuperación complicada porque requiere la destrucción de la matriz que los encapsula.
- ) Menas de metales comunes, en el que los metales preciosos están como subproductos de un proceso metalúrgico como el cobre, plata y plomo (Porras, 1998).

### 2.1.1.7. YACIMIENTOS AURÍFEROS

#### Yacimientos primarios:

- ) Segregaciones magmáticas: Formadas por la consolidación de magmas fundidos. Estos depósitos se conocen también con el nombre de “orto\_ magmáticos”.
- ) Depósitos pirometasomáticos: Formadas a temperaturas y presiones altas en las rocas invadidas, cerca de los contactos de intrusivos ígneos, por fluidos térmicos que emanan de las rocas invasoras.
- ) Depósitos hipertermales: Son filones y depósitos formados por fluidos térmicos a grandes profundidades a temperaturas y presiones altas.

#### Yacimientos secundarios:

- ) Depósitos geotermales:

La mineralización se presenta como vetas, stockwork y diseminado, con piritarsenopirita-calcopirita, localmente con estibina

- ) Depósitos epitermales:

Filones y depósitos formados por fluidos térmicos a poca profundidad, a temperaturas y presiones relativamente bajas.

- ) Depósitos sedimentarios:

Formados por procesos de degradación. Estos se refieren a los placeres de oro. Las aguas termales contienen mayor cantidad de oro que otras aguas.

- ) Depósitos diseminados:

Los yacimientos de este tipo han sido puestos en explotación recientemente. Consisten en diseminados de oro en granos muy finos en calizas, dolomitas carbonáceas y limosas. El oro que mayormente es sub-microscópico, está acompañado de sílice, pirita y otros sulfuros.

- ) Oro como Subproducto:

Donde el oro es el constituyente menor común de la mena y puede ser recuperado durante los procesos de fundición y refinación de los concentrados de los metales base (Krausakapf, 1993).

### 2.1.1.8. TRATAMIENTOS DE MINERALES REFRACTARIOS

La recuperación de metales preciosos a partir de minerales refractarios ha recibido una importante atención debido a la disminución de los recursos de los depósitos fácilmente realizables y la naturaleza compleja de los minerales en la que el oro está encerrado en varios minerales sulfurados.

Al menos el 80% del oro no puede ser extraído por métodos tradicionales, una causa muy frecuente de refractariedad es la difusión en los minerales de sulfuro como arsenopirita y piritita. Minerales de este tipo requieren un proceso de pre tratamiento para alterar o destruir la matriz de sulfuros y hacer que el oro sea accesible para el cianuro y el oxígeno.

Algunas opciones de pre tratamientos son:

- ) Tostación
- ) Bio-oxidación
- ) Oxidación a Presión
- ) Molienda ultra fina

Los procesos de pre tratamiento de mineral refractarios pueden ser precedidos por la concentración (por lo general de la flotación de sulfuros). La tostación se utiliza para oxidar tanto el carbono orgánico y azufre a altas temperaturas con el aire y/ o el oxígeno. La bio-oxidación implica el uso de bacterias que promueven las reacciones de oxidación en un medio acuoso. La oxidación a Presión es un proceso acuoso para la eliminación del azufre se lleva a cabo en una autoclave continua, operando a altas presiones y temperaturas algo más elevadas. La molienda ultra fina se puede utilizar cuando la liberación de partículas de oro de la matriz mineral circundante es la característica básica del mineral refractario (Manzaneda, 1991).

### 2.1.1.9. PRINCIPALES APLICACIONES DEL ORO

El oro puro es demasiado blando para ser usado normalmente y se endurece aliándolo con plata o cobre, con lo cual el oro podrá tener distintos tonos de color o matices. El oro y sus muchas aleaciones se emplean bastante en joyería, fabricación de monedas y como patrón monetario en muchos países. Debido a su buena conductividad eléctrica y resistencia a la corrosión, así como una buena

combinación de propiedades químicas y físicas, se comenzó a emplear a finales del siglo XX como metal en la industria.

Otras aplicaciones:

- ) El oro ejerce funciones críticas en ordenadores, comunicaciones, naves espaciales, motores de aviones a reacción, y otros muchos productos.
- ) Su alta conductividad eléctrica y resistencia a la oxidación ha permitido un amplio uso como capas delgadas electrodepositadas sobre la superficie de conexiones eléctricas para asegurar una conexión buena, de baja resistencia.
- ) Como la plata, el oro puede formar fuertes amalgamas con el mercurio que a veces se emplea en empastes dentales.
- ) El oro coloidal (nanopartículas de oro) es una solución intensamente coloreada que se está estudiando en muchos laboratorios con fines médicos y biológicos. También es la forma empleada como pintura dorada en cerámicas.
- ) El isótopo de oro  $^{198}\text{Au}$ , de una vida media de 2,7 días, se emplea en algunos tratamientos de cáncer y otras enfermedades.
- ) Se emplea como recubrimiento de materiales biológicos permitiendo ser visto a través del microscopio electrónico de barrido (SEM).
- ) Se emplea como recubrimiento protector en muchos satélites debido a que es un buen reflector de la luz infrarroja.

**Tabla 2.** Principales usos del oro

<b>Joyería</b>	<b>44.1%</b>
<b>Electrónica</b>	<b>15.0%</b>
<b>Odontología</b>	<b>14.6%</b>
<b>Reserva</b>	<b>10.2%</b>
<b>Otros usos</b>	<b>16.1%</b>
<b>Total</b>	<b>100%</b>

Fuente: Arias, 2008

## 2.1.2. FUNDAMENTOS HIDROMETALÚRGICOS

### 2.1.2.1. SISTEMA DE LIXIVIACIÓN DE ORO

El proceso de disolución de oro ha sido extensamente investigado, utilizándose una gran variedad de solventes y agentes oxidante. De acuerdo al tipo de solvente utilizado, los sistemas de lixiviación de oro pueden clasificarse en

alcalinos, neutros y ácidos. La lixiviación consiste en poner en contacto la mena deseada, ya sea previamente triturada y molida con el material directamente de la mina o cancha de acopio de mineral aurífero, con una solución que contiene un agente lixivante (NaCN) como un oxidante ( $O_2$ , suministrado por el aire) que disuelve selectivamente el valor metálico contenido en la mena.

La lixiviación de oro en condiciones alcalinas puede realizarse utilizando una variedad de soluciones cianuradas diluidas tales como: NaCN, KCN,  $Ca(CN)_2$  y  $NH_4CN$ . El cianuro de sodio es el compuesto más utilizado por su costo, factibilidad y existencia en el mercado.

**La disolución de oro en solución alcalina cianurada** se lleva a cabo generalmente en condiciones de presión y temperatura ambiente. Sin embargo, cuando este proceso es efectuado bajo condiciones presurizadas, la velocidad de disolución y el poder disolvente del cianuro se eleva considerablemente. Esta técnica aunque parece atractiva, principalmente para minerales refractarios, requiere ser evaluada desde el punto de vista de su rentabilidad.

**La disolución de oro en soluciones neutras** como tiosulfato y bromocianuro, es más lenta que la disolución alcalina y requiere de una concentración de oxígeno y una temperatura relativamente alta.

**Dentro de los sistemas ácidos**, la tioúrea es un reactivo que ha sido bastante investigado en la disolución de minerales de oro. A diferencia de los demás reactivos ácidos, la tioúrea forma con el oro el complejo catiónico  $Au(I)$ . Dentro de las ventajas que presenta la tioúrea como disolvente del oro, se destaca su elevada velocidad de disolución y baja toxicidad.

#### 2.1.2.2. MÉTODOS DE LIXIVIACIÓN

En general, la práctica industrial de la lixiviación presenta diferentes sistemas de operación que se seleccionan de acuerdo a factores técnicos y económicos en el análisis de un proyecto.

##### **Lixiviación de lechos fijos (Estática):**

- ) Método de lixiviación in situ, in place
- ) Método de lixiviación en botaderos

- ) Método de lixiviación en pilas
- ) Método de lixiviación en batea

#### **Lixiviación de pulpas (Dinámicas):**

- ) Método de lixiviación por agitación (mecánica, neumático y mixta)
- ) Métodos de lixiviación a presión (en autoclave)

#### **2.1.2.3. PROCESO DE CIANURACIÓN CONVENCIONAL**

En una planta convencional de cianuración se usan los sistemas tradicionales de trituración y molienda para llevar el grado de molienda a un tamaño que indique las pruebas metalúrgicas. Esta molienda generalmente es de 80% a menos 150 mallas a 400 mallas, según las características del mineral. Debe advertirse si el mineral es libre de cianidas y refractarios, que la disolución de los valores empieza en el circuito de la molienda agregándose solución de cianuro. Una parte de los valores quedan disueltos en el circuito de molienda y posteriormente la pulpa ya molida que es bombeada a los hidrociclones para su clasificación los gruesos retornan a la molienda y los finos pasan a los tanques de agitación donde se le da a la pulpa un tiempo de tratamiento que varía de 24 a 72 horas para lograr una recuperación óptima. Munive, *et al.* (2011).

En general cuando se trata de mineral aurífero, el tiempo de tratamiento varía de 10 a 24 horas y cuando se trata de minerales argentíferos, se necesitan hasta 72 horas.

Deben usarse un mínimo de tres tanques cilíndricos para evitar que algunas partículas hagan un corto camino o sea sin pasar por la agitación necesaria. Tanto en los tanques Pachuca como en los tanques mecánicos, se inyectan aire para producir una buena aireación y lograr una mayor actividad del cianuro.

El proceso de la cianuración puede llevarse a efectos de dos maneras:

- ) **Lixiviación cianurada directa.-** Siendo un proceso ideal para menas no refractarias, para minerales en donde el oro se encuentra liberado o es fácilmente lixiviado, tales como disolución directa en una solución alcalina diluida de cianuro, concentración gravitacional y cianuración. Munive, *et al.* (2011).

J) **Lixiviación cianurada indirecta (concentración y cianuración).**- Para minerales refractarios en donde el oro se encuentra íntimamente asociado a otras especies mineralógicas o posee un tamaño microscópico. La concentración gravimétrica y/o por flotación del mineral problema; se hace con el fin de eliminar el material estéril, el cianicida, el refractario y así lograr un concentrado de alto tenor de oro y plata. Munive, *et al.* (2011).

#### 2.1.2.4. QUÍMICA DE LA CIANURACIÓN DE ORO

El principio básico de la cianuración es aquella en que las soluciones alcalinas débiles tienen una reacción directa disolvente preferencial sobre el oro contenido en el mineral.

Las principales teorías de la disolución de oro en la solución cianurada:

**Teoría del oxígeno. (Elsner 1846).** Propone que el oxígeno es fundamental para que se produzca la disolución del oro en la solución de cianuro. La reacción química general del proceso de cianuración de oro es:

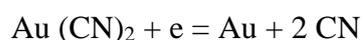


**Teoría de la corrosión. (B. Boonstra 1946),** propone que la disolución de oro en medio cianuro es similar a un proceso de corrosión metálica, en el que oxígeno disuelto se reduce a  $\text{H}_2\text{O}_2$  y  $\text{OH}^-$

#### 2.1.2.5. TERMODINÁMICA DE LA CIANURACIÓN

Los diagramas de Pourbaix que relacionan el potencial de óxido-reducción (Eh) del metal con el pH del medio (ver Figura N° 1), muestran que compuestos como:  $\text{Au (OH)}_3$ ;  $\text{AuO}_2$ ;  $(\text{HAuO}_3)^{-2}$  y también el ion  $(\text{Au})^{+3}$  requieren elevados potenciales Redox (superiores al de la descomposición del oxígeno) para formarse. La lixiviación del oro metálico es, por lo tanto, muy difícil a causa de la gran estabilidad de este último.

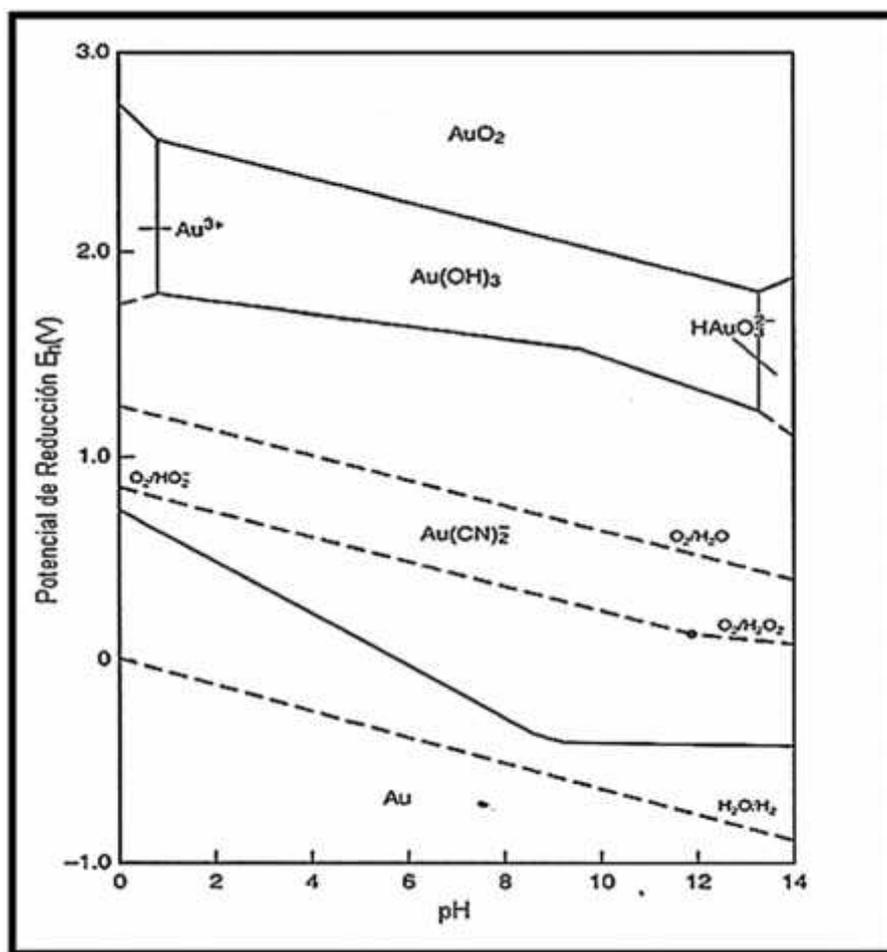
En el diagrama Au-H<sub>2</sub>O-CN, no obstante la reacción:



Se lleva a cabo dentro de los límites de estabilidad del agua. El campo de estabilidad del complejo aurocianuro está limitado por una recta que inicialmente muestra una pendiente pronunciada (efecto de la hidrólisis del cianuro a pH menor

a 9) tornándose luego casi horizontal debido a la acción oxidante del oxígeno en medio básico, hecho que a su vez permite que se haga efectiva la reacción de lixiviación por formación de aurocianuros.

En el mismo gráfico se puede observar que los compuestos  $\text{Au}(\text{OH})_3$ ,  $\text{Au}^{+3}$  y  $(\text{HauO}_3)^{-2}$  son reducidos por la introducción del cianuro.



**Figura 1.** Diagrama de equilibrio potencial Eh-pH para el sistema Au – H<sub>2</sub>O – CN<sup>-</sup> a 25 °C

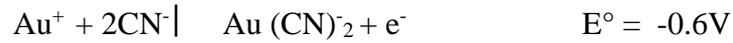
Fuente: Misari, F. 1993

### 2.1.2.6. MECANISMO ELÉCTRO QUÍMICO

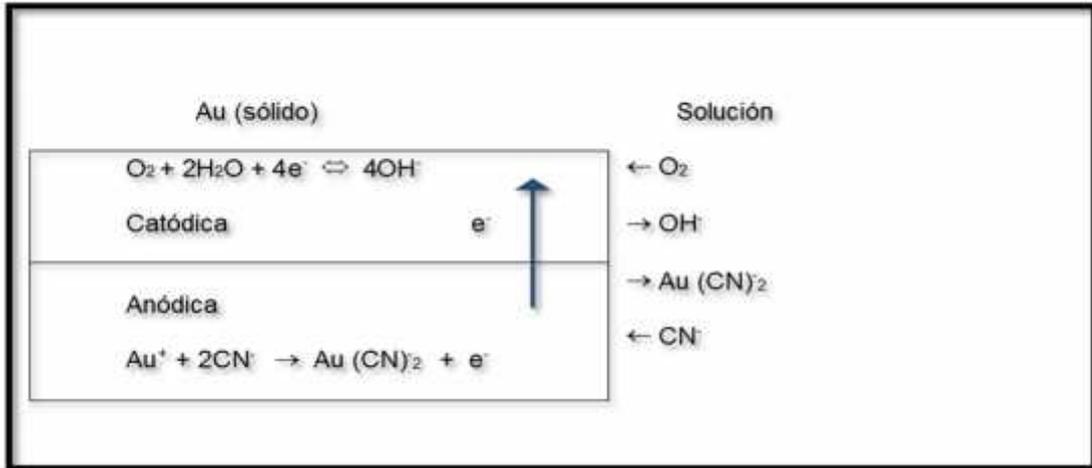
La disolución del oro está regida por los principios electroquímicos de la corrosión, la explicación de este fenómeno se facilita mediante la figura N° 2.

Es la resultante de dos reacciones electroquímicas que se producen simultáneamente.

- a) La reacción de oxidación del oro en medio cianuro, que se produce en un sitio anódico, de polaridad negativa:



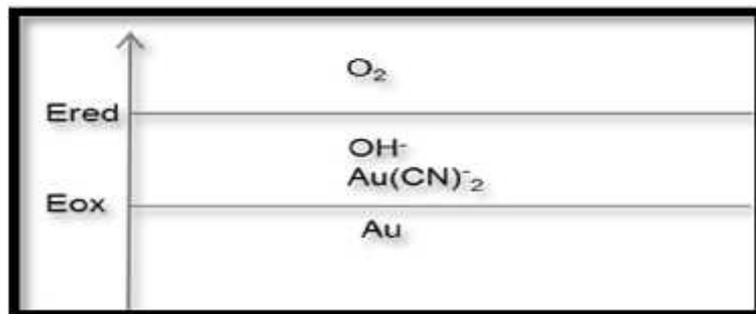
- b) La reacción de reducción del oxígeno disuelto en la solución, que se produce en un sitio catódico, cuya polaridad es positiva:



**Figura 2.** Disolución del oro en medio cianuro

Fuente: Misari, F. 1993

Desde el punto de vista termodinámico, y tal como se representa en la figura N° 2, la reacción de disolución del oro se realizará si el potencial de reducción del oxígeno disuelto ( $E_{red}$ ), es superior al potencial de oxidación del oro ( $E_{ox}$ ). Así como se necesita que  $E_{red} > E_{ox}$ .



**Figura 3.** Potencial de las reacciones parciales de disolución del oro.

Fuente: Misari, F. 1993

### 2.1.2.7. CINÉTICA DE DISOLUCIÓN DEL ORO

Una reacción fisicoquímica en el cual se hallan involucradas una fase sólida y otra líquida se consume en las cinco etapas siguientes:

- ) Difusión de los reactantes desde la solución hasta la interface sólido-líquido.
- ) Adsorción de los reactantes en la superficie del sólido.
- ) Reacción en la superficie.
- ) Desorción de los productos de la reacción de la superficie del sólido.
- ) Difusión de estos productos de la interface sólido-líquido a la solución.

## 2.1.3 DEFINICIÓN DEL CIANURO

### 2.1.3.1. CIANURO

El cianuro es una molécula de carbono (C) y nitrógeno (N) que ocurre naturalmente y existió en la tierra antes del comienzo de la vida y fue uno de los compuestos fundamentales en su evolución. Las principales formas de cianuro producidas por el hombre son el cianuro de hidrógeno gaseoso (HCN) y el cianuro sólido de sodio (NaCN) y de potasio (KCN). Misari, (1993).

