

**UNIVERSIDAD DE ORIENTE
ESCUELA DE CIENCIAS DE LA TIERRA
NÚCLEO DE BOLÍVAR
DEPARTAMENTO DE MINAS**



MÉTODOS DE TRATAMIENTOS PARA ATENUACIÓN DE LOS NIVELES DE CIANURO DE LAS COLAS PROVENIENTES DEL PROCESO DE LIXIVIACIÓN DE MINERAL AURIFERO DEL BLOQUE EL CALLAO DE LA EMPRESA C.V.G. MINERVEN.

TRABAJO FINAL DE GRADO PRESENTADO POR LOS BACHILLERES GUILLEN ACACIO Y RUIZ DEMETRIO PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO DE MINAS

CIUDAD BOLÍVAR, ENERO DE 2018



**UNIVERSIDAD DE ORIENTE
NÚCLEO BOLÍVAR
ESCUELA CIENCIAS DE LA TIERRA**

ACTA DE APROBACIÓN

Este trabajo de grado, titulado “ **MÉTODOS DE TRATAMIENTOS PARA ATENUACIÓN DE LOS NIVELES DE CIANURO DE LAS COLAS PROVENIENTES DEL PROCESO DE LIXIVIACIÓN DE MINERAL AURIFERO DEL BLOQUE EL CALLAO DE LA EMPRESA C.V.G. MINERVEN**”, presentado por los bachilleres **ACACIO A. GUILLEN M.** cédula de identidad N° **8.036.733**, y **DEMETRIO F. RUIZ**, cédula de identidad N° **12.053.693**; como requisito parcial para optar por el título de **INGENIERO DE MINAS**, ha sido **APROBADO**, de acuerdo a los reglamentos de la Universidad de Oriente, por el jurado integrado por los profesores:

Nombre:

Firma:

Prof. Víctor González

(Asesor)

(Jurado)

(Jurado)

Prof. Víctor González
Jefe del Departamento
de Minas

Prof. Francisco Monteverde
Director de la Escuela de
Ciencias de la Tierra

Ciudad Bolívar ____ de _____ del 2018

DEDICATORIA

A Dios por enseñarme a ver la vida como es; por obsequiarme el valor necesario de seguir mi camino sin mirar atrás

A mi querida madre que está por ser mi guía y pilar fundamental en mi educación, por sus consejos y enseñanzas, a mi esposa, a mis hijos, por su apoyo cariñoso, a ustedes les dedico mi corazón.

A toda mi familia, hermanos y tíos.

En especial a todas aquellas personas que de una u otra manera creyeron que yo no podía, pues aquí estoy, **LO LOGRÉ**.

Y por todo lo alto a mi esfuerzo y constancia, nunca me rendí, siempre seguí adelante.

Demetrio Ruiz

A Dios primeramente, por estar conmigo en cada paso que doy, por iluminar mi mente y por haber puesto en mi camino a aquellas personas que han sido mi soporte y compañía durante todo el periodo de estudio.

A mi querida madre que está en el cielo Felipa Mercado de Guillen por ser mi guía y pilar fundamental en mi educación, por sus consejos y enseñanzas, a mi esposa Magaly Peña, a mis hijos Froy Guillen y Maoly Felimar, por su apoyo cariño, a ustedes les dedico mi corazón.

A toda mi familia, hermanos y amigos.

En especial a todas aquellas personas que de una u otra manera creyeron que yo no podía, pues aquí estoy, LO LOGRE.

Y por todo lo alto a mi esfuerzo y constancia, nunca me rendí, siempre seguí adelante.

Acacio Guillen

AGRADECIMIENTOS

En primer lugar le damos gracias a Dios por mantenernos firmes y no decaer a pesar de las adversidades presentadas durante este gran esfuerzo y dedicación que comprendió nuestra carrera como Ingenieros de Minas.

Agradecemos a la vida por habernos premiado con los amigos y familiares, por su apoyo y toda su confianza sin ustedes no lo hubiésemos logrado, Gracias de todo corazón.

