







ESTUDIO DE LA DILUCIÓN DE ORO APLICANDO EL PROCESO DE  
CIANURACIÓN, CARBÓN ACTIVADO POR AGITACIÓN CIP, PRESENTE EN  
UN MINERAL DE LA MINA LA PALMERA DEL MUNICIPIO LA LLANADA DEL  
DEPARTAMENTO DE NARIÑO

PAOLA VIVIANA CARDONA CERÓN  
RAQUEL ORDÓÑEZ PALACIOS

UNIVERSIDAD DE NARIÑO  
FACULTAD DE CIENCIAS NATURALES Y MATEMÁTICAS  
DEPARTAMENTO DE QUÍMICA  
SAN JUAN DE PASTO  
2006

ESTUDIO DE LA DILUCIÓN DE ORO APLICANDO EL PROCESO DE  
CIANURACIÓN, CARBÓN ACTIVADO POR AGITACIÓN CIP, PRESENTE EN  
UN MINERAL DE LA MINA LA PALMERA DEL MUNICIPIO LA LLANADA DEL  
DEPARTAMENTO DE NARIÑO

PAOLA VIVIANA CARDONA CERÓN  
RAQUEL ORDÓÑEZ PALACIOS

Trabajo de investigación presentado como requisito parcial para optar por el título  
de Químico.

Director  
ÁLVARO CASTRO LADINO, Ingeniero Metalúrgico

UNIVERSIDAD DE NARIÑO  
FACULTAD DE CIENCIAS NATURALES Y MATEMÁTICAS  
DEPARTAMENTO DE QUÍMICA  
SAN JUAN DE PASTO  
2006

“Las ideas y conclusiones aportadas en la tesis de grado son responsabilidad exclusiva de sus autoras”

Art. 1 del acuerdo No 324 de Octubre 11 de 1966, emanado del honorable consejo directivo de la Universidad de Nariño

Nota de aceptación:

---

---

---

---

---

---

---

Director

---

Jurado

---

Jurado

San Juan de Pasto, Agosto 2006

## AGRADECIMIENTOS

Agradecemos muy sinceramente a nuestro asesor, el Ingeniero Minero Metalúrgico Álvaro Castro Ladino, por sus valiosas sugerencias y orientaciones que fueron de gran importancia para el desarrollo de nuestro trabajo de grado.

Al Departamento de Metalurgia Extractiva DEMEX de la Escuela Politécnica Nacional de Quito, por permitirnos realizar los análisis químicos, mineralógicos, pruebas de flotación y ensayos de cianuración dentro de sus instalaciones, facilitándonos el uso de los materiales, reactivos y equipos de laboratorio; además de las orientaciones brindadas con respecto a la metalurgia extractiva, los cuales fueron de gran valor para la culminación de nuestra tesis.

Al profesor Arsenio Hidalgo Troya por su valiosa colaboración al orientarnos en el desarrollo de la parte estadística de nuestro trabajo de grado.

A Gustavo Ponce por facilitarnos el uso de equipos e instalaciones además de su valiosa colaboración al permitirnos realizar los ensayos, pruebas y análisis previos en el laboratorio de materiales de ingeniería civil de la Universidad de Nariño con lo cual dimos inicio a la realización de nuestro trabajo de grado.

A Roberto García por permitirnos el uso de las instalaciones, equipos e implementos del laboratorio de ingeniería acuícola de la Universidad de Nariño.

A doña María del Rosario Carreño, Rubiela Coral, Jhul Briner Salas, Fabio Muños y al jefe de laboratorios Germán Chávez por su disposición y colaboración para la ejecución de nuestra tesis.

A todos los profesores, laboratoristas y monitores por sus recomendaciones y disposición; y a nuestros compañeros y amigos por su apoyo, solidaridad y consejos, que nos permitieron seguir adelante en los momentos difíciles.

A los profesores Juan José Lozada, Fredy Pantoja y Ximena Delgado por sus orientaciones en el desarrollo de la propuesta inicial de nuestro trabajo de grado.



## DEDICATORIA

Este triunfo alcanzado en mi carrera profesional a través de la culminación de mi trabajo de grado, es parte de mi realización personal; por ello va dedicado primordialmente:

A Dios, que siempre esta presente en mi vida ayudándome y fortaleciéndome con su espíritu vivificador, dándome valor y una segunda oportunidad para enmendar mis errores y así poder seguir adelante sin importar los obstáculos que se puedan presentar a lo largo de la vida.

A mis abuelos, a mis padres, hermanas, tíos, y primos, que siempre estuvieron presentes con su apoyo incondicional; respaldándome, motivándome y regalándome palabras que emanaban un sabio consejo o un regaño, lo cual fue muy decisivo al momento de llegar a concretar mis ilusiones y alcanzar mis metas.

A mis amigos, con los que compartí muchos momentos especiales; entre alegrías y tristezas, risas y lagrimas; con lo cual aprendí a valorar el sentido de la una verdadera amistad, además de entender que la vida te ofrece caminos y tu te encargas de elegir cual te conviene.

Paola Viviana Cardona Cerón

Dedico este triunfo, logrado con dedicación y sacrificio, principalmente a Dios por ser la luz de mi camino y por darme todo lo necesario para poder triunfar en la vida.

A mis padres Rosa Elvira y Raúl Neíl porque con su amor y sacrificio me dieron las fuerzas necesarias para continuar sin desfallecer.

A mis hermanitas Yenny y Diana Carolina por apoyarme siempre y con sus consejos y positivismo no permitir que me rindiera.

A mis amigos y compañeros por compartir conmigo y hacer más agradables todos los momentos vividos a lo largo de mi carrera.

Raquel Ordóñez Palacios

## TABLA DE CONTENIDO

	Pág.
INTRODUCCIÓN	
1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	25
2. OBJETIVOS	26
2.1 OBJETIVO GENERAL	26
2.2 OBJETIVOS ESPECÍFICOS	26
3. MARCO TEÓRICO	27
3.1 PROCESAMIENTO DE MINERALES	27
3.1.1 Caracterización mineralógica	27
3.1.1.1 Minerales refractarios	28
3.1.1.2 Análisis granulométrico	30
3.1.1.3 Análisis químico	31
3.1.1.4 Análisis mineralógico	33
3.1.2 Reducción de tamaños	34
3.1.2.1 Proceso de Trituración	35
3.1.2.2 Proceso de Molienda	35
3.1.3 Concentración	35
3.1.3.1 Concentración gravimétrica	35
3.1.3.2 Procesamiento por flotación	35
3.1.4 Hidrometalurgia	36
3.1.4.1 Métodos de lixiviación	37

3.1.5 Cianuración	38
3.1.5.1 Química de la cianuración	39
3.1.5.2 Mecanismo electroquímico	42
3.1.5.3 Cinética de la reacción	43
3.1.5.4 Controles químicos del proceso de cianuración	44
3.1.5.5 Optimización del proceso de cianuración con reactivos químicos	45
3.1.6 Recuperación de oro y plata	47
3.1.6.1 Cementación con zinc en polvo o virutas	47
3.1.6.2 Adsorción con carbón activado	47
4. METODOLOGÍA EXPERIMENTAL	54
4.1 ÁREA DE ESTUDIO	54
4.1.1 Localización	54
4.1.2 Oferta minera municipal	54
4.1.3 Demanda minera	56
4.1.4 Beneficio de minerales de la mina La Palmera	56
4.2 DISEÑO EXPERIMENTAL	61
4.3 TOMA DE MUESTRAS	61
4.4 CARACTERIZACIÓN MINERALÓGICA	62
4.4.1 Análisis granulométrico	62
4.4.2 Determinación de pH	62
4.4.3 Determinación cualitativa de sales solubles	62
4.4.4 Análisis químico	63
4.4.4.1 Análisis de oro por ensayo al fuego	63

4.4.4.2	Análisis de elementos a través de absorción atómica	65
4.4.4.3	Análisis de azufre como sulfatos a través de espectrofotometría UV-Vis	66
4.4.5	Distribución de valores en una prueba de flotación	66
4.4.6	Análisis Mineralógico	68
4.4.6.1	Análisis con microscopio petrográfico a luz reflejada	68
4.4.6.2	Difracción de rayos X	70
4.5	CIANURACIÓN	70
4.5.1	Cianuración con precipitación Merrill Crow	70
4.5.2	Cianuración por agitación con carbón activado CIP	73
4.5.3	Tratamientos	74
4.5.3.1	Cianuración con precipitación Merrill Crow y tratamiento con peróxido de hidrógeno H <sub>2</sub> O <sub>2</sub>	75
4.5.3.2	Cianuración con precipitación Merrill Crow y tratamiento con óxido plumboso PbO	75
4.5.3.3	Cianuración por agitación con carbón activado CIP y tratamiento con peróxido de hidrógeno H <sub>2</sub> O <sub>2</sub>	75
4.5.3.4	Cianuración por agitación con carbón activado CIP y tratamiento con óxido plumboso PbO	75
5.	RESULTADOS Y DISCUSIÓN	76
5.1	CARACTERIZACIÓN MINERALÓGICA	76
5.1.1	Análisis granulométrico	76
5.1.2	Determinación de pH	77
5.1.3	Determinación cualitativa de sales solubles	77
5.1.4	Análisis Químico	78

5.1.4.1	Análisis de oro por ensayo al fuego	78
5.1.4.2	Análisis de elementos a través de absorción atómica	79
5.1.4.3	Análisis de azufre como sulfatos a través de espectrofotometría UV-Vis	80
5.1.5	Distribución de valores en una prueba de flotación	82
5.1.6	Análisis Mineralógico	83
5.1.6.1	Análisis con microscopio petrográfico a luz reflejada	83
5.1.6.2	Difracción de rayos X	84
5.2	CIANURACIÓN	92
5.2.1	Cianuración con precipitación Merrill Crow	92
5.2.2	Cianuración por agitación con carbón activado CIP	93
5.3	Análisis de varianza para diseño experimental bifactorial	96
5.3.1	Análisis de varianza no paramétrico para tratamientos	99
5.3.2	Análisis de varianza no paramétrico para subtratamientos	100
6.	CONCLUSIONES	102
7.	RECOMENDACIONES	104
	BIBLIOGRAFÍA	105
	ANEXOS	108

## LISTA DE TABLAS

	Pág.
Tabla 1. Diseño experimental	61
Tabla 2. Carga fundente utilizada para el análisis de cabeza	63
Tabla 3. Cargas fundentes empleadas para cada fracción de flotación	67
Tabla 4. Carga fundente utilizada para la esponja de zinc y el relave obtenidos de cianuración con precipitación Merrill Crow	72
Tabla 5. Características fisicoquímicas y de superficie del carbón activado utilizado	73
Tabla 6. Carga fundente para el carbón activado cargado y el relave obtenidos de cianuración por agitación CIP con adsorción en carbón activado.	74
Tabla 7. Resultados obtenidos para el análisis granulométrico	76
Tabla 8. Medida de pH cada 30 minutos de agitación mecánica	77
Tabla 9. Identificación cualitativa de sales solubles con los respectivos reactivos químicos	77
Tabla 10. Resultados obtenidos por ensayo al fuego del mineral de cabeza	78
Tabla 11. Resultados de disgregación ácida para determinación de elementos en porcentaje peso a peso	79
Tabla 12. Resultados de sales solubles analizadas por absorción atómica en lixivaciones ácida y acuosa en ppm	79
Tabla 13. Datos de curva de calibración para determinación de azufre como sulfatos	80
Tabla 14. Absorbancia y concentración de azufre como sulfatos en ppm	80
Tabla 15. Resultados obtenidos por ensayo al fuego de las tres fracciones obtenidas en la prueba de flotación	82
Tabla 16. Balance Metalúrgico de la flotación	82
Tabla 17. Porcentaje de minerales presentes en el mineral de cabeza	84
Tabla 18. Porcentaje de minerales presentes en el concentrado A de flotación	86
Tabla 19. Porcentaje de minerales presentes en el concentrado B de flotación	88
Tabla 20. Porcentaje de minerales presentes en el relave R	90
Tabla 21. Datos promedio de la recuperación de oro en solución a partir de cianuración y precipitación con zinc en polvo	92
Tabla 22. Datos promedio de la recuperación de oro en solución a partir de cianuración y adsorción en carbón activado	93
Tabla 23. Datos promedio del porcentaje de oro en solución con respecto al tiempo para la cianuración con precipitación Merrill Crow y con cada uno de los tratamientos aplicados	94

Tabla 24. Datos promedio del porcentaje de oro en solución con respecto al tiempo para la cianuración por agitación con carbón activado CIP y con cada uno de los tratamientos aplicados	95
Tabla 25. Datos expresados en porcentajes de recuperación de oro	97
Tabla 26. Prueba de normalidad de Shapiro-Wilk, para los porcentajes de recuperación de oro	98
Tabla 27. Porcentajes de recuperación de oro después de aplicar dos tratamientos	99
Tabla 28. Porcentajes de recuperación de oro después de aplicar tres subtratamientos	100



## LISTAS DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1. Representación esquemática de la disolución de oro en soluciones cianuradas, por corrosión electroquímica	43
Figura 2. Veta Corte Negro de la mina la Palmera	54
Figura 3. Planta piloto para procesamiento de minerales auríferos La Llanada Nariño	55
Figura 4. Túnel de extracción minera, mina La Palmera	57
Figura 5. Almacenamiento del mineral extraído	57
Figura 6. Molino Antioqueño	58
Figura 7. Molino Californiano	58
Figura 8. Malla usada en los molinos	59
Figura 9. Paso de arenas finas a través de canalón	59
Figura 10. Concentración por batea	60
Figura 11. Proceso de remolienda en un molino de bolas	60
Figura 12. Toma de muestra	61
Figura 13. Análisis granulométrico	62
Figura 14. Traspaso de muestra fundida a lingotera cónica	64
Figura 15. Régulo obtenido	64
Figura 16. Doré obtenido en la copela	64
Figura 17. Espectrofotómetro de absorción atómica Analyst 300 Perkin-Elmer con muestreador automático y horno de grafito	65
Figura 18. Espectrofotómetro UV-Vis Perkin-Elmer Lambda 11	66
Figura 19. Celda de flotación tipo Denver	67
Figura 20. Difractómetro de rayos X D8 Advance Bruker axs, modelo BR-040T-03	69
Figura 21. Pulidora Phoenix Beta Buehler 60-3002	69
Figura 22. Pulimento de la resina para análisis con microscopio petrográfico a luz reflejada	70
Figura 23. Microscopio petrográfico a luz reflejada Leica DMLP Pentax 10446175	70
Figura 24. Molino de bolas ASEA, motor 60Hz de 1730rpm	71
Figura 25. Cianuración	72
Figura 26. Filtración al vacío de la solución fuerte de cianuración	72
Figura 27. Deslamado del carbón activado a malla 10	73
Figura 28. Calcinación del carbón activado cargado	74
Figura 29. Gráfico: Análisis Granulométrico	76
Figura 30. Prueba cualitativa de identificación de sales solubles	78
Figura 31. Grafico: Curva de calibración para determinación de azufre como sulfatos	80
Figura 32. Identificación de especies mineralógicas por microscopía petrográfica a luz reflejada	83

Figura 33. Difractograma de muestra de cabeza del mineral de la mina La Palmera Veta Corte Negro	85
Figura 34. Difractograma del concentrado A mineral de la mina La Palmera Veta Corte Negro	87
Figura 35. Difractograma del concentrado B mineral de la mina La Palmera Veta Corte Negro	89
Figura 36. Difractograma del relave R mineral de la mina La Palmera Veta Corte Negro	91
Figura 37. Gráfico: Cinética de disolución de oro con datos promedio de porcentaje de oro en solución durante el proceso de cianuración Merrill Crow	94
Figura 38. Gráfico: Cinética de disolución promedio de oro con datos promedio de porcentaje de oro en solución, cianuración por agitación CIP	95
Figura 39. Gráfico: Cinética de adsorción de oro en carbón activado, cianuración por agitación CIP, con datos promedio de porcentaje de oro en solución	96
	83

## LISTA DE ANEXOS

	Pág.
Anexo A. Mapa de Nariño identificando el sector minero, con minería de Veta y Aluvión	108
Anexo B. Mapa de La Llanada, sector mineralizado, mina La Palmera	109
Anexo C. Cálculos del Balance metalúrgico de la flotación	110
Anexo D. Cianuración con precipitación Merrill Crow	110
Anexo E. Cianuración por agitación con carbón activado CIP	115
Anexo F. Cianuración con precipitación Merrill Crow y tratamiento con peróxido de hidrógeno	121
Anexo G. Cianuración con precipitación Merrill Crow y tratamiento con óxido plumboso PbO	126
Anexo H. Cianuración por agitación con carbón activado CIP y tratamiento con peróxido de hidrógeno H <sub>2</sub> O <sub>2</sub>	131
Anexo I. Cianuración por agitación con carbón activado CIP y tratamiento con óxido plumboso PbO	136

## GLOSARIO

**CELDA DE FLOTACIÓN:** equipo en donde se efectúa el proceso de flotación de minerales y que consta de un tanque y un agitador especial. El agitador está montado en un eje hueco para permitir el ingreso del aire.

**CONCENTRACIÓN:** proceso mediante el cual las especies mineralógicas con valor económico que se encuentran contenidas en un mineral, son separadas del material no valioso o de desecho, utilizando para tal efecto operaciones unitarias tales como, molienda, flotación, etc.

**COPELA:** crisol macizo de una mezcla de materiales como magnesia, diatomita y cenizas de huesos.

**COPELACION:** fenómeno por el cual el plomo es adsorbido por la copela.

**DORÉ:** mezcla impura y sin refinar de oro metálico y plata. Se produce mediante la fundición de concentrados de oro y plata, arenas o precipitados. Las impurezas típicas incluyen metales no nobles. El doré se refina hasta obtener oro casi puro en una fundición o refinería.

**ESCORIA:** masa vítrea que queda como residuo al fundir un concentrado metálico.

**FUNDICIÓN:** proceso piro-metalúrgico para la eliminación de las impurezas con las que el metal puede estar químicamente combinado o físicamente mezclado.

**GANGA:** roca u otro material sin valor dentro del cual se encuentran incluidos los minerales valiosos.

**LIXIVIACIÓN:** proceso en que un compuesto metálico soluble se extrae del mineral o concentrado disolviéndolo en un solvente.

**MATERIAL ESTÉRIL:** material sin valor económico que cubre o es adyacente a un depósito de mineral y que debe ser removido antes de extraer el mineral.

**PRECIPITADO:** producto sólido formado dentro de una solución como resultado de una reacción química y que posteriormente es separado de la solución.

**PULPA:** un fluido que contiene sólidos finos suspendidos en un líquido (generalmente agua).

**RELAVE:** material de desecho de una planta concentradora después de que los metales valiosos han sido recuperados.

**TM:** Iniciales de Tonelada Métrica, equivalente a 1.10231 toneladas cortas.

**VETA:** estructura tabular mineralizada, de bordes claramente definidos que lo separan de la roca estéril llamada roca de caja.

**TENOR:** es el contenido de oro por unidad de peso o volumen.

## RESUMEN

Actualmente el desarrollo de la actividad minera en el Departamento de Nariño es muy limitado debido a la aplicación de técnicas rudimentarias que no permiten obtener buenas recuperaciones de oro, el empleo de técnicas alternativas como son el uso de pretratamientos o de carbón activado para la recuperación de oro, permiten incrementar las recuperaciones de oro y hacer que la actividad minera sea económicamente rentable.

El beneficio de minerales auríferos incluye todos los pretratamientos y tratamientos empleados con el fin de desechar el material estéril que acompaña al metal precioso, entre estos se incluyen; la reducción de tamaños, pretratamientos de oxido-reducción, concentración, lixiviación con cianuro y finalmente la recuperación de oro a partir de estas soluciones. La aplicación de uno u otro tratamiento depende de las características propias del mineral que se obtiene por medio de análisis mineralógicos y químicos, en el caso del mineral estudiado, por ser de naturaleza refractaria; debido a la presencia de minerales polisulfurados; no se obtuvieron buenos porcentajes de recuperación de oro (68,08%) con los tratamientos convencionales, por tal motivo se emplearon pretratamientos oxidativos como son el uso de peróxido de hidrógeno y óxido plumboso, con los cuales se observó un incremento en la velocidad de disolución del oro.

En el presente estudio se aplicó el diseño experimental bifactorial. que permitió establecer la técnica con la cual se obtienen mejores recuperaciones de oro a partir de soluciones cianuradas; entre la precipitación con zinc en polvo, Merrill Crow y la adsorción en carbón activado, CIP; además de seleccionar el mejor tratamiento entre el empleo de agentes oxidativos; tales como peróxido de hidrógeno y óxido plumboso; con los cuales se estudió el comportamiento de la cinética de disolución de oro, comparándolas con las procedentes de las disoluciones en las cuales no se empleo ningún tratamiento. Los datos (porcentajes de recuperación de oro) se analizaron estadísticamente aplicando un análisis de varianza no paramétrica de Friedman debido a la falta de normalidad en los mismos. La técnica de recuperación de oro y tratamiento con los que se obtuvo un mayor porcentaje de recuperación, fue la técnica de cianuración por agitación con carbón activado CIP y el tratamiento con óxido plumboso, con los que se alcanzó un máximo de recuperación de oro del 73,16%, con un porcentaje de oro en la solución final de 1,56%, el cual es un valor bajo comparado con la técnica de precipitación Merrill Crow con el mismo tratamiento, donde se obtuvo un porcentaje de oro en solución final de 7,15%.

## ABSTRACT

At present the development of the mining activity in the Department of Nariño is very limited due to the application of technical rudimentary that don't allow to obtain good recoveries of gold, the employment of alternative techniques as they are the previous treatments use or with coal activated for the recovery of gold, that allow to increase the recoveries of gold and to use make that the mining activity is economically profitable.

The profit of auriferous minerals includes all the previous treatments and treatments used with the purpose of discarding the sterile material that accompanies to the valuable metal, among these they are included: sizes reduction, oxidize-reduction previous treatments, concentration, lixiviation with cyanide and finally the recovery of gold starting from these solutions. The application of one or another treatment depends on the own mineral characteristics that obtains by means mineralogical and chemical analysis, in the case of the studied mineral, for being of refractory nature; due to the presence of many sulphide minerals; good recovery of gold percentages were not obtained (68,08%) with conventional treatments, for such a reason oxidize previous treatments was used like use of peroxide of hydrogen and oxide plumboso, with which an increment was observed in the speed of breaking up of the gold.

Presently study was applied the experimental bifactorial design. that it allowed to establish the technique with which better recoveries of gold are obtained starting from cyanides solutions; between the precipitation with powdered zinc, Merrill Crow and the adsorption in activated coal, CIP; besides to choose the best treatment among the oxidize agents use; such as peroxide of hydrogen and oxide plumb; with which the kinetics of breakup of gold was studied, comparing them with those coming from the breakups in which doesn't use any treatment. The data (recovery of gold percentages) were statistically analyzed applying non parametrical variance of Friedman analysis due to the lack of normality in the same ones. The technique of recovery of gold and treatment with those that a bigger recovery percentage was obtained, were the cyanide technique for agitation with activated coal CIP and the treatment with oxide plumb, with those that a maximum gold recovery 73,16% was reached, with a percentage of gold in the final solution of 1,56%, which is a low value compared with the precipitation technique Merrill Crow with the same treatment, where a percentage of gold was obtained in final solution of 7,15%.

## INTRODUCCIÓN

La extracción del oro ha sido una actividad de intenso desarrollo, dada la importancia histórica del metal como resultado de sus particularidades físicas y químicas, su valor decorativo y religioso, además de su escasez.

La industria minero metalúrgica requiere constantemente del análisis químico para el procesamiento de los minerales y el aprovechamiento integral de los valores. La disponibilidad e implementación de métodos analíticos, acelera el avance tecnológico para la obtención no solo de los metales preciosos sino de aquellos otros que los acompañan. Por otra parte el auge en el procesamiento de minerales marginales y de bajo tenor de oro y plata, ha llevado a la necesidad de investigar y desarrollar métodos analíticos más eficientes y exactos para su detección y cuantificación<sup>1</sup>.

Actualmente, el desarrollo minero está en un proceso de transformación con la implementación de nuevas técnicas y tecnologías que contribuyen al mejoramiento de la productividad tanto en pequeña minería como en la industria minera, sin embargo, algunas regiones mineras no han optado por la implementación de dichas técnicas y continúan con la minería artesanal basada en metodologías rudimentarias que requieren de mayor inversión de tiempo y no proporcionan buenas recuperaciones de oro, lo que implica que el factor socio-económico y la calidad de vida de los individuos que practican esta actividad, sea de un bajo nivel, por lo que se crea la necesidad de que en regiones apartadas de la influencia tecnológica centralista, se realicen investigaciones encaminadas a solucionar problemas reales que se presentan en el sector minero.

La minería de metales preciosos ha sido históricamente una actividad de gran importancia para el país. La mayor parte del oro, es producido por la pequeña y mediana minería, aunque sin introducir los cambios requeridos en el sistema de procesamiento de los minerales que permitan incrementar el porcentaje de extracción que actualmente se obtiene<sup>2</sup>.

Nariño ha sido tradicionalmente un Departamento minero, aunque su minería no ha sido totalmente desarrollada, por la forma artesanal en la cual se practica, es de considerar por ello, que la explotación geológico-minero es parcial. La amalgamación y cianuración son los métodos más utilizados y en ninguna de las minas se emplean procesos alternativos como flotación, técnica de carbón activado por agitación CIL, CIP o CIC, pretratamientos químicos entre otros, que

---

<sup>1</sup>VASQUEZ GARCIA, Jorge. Procesamiento de Minerales Auríferos : El control analítico en el procesamiento de minerales. Bogotá: Ministerio de Minas y Energía, 1994. p. 2.

<sup>2</sup> Ibid., p. 1.

son ampliamente utilizados en países como; Ecuador, Perú y Chile; con porcentajes de recuperación de oro según Blacio<sup>3</sup>, entre 80.94% y 93.55% en un tiempo máximo de 24 horas de cianuración.

El presente estudio se realizó con un mineral de la mina La Palmera, veta Corte Negro del municipio La Llanada, llevando a cabo un diseño experimental bifactorial con el fin de realizar un análisis comparativo entre las técnicas de recuperación de oro, precipitación Merrill Crow y carbón en pulpa CIP; además entre tratamientos oxidativos con el empleo de peróxido de hidrógeno, óxido plumboso y sin ningún tratamiento.

El empleo de carbón activado y tratamiento con óxido plumboso, pueden considerarse como alternativa benéfica en cuanto al porcentaje de recuperación de oro, al momento de llevar a cabo el proceso de beneficio minero; siendo además un avance tecnológico rentable al momento de aplicarlo a nivel de planta piloto o industrialmente dentro del departamento de Nariño y específicamente en la zona minera.

Los procesos que se están llevando a cabo en la minería del oro con el fin de incrementar el porcentaje de recuperación, son aquellos que involucran el empleo de carbón activado para la adsorción del oro de las soluciones ricas, para ello existen diferentes técnicas. A través del estudio realizado empleando un mineral de la mina La Palmera del municipio de La Llanada y aplicando pretratamientos químicos se logró establecer cuál de las dos técnicas y tratamientos arrojan mejores porcentajes de recuperación de oro, para este mineral de difícil cianuración, lo cual se consiguió teniendo en cuenta los resultados obtenidos a través de los análisis físicos, químicos, mineralógicos y pruebas de cianuración.

---

<sup>3</sup> BLACIO, George Pastor. Cianuración, adsorción y desorción de carbón activado, con análisis de flotación de las colas cianuradas, en la planta Produmin S. A. En : Desarrollo Minero Metalúrgico en el Ecuador. Quito. (Jul. 2001); p. 66 -68.



## 1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

¿En que porcentaje mejoran la recuperación de oro el empleo del carbón activado para el proceso de cianuración por agitación CIP, y cual es la influencia del tratamiento químico en la disolución de oro de un mineral auroargentífero de la veta Corte Negro, mina La Palmera del municipio La Llanada del Departamento de Nariño?

## 2. OBJETIVOS

### 2.1 OBJETIVO GENERAL

Evaluar el proceso de cianuración con el empleo de carbón activado por agitación CIP, para la dilución de oro presente en un mineral de la veta Corte Negro, Mina La Palmera, del municipio La Llanada del Departamento de Nariño.

### 2.2 OBJETIVOS ESPECIFICOS

- ⊕ Realizar análisis; físicos (análisis granulométrico y pH), químicos (ensayo al fuego, análisis por absorción atómica y Visible) y mineralógicos (difracción de rayos X y microscopia petrográfica a luz reflejada) del mineral a trabajar.
- ⊕ Aplicar pruebas de beneficio (remolienda, flotación, cianuración y fundición) de minerales para la implementación a nivel de laboratorio de la técnica de cianuración con carbón activado por agitación CIP.
- ⊕ Emplear como tratamientos químicos el peróxido de hidrógeno y el óxido plumboso para el proceso de recuperación de oro.
- ⊕ Analizar la cinética de disolución de oro mediante absorción atómica aplicando el proceso de cianuración con carbón activado por agitación CIP.
- ⊕ Analizar la cinética de adsorción de oro mediante absorción atómica aplicando el proceso de cianuración con carbón activado por agitación CIP.
- ⊕ Determinar el porcentaje de recuperación de oro, con el empleo de la técnica de carbón activado.
- ⊕ Realizar un análisis comparativo de la técnica con carbón activado CIP frente a la precipitación con zinc en polvo, teniendo en cuenta los porcentajes de recuperación de oro.

### 3. MARCO TEÓRICO

#### 3.1 PROCESAMIENTO DE MINERALES

Los metales y minerales de importancia comercial se hallan muy raras veces en el estado natural o con la pureza adecuada para su utilización práctica, pues casi sin excepción, forman mezclas físicas o químicas o ambas con otras sustancias carentes de valor. La suma total de los tratamientos a los que se someten los minerales para separar y desechar sus fracciones carentes de valor se conoce con el nombre de procesamiento de minerales. Un concepto más amplio del procesamiento de minerales abarca los métodos químicos de tratamiento y por lo tanto se extiende al campo de la metalurgia extractiva para llegar a la producción de metales comercialmente puros<sup>4</sup>.

3.1.1 Caracterización mineralógica. Según varios autores<sup>5</sup>, una masa mineral es un colectivo de partículas minerales las cuales pueden estar como agregados sueltos o consolidados (macizos). La caracterización mineralógica es el conjunto de principios básicos por los cuales se puede describir de manera tanto cualitativa como cuantitativa, las masas minerales desde los puntos de vista: mecánico, físico, químico y mineralógico. La información obtenida permite el diseño, operación y control de procesos industriales o de beneficio mineral.

Los mismos autores<sup>6</sup> mencionan que entre las propiedades mecánicas de las masas minerales se tiene su resistencia, dureza, abrasividad, coeficiente de reposo, fluidez, entre otras. Entre las propiedades físicas se tienen color, densidad, masa, volumen, superficie, forma, tamaño, entre otras. Entre las propiedades químicas se tiene su composición elemental y entre las propiedades mineralógicas las especies minerales y sus asociaciones presentes en una masa mineral; estas propiedades o características se denominan características granulométricas, químicas, mineralógicas y fisicoquímicas; y su relación entre ellas les da gran utilidad.

La caracterización mineralógica permite identificar un mineral refractario de acuerdo a sus propiedades y composición.

---

<sup>4</sup> VASQUEZ GARCIA, Op. cit., p. 3.

<sup>5</sup> GAVIRIA C; Ana Cecilia, GARCIA E., Jorge Orlando y SANCHEZ Z., Luís Emilio. Procesamiento de minerales auroargentíferos : Fundamentos y generalidades. Medellín : Universidad Nacional, 1992. p. 1.

<sup>6</sup> Ibid., p. 1-2.

3.1.1.1 Minerales refractarios. El término refractario se aplica a minerales auríferos que no permiten obtener valores rentables de recuperación de oro por el método usual de cianuración. En términos cuantitativos un mineral aurífero se considera refractario cuando la recuperación de oro es menor al 80% empleando procesos de cianuración convencional, aun después de molienda ultrafina.

Además puede considerarse también como refractario a un mineral que logrando recuperaciones de oro superiores al 80%, mediante cianuración, produce residuos (relaves) con contenidos elevados de oro (3-30 g/TM)<sup>7</sup>.

Según Cook<sup>8</sup>, los factores que afectan la recuperación de oro tienen naturaleza mineralógica e incluyen:

a. Tipo de mineral aurífero. El oro aparece principalmente en forma de metal nativo que puede contener hasta un 5% de plata, o como electrum, con contenidos de plata que van del 18-36%, se puede considerar que el 80% de los yacimientos auríferos se encuentran en esta categoría. El 20% restante lo constituyen los teluros de oro y minerales menos frecuentes. Se han encontrado trazas de oro en soluciones sólidas reemplazando a la plata, a minerales del grupo del platino o al cobre e incluso con los sulfuros más comunes. Se han registrado la presencia de trazas de oro incluido en teluro nativo como la atokita (Pt, Pd)<sub>3</sub>Sn, atheneite (Pd,Hg)<sub>3</sub>As y zvyagintsevite Pd<sub>3</sub>Pb, entre otros. Cantidades del 3-60% de oro han sido encontradas en asociación con el cobre (Au-Cu); y contenidos del 20% en aleaciones de oro y mercurio (Au-Hg).

b. Tamaño de partícula de oro. Este va desde granos y venas fácilmente visibles (varios milímetros), a partículas de fracciones de micrómetros. El oro se encuentra libre en placeres auríferos, mientras que en el resto de yacimientos es necesario efectuar procesos de reducción de tamaño para lograr liberar a las partículas del mineral precioso y exponerlas a los tratamientos hidrometalúrgicos de recuperación. Los procesos de molienda fina pueden alcanzar un máximo de alrededor de 15 µm de tamaño, por tanto partículas de oro inferiores a este tamaño no podrán ser liberadas.

Se denomina oro grueso a las partículas de oro que son susceptibles de liberación y extracción y se denomina oro fino a las partículas de tamaño inferior a los 20 µm que requieren procesos especiales de tratamiento para la extracción del metal precioso. Se debe considerar que la dilución de oro es relativamente lenta, se ha estimado que se disuelven 3,4 µm de oro por hora.