Las operaciones mineras para la extracción de oro utilizan soluciones muy diluidas de cianuro de sodio, típicamente entre 0.01% y 0.05% de cianuro (100 a 500 partes por millón). Vargas, (1995).

### 2.1.3.2. PRODUCCIÓN

En el mundo hay tres productores primarios de cianuro sólido, líquido y gaseoso: Dupont y FMC Corporation en los Estados Unidos, ICI, en Inglaterra y Degussa Corporation, en Alemania. La producción anual mundial es de aproximadamente 1.4 millón de toneladas de HCN tal como se mencionó anteriormente el 20% de la producción total de HCN se usa para producir cianuro de sodio (NaCN) y el 80% restante se usa en numerosas actividades industriales, por ejemplo, en la producción de químicos. TECSUP, (1997).

### 2.1.3.3. CIANURO EN SOLUCIONES

Las sales simples de cianuro (como el sodio y potasio) se disuelven y ionizan en agua para formar los respectivos cationes de metal e iones de cianuro libres, como se muestra en:



Los iones de cianuro se hidrolizan en agua para formar iones moleculares de cianuro de hidrógeno (HCN) e hidroxilo (OH<sup>-</sup>)



El cianuro de hidrógeno es un ácido débil que no se disocia por completo en agua de la siguiente manera:

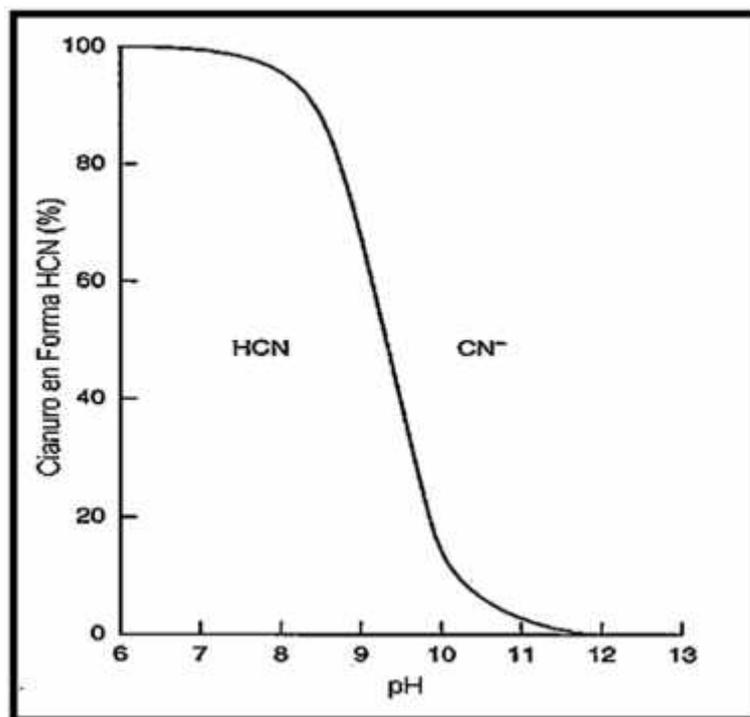


La Figura N° 4. Muestra el alcance de dicha reacción de disociación en equilibrio como una función del pH. En una escala aproximada de pH 9.3, la mitad del cianuro total existe como cianuro de hidrógeno, y la otra mitad, como iones de cianuro libre. La proporción de ácido cianhídrico e ion cianuro presente en la solución de cianuración, depende del pH, de la forma siguiente se muestra en la tabla N°3.

**Tabla 3.** Contenido de HCN en función del pH

pH	HCN (%)	CN <sup>-</sup> (%)
8.4	90	10
9.3	50	50
10.2	10	90

Fuente: Misari. F. 1993

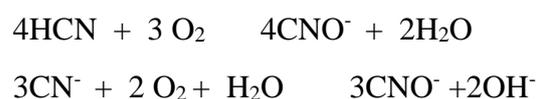


**Figura 4.** Equilibrio HCN/CN<sup>-</sup> en función del pH

Fuente: Misari, F. 1993

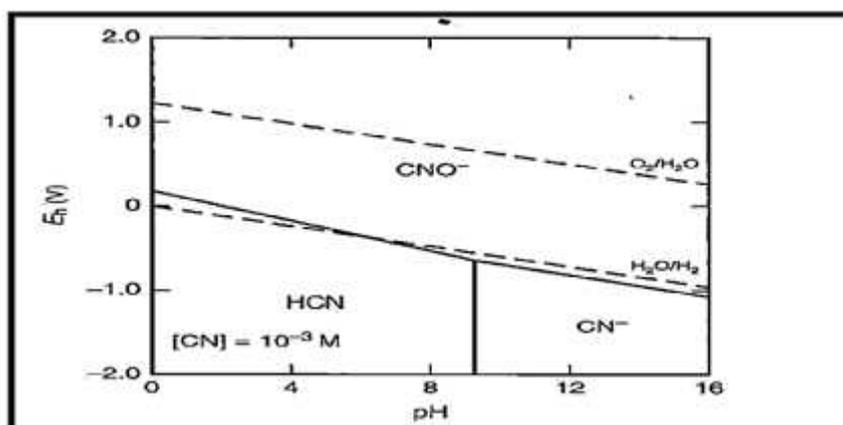
Esto es importante debido a que el cianuro de hidrógeno tiene una presión de vapor relativamente alta (100 kPa a 26 °C); por consiguiente, se volatiliza más fácil en la superficie líquida en condiciones ambientales, causando una pérdida de cianuro de la solución. Como resultado, la mayoría de sistemas de lixiviación con cianuro se operan a un pH que minimice la pérdida de cianuro, por lo general, por encima de pH 10.

Tanto el cianuro de hidrógeno como el cianuro libre pueden oxidarse a cianato en presencia del oxígeno, y bajo las condiciones de oxidación adecuadas, como se muestra en el diagrama Eh-pH para el sistema CN<sup>-</sup>H<sub>2</sub>O, dado en la Figura 4. Las reacciones importantes son de la siguiente manera:



Dichas reacciones son indeseables durante la lixiviación ya que reducen la concentración de cianuro libre; además, las especies de cianato formadas no disuelven el oro.

La Figura N° 5. Indica que la oxidación del cianuro a cianato debe producirse espontáneamente con oxígeno; pero la reacción es muy baja y, en la práctica, se requieren agentes oxidantes fuertes como el ozono ( $O_3$ ), peróxido de hidrógeno ( $H_2O_2$ ) o ácido hipocloroso ( $HOCl$ ) para que la reacción proceda a una velocidad considerable. En soluciones cianuradas aireadas, la reacción es extremadamente baja, pero puede acelerarse mediante la acción de la luz ultravioleta, el calor, las bacterias y catalizadores como el dióxido de titanio, óxido de zinc y sulfuro de cadmio.



**Figura 5.** Eh-pH para el sistema CN-H<sub>2</sub>O a 25 °C

Fuente: Misari, F. 1993.

#### 2.1.3.4. COMPORTAMIENTO DE OTROS MINERALES EN SOLUCIONES CIANURADAS ALCALINAS

Además del oro, muchos otros metales y minerales también se disuelven en soluciones cianuradas alcalinas diluidas. Estas reacciones pueden consumir cianuro y oxígeno, así como producir una serie de especies de solución que pueden reducir la eficiencia de la lixiviación del oro y posteriores procesos de recuperación. La mayoría de metales sulfuros se descomponen rápidamente en soluciones cianuradas alcalinas aireadas para formar iones metálicos, óxidos de metal, o complejos de metal cianuro y diversas especies que contienen azufre, incluyendo iones de tiocianato, sulfuro y tiosulfato.

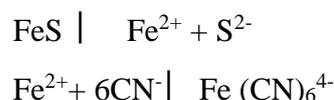
Cuando la disolución de mineral sulfuro es significativa, muchos métodos de pre-tratamiento están disponibles para mejorar las respuestas a la cianuración.

La pre-aireación puede considerarse para minerales que contienen los sulfuros más reactivos (pirrotita y marcasita).

Los minerales de hierro la hematita ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ), magnetita ( $\text{Fe}_3\text{O}_4$ ), goethita ( $\text{FeOOH}$ ), siderita ( $\text{FeCO}_3$ ) y silicatos de hierro son virtualmente insolubles en soluciones cianuradas alcalinas. Algunos carbonatos de hierro, y otros minerales carbonatos complejos, se descomponen en soluciones de baja alcalinidad ( $<\text{pH } 10$ ) en cierta medida; sin embargo, no reaccionan con valores altos de pH. Los minerales de óxido que no se disuelven producen un complejo cianurado Fe (II),  $\text{Fe}(\text{CN})_6^{4-}$ , éste puede oxidarse más adelante a cianuro Fe (III),  $\text{Fe}(\text{CN})_6^{3-}$ , dependiendo de las condiciones de la solución:

### 2.1.3.5. FORMACIÓN DE CIANURO COMPLEJO

Algunos minerales de cobre, zinc, hierro, arsénico, antimonio y/o etc. Que pueden estar asociados con mineral de oro se disuelven en soluciones de cianuro, disminuyendo su contenido. Por ejemplo la pirrotita ( $\text{FeS}$ ):



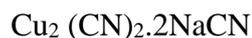
El número de coordinación complejo preferido es 6 y tanto los complejos Fe (II) como Fe (III) son muy estables en soluciones cianuradas alcalinas diluidas. En el estado monovalente el cobre Cu (I), forma una serie de complejos solubles en el medio cianurado:



La cinética de disolución del oro no es afectada por la presencia de estos iones, siempre y cuando se mantenga un exceso de cianuro en el medio lixivante, siendo la relación:

$$\text{CN}_{\text{total en lixiviación}} / \text{Cu}_{\text{total en medio}} \Psi 4$$

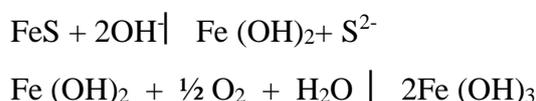
Si el mineral existe en grandes cantidades de cobre que no pueden ser eliminados previo a la cianuración, se debe agregar cianuro en exceso. Cuando en el medio lixiviado existe más de 0.03% de cobre ocurre lo siguiente:



Este compuesto debe ser precipitado en la flotación selectiva. A nivel industrial es permitido que el contenido del cobre en el medio lixiviado no sobrepase a 0.03%, impidiéndose que la disolución del oro sea óptimo.

### 2.1.3.6. CONSUMO DE OXIGENO DE LA DISOLUCIÓN

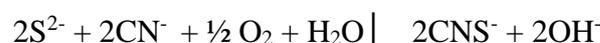
La presencia de oxígeno influye, sobre la disolución puesto que su consumo la retarda. Así por ejemplo, la pirrotita se descompone fácilmente formando hidróxido ferroso que posteriormente se oxida con el oxígeno a hidróxido férrico:



Si la mena contiene en una cantidad considerable de pirrotita, marcasita y piritita, se debe pre-aírear la pulpa antes de agregar el cianuro, para formar a hidróxido férrico  $\text{Fe}(\text{OH})_3$ , evitando la formación de ferrocianuros  $\text{Fe}(\text{CN})_6^{4-}$  y ion sulfuro.

### 2.1.3.7. FORMACIÓN DE TIOCIANATO

Cuando la mena contiene minerales sulfurosos, el ion sulfuro liberado reacciona con cianuro y oxígeno para formar ion tiocianato ( $\text{CNS}^-$ ), el cuál no disuelve al oro en medio alcalino pero si disuelve al oro en medio ácido en el rango de pH de 1-3 en altas temperaturas hasta 85 °C.



### 2.1.3.8. FORMACIÓN DE UNA PELÍCULA SOBRE LA SUPERFICIE DEL METAL:

#### ) Sulfuros

Se conoce bien el efecto retardante del ion sulfuro en soluciones de cianuro. Puede observarse que una cantidad tan pequeña como a 5 ppm retarda la disolución, al formar una película de sulfuro-auroso insoluble sobre el oro, que protege de la disolución.

### ) **Peróxidos**

El ion calcio no tiene efecto con la disolución de oro. Sin embargo, a pH mayor de 11.5 la velocidad de disolución se reduce notablemente, resultante de la descomposición del hidróxido del mismo a la formación de peróxido de calcio, formando por la reacción de calcio con peróxido acumulado en solución):



### ) **Xantatos**

La velocidad de disolución disminuye con la adición de una cantidad tan pequeña como 0.4ppm de xantato etílico de sodio (xantato AERO 325 de la Cyanamid). Esto se presenta cuando se utiliza la flotación, antes del proceso de cianuración. Que da lugar a la aparición de una fina capa de xantato áurico insoluble que evita la disolución del oro.

## **2.1.4. FUNDAMENTOS DE LIXIVIACIÓN**

### **2.1.4.1. DEFINICIÓN**

Comúnmente aplicada a un amplio rango de tipos de mineral, la lixiviación por agitación ha sido utilizada por más de 200 años aproximadamente. La lixiviación por lo general se realiza en tanques de acero. Con esta técnica se obtienen las recuperaciones más altas en tiempos más cortos. Se utiliza en los minerales de leyes más altas, para minerales con tamaños inferiores a 150  $\mu\text{m}$ , existiendo operaciones que trabajan con minerales a 45  $\mu\text{m}$ , para liberar sus valores y exponerlos a la solución lixivante.

La lixiviación por agitación puede realizarse de forma intermitente, continua, en contracorriente, o continuo en paralelo. Se clasifica en:

- ) Agitación mecánica
- ) Agitación neumática
- ) Agitación mixta

Sus ventajas comparativas con otros métodos de lixiviación son:

- ) Alta extracción del elemento a recuperar
- ) Tiempos cortos de procesamiento (horas)
- ) Proceso continuo que permite una gran automatización

- ) Facilidad para tratar menas alteradas o generadoras de finos

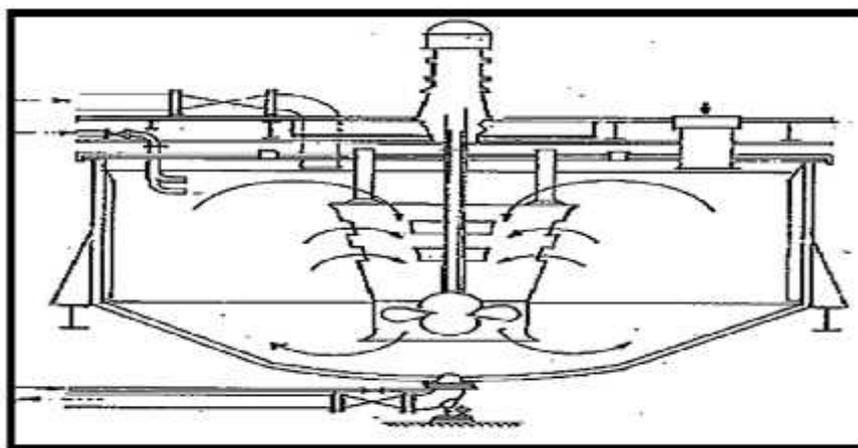
Sus desventajas son:

- ) Un mayor costo de inversión y operación
- ) Necesita una etapa de molienda y una etapa de separación sólido líquido (espesamiento y filtración).

#### 2.1.4.2. AGITACIÓN MECÁNICA

Generalmente el equipo consiste en un recipiente cilíndrico (cerrado o abierto), y un agitador mecánico, montado en un eje suspendido y accionado por un motor eléctrico. Las proporciones del tanque varían ampliamente, dependiendo de la naturaleza del problema de agitación. El fondo del tanque debe ser redondeado, con el fin de eliminar los bordes rectos o regiones en las cuales no penetrarían las corrientes del fluido.

Esta circunstancia provoca la aparición de volúmenes de altas turbulencias en las zonas próximas al agitador mecánico, mientras que en el resto del volumen del tanque se provoca una corriente de circulación de la pulpa que entra y sale de la zona de alta turbulencia de forma continua. Se muestra en la figura N° 6.



**Figura 6.** Tanque de Lixiviación que utiliza para agregar mayor agitación el uso de pro pelás e impulsores axiales.

Fuente: Vargas, 1995

#### Ventajas:

- ) Mineral finamente molido a malla 100(150 $\uparrow$ m), aumentando el área expuesta.

- ) Preferentemente para minerales no porosos o que produzcan muchos finos y especies que requieren drásticas condiciones de operación.
- ) La extracción de metal precioso puede alcanzar el 95%

**Desventajas:**

- ) Se aplica a minerales de leyes altas, que justifican la molienda.
- ) El reactor es de un diseño extremadamente complicado y tiene partes móviles.

**Objetivos:**

- ) Dispersar los sólidos en una emulsión, formando una suspensión homogénea.
- ) Dispersar burbujas de gas en la solución.
- ) Acelerar velocidades de disolución, incrementando la transferencia de masa.

**2.1.4.3. AGITACIÓN NEUMÁTICA**

Se realiza a escala comercial y se emplean los denominados elevadores de aire conocidos en nuestro medio como TANQUE PACHUCA en los cuales se establece una circulación ascendente- descendente de la pulpa lo que facilita la reacción de lixiviación.

Una técnica común es inyectar aire por el vértice del cono del tanque de manera que la pulpa suba a través del tubo hasta la salida y retorne hacia abajo por el espacio anular externo (tiene un ángulo de inclinación de 60°).

En la industria metalúrgica los reactores tipo Pachuca con tres fases se han empleado para el ataque y lixiviación de menas de oro, uranio, cobre, cinc y otros metales no féreos beneficiados por vía hidrometalurgia.

**Ventajas:**

- ) El reactor es de un diseño extremadamente simple y no tiene partes móviles.
- ) Son menos costosas para operar y tienen menos problemas de operación y mantenimiento en comparación con los tanques que se emplean agitación mecánica.
- ) La extracción de metal precioso puede alcanzar el 97%

**Desventajas:**

- ) Se requiere de una molienda más fino a malla 200-400(75 $\mu$ m - 38 $\mu$ m) para lograr una agitación adecuada.
- ) Se aplica a minerales de leyes altas, que justifican la molienda.

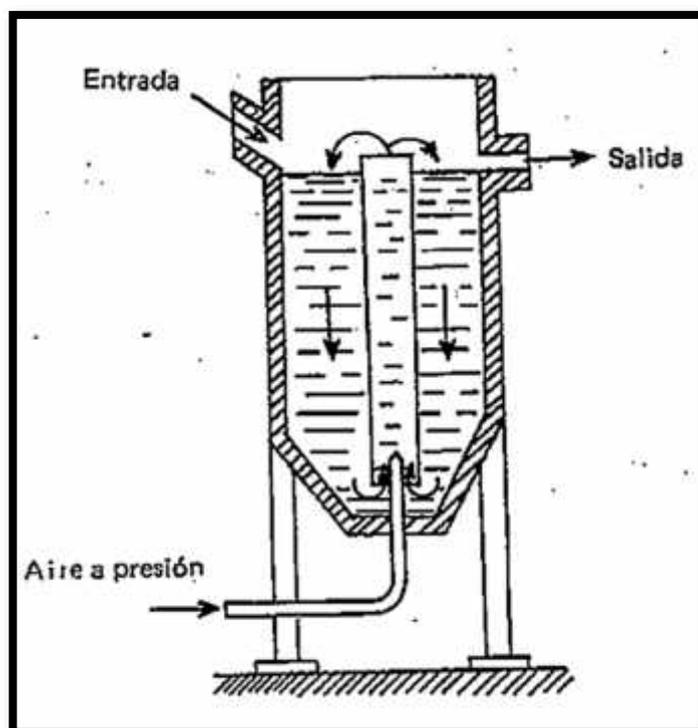
**Objetivos:**

- ) Que debe mantener una suspensión de sólidos en líquidos, que no permita al sólido a sedimentar acumulativamente.
- ) Que la pulpa contenida en el tanque esté aireada.