A C.V.G. MINERVEN, por habernos dado esta oportunidad de poder continuar con el desarrollo profesional y poder aportar a la empresa como Ingenieros de Minas.

Gracias a la Universidad de Oriente Núcleo Bolívar y a todos los profesores de Minas, fue grata toda su enseñanza, no fue más que estudio, fue una vida muy bonita.

Acacio Guillen y Demetrio Ruiz

RESUMEN

El área de estudio se localiza en el Distrito minero de El Callao, en el Municipio El Callao del Estado Bolívar, aproximadamente a unos 3 Km. al sureste del poblado del mismo nombre y a 700 metros aproximadamente al Sureste de la planta Capitán Eduardo Vera (REVEMIN). El propósito de la investigación fue proponer preliminarmente métodos de atenuación de las colas cianuradas provenientes del proceso de lixiviación de mineral aurífero a partir de la caracterización física, química y mineralógica, que aporten datos que permitan identificar y comparar las formas de tratamiento para la selección de métodos de atenuación, basados en las formas de tratamiento existentes a nivel mundial. Para la caracterización fueron tomadas 48 muestras desde la salida del proceso en tres puntos en dirección hacia el depósito de colas. Estas fueron ensayadas en el laboratorio de la empresa. Como resultados relevantes se tienen que la concentración promedio de cianuro libre en la salida del proceso es de 42,23 ppm con un pH promedio de 9,65 y la tendencia es que la concentración de cianuro libre disminuya con el aumento del pH. La granulometría de las colas es bastante fina con 89% pasante malla 400. La velocidad de sedimentación disminuye con el aumento del pH con un promedio de 7 cm/s. Se determinó contenidos de elementos de toxicidad tales como arsénico, azufre, bario, cadmio, cobre y manganeso. Los resultados obtenidos indicaron inicialmente que la degradación natural del cianuro libre es la que más se adapta y es la que actualmente se utiliza, pero los complejos de cianuro siguen contenidos en las colas sugiriendo un grado de toxicidad de acuerdo a los elementos arriba mencionados. Por esta razón, sería conveniente tratar las colas producidas antes de ser depositadas en la laguna de colas mediante el proceso de Acidificación-Volatilización-Recuperación (AVR), y de esta manera se estaría recuperando el cianuro de sodio casi en su totalidad contenida en las colas y al mismo tiempo se estarían precipitando hacia la laguna de colas los metales que forman los complejos de cianuro, y de aquí la evaluación para un posible retratamiento de recuperación metalúrgica incluyendo el oro, donde este último promedia un tenor de 0,83 g/t, y de acuerdo con el volumen depositado hasta la fecha se estima un contenido de oro en las colas de cuatro (04) toneladas.

CONTENIDO

	Páginas
ATA DE APROBACIÓN	ii
DEDICATORIA	iii
AGRADECIMIENTOS	v
RESUMEN	vi
LISTA DE FIGURAS	x
LISTA DE TABLAS	xi
INTRODUCCIÓN	1
CAPÍTULO I	3
SITUACIÓN A INVESTIGAR	3
1.1 Situación objeto de estudio	3
1.2 Objetivos de la Investigación	4
1.2.1 Objetivo General	4
1.2.2 Objetivos Específicos	4
1.3 Justificación de la Investigación	4
1.4 Alcance de la investigación	5
CAPÍTULO II	6
GENERALIDADES	6
2.1 Ubicación geográfica del área de estudio	6
2.1.1 Acceso a las lagunas de colas bloque el callao	7
2.1.2 Reseña Histórica	8
2.2 Características físicas naturales	8
2.2.1 Clima	8
2.2.2 Vegetación	9
2.2.3 Topografía	9
2.2.4 Drenaje	10
2.3 Geología regional	10
2.3.1 Provincia Geológica de Pastora	11
2.4 Geología Local	12
2.5 Tipos de mineralización	14
2.5.1 Mineralización primaria	15
2.5.2 Mineralización secundaria	15
CAPÍTULO III	16
MARCO TEÓRICO	16
3.1 Cianuro. Propiedades	16
3.1.1 ¿Que es el cianuro?	16
3.1.2 Usos Industriales del cianuro	17
3.1.3 Uso del cianuro en la producción de oro	19