---

<sup>7</sup> GUEVARA, A y DE LA TORRE, E. Recuperación de oro a partir de minerales refractarios polisulfurados : Minerales auríferos refractarios. Quito : Escuela Politécnica Nacional, 2005. p. 2.

<sup>8</sup> COOK, N. Mineralogical examination of gold-bearing simples. Montreal : McGill University, 1990. p. 51.

c. Minerales asociados al oro. Cornelius<sup>9</sup> señala que el oro se asocia con mayor frecuencia con gangas cuarcíferas asociadas a su vez a sulfuros como la pirita, la arsenopirita y la calcopirita que es una asociación frecuente de sulfuros. Además indica que el oro se puede asociar adicionalmente a sulfosales, óxidos, silicatos, carbonatos, sulfatos, carbón y minerales de uranio.

⊕ Asociación oro-pirita. La pirita ( $\text{FeS}_2$ ) es el más común de los sulfuros y al que se asocia el oro con mayor frecuencia, en forma de oro nativo o electrum presente en un amplio rango de granulometría, que va desde granos fácilmente visibles hasta fracciones de micras, o en forma de soluciones sólidas.

⊕ Asociación oro-arsenopirita. La arsenopirita ( $\text{FeAsS}$ ) es un mineral que se asocia al oro con frecuencia, probablemente es el segundo sulfuro después de la pirita. Las asociaciones encontradas son similares a las que suceden en el caso de la pirita, con un amplio rango de granulometría, y de igual forma se han hallado soluciones sólidas donde el oro reemplaza la estructura cristalina del arsénico.

⊕ Asociación oro-calcopirita. Esta asociación de calcopirita ( $\text{CuFeS}_2$ ) se encuentra en depósitos porfíricos de cobre y depende principalmente de la textura de dicho depósito. El oro puede encontrarse asociado a minerales secundarios de cobre como bornita ( $\text{S}_4\text{CuFe}$ ), chalcocita ( $\text{Cu}_2\text{S}$ ), covelita ( $\text{CuS}$ ), digenita ( $\text{Cu}_9\text{S}_5$ ), djurleita ( $\text{Cu}_{31}\text{S}_{16}$ ), azurita [ $\text{Cu}_3(\text{OH})_2(\text{CO}_3)_2$ ] y malaquita [ $\text{CO}_3\text{Cu}(\text{OH})_2$ ], especialmente en zonas de fractura. Las asociaciones pirita-calcopirita-oro son más frecuentes, aquí el oro se ubica en los límites de granos de pirita o calcopirita o esta totalmente encerrado en esta estructura en forma de finas partículas.

⊕ Asociación de oro y otros sulfuros y sulfosales. El oro puede estar asociado a la pirrotita ( $\text{Fe}_n\text{S}_{n+1}$ ) galena ( $\text{SPb}_6$ ), esfalerita o blenda ( $\text{ZnS}$ ), sulfuros de níquel, arseniuros o sulfoarseniuros, antimonio y antimonio-arsénico-bismuto-plomo y sulfosales, con asociaciones semejantes a las que presenta en el caso de la asociación con la pirita.

⊕ Asociación oro-óxidos de hierro. La asociación de oro con magnetita ( $\text{Fe}_3\text{O}_4$ ), hematina ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ) y óxidos secundarios de hierro como goetita [ $\text{Fe}^{+3}\text{O}(\text{OH})$ ] y limonita [ $\text{FeO}(\text{OH})$ ], es relativamente común en ambientes oxidantes, la forma de asociación es variada, encontrándose incluso granos de oro recubiertos de finas capas de óxidos secundarios de hierro.

⊕ Asociación oro-silicatos y carbonatos. El cuarzo al igual que la pirita son minerales asociados con mayor frecuencia al oro. El metal precioso puede distribuirse en los límites de granos o encerrado en la ganga cuarcífera. Si además de la ganga silícica se encuentran óxidos o sulfuros en el mineral, el oro se encontrará ubicado preferencialmente cerca a estos grupos. En el caso de los

---

<sup>9</sup> CORNELIUS, K. Manual of mineralogy. USA : John Willey & sons, 1999. p. 250-255.

filosilicatos (muscovita  $KAl_2(AlSi_3O_{10})(OH)_2$ , biotita  $[K(Mg,Fe)_3(Al,Fe)Si_3O_{10}(OH,F)_2]$ , clorita  $[(Si_4O_{10})Mg_3(H_2O)Mg_3(OH)_6]$ ) el oro se puede ubicar entre las capas del mineral en forma de venas. Se ha encontrado al oro asociado a la baritina y también a las arcillas, en tamaños prácticamente invisibles.

⊕ Asociación oro-material carbonaceo. El oro se ha encontrado finamente diseminado en el grafito y otros yacimientos minerales ricos en carbón.

⊕ Asociación oro-arena-grava (placeros auríferos). El oro aparece en sedimentos de variable mineralogía y composición, puede estar junto a la ilmenita ( $FeTiO_3$ ), el rutilo ( $TiO_2$ ), casiterita ( $SnO_2$ ), óxidos de hierro, estaurilita  $[FeAl_4Si_2O_{10}(OH)_2]$ , minerales del grupo del platino, entre otros. Se puede presentar en forma de granos masivos e irregulares y ocasionalmente como pepitas de gran tamaño dispuestas a través de la arena.

d. Distribución de oro en el mineral portador. Se han reportado varias formas en las que el oro se distribuye dentro del mineral. El oro puede estar distribuido en las fracturas o en los bordes de granos del mismo mineral, granos de oro rellenan los espacios a lo largo de zonas de fractura en rocas volcánicas y sedimentarias que has sufrido metamorfismo; el oro puede estar distribuido en los bordes de dos diferentes minerales, por ejemplo dos sulfuros, un sulfuro y un silicato, o un sulfuro y un óxido, en este caso la extracción de oro no es fácil, se requieren procesos de molienda fina. El oro también puede estar totalmente encapsulado o diseminado en minerales portadores, que no permiten la recuperación de oro ni con proceso de molienda ultrafina, en este caso se requiere otro tipo de procesos metalúrgicos previos; en este tipo de yacimientos las rocas asociadas son calizas dolomíticas y carbonosas, en donde el oro se encuentra diseminado en granos muy pequeños (0,01-10 $\mu$ m) y está acompañado por sílice, granos de pirita y otros sulfuros<sup>10</sup>.

3.1.1.2 Análisis granulométrico. Este análisis se realiza con el fin de hacer una medición de tamaños de partículas. Existen dos técnicas especiales para caracterizar granulométricamente los minerales llamadas análisis granulométrico por microscopía y análisis granulométrico por mallas o tamices; en la primera se emplea un microscopio y en la segunda una serie de mallas o tamices; en esta última se dan dos modalidades; por vía seca o por vía húmeda dependiendo de la granulometría y del tipo de masa mineral en consideración. El tamaño de una partícula por el método de malla se define como el tamaño de una abertura para una malla cuadrada a través de la cual justamente pasa la partícula<sup>11</sup>.

---

<sup>10</sup> GASPARRINI, C. The differential effects of the microcomposition of ore on the process of extraction. Toronto : The space eagle publishing company Inc, 1989. p. 41.

<sup>11</sup> GAVIRIA, GARCIA y SANCHEZ, Op. cit., p. 12.

3.1.1.3 Análisis químico. De acuerdo a Vásquez<sup>12</sup>, el auge en el tratamiento de los minerales de bajo tenor en oro y plata, de minerales marginales y en el de residuos o colas provenientes de plantas de beneficio, ha llevado a la necesidad de mejorar, desarrollar y de investigar los métodos analíticos para su determinación y cuantificación. El ensayo al fuego y la espectrofotometría de absorción atómica han sido utilizados exitosamente en controles analíticos de los procesos minero-metalúrgicos (en los campos de exploración, la explotación y del beneficio).

a. Ensayo al fuego. El mismo autor<sup>13</sup> señala que el ensayo al fuego ha sido el método por excelencia para las determinaciones de oro y plata, ya que combina una técnica muy eficiente de colección del metal (propiedad que tiene el plomo en estado de fusión de coleccionar el oro y la plata), con el método de evaluar gravimétricamente el oro y la plata: de la aleación plomo-oro-plata, el plomo es separado de los metales preciosos por una cuidadosa fusión oxidante, llamada copelación, en la cual el plomo es oxidado y absorbido por la copela en un 98,5%; el resto, se volatiliza dejando libre el botón de oro y plata. La plata se separa por disolución con HNO<sub>3</sub> diluido (partición), quedando el oro para su cuantificación gravimétrica; cuando el botón de oro y plata no es atacado por el ácido nítrico, es necesario encuartar adicionando plata metálica al botón y cubriendo con plomo metálico para finalmente ser atacado por el ácido. La plata se calcula por diferencia tomando como base el peso de ambos y el peso de la muestra empleada para el ensayo. Dentro del ensayo al fuego se desarrollan dos etapas importantes como lo son la fusión y copelación.

Para la fusión se utiliza una mezcla de reactivos químicos que ejercen un efecto específico en el mineral.

⊕ Tetraborato anhidro de sodio Na<sub>2</sub>B<sub>4</sub>O<sub>7</sub> (Bórax). Es un reactivo fuerte debido a su carácter ácido que se funde a 741 °C, se encarga de disolver todos los óxidos metálicos. La disolución de los óxidos metálicos se produce en dos etapas: El bórax fundido genera una especie vidriada transparente producto de la mezcla de metaborato de sodio y el borato anhidro (1) el que reacciona con el óxido metálico (ej. Oxido de zinc) para formar el respectivo borato (2).



⊕ Oxido plumboso PbO (Litargirio). Es el reactivo más importante de la fundición que funde a 883 °C, una parte se reduce a plomo metálico mediante un agente reductor (3). La función de este plomo es coleccionar el oro y la plata contenida en el

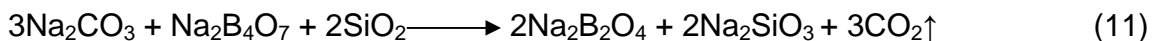
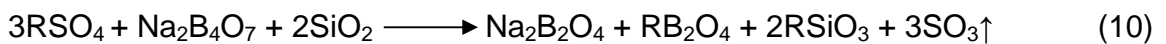
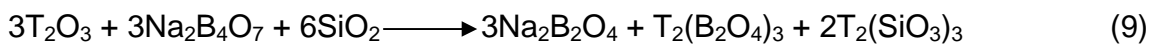
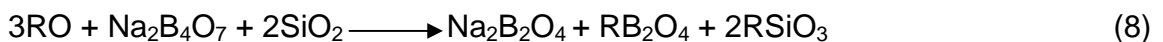
<sup>12</sup> VASQUEZ GARCIA, Op. cit., p. 8.

<sup>13</sup> Ibid., p. 14.

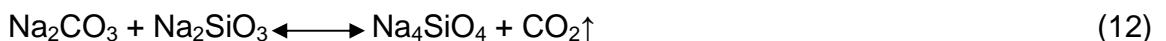
mineral (4). El resto del litargirio actúa en parte oxidando las impurezas metálicas o pasa a formar la escoria al estado de silicato de plomo (5) o plumbatos con los óxidos metálicos (6).



⊕ Oxido de silicio  $\text{SiO}_2$  (Sílice). La sílice actúa principalmente como escorificador del hierro (7), reacciona conjuntamente con el borato de sodio y óxidos monovalentes, divalentes (8) y trivalentes (9); sulfatos de metales monovalentes o divalentes (10), además reacciona con el carbonato y el tetraborato, transformando el tetraborato en borato, formando silicato de sodio y desprendiendo dióxido de carbono (11). El silicio se encarga de proteger el crisol contra la acción corrosiva del bórax y litargirio.



⊕ Carbonato de sodio  $\text{Na}_2\text{CO}_3$ . Funde a  $850^\circ\text{C}$  y a  $950^\circ\text{C}$  se disocia parcialmente expulsando dióxido de carbono y liberando algunos álcalis libres (12). Posee propiedades desulfurantes (13) además que proporciona un flujo básico durante la fundición. Se combina con el óxido de silicio y el tetraborato de sodio para formar silicato de sodio y tetraborato de sodio desprendiendo dióxido de carbono (11).

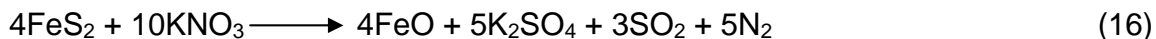


⊕ Nitrato de potasio  $\text{KNO}_3$ . Es un poderoso agente oxidante, funde a  $339^\circ\text{C}$  y se descompone alrededor de los  $400^\circ\text{C}$  liberando oxígeno (14). En presencia de la sílice tiene un efecto oxidante reforzado (15).





El nitrato oxida a los sulfuros a sulfatos y arseniuros a arseniatos. Este es usado comúnmente para convertir sulfuros metálicos a óxidos (16).



⊕ Carbón. En el ensayo al fuego el carbón es empleado como agente reductor que se encarga de reducir el óxido de plomo a plomo metálico con la producción de monóxido de carbono a alta temperatura (17) o dióxido de carbono a baja temperatura (18). Es considerado el más efectivo agente reductor para este fin<sup>14</sup>.



b. Espectrofotometría de absorción atómica. Esta técnica es utilizada para el análisis cuantitativo de aproximadamente 70 elementos. En el campo de la metalurgia se analiza principalmente:

- ⊕ Acetileno: Ag, Ca, Cd, Co, Cr, Cu, Fe, K, Mg, Mn, Ni, Pb, Zn.
- ⊕ Oxido nitroso: Al, Mo, Ti, Ba, Sn, Sb, V.
- ⊕ Hidruros: Hg, As, Se, Bi.

En el caso de muestras sólidas, una vez que la muestra ha sido homogeneizada, cuarteada y se ha tomado una cantidad representativa de la misma, se procede a solubilizar la muestra para el análisis por absorción atómica. Se utilizan principalmente tres métodos para disgregar la muestra, estos son:

- ⊕ Disgregación ácida en microondas.
- ⊕ Disgregación ácida en vasos de teflón.
- ⊕ Fusión alcalina<sup>15</sup>.

3.1.1.4 Análisis mineralógico. El análisis mineralógico permite obtener información que ningún análisis químico podría proporcionar ya que este indica la forma en que están asociados los elementos que lo conforman, es decir permite obtener información sobre las diferentes especies mineralógicas que componen un mineral. El conocimiento detallado de la composición mineralógica es la base misma de una investigación metódica sobre la cual pueden construirse hipótesis de formación de una mineralización. Para este tipo de análisis puede emplearse:

<sup>14</sup> LENAHAN W. C y MURRAY R. Assay and analytical practice in the South African : Mining Industry. Johannesburg : The South African Institute of mining and metallurgy, 2001. p. 45-48.

<sup>15</sup> MARSDEN J., HOUSE I. The chemistry of gold extraction : Series in metals and associated materials. Inland : Elles Horwood, 1992. p. 236.

Microscopio visual, microscopio petrográfico, microscopio electrónico a transmisión, microscopio electrónico a barrido, microsonda electrónica y difracción de rayos X<sup>16</sup>.

a. Análisis con microscopio petrográfico a luz reflejada. Para este análisis se emplean secciones pulidas, y se puede obtener información sobre las diferentes especies mineralógicas que componen el mineral, relaciones entre fases mineralógicas, orden de la mineralización y el tamaño de los granos del mineral de interés permitiendo predecir el valor de la malla de liberación, y por tanto conocer el valor al cual se deberá efectuar una reducción de tamaño para obtener una separación óptima de los diversos constituyentes. Para el análisis se emplean propiedades como color, facilidad de pulido, dureza, poder reflector, pleocroismo, anisotropía, estructura, minerales asociados<sup>17</sup>.

b. Difracción de rayos X. Sigue siendo el método principal, preciso y rápido de la investigación y desarrollo en el dominio de estudio de la estructura de materiales, inicialmente se desarrolló para el estudio de monocristales, pero su aplicación se ha ampliado al campo policristalino. La difracción de rayos X permite realizar la identificación de sustancias cristalinas, estudio completo de la estructura molecular y cristalina de moléculas complejas, ayuda al desarrollo de proceso de síntesis, desarrollo de nuevas sustancias cristalizadas, naturales o químicas. Se aplica fundamentalmente en el campo de las industrias; metalúrgica, de polímeros, química, de vidrios, análisis arqueológicos, farmacéuticos, de recubrimientos, cerámicos, cementos, análisis medio ambientales, análisis mineralógicos y geológicos e incluso investigaciones forenses<sup>18</sup>.

3.1.2 Reducción de tamaños. Según varios autores<sup>19</sup>, el propósito de la reducción de tamaños en los minerales es aumentar la superficie específica de la mena mineral inicial. Esta operación permite lograr el propósito del procesamiento de minerales. La reducción de tamaños es un requisito básico para obtener fracciones granulométricas que permitan lograr la separación y/o concentración de los minerales con base en algunas propiedades físicas de los mismos. Esta operación por lo general se realiza en dos pasos separados pero relacionados; trituración y molienda. La magnitud de las fuerzas aplicadas en la trituración son mayores que las aplicadas en la molienda.

---

<sup>16</sup> Ibid., p. 283.

<sup>17</sup> Ibid., p. 284.

<sup>18</sup> Ibid., p. 284-285.

<sup>19</sup> GAVIRIA C., Ana Cecilia., GARCIA E., Jorge Orlando y SANCHEZ Z., Luís Emilio, Op. cit., p. 71, 72.

3.1.2.1 Proceso de Trituración. Consiste en la reducción del material por fragmentación en una o varias etapas según la granulometría requerida. Para este proceso se utilizan trituradoras de mandíbulas, primarias y secundarias y trituradoras de cono<sup>20</sup>.

3.1.2.2 Proceso de Molienda. Es un proceso de reducción a tamaños finos mediante la utilización de molinos de bolas y autógenos, molinos de barras y molinos de martillos. El propósito de la molienda es de repulpear los relaves para su tratamiento y al mismo tiempo reducir el tamaño de las partículas con el fin de liberar los valores<sup>21</sup>.

3.1.3 Concentración. García<sup>22</sup> indica que la situación más típica que justifica el procesamiento de minerales es la eliminación de la gran masa de minerales de desecho que contienen un mineral explotable, para formar un concentrado. En general, la producción de este concentrado es la fase más compleja y difícil del procesamiento de minerales, en vista de que en ella intervienen la liberación, el control del tamaño y el control de la composición.

Según el mismo autor<sup>23</sup>, la separación de los constituyentes útiles de un mineral de los que carecen de valor se realiza mediante varias técnicas.

3.1.3.1 Concentración gravimétrica. Fue el método más importante hasta la década de 1920, con el advenimiento de la flotación. Aunque los concentradores por gravedad pueden no dar la precisión de separación que puede lograrse con la flotación, generalmente tiene menores costos. La separación por gravedad tiene dos finalidades: separar minerales de la misma densidad por tamaños (clasificación) o de distintas densidades, de acuerdo con su clase (concentración por gravedad). En esta operación los fluidos empleados pueden ser: aire, agua, líquidos más densos que el agua y la fuerza de gravedad como fuerza de diferenciación. Es una característica de todos los dispositivos de concentración por gravedad que las partículas se mantengan ligeramente apartadas, de manera que puedan moverse unas con relación a las otras, para que así logren separarse idealmente en capas de minerales densos y ligeros.

3.1.3.2 Procesamiento por flotación. Es el método más moderno, eficaz y de mayor aplicación, aunque es el más complejo de todos los procesos de concentración. En una suspensión acuosa de galena (sulfuro de plomo) y de otros minerales finamente molidos es posible producir unas condiciones tales, que las burbujas de aire se adhieran a las partículas de galena y en cambio no lo hagan a

---

<sup>20</sup>BENAVIDES GANOZA, Roque y GÁLVEZ PINILLOS, Carlos. Compañía de Minas Buenaventura. [en línea]. (Perú): Jul. 2005 [citado 23 junio]. Disponible en Internet: <<http://www.buenaventura.com.pe/glosario.htm#p>>

<sup>21</sup> Ibid., p 81.

<sup>22</sup> VASQUEZ GARCIA, Op. cit., p. 3.

<sup>23</sup> Ibid., p. 3.

los demás minerales. De ello resulta que estas burbujas de aire consigan la flotación de la galena venciendo las fuerzas de gravedad, mientras los otros minerales son depresados (van al fondo). Este procedimiento es aplicable siempre que entre dos minerales o clases de minerales se registren diferencias químicas apreciables. Los pasos a seguir en una operación de este tipo son:

- ⊕ Molienda acuosa del mineral.
- ⊕ Ajustar la densidad de la pulpa al 25% en peso.
- ⊕ Añadir el colector, reactivo que recubre el mineral de interés.
- ⊕ Agitar la mezcla y al mismo tiempo añadir aire.
- ⊕ Retirar la espuma portadora del mineral de interés<sup>24</sup>.

De acuerdo a varios autores<sup>25</sup>, el beneficio de materias primas de metales preciosos, impone exigencias especiales a la técnica de la concentración. Las causas son las propiedades físicas y geoquímicas o bien yacimientológicas del oro. El oro se encuentra por lo general en yacimientos cuyos tenores en el mineral bruto en yacimientos primarios es máximo de 100-200 g/TM y mínimo 1-2 g/TM. Yacimientos sedimentarios tienen contenidos metálicos entre 0,2 y aproximadamente 20 – 50 g/TM. De acuerdo a esto, se tiene que explotar y beneficiar de manera comparativa grandes cantidades de mineral bruto para cubrir los costos de explotación y de beneficio. El bajo nivel de salarios en la mayoría de los países en desarrollo y su alto porcentaje de trabajo manual, conducen a que la cantidad de aproximadamente 0,3 g de oro por hombre-turno sea considerada como un volumen representativo de producción.

La forma del grano de oro tanto en los yacimientos sedimentarios como también después de la trituración es frecuentemente desfavorable para el beneficio hidromecánico gravimétrico. Los granos de pequeños tamaños en forma de escamas aplastadas son muy difíciles de concentrar gravimétricamente a pesar de la alta densidad específica del oro.

3.1.4 Hidrometalurgia. Meza<sup>26</sup> señala que la hidrometalurgia estudia la recuperación de los metales de sus menas o de sus concentrados disolviéndolos mediante algún reactivo químico y luego precipitándolos a su estado puro. Las principales operaciones usadas en hidrometalurgia son:

a. Lixiviación o disolución selectiva del componente valioso en el agente lixivante.

b. Separación de la solución cargada del residuo. Cuando se completa la lixiviación, la solución rica se separa de los residuos. La práctica es lavar los residuos con la solución más débil o con agua para remover tanto de la solución

---

<sup>24</sup> Ibid., p. 5.

<sup>25</sup> PRIESTER, Michael; HENTSCHEL, Thomas y BENTHIN, Berend. Pequeña minería : Técnicas y procesos. La Paz : Vieweg, 1992. p.227-228.

<sup>29</sup> MEZA, Luis Alberto. Aspectos fundamentales de los procesos hidrometalúrgicos e hidrometalurgia de los metales preciosos. Medellín : Ministerio de Minas y Energía, 1981. p. 95.

rica como sea posible. La filtración también se usa para remover sólidos de la solución.

c. Purificación de soluciones.

d. Precipitación del metal de la solución:

- ⊕ Precipitación química.
- ⊕ Electrólisis usando ánodos insolubles.
- ⊕ Intercambio iónico.
- ⊕ Extracción por solventes.
- ⊕ Cristalización.
- ⊕ Precipitación por gases (Hidrógeno).

Existen diferentes agentes lixiviantes comúnmente usados en hidrometalurgia; como son: el agua; soluciones de sales acuosas como Sulfato férrico  $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ , Carbonato de sodio  $\text{Na}_2\text{CO}_3$ , Cloruro de sodio  $\text{NaCl}$ , Cianuro de sodio  $\text{NaCN}$ , Tioúrea  $\text{CS}(\text{NH}_2)_2$ , Sulfuro de sodio  $\text{Na}_2\text{S}$  y Tiosulfato de sodio  $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$ ; ácidos como el sulfúrico  $\text{H}_2\text{SO}_4$ , Nítrico  $\text{HNO}_3$  y Clorhídrico  $\text{HCl}$ ; y bases como el hidróxido de Sodio  $\text{NaOH}$  y el hidróxido de Amonio  $\text{NH}_4\text{OH}$ . La escogencia de este depende de los siguientes factores:

- ⊕ Carácter químico y físico del material a ser lixiviado.
- ⊕ Costo del reactivo.
- ⊕ Acción corrosiva del reactivo.
- ⊕ Selectividad para el constituyente a ser lixiviado.
- ⊕ Capacidad para ser regenerado<sup>27</sup>.

3.1.4.1 Métodos de lixiviación. Los factores que controlan la escogencia del método de lixiviación son el tenor de la mena y la facilidad con la cual los minerales valiosos se disuelven en un reactivo deseado. De acuerdo a estos factores, los métodos de lixiviación pueden clasificarse en: lixiviación in situ, lixiviación en canchas y botaderos, lixiviación por percolación y lixiviación por agitación<sup>28</sup>.

⊕ Lixiviación por percolación. Es una técnica en la que la solución lixivante se percola hacia arriba o hacia abajo a través del mineral que se ha triturado y se ha colocado en tanques. Los tanques están equipados con un falso fondo cubierto con un medio filtrante. El ciclo de lixiviación puede durar de 2 a 14 días, y la extracción del metal puede ser tan alta como 80 – 85%. Este proceso es apropiado para minerales porosos y arenosos y es inaplicable a minerales que tienden a compactarse en masas impermeables; el método se usa para lixiviar menas de oro, plata, cobre, uranio y vanadio<sup>29</sup>.

---

<sup>27</sup> Ibid., p. 4-7.

<sup>28</sup> Ibid., p. 8-19.

<sup>29</sup> Ibid., p. 11-12.

Para una buena percolación se exige regularidad en el tamaño de las partículas, ya que si hay desigualdad en el tamaño de las partículas las más pequeñas se compactan en los huecos de las más grandes, de tal manera que obstruyen los canales<sup>30</sup>.

⊕ Lixiviación por agitación. En general, este método es apropiado para los minerales de alto tenor, o bien concentrados o calcinados. Las densidades de la pulpa varían desde 40 a 70% de sólidos. El agente lixivante se agrega y la pulpa se agita continuamente. En la agitación el tiempo de contacto es de horas en lugar de días que se requiere en la percolación<sup>31</sup>.

3.1.5 Cianuración. Varios autores<sup>32</sup> indican que la cianuración es un proceso hidrometalúrgico que consiste, en términos generales, en el tratamiento por percolación, agitación, etc. de las arenas, concentrados o residuos provenientes de los molinos, con una solución de cianuro. Esta sustancia tiene la propiedad de disolver el oro contenido en el mineral y el metal noble luego se recupera de la solución. El procedimiento de la cianuración de los minerales de oro y plata reposa en el principio conocido hace ya muchos años, de que los cianuros alcalinos, en solución acuosa, disuelven los metales nobles. Las soluciones de cianuro alcalino muy diluidas atacan de preferencia los metales valiosos y no se combinan con los elementos secundarios no valiosos. Esta peculiaridad es muy importante, pues en un mineral de oro la proporción de material estéril a metal noble, es enorme. Esta propiedad de las soluciones de cianuro se llama acción selectiva.

Desde del año 1844 el profesor Elsner publicó algunas investigaciones relacionadas con el poder disolvente de las soluciones de los cianuros alcalinos sobre los metales preciosos. Estos estudios no dieron, por el momento, resultado práctico inmediato ninguno. Más tarde, en 1887, el metalurgista J. S. Mac Arthur y los médicos R. W y W. Forrest, todos ellos de nacionalidad inglesa, registraron la primera patente para el tratamiento de los minerales auríferos por medio de soluciones diluidas de cianuro de potasio y precipitación de los valores con zinc. La primera mina que empleo la cianuración en gran escala con resultado satisfactorio fue la "Crown" den Nueva Zelandia. La parte química del procedimiento de cianuración ha progresado relativamente muy poco; todavía se emplean las soluciones débiles de cianuros alcalinos; se precipita con zinc en forma de polvo o de virutas; se alcalinizan los minerales casi universalmente con cal, entre otros<sup>33</sup>.

---

<sup>30</sup> Ibid., p. 12.

<sup>31</sup> Ibid., p. 13.

<sup>32</sup> ESCOBAR ALVAREZ, Jesús y ECHEVERRY VILLA, Alberto, Op. cit., p. 102.

<sup>33</sup> Ibid., p. 125.

3.1.5.1 Química de la cianuración. Según Meza<sup>34</sup>, existen diferentes teorías encaminadas a explicar el mecanismo de disolución de oro y plata en soluciones de cianuro, sin embargo la evidencia termodinámica y cinética demuestra que el proceso de disolución el cual es de naturaleza electroquímica, sigue principalmente la reacción:



Esta conclusión fue basada en los siguientes hechos:

- ⊕ Por cada dos moles de metal, un mol de Oxígeno O<sub>2</sub> fue consumido.
- ⊕ Por cada mol de metal disuelto, dos moles de cianuro fueron consumidos.
- ⊕ El peróxido de hidrógeno H<sub>2</sub>O<sub>2</sub> se formó durante la disolución de oro y plata, y por cada dos moles de metal disuelto, un mol de peróxido fue producido.

Efecto de diferentes parámetros en la cianuración. De acuerdo al mismo autor<sup>35</sup>, existen diferentes parámetros que pueden afectar la velocidad del proceso de cianuración, entre ellos están los siguientes:

a. Efecto de la concentración de cianuro. La velocidad de disolución de oro aumenta linealmente con el aumento de la concentración de cianuro hasta que es alcanzado un máximo, mas allá del cual un aumento adicional en el cianuro no aumenta la cantidad de oro disuelto, por el contrario, tiene un ligero efecto retardante.

b. Efecto de la concentración de Ión hidrógeno. Es esencial que la solución de cianuro se mantenga alcalina durante la lixiviación del oro por las siguientes razones:

- ⊕ Para prevenir la hidrólisis del ión cianuro:



- ⊕ Para prevenir la descomposición del cianuro por el CO<sub>2</sub> atmosférico:



- ⊕ Para neutralizar compuestos ácidos en las menas.

- ⊕ Para descomponer bicarbonatos en las aguas de las plantas antes de usarse en cianuración.

La alcalinidad debe ser cuidadosamente controlada para alcanzar buenas disoluciones de oro y plata. En la práctica los rangos de pH generalmente van de 10,5 a 11,5.

<sup>34</sup> MEZA, Luís Alberto, Op. cit., p. 31.

<sup>35</sup> Ibid., p. 32-45

c. Efecto de la temperatura. Aumentando la temperatura se espera que aumente la disolución. Por otra parte, el contenido de oxígeno de la solución disminuiría con el aumento de la temperatura. Entonces habrá una temperatura para la disolución máxima.

d. Efecto de la velocidad de agitación. En procesos controlados químicamente la velocidad de agitación no tiene ningún efecto en la disolución, pero en procesos controlados disfuncionalmente aumenta la velocidad de disolución de oro y plata con el aumento de la velocidad de agitación. Esto se debe esencialmente a la disminución de la capa límite de fluido que rodea la partícula, ya que a menor espesor de la capa límite de líquido, menor espacio deben recorrer los iones cianuros y el oxígeno para alcanzar la superficie del metal precioso.

e. Efecto de la concentración de oxígeno. A bajas concentraciones de cianuro, la disolución depende únicamente de la concentración de cianuro, mientras que a concentraciones altas de cianuro, la disolución es independiente de la concentración de cianuro y depende únicamente de la presión del oxígeno.

f. Efecto de iones extraños. La mayoría del oro se encuentra frecuentemente como metal nativo, casi siempre aleado con varias cantidades de plata. Ciertos minerales están asociados mecánicamente con el oro; los más importantes son: Pirita ( $\text{FeS}_2$ ), Galena ( $\text{PbS}$ ), esfalerita ( $\text{ZnS}$ ), Arsenopirita ( $\text{FeAsS}$ ), Estibina ( $\text{Sb}_2\text{S}_3$ ), pirrotita ( $\text{Fe}_n\text{S}_{n+1}$ ) y calcopirita ( $\text{CuFeS}_2$ ). Minerales de Selenio y magnetita ( $\text{Fe}_3\text{O}_4$ ) también pueden estar presentes. Materia carbonosa está algunas veces asociada con menas de oro. Los principales minerales gangosos son cuarzo ( $\text{SiO}_2$ ), feldespato (aluminosilicatos de potasio, sodio, calcio y a veces bario), micas (silicatos complejos de aluminio) y calcita ( $\text{CaCO}_3$ ). Una de las principales causas de perturbación en cianuración es la presencia de minerales de cobre; aunque sus concentraciones sean menores de 0,01%, este contenido puede afectar la disolución y la precipitación del oro con zinc; no solo consume cianuro sino que también, los cianógenos complejos de cobre así formados afectan indirectamente la disolución del oro. El zinc también forma cianógenos complejos pero su efecto sobre la disolución de oro es mucho menos marcada que con el cobre. Una pequeña cantidad de níquel en una solución cargada tiene un efecto muy dañino sobre la precipitación de oro pero aparentemente tiene poco efecto sobre la disolución del mismo. El arsénico en la forma de oropimente ( $\text{As}_2\text{S}_3$ ) y rejalgar ( $\text{As}_2\text{S}_2$ ) y antimonio como estibina presentan serios problemas en la cianuración; no forman cianuros complejos pero se disuelven en soluciones alcalinas tales como en la cianuración formando tioarsenitos y tioantimonitos los cuales reaccionan con el oxígeno en la solución de cianuro para formar los correspondientes arsenitos y antimonitos, lo que conduce a que ningún oxígeno quede disponible para la disolución de oro. Cuando minerales sulfuros tales como covelita, pirrotita, esfalerita, entre otros, son disueltos en soluciones de cianuro se forma complejos de cianuro, sulfuros alcalinos, tiosulfatos y tiocianatos que afectan la disolución y precipitación de oro.