**Los tanques Pachuca se clasifican** dependiendo de la longitud y la posición del tubo del centro en tres tipos:

- ) Tanque Pachuca con columna en el centro completa
- ) Tanque Pachuca de elevación con aire libre

Se muestra en la figura N° 7. Un tanque con agitador neumático denominado Tanque Pachuca donde el aire entra a 200 kPa directamente al mineral en forma de pulpa, la agitación acelera la disolución y el arrastre de iones metálicos.

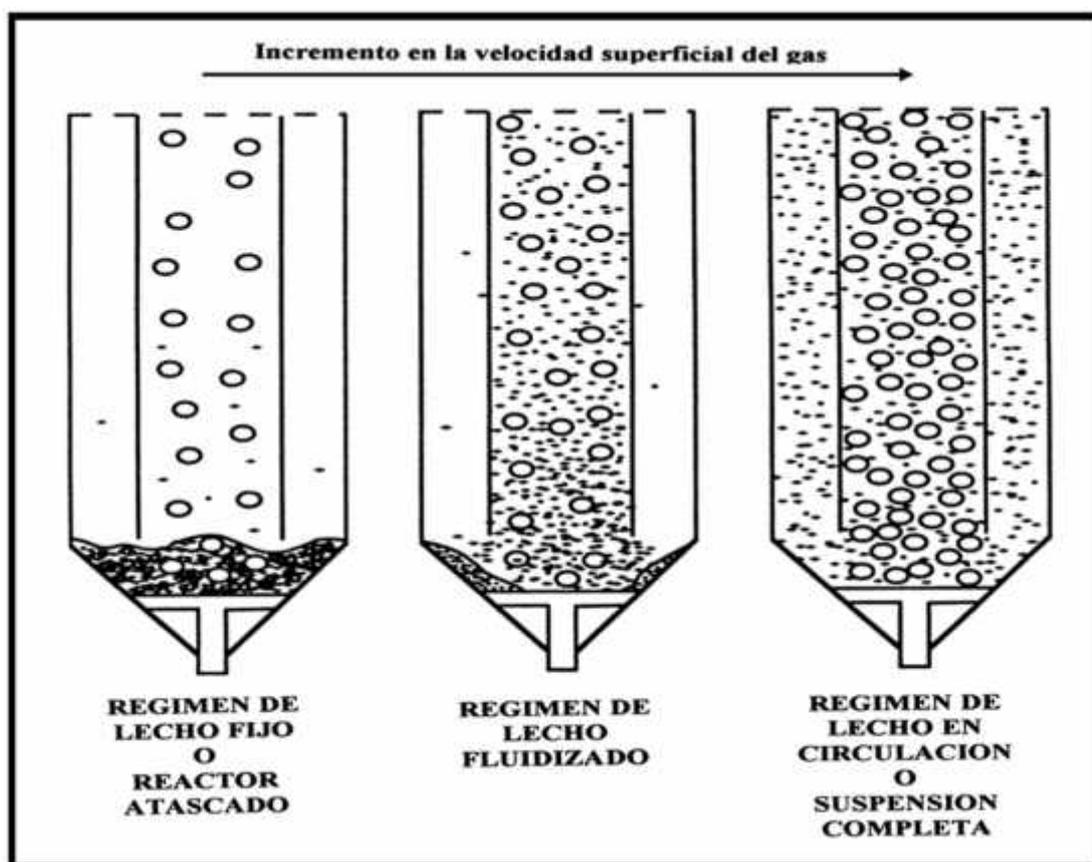


**Figura 7.** Tanque Pachuca con columna centro completa

Fuente: Vargas, 1995

Así, se pueden identificar tres regímenes básicos de flujo en la agitación neumático trifásicos, que en orden creciente a la velocidad del gas inyectado se pueden clasificar de la siguiente forma ver la (figura N° 8).

Tanto los regímenes de lecho fijo como el de lecho fluidizado no son modos deseables de operar, dado que el óptimo contacto entre las tres fases se consigue cuando se alcanza el régimen de lecho circulante.



**Figura 8.** Tanque Pachuca de elevación con aire libre

Fuente: Brañes, 2011

### ➤ GRADO DE MEZCLA CON TRES FASES

Como ya se ha mencionado, la dispersión de una fase gaseosa sobre el seno de una fase líquida o pseudo – homogénea líquido – sólido provoca, en la zona central del reactor, una corriente ascendente de flujo con tres fases en el que la formación de burbujas gaseosas arrastra a la fase continua y conjunta líquido – sólido que posteriormente retorna por las zonas periféricas del tanque. También se ha indicado anteriormente que en las zonas inmediatamente superiores a los dispositivos de

inyección de gas se originan altas velocidades en la fase continua debido al fuerte arrastre producido por la expansión del gas.

Un modelo simplista del flujo en este tipo de etapas de contacto de tres fases con conducto de elevación, podría resumirse como la suma de dos zonas de contribución a la mezcla y homogeneización; la primera correspondería a la zona superior del tanque donde se localiza una fuerte mezcla por el desarrollo de elevadas turbulencias y una segunda zona de menor contribución a la homogeneización del sistema y que correspondería a las zonas donde se produce la circulación de la fase pseudo – homogénea.

#### ➤ **VELOCIDADES MÍNIMAS DE ARRASTRE DE SÓLIDOS Y FENÓMENO DE HISTÉRESIS.**

Jean y Fan estudiaron el efecto que la velocidad del gas ejerce sobre la velocidad terminal de sedimentación de distintos tipos de partículas sólidas en un medio aire – agua. Las conclusiones de su estudio se resumen en que la velocidad terminal de las partículas menores de  $460\mu\text{m}$  no varía considerablemente con la velocidad del gas. Esta exigencia posibilita la máxima superficie de contacto entre fases y a que cuanto menor sea el tamaño de la partícula sólida, menor será la velocidad necesaria del gas inyectado para producir el arrastre de las partículas. Autores como Livingston y Zhang determinaron, como primera aproximación, que la velocidad relativa entre las partículas sólidas y la fase líquida se puede considerar como igual a la velocidad terminal de la partícula sólida en un medio líquido estancado. De este modo se puede considerar que en la zona de elevación o del tubo, la velocidad del sólido es igual a la velocidad del líquido que lo arrastra menos la velocidad de sedimentación de la partícula sólida. Análogamente en la zona de descenso o zona anular, la velocidad de descenso del sólido será la suma de su velocidad de sedimentación sobre un líquido en reposo y la velocidad de descenso del propio líquido.

#### **2.1.4.4. AGITACIÓN MIXTA**

La agitación mecánica asistida con la inyección de aire, ha demostrado un método excelente en los procesos extractivos de metales preciosos. El mineral que se trata por este método debe ser alto tenor y su granulometría debe ser fina (para

los minerales auríferos debe estar en la malla 200 a malla 400), requiere alta inversión de capital, pero este se recupera debido a la dinámica del proceso que suele tomar entre 4 a 24 horas. Las extracciones puede alcanzar el 95% y la concentración de agente lixivante en las soluciones debe estar entre media y alta. Después del proceso de lixiviación, se requiere hacer la separación sólido/líquido, la cual generalmente se ejecuta mediante un lavado en contracorriente para lograr eliminar los sólidos agotados y que no queden impregnados de la solución cargada, para esto se instalan en planta los espesadores y la separación puede hacerse mediante un filtro rotatorio o disco.

#### **2.1.4.5. LIXIVIACIÓN A PRESIÓN (EN AUTOCLAVE)**

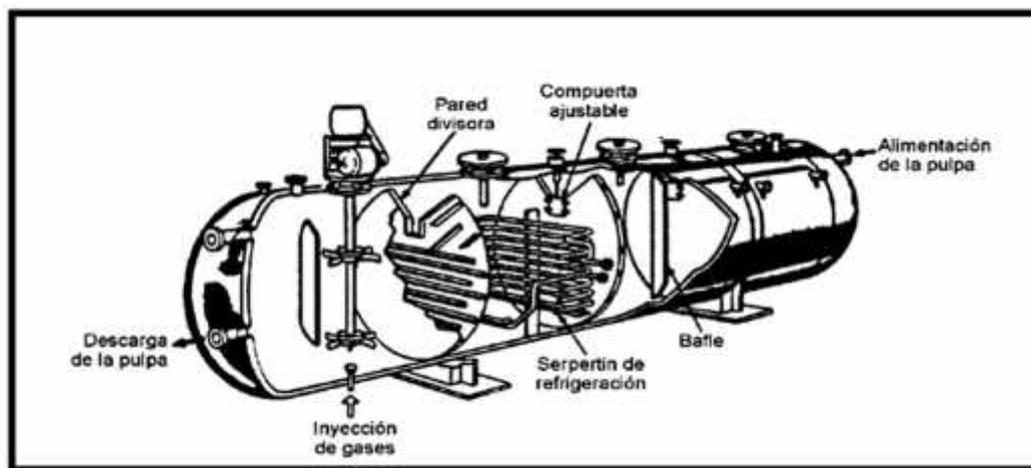
Esta técnica se aplica a concentrado gravimétricos y /o concentrados de flotación. Esta lixiviación se lleva a cabo para aquellos valores que son difíciles de lixiviar y poco solubles a presión atmosférica.

La lixiviación a presión se lleva a cabo en autoclaves que permiten altas temperaturas entre 180-250 °C y presiones, tanto en medio ácido como alcalino; como consecuencia de la misma se produce la oxidación completa de la matriz pirítica, arsenopirítica y carbonatos el oro se libera de las mismas.

El empleo de altas presiones durante la cianuración hace que se consigan altas recuperaciones de oro en complejas que contienen sulfuros, telurios, selenios, arsénico, antimonio y bismuto. El bajo consumo de oxígeno indica una oxidación limitada de los sulfuros y otros contaminantes, y puede decirse que la cianuración se favorece por el aumento de la solubilidad del oxígeno en la disolución.

El tiempo de operación del proceso es de 3-4 horas para cantidades de mineral de 1.5 - 2.5 TM, e incluye tiempos de autoclave de 1-3 horas.

Existe una patente de lixiviación a presión de menas de oro y plata con cianuro, la cual propone la compresión de la mena, cianuro, solución, en un reactor bajo altas presiones de oxígeno (25-130 atm). Los tiempos de retención en el reactor son de 10-25 min, obteniéndose recuperaciones de oro del 94-97% y se muestra en la figura N° 9.



**Figura 9.** Lixiviación a presión en autoclave

Fuente: Brañes, 2011

#### 2.1.4.6. PATRONES DE FLUJOS MECÁNICOS

El tipo de flujo que se produce en un tanque agitado, depende del tipo de rodete, de las características del fluido y del tamaño y proporciones del tanque, placas deflectoras y agitador.

La velocidad del fluido en un punto del tanque tiene tres componentes y el tipo de flujo global en el mismo, depende de las variaciones de estas tres componentes de la velocidad, de un punto a otro.

La primera componente de velocidad es radial y actúa en dirección perpendicular al eje del rodete. La segunda es longitudinal y actúa en dirección paralela al eje. La tercera es tangencial o rotacional, y actúa en dirección tangencial a la trayectoria circular descrita por el rodete.

#### 2.1.4.7. PREVENCIÓN DE LOS REMOLINOS

**Colocando el agitador fuera del eje central del tanque.** - En tanques pequeños se debe colocar el rodete separado del centro del tanque, de tal manera que el eje del agitador no coincida con el eje central del tanque. En tanques mayores el agitador puede montarse en forma lateral, con el eje en un plano horizontal, pero no en la dirección del radio.

**Instalando placas deflectoras.** - Estas son placas verticales perpendiculares a la pared del tanque. En tanques pequeños son suficientes 4 placas deflectoras, para

evitar remolinos y formación de vórtice. El ancho de las placas no debe ser mayor que un doceavo del diámetro del tanque. Cuando se usan agitadores de hélice, el ancho de la placa puede ser de un octavo del diámetro del tanque.

## **2.1.5. CIANURACIÓN CONVENCIONAL POR AGITACIÓN**

### **2.1.5.1. CONMINUCIÓN**

Los minerales a beneficiar por el proceso metalúrgico, son extraídos de concesiones formalizadas de “Minera Aruntani SAC” y serán recepcionados y almacenados en plataformas de almacenamiento o canchas de minerales.

El material que previamente ha sido muestreado, pesado y descargado en la plataforma de almacenamiento (luego será alimentado a la tolva de minerales gruesos). Conminución tiene dos etapas:

### **2.1.5.2. ETAPA DE CHANCADO**

La tolva metálica de gruesos, la cual contará en su parte inferior con un alimentador de faja transportadora de mineral fresco que abastecerá a la chancadora primaria de mandíbulas, el producto de esta será recepcionada por una faja transportadora primaria, la cual enviará y alimentará a una zaranda vibratoria de un solo piso, obteniéndose dos productos.

El pasante será decepcionado por una faja transportadora larga, la cual enviará a la tolva de finos de recepción de minerales y el producto rechazado de la zaranda abastecerá a la chancadora secundaria cónica cuyo producto es la carga circulante y será decepcionada también por la faja transportadora primaria, la cual formará un circuito cerrado entre la chancadora secundaria, faja transportadora primaria, faja transportadora secundaria, zaranda vibratoria.

El O/S (Overzise) de la zaranda será direccionado a la chancadora secundaria y el producto pasante de la zaranda U/S (Underzise) será decepcionada por una faja transportadora larga, la cual enviará a la tolva de mineral fino de recepción de minerales, el mineral chancado es de ( $\frac{1}{2}$  “).

### 2.1.5.3. ETAPA DE MOLIENDA

Desde la tolva de mineral fino ( $\frac{1}{2}$  “) donde se trasladará el material por medio de una faja transportadora a la sección molienda, en la que existirá una molienda primaria y molienda secundaria integrada con sistemas de clasificación y recirculación de carga, utilizándose para ello hidrociclones.

El circuito está conformado por dos medidas de molinos de bolas un molino primario y unos molinos secundarios de remolienda, destinados a la molienda del mineral que proviene de la sección chancado y que ingresará con una malla ( $\frac{1}{2}$ ”), estos molinos tendrán las siguientes características:

- ) molino de bolas primario 4' x 5'
- ) molino de bolas de remolienda 4' x 4'

La tolva metálica de finos distribuirá por gravedad a una faja transportadora, pasará por una balanza automática para el control de peso de mineral TM/hr y abastecerá al molino de bolas, obteniéndose como producto final un material mixto entre intermedios y finos.

Estos productos (pulpa), de la descarga del molino pasa a una caja colector y junto a ella una bomba para abastecer pulpa a un hidrociclón para su clasificación, las pulpas con fragmentos finos irán directamente a la etapa de flotación (celdas de flotación), y el producto de pulpa gruesa del hidrociclón servirá de alimento al segundo molino (remolienda) en forma de carga circulante.

### 2.1.6. CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA

Los métodos de separación gravimétrica se usan para tratar una gran variedad de minerales, que varían desde los sulfuros pesados como la galena (peso específico 7.5) hasta el carbón (peso específico 1.3), y tamaños de partículas en algunos casos por debajo de 50  $\mu\text{m}$ . Las plantas de concentración gravimétrica tienen dos propósitos:

- ) Separación de acuerdo a una clasificación por tamaños, minerales de la misma densidad (clasificación).
- ) Separación de acuerdo a diferentes densidades de minerales de aproximadamente el mismo rango de tamaño (concentración).

La concentración gravimétrica separa minerales de diferentes densidades debido a un movimiento relativo debido a la gravedad y otras fuerzas, como la que ofrece al movimiento de un cuerpo un fluido viscoso, como el agua, aire, etc.

Los equipos más conocidos de separación gravimétrica de oro son: Jigs, canaletas, conos, espirales, mesas concentradoras, concentradores centrífugos.

➤ **Jigs.-** Son normalmente usado para concentrar material relativamente grueso y, si el material de alimentación es relativamente uniforme, entre 3 – 10 mm, y si la diferencia de pesos específicos es mayor la separación será mejor.

➤ **Concentradores centrífugos.** - Los concentradores centrífugos constituyen la principal innovación realizada a los implementos de concentración gravimétrica de oro. En un tiempo muy corto, han ganado gran aceptación para la recuperación gravimétrica de oro en minas grandes; frecuentemente en los circuitos de molienda para separar oro libre y evitar sobre molienda y antes de plantas de cianuración o flotación para recuperar el oro grueso.

Los tipos de concentradores centrífugos más utilizados están basados en el mismo principio pero difieren en su diseño técnico. Se encuentran los concentradores Knelson, Knudsen y Falcón.

### 2.1.7. FLOTACIÓN

La flotación es un método para concentrar minerales finamente molidos. Consiste en separar el mineral de la ganga, haciendo flotar las partículas del primero, mediante burbujas de aire y hundirlas del segundo, en un líquido de densidad inferior a ambos.

En la flotación se aprovechan las diferentes características físico-químicas de la superficie de los minerales para el proceso de separación: algunos minerales en una pulpa de grano fino se vuelven hidrófobos añadiéndoles reactivos (colectores, activadores). El aire inyectado al tanque (celda de flotación) que contiene la pulpa lleva las partículas hidrófobas a la superficie, donde flotan en forma de espuma, y entonces se retira. Gracias a las variaciones de pH de la pulpa y a los reactivos adicionados, se puede recuperar selectivamente diferentes minerales.

La flotación se utiliza muy poco en la minería aurífera para sólo recuperar oro libre, y sí más a menudo para recuperar sulfuros auríferos junto con el oro liberado (flotación selectiva). Existen diferentes tipos de celdas de flotación en uso, en las que se combina la agitación de la pulpa y su aireación. Esto funciona solamente para un tamaño limitado de granos, debido a que el oro más grueso, por su masa, no flota tan fácilmente. También es difícil hacer flotar las partículas ultra finas. Sin embargo, en un tamaño de grano apropiado (aproximadamente 100 a 20  $\mu\text{m}$ ), la separación del oro y sulfuros puede funcionar (ver la figura N° 10).

### Reactivos o Agentes de Flotación

Son sustancias que se agregan a la pulpa para producir la flotación. Se clasifican de la siguiente manera:

- ) Espumantes
- ) Colectores
- ) Modificadores (reguladores)

✓ **Espumantes:** Los espumantes utilizados son compuestos orgánicos heteropolares que contienen grupos funcionales alcohol (OH), carboxilo (CO.OH), amidas (CONH<sub>2</sub>), etc.

Los espumantes comerciales más importantes incluyen:

C<sub>5</sub>H<sub>11</sub>OH Alcohol amílico

CH<sub>3</sub>-C<sub>6</sub>H<sub>4</sub>-OH Cresol (en ácido cresílico)

C<sub>10</sub>-H<sub>17</sub>-OH Terpinol (en aceite de pino)

✓ **Colectores:** El objeto de estas sustancias es unir las burbujas de aire a las partículas minerales que deben flotar y producir el enriquecimiento de la espuma en mineral. Los xantatos usados como reactivos para flotación son sales de sodio y potasio del ácido xántico (o ditiocarbónico). Xantato AERO 343(Z-11).- Xantato Isopropílico de Sodio y Xantato AERO 350(Z-6).- Xantato Amílico de potasio.

✓ **Modificadores.**-Estas sustancias en presencia de colectores y espumantes actúan sobre las propiedades superficiales del mineral modificando su flotabilidad.

Se clasifican según el resultado que se consigue por su agregado a la pulpa en:

- ) **Depresores:** reducen la flotabilidad de los minerales que no quieren flotarse. Ejemplos de estos son: cianuros, sulfitos y álcalis.