3.2 Fundamento del Cianuro	19
3.2.1 Cianuro libre.....	19
3.2.2 Complejos de cianuro.....	20
3.2.3 Compuestos cianurados simples.....	21
3.2.4. Complejos debiles de cianuro WAD	22
3.2.5 Complejos fuertes de cianuro o cianuro SAD	22
3.2.6 Tratamiento de soluciones cianuradas.....	24
3.2.7 Analisis y monitoreo del cianuro.....	25
3.3 Metodos de cianuracion en menas de oro y plata	26
3.3.1 Reacciones quimicas del proceso de cianuracion.....	26
3.3.2 Recuperacion por lixiviacion.....	27
3.3.2.1 Lixiviacion por agitacion	28
3.3.2.2 Lixiviacion por percolacion	29
3.4 Metodos para degradar cianuros	32
3.4.1 Proceso de degradacion natural	33
3.4.2 Proceso de degradacion por clonrinacion alcalinas.....	36
3.4.2.1 Ventajas	39
3.4.2.2 Desventajas	40
3.4.3 Proceso INCO, SO ₂ /Aire	40
3.4.4 Proceso de Peróxido de Hidrogeno(H ₂ SO ₄).....	45
3.4.5 Proceso de Recuperación del cianuro con ácidosulfúrico (AVR).....	48
CAPÍTULO IV	50
METODOLOGÍA DE TRABAJO	50
4.1 Tipo y diseño de la investigación.....	50
4.1.1 Nivel de investigación	50
4.1.2 Diseño de investigación.....	50
4.2 Población y muestra de la investigación	51
4.2.1 Población de investigación	51
4.2.2 Muestra de la investigación	51
4.3 Técnica e instrumentación de recoleccion de datos	51
4.3.1 Etapas de la metodologia.....	52
4.3.2 Descripcion de etapas de la investigacion	53
4.3.2.1 Etapa I (Caracterizacion de las colas cianuradas).....	53
4.3.2.2 Etapa II (Identificacion de los metodos de tratamiento de las colas cianuradas).....	57
4.3.2.3 Etapa III (Comparacion y selección de los metodos de tratamiento de las colas cianuradas)	57
CAPÍTULO V	58
ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE LOS RESULTADOS.....	58

5.1 Parámetros físicos, químicos y mineralógicos de las colas durante la descarga hacia la laguna	58
5.1.1 Parámetros químicos	58
5.1.2 Caracterización física	65
5.1.3 Parámetros mineralógicos de las muestras tomadas.....	67
5.2 Revisión de los métodos de atenuación y recuperación de cianuro	68
5.2.1 Proceso de degradación natural	68
5.2.2 Proceso de degradación INCO (SO ₂ /Aire)	68
5.2.3 Proceso de degradación con Peróxido de Hidrogeno (H ₂ O ₂)	69
5.2.4 Proceso de Acidificación, Volatilización y recuperación (AVR.....	69
5.3 Establecimiento de métodos de atenuación y recuperación de cianuro	70
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	72
Conclusiones	72
Recomendaciones.....	73
REFERENCIAS	74