Los minerales gangosos son insolubles en soluciones de cianuro. La materia carbonosa presente en menas de oro, generalmente perturba ya que adsorbe cianuros complejos de oro. Los minerales metálicos que se disuelven en soluciones cianuradas en algunas ocasiones aceleran o retardan el proceso, así:

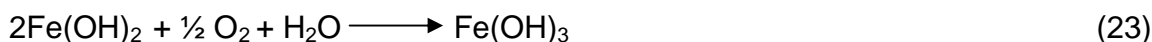
⊕ Efecto acelerante. La presencia de pequeñas cantidades de sales de plomo, mercurio, bismuto y torio aceleran la disolución. De los cálculos de potenciales de electrodos en soluciones de cianuro, se concluyó que el oro puede desplazar los iones de solamente estos cuatro metales.

⊕ Efecto retardante. Puede deberse a:

♣ Consumo de oxígeno de la solución. Debido a que el oxígeno es necesario para la disolución de oro, cualquier otra reacción que ocasione desprender de oxígeno a la solución de cianuro llevara a disminuir el porcentaje de disolución. La pirrotita que acompaña al oro en sus menas se descompone en un medio alcalino formando hidróxido ferroso y sulfuro de sodio.



En la presencia de oxígeno, el hidróxido es fácilmente oxidado a hidróxido férrico.



Mientras el ión sulfuro es parcialmente oxidado a tiosulfato.



Así contribuyen al agotamiento del oxígeno de la solución.

♣ Consumo de cianuro libre de la solución. Formación de cianuros complejos. Algunos minerales de cobre, zinc, hierro que pueden estar asociados con menas de oro se disuelven en cianuro agotando así el contenido de cianuro de la solución.



♣ Formación de tiocianatos. El ión sulfuro liberado cuando la mena contiene minerales sulfuros, reacciona con cianuro y oxígeno para formar el ión tiocianato, el cual no tiene acción sobre el oro.



♣ Adsorción sobre material gangoso. Las menas auríferas y concentrados que contienen cuarzo o aluminosilicatos u otros silicatos, cuando están finamente divididos en un medio acuoso alcalino, forman sílice y alumina coloidal. Cuando

los sulfuros de hierro están presentes en la mena se forma también hidróxido de hierro. Tal material tiene una fuerte capacidad adsorptiva de NaCN.

♣ Formación de películas sobre la superficie del metal.

Sulfuros. La presencia de ión sulfuro a tan bajas concentraciones como 0,5 ppm retarda la disolución. Se cree que una película insoluble de sulfuro auroso se forma sobre el oro, la cual lo protege de la disolución.

Peróxidos. El ión calcio no tiene efectos en la disolución de oro, sin embargo a pH 11,5 tiene un efecto retardante. La disminución es presumiblemente debida a la formación de peróxidos en la superficie del metal la cual previene la reacción con cianuro. El peróxido de calcio es formado mediante la reacción de la cal con peróxido de hidrógeno acumulado en la solución de acuerdo a:



La cal es uno de los reactivos comúnmente usados en la plantas de cianuro para ajustar el pH de la pulpa y conseguir asentamiento. Su uso debe ser cuidadosamente considerado.

Óxidos. El ozono cuando se agrega a la solución de cianuro disminuye el porcentaje de disolución del oro. Aparentemente una capa de óxido de oro, la cual ocasiona un cambio visual del oro a un color rojo ladrillo, es responsable del efecto retardante. Es también posible que el cianuro de potasio sea oxidado por ozono a cianato.

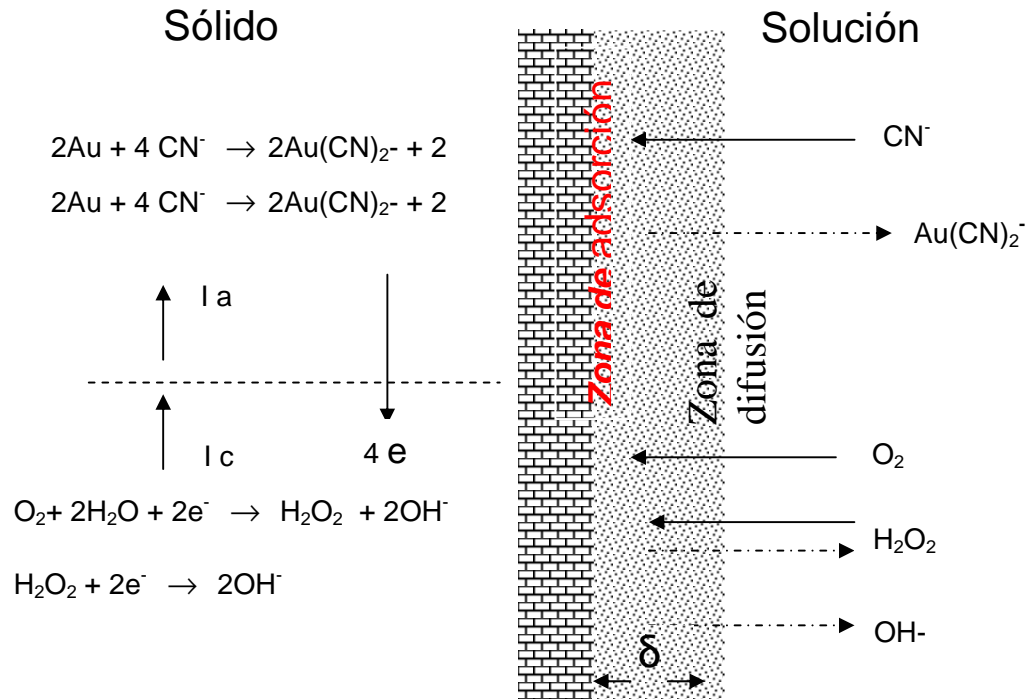
Cianuros insolubles. Cuando se presentan en pequeñas cantidades los iones Pb(II) se observa un efecto acelerante, mientras que en grandes cantidades causan un efecto retardante. El efecto retardante del  $\text{Pb}^{+2}$  se cree que se debe a una película insoluble de  $\text{Pb(CN)}_2$ .

3.1.5.2 Mecanismo electroquímico. De acuerdo a Misari<sup>36</sup>, la lixiviación puede llevarse a cabo mediante mecanismos diversos, tanto físicos como químicos y electroquímicos, en el caso específico de la cianuración se ha podido establecer que la disolución esta regida por los principios electroquímicos de la corrosión.

---

<sup>36</sup> MISARI, Fidel. Metalurgia del oro : Fundamentos básicos de la cianuración. Perú : Centro de Estudios y Promoción En Ciencias de la Tierra, 1993. p. 27 -28.

Figura 1. Representación esquemática de la disolución de oro en soluciones cianuradas, por corrosión electroquímica



La explicación esquemática de este fenómeno se facilita mediante la figura1; la reducción del oxígeno sobre la superficie metálica en la zona catódica va acompañada por la oxidación del oro en la zona anódica de acuerdo a las siguientes reacciones:



El experimento demuestra que existe un flujo de electrones entre la fase líquida, en la que se encuentra el oxígeno disuelto y el cianuro, y la fase sólida constituida por el oro. La capa límite de Nernst, situada entre ambas fases tiene un espesor variable según el método de lixiviación y la velocidad de agitación.

3.1.5.3 Cinética de la reacción. Una reacción fisicoquímica en la cual se hayan involucradas una fase sólida y otra líquida, sucede en las siguientes etapas:

- a. Difusión de los reactantes desde la solución hasta la interfase sólido-líquido.
- b. Adsorción de los reactantes en la superficie del sólido.
- c. Reacción en la superficie.
- d. Desorción de los productos de la reacción de la superficie del sólido.
- e. Difusión de estos productos de la interfase sólido-líquido a la solución.

El tiempo que emplean las etapas a y e es controlado por la velocidad de difusión, en tanto que el de las etapas b, c y d es función de la rapidez de los procesos químicos. Si la difusión es muy lenta una mayor agitación es necesaria para acelerar la reacción, si en cambio esta última es retardada por los procesos químicos, se debe incrementar la temperatura<sup>37</sup>.

3.1.5.4 Controles químicos del proceso de cianuración. Los controles químicos durante el proceso de cianuración son de gran importancia ya que de esto depende la efectividad del proceso, se controla la cantidad de cianuro libre y la cantidad de cal en solución.

⊕ Control de cianuro libre. En la extracción de metales preciosos por vía hidrometalúrgica se emplea el cianuro de sodio, como el acomplejante para el oro y la plata. Una parte del cianuro de sodio debe entonces permanecer libre mientras la otra reacciona formando los complejos de oro y plata. La cantidad de cianuro de sodio que permanece en solución puede ser determinada a través de una técnica titulométrica empleando como indicador yoduro de potasio y como titulante una solución previamente estandarizada de nitrato de plata. Las reacciones de titulación son:



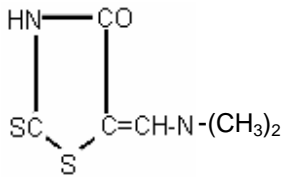
El punto final de la reacción se observa por apareamiento de un enturbiamiento blanquecino cuando se agrega una gota en exceso de nitrato de plata que reacciona sobre el complejo  $\text{Na}[\text{Ag}(\text{CN})_2]$  dando  $\text{AgNO}_3$  insoluble<sup>38</sup>.

Recientemente se ha impuesto un nuevo método para tener una mayor exactitud y economía en el control de cianurados para la obtención de oro y plata, este consiste en la sustitución de yoduro de potasio como indicador, por el reactivo orgánico conocido como: para-dimetilaminobenciliden-rodamina. Tiene este la propiedad de producir en soluciones neutras o ligeramente básicas un cambio muy visible de coloración amarilla a rojo-violeta en el punto final o estequiométrico de la valoración de los cianuros con el nitrato de plata. La sensibilidad del proceso es muy alta y el método analítico es mas seguro que los sistemas colorimétricos normales.

<sup>37</sup> Ibid., p. 28.

<sup>38</sup> GAVIRIA C., Ana Cecilia, GARCIA E., Jorge Orlando y SANCHEZ Z., Luís Emilio, Op. cit., p. 211-212.

La fórmula estructural del indicador es<sup>39</sup>:



Estequiométricamente 169,9 g de nitrato de plata se combinan completamente con 98g de cianuro de potasio. Basados en la reacción 31; 1,733 unidades de nitrato de plata reaccionan completamente con una unidad de cianuro de sodio. Pero si se disuelven 17,33 g de nitrato de plata en agua hasta formar un litro de solución, cada centímetro cúbico de esta contendrá 17,33 mg de nitrato, capaces de reaccionar con 10 mg de cianuro de sodio<sup>40</sup>.

⊕ Control de óxido de calcio libre. El óxido de calcio o cal se usa como medida protectora, pues al hidrolizarse la cal, el pH de la solución se eleva evitando que se presente la hidrólisis del cianuro de sodio, es decir evitando la formación del ácido cianhídrico el cual es altamente nocivo y en la mayoría de los casos mortal. La cantidad de cal libre debe controlarse para evitar consumos y gastos innecesarios. La cal libre se determina empleando fenolftaleína alcohólica al 1% como indicador y titulando con una solución estándar de ácido sulfúrico; el punto final de la titulación se aprecia cuando desaparece el color rojo de la fenolftaleína<sup>41</sup>. La reacción llevada a cabo durante la titulación es:



La alcalinidad protectora sirve para defender la solución de la acción nociva del ácido carbónico del aire. Este ácido tiene la tendencia de apoderarse del álcali soluble de cianuro y transformarlo en carbonato, desalojando el ácido cianhídrico que se escapa al aire. La ligera capa que aparece en la superficie de las soluciones de cianuro, esta constituida por carbonato de calcio: el ácido carbónico se fija sobre la cal, en defensa del cianuro, en vez de emplearse descomponiéndolo a éste<sup>42</sup>.

3.1.5.5 Optimización del proceso de cianuración con reactivos químicos. El proceso de cianuración puede verse comprometido negativamente por la presencia de especies mineralógicas denominadas "cianicidas". Los minerales oxidados de cobre incrementan exageradamente el consumo de cianuro; la pirrotita y otros minerales similares reaccionan con el oxígeno de la solución; el mercurio presente en relaves de amalgamación crea dificultades en los circuitos

<sup>39</sup> TORO VELASQUEZ, Manuel. Nuevo control de cianuración. En : Minería. Quito. Vol. 1, N°. 200 (mar.-may. 1998); p. 18.

<sup>40</sup> ESCOBAR ALVAREZ, Jesús y ECHEVERRY VILLA, Alberto, Op. cit., p.117-118.

<sup>41</sup> GAVIRIA C., Ana Cecilia, GARCIA E., Jorge Orlando y SANCHEZ Z., Luís Emilio, Op. cit., p. 216.

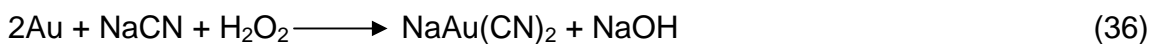
<sup>42</sup> ESCOBAR ALVAREZ, Jesús y ECHEVERRY VILLA, Alberto, Op. cit., p.120.

de adsorción y desorción. Para dar solución a estos problemas se utilizan como alternativas la adición de reactivos químicos.

⊕ Empleo de peróxido de hidrógeno en la cianuración (proceso PAL, Peroxide Assisted Leaching). El uso de oxígeno o un agente oxidante es esencial para la disolución de oro por cianuración. El peróxido es muy conocido en la industria minera como poderoso oxidante, capaz de atacar y destruir cianuro.



Sin embargo es posible el uso controlado de peróxido como oxidante en la cianuración. La aplicación puede parecer como una contradicción. Una empresa Alemana ha desarrollado un proceso para aplicar peróxido en la cianuración, sin tener ningún efecto dañino sobre el cianuro. El interés de buscar un proveedor de oxígeno como el peróxido en lugar de aire, surge de una importante condición para la disolución de oro que es la presencia de oxígeno disuelto en la pulpa.



Según Marchese<sup>43</sup>, la intención del proceso PAL es proveer oxígeno en forma líquida para evitar reacciones laterales, para ello debe cumplirse:

- El peróxido se diluirá antes de agregar a la pulpa.
- La dosificación de peróxido debe ser regulado en base al nivel de oxígeno en la pulpa.
- Una parte importante del control es un electrodo especial de oxígeno resistente a la abrasión de la pulpa.

⊕ Empleo de litargirio. La descomposición de los sulfuros de hierro en soluciones acuosas alcalinas ha sido objeto de amplia investigación; el mecanismo no es muy claro todavía pero aparentemente se libera el ión sulfuro  $\text{S}^{2-}$ . En la práctica, la pirita en contacto con el agua y en presencia de oxígeno del aire se oxida produciendo sales ácidas (sulfatos, sulfitos, tiosulfatos) que disminuyen el pH de la solución. Una alternativa para controlar el efecto negativo de los sulfuros de hierro, consiste en añadir litargirio  $\text{PbO}$  para acelerar la disolución de oro; adiciones de hasta 0,25 Kg/TM son usuales, existiendo la ventaja de disminuir también el consumo de reactivos. La efectividad de este reactivo es limitada, con niveles de alcalinidad superiores a 0,2 g/L de cal, el efecto es casi nulo, siendo la alcalinidad óptima de 0,12 – 0,14 g/L de cal<sup>44</sup>.

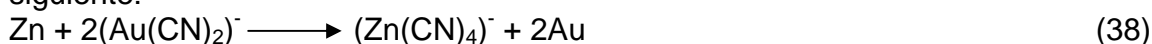


<sup>43</sup> MARCHESE, Adolfo. Minería : Optimización del proceso de cianuración con reactivos químicos. Perú. No. 33 (ene. –mar. 2001); p. 25-26

<sup>44</sup> Ibid., p. 27.

3.1.6 Recuperación de oro y plata. Las recuperaciones de oro y plata a partir de las soluciones lixiviantes se pueden obtener utilizando las siguientes técnicas.

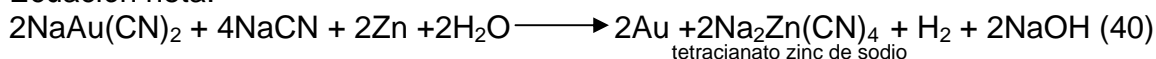
3.1.6.1 Cementación con zinc en polvo o virutas. Generalmente el oro y la plata se recuperan de las soluciones de cianuros con zinc en polvo; la reacción es la siguiente:



El éxito de este proceso se acredita a MacArthur y a Forrest (1888). El proceso es colateralmente acompañado por la disolución de zinc con liberación de hidrógeno gaseoso.



Ecuación neta:



La eficiente precipitación de oro y plata requiere la evacuación preliminar del oxígeno disuelto ya que de cualquier otra manera, cualquier metal precipitado sería redissuelto, por tanto la solución lixivante es primero desaireada y luego transportada a los tanques de precipitación donde se agrega el zinc en polvo. Posteriormente, la suspensión es bombeada a filtros prensa en la cual el oro se recupera como un pastel. El oro contiene un 10% de zinc como también cobre y plomo presentes en la solución, los cuales también son precipitados por zinc.

3.1.6.2 Adsorción con carbón activado. En el desarrollo de la metalurgia extractiva del oro es muy importante el estudio de nuevas alternativas que eviten el uso de mercurio en la recuperación del oro, una de ellas es la adsorción del oro en carbón activado, luego de la disolución por cianuración. Tradicionalmente el oro en la solución de cianuración es precipitado con zinc; el carbón activado proporciona avidéz y selectividad en la recuperación del oro, permitiendo recuperar oro de soluciones de baja concentración donde no es posible utilizar cementación con zinc, así como en soluciones con contenido de varios metales como impurezas<sup>45</sup>.

a. Propiedades de adsorción. El carbón activado debe sus propiedades adsorbentes a su superficie interna, que permite una gran cantidad de sitios activos, como a su distribución de poro; el área superficial externa y la naturaleza de los óxidos superficiales juegan roles menores. El tamaño de los poros desarrollados durante la activación tiene entonces una importante influencia en el comportamiento de la adsorción puesto que los poros actúan como filtros donde

---

<sup>45</sup> AVILA, Margot y DIAZ, Ximena. Metalurgia extractiva. En : Adsorción – Elusión de oro mediante carbón activado. Quito. Vol. 18, No. 1 (ene. –jun. 1993); p. 21.

se previene la adsorción de moléculas grandes pero se promueve la de moléculas que calcen dentro de los poros<sup>46</sup>.

El carbón activado posee macroporos, con radios superiores a 200 nm, tienen una superficie específica baja, pero sirven como conductos de paso hacia el interior donde se encuentran mesoporos con radios entre 1,6 a 200 nm y microporos con radios menores a 1,6 nm; que es donde realmente se produce la adsorción, por lo que un carbón activado de calidad debe presentar una importante microporosidad, pero además una meso y una macroporosidad suficiente que permita una difusión rápida al interior de las partículas de carbón activado<sup>47</sup>.

La superficie externa provee cierto acceso a los poros internos, en donde existe un desbalance de las fuerzas que actúan sobre los átomos superficiales de carbono en las paredes. Los desbalances surgen por los óxidos que imparten caracteres hidrofílicos al esqueleto de carbono, predominantemente hidrofóbico (este hecho además cuenta para la afinidad del carbón activado por muchas especies orgánicas e inorgánicas, polares o no polares). Como el desbalance se presenta en toda la superficie, las moléculas son atraídas o adheridas desde la fase líquida o gaseosa, rectificando las fuerzas superficiales<sup>48</sup>.

b. Mecanismo de adsorción. En un medio cianurado no se distingue oro metálico sobre el carbón. Las teorías sobre la adsorción a partir del medio cianurado pueden ser divididas inicialmente en dos tipos: aquellas que proponen que el ión  $[\text{Au}(\text{CN})_2^-]$  presente en la solución cianurada es adsorbido como tal, y aquellas que proponen que este es alterado químicamente por ejemplo, reducción a oro metálico o precipitación como aurocianuro insoluble  $\text{AuCN}$ . En la primera teoría la adsorción del ión complejo  $\text{Au}(\text{CN})_2^-$  tiene lugar por intercambio iónico. Algunos factores que sustentan esta teoría son:

- ⊕ Los iones  $\text{CN}^-$  son también adsorbidos por el carbón activado.
- ⊕ La adsorción del ión  $\text{Au}(\text{CN})_2^-$  no es acompañada por la adsorción de una cantidad equivalente de iones  $\text{Ca}^{+2}$  o  $\text{Na}^+$  de la solución.
- ⊕ El oro adsorbido puede ser desorbido o desplazado con provisión de iones  $\text{OH}^-$  de soluciones alcalinas calientes.

Estudios posteriores indicaron que el oro adsorbido sobre carbón activado estaba presente en forma de aurocianuro de calcio o en forma de aurocianuro de hidrógeno dependiendo del pH de la solución de cianuro y la concentración del carácter del catión espectador presente. Sin embargo las teorías más recientes son del segundo tipo. Green originalmente propuso reducción a oro metálico por el

---

<sup>46</sup> PINAYA, Ángel. Proyectos metalúrgicos especiales : Tratamiento hidrometalúrgico de minerales complejos conteniendo metales preciosos. Oruro : Corporación minera de Bolivia, 1999. p. 11.

<sup>47</sup> OUDENNE, P. La experiencia en la carbonización, activación y regeneración de carbón activado : simposio internacional de metalurgia extractiva y manufacturera. Lima : TECSUP, 1990. p. 18

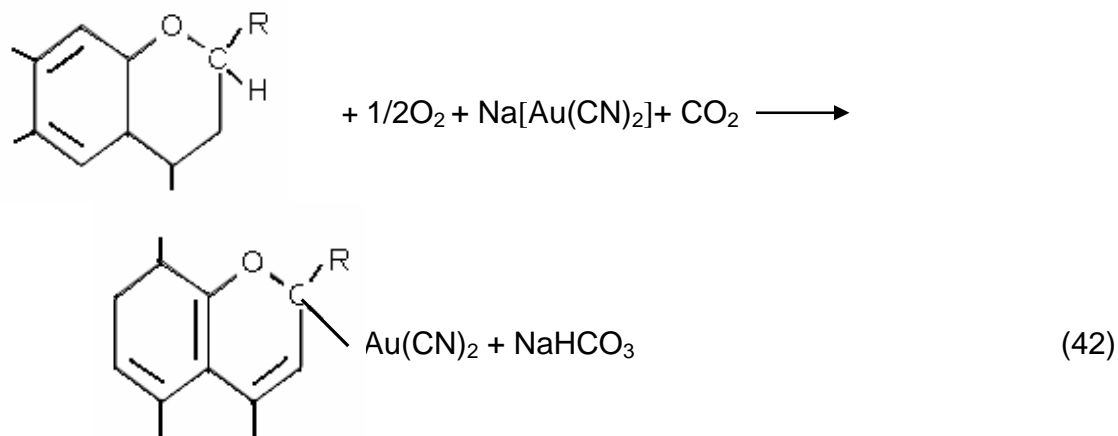
<sup>48</sup> Ibid., p. 29.



monóxido de carbono adsorbido, puesto que el calentamiento del carbón para expulsar el monóxido de carbono destruye su capacidad para adsorber oro. Feldtmann establece que el gas cianógeno, considerado exceso molecular del oro adsorbido y retenido por el carbón de mayor tamaño después de que los cianuros solubles más libres han sido removidos por lavado. Las avanzadas explicaciones para la formación del gas cianógeno involucran la oxidación de cianuro de hidrógeno (formado por hidrólisis) por el oxígeno adsorbido en el carbón de acuerdo a la ecuación:



Garten y Weiss propusieron que el ión aurocianuro se une al carbón por la atracción electrostática del ión carbón presente sobre el carbón de acuerdo a la ecuación:



Kuzminykh y Tyurin propusieron que el mecanismo de adsorción no involucra la atracción electrostática de iones a sitios positivos sobre el carbón, pero que bajo condiciones ácidas, la molécula neutral  $\text{H}[\text{Au}(\text{CN})_2]$  fue adsorbida y bajo condiciones básicas, las sales, por ejemplo  $\text{Na}[\text{Au}(\text{CN})_2]$  fueron adsorbidas por lo cual fueron denominadas “fuerzas de dispersión”, las cuales son del tipo de fuerzas de Van der Waals<sup>49</sup>.

Existen dos tipos de procesos de adsorción. La adsorción física implica a las débiles fuerzas de Van der Waals (al igual que interacciones dipolo – dipolo y de puente de hidrógeno), y los procesos son generalmente reversibles, pues obedecen simplemente a fenómenos electrostáticos generados por la superficie del carbón. La adsorción química se refiere a los procesos que involucran fuerzas homopolares (como en los enlaces iónicos y covalentes), y tales procesos tienden

<sup>49</sup> McBOUGALL, G.J. The physical nature and manufacture of activated carbon. En : Journal of the South African institute of mining and metallurgy. South African. Vol. 91, No. 4 (feb. –jun. 1991); p. 109 -120.

a ser irreversibles. No obstante, la mayoría de los procesos de adsorción son de naturaleza física<sup>50</sup>. De la Torre y Guevara<sup>51</sup>, indican que en general, los factores que influyen en el comportamiento de un carbón activado en la adsorción desde soluciones acuosas son:

⊕ Temperatura. La adsorción es un proceso exotérmico, por tanto a mayor temperatura menor capacidad de adsorción.

⊕ Oro en solución. A mayor concentración de oro en solución, se tiene una mayor velocidad de adsorción de oro y mayor capacidad de carga del carbón.

⊕ Concentración de cianuro libre. A mayor concentración de cianuro de sodio menor es la velocidad de carga de oro en el carbón activado y también menor capacidad de carga (existe competencia de adsorción de otros complejos cianurados). Las condiciones de operación usuales están en el orden de 0.1 – 2 g/L de NaCN.

⊕ pH. Se favorece la adsorción de oro al pH mas bajo posible. No se recomienda valores inferiores a pH 10 para evitar problemas e hidrólisis de cianuro y generar ácido cianhídrico altamente tóxico.

⊕ Presencia de otros iones. Se ha comprobado que la capacidad de carga se incrementa con una mayor concentración de ión complementario en solución, teniéndose preferencia en el siguiente orden:  $Ca^{+2} > Mg^{+2} > H^+ > Li^+ > Na^+ > K^+$ . Por el contrario, la capacidad de carga de oro en el carbón decrecerá con una mayor concentración del anión complementario en el siguiente orden:  $CN^- > S^{-2} > SCN^- > S_2O_3^{-2} > OH^- > Cl^- > NO_3^-$ .

⊕ Oxígeno disuelto. La presencia de oxígeno en solución, provocara la oxidación del cianuro y el decremento de su concentración, favorecerá la adsorción de oro en el carbón activado.

⊕ Envenenamiento del carbón. Sustancias orgánicas e inorgánicas pueden ser atrapadas o precipitar en el carbón, taponando los poros y provocando una baja en la eficiencia de adsorción de oro en el carbón activado. Las principales especies inorgánicas que causan este problema son: Las sales de calcio y magnesio y/o presencia de carbonatos; compuestos de sílice y aluminio (silicatos y aluminatos); partículas finas de hierro, precipitados de metales base (Cu, Pb, Zn). Entre las especies orgánicas que causan el envenenamiento del carbón activado están: diesel, aceites lubricantes y anticongelantes, ácido húmico y otros productos procedentes de suelos y vegetación en descomposición, reactivos de flotación, floculantes y otros agentes activadores de superficie.

---

<sup>50</sup> PINAYA, Ángel, Op. cit., p. 12.

<sup>51</sup> DE LA TORRE, Ernesto y GUEVARA, Alicia. Recuperación de oro de soluciones cianuradas mediante carbón activado. Quito : Escuela Politécnica de Quito, 2005. p. 118.

⊕ Adsorción de otras especies cianuradas. La adsorción de oro en carbón activado, es bastante selectiva, sin embargo habrá algunas especies cianuradas que pueden adsorberse, lo cual dependerá principalmente de su concentración en solución y del pH. El orden de preferencia en el proceso de adsorción es:  $\text{Au}(\text{CN})_2^- > \text{Hg}(\text{CN})_2^- > \text{Ag}(\text{CN})_2^- > \text{Cu}(\text{CN})_3^{-2} > \text{Zn}(\text{CN})_4^{-2} > \text{Ni}(\text{CN})_4^{-2} > \text{Fe}(\text{CN})_6^{-4}$ . Mientras es favorable que la plata se adsorba, la adsorción de mercurio es perjudicial y presenta problemas en etapas posteriores, en especial en la refinación. A bajas concentraciones de cianuro y bajo pH, la especie  $\text{Cu}(\text{CN})_2^-$  puede adsorberse fácilmente en el carbón, lo cual reduce la capacidad de carga del oro. A mayor concentración de cianuro y un pH más alto, se favorece la presencia de las especies  $\text{Cu}(\text{CN})_3^{-2} > \text{Cu}(\text{CN})_4^{-3}$  que se adsorben en mínima proporción en el carbón.

Los mismos autores<sup>52</sup>, reportan que las principales características del carbón activado que deben considerarse para la recuperación de oro de soluciones cianuradas en orden de importancia son:

- ⊕ Dureza: 95 – 99,5%.
- ⊕ Resistencia a la abrasión en pulpa: > 99%.
- ⊕ Alta capacidad de adsorción “K vaule”: 20 – 24 Kg Au/ Tn CA.
- ⊕ Alta velocidad de adsorción R: 0,06 – 0,08 mg Au/ g CA/min.
- ⊕ Alta superficie específica: 700 – 1200 m<sup>2</sup>/ g CA.
- ⊕ Posibilidad de reactivación térmica.
- ⊕ Tamaño de partícula (uniforme y grueso).

Con respecto al tamaño de partícula, los mismos autores<sup>53</sup> sugieren que de manera normalizada se acepta que el lote tenga un tamaño entre 1,2 x 2,4 mm a 1,7 x 3,4 mm (mallas 8x16 y 6x12). El trabajar con tamaños más pequeños de carbón activado, no es conveniente, pues este es más susceptible a una mayor rotura y por tanto las pérdidas de oro en el carbón fino, producto de la rotura, pueden ser muy altas.

c. Métodos de adsorción. La adsorción de oro en carbón activado se puede ejecutar por medio de alguna de las siguientes tres operaciones, que se diferencian básicamente por el tipo de contacto entre el carbón activado y el complejo de oro a ser adsorbido<sup>54</sup>.

⊕ Carbón en pulpa (CIP, Carbón-in-pulp). Esta técnica fue desarrollada en Sudáfrica en la década de los 70, considerado como un gran avance tecnológico con la implementación del uso de carbón activado como adsorbente del oro de la pulpa cianurada, lo cual es viable con minerales cianicidas. En este proceso, el carbón activado se pone en contacto con la pulpa, después de terminada la

---

<sup>52</sup> Ibid., p. 118.

<sup>53</sup> Ibid., p. 119.

<sup>54</sup> Ibid., p. 119.

lixiviación. Esto ocurre en una serie de tanques donde la pulpa de cianuración fluye en contracorriente con el carbón activado (a nivel industrial). Por un lado la pulpa se empobrece en valores de oro mientras que el carbón se enriquece. Las fases típicas involucradas en un proceso CIP se pueden resumir de la siguiente manera:

- ♣ Cianuración convencional por 12 – 24 horas hasta 48 horas, para el caso de concentrados o material que contenga oro grueso.
- ♣ Adición de carbón activado y adsorción de oro por 4 – 8 horas.
- ♣ Separación de carbón cargado por tamizado.
- ♣ Carbón cargado pasa a proceso de elusión.

Laxen<sup>55</sup> señala, que una de las ventajas en el uso del carbón activado sobre otros procesos de recuperación de oro, es el hecho de no requerirse la separación sólido- líquido, tal como la filtración para recuperar el oro disuelto. Se requiere solo una separación sencilla mediante mallas, para separar el carbón cargado de oro de la pulpa de cianuración. Sin embargo en función de la dureza del carbón activado las pérdidas por atricción de carbón fino cargado con oro pueden llevar a valores considerables.

⊕ Carbón en Lixiviación (CIL, Carbón-in-leach). Es una modificación del proceso CIP. En este caso, el carbón se agrega conjuntamente con el cianuro a los tanques agitados donde se realiza la cianuración, de esta forma a medida que el oro se disuelve y pasa a la solución es capturado por el carbón. Este método es altamente ventajoso y aconsejable, para los casos en que existe la presencia de minerales carbonaceos o arcillosos, que compiten con el carbón activo por el oro disuelto. Las fases típicas involucradas en el proceso CIL se pueden definir de la siguiente manera:

- ♣ Adición de carbón activado juntamente con la pulpa de lixiviación. Cianuración y adsorción de oro por 24 horas.
- ♣ Separación de carbón cargado por tamizado.
- ♣ Carbón cargado para proceso de elusión.

La principal desventaja es el alto inventario de carbón en el sistema y el tiempo que pasa en agitación, que aumenta las perdidas de carbón fino, por atricción de carbón activado<sup>56</sup>.

⊕ Carbón en columna (CIC, Carbón-in-column). En esta operación, se trabajan soluciones clarificadas o semiclarificadas provenientes de operaciones de lixiviación en pilas de piscinas, de efluentes, de espesadores o en soluciones de reciclo para eliminación de impurezas. La solución se hace pasar por una serie de columnas empaquetadas con carbón ya sea de manera ascendente o

---

<sup>55</sup> LAXEN, Peter. Processes in South Africa. Carbon in pulp. South Africa : Amsterdam – printed in the Netherlands, 1984. p. 169 -192.

<sup>56</sup> DE LA TORRE, Ernesto y GUEVARA, Alicia. Op. cit., p. 120 -121.

descendente, en un lecho fluido. La principal ventaja de este método, es el hecho de que se disminuyen las posibilidades de rotura del carbón, al no estar en movimiento el carbón ni tener contacto con la pulpa<sup>57</sup>.

---

<sup>57</sup> Ibid., p. 121.

## 4. METODOLOGÍA EXPERIMENTAL

### 4.1 ÁREA DE ESTUDIO

El municipio de La Llanada del departamento de Nariño (Anexo A) fue seleccionado como área de estudio para ejecutar este proyecto debido a que este es un sector reconocido ampliamente en el departamento de Nariño por la práctica de la minería del oro artesanal, además, los relaves provenientes de concentración gravimétrica aún contienen considerables cantidades de oro que actualmente se están desechando por no aplicarse un proceso adecuado para su recuperación. De aquí se seleccionó la mina La Palmera y la veta Corte negro (figura 2).