- J) **Agentes re flotadores (activadores):** favorece al mineral para que se forme con el colector la película polar – no polar necesaria para la flotación. Pueden también dar flotabilidad a los minerales que previamente fueron deprimidos.  $\text{CuSO}_4$  para activar la arsenopirita en presencia de metales básicos como plomo, zinc y cobre.
- J) **Modificadores de pH:**  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  modificador de pH que sirve para separar sulfuros y dispersar lamas; es el más usado en la flotación de oro. Como depresor es más usado el silicato de sodio para deprimir cuarzo, silicatos.



**Figura 10.** Celda de flotación

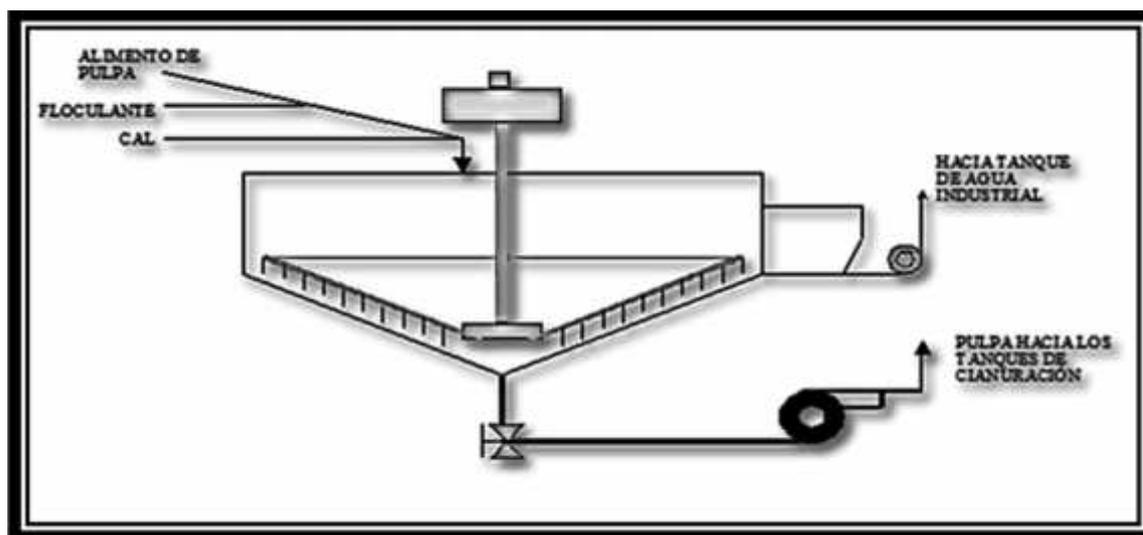
Fuente: Porras, 1998

Otra combinación de reactivos muy usada para menas de oro. El promotor AERO404 y el promotor AEROFLOAT 242. El primer promotor actúa como colector principal, mientras que el AERO FLOAT 242 actúa como espumante y colector.

#### **2.1.7.1. CIRCUITO DE ESPESAMIENTO**

Consiste en un tanque, un medio para introducir la alimentación con un mínimo de turbulencia, un mecanismo de rastrillo propulsado para mover los sólidos asentados hasta un punto de descarga, un medio para retirar los sólidos espesados y otro para eliminar el líquido clarificado (figura N° 12). Es impulsado por un motor mediante una transmisión de engranajes. Se sujetan dos brazos de

rastrillo al eje central, estos brazos tienen suficientes aspas para raspar el fondo dos veces por revolución y dos brazos cortos adicionales para rastrillar el área interna cuatro veces por revolución con el fin de retirar las grandes cantidades de partículas gruesas que se asientan cerca del centro. Los raspadores cónicos atornillados al eje central impiden que se atasque el cono de descarga del fondo. El lodo se extrae con una bomba de diafragma. Se utilizan unidades pequeñas de aproximadamente 2 metros de diámetro para tratar 100 kg/hr. Hasta máquinas de 100 metros de diámetro para tratar 750 tn de sólidos por hora.



**Figura 11.** Es pesador empleado en la planta concentradora.

Fuente: Porras, 1998

### 2.1.7.2. CICLO DE CIANURACIÓN

Después de ser finamente molido el mineral pasa al tanque espesador donde la pulpa va a sedimentar antes de sedimentar se hará un lavado alcalino y a la vez ésta es preparada para la etapa de cianuración ya que la cianuración se realiza en condiciones alcalinas, con el fin de evitar la pérdida al formarse el HCN y además que es peligroso para el ambiente de trabajo.

La pulpa es introducida en cuatro tanques de cianuración que están en serie de 8-30 pies de diámetro por 8-30 pies de alto con una capacidad aproximada de 11.5-600 m<sup>3</sup> en cada tanque con un mecanismo central de agitación donde el aire ingresa por el eje hueco del agitador. En el primer tanque se alimenta la pulpa con una densidad promedio de 1370 g/L, al primer tanque se le añade cianuro de sodio

con una fuerza de 0.025% -0.030% en el segundo tanque la fuerza de cianuro es de 0.025, en tercer tanque es 0.023 y el cuarto tanque debe estar a 0.020% NaCN.

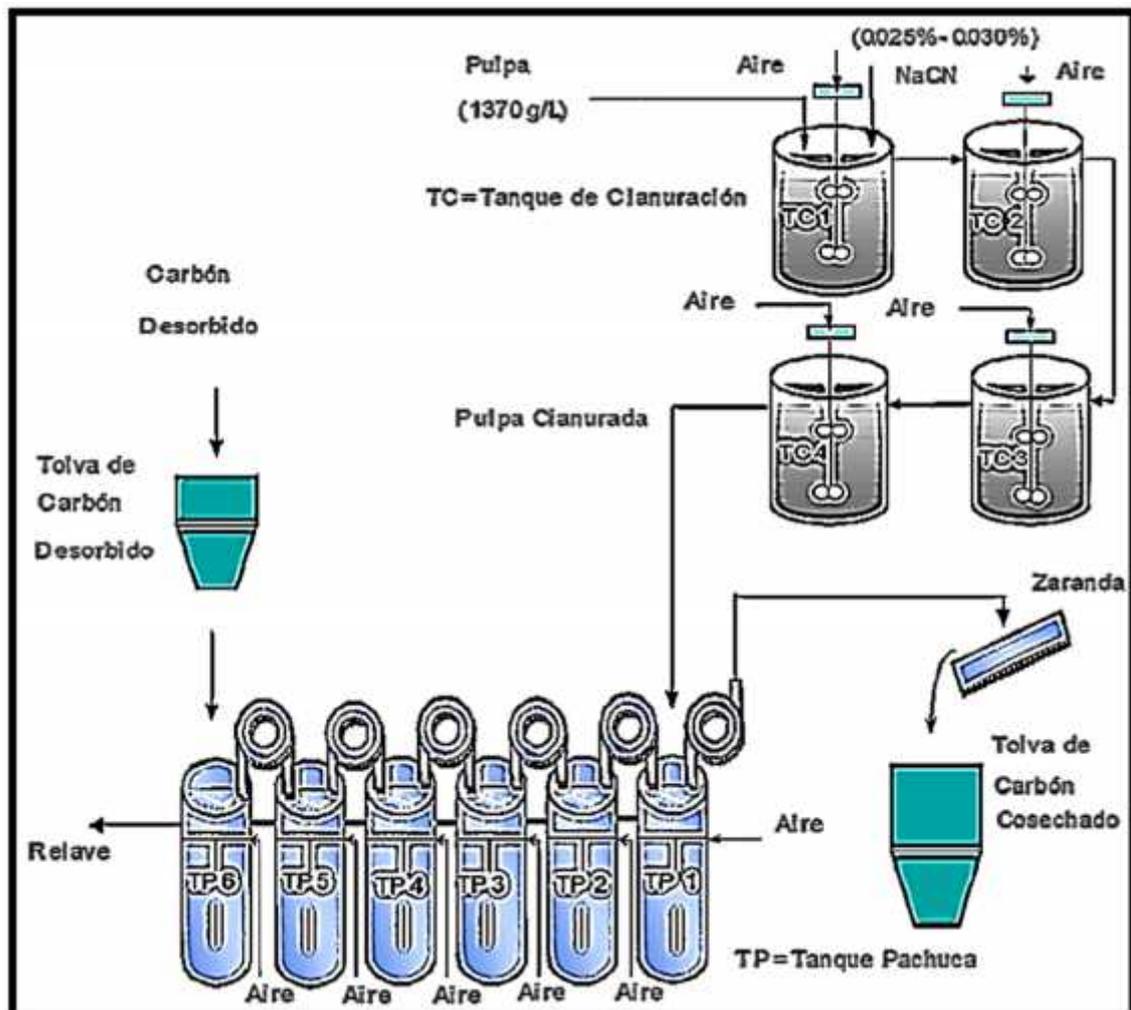


Figura 12. Esquema del circuito de cianuración- adsorción.

Fuente: Porras, 1998

### 2.1.8 OPTIMIZACION DE LOS PARAMETROS DURANTE LA LIXIVIACION

Las principales variables que se deben tener en cuenta para la optimización durante el proceso de cianuración son:

❖ **Tamaño de las partículas**

La velocidad de disolución es directamente proporcional al área de la superficie expuesta del oro y otros factores particulares. Cuando se presenta oro

grueso libre en la mena, la práctica generalizada es recuperarlo por medio de gravimetría, antes de la cianuración, ya que las partículas gruesas podrían no disolverse en el tiempo disponible de cianuración. Munive, 2011. *et al.* encontró la velocidad máxima de disolución de oro es de  $3.25 \text{ mg/cm}^2/\text{hr}$ , una partícula de oro  $44 \mu\text{m}$  de espesor se disuelve aproximadamente 13 horas, una partícula de oro  $150 \mu\text{m}$  de espesor se disuelve aproximadamente 44 horas.

En general, la velocidad de disolución aumenta con el menor tamaño de partícula (mayor liberación de oro). El grado de molienda debe ser lo suficiente para ser lixiviado por agitación se muele de un tamaño que se optimice la recuperación de oro y la disminución de costos, regularmente al 80% está entre  $150 \mu\text{m}$  y  $45 \mu\text{m}$ . Cada vez la lixiviación por agitación es considerada para materiales muy finamente molidos y ultra finos, los concentrados se han convertido de 7 a  $10 \mu\text{m}$  para liberar el contenido de oro en matrices de minerales sulfurosos refractarios o no refractarios antes del procesamiento de lixiviación agitada.

#### ❖ **Densidad de la pulpa**

Usualmente, la lixiviación se realiza a densidades de pulpa de sólidos de entre 35% y 50%, dependiendo de la gravedad específica de los sólidos, el tamaño de la partícula y la presencia de minerales que afectan la viscosidad de la pulpa (arcilla). Los fenómenos de transferencia de masa se maximizan a densidades bajas de pulpa. El fenómeno de transporte de masa es maximizado en densidades bajas de la mezcla; sin embargo, el tiempo de retención de sólidos en un volumen fijo en el equipo de lixiviación incrementa el aumento de densidad.

#### ❖ **pH**

Alcali, requerido para el control y modificación del pH de la mezcla, siempre debe ser añadido antes de la adición de cianuro para proveer protección de alcalinidad, el cual previene la pérdida excesiva de cianuro por hidrólisis. El hidróxido de calcio (cal apagada,  $\text{Ca}(\text{OH})_2$ ) o hidróxido de sodio pueden utilizarse para la modificación de pH. El hidróxido de calcio es el más barato de los dos, pero es menos soluble y produce soluciones que son mucho más susceptibles a la precipitación con sal y formación de incrustaciones.

### ❖ **Cal**

La cal viva (CaO) es a veces utilizada debido a que es menos costosa que la cal apagada, pero es menos efectiva para la modificación del pH, generalmente se requieren concentraciones de hidróxido de calcio de 0.15 a 0.25 g/L para alcanzar el rango de pH deseado para la lixiviación (es decir, pH 10.5 a 11.5). Las funciones de hidróxido de calcio en la cianuración son las siguientes:

- ) Evitar pérdidas de cianuro por hidrólisis.
- ) Evitar pérdidas de cianuro por acción del CO<sub>2</sub> del aire.
- ) Descompone los bicarbonatos en el agua antes de ser usados en cianuración.
- ) Neutralizar los componentes ácidos tales como sales ferrosas, sales férricas y sulfato de magnesio en el agua antes de adicionar al circuito de cianuro.
- ) Neutralizar los compuestos ácidos que resultan a partir de la descomposición de varios minerales en solución de cianuro.
- ) Facilita a la sedimentación de las partículas finas de modo que pueda separársela solución rica clara de la mena cianurada.

### ❖ **Temperatura**

La velocidad de disolución del oro se incrementa con la temperatura, hasta un máximo de 85 °C. Por otra parte, el contenido de oxígeno, de la solución podrá disminuir con incremento de temperatura. El alto costo asociado a dicho incremento en la temperatura raramente puede justificarse para el tratamiento de materiales de baja ley; frecuentemente se aplica temperatura ambiente.

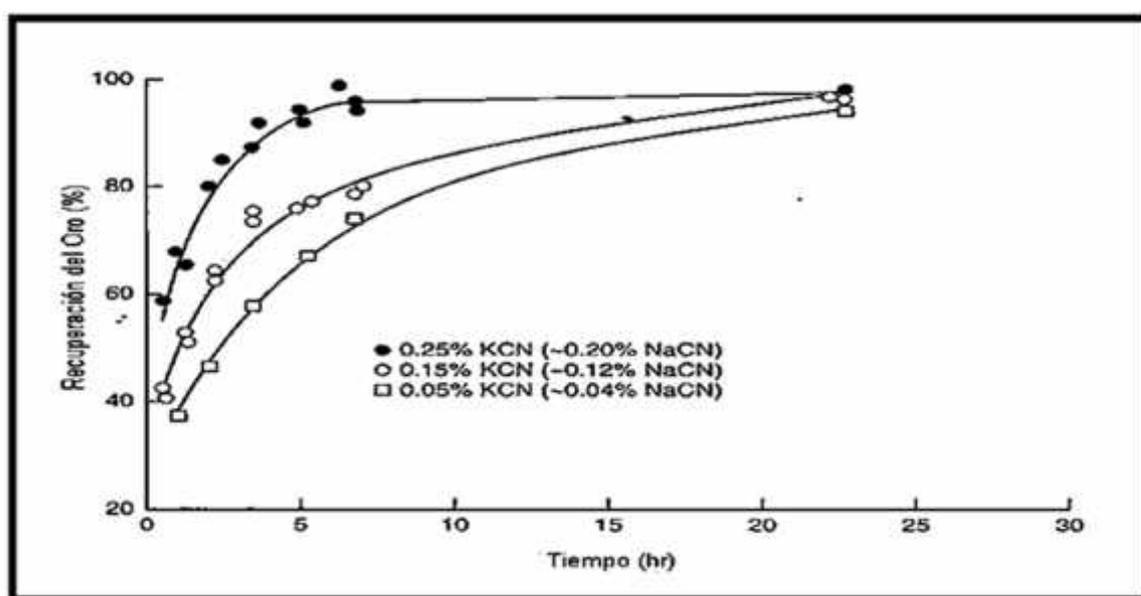
### ❖ **Concentración de la solución de cianuro**

El cianuro puede ser añadido antes del circuito lixivante, esto es, durante la molienda, o en la primera etapa de lixiviación. Sub-secuente la adición de reactivos puede ser hecha más tarde dentro de las etapas de lixiviación para mantener el impulso de la concentración de cianuro para maximizar la disolución del oro. Se ha determinado, con valores experimentales y prácticos, que es adecuado tener una relación [CN<sup>-</sup>]/[O<sub>2</sub>] cercana a 6, para tener la máxima velocidad de disolución de oro.

En ausencia de minerales consumibles de cianuro en el oro o concentrado a lixiviar, se usan en la práctica los siguientes rangos de concentración de cianuro

de 0.05 a 0.5 g/L NaCN, y entre 0.15 a 0.30 g/L NaCN. Regularmente el consumo de cianuro observado en los sistemas de lixiviación agitada para molienda libre de minerales consumibles es de alrededor de 0.25 a 0.75 kg/tn, se puede observar en la (Figura N° 13 y que muestra que el incremento de las velocidades de disolución se alcanza a 0.25% de cianuro de potasio (KCN) (0.10% o 0.04 M de  $\text{CN}^-$ ) comparado con las bajas concentraciones de NaCN.

Las concentraciones de cianuro son monitoreadas normalmente mediante técnicas manuales de titulación o menos comúnmente, mediante analizadores online, basados en las técnicas de titulación, colorimétricas, potenciométricas y de electrodos de ion específico.



**Figura 13.** Efecto de la concentración de cianuro en la recuperación del oro

Fuente: Brañes, 2011

#### ❖ Concentración de oxígeno

El oxígeno es un elemento indispensable en la disolución del oro y plata (aireación de la pulpa); siendo el aire atmosférico la fuente de oxígeno utilizado en el proceso de cianuración. Usualmente, la concentración de oxígeno disuelto puede ser mantenida, o incluso ligeramente por encima, de los niveles de saturación calculadas con aire (8.2 mg/L  $\text{O}_2$  a 25 °C a nivel del mar). Ver la tabla N° 4. La

cantidad de oxígeno disuelto en soluciones diluidas de cianuro depende de cuatro parámetros:

- ) La altitud (presión barométrica)
- ) La temperatura de la solución
- ) El tipo e intensidad de agitación
- ) La fuerza o intensidad iónica de la solución

En algunos casos, particularmente cuando se tratan minerales que contienen minerales consumidores de oxígeno, se ha añadido oxígeno puro o peróxido de hidrógeno para incrementar las concentraciones de oxígeno disuelto por encima de aquellos alcanzables con sistemas de aspersión de aire simples. Las opiniones sobre el mejor método para introducir aire en los tanques de lixiviación varían, lo cual incluye la aspersión de aire:

- ) Al fondo del tanque (puntos de adición simples o múltiples)
- ) Por debajo del eje del agitador

El óptimo sistema de aspersión depende de la geometría de los tanques de lixiviación. Es común en el proceso convencional de cianuración, mantener una agitación que permita la aireación continua de la pulpa de lixiviación.

En los diseños de tanques agitados, se han introducido accesorios que aumentan la aireación en el proceso. Se ha sugerido que las altas concentraciones de oxígeno disuelto  $>20$  mg/L pueden causar la pasivación de la superficie del oro debido a la formación de capas de óxido.

**Tabla 4.** Concentración de equilibrio del oxígeno disuelto (del aire conteniendo 21% de O<sub>2</sub>) en agua a varias temperaturas y altitudes (valores en mg/L)

Temperatura °C	Nivel del mar (760)	Altitud de 914m (680)	Altitud de 1,828 (610mm)
0	14.16	13.1	11.7
5	12.8	11.4	10.3
10	11.3	10.1	9.1
15	10.1	9.0	8.1
20	9.1	8.2	7.3
25	8.3	7.3	6.6
30	7.5	6.7	6.1
35	7.0	6.2	5.6
40	6.5	5.7	5.2
45	6.0	5.3	4.8
50	5.6	4.9	4.5
60	4.8	4.2	3.8
70	3.9	3.4	3.0
80	2.9	2.4	2.0
90	1.7	1.1	0.7
100	0	0	0

Fuente: Brañes, 2011

#### ❖ **Agitación**

La disolución de oro frecuentemente es controlada por transferencia de masa bajo las condiciones normalmente aplicadas para la lixiviación con cianuro; por lo tanto, la velocidad depende del espesor de la capa de difusión y características de la mezcla de la solución total. El aumento de la agitación incrementa la velocidad de disolución al máximo, por encima de los cuales, la agitación tiene un pequeño o nulo beneficio adicional. El espesor de la capa de difusión es minimizado mediante la maximización de los caudales de solución que pasan sobre las partículas sólidas. En los sistemas de lixiviación en pulpa esto se logra mediante la mezcla de sólidos y soluciones con aire o mediante la agitación mecánica.