LISTA DE FIGURAS

	Páginas
2.1 Ubicación y vías de acceso de la población del Callao.....	6
2.2 Ubicación y vías de acceso de la laguna de colas planta caratal.....	7
2.3 Plano general de las lagunas de cola C.V.G. Minerven.....	7
3.1 Vista microscopica de los cristales de cianuro en formacion.	16
3.2 Usos del cianuro de hidrogeno.....	17
3.3 Usos industriales del cianuro de hidrogeno	18
3.4 El ciclo del cianuro en aguas en estanque de relaves	34
3.5 Degradación de la concentración de cianuro	35
3.6 Tratamiento del Cianuro por Clorinación.....	38
3.7 Proceso INCO, SO ₂ /Aire.....	43
3.8 Diagrama esquemático del proceso INCO, según G.H.Robins.	44
3.9 Proceso de peróxido de hidrógeno.....	47
3.10 Proceso AVR.....	49
4.1 Flujograma de la investigación.....	52
4.2 Toma de muestra. Punto 1.....	54
4.3 Toma de muestra. Punto 2.....	54
4.4 Toma de muestra. Punto 3.....	55
4.5 Método para determinar la velocidad de Sedimentación de las Colas.....	56
5.1 Fluctuaciones de los valores de cianuro libre durante los días de muestreo	61
5.2 Correlación entre el cianuro libre y el pH en el punto 1	62
5.3 Correlación entre el cianuro libre y el pH en el punto 2	62
5.4 Correlación entre el cianuro libre y el pH en el punto 3	63
5.5 Curva de análisis granulométrico del compuesto de muestras de colas.....	65
5.6 Curvas de sedimentación de las colas en función del pH.....	67

LISTA DE TABLAS

	Páginas
3.1 Elementos que pueden disolverse junto con el oro	20
3.2 Estabilidad relativa de los complejos de cianuro en agua.....	23
3.3 Degradación natural del cianuro en los diques de colas.	35
5.1 Valores de cianuro libre y pH en el día uno de muestreo.. ..	58
5.2 Valores de cianuro libre y pH en el día dos de muestreo.....	59
5.3 Valores de cianuro libre y pH en el día tres de muestreo.....	59
5.4 Valores de cianuro libre y pH en el día cuatro de muestreo.	60
5.5 Valores promedio de Cianuro libre y pH por día.....	61
5.6 Composición química de las muestras tomadas.....	64
5.7 Estimación del recurso potencial de la laguna de colas.....	64
5.8 Análisis granulométrico del composito de las muestras tomadas.....	65
5.9 Velocidad de Sedimentación para distintos pH.....	66
5.10 Análisis mineralógico de las muestras tomadas.....	67

INTRODUCCIÓN

Las Plantas de procesamiento de Oro de Minerven vienen desde 1980, produciendo desechos que se conocen con el nombre de colas o relaves, las cuales se generan en grandes cantidades representando un serio problema ambiental, actualmente la empresa está controlando la calidad de las colas de la laguna de colas I existente, mediante el método de degradación natural del cianuro libre superficial, con lo cual se obtiene una degradación de 90,83% de la concentración de cianuro libre equivalente a 4,15 ppm, siendo este valor menor al valor permisible de 50 ppm establecido por el Código Internacional del Cianuro.

Es importante resaltar, que este método obvia el control de las diferentes formas de acomplejamiento del cianuro, ya sea débil o fuerte, siendo también importante el control de los mismos para la disminución del impacto ambiental, debido a que la presencia de estos puede ocasionar efectos tóxicos y adversos en el ecosistema circundante.

Actualmente con el incremento de los precios del oro, ha traído como consecuencia la reactivación de muchos proyectos de explotación en la zona Sur del estado Bolívar, en los cuales se utiliza procesamiento del oro mediante lixiviación con cianuro de sodio, lo que conlleva al aumento de desechos líquidos compuestos de cianuro en forma libre o asociada a otros elementos, aumentando significativamente el impacto ambiental al ya existente, especialmente los focos más susceptibles como: los peces, árboles, aves, animales, etc.

La investigación que se llevó a cabo tuvo como propósito evaluar física, química y mineralógicamente las colas provenientes del proceso de lixiviación justo antes de ser depositadas en la laguna de colas respectiva, utilizando herramientas

teóricas y las mejores prácticas para, en función de la caracterización realizada proponer preliminarmente métodos de atenuación que más se adapte y sea de provecho tanto para la empresa como para el medio ambiente.