Figura 2. Veta Corte Negro de la mina la Palmera



4.1.1 Localización. El municipio de La Llanada (Anexo B) está ubicado al centro occidente del Departamento de Nariño y se localiza entre los 1°29'30" de latitud norte y los 77°34'54" de longitud oeste del meridiano de Wreenwich.

Tiene una superficie aproximada de 33956.12 Km<sup>2</sup> y limita geográficamente con:

- ⊕ Por el norte con el municipio de Los Andes Sotomayor.
- ⊕ Por el sur con el municipio de Samaniego.
- ⊕ Por el oriente con el municipio de Linares.
- ⊕ Por el occidente con el municipio de Barbacoas.

4.1.2 Oferta minera municipal. En 1977 la actividad minera resurge gracias a la comunidad de la región, quienes constituyeron la Cooperativa de Mineros de La Llanada COODMILLA, que agrupa a 320 socios y administra las licencias mineras otorgadas por el ministerio, correspondientes al Páramo, La Palmera y El Cisne.

Actualmente se adelantan estudios para poner en marcha la planta piloto (figura 3) con la que cuenta el municipio para realizar los primeros ensayos de cianuración.

Figura 3. Planta piloto para procesamiento de minerales auríferos. La Llanada Nariño



El sector minero de La Llanada, va en detrimento debido a las restricciones impartidas por el ejército y al cambio de la actividad minera para dedicarse a la producción y comercialización de cultivos ilícitos.

La gran mayoría de los depósitos auríferos son de tipo filoniano con un conjunto de intrusiones menores de tipo cuarzodiorítico. Esto favorece al municipio de La Llanada ya que ha generado a través del tiempo el interés por explotar esta riqueza aurífera, trabajando lastimosamente con ausencia de tecnologías apropiadas que les permitan un mejor rendimiento en sus labores, pero gracias a la riqueza de la zona han logrado establecer sitios de interés en ciertos rendimientos económicos que en algunos casos, generan riqueza a sus propietarios, por esta razón se hace necesario diseñar e implantar estrategias claras y acordes a la situación minera por las inmensas oportunidades que pueden significar los ambientes geológicos potenciales, así como el potencial humano que se ha dedicado a esta labor.

⊕ Localización de actividades de exploración y explotación. La presencia de los cuerpos intrusivos de batolitos cuarzodioríticos y del stock de origen granodiorítico, quienes en contacto entre sí y con rocas básicas, esquistos pizarrosos y metabasaltos, originan mineralización, sumado a los ascensos de gases magmáticos desde el interior de la corteza, conforma alteraciones hidrotermales con tendencia a la conformación de yacimientos metálicos. La gran difusión de fallas geológicas locales y regionales, contribuye a la configuración de yacimientos económicos auríferos de filón, en zonas aledañas a estas en pequeñas fallas

locales que posterior a largos procesos geológicos son conformados yacimientos metálicos de interés económico.

Los principales y mas reconocidos yacimientos de filón que son explotados, se conocen con los nombres de Santa Helena, El Retiro, El Rosario, El Páramo, El Canadá, El Cisne, La Palmera, La Espedita, San Roque, El Saspí, El Tablón, La Maria, La Osbelia, La Carmelita y El Rosario.

La mina La Palmera sobre la cual se desarrollo este estudio, tiene las siguientes coordenadas geográficas NO 1°28,802'; WO 77°34,066' y las siguientes coordenadas planas X=655,109; Y=945,819.

4.1.3 Demanda minera. La producción definida y establecida en el mercado aurífero local alcanza una rápida comercialización que le permite satisfacer la demanda permanente, sin embargo, la inadecuada explotación de algunos yacimientos, no alcanza a aprovechar al máximo el potencial aurífero. Esta situación limita el desarrollo minero y del municipio en términos económicos, no obstante las excelentes posibilidades de prospección y exploración en el sector rural, identificados en el plano de geología económico se pueden apreciar en la mina la palmera cuya producción y demanda actual aurífera es de 16,2 Kg Au/año<sup>58</sup>.

4.1.4 Beneficio de minerales de la mina La Palmera. Actualmente el procesamiento de minerales realizado con el mineral de la mina objeto de estudio es el siguiente:

⊕ Extracción del mineral. Inicialmente se realiza una perforación con martillos neumáticos que usan varillas de tungsteno de 0,80; 1,20 y 1,60 cm y con compresores que funcionan con ACPM como combustible o con energía eléctrica. Luego se emplea la dinamita para completar la perforación (figura 4). Se usa maceta para la disminución del tamaño con el fin de facilitar su transporte.

---

<sup>58</sup> ALVAREZ, Afranio; UNIGARRO, Sandra; JUAJINOY, Claudia y SANTACRUZ, Daniel. Esquema de ordenamiento territorial. Llanada : Corporación Autónoma Regional de Nariño, 2005-2016. p. 37, 336 -339, 350.



Figura 4. Túnel de extracción minera, mina La Palmera



Una vez extraído el mineral se acomoda en sacos (figura 5) para ser transportado a caballo hasta los molinos.

Figura 5. Almacenamiento del mineral extraído



⊕ Procesamiento del mineral extraído. El mineral extraído se pasa por un molino antioqueño o por un molino californiano. El molino antioqueño de flechas de madera es un molino hidráulico accionado por la quebrada El purgatorio que pasa por esta zona (figura 6) y procesa 200 Kg de mineral en 24 horas.

Figura 6. Molino Antioqueño



El molino californiano funciona con motor y emplea flechas metálicas de aproximadamente 150 Kg (figura 7), procesa de 1000 a 1200 Kg de mineral en 24 horas.

Figura 7. Molino Californiano



A la salida de los molinos, el mineral pasa a través de un cribado o malla que no permite pasar las partículas que aún no han alcanzado un tamaño menor a la malla. La malla usada en el molino californiano es No. 70 y en el antioqueño es No. 60 (Figura 8).

Figura 8. Malla usada en los molinos



El mineral molido se pasa por un canalón que esta recubierto por una bayeta (figura 9) en la cual se deposita el oro libre junto con arenas finas, posteriormente esta bayeta se lava sobre un platón del cual se toman porciones y se concentra por batea (figura 10).

Figura 9. Paso de arenas finas a través de canalón



Figura 10. Concentración por batea



Una vez retirado el oro libre, el mineral que todavía contiene cierta cantidad de oro se remuele en un molino de bolas (figura 11) y se vuelve a pasar el mineral por el canalón y finalmente se concentra por batea para retirar el oro libre aún presente en el mineral, liberado después de la remolienda.

Figura 11. Proceso de remolienda en un molino de bolas



## 4.2 DISEÑO EXPERIMENTAL

Para este trabajo se aplicó un diseño experimental bifactorial expuesto por Diaz<sup>59</sup>, se trabajó con dos tratamientos que fueron; la recuperación de oro través de precipitación con zinc y la recuperación de oro a través de adsorción en carbón activado; se aplicaron además tres subtratamientos referidos a la adición de reactivos químicos como tratamientos previos a la cianuración; en el primero no se uso aditivos químicos (blanco), en el segundo se adicionó peróxido de hidrógeno H<sub>2</sub>O<sub>2</sub> y en el tercero se adicionó óxido plumboso PbO. Se realizaron tres réplicas para cada interacción.

Tabla 1. Diseño experimental

Subtratamiento \ Tratamiento	Precipitación con zinc Merrill Crow	Adsorción en carbón activado
Sin aditivos químicos	Interacción 1	Interacción 2
Con H <sub>2</sub> O <sub>2</sub>	Interacción 3	Interacción 4
Con PbO	Interacción 5	Interacción 6

## 4.3 TOMA DE MUESTRAS

Las muestras de arenas, a las cuales ya se les ha retirado el oro libre por concentración gravimétrica, procedentes de la veta Corte Negro, mina La Palmera, municipio de La Llanada del Departamento de Nariño, se muestrearon por el método de cuadrícula (Figura 12) para obtener muestras representativas, las cuales se transportaron en bolsas plásticas hasta el laboratorio; se homogenizaron para realizar los respectivos análisis.

Figura 12. Toma de muestra



<sup>59</sup> DIAZ, Abel. Diseño estadístico de experimentos. Medellín : Universidad de Antioquia, 1999. p 183- 187



#### 4.4 CARACTERIZACIÓN MINERALÓGICA

4.4.1 Análisis granulométrico. Con base en la metodología descrita por Bouso y Sepúlveda<sup>60</sup>, con una precisión de 0.03%; se pesó 500,00 g ( $\pm 0,01$ ) de las arenas homogenizadas, se lavó cuidadosamente sobre la malla 200, retirando todo lo que pasó por dicha malla y se recibió en un recipiente esmaltado para secar a 100 °C. El resto del material se traspasó a otra bandeja esmaltada, se secó y se pesó, se llevó al juego de tamices (mallas 10, 30, 50, 80, 100, 140, 180, 200) por 15 minutos con agitación mecánica (figura 13), finalmente se pesó cada fracción.

Figura 13. Análisis granulométrico



4.4.2 Determinación de pH. Se disolvieron 100,00 g ( $\pm 0,01$ ) de las arenas en una relación 1:3, al 25% de sólidos, se agitó a 1000 rpm y se midió el pH cada 30 minutos, hasta lograr que este se estabilizara.

4.4.3 Determinación cualitativa de sales solubles. Se pulverizaron 100,00 g ( $\pm 0,01$ ) de las arenas y se disolvieron en agua, en una relación 1:5, 16.67% de sólidos, se agitó por 30 minutos, se dejó sedimentar y se tomaron 5 mL de la solución en tubos de ensayo. Para análisis de sales férricas se adicionó 1 mL de ferrocianuro de potasio al 15%, para análisis de sales ferrosas se adicionó 1 mL de ferricianuro de potasio al 15%, para análisis de sales cuprosas y cúpricas se adicionó 1 mL de amoníaco y para análisis de sulfatos se adicionó 1 mL de cloruro de bario al 15%<sup>61</sup>.

<sup>60</sup> BOUSO, Juan Luis y CEPULVEDA. Molienda, clasificación y concentración gravimétrica. Quito : Escuela Politécnica Nacional, 2003. p. 40-45.

<sup>61</sup> ESCOBAR ALVAREZ, ECHEVERRY VILLA, Op. Cit., p.113- 114.

4.4.4 Análisis químico. Los análisis químicos se realizaron a través de ensayo al fuego y técnicas espectrofotométricas tanto en absorción atómica de llama como en ultravioleta visible.

4.4.4.1 Análisis de oro por ensayo al fuego. Por este método se analizó la cantidad de oro presente en la muestra de acuerdo a la metodología reportada por Lozada<sup>62</sup>. Para el análisis de cabeza, la muestra se homogeneizó en una lona y se usó un rodillo para eliminar grumos que pudiesen alterar el análisis con el fin de obtener una muestra representativa, se pulverizó durante un minuto a 1000 rpm; de este pulverizado se pesó 30,00 g ( $\pm$  0,01) y se llevó a tostación a una temperatura que ascendió desde 0 hasta 800 °C para eliminar la mayor parte de compuestos azufrados, este proceso se realizó por 2 horas a partir de los 800 °C.

La carga fundente utilizada (tabla 2), se homogeneizó junto con la muestra y se llevó a un vaso de arcilla y luego a la mufla donde se dejó por una hora a partir de los 930 °C; cuando la muestra estuvo totalmente fundida se vació a una lingotera cónica (figura 14), una vez fría, se retiró y se martilló la parte inferior para obtener el régulo (figura 15) y limpiarlo de la escoria golpeándolo repetidas veces hasta formar un cubo. El cubo obtenido se llevó a una copela con el fin de que dicha copela absorba completamente al plomo como óxido plumboso y deje el botón de oro y plata o doré (figura 16) al cual se le realizó un ataque con una solución de ácido nítrico conjuntamente con un calentamiento suave durante 1 hora, lo que permitió disolver la plata y obtener el oro, el cual se calcinó a 800 °C, se dejó enfriar y se pesó.

Tabla 2. Carga fundente utilizada para el análisis de cabeza

Reactivo	Cantidad (g)
Sílice (SiO <sub>2</sub> )	0,00
Borax (Na <sub>2</sub> B <sub>4</sub> O <sub>7</sub> )	30,00
Carbonato de sodio (Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> )	20,00
Litargirio (PbO)	50,00
Carbón (C)	3,00
Nitrato de potasio (KNO <sub>3</sub> )	4,00

<sup>62</sup> LOZADA, Marcelo. Beneficio de minerales auríferos : Ensayo al fuego. Quito : Escuela Politécnica Nacional, 1986. p. 9- 11.

Figura 14. Traspaso de muestra fundida a lingotera cónica



Figura 15. Régulo obtenido



Figura 16. Doré obtenido en la copela





4.4.4.2 Análisis de elementos a través de absorción atómica. Los análisis de disgregación ácida y pruebas de lixiviación, se realizaron de acuerdo a las metodologías propuestas por De la Torre y Guevara<sup>63</sup>.

⊕ Disgregación ácida. Para la preparación de la muestra se pesaron en un reactor 0,200 g ( $\pm$  0,001) de mineral pulverizado y homogeneizado, se añadió 3 mL de ácido nítrico,  $\text{HNO}_3$  y 3 mL de ácido fluorhídrico, HF, se llevó al microondas por 2,5 minutos cada muestra, después se enfrió por 20 minutos y se adicionó 5 mL de ácido clorhídrico, HCl, se volvió a llevar al microondas por 2,5 minutos, se volvió a enfriar por 20 minutos y el extracto ácido obtenido se aforó a 100 mL, a partir de este se leyó cobre a 324,8 nm; hierro a 279,4 nm; plomo a 283,3 nm; zinc a 213,9 nm; calcio a 422,7 nm; magnesio a 285,0 nm; níquel a 352,5 nm; cromo a 357,9 nm; sodio a 589,0 nm; potasio a 768,0 nm; aluminio a 309,3 nm; manganeso a 279,4 nm; molibdeno a 313,3 nm; arsénico a 189 nm y antimonio a 217,6 nm; a través de absorción atómica (figura 17). Esta prueba se realizó por duplicado.

Figura 17. Espectrofotómetro de absorción atómica Analyst 300 Perkin-Elmer con muestreador automático y horno de grafito



⊕ Pruebas de lixiviación. Se pesaron 100,00 g ( $\pm$  0,01) de mineral molido a malla menor de 100 y homogeneizado para realizar dos lixiviaciones, una en ácido sulfúrico de concentración 10,00 g/L y otra en agua, con un porcentaje de sólidos de 33,33%, agitando a 750 rpm, durante 24 horas, después de la agitación se filtró y en los lixiviados obtenidos se leyó cobre, hierro, plomo, zinc, calcio, magnesio, níquel, cromo, sodio, potasio, aluminio, manganeso, molibdeno, arsénico y antimonio; a través de absorción atómica a sus respectivas longitudes de onda.

<sup>63</sup> DE LA TORRE, Ernesto y GUEVARA, Alicia. Recuperación de oro a partir de minerales refractarios polisulfurados : Ensayos prácticos – Análisis químico y Análisis mineralógico. Quito : Escuela Politécnica Nacional, 2005. p. 191-192.

4.4.4.3 Análisis de azufre como sulfatos a través de espectrofotometría Visible. Para la determinación de azufre como sulfatos, de acuerdo a Cepeda<sup>64</sup>, se pesaron 0,020 g ( $\pm 0,001$ ) de arenas pulverizadas y homogenizadas y se depositaron en un beacker de 50 mL, se adicionó 10 mL de una mezcla ácido clorhídrico: ácido nítrico 3:1 y se calentó a 30 °C por 1 hora agitando constantemente, se adicionó 0.2 mL de peróxido de hidrógeno y se agitó por 15 minutos, se filtró y se lavó con agua caliente hasta observar la desaparición de un color amarillento, se aforó a 500 mL. El extracto obtenido se leyó por espectrofotometría visible (figura 18) a una longitud de onda de 420nm en una curva de calibración con patrones de 5, 10, 15, 20 y 25 ppm los cuales se preparan de igual forma que las muestras.

Figura 18. Espectrofotómetro UV-Vis Perkin-Elmer Lambda 11



4.4.5 Distribución de valores en una prueba de flotación. Las arenas se homogeneizaron con ayuda de un rodillo y sobre una lona, hasta lograr su completa uniformidad. Se pesó 1000,00 g ( $\pm 0,01$ ) de mineral molido y homogeneizado y se transfirió a una celda de flotación tipo Denver D-12 (figura 19), se adicionó agua hasta obtener un porcentaje de sólidos de 33,33%, se adicionó cal y se agitó para obtener un pH de trabajo básico.

---

<sup>64</sup> CEPEDA. Determinación turbidimétrica de azufre como sulfatos [en línea], 16-05-2004 [citado 18-10-2005]. Disponible en Internet: <<http://www.reduc.edu.cu/CEPEDA/pags/arch-labca/proced/bromat/Minerales.htm1#Azufre>>

Figura 19. Celda de flotación tipo Denver D-12



A la muestra en agitación se le adicionó como colector para el oro libre y sulfuros, 0,026 g ( $\pm 0,001$ ) de Aerofloat 208 y 0,034 g ( $\pm 0,001$ ) de aceite de pino como espumante, se acondicionó por 5 minutos. Se suministró aire para retirar la espuma que contenía los metales preciosos. Una vez retirada la primera fracción; concentrado A, CA; se adicionó 10 mL de Amilxantato de Potasio (KAX) al 1% y 0,034 g ( $\pm 0,001$ ) más de aceite de pino, se dejó durante un tiempo de agitación de 5 minutos a 1700 rpm, se retiró la espuma formada; concentrado B, CB; y los sólidos restantes corresponden al relave R. Cada fracción obtenida se secó a 110 °C<sup>65</sup>.

Las fracciones secas se homogeneizaron, de cada una de ellas se pesó 30,00 g ( $\pm 0,01$ ) y se tostaron para realizar el ensayo al fuego con el fin de determinar la cantidad de oro presente en cada fracción (tabla 3)<sup>66</sup>.

Tabla 3. Cargas fundentes empleadas para cada fracción de flotación

Reactivo \ Fracción	CA (g)	CB (g)	R (g)
Sílice (SiO <sub>2</sub> )	10,00	10,00	0,00
Borax (Na <sub>2</sub> B <sub>4</sub> O <sub>7</sub> )	30,00	30,00	20,00
Carbonato de sodio (Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> )	20,00	20,00	25,00
Litargirio (PbO)	50,00	50,00	40,00
Carbón (C)	3,00	3,00	3,00
Nitrato de potasio (KNO <sub>3</sub> )	4,00	4,00	0,00

<sup>65</sup> LOZADA, Marcelo. Beneficio de minerales auríferos : Pruebas de flotación. Quito : Escuela Politécnica Nacional, 1986. p. 15- 19.

<sup>66</sup> LOZADA, Beneficio de minerales auríferos : Ensayo al fuego, Op. cit., p. 9- 11

4.4.6 Análisis Mineralógico. El análisis mineralógico se realizó por medio de análisis con microscopio petrográfico a luz reflejada y la técnica de difracción de rayos X, de acuerdo a las metodologías reportadas por De la Torre y Guevara<sup>67</sup>.

4.4.6.1 Análisis con microscopio petrográfico a luz reflejada. Para dicho análisis se tomó una pequeña porción del mineral con la punta de una espátula sin reducción de tamaño y se preparó una resina la cual una vez pulida en una pulidora Phoenix Beta Buehler 60-3002 (figura 20) se analizó a través del microscopio petrográfico de luz reflejada Leica DMLP Pentax 10446175 (figura 22).

Figura 20. Pulidora Phoenix Beta Buehler 60-3002



Figura 21. Pulimento de la resina para análisis con microscopio petrográfico a luz reflejada



---

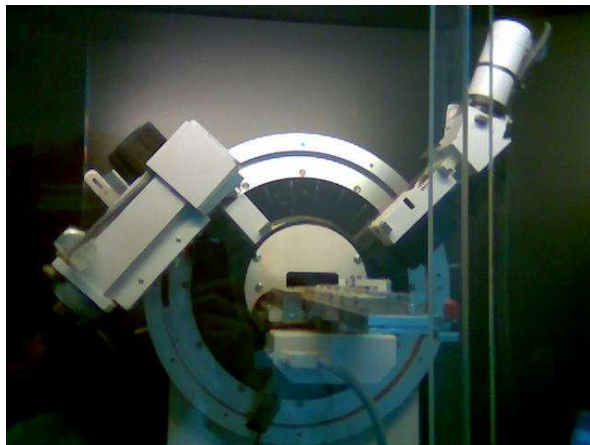
<sup>67</sup> DE LA TORRE y GUEVARA, Recuperación de oro a partir de minerales refractarios polisulfurados : Ensayos prácticos – Análisis químico y Análisis mineralógico, Op. cit., p. 193- 196.

Figura 22. Microscopio petrográfico a luz reflejada Leica DMLP Pentax 10446175



4.4.6.2 Difracción de rayos X. La muestra de cabeza y las fracciones de flotación se pulverizaron para llevar a cabo un análisis de difracción de rayos X, el cual permitió determinar la composición mineralógica del material. El equipo utilizado fue un D8 Advance Bruker axs, modelo BR-040T-03 (figura 23).

Figura 23. Difractómetro de rayos X D8 Advance Bruker axs, modelo BR-040T-03



## 4.5 CIANURACIÓN

4.5.1 Cianuración con precipitación Merrill Crow. Se molió durante 30 minutos 1000,00 g ( $\pm 0,01$ ) de mineral en un molino de bolas ASEA, motor 60 Hz de 1730 rpm (figura 24) a un porcentaje de sólidos del 62,5%, luego se llevó aun porcentaje de sólidos del 33,33% y se agitó para el acondicionamiento de pH, adicionando cal, hasta alcanzar el pH de trabajo entre 10,5 y 11,0 ( $\pm 0,01$ ), posteriormente se

adicionó 2,00 g NaCN/L<sup>68</sup>; se tomaron muestras periódicas de 15 mL; 5 mL para el control de NaCN y cal, y 10 mL para el análisis de oro disuelto a través de absorción atómica a una longitud de onda de 242,8 nm con una relación de flujo aire : acetileno de 8,2 : 0,8 y con un coeficiente de variación del 2%. El control de NaCN se realizó por la técnica titulométrica con AgNO<sub>3</sub> 4,33 g/L utilizando como indicador rodamina<sup>69</sup>, la cal se tituló con H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> 4,375 g/L.

Figura 24. Molino de bolas ASEA, motor 60 Hz de 1730 rpm



Al finalizar las 24 horas de cianuración (figura 25), se filtró (figura 26) y se lavó el relave con 1 L de agua, se tomó una muestra de estas dos soluciones para analizar oro por absorción atómica; en el filtrado obtenido se precipitó el oro en las siguientes condiciones; 2,00 g NaCN/L seguida de una agitación por 5 minutos, 0,30 g(CH<sub>3</sub>COO)<sub>2</sub>Pb/L y agitando por 5 minutos más y finalmente 5,00 g Zn/L, agitando por 10 minutos. La solución de lavado obtenida también se precipitó teniendo en cuenta las condiciones mencionadas<sup>70</sup>. A las esponjas de zinc obtenidas y al relave se les realizó análisis de oro por ensayo al fuego, utilizando 30,00 g (± 0,01) de material y las correspondientes cargas fundentes (tabla 4).

<sup>68</sup> GUEVARA, Alicia., DE LA TORRE, Ernesto y DIAZ Ximena. Recuperación de oro a partir de minerales refractarios polisulfurados : Lixiviación con cianuro – Cianuración. Quito : Escuela Politécnica Nacional, 2005. p. 73- 95.

<sup>69</sup> TORO VELASQUEZ, Op. cit., p. 19.

<sup>70</sup> AVILA, Margota. Análisis de oro en solución : Método Merrill Crow. Quito : Escuela Politécnica Nacional. 1989. p. 6- 8.



Figura 25. Cianuración



Figura 26. Filtración al vacío de la solución fuerte de cianuración



Tabla 4. Carga fundente utilizada para la esponja de zinc y el relave obtenidos de cianuración con precipitación Merrill Crow

Reactivo	Fracción	Esponja de zinc (g)	Relave (g)
Sílice (SiO <sub>2</sub> )		5,00	0,00
Borax (Na <sub>2</sub> B <sub>4</sub> O <sub>7</sub> )		20,00	20,00
Carbonato de sodio (Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> )		15,00	25,00
Litargiro (PbO)		30,00	40,00
Carbón (C)		2,00	3,00
Nitrato de potasio (KNO <sub>3</sub> )		0,00	0,00

4.5.2 Cianuración por agitación con carbón activado CIP. Se molió durante 30 minutos 1000,00 g ( $\pm 0,01$ ) de mineral en un molino de bolas a un porcentaje de sólidos del 62,5%, luego se llevó a un porcentaje de sólidos del 33,33% y se agitó para el acondicionamiento de pH, adicionando cal, hasta alcanzar el pH de trabajo entre 10,5 y 11,0 ( $\pm 0,01$ ), posteriormente se adicionó 2,00 g NaCN/L; se tomaran muestras periódicas de 15 mL; 5 mL para el control de NaCN y cal, y 10 mL para el análisis de oro disuelto a través de absorción atómica. El control de NaCN se realizó por la técnica titulométrica con  $\text{AgNO}_3$  4,33 g/L utilizando como indicador rodamina, la cal se tituló con  $\text{H}_2\text{SO}_4$  4,375 g/L.

Al finalizar las 24 horas de cianuración se realizó el respectivo control y se adicionó 25,00 g de carbón activado/L de características adecuadas (tabla 5) el cual se seleccionó previamente en malla 10 y se deslamó (figura 27) para retirar partículas finas de carbón.

Tabla 5. Características fisicoquímicas y de superficie del carbón activado utilizado

Propiedades físicas		Propiedades de superficie	Propiedades químicas
Granulometría:	6x12	Índice de yodo ( $\text{mgI}_2/\text{g}$ ): 1000	Humedad %: 2,0
Densidad real ( $\text{g}/\text{cm}^3$ ):	0,5		Materia volátil %: 5,0
Densidad aparente( $\text{g}/\text{cm}^3$ ):	0,69		Cenizas %: 2,5
Dureza %:	99,8		Carbón fijo %: 85,0

Figura 27. Deslamado del carbón activado a malla 10



Después de la adición del carbón, se continuó por 4 horas más la cianuración llevando un control periódico de NaCN y cal cada hora<sup>71</sup>.

<sup>71</sup> DE LA TORRE, Ernesto y GUEVARA , Alicia. Recuperación de oro a partir de minerales refractarios polisulfurados : Ensayos prácticos – Carbón en pulpa (CIP). Quito : Escuela Politécnica Nacional, 2005. p. 214- 216.



Al finalizar las 28 horas de cianuración se separó el carbón del mineral a través de una malla N° 30 donde quedó retenido el carbón, este se lavó, se secó a 60 °C, se pesó y se lleva a calcinación a 700 °C (figura 28) hasta observar una calcina rojiza, a dicha calcina se le realizó ensayo al fuego con su respectiva carga fundente (tabla 6). La solución se separó del relave por filtración y el relave se lava con 1 L de agua, se tomaran 10 mL del filtrado y de la solución de lavado para analizar contenido de oro a través de absorción atómica. El relave obtenido se seca y se homogeneiza para realizar análisis de oro por ensayo al fuego.

Figura 28. Calcinación del carbón activado cargado



Tabla 6. Carga fundente para el carbón activado cargado y el relave obtenidos de cianuración por agitación CIP con adsorción en carbón activado

Reactivo	Fracción	Carbón activado cargado (g)	Relave (g)
Sílice (SiO <sub>2</sub> )		0,00	0,00
Borax (Na <sub>2</sub> B <sub>4</sub> O <sub>7</sub> )		20,00	20,00
Carbonato de sodio (Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> )		15,00	25,00
Litargirio (PbO)		30,00	40,00
Carbón (C)		2,00	3,00
Nitrato de potasio (KNO <sub>3</sub> )		0,00	0,00

4.5.3 Tratamientos. Se realizaron dos tratamientos químicos; el primero con peróxido de hidrógeno y el segundo con óxido plumboso. La cianuración procedió normalmente realizando los mismos controles periódicos de NaCN y cal, pero en el paso de preaireación se adicionó el respectivo reactivo oxidante. Se adicionó 50 mL H<sub>2</sub>O<sub>2</sub>/Kg de mineral o 1g PbO/Kg de mineral en cada caso y se agitó por 1 hora antes de proceder con la cianuración<sup>72</sup>.

<sup>72</sup> GUEVARA, Alicia., DE LA TORRE, Ernesto y QUINTANA, Verónica. Recuperación de oro a partir de minerales refractarios polisulfurados : Pretratamientos oxidativos hidrometalúrgicos para

A cada cianuración con su respectiva técnica de recuperación de oro se le aplicó ambos tratamientos químicos.

4.5.3.1 Cianuración con precipitación Merrill Crow y tratamiento con peróxido de hidrógeno  $H_2O_2$ . A las esponjas y al relave obtenidos se les realizó análisis de oro por ensayo al fuego utilizando las cargas fundentes de la tabla 4.

4.5.3.2 Cianuración con precipitación Merrill Crow y tratamiento con óxido plumboso  $PbO$ . A las esponjas y al relave obtenidos se les realizó análisis de oro por ensayo al fuego utilizando las cargas fundentes de la tabla 4.

4.5.3.3 Cianuración por agitación con carbón activado CIP y tratamiento con peróxido de hidrógeno  $H_2O_2$ . Al carbón activado cargado y calcinado y al relave obtenidos se les realizó análisis de oro por ensayo al fuego utilizando las cargas fundentes de la tabla 6.

4.5.3.4 Cianuración por agitación con carbón activado CIP y tratamiento con óxido plumboso  $PbO$ . Al carbón activado cargado y calcinado y al relave obtenidos se les realizó análisis de oro por ensayo al fuego utilizando las cargas fundentes de la tabla 6.

## 5. RESULTADOS Y DISCUSIÓN

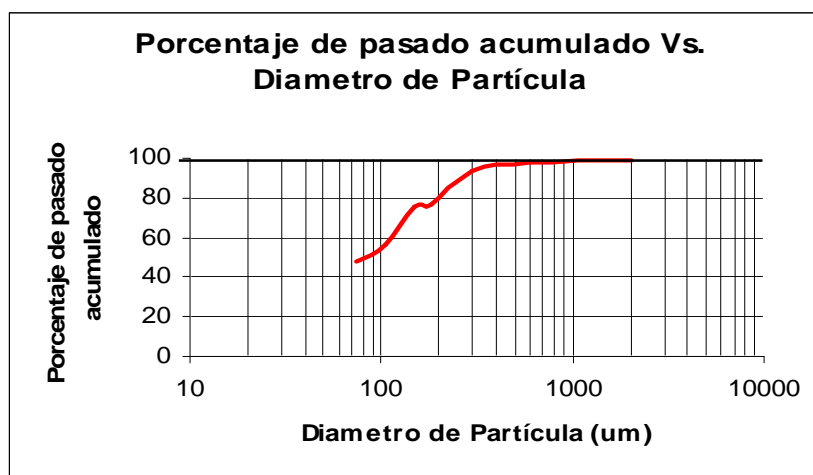
### 5.1 CARACTERIZACIÓN MINERALÓGICA

#### 5.1.1 Análisis granulométrico.

Tabla 7. Resultados obtenidos para el análisis granulométrico

Malla	Diámetro de Partícula ( $\mu\text{m}$ )	g Retenidos	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasado Acumulado
10	2000	3,00	0,66	0,66	99,34
30	600	8,00	1,76	2,42	97,58
50	300	16,00	3,52	5,94	94,06
80	180	78,00	17,14	23,08	76,92
100	150	7,00	1,54	24,62	75,38
140	105	85,00	18,68	43,30	56,7
200	75	40,00	8,79	52,09	47,91
<200		218,00	47,91	100,00	
Alimentación Calculada		455,00	100,00		
Alimentación		500,00			

Figura 29. Gráfico: Análisis Granulométrico



A través de la tabla 7 se puede apreciar el tipo de molienda que se lleva a cabo en el molino californiano de la mina La Palmera, indicando un  $d_{80}$ , (80% de mineral molido que pasa por una determinada malla) para la malla 80 con un diámetro de partícula de 180  $\mu\text{m}$ , lo que indica una molienda relativamente aceptable, con un porcentaje de pasado acumulado de 76,92%; aunque para la malla 100 con un

diámetro de partícula de 150 µm se obtuvo un porcentaje de pasado acumulado del 75,38%, valor cercano al obtenido con la malla 80, e igualmente aceptable. Considerando la constitución mineralógica de los minerales de la zona andina del departamento de Nariño, los cuales se catalogan como polisulfurados; y considerando que al mineral objeto de estudio ya se le ha retirado el oro libre, el cual se considera oro grueso, se necesitaría una molienda más fina que la que se alcanza con un molino californiano, de esta forma se logrará una mejor liberación de partícula y por ende un mejor porcentaje de recuperación de oro, ya que habría una mayor superficie de oro en contacto con la solución cianurada al llevar a cabo el proceso de cianuración.

### 5.1.2 Determinación de pH.

Tabla 8. Medida de pH cada 30 minutos de agitación mecánica

Tiempo (h)	0	0,5	1	1,5	2	2,5
pH	3,31	3,38	3,37	3,37	3,36	3,37

De la tabla 8 se puede apreciar que el mineral trabajado tiene un pH ácido lo que indica la presencia de sales solubles tales como sulfatos, sales ferrosas, férricas y cúpricas. El pH de 3,37 ( $\pm 0,01$ ) obtenido dificulta la cianuración y el proceso en sí, debido a que a un pH tan ácido se requiere la adición de mayor cantidad de cal, lo cual implica un incremento en costos y tiempo, ya que éste se debe acondicionar a un pH entre 10 y 11,0 para lograr una cianuración efectiva además de que no haya riesgo de que el cianuro se disocie a ácido cianhídrico HCN (Reacción 20).

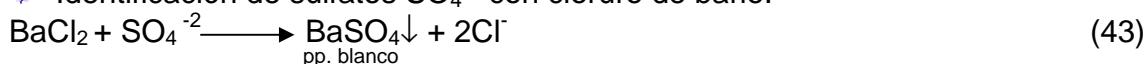
### 5.1.3 Determinación cualitativa de sales solubles.