#### ❖ **Tiempo de Residencia**

Los requerimientos del tiempo de residencia varían dependiendo de las características de lixiviación del material tratado y deben determinarse mediante una prueba de trabajo metalúrgica. Los tiempos de lixiviación aplicados en la práctica varían de unas horas a varios días. La lixiviación frecuentemente se realiza de 4 a 10 etapas, con el volumen de la etapa individual y el número de etapas dependiendo de la velocidad de flujo de la pulpa, tiempo de residencia requerido y eficiencia del equipo de mezcla utilizado.

#### ❖ **Iones extraños**

Los iones extraños en el proceso de cianuración pueden tener un efecto acelerante o retardante; las sales de plomo y las sales de mercurio en pequeñas cantidades aceleran la disolución. Aunque se ha encontrado que la adición de iones de plomo para obtener concentraciones de 1 a 10 mg/L es beneficiosa para cancelar el efecto inhibitor de los sulfuros. En exceso concentraciones de plomo de 20 mg/L retardan la disolución del oro.

### **2.1.9. ADSORCIÓN CON CARBÓN ACTIVADO CIP**

El circuito de carbón en pulpa difiere del circuito del Merrill-Crowe en que después de la cianuración convencional, la pulpa se transfiere a los circuitos de adsorción de oro, el cual consiste en varios tanques Pachuca o tanques de agitación mecánica en serie (tres o más). La pulpa lixiviada se alimenta a un extremo y fluye en contracorriente a la pulpa.

Después de los tanques de cianuración la pulpa ingresa a los tanques Pachuca de adsorción enumerados del 1 al 6 donde el carbón activado adsorbe los valores lixiviados de la pulpa. Estos tanques son agitados mediante inyección de aire y contiene 5 bombas de trasiego marca Bredel donde al momento de la cosecha el carbón es traspasado de una Pachuca a otra el traspaso se realiza de la Pachuca 6 hasta el 1 donde el carbón desorbido ingresa en la Pachuca 6 y 1 a cosecha se realiza cuando la ley del carbón es mayor de 200 g/TM en el Pachuca 1. En las condiciones actuales de volumen disponible en las seis Pachucas (8'x 8') y el tonelaje procesado, el tiempo de retención de las partículas de mineral

entre la primera y la última Pachuca es de 5 horas. Se muestra en la (figura N° 12).

**Desorción-Electrodeposición.** -El carbón al ser extraído del primer agitador será colocado en un tanque abierto existente y con actual capacidad instalado para el tratamiento de los volúmenes proyectados de la planta de beneficio.

Dicho carbón estará bajo la acción de una solución re circulante compuesta de 10% de alcohol, 0,1 % de cianuro y 2 % de soda cáustica en agua destilada a temperaturas entre 60 °C a 70 °C, esta solución será alimentada por la parte inferior del tanque y descargándose por la parte superior del mismo.

Se obtendrán dos productos carbón activado cargado con oro y la otra parte es el relave que viene a ser una pulpa de desecho, constituida por mineral de ganga, y pequeñas concentraciones de cianuro disuelto en agua, los cuales serán enviados a la cancha de relaves para la sedimentación y posterior recuperación del agua.

Luego se bombea a las celdas electrolíticas, donde el oro y la plata son tratados sobre cátodos de lana de acero. Estos cátodos cuando tiene carga suficiente son fundidos

El carbón es regenerado por lavado ácido, calentamiento y molienda por atricción. El carbón producto del proceso de adsorción tiende a perder su eficiencia por las impurezas y elementos diversos que suele absorber en su superficie. Por esta razón, el carbón desorbido es sometido a un lavado en ácido clorhídrico con agitación de aire. Al término de la operación el carbón recupera gran parte del grado de eficiencia de adsorción.

#### **2.1.9.1. PRECIPITACIÓN CON POLVO DE ZINC**

En el proceso de recuperación convencional Merrill – Crowe, la solución rica es separada de los sólidos en la pulpa por espesamiento y /o filtración, seguida por clarificación en arena diatomácea. Luego se quita el oxígeno de la solución mediante una torre de vacío, agregándose polvo de zinc para precipitar el oro. El

zinc cargado de oro se separa de la solución estéril por filtros – prensa o filtros de placas, luego el precipitado es secado y fundido. Recomendado para soluciones que contienen altas concentraciones de oro y/o plata. Este proceso tiene bastante aplicación en México, Perú, etc. debido a las altas recuperaciones que se obtienen (99.5%) y su bien definida tecnología.

El proceso involucra las siguientes etapas:

- ) Clarificación de la solución cargada en oro y plata.
- ) Eliminación del oxígeno de la solución (vacío).
- ) Adición de polvo de zinc a la solución ya libre de oxígeno.
- ) Recolección del precipitado en el filtro prensa.
- ) Fundición del precipitado.

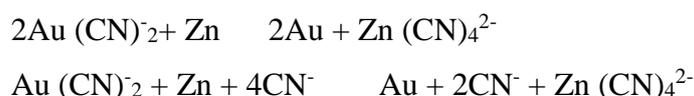
La clarificación y la de aireación o desoxigenación de la solución es requerida para la eficiente cementación del oro sobre la partícula de zinc.

La eliminación de oxígeno, reduce la redisolución de oro y plata por el cianuro libre en el filtro prensa.

La adición de acetato de plomo es recomendada para incrementar la cementación del oro y plata.

En procesos rudimentarios a baja escala y con poco desarrollo tecnológico la cementación con cinc se realiza utilizando viruta de cinc y la solución se añade sin ningún tipo de pre tratamiento para eliminar el oxígeno disuelto.

Se ha propuesto dos reacciones que describen el comportamiento de las especies durante la cementación de oro en forma de complejo aurocianuro utilizando cinc. La ecuación:



## **2.2.- MARCO CONCEPTUAL**

### **2.2.1. MINERAL**

Es un compuesto inorgánico formado por procesos naturales que tiene una composición interna cristalizada.

### **2.2.2. ORO**

Latín (aurum = oro, aura = brillo). Es un metal amarillo brillante, en láminas muy delgadas es azul o verde, de raya amarillo dorado, en estado natural se denomina oro puro de 24 quilates es sumamente maleable, es demasiado blando para ser usado en joyería y acuñar moneda, por lo que se alea siempre para aumentar su dureza sobre todo su durabilidad tales fines con plata y cobre. (Misari, 1993).

### **2.2.3. CIANURO**

El cianuro es una molécula de carbono (C) y nitrógeno (N) que ocurre naturalmente y existió en la tierra antes del comienzo de la vida y fue uno de los compuestos fundamentales en su evolución. Las principales formas de cianuro producidas por el hombre son el cianuro de hidrógeno gaseoso (HCN) y el cianuro sólido de sodio (NaCN) y de potasio (KCN).

Las operaciones mineras para la extracción de oro utilizan soluciones muy diluidas de cianuro de sodio, típicamente entre 0.01% y 0.05% de cianuro (100 a 500 partes por millón).

### **2.2.4. LIXIVIACIÓN**

Es la disolución de uno o más componentes de una mezcla sólida por contacto con un disolvente líquido llamado lixivante.

### **2.2.5. OPTIMIZACION**

La optimización que tiene como base un plan de mejoras ya estipulado. Su objetivo principal es realizar las mejoras que sean pertinentes para no equivocarse el camino de los objetivos planteados. En la actualidad, la optimización de la planeación en la recuperación de minerales, es aún un campo nuevo por investigar para la estimación de reservas y cálculo de la producción mineral. (Arias, et al. 2008).

## **2.3. HIPOTESIS**

### **2.3.1. HIPOTESIS GENERAL**

Al optimizar el proceso de lixiviación para minerales auríferos de baja ley en la Minera ARUNTANI SAC, se obtendrá mayor % de recuperación de oro.

### **2.3.2. HIPOTESIS ESPECÍFICA**

- Al realizar la optimización en el proceso de lixiviación se determinaron los parámetros óptimos de lixiviación eficiente para minerales auríferos de baja ley.

- Al realizar la optimización en el proceso de lixiviación se determinó la significancia de la optimización del proceso de lixiviación para minerales auríferos de baja ley.

## CAPITULO III

### METODOLOGIA DE LA INVESTIGACION

#### 3.1. METODOLOGÍA DESCRIPTIVA EXPERIMENTAL

La presente investigación se realizó en tres etapas:

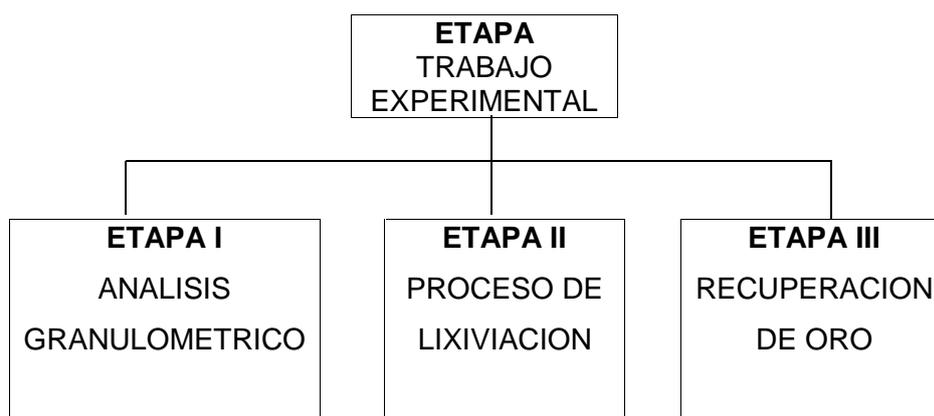
Etapa I: El análisis Granulométrico.

Etapa II: El proceso de lixiviación.

Etapa III: La recuperación de oro.

Los que se desarrollaron para alcanzar los objetivos propuestos en el trabajo de investigación, y son descritas en este capítulo con los respectivos ensayos realizados (diagrama N° 1).

**Diagrama 1.** Etapas desarrolladas en la investigación descriptiva experimental



Fuente: Elaboración propia

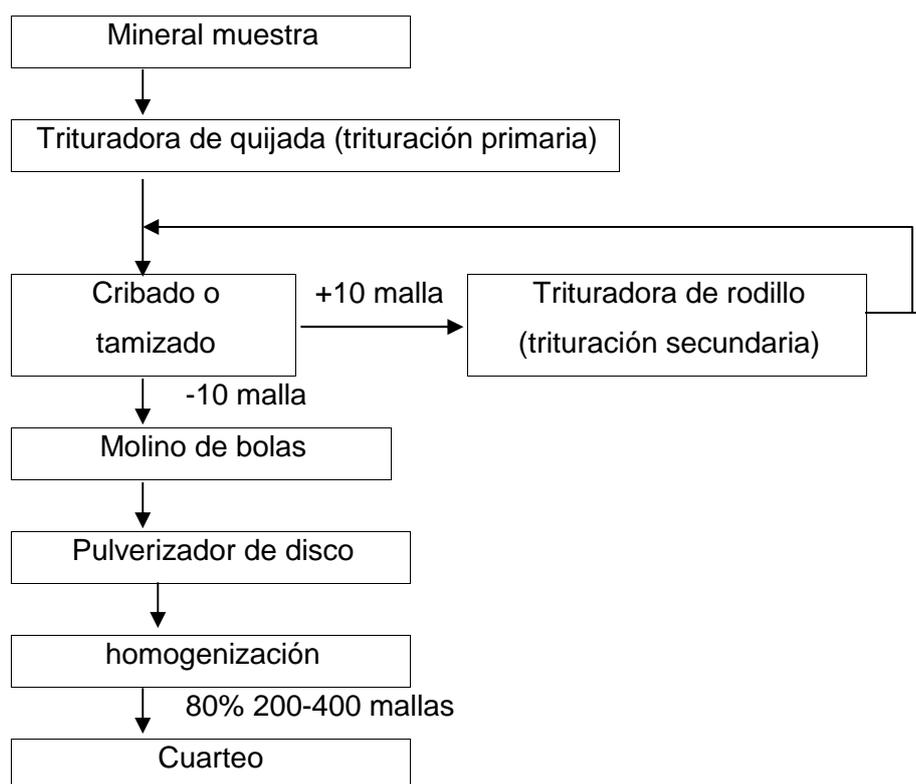
### 3.2. TOMA DE MUESTRA

La muestra de mineral aurífero, empleados para realizar la parte experimental de tesis, se tomaron de la mina “Aruntani SAC”, de la cancha de recepción de minerales de diferentes puntos para obtener una muestra representativa (herramienta de muestreo, pala minero). El mineral muestra de peso total de 10 kg.

### 3.3. PREPARACIÓN MECÁNICA DE LA MUESTRA PARA EL ANÁLISIS

La muestra obtenida representativa se llevó al laboratorio de calidad de la Minera Aruntani SAC, en donde se procedió la preparación mecánica y así lograr una separación adecuada de la mena (diagrama N° 2).

**Diagrama 2.** Flujo por equipo usado para la preparación mecánica del mineral muestra



Fuente: Elaboración Propia

#### Equipo, herramientas y material

Trituradora de quijada, molino de bolas, pulverizadora y mufla; Mallas de diferentes aberturas, pala, brocha, muestreador res o partidores Jones y bandejas

**Procedimiento:****) Trituración de la Muestra**

10 kg de mineral muestra se procede a reducir su tamaño, primero mediante un trituradora primario en el que se obtuvieron partículas de hasta ½”

**) Criba o Tamizado**

Son separaciones mecánicas de partículas basadas en el tamaño. En este caso de la prueba experimental fue manual en malla 10

**) Secado**

Este se realiza colocando la muestra en bandeja pírrex, donde se las seca a una temperatura de 100 a 120°C, en una estufa con una capacidad térmica que va desde los 30 a 250°C. Se aplica a toda muestra que presente una humedad de 4% antes de iniciar con su procesamiento, con la finalidad de evitar inconvenientes.

**) Molienda**

Grado de molienda del mineral debe ser fina. El objetivo de la molienda para nuestro caso es llegar a reducir el tamaño de las partículas, hasta malla 200 mínimamente para luego pasar a una pulverizadora.

**) Pulverización**

Para obtener un polvo ultra-fino de 325-400 malla. Este se considera un tamaño de partículas ideal para proceder a la cianuración. Tiempo de remolienda de 45 minutos.

**) Homogenización**

Es la operación de la mezcla homogénea que permite eliminar toda segregación y obtener una distribución espacial al azar de todo los constituyentes el método es manual o mecánico.

**) Cuarteado**

Es una operación manual, consiste en formar una pequeña pila con el mineral muestreado, en forma de un cono, luego, este se aplana de una manera uniforme, formando un círculo cónico de una altura muy inferior a la del cono, a este círculo se le divide en cuatro partes simétricas, mediante una cruz concéntrica, luego se separan las 4 partes, para desechar 2 partes opuestas por el vértice y juntar las otras 2 que quedan para formar nuevamente otra pila más pequeña y realizar la misma operación anterior hasta considerar que el producto del último cuarteo contenga una cantidad pequeña requerida por el laboratorio (figura N° 14).



**Figura 14.** Cuarteo de mineral por el método de cono

Fuente: Tecsup, 2007

### 3.4. ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO

Por este procedimiento el tamaño de partículas se asocia al número de aberturas que tiene el tamiz por pulgada lineal. Usamos en este caso una serie de mallas de 48, 65, 100, 150, 200, 270, 325, 400 de la serie Tyler.

#### **Equipos, herramientas y materiales**

Un vibrador mecánico (Rotap), una balanza, una estufa; juego de tamices, plásticos, escobillas y mineral muestra de 1600 g

#### **Procedimiento:**

- J La muestra homogenizado y cuarteo de mineral muestra es de 1600 g
- J Determinar las mallas usadas para el análisis. Éstas estarán en función a la granulometría del mineral.  
Circuito de remolienda: 48, 65, 100, 150, 200, 270, 325, 400 mallas
- J Una vez que se tenga definido las mallas a usar, se selecciona la malla más fina para realizar el lavado de la muestra (malla 400)
- J Tamizado manual en húmedo (lavado de la muestra).  
Ubicarse en el lavadero, echar entre 150-200 g de la muestra en la malla seleccionada y lavarla con agua corriente hasta que pase todo el fino y el agua salga transparente.

Descargar la muestra lavada en una bandeja metálica, y continuar con la misma operación hasta terminar con la totalidad de la muestra.

Decantar y colocar la muestra en la estufa secador a una temperatura 100°C, tiempo aproximado de 30 minutos.

) Una vez que la muestra esté seca, retirar del estufa secador y dejarlas enfriar por espacio de 10 minutos

) Tamizado en seco en el Rotap sobre el recipiente base, ordenar las mallas una encima de la otra en orden descendente al número de malla.

Cargar a la malla superior como máximo 200 g de muestra, tapar la malla, colocar en Rotap y encender el equipo regulando el tiempo de tamizado a 10 minutos.

Pesar los productos retenidos en cada malla y anotar los pesos en el cuaderno de trabajo de laboratorio.

Repetir esta secuencia hasta terminar con la totalidad de la muestra.

### 3.6. EQUIPOS, MATERIALES, REACTIVOS DE LA CIANURACIÓN DINÁMICA

#### Materiales, equipos y reactivos:

##### Materiales

- ) Mineral cuarteado
- ) Botellas de plástico
- ) Agua destilada
- ) Vasos de precipitado
- ) Erlenmeyers
- ) Pizeta
- ) Probeta
- ) Bureta
- ) Espátula
- ) Balde
- ) Papel de filtro
- ) Pipeta
- ) Embudo

**) Equipos**

- ) Agitador mecánico, neumático (eléctrico).
- ) Reactor
- ) Botella de vidrio
- ) pH-metro
- ) Balanza analítica
- ) Balanza de tres barras

**Reactivos requeridos para pruebas**

- ❖ Cal
- ) Cianuro de sodio
- ) Nitrato de plata.
- ) Fenolftaleína.
- ) Ácido sulfúrico
- ) Yoduro de potasio

**3.7. PRUEBAS EXPERIMENTALES DE LA CIANURACIÓN****Cianuración por agitación:**

Se realizaron las pruebas de cianuración por agitación mecánica y neumática, las cuales se basan en el principio básico del proceso metalúrgico para determinar las condiciones de operación.

**Procedimiento:**

- ) Colocar 500 g del mineral molido en el reactor de agitación y adicionar la cantidad de agua necesaria para completar 1.5 litros, es decir, para trabajar a 33% de sólidos.
- ) Determinar el pH inicial de la pulpa.
- ) Ir adicionando la cal necesaria para tener un pH de 10.5. Registrar la cantidad de cal adicionada.
- ) Dejar la pulpa en agitación por lo menos 30 minutos, hasta que el pH se estabilice registrar el valor del pH de trabajo.

- J Adicionar la cantidad de cianuro de sodio necesaria, la concentración de cianuro de sodio utilizada es de 0.7 g/l. y se mantendrá constante esta concentración durante toda la experimentación.
- J Realizar controles periódicos de la concentración de cianuro, cal libre y pH adicionarla cantidad necesaria de cianuro de sodio para que la concentración inicial permanezca constante. Adicionar cal, si hay deficiencia de esta, o el pH desciende de 10.5
- J Una vez concluida la prueba, filtrar la pulpa al vacío para obtener la torta y la solución. Recoger la solución, determinar el volumen y tomar una muestra para análisis Químico de oro.
- J Finalmente se lava la torta y dejando secar en estufa, se homogeniza, cuarteo y se toma una muestra para análisis Químico.