CAPITULO I

SITUACIÓN A INVESTIGAR

1.1 Situación objeto de estudio

El procesamiento del oro mediante lixiviación con cianuro de sodio, conlleva a la producción de desechos líquidos compuestos de cianuro en forma libre o asociada a otros elementos, dependiendo de las reacciones ocurridas en el procesamiento. Estas colas cianuradas luego son depositadas en grandes extensiones de área, llamadas laguna de colas, para su deposición final, las cuales deben ser tratadas adecuadamente para evitar la contaminación del medio ambiente, especialmente los focos más susceptibles como: los peces, árboles, aves, animales, etc., así como los drenajes subterráneos existentes en el fondo de la laguna. Es por ello, que las lagunas de colas Bloque el Callao, actualmente requieren un análisis de los métodos de tratamiento de las colas que se depositarán en la futura laguna de colas, basado en la medida ambiental “MFN-03” referida a los Estudios de tratabilidad de las colas y aguas cianuradas.

Con este trabajo de investigación se espera aportar información experimental, a través de los análisis e interpretaciones de los ensayos, mineralógicos, físicos y químicos, realizados a las muestras a recolectar en la descarga hacia la deposición de la laguna de colas a fin de establecer factores y parámetros, de manera de establecer los procesos y fijar los procesos de atenuación de los compuestos cianurados. Así mismo estimar los tenores de oro y demás metales valiosos que pudieran contener.

1.2 Objetivo de la investigación

1.2.1 Objetivo general

Proponer preliminarmente métodos de atenuación de las colas cianuradas provenientes del proceso de lixiviación de mineral aurífero del Bloque el Callao de la Empresa C.V.G. Minerven, Estado Bolívar – Venezuela.

1.2.2 Objetivos específicos

1. Caracterizar física, química y mineralógicamente de las colas cianuradas en la salida del proceso de tratamiento.
2. Identificar las formas de tratamiento de atenuación a nivel mundial y regional de las colas cianuradas producto del procesamiento del mineral aurífero
3. Comparar y seleccionar los métodos de atenuación de las colas cianuradas, basado en las características físicas, químicas, mineralógicas y las condiciones climatológicas del área de estudio.

1.3 Justificación de la investigación

El Bloque Minero El Callao está compuesto por dos plantas de procesamiento de mineral. Planta Caratal que cuenta con dos lagunas de colas y Planta Revemin, la cual cuenta con una sola laguna de colas. Planta Caratal tiene tecnología de recuperación de oro con lixiviación con cianuro de sodio y Planta Revemin usa carbón activado.

La realización de este proyecto surge de la necesidad existente por parte de la empresa minera C.V.G. Minerven de mantener un equilibrio entre las actividades mineras y el medio ambiente, a través de la disminución del impacto ambiental en la laguna de colas, mediante el control de las concentraciones de cianuro o complejos de cianuro presentes en el embalse, por debajo de los niveles permisibles, mediante el tratamiento de las colas cianuradas de acuerdo a las condiciones del área y a las características de las colas a ser depositadas.

Este estudio, además representa un aporte fundamental en el desarrollo de una base de datos en condiciones reales de Venezuela y particularmente del estado Bolívar, que den insumos para la toma de decisiones de éste y otros tantos proyectos mineros desarrollados en la zona.

1.4 Alcance de la investigación

Con este estudio se pretende establecer de manera teórica y basándose en experiencias de procesos ya implantados, los posibles métodos y factores que hay que considerar para la atenuación de los compuestos cianurados de los colas producidas en el proceso de recuperación de oro en C.V.G Minerven.

CAPÍTULO II

GENERALIDADES

2.1 Ubicación geográfica del área en estudio

CVG Minerven C.A está ubicada en el Distrito minero de El Callao, al Sur del estado Bolívar y al Sur-este de la República Bolivariana de Venezuela. La empresa minera se localiza a 3 km del pueblo de El Callao, y a 20 Km de Guasipati, capital del Municipio Roscio, estado Bolívar.