Tabla 9. Identificación cualitativa de sales solubles con los respectivos reactivos químicos

Sales	SO <sub>4</sub> <sup>-2</sup>	Fe <sup>+3</sup>	Fe <sup>+2</sup>	Cu <sup>+2</sup>
Reacción	+	+	+	+

Con esta prueba se confirmó la razón del pH ácido ya que al efectuarla, se observó la aparición de gran cantidad de precipitado (figura 30) de acuerdo a las siguientes reacciones<sup>73</sup>:

⊕ Identificación de sulfatos SO<sub>4</sub><sup>-2</sup> con cloruro de bario:



<sup>73</sup> ESCOBAR ALVAREZ, ECHEVERRY VILLA, Op. Cit., p.113- 114

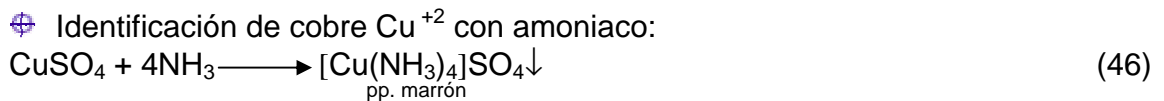
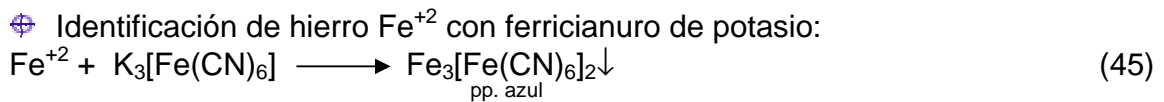
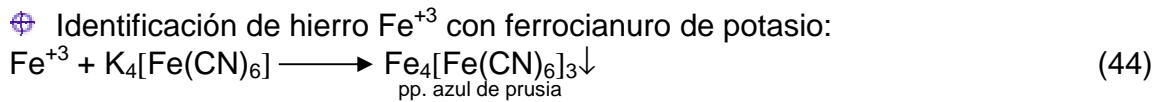


Figura 30. Prueba cualitativa de identificación de sales solubles



Las sales solubles de hierro, cobre y sulfatos encontradas en lixiviación acuosa del mineral a través de las reacciones de identificación cualitativa, dificultan la cianuración además del acondicionamiento de pH, ya que estas sales al igual que el oro reaccionan competitivamente con el cianuro para formar diversos complejos cianurados, lo cual implica un mayor consumo de cianuro durante el proceso y por consiguiente una disminución en el porcentaje de recuperación de oro.

#### 5.1.4 Análisis Químico

##### 5.1.4.1 Análisis de oro por ensayo al fuego.

Tabla 10. Resultados obtenidos por ensayo al fuego del mineral de cabeza

Muestra (g)	Peso Dore (g) ( $\pm 0,00001$ )	Peso Au (g) ( $\pm 0,00001$ )	Au (g/TM)	Peso Ag (g) ( $\pm 0,00001$ )	Ag (g/TM)
30,00	0,00083	0,00057	19	0,00026	8,7

De la tabla anterior se concluye que el mineral estudiado presenta un buen contenido de oro en g/TM lo cual indica que es un mineral rico, por lo tanto se puede optar por un tratamiento que facilite la recuperación del oro que aun esta presente en las arenas.

#### 5.1.4.2 Análisis de elementos a través de absorción atómica.

⊕ Disgregación ácida. Los resultados obtenidos para la prueba de disgregación ácida se muestran en la tabla 11.

Tabla 11. Resultados de disgregación ácida para determinación de elementos en porcentaje peso a peso

Cu	Fe	Pb	Zn	Ca	Mg	Ni	Cr	Na	K	Al	As	Sb
0,20	12,47	$6,7 \times 10^{-3}$	0,05	0,47	0,05	$1,5 \times 10^{-3}$	0,02	4,16	0,35	0,20	0,10	0,03

De acuerdo a los resultados reportados en la tabla 11 se puede afirmar que el mineral estudiado tiene un alto contenido principalmente de hierro; en cuanto a los otros metales analizados, estos se encuentran en menor proporción, sin embargo, el porcentaje en el cual están presentes es considerable, y se debe tener en cuenta al momento de efectuar el proceso de cianuración ya que la presencia de estos metales en sus diferentes formas mineralógicas ocasionan dificultades en dicho proceso.

Esta determinación cuantitativa permitió hallar la cantidad en la cual se encontraban los metales analizados, pero fue de gran importancia complementar este análisis con el análisis mineralógico por difracción de rayos X y microscopia petrográfica que permitió determinar la forma en la que se encuentran asociados dichos metales para conformar los diferentes minerales.

⊕ Pruebas de lixiviación. Los resultados obtenidos para las pruebas de lixiviación ácida y acuosa se muestran en la tabla 12.

Tabla 12. Resultados de sales solubles analizadas por absorción atómica en lixivaciones ácida y acuosa en ppm

Cu	Fe	Pb	Zn	Ca	Mg	Ni	Cr	Na	K	Al	Mo	Mn	Sb	As
62,00	4070,00	10,54	80,00	72,00	105,00	2,39	0,52	315,00	2,59	146,00	0,08	47,40	0,19	0,22
46,50	1442,00	1,91	57,00	67,50	73,00	2,58	0,08	215,00	0,77	138,20	<0,01	42,70	0,12	0,22

De acuerdo a los análisis obtenidos por absorción atómica a partir de las lixivaciones ácida (primera fila) y acuosa (segunda fila) (tabla 12), se puede decir que la muestra presenta un alto contenido de sales solubles principalmente de hierro tanto en agua como en ácido, disolviéndose una mayor cantidad de sales en solución ácida.

Las pruebas de lixiviación podrían considerarse como pretratamientos alternativos para la eliminación de sales cianicidas o consumidoras de cianuro; resultando más eficiente un lavado ácido debido a que se alcanza a eliminar una mayor cantidad de sales solubles en este medio, recurriendo posteriormente a un lavado acuoso con el fin de eliminar los residuos ácidos que podrían interferir al momento de llevar a cabo el proceso de cianuración.

#### 5.1.4.3 Análisis de azufre como sulfatos a través de espectrofotometría Visible.

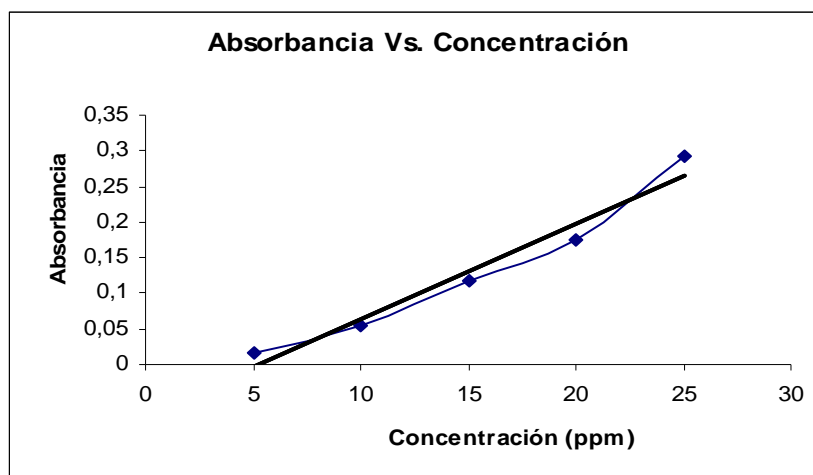
Tabla 13. Datos de curva de calibración para determinación de azufre como sulfatos

Concentración ppm	Absorbancia
5,00	0,017
10,00	0,056
15,00	0,118
20,00	0,175
25,00	0,293

Tabla 14. Absorbancia y concentración de azufre como sulfatos en ppm

Absorbancia	Concentración ppm
0,020	6,642

Figura 31. Grafico: Curva de calibración para determinación de azufre como sulfatos



⊕ Análisis de regresión y correlación lineal de la curva de calibración para determinación de azufre como sulfatos<sup>74</sup>

♣ Contraste de significación. Se plantea la hipótesis:

Ho = No existe correlación entre la concentración y la absorbancia

Hi = Existe correlación entre la concentración y la absorbancia

Se calcula t usando la siguiente fórmula:

$$t = \frac{|r| \sqrt{n-2}}{\sqrt{1-r^2}}$$

El valor de t calculado 8,5 es mayor que el valor de t tabulado al 95% de 2,57 y al 99% de 4,03; por lo tanto se rechaza la hipótesis nula, lo que indica que hay una correlación significativa entre las lecturas de absorbancia y la concentración.

♣ Coeficiente de correlación. Para estimar como se ajustan los puntos experimentales a una línea recta, se determina el coeficiente de correlación r, el cual puede tomar valores en el intervalo  $-1 \leq r \leq +1$ ; cuando no existe correlación entre X e Y, r será 0; el coeficiente de correlación encontrado fue de 0,98 valor bastante cercano a la unidad, mostrando una relación relativamente fuerte entre las variables lo que indica una dependencia lineal de los valores de absorbancia con los valores de concentración.

♣ Coeficiente de determinación. El coeficiente de determinación  $r^2$ , mide en que porcentaje la variable dependiente Y, en este caso absorbancia, esta explicada por la variable independiente X, concentración; para este caso, indica que el modelo explica un 96,04% de la variabilidad en la absorbancia.

♣ La recta de regresión de Y sobre X. Indica la relación lineal existente entre la señal analítica (Y) y la concentración (X) mostrando la línea recta a través de los puntos de la gráfica de calibrado, cada uno sujeto a un error experimental.

Pendiente de la recta de mínimos cuadrados:

$$b = \frac{\sum[(X_i - \bar{X})(y_i - \bar{y})]}{\sum(X_i - \bar{X})^2}$$

$$b = 0,0134$$

Ordenada en el origen de la recta de mínimos cuadrados:

$$a = \bar{Y} - b\bar{X}$$

$$a = 0,132 - (0,0134 \times 15) = -0,069$$

---

<sup>74</sup> MILLER, James y MILLER, Jane. Estadística y quimiometría para química analítica. Madrid : Prentice Hall, 2000. p. 115- 122, 146-147



Ecuación:

$$Y = 0,0134X - 0,069$$

De acuerdo a la anterior ecuación se deduce que para una absorbancia de 0,020, se obtiene una concentración de azufre de 0,642 ppm (tabla 14). La cantidad de azufre generalmente en forma de sulfuros metálicos, oxidada a sulfatos, es considerable, lo cual indica que existen cantidades apreciables de azufre en el mineral que pueden actuar como sales cianicidas afectando también el proceso de cianuración, estos sulfuros metálicos le confieren al mineral la propiedad de refractoriedad, implicando igualmente que el proceso de cianuración se torne costoso por la cantidad de reactivos a emplear y complicado por el tiempo que se requeriría para el acondicionamiento de la pulpa.

5.1.5 Distribución de valores en una prueba de flotación. En la tabla 16 se muestra la distribución de oro y plata en las tres fracciones obtenidas por flotación.

Tabla 15. Resultados obtenidos por ensayo al fuego de las tres fracciones obtenidas en la prueba de flotación

Muestra	Peso Dore (g) (± 0,00001)	Peso Au (g) (± 0,00001)	Au (g/TM)	Peso Ag (g) (± 0,00001)	Ag (g/TM)
CA	0,00301	0,00216	72,0	0,00085	28
CB	0,00087	0,00061	20	0,00026	8,7
R	0,00004	0,00001	0	0,00003	1

Tabla 16. Balance Metalúrgico de la flotación

Fracciones	Peso (g)	% peso	Au (g/TM)	% Au	Ag (g/TM)	% Ag
CA	217,60	22,382	72,0	89,7	28	80
CB	87,80	9,031	20	10,3	8,7	10
R	666,80	68,587	0	0	1	9
Σ	972,20	100		100		99
Totales del Balance			18		8	

Los cálculos realizados (Anexo C), permitieron obtener los resultados para el balance metalúrgico a través de la prueba de flotación, estos indicaron un contenido de oro de 18 g/TM y de plata de 8 g/TM, que permitieron confirmar las concentraciones de oro y plata encontradas por medio del análisis por ensayo al fuego aplicado al mineral de cabeza.

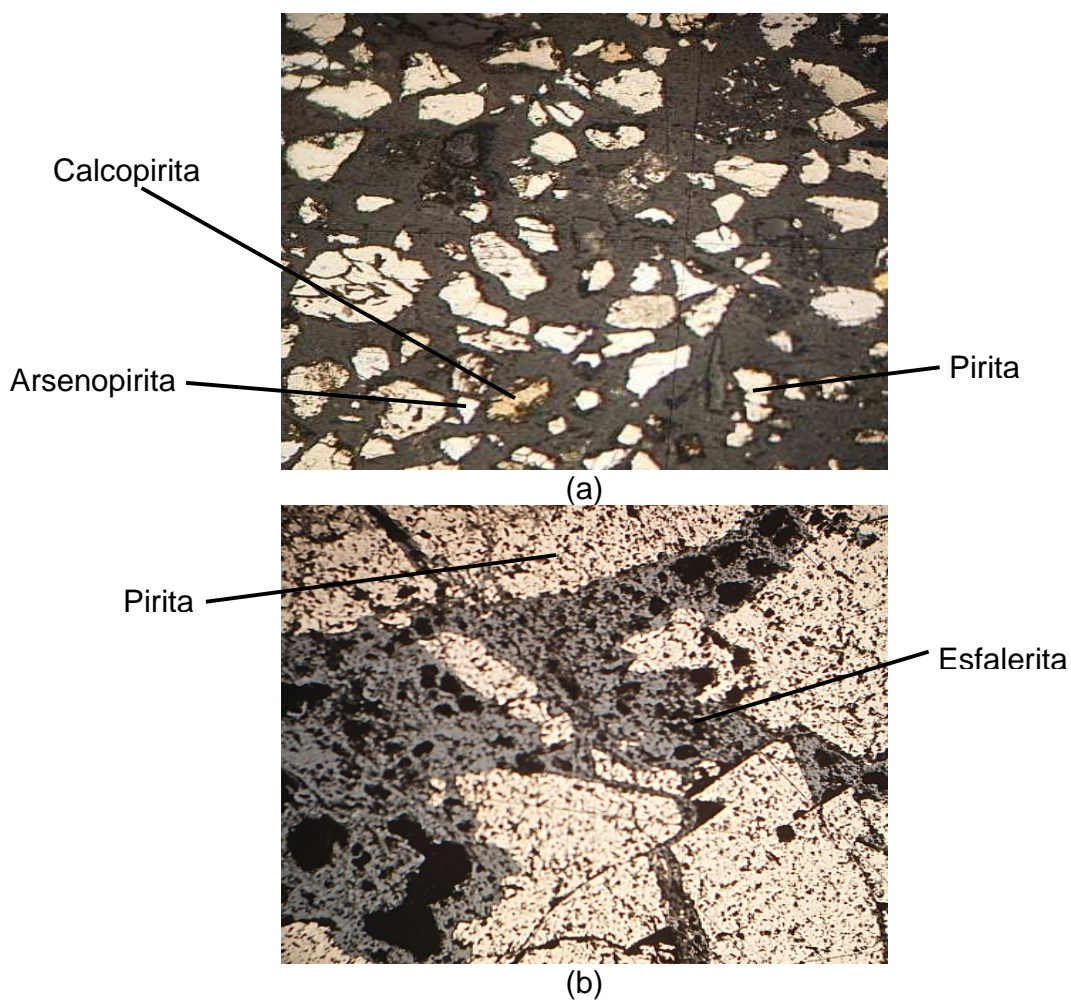
De acuerdo a esta prueba se puede deducir que el mineral se comporta de una manera adecuada, obteniendo la mayor cantidad de oro en el concentrado inicial CA, viéndose reflejado en la cantidad de oro (72 g/TM), seguido del concentrado B CB (20 g/TM), quedando el relave sin la presencia del metal precioso, obteniendo también cantidades apreciables de plata en los mencionados concentrados y relave.

La aplicación de la técnica de flotación puede ser considerada como una alternativa viable de concentración, debido a que minimiza costos, ya que se trabaja con muy pocas cantidades de reactivos; el tiempo empleado para el proceso es más corto y se obtiene el metal de interés en forma de concentrado donde se podría aplicar como proceso posterior, ya sea fundición o cianuración.

#### 5.1.6 Análisis Mineralógico

5.1.6.1 Análisis con microscopio petrográfico a luz reflejada. El análisis realizado a la muestra de la veta Corte Negro de la mina La Palmera, con el microscopio petrográfico a luz reflejada a un aumento de 20X, permitió observar especies mineralógicas como pirita, arsenopirita, esfalerita y calcopirita, esta ultima presente en mínimas cantidades (figura 32: a y b).

Figura 32. Identificación de especies mineralógicas por microscopia petrográfica a luz reflejada



A partir de este análisis se puede afirmar que el mineral trabajado presenta características de refractoriedad ya que los minerales encontrados principalmente pirita y arsenopirita generan este tipo de propiedades que dificultan la recuperación del oro al formar asociaciones con este metal precioso. Para determinar el grado en que estos minerales afectan el proceso de cianuración, se realizó un análisis de difracción de rayos X, con el cual se logró cuantificar las especies mineralógicas en concentraciones superiores al 0,1% en peso.

5.1.6.2 Difracción de rayos X. Los resultados de este análisis se reportan en los difractogramas interpretados en las tablas 17, 18, 19 y 20.

Tabla 17. Porcentaje de minerales presentes en el mineral de cabeza

Mineral	Fórmula	Contenido (%)
Pirita	FeS <sub>2</sub>	13,50
Cuarzo	SiO <sub>2</sub>	66,20
Arsenopirita	FeAsS	8,10
Kaolinita	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ·2SiO <sub>2</sub> ·H <sub>2</sub> O	7,30
Muscovita	KAl <sub>2</sub> (AlSi <sub>3</sub> O <sub>10</sub> )(OH) <sub>2</sub>	4,80
Esfalerita	ZnS	0,1

Figura 33. Difractograma de muestra de cabeza del mineral de la mina La Palmera Veta Corte Negro

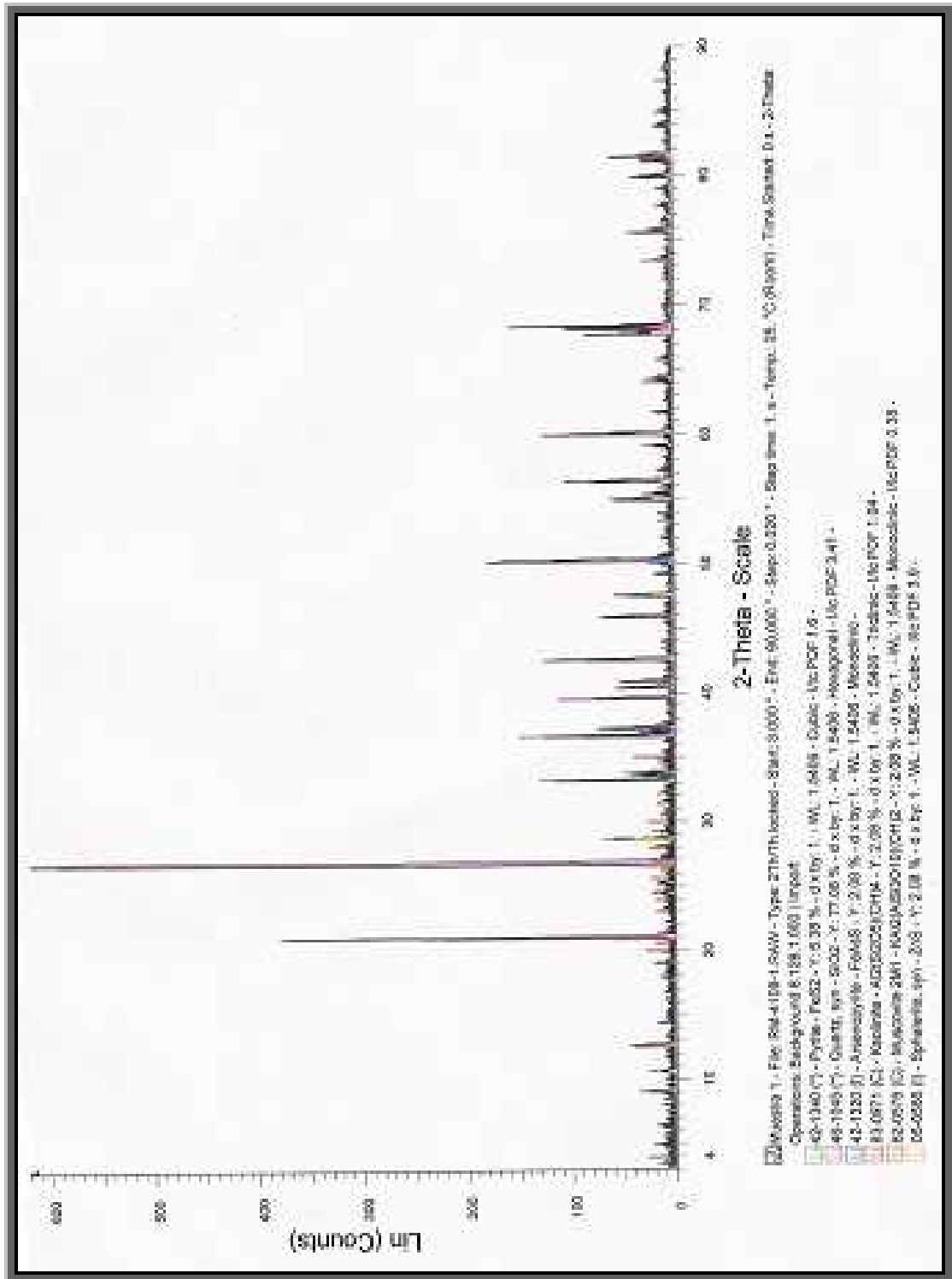


Tabla 18. Porcentaje de minerales presentes en el concentrado A de flotación

Mineral	Fórmula	Contenido (%)
Pirita	$\text{FeS}_2$	58,70
Cuarzo	$\text{SiO}_2$	11,60
Arsenopirita	$\text{FeAsS}$	25,30
Calcopirita	$\text{CuFeS}_2$	4,40

Figura 34. Difractograma del concentrado A, mineral de la mina La Palmera Veta Corte Negro

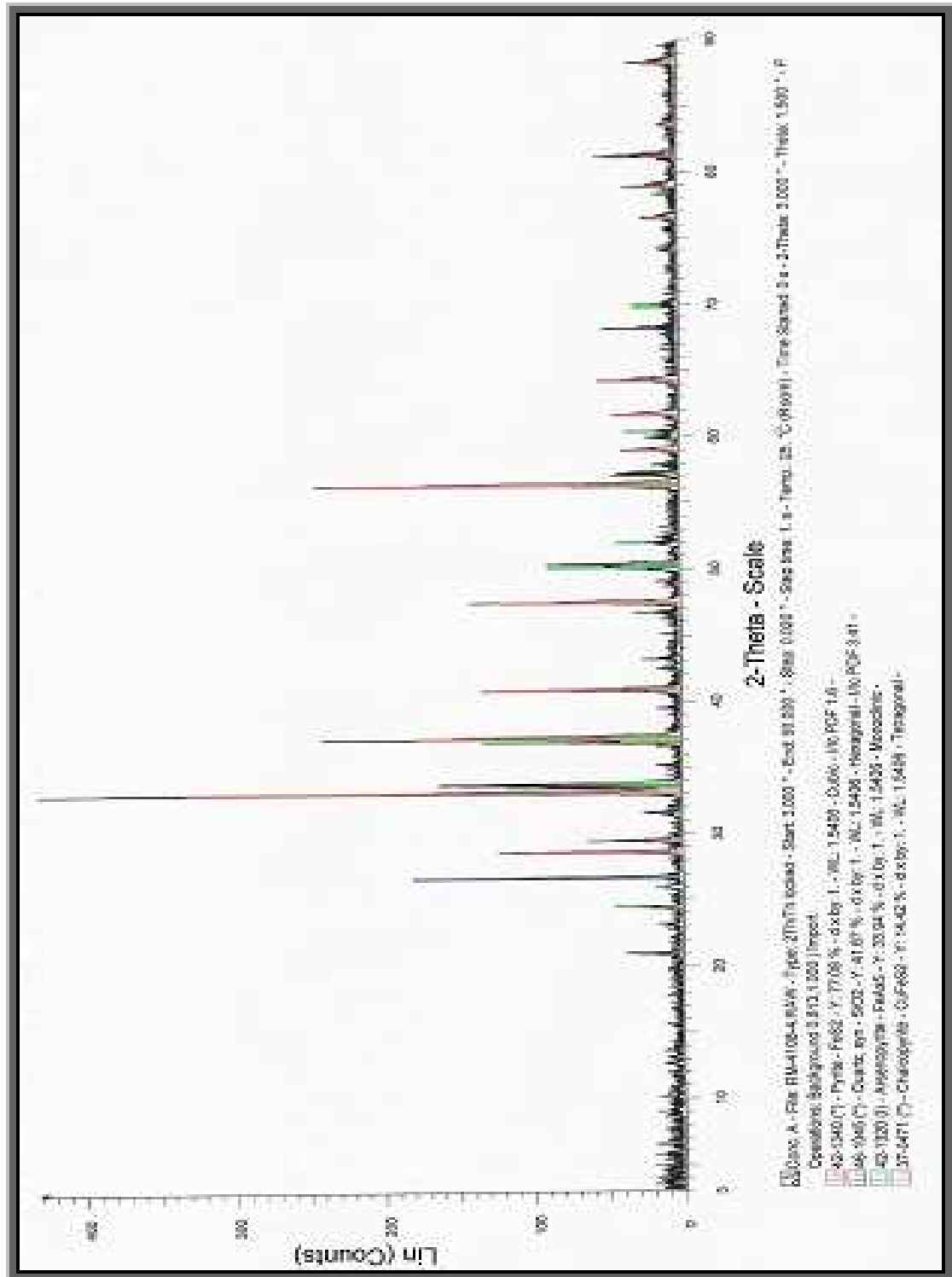


Tabla 19. Porcentaje de minerales presentes en el concentrado B de flotación

Mineral	Fórmula	Contenido (%)
Pirita	$\text{FeS}_2$	27,80
Cuarzo	$\text{SiO}_2$	46,60
Arsenopirita	$\text{FeAsS}$	15,30
Kaolinita	$\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2 \cdot \text{H}_2\text{O}$	2,00
Muscovita	$\text{KAl}_2(\text{AlSi}_3\text{O}_{10})(\text{OH})_2$	0,10
Clinoclore	$(\text{Mg,Fe}^{+2})_5\text{Al}(\text{Si}_3\text{Al})\text{O}_{10}(\text{OH})_8$	8,20

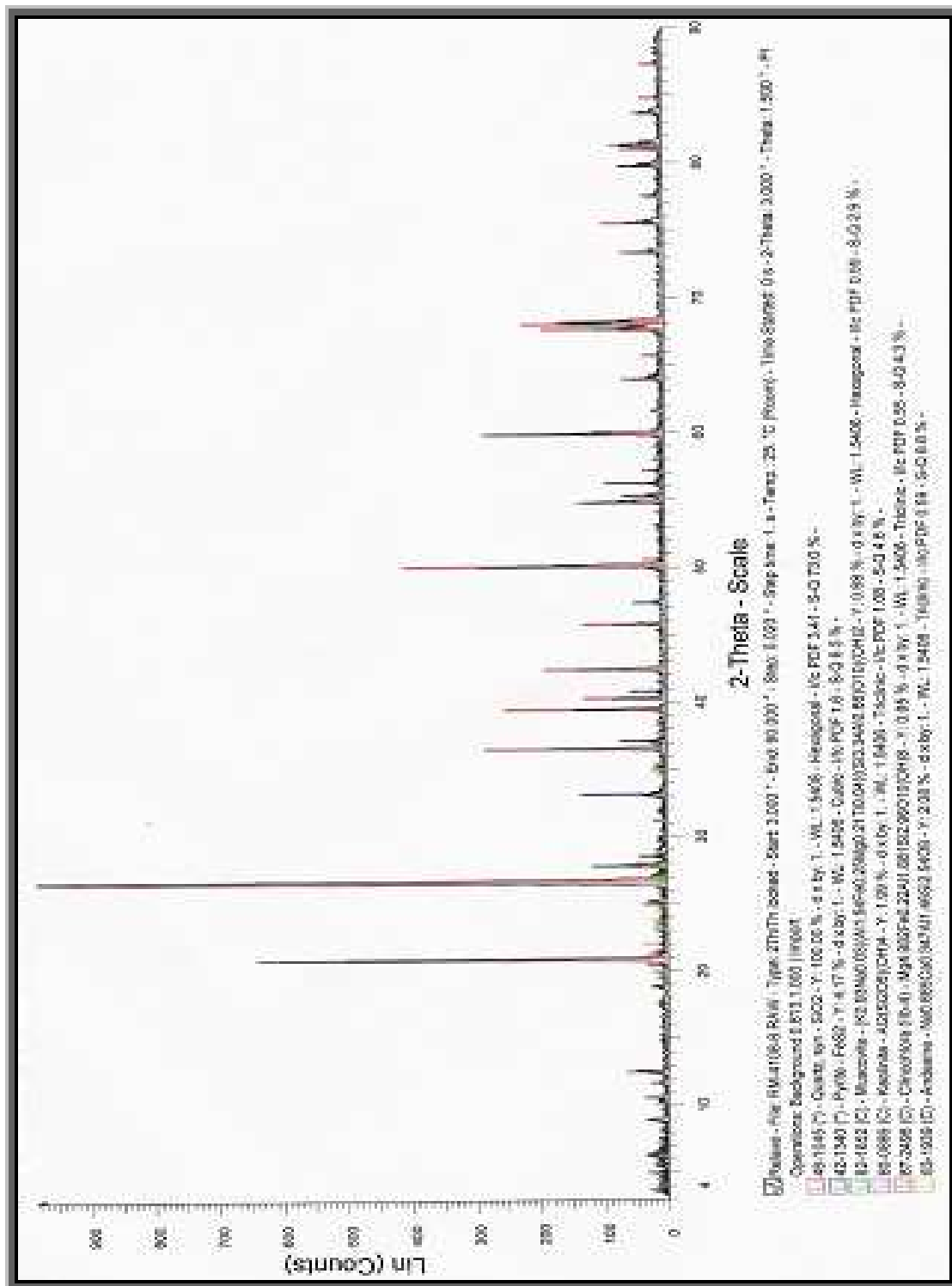




Tabla 20. Porcentaje de minerales presentes en el relave R

Mineral	Fórmula	Contenido (%)
Pirita	$\text{FeS}_2$	34,10
Cuarzo	$\text{SiO}_2$	49,90
Clinoclore	$(\text{Mg}, \text{Fe}^{+2})_5\text{Al}(\text{Si}_3\text{Al})\text{O}_{10}(\text{OH})_8$	8,10
Kaolinita	$\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2 \cdot \text{H}_2\text{O}$	2,20
Muscovita	$\text{KAl}_2(\text{AlSi}_3\text{O}_{10})(\text{OH})_2$	0,30
Andesina	$(\text{Na}_{0.7-0.5}, \text{Ca}_{0.3-0.5})\text{Al}(\text{Al}_{0.3-0.5}, \text{Si}_{0.7-0.5})\text{Si}_2\text{O}_8$	5,40

Figura 36. Difractograma del relave R, mineral de la mina La Palmera Veta Corte Negro



De los resultados obtenidos para el mineral de cabeza por difracción de rayos X (tabla 17) se comprueba lo registrado en la bibliografía, que el mineral estudiado es cuarzodiorítico, además de ser un mineral refractario por poseer altas cantidades de pirita y arsenopirita; estas características también se comprobaron con el análisis químico por absorción atómica y ultravioleta, de donde se obtuvieron resultados de altas concentraciones tanto de hierro como de azufre; en los análisis de disgregación ácida, lixiviaciones ácida y acuosa y oxidación de sulfuros, respectivamente. La alta cantidad de pirita y arsenopirita encontradas en este mineral, que generalmente se asocian con el oro, dificultan el proceso de recuperación del mismo, obteniéndose así, bajos porcentajes. Estas condiciones de refractariedad presentadas en el mineral hacen necesaria la aplicación de un tratamiento adecuado a partir del cual se obtengan buenos porcentajes de recuperación de oro.

En cuanto al análisis mineralógico por difracción de rayos X realizado a las fracciones obtenidas durante el ensayo de flotación, se observa que el concentrado A (tabla 18) es el que presenta mayor contenido de pirita y arsenopirita, mientras que el relave presenta mayor contenido de cuarzo (tabla 20), esto es un indicativo de que el mineral se comportó de manera esperada frente a la flotación, concentrándose en la primera fracción los metales pesados junto con la mayor parte del metal de interés.

## 5.2 CIANURACIÓN

5.2.1 Cianuración con precipitación Merrill Crow. Los datos obtenidos para la recuperación de oro con cianuración y técnica de precipitación Merrill Crow se reportan en la tabla 21.

Tabla 21. Datos promedio de la recuperación de oro en solución a partir de cianuración y precipitación con zinc en polvo

Ensayo	% Recuperación de oro	% de oro en solución final	Consumo de cianuro (Kg/TM)	Consumo de cal (Kg/TM)
Sin tratamiento	68,08	7,10	10,19	1,17
Con H <sub>2</sub> O <sub>2</sub>	68,22	7,17	9,71	4,17
Con PbO	68,87	7,15	9,89	3,33

El porcentaje de oro en la solución final corresponde a la suma del porcentaje de oro en las soluciones fuerte y de lavado; donde la solución fuerte es la solución que se obtiene después del proceso de precipitación de oro con zinc en polvo y la solución de lavado, es la solución obtenida después de lavar el relave con un litro de agua.

5.2.2 Cianuración por agitación con carbón activado CIP. Los datos obtenidos para la recuperación de oro con la técnica de cianuración con carbón activado CIP se reportan en la tabla 22.