Repetir el mismo procedimiento para cada prueba de cianuración.

### 3.8. DETERMINACIÓN DE LOS PARAMETROS PARA LA CIANURACIÓN

Se procedió a preparar reactivos para realizar la determinación del consumo de cal y de cianuro libre, que se empleó durante la cianuración por agitación del mineral.

#### ❖ Control de Cianuro libre

La determinación del cianuro libre se realizó por viraje con solución de nitrato de plata a 4.34 g/l, para esto se tomó una alícuota de 25 ml de pulpa que se filtró al vacío para separar los sólidos, del filtrado se tomó 5 ml en un vaso de precipitación y se llevó a titulación con una solución de  $\text{AgNO}_3$  agregando 4 gotas de indicador yoduro de potasio.

El momento del viraje se produce cuando la solución cambia de transparente a ligeramente amarillo, se toma lectura del gasto de nitrato de plata, se calcula el cianuro libre por medio de la siguiente fórmula:

$$\text{CN}^- \text{ Libre} = \text{gasto } \text{AgNO}_3 * V_i/2$$

Donde:

$\text{CN}^-$  libre = gramos de cianuro libre

Gasto  $\text{AgNO}_3$  = gasto de nitrato de plata al momento del viraje

$V_i$  = volumen de agua para formar la pulpa

2 = factor de equivalencia debido a que se toma 5 ml de pulpa filtrada.

La cantidad de cianuro que se ha consumido es igual a la concentración de NaCN inicial menos el cianuro libre residual, este valor es el que debe ser adicionado para mantener la concentración inicial.

En el momento de detener el proceso se tituló el cianuro libre residual, que es el cianuro remanente en la pulpa.

#### ❖ **Determinación de cal residual**

Para determinar la cal residual durante todo el proceso, se toma 5 ml de solución final, se colocan en un vaso de precipitación con dos gotas de fenolftaleína, adquiere una coloración fucsia, luego se titula con solución de ácido sulfúrico hasta obtener un viraje incoloro, se mide el gasto y se realiza el cálculo de la cal residual a través de la siguiente fórmula:

$$\text{Cal Residual} = \text{gasto H}_2\text{SO}_4 * V_i/2$$

Donde:

Cal residual = gramos de cal

Gasto H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> = gasto de solución de ácido sulfúrico al momento del viraje

V<sub>i</sub> = volumen de agua para formar la pulpa

2 = factor de equivalencia debido a que se toma 5 ml de pulpa filtrada

A este resultado le restamos la cal total adicionada y obtenemos como resultado la cal consumida durante el proceso.

Junto con los controles de pH y cianuro libre planificados, se extrajo 25 ml adicionales que se almacenaron en un vaso plástico para posterior análisis químico.

Todas las cantidades extraídas de la solución fueron repuestas con agua para mantener la relación sólido-líquido inicial.

Para el control del pH simplemente se sumerge el electrodo del pH-metro PHM 80 portable COPENHAGEN en la pulpa, si la medición era menor a 10.5 se agregaba cal, siempre teniendo en cuenta la cantidad de cal agregada.

## CAPITULO IV

### RESULTADOS Y DISCUSION

#### 4.1. RESULTADOS OBTENIDOS

##### 4.1.1. ETAPA I: ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE LA MUESTRA

**Tabla 5.** Resultados del análisis granulométrico del mineral 1600 g

Malla	Tyler	Peso (g)	% Retenido	%Acumulado (Alimentación)	
N°	Abertura (mm, $\mu m$ )	Retenido	Retenido	%Retenido	% Pasante
<b>3/8"</b>	9.50 mm	0	0	0	100
<b>48</b>	300 $\mu m$	11	0.68	0.68	99.32
<b>65</b>	212 $\mu m$	26	1.63	2.31	97.69
<b>100</b>	150 $\mu m$	56	3.50	5.81	94.19
<b>150</b>	106 $\mu m$	80	5.00	10.81	89.19
<b>200</b>	75 $\mu m$	210	13.13	32.94	76.06
<b>270</b>	53 $\mu m$	480	30.00	53.94	46.06
<b>325</b>	45 $\mu m$	380	23.75	77.69	22.31
<b>400</b>	38 $\mu m$	348	21.75	99.44	0.56
<b>-400</b>	-38 $\mu m$	9	0.56	100.00	0.00
<b>TOTAL</b>		1600	100.00		

Fuente: elaboración propia

La interpretación granulométrica se realiza a conocer a que tiempo de molienda obtenemos una granulometría determinada, ya que los procesos tienen como una de las principales variables el tamaño de grano de mineral, para su mejor recuperación. Según los resultados obtenidos la mejor distribución se encuentra en la granulometría ultra-fina de 325-400 malla

Se observa que en las mallas más finas el pasante retenido es mayor en comparación con mallas más gruesas, entonces encontramos mayor cantidad de ultra-finos; la molienda es la más adecuada. Munive, *et al.* (2011) encontró que la velocidad máxima de disolución de oro es de 3.25 mg/cm<sup>2</sup>/hr, una partícula de oro 44 μm de espesor se disuelve aproximadamente 13 horas, una partícula de oro 150 μm de espesor se disuelve aproximadamente 44 horas.

#### 4.1.2. ETAPA II: PROCESO DE LIXIVIACION

**Tabla 6.** Condiciones óptimas de operación en la prueba de lixiviación

<b>Ley de cabeza</b>	<b>3.88 mg Au/kg de mineral</b>
<b>Peso de muestra compósito</b>	<b>500.0 g</b>
<b>Granulometría del concentrado</b>	<b>80% 325 – 400 malla</b>
<b>Concentración de cianuro</b>	
<b>Peso de cal</b>	<b>0.75, 1.25 g/L</b>
<b>Dilución (L/S)</b>	<b>10.0 g/L</b>
<b>Volumen de pulpa</b>	<b>3/1 (muestra)</b>
<b>Concentración de pulpa</b>	<b>333.33 m<sup>3</sup></b>
<b>pH de cianuración</b>	<b>5.31 g Au/m<sup>3</sup></b>
<b>Tiempo de cianuración</b>	<b>10.5</b>
<b>Oxígeno</b>	<b>24 h</b>
<b>Nitrato de plata</b>	<b>5.0 (mg/L)</b>
<b>Ácido sulfúrico</b>	<b>0.1N</b>
	<b>0.1N</b>

Fuente. elaboración propia

**4.1.2.1. PRUEBAS EXPERIMENTALES DE LA CIANURACIÓN**

Resultados de los mejores procesos de recuperación de oro por agitación mecánica y neumática.

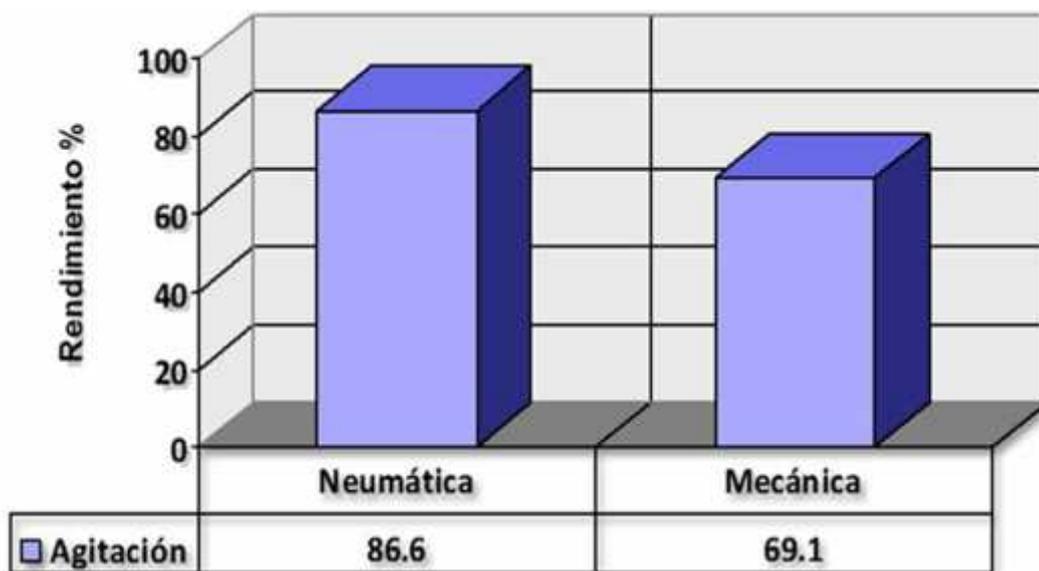
Las operaciones de oro en cada tipo de agitación fueron:

N<sub>1</sub> (0.75 g/L) y M<sub>2</sub> (1.25 g/L)

**Tabla 7.** Balance metalúrgico de los procesos de agitación

Ensayo	Agitación	Entrada (mg)	Solución (mg/L)	Relave (mg)	Rendimiento (%)
N <sub>1</sub>	Neumática	3.88	0.38	0.14	86.6 β 87
M <sub>2</sub>	Mecánica	3.88	1.89	0.79	69.1 β 69

Fuente: elaboración propia



**Figura 15.** Rendimiento de procesos de agitación

Fuente: Elaboración propia

El proceso de cianuración por agitación neumática permite el mayor rendimiento como se observa en la figura N° 15. Obtiene el 86.6% con relación a la mecánica de 69.1%.

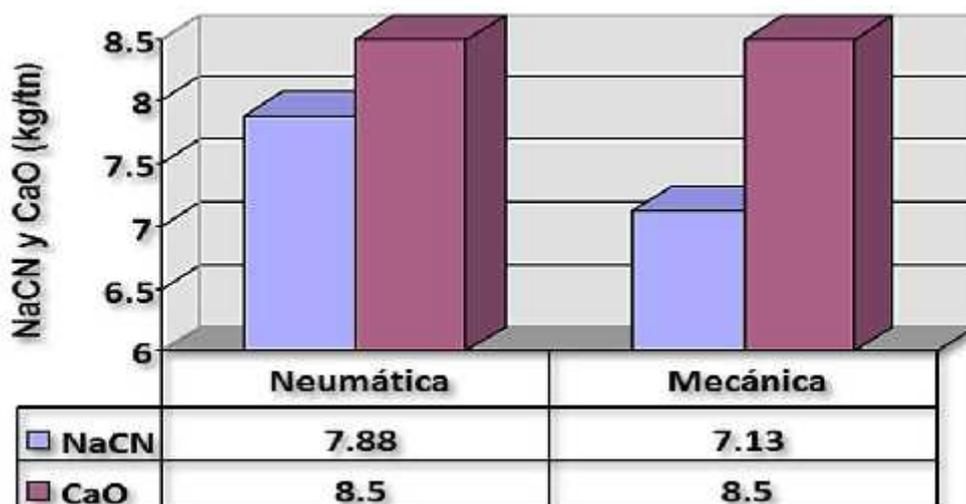
### 4.1.3. DETERMINACIÓN DE CONSUMO DE NACN, CAO EN LA CIANURACIÓN

Durante el proceso de cianuración del mineral de oro de baja ley, se produce el consumo de los reactivos de NaCN y CaO, los resultados de consumo se dan en la tabla N° 8.

**Tabla 8.** Consumo de NaCN y CaO para los mejores procesos de agitación

Ensayo (Inicial)	Agitación	CaO(g/L) (Inicial)	NaCN (kg/T)	CaO (kg/T)
N <sub>1</sub> (0.75g/L)	Neumática	10	7.88	8.5
M <sub>2</sub> (1.25g/L)	Mecánica	10	7.13	8.5

Fuente: Elaboración propia



**Figura 16.** Consumo de NaCN, CaO para los mejores procesos de recuperación de oro.

Fuente: Elaboración propia

El consumo de reactivos para la agitación neumática es de 7.88 kg/tn de NaCN y de 8.5 kg/tn de CaO como se observa en la figura N° 16. A pesar de que la agitación Mecánica emplea una concentración inicial 1.25 g/L de NaCN el consumo de este es bajo debido a las condiciones de operación del ensayo la agitación neumática tiene un consumo más elevado a concentraciones inicial de 0.75 g/L de NaCN por las condiciones de aireación de la pulpa. Sin embargo, el consumo de

NaCN es significativamente alto por la presencia de minerales cianicidas así como azufre, hierro, etc. La adición de cal fue necesaria para ajustar el pH en el proceso de cianuración.

#### 4.1.3. ETAPA III: RECUPERACION DE ORO

El oro recuperado de la solución de la solución fértil de lixiviación (impregnado) se ha realizado mediante:

- Adsorción con carbón activado

Debido a la simplicidad de su operación, la adsorción de oro con carbón activado es el método usualmente usado para recuperar oro de las soluciones fértiles de lixiviación con cianuro.

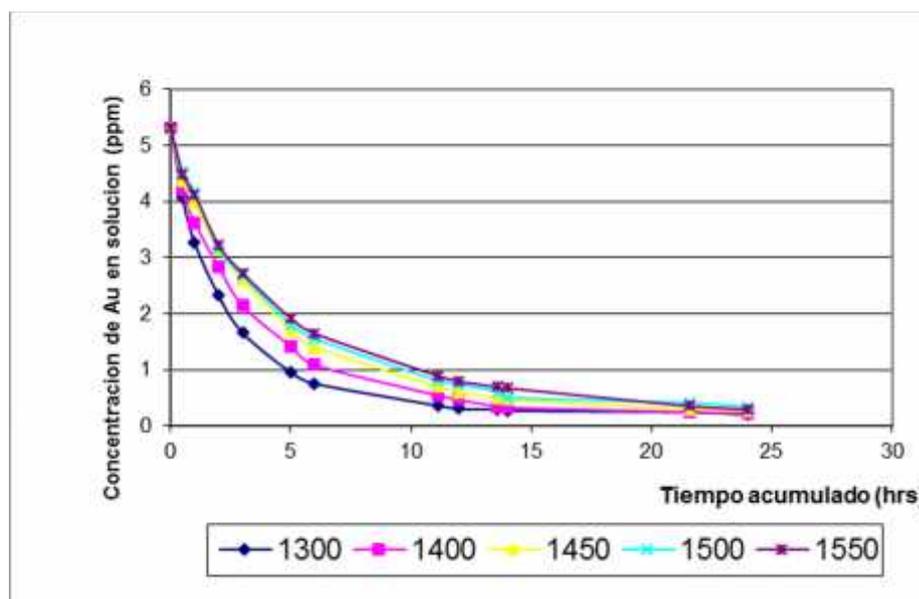
- Precipitación Merrill-Crowe

El proceso conlleva la purificación de la solución de cianuro, deoreación de la misma y la adición de Zn en polvo, en el cual el oro se precipita.

**Tabla 9.** Concentración de oro en solución (ppm)

<b>Tiempo Acum. (hrs)</b>	<b>densidad 1300 Kg/m<sup>3</sup></b>	<b>densidad 1400 Kg/m<sup>3</sup></b>	<b>densidad 1450 Kg/m<sup>3</sup></b>	<b>densidad 1500 Kg/m<sup>3</sup></b>	<b>densidad 1550 Kg/m<sup>3</sup></b>
0	5.31	5,31	5,31	5,31	5,31
0.5	4.06	4,20	4,36	4,53	4,48
1	3.26	3,62	3,97	4,16	4,12
2	2.32	2,83	3,13	3,15	3,22
3	1.66	2,14	2,61	2,67	2,72
5	0.96	1,42	1,69	1,81	1,92
6	0.76	1,09	1,40	1,55	1,65
11.1	0.37	0,55	0,70	0,80	0,90
12	0.31	0,47	0,60	0,74	0,80
13.6	0.3	0,35	0,50	0,60	0,70
14	0.28	0,33	0,47	0,50	0,68
21.6	0.25	0,25	0,30	0,40	0,36

Fuente: elaboración propia

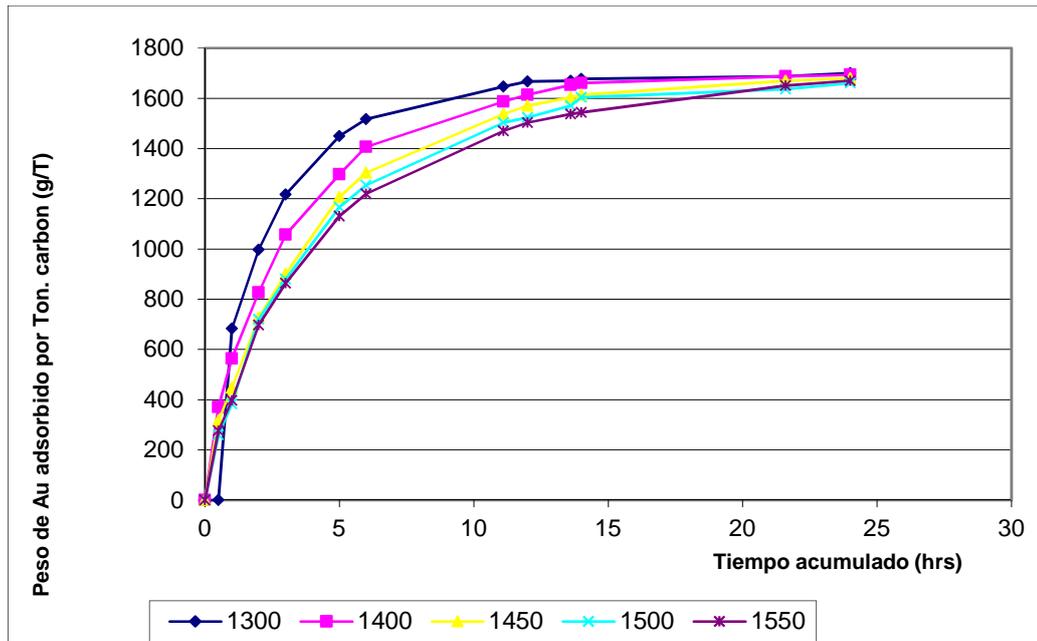


Durante el proceso de adsorción, en función del tiempo y la densidad, se observa que la mínima concentración de Au es a las 14,5 horas de adsorción, para densidades entre de 1300 y 1400 Kg/m<sup>3</sup>.