El área en estudio se encuentra ubicada en el Municipio El Callao del Estado Bolívar, aproximadamente a unos 3 Km. al sureste del poblado del mismo nombre y a 700 metros aproximadamente al Sureste de la planta Capitán Eduardo Vera (REVEMIN). Dentro de las coordenadas límites Geográficamente las lagunas de colas se encuentran ubicadas a $61^{\circ} 46'$ de longitud Oeste y $7^{\circ} 18'$ de latitud Norte, con una altitud de 180m sobre el nivel del mar. (Figura 2.1).

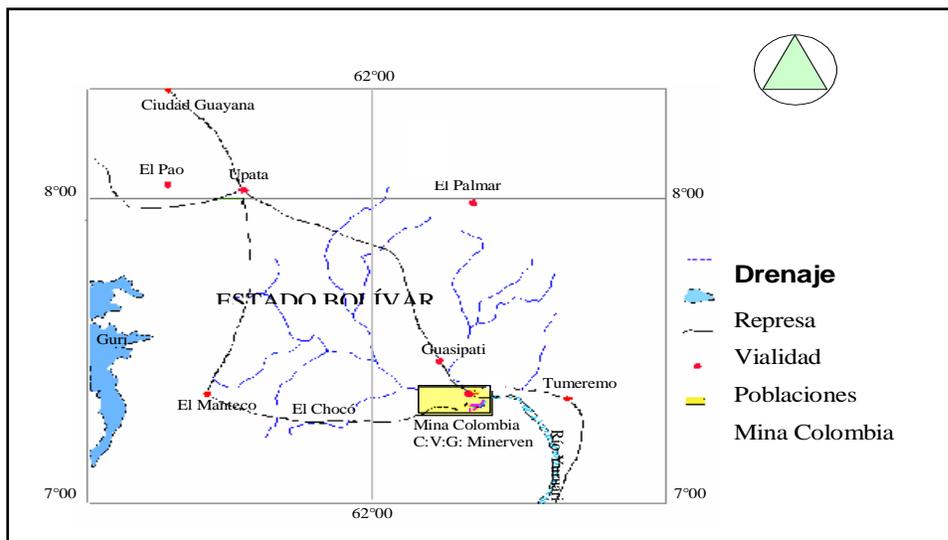


Figura 2.1 Ubicación y vías de acceso de la población del Callao.

2.1.1 Acceso a las lagunas de colas bloque el Callao

El acceso al área de estudio se realiza por dos vías de comunicación, la primera a través de un camino de tierra que se inicia en el cruce de las cuatro esquina del sector Caratal, pasando por la planta Capitán Eduardo Vera (Revemin) hasta llegar por el Este de la mina(Figura 2.2). La segunda vía de acceso, es por medio de una carretera de asfalto que se inicia en el puente de El Callao, pasando por el sector Nacupay para continuar hacia el Sur por una vía de tierra hasta interceptar las lagunas por el Oeste. Hidrográficamente en la zona no se observan corrientes de aguas superficiales en esta época (verano) del año. Aunque el terreno está muy diseccionado con cerros de más de 200m de altura sobre el nivel del mar y ondulaciones algo profundas.



Figura 2.2 Ubicación y puntos de muestreo de la laguna de colas planta Caratal.



Figura 2.3 Plano general de las lagunas de cola C.V.G. Minerven.

2.1.2 Reseña Histórica

CVG Minerven actualmente filial de Pdvsa Industrial fue construida como una empresa mixta el 4 de febrero de 1970, con la participación de inversionista privados nacionales y extranjeros además de la participación del estado venezolano a través de la Corporación Venezolana de Fomento. A medidas del año de 1974, la Corporación del Fomento adquirió la totalidad de las acciones de la compañía y, Minerven se constituyó como una empresa totalmente del estado venezolano, posteriormente en 1976, el fondo de inversiones de Venezuela adquirió el 100% de las acciones situación que se mantuvo hasta 1986, cuando la CVG Ferro minera Orinoco C. A., adquirió el 75% de las acciones de la empresa.