Tabla 22. Datos promedio de la recuperación de oro en solución a partir de cianuración y adsorción en carbón activado

Ensayo	% Recuperación de oro	% de oro en solución final	Consumo de cianuro (Kg/TM)	Consumo de cal (Kg/TM)
Sin tratamiento	71,07	2,16	15,29	2,51
Con H <sub>2</sub> O <sub>2</sub>	72,18	1,76	11,18	3,83
Con PbO	73,16	1,56	11,28	3,67

El porcentaje de oro en la solución final corresponde a la suma del porcentaje de oro en las soluciones fuerte y de lavado; donde la solución fuerte es la solución que se obtiene después del proceso de recuperación de oro con carbón activado y la solución de lavado, es la solución obtenida después de lavar el relave con un litro de agua.

De las tablas 21 y 22 se observa que el consumo de cianuro se ve disminuido al utilizar el peróxido de hidrógeno o el óxido plumboso.

El peróxido de hidrógeno al ser un oxidante fuerte atenúa la superficie de los sulfuros, los cuales son los principales consumidores de cianuro y oxígeno, además se incrementó la cantidad de oxígeno evitando que el cianuro sea consumido por reacciones secundarias.

La adición del óxido plumboso inhibe la formación de compuestos que atenúan la superficie del oro, en especial los sulfuros solubles o sus iones, debido a que el plomo precipita estos sulfuros (resultado de la descomposición de sulfuros minerales) evitando que consuman oxígeno y cianuro de la solución para formar bisulfatos y/o tiocianatos.

En cuanto al consumo de cal durante el proceso de cianuración, aumentó, debido a que las sales cianicidas presentes principalmente los sulfuros, al ser atacadas por los reactivos químicos tales como el peróxido de hidrógeno y el óxido plumboso, produjeron sales o hidróxidos que necesitaron ser redisueltos en cal, para que así no se afecte el consumo de cianuro y no se presenten reacciones colaterales.

Tabla 23. Datos promedio del porcentaje de oro en solución con respecto al tiempo para la cianuración con precipitación Merrill Crow y con cada uno de los tratamientos aplicados

Tiempo (h)	Cianuración		
	Merrill Crow (%)	Merrill C. + H <sub>2</sub> O <sub>2</sub> (%)	Merrill C. + PbO (%)
0,5	16,32	22,98	23,33
1	26,73	27,87	28,42
2	36,90	42,63	42,53
4	49,16	62,85	64,39
8	68,54	66,92	68,11
21	74,22	74,71	74,24
24	75,49	75,89	76,42

Figura 37. Gráfico: Cinética de disolución de oro con datos promedio de porcentaje de oro en solución durante el proceso de cianuración Merrill Crow

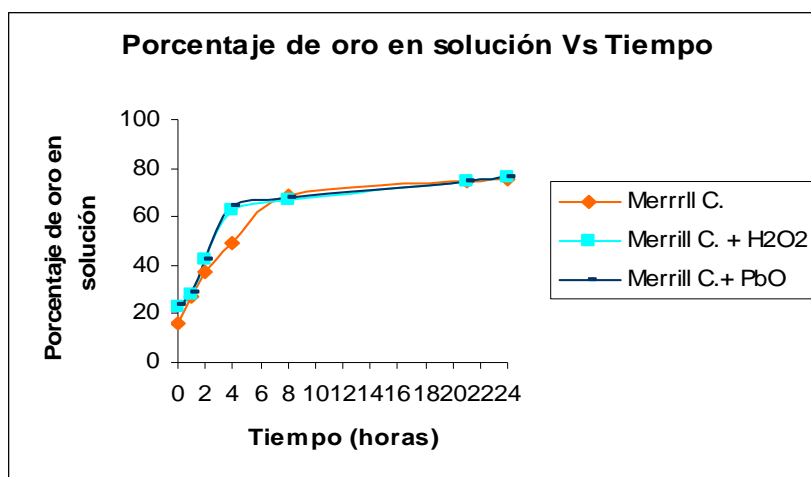
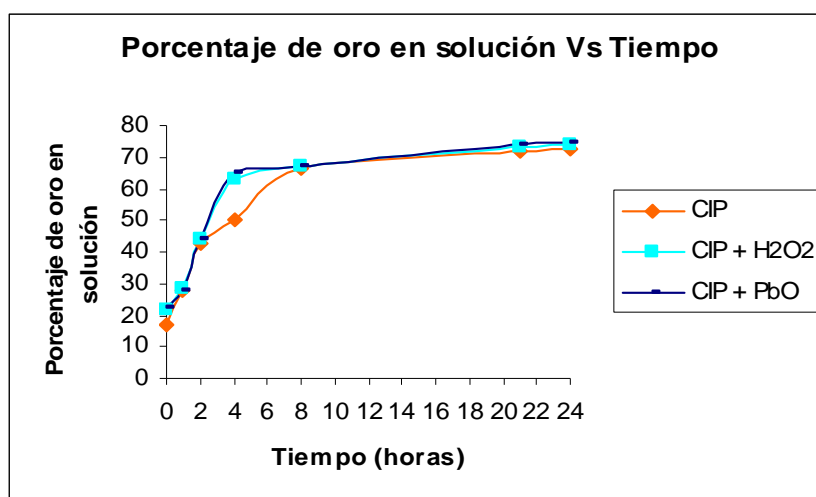


Tabla 24. Datos promedio del porcentaje de oro en solución con respecto al tiempo para la cianuración por agitación con carbón activado CIP y con cada uno de los tratamientos aplicados

Tiempo (h)	Cianuración		
	CIP (%)	CIP + H <sub>2</sub> O <sub>2</sub> (%)	CIP + PbO (%)
0,5	16,76	21,95	22,18
1	27,55	28,75	28,09
2	42,85	44,14	44,12
4	49,88	63,24	65,29
8	66,36	67,17	67,17
21	71,64	72,99	73,68
24	72,87	74,01	74,83

Figura 38. Gráfico: Cinética de disolución promedio de oro con datos promedio de porcentaje de oro en solución, cianuración por agitación CIP

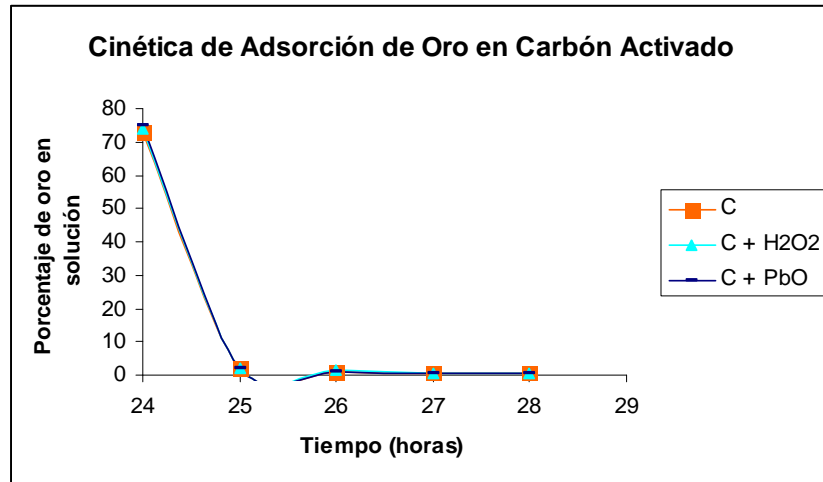


La presencia de cianuro libre fue controlada durante todo el proceso de cianuración, motivo por el cual la cinética de disolución de oro tuvo una buena evolución en cada caso (figuras 37 y 38), llegando a porcentajes de recuperación esperados para este tipo de minerales (refractarios).

Además a través de los figuras 37 y 38 se puede deducir, que la adición de un tratamiento químico tal como el peróxido de hidrógeno o el óxido plumboso, mejoran la disolución de oro, aumentando su velocidad de reacción, pero al finalizar la cianuración, se llega a un porcentaje de disolución ligeramente mayor que sin tratamiento químico. Al utilizar cualquiera de estos dos tratamientos químicos que actúan como agentes oxidantes sobre la superficie metálica de los sulfuros los logran disolver, transformándolos a sulfatos solubles, permitiendo así

el contacto de la solución cianurada con una mayor superficie del oro asociado a estos minerales y consiguiendo un aumento en la velocidad de disolución del metal precioso.

Figura 39. Gráfico: Cinética de adsorción de oro en carbón activado, cianuración por agitación CIP, con datos promedio de porcentaje de oro en solución



La cinética de adsorción inicial del oro de la solución de cianuro tanto sin tratamiento como con peróxido de hidrogeno y óxido plumboso (figura 39) fue rápida, esto se debe a que la adsorción ocurre en los sitios más accesibles de los macro y meso poros del carbón, pero cuando se llegó a un estado de equilibrio, la cinética decreció, en estas condiciones la velocidad es controlada por la transferencia de masa del complejo cianurado de oro hacia la superficie del carbón, pero en cuanto se han colmatado los macro y mesoporos se establece un pseudo-equilibrio y la adsorción ocurre en los microporos que requieren que el complejo cianurado se difunda a través de todo el carbón, lo cual disminuyó la velocidad del proceso.

Las fichas técnicas del proceso de cianuración con precipitación Merrill Crow y del proceso de cianuración por agitación con carbón activado CIP con sus respectivos tratamientos químicos están consignados en los anexos desde el D hasta el I.

5.3 Análisis de varianza para diseño experimental bifactorial. En la tabla 25 se reportan los datos obtenidos con sus respectivas réplicas expresados en porcentajes de recuperación de oro.

Tabla 25. Datos expresados en porcentajes de recuperación de oro

Tratamiento Subtratamiento	Precipitación con zinc Merrill Crow (%)	Adsorción en carbón activado (%)
Sin aditivos químicos	68,06	71,06
	68,08	71,04
	68,10	71,11
Con H <sub>2</sub> O <sub>2</sub>	68,24	72,18
	68,20	72,19
	68,23	72,18
Con PbO	68,88	73,15
	68,86	73,16
	68,88	73,18

Para aplicar el análisis de varianza se verifican las siguientes propiedades:

- Normalidad de los datos reportados.
- Homogeneidad de las varianzas.

Estas propiedades son requisitos para obtener un resultado válido del análisis de varianza; si al menos una de estas propiedades no se cumple, se realiza alternativamente una prueba no paramétrica

Se verifica la normalidad en los datos, para ello se aplica la prueba de normalidad de Shapiro – Wilk. Esta es una de las pruebas con mayor sensibilidad a la no normalidad.

Esta prueba de normalidad tiene como hipótesis:

H<sub>0</sub>: La muestra proviene de una población con distribución normal.

H<sub>i</sub>: La muestra no proviene de una población con distribución normal<sup>75</sup>.

<sup>75</sup> DIAZ, Op. cit., p. 38- 39.



Tabla 26. Prueba de normalidad de Shapiro-Wilk, para los porcentajes de recuperación de oro

Xi*	k*	b*	W*	W	
				95%	99%
68,06	9	7,68	0,000664	0,897	0,858
68,08					
68,10					
68,20					
68,23					
68,24					
68,86					
68,88					
68,88					
71,04					
71,06					
71,11					
72,18					
72,18					
72,19					
73,15					
73,16					
73,18					
$\Sigma = 1264,78$					
$X = 70,26$					

Xi\*: Porcentaje de recuperación de oro  
k\*: Grados de libertad de interacciones  
b\*: Parámetro requerido por la prueba

W\*: Valor estadístico calculado  
W: Valores estadísticos tabulados al 95% y 99%

De acuerdo a la regla de decisión, si  $W^* < W$  se rechaza  $H_0$ ; puesto que valores pequeños de W indican falta de normalidad en la población.

Como  $W^* = 6,64 \times 10^{-4}$  es menor que  $W_{0,05,18} = 0,897$  y que  $W_{0,01,18} = 0,858$ ; entonces se rechaza  $H_0$  lo que indica que la muestra no proviene de una población con distribución normal.

Con la prueba de normalidad realizada se comprobó la no normalidad que presentan los datos de porcentajes de recuperación de oro con Merrill Crow, Carbón activado CIP, sin tratamiento y con tratamientos con peróxido de hidrógeno y óxido plumboso. Debido a que el análisis de varianza mediante métodos paramétricos no es válido cuando los datos no provienen de una población normal porque exige el cumplimiento de normalidad y homogeneidad en los datos, este análisis no puede llevarse a cabo.

Para el análisis de los porcentajes de recuperación de oro se realiza un análisis estadístico no paramétrico y de libre distribución por medio de un análisis de

varianza, con dos criterios de clasificación por rangos de Friedman<sup>76</sup> (para cumplir con el análisis bifactorial).

5.3.1 Análisis de varianza no paramétrico para tratamientos. Para el desarrollo del análisis de varianza no paramétrico para tratamientos se plantean las siguientes hipótesis:

H<sub>0</sub>: No existe diferencia entre tratamientos.

H<sub>i</sub>: Existe diferencia entre tratamientos.

Tabla 27. Porcentajes de recuperación de oro después de aplicar dos tratamientos

Bloques	Precipitación con zinc Merrill Crow (%)	Adsorción en carbón activado (%)
1	68,06 (1)	71,06 (5)
	68,08 (2)	71,04 (4)
	68,10 (3)	71,11 (6)
2	68,24 (3)	72,18 (4,5)
	68,20 (1)	72,19 (6)
	68,23 (2)	72,18 (4,5)
3	68,88 (2,5)	73,15 (4)
	68,86 (1)	73,16 (5)
	68,88 (2,5)	73,18 (6)
R <sub>j</sub>	18	45

Una estadística de prueba, denotada por Friedman como  $X_r^2$  se calcula como sigue:

$$X_r^2 = \frac{12}{nk(k+1)} \sum_{j=1}^k (R_j)^2 - 3n(k+1)$$

Donde:

n = Número de bloques.

k = Número de tratamientos.

Los valores críticos para diversos valores de n y k se dan en una tabla P específica para este análisis.

La probabilidad de encontrar el valor de  $X_r^2 = 1341$ , debido únicamente al azar cuando la hipótesis nula es verdadera, teniendo en cuenta la tabla de distribución exacta de  $X_r^2$  y con ello el número de replicas (3) y el número de bloques (3) con los cuales se trabajó, y que para un valor de  $X_r^2 = 18$  para el cual la probabilidad de hallar un valor igual o superior es  $6,00 \times 10^{-7}$ , de acuerdo a esto la probabilidad será muy inferior a este valor; por lo tanto se rechaza la hipótesis nula y se acepta la hipótesis alternativa, lo cual indica que las diferencias entre los tratamientos

<sup>76</sup> WAINE, Daniel. Bioestadística : Base para el análisis de las ciencias de la salud. México : Limusa, 1987. p. 539 -544.

Merrill Crow y adsorción en carbón activado CIP, son estadísticamente altamente significativas.

5.3.2 Análisis de varianza no paramétrico para subtratamientos. Para el desarrollo del análisis de varianza no paramétrico para subtratamientos se plantean las siguientes hipótesis:

H<sub>0</sub>. No existen diferencias entre subtratamientos.

H<sub>i</sub>. Existen diferencias entre subtratamientos.

Tabla 28. Porcentajes de recuperación de oro después de aplicar tres subtratamientos

Bloques	Sin subtratamiento (%)	Con H <sub>2</sub> O <sub>2</sub> (%)	Con PbO (%)
1	68,06 (1)	68,24 (6)	68,88 (8,5)
	68,08 (2)	68,20 (4)	68,86 (7)
	68,10 (3)	68,23 (5)	68,88 (8,5)
2	71,06 (2)	72,18 (4,5)	73,15 (7)
	71,04 (1)	72,19 (6)	73,16 (8)
	71,11 (3)	72,18 (4,5)	73,18 (9)
R <sub>i</sub>	12	30	48

La probabilidad de encontrar el valor de  $X_r^2 = 1171,50$ ; debido únicamente al azar cuando la hipótesis nula es verdadera, teniendo en cuenta la tabla de distribución exacta de  $X_r^2$  y con ello el número de replicas (3) y el número de bloques (2) con los cuales se trabajó, y que para un valor de  $X_r^2 = 12$  para el cual la probabilidad de hallar un valor igual o superior es  $1,30 \times 10^{-4}$ , de acuerdo a esto la probabilidad será muy inferior a este valor; por lo tanto se rechaza la hipótesis nula y se acepta la hipótesis alternativa, lo cual indica que las diferencias entre los subtratamientos; sin reactivos químicos, con peróxido de hidrógeno y con óxido plumboso, son estadísticamente altamente significativas.

Teniendo en cuenta que todos los tratamientos y subtratamientos aplicados proporcionan porcentajes de recuperación de oro diferentes, se puede optar por recomendar el tratamiento y subtratamiento con los cuales se recupera mayores porcentajes de oro; en este caso el mejor tratamiento corresponde a la cianuración por agitación con posterior adsorción en carbón activado CIP y el mejor subtratamiento es el empleo de óxido plumboso con un porcentaje de recuperación promedio de 73,16%. A pesar de que el porcentaje de recuperación de oro hallado con estos procedimientos es relativamente bueno, este porcentaje sigue siendo bajo, esto se debe al carácter de refractoriedad que presenta dicho mineral, motivo que impide extraer directamente los metales preciosos tales como el oro ya que no se consigue una disolución completa en la solución cianurada, además de que esta característica involucra un incremento en el gasto de reactivos tanto de cianuro como de cal. El óxido plumboso es el encargado de liberar el oro de las asociaciones entre sulfuros metálicos mientras que el carbón activado atrapa el complejo aurocianuro de sodio de la solución, desempeñando

una buena adsorción ya que el oro que quedó en solución es mínimo comparado con el oro que fue adsorbido; mientras que la técnica de precipitación Merrill Crow no fue tan eficiente al momento de la cementación del oro, esto se pudo apreciar, con la cantidad de oro que todavía quedo en solución (tablas 21 y 22).

El empleo del carbón activado cuando el porcentaje de oro en solución es bajo tiene una mayor efectividad comparado con la utilización de zinc en polvo la cual requiere que las concentraciones de oro en solución sean superiores a 1 g Au/L para que la mayor cantidad de oro pueda ser cementada con esta técnica; mientras que aun a concentraciones inferiores el oro puede ser adsorbido por el carbón activado preferentemente que otros metales.

El complejo  $\text{Au}(\text{CN})_2^-$  generado de la lixiviación con NaCN es preferido para ser adsorbido por el carbón al igual que la plata y el mercurio, sin embargo, en el mineral estudiado solo hay plata en una concentración de 8,7 g/TM que comparada con la cantidad de oro presente de 19 g/TM (tabla 10) es relativamente baja; y en cuanto a la presencia de mercurio se asume que el mineral no presenta concentraciones considerables de mercurio ya que en el tratamiento aplicado para la obtención del oro libre no se usa amalgamación; por lo tanto la preferencia del carbón activado va dirigida principalmente al complejo cianurado de oro; por otra parte, teniendo en cuenta el pH, cuando este se encuentra preferentemente entre 11 y 9 se logra una mejor adsorción, en nuestro caso el pH fue estrictamente controlado para evitar perdidas significativas de cianuro como ácido cianhídrico por disociación (Reacción 20) además de esto, a pHs inferiores a los trabajados, otras especies químicas son favorecidas por la adsorción; tale como los iones  $\text{Ca}^{+2}$ ,  $\text{Mg}^{+2}$ ,  $\text{Na}^{+2}$ ,  $\text{K}^{+2}$  e incluso el complejo  $\text{Cu}(\text{CN})_2^-$ ; además la cantidad de iones presentes en el mineral que consiguen solubilizarse en solución acuosa son bajas comparadas con las que lo hacen en medio ácido (tabla 12), por lo cual no constituyen un inconveniente en el momento en que el carbón activado prefiera adsorber al oro acomplexado que a los otros complejos formados muy escasamente con el cianuro.

El ión  $\text{CN}^-$  es preferido por el carbón activado más que otras especies iónicas como los iones sulfato  $\text{SO}_4^{2-}$ , tiocianato  $\text{SCN}^-$  y tiosulfato  $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$ . El efecto cianicida de estas especies fue contrarrestado con la presencia de cal y/o con el tratamiento químico utilizado ya sea peróxido de hidrógeno u óxido plumboso los cuales aumentaron la disolución de oro (figura 37 y 38) y pasivaron conjuntamente con la cal los efectos cianicidas de especies consumidoras de cianuro.

## 6. CONCLUSIONES

- ⊕ De acuerdo a los resultados obtenidos para la determinación de pH y sales solubles se infiere que estos dos parámetros están íntimamente relacionados debido a que al solubilizar las sales estas confieren acidez a la pulpa del mineral, dificultando tanto el proceso de acondicionamiento de pH como el de cianuración.
- ⊕ Según los resultados obtenidos por los análisis químicos, ensayo al fuego, absorción atómica y ultravioleta visible, se puede afirmar que los minerales provenientes de la mina La Palmera, veta Corte Negro del municipio de La Llanada de la zona andina del Departamento de Nariño, poseen cantidades de oro de 19 g/TM asociado a otras especies minerales conformadas principalmente por hierro y azufre; este valor es considerado alto para este mineral, comparado con otros minerales a los cuales ya se les ha retirado el oro libre como a los de la mina Ponce Enríquez ubicada en el Ecuador.
- ⊕ Los análisis por difracción de rayos X y con microscopio petrográfico permitieron catalogar al mineral estudiado como refractario, al presentar valores altos de sulfuros metálicos tales como la pirita (13,50%) y la arsenopirita (8,10%), los cuales dificultaron el proceso de cianuración, al convertirse en sales cianicidas consumidoras indiscriminadas de cianuro, situación que disminuyó el porcentaje de recuperación de oro a partir del mineral; teniendo en cuenta esto, se pudo determinar la mejor concentración de cianuro utilizado para llevar a cabo el proceso de cianuración y evitar el consumo excesivo del mismo.
- ⊕ Las cantidades de oro presentes en el concentrado A (72,0 g/TM) y en el concentrado B (20 g/TM) obtenidos a través de la técnica de concentración por flotación, permitieron concluir que el mineral en estudio responde muy bien a esta prueba verificándose con el análisis del relave R, el cual no presentó cantidades de oro; de esta manera se obtuvo un concentrado de una manera rápida y efectiva con el empleo de pequeñas cantidades de reactivos.
- ⊕ Los datos analizados, correspondientes a porcentajes de recuperación de oro, no cumplieron el parámetro de normalidad requerido para un análisis de varianza paramétrico, por lo cual se aplicó un análisis de varianza con dos criterios de clasificación por rangos de Friedman para un diseño experimental bifactorial, con el que se obtuvieron resultados de diferencias significativas entre las técnicas Merrill Crow y

Carbón activado CIP; y entre los tratamientos químicos aplicados, peróxido de hidrógeno y óxido plumboso.

⊕ De las dos técnicas de recuperación de oro empleadas, la técnica de cianuración por agitación con adsorción en carbón activado CIP, presentó una recuperación de oro en un 3,75% mayor que el porcentaje de recuperación proporcionado por la técnica de cianuración con precipitación Merrill Crow; además, con la primera se consiguió una mayor recuperación de oro disuelto.

⊕ La aplicación de los tratamientos químicos aceleró el proceso de disolución de oro con respecto a una cianuración común, en un 7,57% a la media hora de cianuración y posteriormente a la cuarta hora de cianuración, en un porcentaje de disolución de oro de 14,42%; dichos tratamientos disminuyeron el consumo de cianuro mientras que el consumo de cal se vio aumentado.

⊕ Al finalizar las 24 horas de cianuración para las dos técnicas aplicadas, adicionando como tratamiento químico peróxido de hidrógeno se observó un aumento en la disolución de oro en un 0,77% y adicionando óxido plumboso un aumento en la disolución de oro de 1,44% con respecto a una cianuración sin aplicar ningún tipo de tratamiento químico, lo cual es estadísticamente significativo de acuerdo al análisis de varianza para datos no paramétricos de Friedman.

## 7. RECOMENDACIONES

- ⊕ Se recomienda buscar a partir de otras investigaciones un tratamiento adecuado (biolixiviación o tostación) con el cual el porcentaje de disolución de oro aumente a porcentajes superiores al 90% y se aplique conjuntamente con la técnica CIP con adsorción en carbón activado.
- ⊕ Con el fin de trabajar con pequeñas cantidades de mineral que contengan buenas cantidades de oro y de esta manera minimizar costos e incrementar la recuperación de oro, se recomienda estandarizar la técnica de concentración por flotación para minerales provenientes de la veta Corte Negro, mina La Palmera del municipio de La Llanada Nariño e incluso para los demás minerales auríferos procedentes de la zona Andina del departamento.
- ⊕ Se recomienda realizar una estandarización de la técnica de cianuración por agitación con carbón activado CIP, variando las concentraciones de cianuro, el porcentaje de sólidos y el tiempo de cianuración, para encontrar entre ellos las óptimas condiciones de trabajo para obtener un mejor porcentaje de recuperación de oro.
- ⊕ Se recomienda realizar un estudio complementario a este trabajo como es el caso de la desorción de oro a partir de carbón activado cargado, con posterior recuperación electrolítica, lo cual resultaría muy benéfico para el sector minero del Departamento de Nariño, al momento de aminorar costos y aumentar los porcentajes de recuperación del metal precioso.
- ⊕ De acuerdo a las propiedades refractarias del mineral es de mucha importancia el diámetro de partícula con el cual se va a trabajar la cianuración, ya que de esto depende el mayor contacto de la solución cianurada con la superficie del oro, lo cual conlleva a una mayor disolución, por lo tanto se recomienda realizar una molienda fina para las grandes cantidades empleadas en el sector minero, lo cual se consigue con la implementación de las tecnologías adecuadas como es el caso del molino chileno.
- ⊕ Se recomienda realizar pruebas a nivel de planta piloto, incorporando las condiciones para materiales refractarios con iguales características al trabajado, de cianuración con carbón en pulpa CIP comparando los porcentajes de recuperación de oro con respecto a los procedimientos convencionales.

## BIBLIOGRAFÍA

ALVAREZ, Afranio; UNIGARRO, Sandra; JUAJINOY, Claudia y SANTACRUZ, Daniel. Esquema de ordenamiento territorial. Llanada : Corporación Autónoma Regional de Nariño, 2005-2016. 359p.

AVILA, Margot. Análisis de oro en solución : Método Merrill Crow. Quito : Escuela Politécnica Nacional. 1989. 10p.

AVILA, Margot y DIAZ, Ximena. Metalurgia extractiva. En : Adsorción – Elusión de oro mediante carbón activado. Quito. Vol. 18, No. 1 (ene. –jun. 1993); 37p.

BENAVIDES GANOZA, Roque y GÁLVEZ PINILLOS, Carlos. Compañía de Minas Buenaventura. [en línea]. (Perú): Jul. 2005 [citado 23 junio]. Disponible en Internet: <<http://www.buenaventura.com.pe/glosario.htm#p>>

BLACIO, George Pastor. Cianuración, adsorción y desorción de carbón activado, con análisis de flotación de las colas cianuradas, en la planta Prodomin S. A. En : Desarrollo Minero Metalúrgico en el Ecuador. Quito. (Jul. 2001); 97p.

BOUSO, Juan Luis y CEPULVEDA. Molienda, clasificación y concentración gravimétrica. Quito : Escuela Politécnica Nacional, 2003. 76p.

CEPEDA. Determinación turbidimétrica de azufre como sulfatos [en línea], 16-05-2004 [citado 18-10-2005]. Disponible en Internet: <http://www.reduc.edu.cu/CEPEDA/pags/arch-labca/proced/bromat/Minerales.htm1#Azufre>

COOK, N. Mineralogical examination of gold-bearing simples. Montreal : McGill University, 1990. 286p.

CORNELIUS, K. Manual of mineralogy. USA : John Willey & sons, 1999. 379p.

DE LA TORRE, Ernesto y GUEVARA, Alicia. Recuperación de oro a partir de minerales refractarios polisulfurados : Ensayos prácticos – Análisis químico y Análisis mineralógico. Quito : Escuela Politécnica Nacional, 2005. 231 p.

DE LA TORRE, Ernesto y GUEVARA , Alicia. Recuperación de oro a partir de minerales refractarios polisulfurados : Ensayos prácticos – Carbón en pulpa (CIP). Quito : Escuela Politécnica Nacional, 2005. 231p.

DE LA TORRE, Ernesto y GUEVARA, Alicia. Recuperación de oro de soluciones cianuradas mediante carbón activado. Quito : Escuela Politécnica de Quito, 2005. 235p.



DIAZ, Abel. Diseño estadístico de experimentos. Medellín : Universidad de Antioquia, 1999. 347p.

ESCOBAR ALVAREZ, Jesús y ECHEVERRY VILLA, Alberto. Notas Sobre Minería de Veta y Cianuración. Medellín : Fundación Escobar & Cía LTDA, 1990. 335p.

GASPARRINI, C. The differential effects of the microcomposition of ore on the process of extraction. Toronto : The space eagle publishing company Inc, 1989. 185p.

GAVIRIA C; Ana Cecilia, GARCIA E., Jorge Orlando y SANCHEZ Z., Luís Emilio. Procesamiento de minerales auroargentíferos : Fundamentos y generalidades. Medellín : Universidad Nacional, 1992. 218p.

GUEVARA, A y DE LA TORRE, E. Recuperación de oro a partir de minerales refractarios polisulfurados : Minerales auríferos refractarios. Quito : Escuela Politécnica Nacional, 2005. 231p.

GUEVARA, Alicia., DE LA TORRE, Ernesto y DIAZ Ximena. Recuperación de oro a partir de minerales refractarios polisulfurados : Lixiviación con cianuro – Cianuración. Quito : Escuela Politécnica Nacional, 2005. 231p.

GUEVARA, Alicia., DE LA TORRE, Ernesto y QUINTANA, Verónica. Recuperación de oro a partir de minerales refractarios polisulfurados : Pretratamientos oxidativos hidrometalúrgicos para minerales auríferos refractarios polisulfurados. Quito : Escuela Politécnica Nacional, 2005. 231p.

LAXEN, Peter. Processes in South Africa. Carbon in pulp. South Africa : Amsterdam – printed in the Netherlands, 1984. 362p.

LENAHAN W. C y MURRAY R. Assay and analytical practice in the South African : Mining Industry. Johannesburg : The South African Institute of mining and metallurgy, 2001. 641p.

LOZADA, Marcelo. Beneficio de minerales auríferos : Ensayo al fuego. Quito : Escuela Politécnica Nacional, 1986. 52p.

LOZADA, Marcelo. Beneficio de minerales auríferos : Pruebas de flotación. Quito : Escuela Politécnica Nacional, 1986. 49p.

MARCHESE, Adolfo. Minería : Optimización del proceso de cianuración con reactivos químicos. Perú. No. 33 (ene. –mar. 2001); 39p.

MARSDEN J., HOUSE I. The chemistry of gold extraction : Series in metals and associated materials. Inland : Elles Horwood, 1992. 499p.

McBOUGALL, G.J. The physical nature and manufacture of activated carbon. En : Journal of the South African institute of mining and metallurgy. South African. Vol. 91, No. 4 (feb. -jun. 1991); 365p.

MEZA, Luís Alberto. Aspectos fundamentales de los procesos hidrometalúrgicos e hidrometalurgia de los metales preciosos. Medellín : Ministerio de Minas y Energía, 1981. 99p.

MILLER, James y MILLER, Jane. Estadística y quimiometría para química analítica. Madrid : Prentice Hall, 2000. 278p.

MISARI, Fidel. Metalurgia del oro : Fundamentos básicos de la cianuración. Perú : Centro de Estudios y Promoción En Ciencias de la Tierra, 1993. 61p.

OUDENNE, P. La experiencia en la carbonización, activación y regeneración de carbón activado : simposio internacional de metalurgia extractiva y manufacturera. Lima : TECSUP, 1990. 69p.

PAREDES, Armando y PEÑUELA, Luís. Desorción de oro a partir de carbón activado cargado. Santiago de Cali : Instituto de Investigaciones en Geociencias, Minería y Química, 1998. 98p.

PINAYA, Ángel. Proyectos metalúrgicos especiales : Tratamiento hidrometalúrgico de minerales complejos conteniendo metales preciosos. Oruro : Corporación minera de Bolivia, 1999. 76p.

PRIESTER, Michael; HENTSCHEL, Thomas y BENTHIN, Berend. Pequeña minería : Técnicas y procesos. La Paz : Vieweg, 1992. 537p.

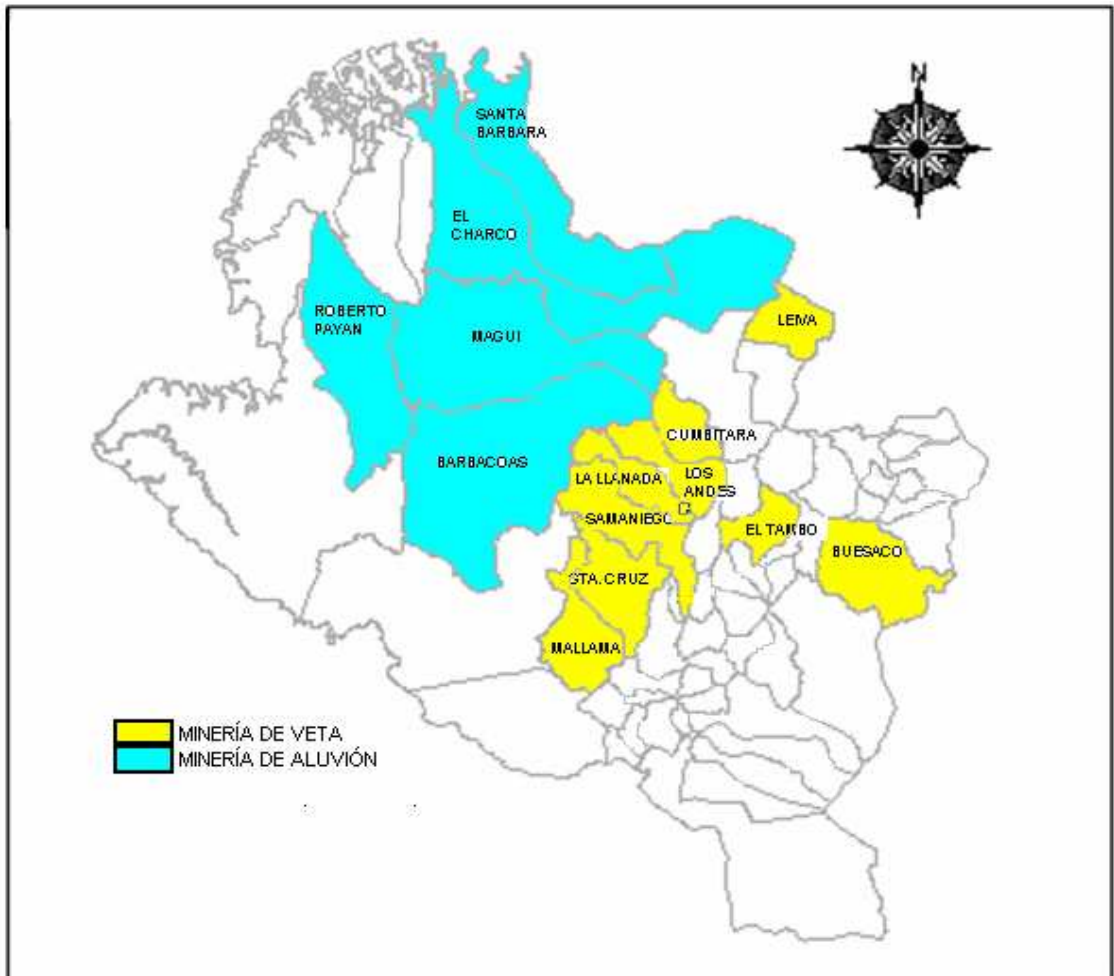
TORO VELASQUEZ, Manuel. Nuevo control de cianuración. En : Minería. Quito. Vol. 1, N°. 200 (mar.-may. 1998); 35p.