**Tabla 10.** Peso de oro adsorbido por Ton. de carbón (g/T)

Tiempo Acum. (hrs)	Densidad 1300 Kg/m <sup>3</sup>	Densidad 1400 Kg/m <sup>3</sup>	Densidad 1450 Kg/m <sup>3</sup>	Densidad 1500 Kg/m <sup>3</sup>	Densidad 1550 Kg/m <sup>3</sup>
0,0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
0,5	416,67	370,00	316,67	260,00	276,67
1,0	683,33	563,33	446,67	383,33	396,67
2,0	996,67	826,67	726,67	720,00	696,67
3,0	1216,67	1056,67	900,00	880,00	863,33
5,0	1450,00	1296,67	1206,67	1166,67	1130,00
6,0	1516,67	1406,67	1303,33	1253,33	1220,00
11,1	1646,67	1586,67	1536,67	1503,33	1470,00
12,0	1666,67	1613,33	1570,00	1523,33	1503,33
13,6	1670,00	1653,33	1603,33	1570,00	1536,67
14,0	1676,67	1660,00	1613,33	1603,33	1543,33
21,6	1686,67	1686,67	1670,00	1636,67	1650,00
24,0	1700,00	1693,33	1680,00	1660,00	1670,00

Fuente: elaboración propia



**Figura 17.** Eficiencia de adsorción de Au sobre carbón variando densidad de pulpa

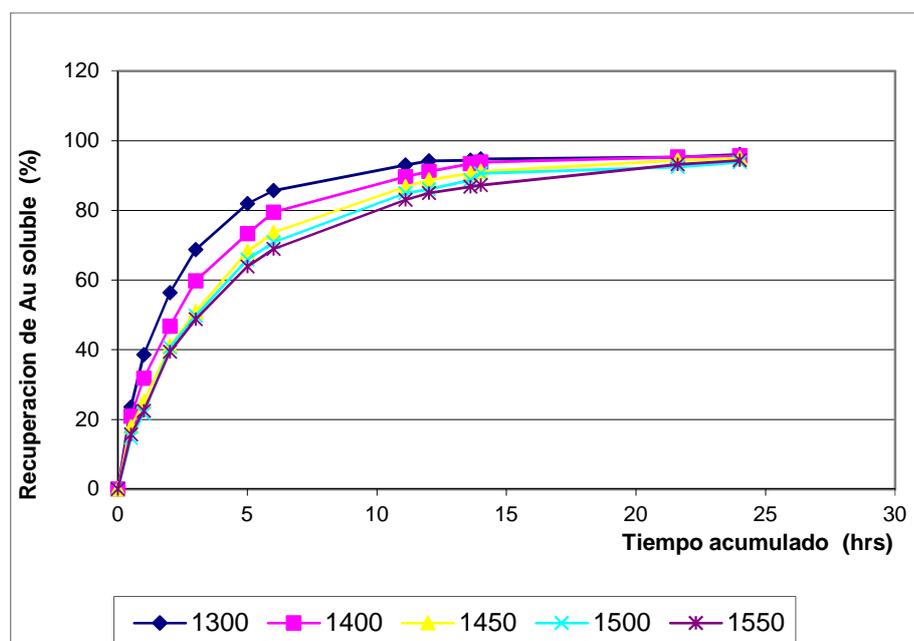
Fuente: elaboración propia

Durante el proceso de adsorción, en función del tiempo y la densidad, se observa que el máximo peso de Au adsorbido es a las 14,5 horas de adsorción, para densidades entre de 1300 y 1400 Kg/m<sup>3</sup>.

**Tabla 11.** Oro extraído de solución (%)

Tiempo Acum. (hrs)	1300 Kg/m <sup>3</sup> Densidad	1400 Kg/m <sup>3</sup>	1450 Kg/m <sup>3</sup>	1500 Kg/m <sup>3</sup>	1550 Kg/m <sup>3</sup>
0,0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
0,5	23,54	20,90	17,89	14,69	15,63
1,0	38,61	31,83	25,24	21,66	22,41
2,0	56,31	46,70	41,07	40,68	39,36
3,0	68,74	59,70	50,85	49,72	48,78
5,0	81,92	73,26	68,17	65,91	63,84
6,0	85,69	79,47	73,63	70,81	68,93
11,1	93,03	89,64	86,82	84,93	83,05
12,0	94,16	91,15	88,70	86,06	84,93
13,6	94,35	93,41	90,58	88,70	86,82
14,0	94,73	93,79	91,15	90,58	87,19
21,6	95,29	95,29	94,35	92,47	93,22
24,0	96,05	95,67	94,92	93,79	94,35

Fuente Elaboración propia



**Figura 18.** Eficiencia de recuperación de Au sobre carbón variando densidad de pulpa

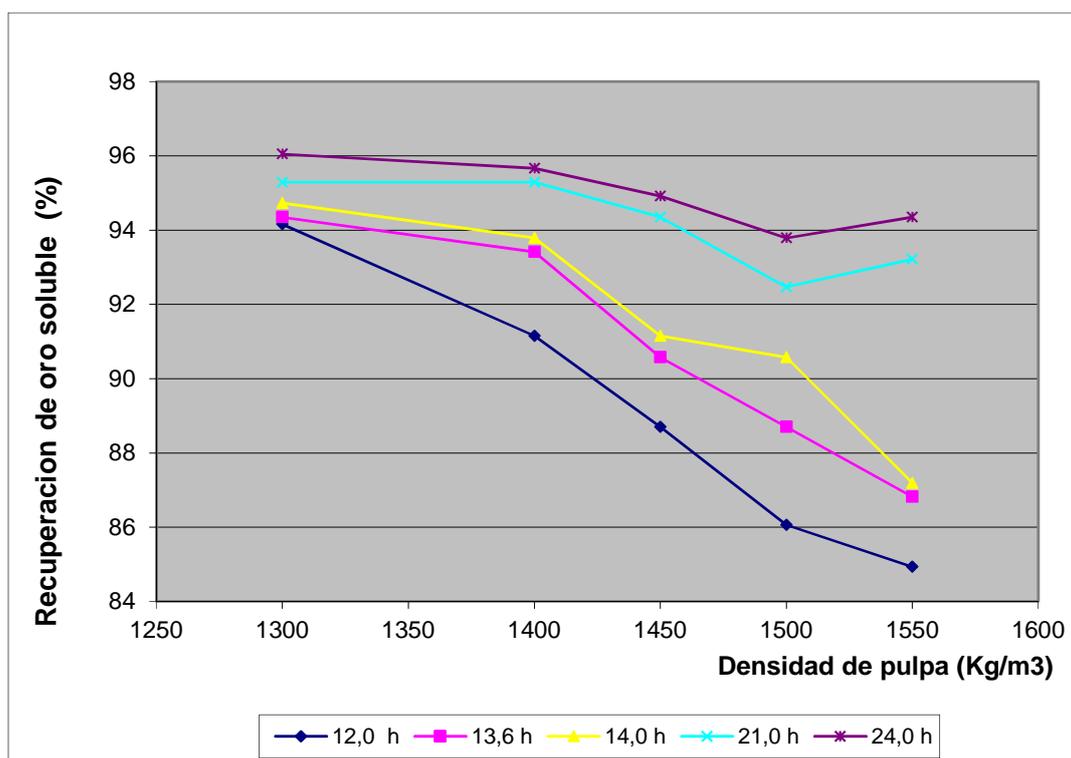
Fuente: elaboración propia

Durante el proceso de adsorción, en función del tiempo y la densidad, se observa que la máxima recuperación de Au es a las 14,5 horas de adsorción, para densidades entre de 1300 y 1400 Kg/m<sup>3</sup>.

**Tabla 12.** Síntesis de la tabla N° 11

Densidad Kg/m <sup>3</sup>	12.0 h	13.6 h	14.0 h	21.0 h	24.0 h
1300	94,16	94,35	94,73	95,29	96,05
1400	91,15	93,41	93,79	95,29	95,67
1450	88,70	90,58	91,15	94,35	94,92
1500	86,06	88,70	90,58	92,47	93,79
1550	84,93	86,82	87,19	93,22	94,35

Fuente: elaboración propia



**Figura 19.** Resultados del CIP variando densidades de pulpa

Fuente: Elaboración propia

Durante el proceso de adsorción, en función del tiempo y la densidad, se observa que la máxima recuperación de Au es cuando la densidad de la pulpa es  $1300 \text{ kg/m}^3$  siendo el porcentaje de recuperación del 96 % en un tiempo de 24 h, y la mínima ocurre en un tiempo de 12 h con un 94 %.

## 4.2 DESARROLLO DEL MODELO MATEMATICO POR XPERIMENTACION Y ESTADISTICA

### 4.2.1. DISEÑO FACTORIAL $2^k$ CON 3 REPLICAS EN EL PUNTO CENTRAL DE DISEÑO

El diseño factorial de experimentos es una técnica estadística que permite planificar eficientemente la experimentación de modo que con un número mínimo de ensayos se logre determinar la significancia de cada una de las variables independientes evaluadas, el efecto de sus interacciones y se obtiene un modelo matemático empírico, que constituye la base para un proceso posterior de optimización.

Por lo tanto: El número total de experimentos a llevarse a cabo viene definido por la relación:

$$N = 2^K$$

Donde:

N : Numero de Experimentos.

K : Numero de Variables.

Por lo que este diseño estadístico será utilizado en las dos etapas de la investigación por adecuarse a los ensayos a realizar.

#### 4.2.2 INFLUENCIA DE LAS VARIABLES: DENSIDAD, TIEMPO Y CONCENTRACIÓN

El modelo factorial asume cierta linealidad y debe predecir adecuadamente todos los puntos de diseño, incluyendo el central. Por lo que elegimos 3 variables que según muestras pruebas exploratorias intervienen y mejoran la recuperación de oro con carbón activado. Estas variables son: Densidad, tiempo y concentración.

Puesto que se desea determinar el efecto de las tres variables sobre el índice de la recuperación de oro (Y), para ello experimentalmente se realizaron pruebas preliminares para determinar los niveles de cada variable, las que se indican en la siguiente tabla.

**Tabla 13.** VARIABLES NATURALES-DATOS DEL DISEÑO EXPERIMENTAL

SIMBOLO	NOMBRE DE LOS FACTORES	UNIDAD	X mín. (-)	X máx. (+)
X <sub>1</sub>	Densidad	Kg/m <sup>3</sup>	1300	1550
X <sub>2</sub>	Tiempo	horas	1	24
X <sub>3</sub>	Concentración de oro/carbón	g/L	0,25	3,26

Fuente: elaboración propia.

La variable respuesta del diseño factorial se cuantifica con el índice de recuperación de oro de la solución (pulpa), (ver resultados en la tabla N° 13, el cual se determinó de la siguiente manera:

$$I_1 = \frac{W_1}{W_2}$$

Donde:

IR = Índice de recuperación de oro

W<sub>1</sub> = Densidad inicial de la pulpa

W<sub>2</sub> = Peso de oro recuperado

**Tabla 14.** CALCULO DEL INDICE DE RENDIMIENTO PARA EL DISEÑO FACTORIAL

Nº DE PRUEBA	W <sub>1</sub>	W <sub>2</sub>	INDICE DE RENDIMIENTO IR
<b>1</b>	1300	683,83	<b>1,901</b>
<b>2</b>	1300	996,67	<b>1,301</b>
<b>3</b>	1300	1216,67	<b>1,073</b>
<b>4</b>	1300	1450,00	<b>0,894</b>
<b>5</b>	1300	1516,67	<b>0,863</b>
<b>6</b>	1300	1646,67	<b>0,794</b>
<b>7</b>	1300	1666,67	<b>0,781</b>
<b>8</b>	1300	1670,00	<b>0,778</b>
<b>9</b>	<b>1300</b>	<b>1676,00</b>	<b>0,775</b>
<b>10</b>	<b>1300</b>	<b>1686,67</b>	<b>0,770</b>
<b>11</b>	<b>1300</b>	<b>1700,00</b>	<b>0,764</b>

Fuente: elaboración propia

Conforme a lo establecido, el diseño factorial es de 08 corridas experimentales previamente combinadas con tres puntos centrales (9, 10 y 11), lo que nos da una visión de los efectos de las variables que permitirá visualizar los efectos y resultados finales.

#### 4.2.3. DISEÑO FACTORIAL EXPERIMENTAL

El diseño de la experimentación es un medio de importancia crítica en el campo de la ingeniería que nos sirve para mejorar el rendimiento del proceso, realizando una mejor colección y análisis de la información obtenida durante la experimentación así como su evaluación de las interacciones entre las variables.

Según Luis F. Miranda 1998, una metodología a seguir en el desarrollo de un modelo matemático empleando el diseño de experimentos del tipo factorial, es el siguiente:

➤ **Formulación y propósito**

Para un diseño factorial  $2^3$  para tres factores o variables originales (densidad, tiempo y concentración) y cada factor con dos niveles  $k = 2$ , se tiene el siguiente modelo matemático:

$$Y = b_0 + b_1X_1 + b_2X_2 + b_3X_3 + b_4X_1X_2 + b_5X_1X_3 + b_6X_2X_3 + b_7X_1X_2X_3$$

Donde:

Y = Variable respuesta Índice de Recuperación

$X_1, X_2, X_3$  = Variables codificadas de entrada de densidad, tiempo y concentración

$X_1X_2, X_1X_3, X_2X_3, X_1X_2X_3$  = Interacciones entre las tres variables principales

Primero se halló los valores de  $X_1, X_2$  y  $X_3$  en función a las variables de entrada del proceso y luego los valores  $b_0, b_1, b_2, b_3 \dots B_7$  (estimadores de los coeficientes de regresión) en función a la variable respuesta Rendimiento de extracción  $\bullet Y'$ .

➤ **Identificación de las variables de trabajo**

En el presente trabajo de investigación se ha efectuado la optimización eficaz del proceso, encontrando los rangos de trabajo más óptimos de dicho proceso, se trabajó en función a los factores y niveles establecidos anteriormente de la siguiente tabla:

**Tabla 15.** IDENTIFICACION DE VARIABLES Y NIVELES DE OPERACION

FACTOR	UNIDAD	NIVEL (-) INFERIOR	NIVEL (+) SUPERIOR	PUNTOS CENTRALES
<b>Densidad</b>	kg/m <sup>3</sup>	1300	1550	<b>1425</b>
<b>Tiempo</b>	Horas	1	24	<b>12,5</b>
<b>Concentración g/T carbón</b>	g /L	<b>683,33</b>	<b>1700</b>	<b>1191,66</b>

Fuente: Elaboración propia

➤ **Matriz de diseño**

Determinamos con lo anterior el número de pruebas experimentales a realizar (combinando los valores máximo y mínimo de tres factores establecidos). Para un diseño 2<sup>3</sup> se tiene 8 pruebas experimentales.

Además de acuerdo al principio de adición de Puntos Centrales (que proporciona protección contra el efecto curvatura y permite una estimación independiente del error que ha de obtenerse) (Montgomery- r 1996), se adiciona a la matriz 3 puntos centrales, que son las pruebas 9,10 y 11 de la matriz. Así se tiene las siguientes combinaciones en la siguiente tabla.

**Tabla 16.** MATRIZ DE DISEÑO FACTORIAL 2<sup>3</sup> =8

N° DE PRUEBA	DISEÑO	COMBINACION DE NIVELES			VARIABLE RESPUESTA (IR) "Y"
		X <sub>1</sub>	X <sub>2</sub>	X <sub>3</sub>	
<b>1</b>	<b>111</b>	<b>1300</b>	<b>1</b>	<b>683,33</b>	<b>1,901</b>
<b>2</b>	<b>a</b>	<b>1550</b>	<b>1</b>	<b>683,33</b>	<b>1,301</b>
<b>3</b>	<b>b</b>	<b>1300</b>	<b>24</b>	<b>683,33</b>	<b>1,073</b>
<b>4</b>	<b>ab</b>	<b>1550</b>	<b>24</b>	<b>683,33</b>	<b>0,894</b>
<b>5</b>	<b>c</b>	<b>1300</b>	<b>60</b>	<b>1700</b>	<b>0,863</b>
<b>6</b>	<b>ac</b>	<b>1550</b>	<b>60</b>	<b>1700</b>	<b>0,794</b>
<b>7</b>	<b>bc</b>	<b>1300</b>	<b>90</b>	<b>1700</b>	<b>0,781</b>
<b>8</b>	<b>abc</b>	<b>1550</b>	<b>90</b>	<b>1700</b>	<b>0,778</b>

Fuente: Elaboración propia

Si agregamos una variable ficticia  $X_0 = 1$ , en la que todos sus elementos son “+1”, resulta el siguiente cuadro.

**Tabla 17. CODIFICACION DE VARIABLES**

Nº	Relación de variables	$X_0$	$X_1$	$X_2$	$X_3$	Y
1	•I'	+1	-1	-1	-1	<b><math>Y_1 = 1,901</math></b>
2	A	+1	+1	-1	-1	<b><math>Y_2 = 1,301</math></b>
3	B	+1	-1	+1	-1	<b><math>Y_3 = 1,073</math></b>
4	Ab	+1	+1	+1	-1	<b><math>Y_4 = 0,894</math></b>
5	C	+1	-1	-1	+1	<b><math>Y_5 = 0,863</math></b>
6	Ac	+1	+1	-1	+1	<b><math>Y_6 = 0,794</math></b>
7	Bc	+1	-1	+1	+1	<b><math>Y_7 = 0,781</math></b>
8	Abc	+1	+1	+1	+1	<b><math>Y_8 = 0,778</math></b>
<b>Sumatoria</b>			<b>0</b>	<b>0</b>	<b>0</b>	

Diseño que cumple la condición de ortogonalidad en tanto la sumatoria de sus vectores  $X_1, X_2, X_3$  de su producto es cero. (Montgomery- r 1996).

Efectuando la matriz de diseño incluyendo los tres puntos centrales, este diseño puede expresarse de acuerdo al siguiente cuadro:

**Tabla 18. CORRIDAS EXPERIMENTALES PARA EL DISEÑO FACTORIAL CON TRES PUNTOS CENTRALES**

Nº DE PRUEBAS	DENSIDAD $Kg/m^3$	TIEMPO (horas)	CONCENTRACION g/T	INDICE DE RENDIMIENTO
<b><math>Y_1 = 0,545</math></b>	- 1300	- 1	- 683,33	<b>1,901</b>
2	+ 1550	- 1	- 683,33	<b>1,301</b>
3	- 1300	+ 24	- 683,33	<b>1,073</b>
4	+ 1550	+ 24	- 683,33	<b>0,894</b>
5	- 1300	- 1	+ 1700	<b>0,863</b>
6	+ 1550	- 1	+ 1700	<b>0,794</b>
7	- 1300	+ 24	+ 1700	<b>0,781</b>
8	+ 1550	+ 24	+ 1700	<b>0,778</b>
9	1425	12,5	1191,66	<b>0,775</b>
10	1425	12,5	1191,66	<b>0,770</b>
11	1425	12,5	1191,66	<b>0,764</b>

Donde se tiene 8 pruebas experimentales y 3 puntos centrales (pruebas 9,10 y 11)

#### 4.4 EVALUACIÓN DE RESULTADOS

La ecuación de regresión ajustada a los datos es la siguiente:

$$Y = -2.28373 + 0.00233539* \quad + 0.0809921*t + 0.0015064*C - 0.000055699* \\ *t - 0.00000114346* \quad *C - 0.00000323433*t*C$$

Efectos estimados para Y

---

Promedio	= 0.869705	+/- 0.057919
A: Densidad	= 0.0691819	+/- 0.139575
B: Tiempo	= -0.051353	+/- 0.139575
C: Concentración	= -0.166238	+/- 0.102351
AB	= -0.160135	+/- 0.139575
AC	= -0.145362	+/- 0.102351
BC	= -0.0378271	+/- 0.102351

---

Los errores estándar están basados en un error total con 4 grados de libertad.

Esta tabla muestra cada uno de los efectos estimados e interacciones. También se muestra el error normal de cada uno de los efectos, el cual mide su error de muestreo.

#### Interpretación de los efectos:

Si visualizamos los signos de los efectos A, B y C, notamos que A es positivo, por lo tanto, está en su nivel mínimo, por lo cual deberá ser maximizado, es decir que este factor es una variable que debe ser optimizado y establecido su rango de trabajo óptimo.

Gráficamente se puede visualizar (fig 24) que el efecto medio del vector respuesta nos indica que en el orden de mayor significancia está el factor densidad, en cambio la temperatura y concentración tienen la pendiente negativa.

A continuación, se muestran los datos optimizados.

**Tabla 19. RESPUESTA OPTIMIZADA**

FACTOR	INFERIOR	MAYOR	OPTIMO
<b>Densidad</b>	<b>1300</b>	<b>1550</b>	<b>1550</b>
<b>Tiempo</b>	<b>1</b>	<b>24</b>	<b>14.5987</b>
<b>Concentración</b>	<b>683</b>	<b>1700</b>	<b>683</b>

Meta: maximizar Y

Valor Optimo = 1,80621

Esta tabla muestra la combinación de niveles de factores que maximiza Y por encima de la región indicada. (Fig. N°20).

Además, indica la región en la que se realizara la optimización.