A partir del año 1991 y 1994 se procedió a funcionar la empresa CVG Venorca con CVG Minerven, elevándose su capital social mediante incorporaciones del patrimonio de VENORCA. Actualmente, los planes de estudios mineros están siendo representados por expertos del Banco Central de Venezuela, Corporación Venezolana de Petróleo, Corporación Venezolana de Minería, especialistas de la empresa Yakuang Group Co y Minerven, para desarrollar los tres bloques auríferos en que se divide la empresa; como son Bloque el Callao que comprende mina Colombia, mina Sosa Méndez, planta Caratal y planta Revemin, Bloque Guasipati-El Callao; que comprende mina Isidora, mina Choco y planta Choco, Bloque Sifontes Sur, que comprende mina Simón Bolívar y planta la camorra.

2.2 Características físicas y naturales

2.2.1 Clima

La región presenta un clima Tropical de Sabana (Clasificación de Koeppen), y el período de precipitación en la zona es durante los meses de Abril a Octubre.

A partir de los estudios realizados por C.V.G TECMIN (1989) en el Proyecto de inventario de recursos naturales de la Región Guayana, utilizando los datos suministrados por la estación meteorológica Puente Blanco perteneciente al Ministerio del Ambiente, ubicado según siguientes coordenadas geográficas: Latitud Norte 7°22'07'' y longitud Oeste 61°49'41'' con una altitud de 180 m.s.n.m entre los años 1974-1985, se obtuvo que las condiciones climáticas promedio anual del área en estudio son las siguientes:

- Precipitación Total Media Anual: 1050 mm.
- Evaporación Total Media Anual: 1743 mm.
- Temperatura Media Anual: 31.4 ° C.
- Temperatura Máxima Media Anual: 35.7 ° C.
- Temperatura Mínima Media Anual: 21.5 ° C.

2.2.2 Vegetación

La vegetación de la zona es de tipo Bosque Tropical, con excepción de aquellas áreas donde se ha desarrollado la actividad minera. El valle de la Quebrada Mocupia presenta fundamentalmente arbustos.

2.2.3 Topografía

La topografía presenta una alineación regional en direcciones Este-Oeste y Norte-Este. El relieve promedio es de 250 a 300 metros, entre valles y colinas. Los valles son anchos y relativamente planos alcanzando una altitud máxima de 175 m.s.n.m; las colinas alcanzan una altitud de 505 metros (Cerro El Brujo) “Departamento de Topografía C.V.G. Minerven 2010”.

2.2.4 Drenaje

El drenaje es de tipo subsecuente paralelo, es decir, controlado por zonas de debilidad (fallas locales) existentes en la zona. Las quebradas de mayor importancia que drenan la zona son: Mocupia y la Iguana, afluentes ambas del río Yuruari, el cual bordea casi enteramente a la Población de El Callao, y desemboca en el río Cuyuní. “Tecmin, 1989”.

2.3 Geología regional

El Escudo de Guayana forma parte del Precámbrico del Cratón Amazónico y del Oeste de África. Tiene forma oval y su expresión septentrional se encuentra en Venezuela al Sur del río Orinoco, mientras que su parte meridional se adentra hacia Colombia, Brasil, Guyana, Surinam y Guyana Francesa “González de Juana 1990”.

Ocupa más del 50% de la superficie de Venezuela, con sus 4.3 km² de extensión. Siendo a su vez, junto al Escudo Guaporé, el Cratón de mayor área mundial.

En la parte venezolana comprende rocas arqueozóicas y proterozóicas de muy diversas litologías, alteradas en mayor o menor escala por episodios geotectónicos mayores (González de Juana, 1990. Sobre la base de caracteres petrológicos y tectónicos, el escudo ha sido dividido en Venezuela en cuatro provincias geológicas conocidas como: Imataca, Pastora, Cuchivero-Amazonas y Roraima.