VASQUEZ GARCIA, Jorge. Procesamiento de Minerales Auríferos : El control analítico en el procesamiento de minerales. Bogotá: Ministerio de Minas y Energía, 1994. 38p.

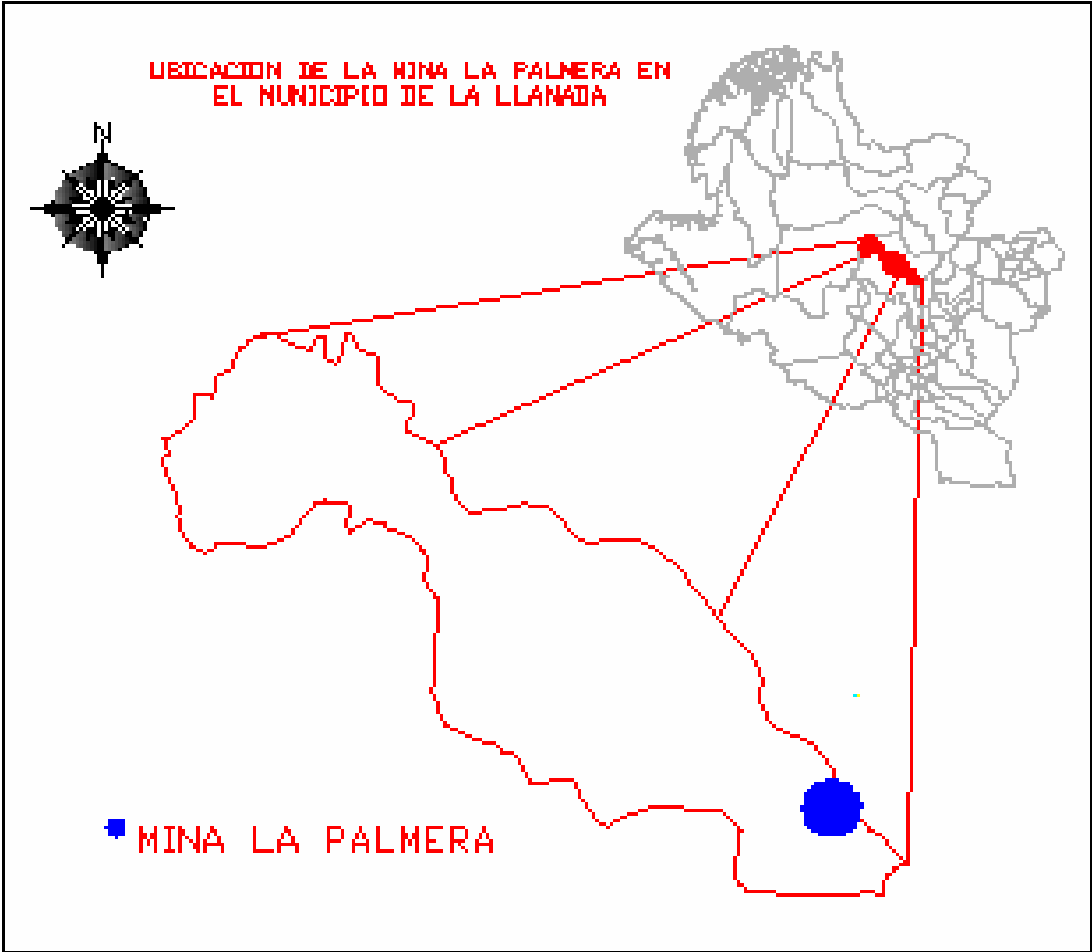
WAINE, Daniel. Bioestadística : Base para el análisis de las ciencias de la salud. México : Limusa, 1987. 667p.

## ANEXOS

Anexo A. Mapa de Nariño identificando el sector minero, con minería de Veta y Aluvión.



Anexo B. Mapa de La Llanada, sector mineralizado de la mina La Palmera.



Anexo C. Cálculos del Balance metalúrgico de la flotación.

$$972,20(X) = 217,60(72,0) + 87,80(20) + 666,80(0)$$

$$972,20(X) = 1,57 \times 10^4 + 1,8 \times 10^3 + 2 \times 10^2 = 1,8 \times 10^4$$

Au: X = 18 g/TM

$$972,20 (Y) = 217,60 (28) + 87,80 (8,7) + 666,80 (1)$$

$$972,20 (Y) = 6,1 \times 10^3 + 7,6 \times 10^2 + 7 \times 10^2 = 7611,03$$

Ag: Y = 8 g/TM

Anexo D. Cianuración con precipitación Merrill Crow.

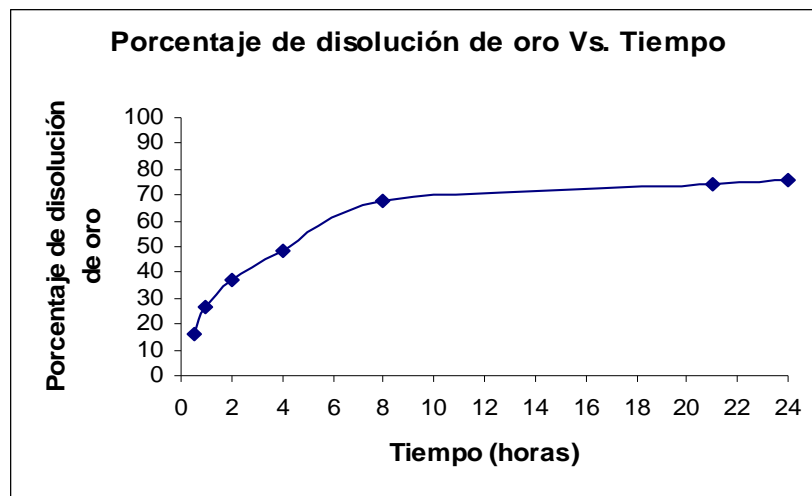
🌐 Réplica 1.

Condiciones empleadas para el proceso de cianuración			
Molienda		Cianuración	
Tiempo	30 min	Tiempo	24 horas
Peso mineral	1 Kg	Peso del mineral	1 Kg
% Sólidos	62,5	% Sólidos	33.33%
Volumen de agua	0,6 L	Volumen de agua	2 L
		pH Inicial	3,37
		pH de trabajo	10,5
		Adición de cal	30,48 g
		Tiempo de aireación	24 horas
		Concentración de CN libre	2 g/L

Control del proceso de cianuración					
Tiempo (horas)	[CN-] (g/L)	[CaO] (g/L)	NaCN añadido (g)	CaO añadido (g)	pH
0	2,00	15,24	4,00	30,48	10,50
0,5	0,75	15,24	2,50	0,00	10,98
1	1,35	15,24	1,30	0,00	11,12
2	1,48	14,99	1,04	0,50	10,52
4	1,15	14,99	1,70	0,50	10,52
8	0,73	14,99	2,54	0,50	10,77
21	0,55	15,23	2,90	0,00	11,29
24	1,73	15,23	0,54	0,00	11,54
Total añadido			16,52	31,98	
Consumo (Kg/T)			16,52	31,98	

Concentraciones y porcentajes de oro recuperado						
	V (L)	Peso (kg)	Au (mg/L)	Au (mg/Kg)	Au (mg)	% Au recuperado
Solución Fuerte	1,90		0,62		1,18	6,25
Solución de Lavado	0,95		0,16		0,15	0,79
Espojas					12,85	68,06
Relave		0,98		4,80	4,70	24,89
				Suma	18,88	
			% Au en solución	7,05		

Cinética del proceso de cianuración			
Tiempo (horas)	Au (mg/L)	Au (mg)	% Disolución de oro
0,5	1,55	3,10	16,42
1	2,48	4,96	26,27
2	3,51	7,02	37,18
4	4,56	9,12	48,30
8	6,43	12,86	68,11
21	7,01	14,02	74,26
24	7,14	14,28	75,64



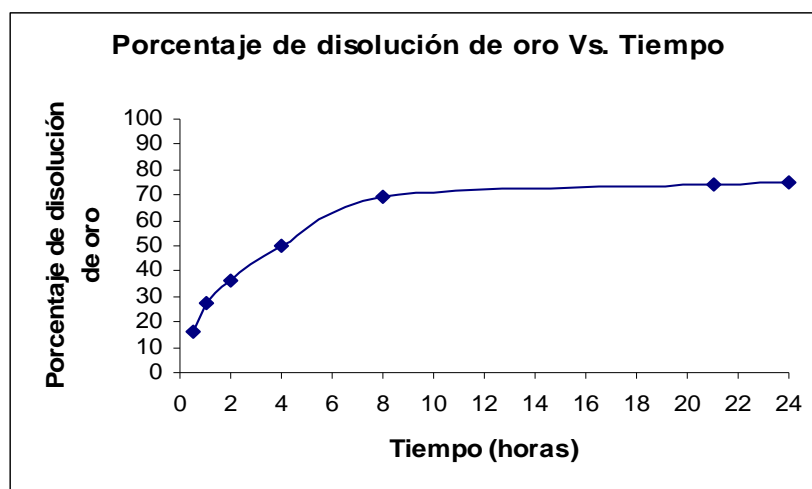
⊕ Réplica 2.

Condiciones empleadas para el proceso de cianuración			
Molienda		Cianuración	
Tiempo	30 min	Tiempo	24 horas
Peso mineral	1 Kg	Peso del mineral	1 Kg
% Sólidos	62,5	% Sólidos	33,33%
Volumen de agua	0,6 L	Volumen de agua	2 L
		pH Inicial	3,38
		pH de trabajo	10,57
		Adición de cal	30,45 g
		Tiempo de aireación	24 horas
		Concentración de CN libre	2 g/L

Control del proceso de cianuración					
Tiempo (horas)	[CN <sup>-</sup> ] (g/L)	[CaO] (g/L)	NaCN añadido (g)	CaO añadido (g)	pH
0	2,00	15,23	4,00	30,45	10,57
0,5	0,75	15,32	2,50	0,00	10,96
1	1,50	15,32	1,00	0,00	11,10
2	1,45	15,07	1,10	0,50	10,55
4	1,44	15,07	1,12	0,50	10,60
8	0,71	15,32	2,59	0,00	10,90
21	0,57	15,32	2,87	0,00	11,18
24	1,80	15,32	0,41	0,00	11,58
Total añadido			15,59	31,45	
Consumo (Kg/T)			15,59	31,45	

Concentraciones y porcentajes de oro recuperado						
	V (L)	Peso (kg)	Au (mg/L)	Au (mg/Kg)	Au (mg)	% Au recuperado
Solución Fuerte	1,95		0,61		1,19	6,27
Solución de Lavado	0,99		0,15		0,15	0,80
Espojas					12,88	68,08
Relave		0,97		4,85	4,70	24,85
				Suma	18,92	
% Au en solución			7,07			

Cinética del proceso de cianuración			
Tiempo (horas)	Au (mg/L)	Au (mg)	% Disolución de oro
0,5	1,53	3,06	16,17
1	2,56	5,12	27,06
2	3,45	6,90	36,47
4	4,74	9,48	50,11
8	6,53	13,06	69,03
21	7,01	14,02	74,10
24	7,13	14,26	75,37



🌐 Réplica 3

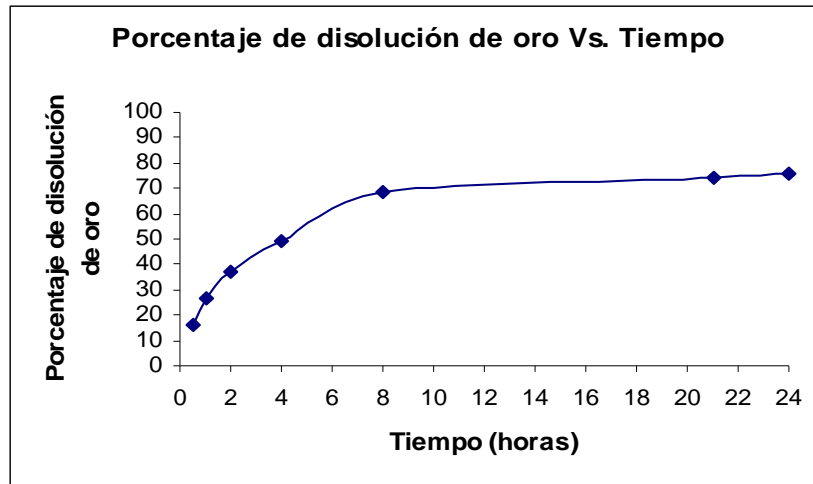
Condiciones empleadas para el proceso de cianuración			
Molienda		Cianuración	
Tiempo	30 min	Tiempo	24 horas
Peso mineral	1 Kg	Peso del mineral	1Kg
% Sólidos	62,5	% Sólidos	33,33%
Volumen de agua	0,6 L	Volumen de agua	2 L
		pH Inicial	3.38
		pH de trabajo	10,5 9
		Adición de cal	30,52 g
		Tiempo de aireación	24 horas
		Concentración de CN libre	2 g/L



Control del proceso de cianuración					
Tiempo (horas)	[CN-] (g/L)	[CaO] (g/L)	NaCN añadido (g)	CaO añadido (g)	pH
0	2,00	15,26	4,00	30,52	10,59
0,5	0,81	15,32	2,38	0,00	10,95
1	1,40	15,32	1,20	0,00	11,90
2	1,46	15,07	1,08	0,50	10,50
4	1,05	15,07	1,90	0,50	10,57
8	0,70	15,32	2,60	0,00	10,85
21	0,61	15,32	2,78	0,00	11,32
24	1,74	15,32	0,53	0,00	11,63
Total añadido			16,47	31,52	
Consumo (Kg/T)			16,47	31,52	

Concentraciones y porcentajes de oro recuperado						
	V (L)	Peso (kg)	Au (mg/L)	Au (mg/Kg)	Au (mg)	% Au recuperado
Solución Fuerte	1,98		0,61		1,21	6,39
Solución de Lavado	0,97		0,16		0,15	0,79
Espojas					12,87	68,10
Relave		0,97		4,81	4,67	24,71
Suma					18,90	
% Au en solución			7,18			

Cinética del proceso de cianuración			
Tiempo (horas)	Au (mg/L)	Au (mg)	% Disolución de oro
0,5	1,55	3,10	16,38
1	2,54	5,08	26,86
2	3,50	7,00	37,06
4	4,64	9,28	49,08
8	6,47	12,94	68,47
21	7,02	14,04	74,30
24	7,13	14,26	75,45



Anexo E. Cianuración por agitación con carbón activado CIP.

⊕ Réplica 1.

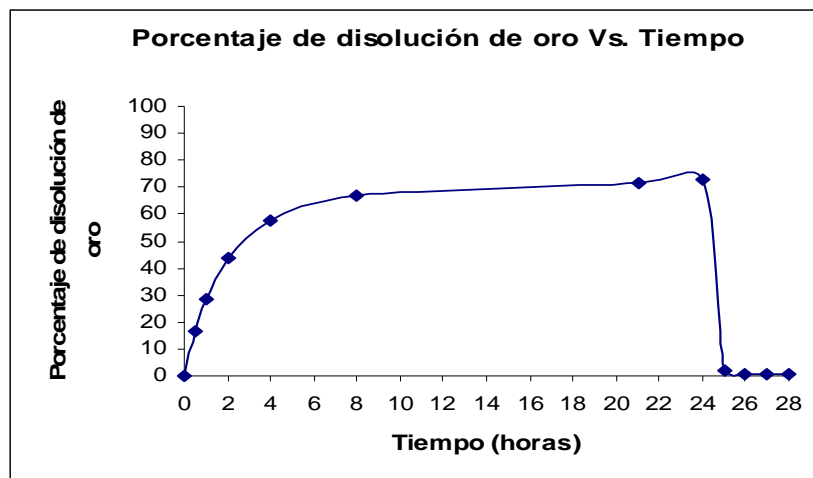
Condiciones empleadas para el proceso de cianuración			
Molienda		Cianuración	
Tiempo	30 min	Tiempo	24 horas
Peso mineral	1 Kg	Peso del mineral	1 Kg
% Sólidos	62,5	% Sólidos	33,33%
Volumen de agua	0,6 L	Volumen de agua	2 L
		pH Inicial	3,36
		pH de trabajo	10,03
		Adición de cal	30,62 g
		Tiempo de aireación	24 horas
		Concentración de CN libre	2 g/L

Control del proceso de cianuración					
Tiempo (horas)	[CN-] (g/L)	[CaO] (g/L)	NaCN añadido (g)	CaO añadido (g)	pH
0	2,00	15,24	4,00	30,48	10,50
0,5	0,75	15,24	2,50	0,00	10,98
1	1,35	15,24	1,30	0,00	11,12
2	1,48	14,99	1,04	0,50	10,52
4	1,15	14,99	1,70	0,50	10,52
8	0,73	14,99	2,54	0,50	10,77
21	0,55	15,23	2,90	0,00	11,29
24	1,73	15,23	0,54	0,00	11,54
Total añadido			16,52	31,98	
Consumo (Kg/T)			16,52	31,98	

Control del proceso de cianuración					
Tiempo (horas)	[CN <sup>-</sup> ] (g/L)	[CaO] (g/L)	NaCN añadido (g)	CaO añadido (g)	pH
0	2,00	15,31	4,00	30,62	10,03
0,5	0,55	15,31	2,90	0,00	10,66
1	1,10	14,81	1,80	1,00	10,81
2	1,45	15,05	1,10	0,52	10,34
4	1,40	15,06	1,20	0,50	10,35
8	0,90	15,06	2,20	0,50	10,78
21	0,65	15,31	2,70	0,00	11,36
24	1,75	15,30	0,50	0,00	11,52
25	1,55	15,30	0,90	0,00	11,36
26	1,70	15,29	0,60	0,00	11,30
27	1,85	15,28	0,30	0,00	11,29
28	1,78	15,28	0,44	0,00	11,29
Total añadido			18,64	33,14	
Consumo (Kg/T)			18.64	33.14	

Concentraciones y porcentajes de oro recuperado						
	V (L)	Peso (kg)	Au (mg/L)	Au (mg/Kg)	Au (mg)	% Au recuperado
Solución Fuerte	1,89		0,14		0,26	1,44
Solución de Lavado	1,00		0,07		0,07	0,39
Carbón		0,05		255,60	12,78	71,04
Relave		0,98		4,98	4,88	27,13
Suma					17,99	
% Au en solución			1,83			

Cinética del proceso de cianuración			
Tiempo (horas)	Au (mg/L)	Au (mg)	% Disolución de oro
0,5	1,51	3,02	16,79
1	2,49	4,98	27,68
2	3,80	7,60	42,25
4	4,49	8,98	49,94
8	6,01	12,02	66,81
21	6,41	12,82	71,26
24	6,57	13,14	73,04
25	0,15	0,30	1,67
26	0,08	0,16	0,89
27	0,06	0,12	0,67
28	0,05	0,10	0,56



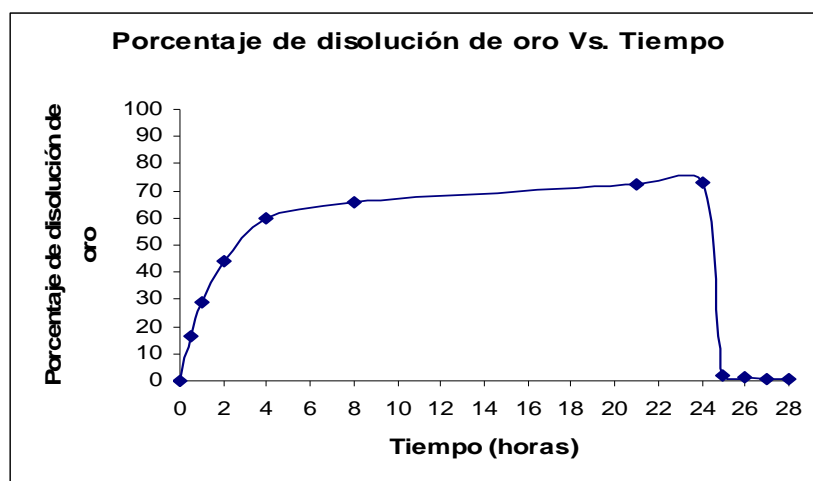
☉ Réplica 2.

Condiciones empleadas para el proceso de cianuración			
Molienda		Cianuración	
Tiempo	30 min	Tiempo	24 horas
Peso mineral	1 Kg	Peso del mineral	1 Kg
% Sólidos	62,5	% Sólidos	33,33%
Volumen de agua	0,6 L	Volumen de agua	2 L
		pH Inicial	3,38
		pH de trabajo	10,10
		Adición de cal	30,66 g
		Tiempo de aireación	24 horas
		Concentración de CN libre	2 g/L

Control del proceso de cianuración					
Tiempo (horas)	[CN <sup>-</sup> ] (g/L)	[CaO] (g/L)	NaCN añadido (g)	CaO añadido (g)	pH
0	2,00	15,33	4,00	30,66	10,10
0,5	0,49	15,32	3,02	0,00	10,72
1	1,25	15,32	1,50	0,00	10,80
2	1,47	14,82	1,06	1,00	10,32
4	1,44	14,82	1,13	1,00	10,36
8	0,82	15,07	2,36	0,50	10,41
21	0,67	15,32	2,67	0,00	10,96
24	1,46	15,32	1,09	0,00	11,08
25	1,57	15,32	0,86	0,00	11,16
26	1,65	15,32	0,71	0,00	11,30
27	1,88	15,32	0,25	0,00	11,33
28	1,88	15,32	0,24	0,00	11,33
Total añadido			18,89	33,16	
Consumo (Kg/T)			18,89	33,16	

Concentraciones y porcentajes de oro recuperado						
	V (L)	Peso (kg)	Au (mg/L)	Au (mg/Kg)	Au (mg)	% Au recuperado
Solución Fuerte	1,95		0,14		0,27	1,47
Solución de Lavado	1,00		0,07		0,07	0,38
Carbón		0,05		261,20	13,06	71,06
Relave		0,98		5,08	4,98	27,09
				Suma	18,38	
% Au en solución			2,85			

Cinética del proceso de cianuración			
Tiempo (horas)	Au (mg/L)	Au (mg)	% Disolución de oro
0,5	1,53	3,06	16,67
1	2,57	5,14	27,96
2	3,96	7,92	43,09
4	4,60	9,20	50,06
8	6,05	12,10	65,81
21	6,63	13,26	72,15
24	6,71	13,42	73,01
25	0,21	0,42	2,26
26	0,10	0,20	1,08
27	0,07	0,14	0,75
28	0,05	0,10	0,53



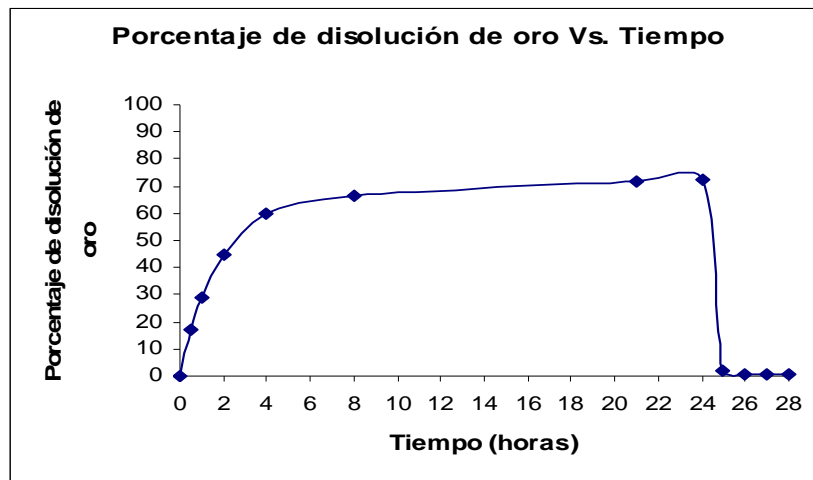
⊕ Réplica 3.

Condiciones empleadas para el proceso de cianuración			
Molienda		Cianuración	
Tiempo	30 min	Tiempo	24 horas
Peso mineral	1 Kg	Peso del mineral	1 Kg
% Sólidos	62,5	% Sólidos	33,33%
Volumen de agua	0,6 L	Volumen de agua	2 L
		pH Inicial	3,37
		pH de trabajo	10,40
		Adición de cal	30,50 g
		Tiempo de aireación	24 horas
		Concentración de CN libre	2 g/L

Control del proceso de cianuración					
Tiempo (horas)	[CN-] (g/L)	[CaO] (g/L)	NaCN añadido (g)	CaO añadido (g)	pH
0	2,00	15,25	4,00	30,50	10,40
0,5	0,40	14,82	3,21	1,00	10,72
1	1,19	15,32	1,62	0,00	10,83
2	1,38	14,82	1,24	1,00	10,42
4	1,22	15,32	1,57	0,00	10,74
8	0,93	15,32	2,15	0,00	10,67
21	0,77	15,32	2,46	0,00	10,61
24	1,30	15,07	1,41	0,50	10,48
25	1,46	15,32	1,09	0,00	10,98
26	1,59	15,32	0,82	0,00	11,20
27	1,80	15,32	0,40	0,00	11,26
28	1,82	15,32	0,37	0,00	11,25
Total añadido			20,34	33,00	
Consumo (Kg/T)			20,34	33,00	

Concentraciones y porcentajes de oro recuperado						
	V (L)	Peso (kg)	Au (mg/L)	Au (mg/Kg)	Au (mg)	% Au recuperado
Solución Fuerte	1,99		0,13		0,26	1,42
Solución de Lavado	1,00		0,07		0,07	0,37
Carbón		0,05		265,40	13,27	71,11
Relave		0,97		5,22	5,06	27,10
				Suma	18,66	
% Au en solución			1,79			

Cinética del proceso de cianuración			
Tiempo (horas)	Au (mg/L)	Au (mg)	% Disolución de oro
0,5	1,57	3,14	16,83
1	2,52	5,04	27,01
2	4,02	8,04	43,10
4	4,63	9,26	49,64
8	6,20	12,40	66,47
21	6,67	13,34	71,51
24	6,77	13,54	72,56
25	0,19	0,38	2,06
26	0,09	0,18	0,94
27	0,07	0,14	0,73
28	0,04	0,08	0,45



Anexo F. Cianuración con precipitación Merrill Crow y tratamiento con peróxido de hidrógeno

⊕ Réplica 1.

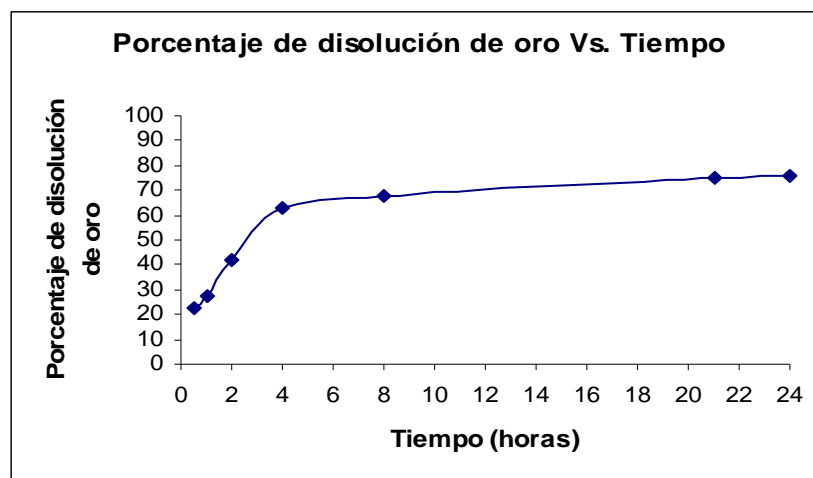
Condiciones empleadas para el proceso de cianuración			
Molienda		Cianuración	
Tiempo	30 min	Tiempo	24 horas
Peso mineral	1 Kg	Peso del mineral	1 Kg
% Sólidos	62,5	% Sólidos	33,33%
Volumen de agua	0,6 L	Volumen de agua	2 L
		pH Inicial	3,37
		pH de trabajo	10,40
		Adición de cal	30,44 g
		Tiempo de aireación	24 horas
		Concentración de CN libre	2 g/L

Control del proceso de cianuración					
Tiempo (horas)	[CN-] (g/L)	[CaO] (g/L)	NaCN añadido (g)	CaO añadido (g)	pH
0	2,00	15,22	4,00	30,44	10,40
0,5	0,78	14,72	2,44	1,00	10,42
1	1,46	14,72	1,08	1,00	10,25
2	1,67	14,72	0,66	1,00	10,40
4	1,26	14,72	1,48	1,00	10,55
8	1,00	14,97	2,00	0,50	10,60
21	0,96	15,22	2,08	0,00	10,73
24	1,96	15,21	0,08	0,00	10,84
Total añadido			13,82	34,94	
Consumo (Kg/T)			13,82	34,94	

Concentraciones y porcentajes de oro recuperado						
	V (L)	Peso (kg)	Au (mg/L)	Au (mg/Kg)	Au (mg)	% Au recuperado
Solución Fuerte	1,86		0,64		1,19	6,31
Solución de Lavado	1,00		0,16		0,16	0,85
Espojas					12,87	68,24
Relave		0,97		4,78	4,64	24,60
				Suma	18,86	
% Au en solución			7,16			



Cinética del proceso de cianuración			
Tiempo (horas)	Au (mg/L)	Au (mg)	% Disolución de oro
0,5	2,16	4,32	22,91
1	2,61	5,22	27,68
2	3,98	7,96	42,21
4	5,94	11,88	62,99
8	6,38	12,76	67,66
21	7,11	14,22	75,40
24	7,17	14,34	76,03



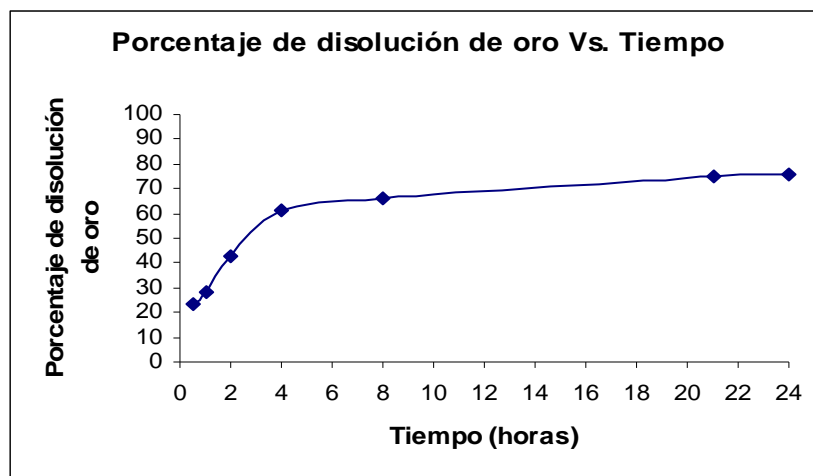
⊕ Réplica 2.

Condiciones empleadas para el proceso de cianuración			
Molienda		Cianuración	
Tiempo	30 min	Tiempo	24 horas
Peso mineral	1 Kg	Peso del mineral	1 Kg
% Sólidos	62,5	% Sólidos	33,33%
Volumen de agua	0,6 L	Volumen de agua	2 L
		pH Inicial	3,36
		pH de trabajo	10,55
		Adición de cal	30,63 g
		Tiempo de aireación	24 horas
		Concentración de CN libre	2 g/L

Control del proceso de cianuración					
Tiempo (horas)	[CN <sup>-</sup> ] (g/L)	[CaO] (g/L)	NaCN añadido (g)	CaO añadido (g)	pH
0	2,00	15,32	4,00	30,63	10,55
0,5	0,90	14,82	2,20	1,00	10,38
1	1,45	14,82	1,10	1,00	10,43
2	1,50	15,32	1,01	0,00	10,69
4	0,97	14,82	2,06	1,00	10,45
8	0,84	15,07	2,33	0,50	10,50
21	1,49	15,07	1,03	0,50	10,54
24	1,95	15,32	0,11	0,00	10,70
Total añadido			13,84	34,63	
Consumo (Kg/T)			13,84	34,63	

Concentraciones y porcentajes de oro recuperado						
	V (L)	Peso (kg)	Au (mg/L)	Au (mg/Kg)	Au (mg)	% Au recuperado
Solución Fuerte	1,90		0,61		1,16	6,19
Solución de Lavado	1,00		0,18		0,18	0,94
Espojas					12,78	68,20
Relave		0,98		4,71	4,62	24,67
Suma					18,74	
% Au en solución			7,13			

Cinética del proceso de cianuración			
Tiempo (horas)	Au (mg/L)	Au (mg)	% Disolución de oro
0.5	2,16	4,32	23,03
1	2,63	5,26	28,09
2	4,03	8,06	43,02
4	5,77	11,54	61,60
8	6,22	12,44	66,38
21	7,00	14,00	74,68
24	7,10	14,20	75,77



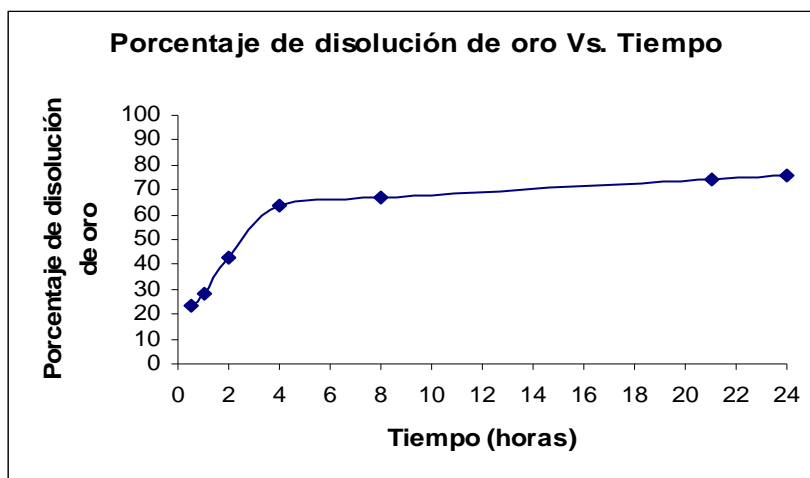
🌐 Réplica 3.