Puede también determinar el valor de uno o más factores para una constante fijando los límites inferior y superior en ese valor

#### 4.4.1. BONDAD DE AJUSTE DEL MODELO DE REGRESIÓN

Esta figura ha sido elaborada en base a los datos de la Tabla N° 25 la cual muestra cada uno de los efectos estimados e interacciones, entre las variables, concentración, tiempo y densidad, la más significativa para la variables respuesta es la concentración, cualquier cambio en ésta afecta a la variable respuesta Y en mayor grado.

La línea azul indica el margen sobre el que varía el sistema

Los colores indican cuan representativos son las variables y sus combinaciones.

No hay indicios de correlación de serie en los residuos.

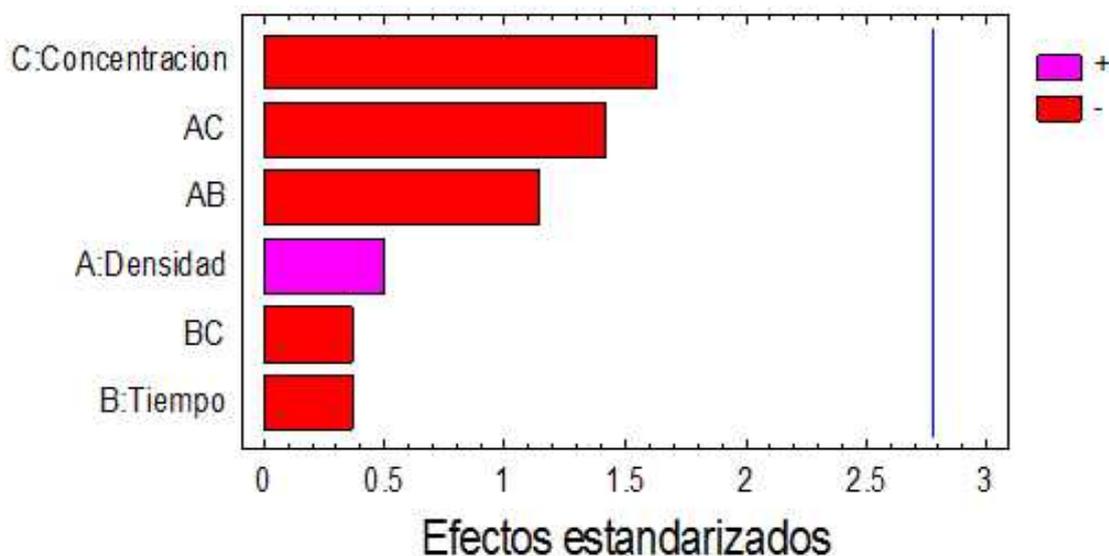


Figura 20. Grafica de Pareto. Variable respuesta

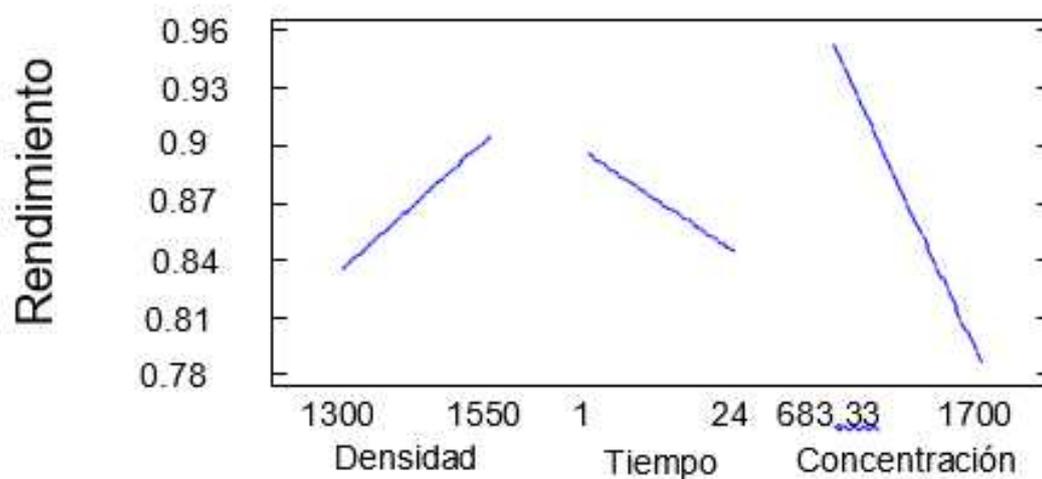


Figura 21. Efectos principales

En la figura N° 23 se puede visualizar que solo existe interacción entre los factores densidad (A) y tiempo (B), mientras que en los demás factores no hay interacción, por lo que estas variables son independientes

Además, se observa como varia el rendimiento de recuperación de Au con los diferentes factores, en sus valores mínimos y máximos.

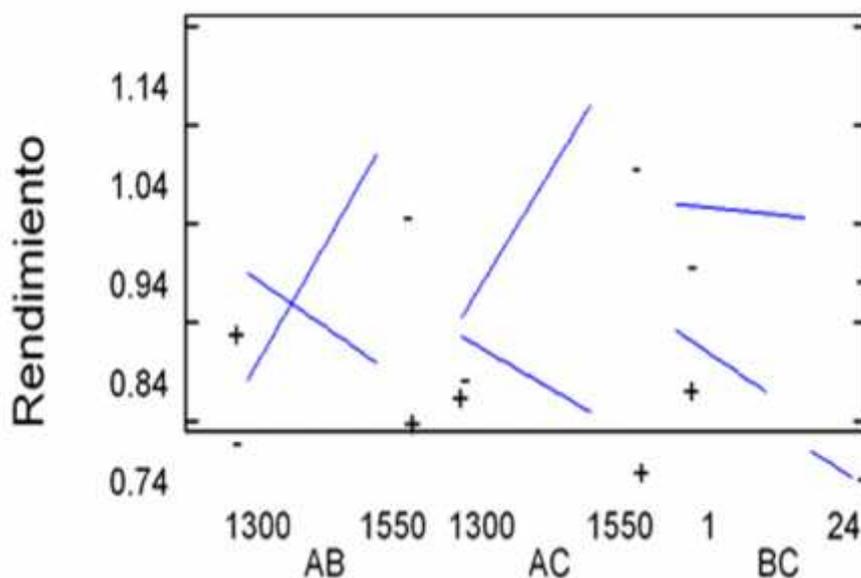


Figura 22. Interacción para Índice de Rendimiento

Tabla 20. RESULTADOS DE LA ESTIMACION PARA Y

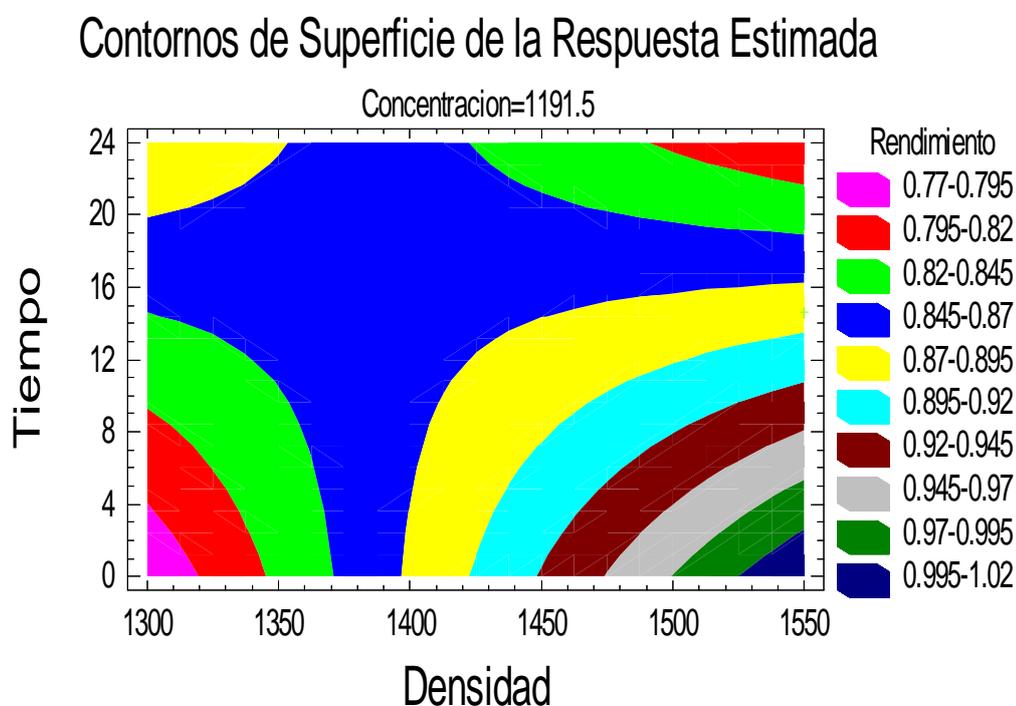
Fila	Valor Observado	Valor Ajustado	Inf. 95 % para La Media	CL Sup 95% CL para la media
1	1.901	1.89979	1.4078	2.39179
2	1.301	1.14684	0.706453	1.58722
3	1.073	0.918838	0.478453	1.35922
4	0.894	0.973152	0.532587	1.41372
5	0.863	0.789199	0.330124	1.24827
6	0.794	0.873153	0.432587	1.31372
7	0.781	0.860153	0.419587	1.30072
8	0.778	0.623838	0.183453	1.06422
9	0.775	0.869679	0.70887	1.03049
10	0.77	0.869679	0.70887	1.03049
11	0.764	0.869679	0.70887	1.03049

Esta tabla contiene información sobre los valores de Y que se han generado usando el modelo ajustado.

La tabla incluye:

- (1) el valor observado de Y (si hay)
- (2) el valor pronosticado de Y utilizando el modelo ajustado
- (3) 95.0% límites de confianza para la respuesta media.

En la figura N° 24, que corresponde a la superficie respuesta, nos indica que la pendiente correspondiente a la densidad es positiva y las pendientes correspondientes al tiempo y concentración son negativas por lo que visualizando el grafico (isolineas), podemos interpretar lo siguiente: El valor óptimo para la densidad es 0.87-0.895 y que está a un tiempo de 14.59 y una concentración de 683



**Figura 23.** Superficie Respuesta

## CONCLUSIONES

- ❖ En la cianuración del mineral por agitación ( $N_1$ ,  $M_2$ ), se obtiene una recuperación de oro 86.6%, 69.1%, por un periodo de tiempo de 24 horas. Es decir, durante el proceso de optimización por agitación neumática permite el mayor rendimiento en la recuperación de oro.
- ❖ Los parámetros óptimos en los ensayos de  $N_1$ ,  $M_2$  en el proceso de cianuración es de 7.88 kg/tn, 7.13 kg/ton de NaCN, 8.5 kg/ton, 8.5 kg/tn de CaO.
- ❖ Se realizó el diseño de diagrama de flujo combinado de lixiviación dinámica de minerales auro-argentíferos, siendo el proceso de tratamiento apropiado para el mineral la cianuración convencional por agitación neumática, ya que la granulometría muy fina es apropiada para este tipo de cianuración, trabajando con una densidad de pulpa de 1300 kg/m<sup>3</sup>.
- ❖ Durante el proceso de adsorción, en función del tiempo y la densidad, se observa que la máxima recuperación de Au es cuando la densidad de la pulpa es 1300 kg/m<sup>3</sup> siendo el porcentaje de recuperación del 96 % en un tiempo de 24 h, y la mínima ocurre en un tiempo de 12 h con un 94 %. (tabla 11).
- ❖ De acuerdo a la tabla 19 de respuesta optimizada del índice de recuperación, el valor óptimo es 1,80621, a su vez nos muestra la combinación de niveles de factores que maximiza  $Y$ .
- ❖ Por encima de la región indicada. (Fig. N°21). Además, indica la región en la que se realizara la optimización.
- ❖ Tomando como regencia solamente los puntos del ejemplo (Fig N° 24), se deduce que se obtiene una mejor recuperación para ambas pruebas luego de transcurridas las **24 horas**, sin embargo cabe indicar que éstos puntos extremos de densidades no son aconsejables; se ha comprobado que en un circuito CIP el carbón en una pulpa con densidad baja tiende a flotar en la misma, evitando así el contacto de la pulpa con la superficie de éste, de igual manera cuando se trabaja con densidades de pulpas altas, como del orden de los 1550 Kg/m<sup>3</sup>, resultara dificultoso la agitación o aireación de la misma sumando a esto que el carbón no tendrá la suficiente libertad de movimiento evitando así exponer aleatoriamente su superficie en la pulpa para efectos de adsorción.

## RECOMENDACIONES

- ❖ Se recomienda usar agitación mixta en lugar de mecánica en la minera Aruntani SAC, para lixiviación de minerales auríferos para mejor extracción del oro. La cianuración por agitación dinámica es una alternativa para la recuperación de metal precioso, su posterior instalación y montaje de la planta beneficio, este trabajo se debe realizar dentro del marco legal y de esa manera contribuir con el desarrollo Regional y del País.
- ❖ Se recomienda hacer pre tratamiento al mineral aurífero; flotación, tostación, remolienda ultra fina, etc. Para menor consumo de reactivos y mayor recuperación del oro a partir de la mena.
- ❖ Realizar un pretratamiento con aire o gas oxígeno, a un nivel constante de pH, para disolver los sulfuros fácilmente solubles en soluciones alcalinas ligeramente oxidantes, a azufre oxidado (formando sulfatos) y metales (ej.  $Fe^{2+}$  a  $Fe^{3+}$ ) y liberar el oro ocluido en la matriz refractaria, y formar precipitados secundarios (ej. yeso, hidróxido férrico). Esta etapa de preparamiento elimina una cantidad significativa de consumidores de oxígeno y cianuro de la siguiente etapa de cianuración.
- ❖ Lo más recomendable de acuerdo a la experiencia y lo que sugiere este trabajo es operar los circuitos de Concentración Inicial del proceso con densidades de pulpa que fluctúen entre los 1300 y 1430  $Kg/m^3$ . Sin embargo, hay que tomar en consideración que con pulpas muy diluidas es posible que el carbón activado no mantenga el contacto deseado cuando se agite con inyección de aire, por lo tanto, un rango de densidad para evitar esta situación sería 1370-1420  $kg/m^3$

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- AFENYA P, (1991) Treatment of Carbonaceous Refractory Gold Ores. *Mineral Engineering* 4 (7-11), 1043-1055
- ANGUITA, N (2004): *Procesos Geológicos externos y Geología Ambiental* (Madrid, Ed. Rueda).
- ARIAS, J., CASTRO, R., et al., (2008). MININ 2008 III International Conference on Mining Innovation. August 6 to 8, 2008. Santiago. pp 498.
- AUSTIN GEORGE T. (1992) Manual de Procesos Químicos en la Industria. Edit. Mc Graw Hill Tomo II y III
- BRAÑES, C. H. (2011), Flotación experimental de Minerales: Poli metálicos - Mina El Cofre y Tacaza, PERUMIN - Lima.
- CARCAUSTO, D. & BUSTINZA V. (2010), Análisis de Minerales, UNSA – Arequipa.
- CHO COCHRAN W. (1978) Diseños Experimentales Edit. Trelles. México
- CONTRERAS CASTRO, DAVID; (1967) Experimentación de Minerales de Oro y Plata por el Proceso de Cianuración – Boletín N° 8 –Comisión de Fomento Minero – México D.F.
- CORPORACIÓN MINERA ANANEA S.A. Estudio de impacto ambiental. CEPRODESMA Centro de Promoción Desarrollo Social y Medio Ambiente.
- DANA, F. (1986), Tratado de Mineralogía, Editorial CIESA - México.
- DE MONTREUIL DIAZ LUIS ANGEL, (1984) Mineralogía de Oro y su Relación con el Tratamiento Metalúrgico, Revista: CIP - Capítulo Geólogos, Vol. I, N° 1 - Enero - Marzo
- FÉLIX HRUSCHKA – Proyecto Gama Organización Internacional del Trabajo OIT – Programa
- FOUST Alan. (1982) Principios de Operaciones Unitarias 3ra edición. Edit Continental S.A. Mexico
- HAUSEN, D y C. Bucknam, (1985) Study of Preg Robbing in the Cyanidation of Carbonaceous Gold Ores from Carlin, Nevada. International Conference of Applied Mineralogy (ICAM) 84. Proceedings TMS-AIME, 833-857, New York
- HRUSCHKA, FÉLIX. (2001) Una propuesta integral para la minería artesanal del Perú. Jornada Internacional sobre el Impacto Ambiental del mercurio utilizado por la

minería aurífera artesanal en Iberoamérica. Lima: Proyecto GAMA – COSUDE / MEM / Proyeckt-Consult.

KRAUSAKAPF K. D. BIRD (1993) Introducción a la Geoquímica Edit. Mc Graw Hill Polonia.

MAMANI, JOSÉ (2005). plan de recuperación tecnificado en los procesos de amalgamación de oro por molinos continuos y trapiche para la compañía minera semcor r&a s.a.c. con estudios de impacto ambiental tesis pre grado una-puno- 2005.

MANZANEDA, C. J. (1991), Concentración de Minerales, UNI-Lima.

MARSDEN, J., HOUSE, I.,(1993) The chemistry of gold extraction (Great Britain:Ellis Horwood Limited, , pp.309-349, 403-418.

MEDINA, GUILLERMO: (1999). “Proyecto Minería Artesanal y Pequeña Minería – Componente Ica – Arequipa”. En: Mesa Redonda sobre Gestión Ambiental en la Minería Artesanal. Lima: Proyecto GAMA – COSUDE.

MEDINA, L.F. (1998) Investigando en Ingeniería” Edit. UNAS, Arequipa

MISARI, FIDEL. (1993) “Metalurgia del Oro” Primera edición. Ed. San Marcos

MUNIVE, T.G., M. ENCINAS, A. VALENZUELA, 2011. Estudio comparativo de la lixiviación de un mineral refractario con cianuro de sodio y tiosulfato de sodio para la recuperación de oro y plata, GEOMIMET 291, 12-24.

PORRAS, DAVID. (1998). Procesamiento de minerales, UNI-Lima.

RAMALHO R.S. (1991) Análisis Químico e Industrial Moderno Edit. Reverte S.A. España.

REES K. Y J. Van Deventer, (2001) Gold process modelling. I. Batch modelling of the processes of leaching, preg-robbing and adsorption onto activated carbon. Mineral Engineering 14 (7), 753-773

SARAZA, E. Unidad Minera “el cofre” del consorcio de ingenieros ejecutores mineros S.A. (ciemsa): laboratorio químico metalúrgico Tesis Pregrado- UNA-PUNO- 2014.

TECSUP. (2007-I), Procesamiento de Minerales, Arequipa.

VARGAS GALLARDO, JUAN 1995. “Metalurgia del oro y la Plata” Editorial San Marcos, Segunda Edición.

VARGAS, JORGE. (1995) Procesamiento y flotación de minerales. Editorial CESCA - México.Krau

## ANEXOS

### ANEXO DE FOTOGRAFIAS

1. secado de de muestras de pad de lixiviación.
2. Pulverizado de muestras de pad de lixiviación
3. Recepción de muestra pulverizada para su análisis
4. Ataque de muestra pad lixiviación.
5. Pesado de muestra.
6. Análisis de muestra pad lixiviación

**Fotografía N° 1: Secado de muestras de pad de lixiviación.**



**Fotografía N° 2: Pulverizado de muestras de pad de lixiviación**



**Fotografía N° 3: Recepción de muestra pulverizada para su análisis**



**Fotografía N° 4: Ataque de muestra pad lixiviación.**



**Fotografía N° 5: Pesado de muestra.**



Fotografía N° 6: Análisis de muestra pad lixiviación