Condiciones empleadas para el proceso de cianuración			
Molienda		Cianuración	
Tiempo	30 min	Tiempo	24 horas
Peso mineral	1 Kg	Peso del mineral	1 Kg
% Sólidos	62,5	% Sólidos	33,33%
Volumen de agua	0,6 L	Volumen de agua	2 L
		pH Inicial	3,35
		pH de trabajo	10,57
		Adición de cal	30,73 g
		Tiempo de aireación	24 horas
		Concentración de CN libre	2 g/L

Control del proceso de cianuración					
Tiempo (horas)	[CN <sup>-</sup> ] (g/L)	[CaO] (g/L)	NaCN añadido (g)	CaO añadido (g)	pH
0	2,00	15,37	4,00	30,73	10,57
0,5	0,70	14,82	2,60	1,00	10,40
1	1,31	15,07	1,38	0,50	10,51
2	1,36	15,32	1,29	0,00	10,68
4	1,46	14,57	1,08	1,50	10,39
8	1,07	15,07	1,86	0,50	10,52
21	1,44	15,07	1,13	0,50	10,56
24	1,93	15,32	0,14	0,00	10,55
Total añadido			13,48	34,73	
Consumo (Kg/T)			13,48	34,73	

Concentraciones y porcentajes de oro recuperado						
	V (L)	Peso (kg)	Au (mg/L)	Au (mg/Kg)	Au (mg)	% Au recuperado
Solución Fuerte	1,93		0,63		1,22	6,43
Solución de Lavado	0,99		0,16		0,16	0,84
Espojas					12,95	68,23
Relave		0,98		4,75	4,65	24,50
				Suma	18,98	
			% Au en solución	7,21		

Cinética del proceso de cianuración			
Tiempo (horas)	Au (mg/L)	Au (mg)	% Disolución de oro
0,5	2,18	4,36	22,99
1	2,64	5,28	27,84
2	4,05	8,10	42,66
4	6,07	12,14	63,96
8	6,33	12,66	66,72
21	7,03	14,06	74,06
24	7,20	14,40	75,87



Anexo G. Cianuración con precipitación Merrill Crow y tratamiento con óxido plumboso PbO.

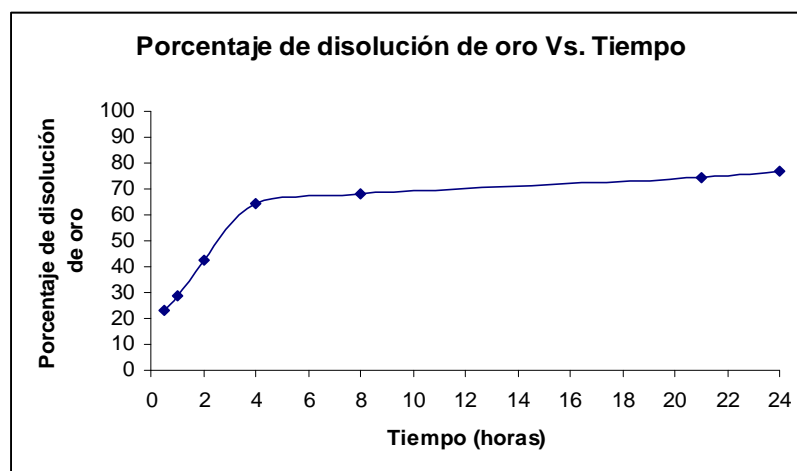
⊕ Réplica 1.

Condiciones empleadas para el proceso de cianuración			
Molienda		Cianuración	
Tiempo	30 min	Tiempo	24 horas
Peso mineral	1 Kg	Peso del mineral	1 Kg
% Sólidos	62,5	% Sólidos	33,33%
Volumen de agua	0,6 L	Volumen de agua	2 L
		pH Inicial	3,36
		pH de trabajo	10,45
		Adición de cal	30,46 g
		Tiempo de aireación	24 horas
		Concentración de CN libre	2 g/L

Control del proceso de cianuración					
Tiempo (horas)	[CN <sup>-</sup> ] (g/L)	[CaO] (g/L)	NaCN añadido (g)	CaO añadido (g)	pH
0	2,00	15,23	4,00	30,46	10,45
0,5	0,80	14,73	2,40	1,00	10,46
1	1,48	14,73	1,04	1,00	10,30
2	1,66	14,98	0,68	0,50	10,35
4	1,31	14,98	1,38	0,50	10,50
8	0,97	14,98	2,06	0,50	10,53
21	0,88	15,22	2,24	0,00	10,85
24	1,96	15,22	0,08	0,00	10,96
Total añadido			13,88	33,96	
Consumo (Kg/T)			13,88	33,96	

Concentraciones y porcentajes de oro recuperado						
	V (L)	Peso (kg)	Au (mg/L)	Au (mg/Kg)	Au (mg)	% Au recuperado
Solución Fuerte	1,80		0,66		1,19	6,33
Solución de Lavado	0,99		0,15		0,15	0,80
Espojas					12,95	68,88
Relave		0,98		4,60	4,51	23,99
				Suma	18,80	
% Au en solución			7,13			

Cinética del proceso de cianuración			
Tiempo (horas)	Au (mg/L)	Au (mg)	% Disolución de oro
0,5	2,20	4,40	23,40
1	2,70	5,40	28,72
2	4,00	8,00	42,55
4	6,05	12,10	64,36
8	6,41	12,82	68,19
21	6,98	13,96	74,25
24	7,22	14,44	76,81



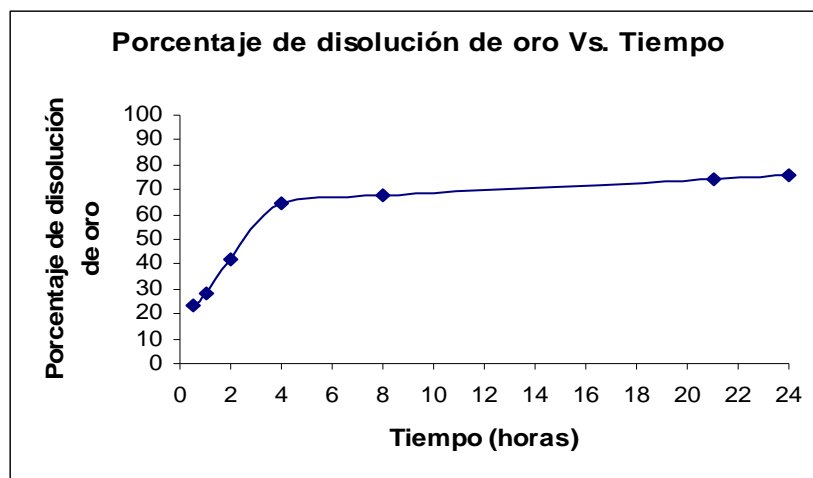
🌀 Réplica 2.

Condiciones empleadas para el proceso de cianuración			
Molienda		Cianuración	
Tiempo	30 min	Tiempo	24 horas
Peso mineral	1 Kg	Peso del mineral	1 Kg
% Sólidos	62,5	% Sólidos	33,33%
Volumen de agua	0,6 L	Volumen de agua	2 L
		pH Inicial	3,39
		pH de trabajo	10,47
		Adición de cal	30,43 g
		Tiempo de aireación	24 horas
		Concentración de CN libre	2 g/L

Control del proceso de cianuración					
Tiempo (horas)	[CN <sup>-</sup> ] (g/L)	[CaO] (g/L)	NaCN añadido (g)	CaO añadido (g)	pH
0	2,00	15,22	4,00	30,43	10,47
0,5	0,97	14,82	2,06	1,00	10,47
1	1,49	15,07	1,02	0,50	10,52
2	1,50	14,82	1,01	1,00	10,39
4	1,39	15,07	1,23	0,50	10,48
8	0,95	15,07	2,10	0,50	10,51
21	0,91	15,32	2,18	0,00	10,57
24	1,82	15,32	0,37	0,00	10,60
Total añadido			13,97	33,93	
Consumo (Kg/T)			13,97	33,93	

Concentraciones y porcentajes de oro recuperado						
	V (L)	Peso (kg)	Au (mg/L)	Au (mg/Kg)	Au (mg)	% Au recuperado
Solución Fuerte	1,95		0,61		1,19	6,28
Solución de Lavado	1,00		0,15		0,15	0,80
Espojas					13,04	68,86
Relave		0,98		4,65	4,56	24,06
				Suma	18,94	
% Au en solución			7,08			

Cinética del proceso de cianuración			
Tiempo (horas)	Au (mg/L)	Au (mg)	% Disolución de oro
0,5	2,20	4,40	23,21
1	2,64	5,28	27,89
2	3,98	7,96	42,01
4	6,09	12,18	64,32
8	6,44	12,88	67,99
21	7,02	14,04	74,15
24	7,21	14,42	76,13



☉ Réplica 3.

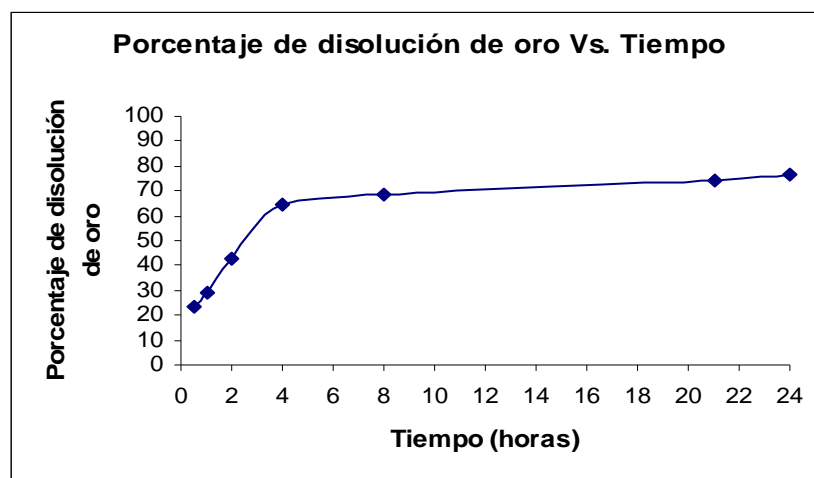
Condiciones empleadas para el proceso de cianuración			
Molienda		Cianuración	
Tiempo	30 min	Tiempo	24 horas
Peso mineral	1 Kg	Peso del mineral	1 Kg
% Sólidos	62,5	% Sólidos	33,33%
Volumen de agua	0,6 L	Volumen de agua	2 L
		pH Inicial	3,35
		pH de trabajo	10,50
		Adición de cal	30,67 g
		Tiempo de aireación	24 horas
		Concentración de CN libre	2 g/L

Control del proceso de cianuración					
Tiempo (horas)	[CN <sup>-</sup> ] (g/L)	[CaO] (g/L)	NaCN añadido (g)	CaO añadido (g)	pH
0	2,00	15,34	4,00	30,67	10,50
0,5	0,91	14,82	2,18	1,00	10,46
1	1,33	15,07	1,35	0,50	10,53
2	1,63	14,82	0,74	1,00	10,41
4	1,32	15,07	1,36	0,50	10,50
8	1,01	15,32	1,98	0,00	10,54
21	0,93	15,32	2,14	0,00	10,60
24	1,97	15,32	0,06	0,00	10,61
Total añadido			13,81	33,67	
Consumo (Kg/T)			13,81	33,67	



Concentraciones y porcentajes de oro recuperado						
	V (L)	Peso (kg)	Au (mg/L)	Au (mg/Kg)	Au (mg)	% Au recuperado
Solución Fuerte	1,95		0,62		1,21	6,42
Solución de Lavado	1,00		0,16		0,16	0,83
Espojas					13,03	68,88
Relave		0,98		4,61	4,52	23,87
				Suma	18,92	
			% Au en solución	7,25		

Cinética del proceso de cianuración			
Tiempo (horas)	Au (mg/L)	Au (mg)	% Disolución de oro
0,5	2,21	4,42	23,38
1	2,71	5,42	28,65
2	4,07	8,14	43,04
4	6,10	12,20	64,48
8	6,45	12,90	68,16
21	7,03	14,06	74,33
24	7,22	14,44	76,32



Anexo H. Cianuración por agitación con carbón activado CIP y tratamiento con peróxido de hidrógeno H<sub>2</sub>O<sub>2</sub>.

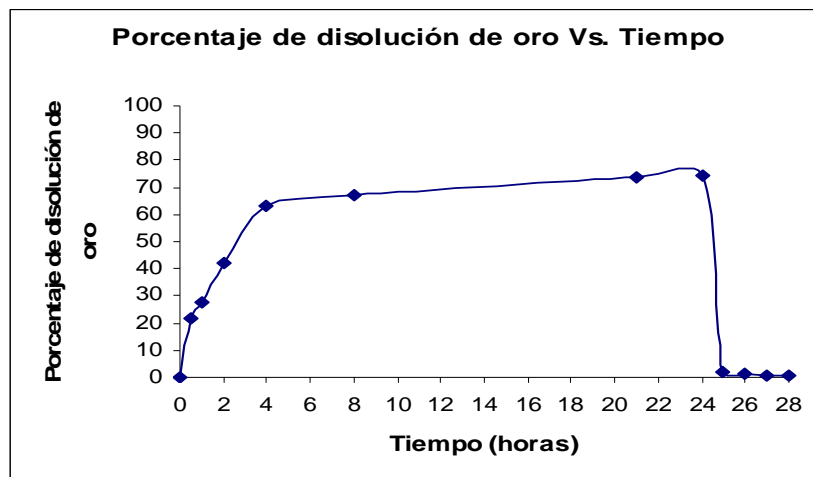
⊕ Réplica 1.

Condiciones empleadas para el proceso de cianuración			
Molienda		Cianuración	
Tiempo	30 min	Tiempo	24 horas
Peso mineral	1 Kg	Peso del mineral	1 Kg
% Sólidos	62,5	% Sólidos	33,33%
Volumen de agua	0,6 L	Volumen de agua	2 L
		pH Inicial	3,36
		pH de trabajo	10,45
		Adición de cal	30,50 g
		Tiempo de aireación	24 horas
		Concentración de CN libre	2 g/L

Control del proceso de cianuración					
Tiempo (horas)	[CN-] (g/L)	[CaO] (g/L)	NaCN añadido (g)	CaO añadido (g)	pH
0	2,00	15,25	4,00	30,50	10,45
0,5	0,79	14,75	2,42	1,00	10,40
1	1,45	14,75	1,10	1,00	10,24
2	1,74	14,50	0,53	1,50	10,38
4	1,25	15,00	1,50	0,50	10,56
8	1,03	15,25	1,95	0,00	10,62
21	1,00	15,25	2,00	0,00	10,75
24	1,80	15,25	0,40	0,00	10,80
25	1,95	15,25	0,10	0,00	10,82
26	1,75	15,25	0,50	0,00	10,76
27	1,90	15,25	0,20	0,00	10,74
28	1,96	15,25	0,08	0,00	10,74
Total añadido			14,78	34,50	
Consumo (Kg/T)			14,78	34,50	

Concentraciones y porcentajes de oro recuperado						
	V (L)	Peso (kg)	Au (mg/L)	Au (mg/Kg)	Au (mg)	% Au recuperado
Solución Fuerte	1,93		0,13		0,25	1,39
Solución de Lavado	1,00		0,06		0,06	0,33
Carbón		0,05		260	13,00	72,18
Relave		0,99		4,75	4,70	26,10
				Suma	18,01	
% Au en solución			1,72			

Cinética del proceso de cianuración			
Tiempo (horas)	Au (mg/L)	Au (mg)	% Disolución de oro
0,5	1,97	3,94	21,88
1	2,55	5,10	28,32
2	3,94	7,88	43,75
4	5,68	11,36	63,08
8	6,02	12,04	66,85
21	6,63	13,26	73,63
24	6,67	13,34	74,07
25	0,17	0,34	1,89
26	0,10	0,20	1,11
27	0,07	0,14	0,78
28	0,05	0,10	0,55



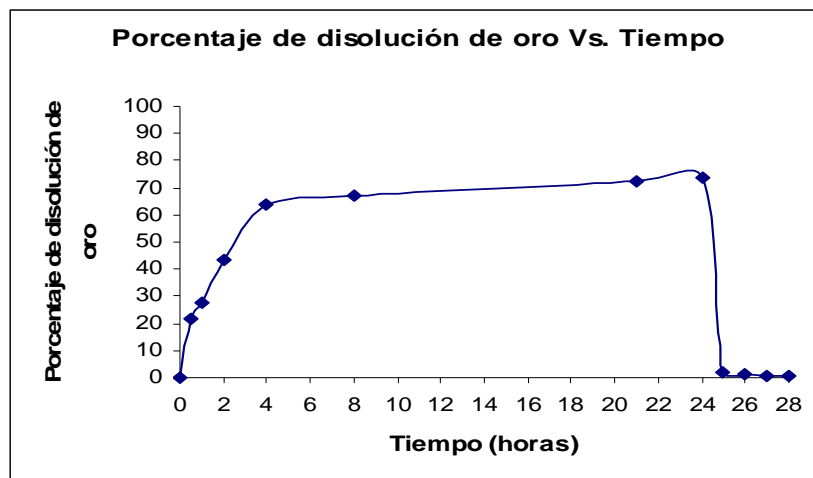
⊕ Réplica 2.

Condiciones empleadas para el proceso de cianuración			
Molienda		Cianuración	
Tiempo	30 min	Tiempo	24 horas
Peso mineral	1 Kg	Peso del mineral	1 Kg
% Sólidos	62,5	% Sólidos	33,33%
Volumen de agua	0,6 L	Volumen de agua	2 L
		pH Inicial	3,39
		pH de trabajo	10,61
		Adición de cal	30,59 g
		Tiempo de aireación	24 horas
		Concentración de CN libre	2 g/L

Control del proceso de cianuración					
Tiempo (horas)	[CN <sup>-</sup> ] (g/L)	[CaO] (g/L)	NaCN añadido (g)	CaO añadido (g)	pH
0	2,00	15,30	4,00	30,59	10,61
0,5	0,84	14,82	2,33	1,00	10,49
1	1,38	15,32	1,25	0,00	10,56
2	1,48	14,57	1,05	1,50	10,39
4	1,65	15,32	0,70	0,00	10,63
8	1,18	15,32	1,65	0,00	10,67
21	0,95	15,32	2,10	0,00	10,54
24	1,71	15,07	0,58	0,50	10,47
25	1,60	15,07	0,81	0,50	10,55
26	1,63	15,32	0,74	0,00	10,62
27	1,81	15,32	0,38	0,00	10,63
28	1,83	15,32	0,35	0,00	10,62
Total añadido			15,94	34,09	
Consumo (Kg/T)			15,94	34,09	

Concentraciones y porcentajes de oro recuperado						
	V (L)	Peso (kg)	Au (mg/L)	Au (mg/Kg)	Au (mg)	% Au recuperado
Solución Fuerte	1,98		0,13		0,26	1,40
Solución de Lavado	1,00		0,06		0,06	0,34
Carbón		0,05		269	13,45	72,19
Relave		0,99		4,91	4,86	26,07
Suma					18,63	
% Au en solución			1,74			

Cinética del proceso de cianuración			
Tiempo (horas)	Au (mg/L)	Au (mg)	% Disolución de oro
0,5	2,05	4,10	22,01
1	2,71	5,42	29,08
2	4,13	8,26	44,34
4	5,94	11,88	63,77
8	6,25	12,50	67,12
21	6,75	13,50	72,46
24	6,89	13,78	73,97
25	0,18	0,36	1,95
26	0,15	0,30	1,63
27	0,06	0,12	0,62
28	0,05	0,10	0,51



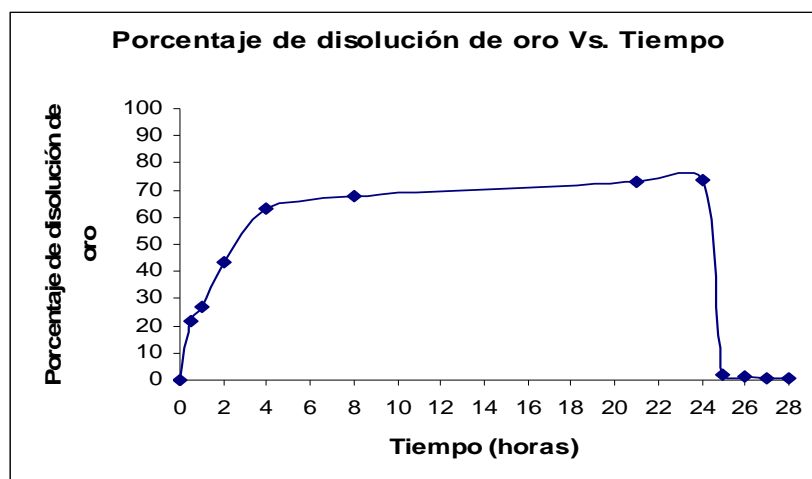
☉ Réplica 3.

Condiciones empleadas para el proceso de cianuración			
Molienda		Cianuración	
Tiempo	30 min	Tiempo	24 horas
Peso mineral	1 Kg	Peso del mineral	1 Kg
% Sólidos	62,5	% Sólidos	33,33%
Volumen de agua	0,6 L	Volumen de agua	2 L
		pH Inicial	3,37
		pH de trabajo	10,50
		Adición de cal	30,55 g
		Tiempo de aireación	24 horas
		Concentración de CN libre	2 g/L

Control del proceso de cianuración					
Tiempo (horas)	[CN-] (g/L)	[CaO] (g/L)	NaCN añadido (g)	CaO añadido (g)	pH
0	2,00	15,28	4,00	30,55	10,50
0,5	0,81	14,82	2,38	1,00	10,45
1	1,01	15,32	1,98	0,00	10,53
2	1,57	14,82	0,86	1,00	10,41
4	1,69	15,32	0,62	0,00	10,58
8	1,65	14,82	0,71	1,00	10,46
21	1,07	15,32	1,87	0,00	10,59
24	1,69	15,07	0,63	0,50	10,49
25	1,71	15,07	0,59	0,50	10,54
26	1,78	15,32	0,44	0,00	10,63
27	1,78	15,32	0,45	0,00	10,62
28	1,85	15,32	0,30	0,00	10,62
Total añadido			14,83	34,55	
Consumo (Kg/T)			14,83	34,55	

Concentraciones y porcentajes de oro recuperado						
	V (L)	Peso (kg)	Au (mg/L)	Au (mg/Kg)	Au (mg)	% Au recuperado
Solución Fuerte	1,99		0,14		0,28	1,53
Solución de Lavado	1,00		0,05		0,05	0,28
Carbón		0,05		265,40	13,27	72,18
Relave		0,98		4,88	4,78	26,01
Suma					18,38	
% Au en solución			1,81			

Cinética del proceso de cianuración			
Tiempo (horas)	Au (mg/L)	Au (mg)	% Disolución de oro
0,5	2,02	4,04	21,96
1	2,65	5,30	28,84
2	4,13	8,26	44,34
4	5,78	11,56	62,88
8	6,21	12,42	67,55
21	6,70	13,40	72,89
24	6,80	13,60	73,99
25	0,18	0,36	1,95
26	0,12	0,24	1,29
27	0,06	0,12	0,67
28	0,05	0,10	0,57



Anexo I. Cianuración por agitación con carbón activado CIP y tratamiento con óxido plumboso PbO.

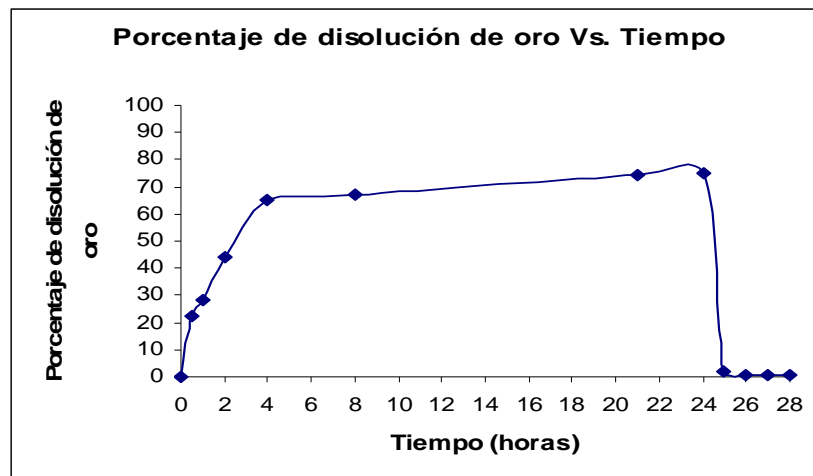
⊕ Réplica 1.

Condiciones empleadas para el proceso de cianuración			
Molienda		Cianuración	
Tiempo	30 min	Tiempo	24 horas
Peso mineral	1 Kg	Peso del mineral	1 Kg
% Sólidos	62,5	% Sólidos	33,33%
Volumen de agua	0,6 L	Volumen de agua	2 L
		pH Inicial	3,38
		pH de trabajo	10,47
		Adición de cal	30,63 g
		Tiempo de aireación	24 horas
		Concentración de CN libre	2 g/L

Control del proceso de cianuración					
Tiempo (horas)	[CN <sup>-</sup> ] (g/L)	[CaO] (g/L)	NaCN añadido (g)	CaO añadido (g)	pH
0	2,00	15,32	4,00	30,63	10,47
0,5	0,78	14,82	2,45	1,00	10,42
1	1,43	14,82	1,15	1,00	10,28
2	1,65	14,82	0,70	1,00	10,42
4	1,19	15,07	1,63	0,50	10,50
8	1,00	15,32	2,00	0,00	10,66
21	1,08	15,32	1,85	0,00	10,82
24	1,65	15,32	0,70	0,00	10,81
25	1,77	15,32	0,47	0,00	10,79
26	1,87	15,32	0,27	0,00	10,79
27	1,89	15,32	0,22	0,00	10,78
28	1,95	15,32	0,10	0,00	10,79
Total añadido			15,54	34,13	
Consumo (Kg/T)			15,54	34,13	

Concentraciones y porcentajes de oro recuperado						
	V (L)	Peso (kg)	Au (mg/L)	Au (mg/Kg)	Au (mg)	% Au recuperado
Solución Fuerte	1,96		0,11		0,22	1,21
Solución de Lavado	0,99		0,06		0,06	0,33
Carbón		0,05		266,40	13,32	73,15
Relave		0,99		4,66	4,61	25,31
					18,21	
% Au en solución			1,54			

Cinética del proceso de cianuración			
Tiempo (horas)	Au (mg/L)	Au (mg)	% Disolución de oro
0,5	2,02	4,04	22,19
1	2,58	5,16	28,34
2	4,01	8,02	44,04
4	5,93	11,86	65,13
8	6,11	12,22	67,11
21	6,74	13,48	74,02
24	6,82	13,64	74,90
25	0,17	0,34	1,87
26	0,08	0,16	0,88
27	0,06	0,12	0,66
28	0,04	0,08	0,44



⊕ Réplica 2.

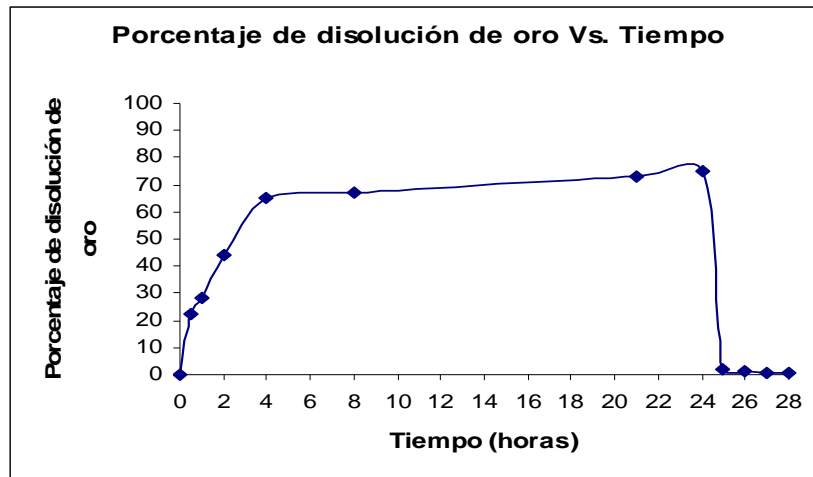
Condiciones empleadas para el proceso de cianuración			
Molienda		Cianuración	
Tiempo	30 min	Tiempo	24 horas
Peso mineral	1 Kg	Peso del mineral	1 Kg
% Sólidos	62,5	% Sólidos	33,33%
Volumen de agua	0,6 L	Volumen de agua	2 L
		pH Inicial	3,35
		pH de trabajo	10,56
		Adición de cal	30,58 g
		Tiempo de aireación	24 horas
		Concentración de CN libre	2 g/L



Control del proceso de cianuración					
Tiempo (horas)	[CN <sup>-</sup> ] (g/L)	[CaO] (g/L)	NaCN añadido (g)	CaO añadido (g)	pH
0	2,00	15,29	4,00	30,58	10,56
0,5	0,82	14,82	2,37	1,00	10,44
1	1,19	15,32	1,63	0,00	10,50
2	1,66	14,82	0,69	1,00	10,43
4	1,29	15,32	1,42	0,00	10,56
8	1,26	15,07	1,48	0,50	10,51
21	1,04	15,32	1,92	0,00	10,57
24	1,71	15,07	0,59	0,50	10,52
25	1,73	15,07	0,54	0,50	10,81
26	1,82	15,32	0,36	0,00	10,80
27	1,86	15,32	0,28	0,00	10,84
28	1,87	15,32	0,26	0,00	10,82
Total añadido			15,54	34,08	
Consumo (Kg/T)			15,54	34,08	

Concentraciones y porcentajes de oro recuperado						
	V (L)	Peso (kg)	Au (mg/L)	Au (mg/Kg)	Au (mg)	% Au recuperado
Solución Fuerte	1,96		0,12		0,23	1,25
Solución de Lavado	1,00		0,06		0,06	0,32
Carbón		0,05		274	13,70	73,16
Relave		0,98		4,83	4,73	25,27
					18,72	
% Au en solución			1,57			

Cinética del proceso de cianuración			
Tiempo (horas)	Au (mg/L)	Au (mg)	% Disolución de oro
0,5	2,07	4,14	22,14
1	2,62	5,24	27,99
2	4,13	8,26	44,15
4	6,07	12,14	64,87
8	6,29	12,58	67,21
21	6,81	13,62	72,74
24	7,00	14,00	74,79
25	0,19	0,38	2,05
26	0,10	0,20	1,05
27	0,07	0,14	0,73
28	0,06	0,12	0,62



☉ Réplica 3.

Condiciones empleadas para el proceso de cianuración			
Molienda		Cianuración	
Tiempo	30 min	Tiempo	24 horas
Peso mineral	1 Kg	Peso del mineral	1 Kg
% Sólidos	62,5	% Sólidos	33,33%
Volumen de agua	0,6 L	Volumen de agua	2 L
		pH Inicial	3,39
		pH de trabajo	10,52
		Adición de cal	30,68 g
		Tiempo de aireación	24 horas
		Concentración de CN libre	2 g/L

Control del proceso de cianuración					
Tiempo (horas)	[CN <sup>-</sup> ] (g/L)	[CaO] (g/L)	NaCN añadido (g)	CaO añadido (g)	pH
0	2,00	15,34	4,00	30,68	10,52
0,5	0,92	14,82	2,17	1,00	10,40
1	1,36	15,07	1,29	0,50	10,51
2	1,73	15,32	0,54	0,00	10,55
4	1,31	15,07	1,38	0,50	10,49
8	1,27	15,07	1,46	0,50	10,53
21	1,02	15,32	1,97	0,00	10,58
24	1,69	15,32	0,63	0,00	10,56
25	1,76	15,07	0,49	0,50	10,51
26	1,81	15,32	0,38	0,00	10,62
27	1,88	15,32	0,25	0,00	10,60
28	1,90	15,32	0,20	0,00	10,61
Total añadido			14,76	33,68	
Consumo (Kg/T)			14,76	33,68	

Concentraciones y porcentajes de oro recuperado						
	V (L)	Peso (kg)	Au (mg/L)	Au (mg/Kg)	Au (mg)	% Au recuperado
Solución Fuerte	1,99		0,12		0,24	1,29
Solución de Lavado	0,99		0,05		0,05	0,28
Carbón		0,05		276,4	13,82	73,18
Relave		0,99		4,82	4,77	25,25
					18,88	
% Au en solución			1,57			

Cinética del proceso de cianuración			
Tiempo (horas)	Au (mg/L)	Au (mg)	% Disolución de oro
0,5	2,10	4,20	22,22
1	2,64	5,28	27,94
2	4,17	8,34	44,16
4	6,22	12,44	65,87
8	6,34	12,68	67,18
21	7,01	14,02	74,27
24	7,06	14,12	74,79
25	0,19	0,38	2,01
26	0,12	0,24	1,25
27	0,07	0,14	0,74
28	0,06	0,12	0,66