Estas provincias se diferencian en sus direcciones estructurales, estilos de deformación tectónica, asociaciones litológicas y metalogénicas, así como también por las edades.

Petrológicamente la Provincia de Imataca (PI) pertenece al denominado Cinturón de Rocas Granulítico, Pastora (PP) a los cinturones de rocas verdes y Cuchivero (PC) se caracteriza por las grandes extensiones de granitos. La provincia de Roraima es una cobertura discordante sobre rocas pertenecientes a Pastora o Cuchivero “Menéndez, 1968”.

2.3.1 Provincia Geológica de Pastora

Se extiende desde la falla de Guri al Norte hasta las proximidades del Parque Nacional Canaima al Sur (Km. 95) por el Este hasta los límites con la zona en Reclamación del Esequibo y al Oeste hasta el Río Caura. También conocida como la Provincia del Oro, está formada por Cinturones de Rocas Verdes (CRV) delgados, más antiguos y tectonizados, tipo Carichapo y CRV, más anchos, jóvenes y menos tectonizados tipo Botanamo, y por complejos graníticos sódico, como el Complejo de Supamo.

Siendo toda la secuencia intrusionada por granitos potásicos, dioritas y rocas gabroides con escasos y no bien definidos complejos máficos-ultra máficos, además de intrusiones y sills de diabasas y rocas asociadas noritico-gabroides con algo de cuarzo. Los cinturones de rocas verdes más antiguos tienen tendencias estructurales próximas a N-S (N100E a N200O), mientras que los más jóvenes casi siempre muestran dependencias en ángulos rectos con las anteriores, próximas a E-O (N700-800E). Pudiéndose observar el choque de estas dos tendencias y de ambos tipos de CRV en las imágenes de radar que cubren la zona del río Marwani, quedando detallado en los estudios de C.V.G. Tecmin CA-USGS “Salazar y otros, 1989”.

La zona ubicada en la región de Guasipati-El Callao, donde aflora una buena sección del Grupo Pastora, antiguo CRV, compuesto por el Grupo Carichapo y la Formación Yuruari.

El Grupo Carichapo está formado por las Formaciones Cicapra predominantemente komatítica, la Formación Florinda, basáltico tholeítica a komatítica y la Formación El Callao, generalmente basáltico-andesítica (basandesitas) tholeíticas.

2.4 Geología Local

La Formación El Callao, que se encuentra dentro de la Provincia de Pastora sobrepasa los 3.000m de espesor y está litológicamente formada por casi exclusivamente lavas basálticas, bajas en potasio y altas en hierro, a flujos de lavas andesíticas con un predominio transicional entre ambas, basandesitas, con estructuras almohadilladas altamente espitilizadas, con cantidades menores de brechas de flujo al tope, levemente metamorfizadas, Formaciones Bandeadas de Hierro (BIF) o cuarcitas y cherts ferruginosos y manganesíferos; y esquistos talcosos o basaltos komatíticos-toleíticos aparecen en pequeños volúmenes en algunas localidades. Cerca del contacto de las rocas de El Callao con las rocas graníticas del Complejo Supamo, se observa hornblenda de color azul-verdoso y plagioclasa andesina de facies Anfibolita; a medida que nos alejamos del contacto, evidenciamos esquistos de un color verde más claro, con clorita y albita, de la Facies Esquistos Verdes. Geomorfológicamente, la Formación El Callao ocupa las colinas y montes más altos (de 300m a 800m.s.n.m.) que meteorizan a suelos lateríticos muy arcillosos de color rojo intenso.

Tuvo su origen hace 2.700 Ma. durante los efectos finales de la Orogénesis Pre-Transamazónica (C.V.G. Tecmin, 1993), con un ciclo de intrusiones alcalinas, en un contexto estructural tipo Rift.

Constituye la unidad basal del Grupo Pastora, caracterizada por flujos de lavas tholeíticas, estructuras de lavas almohadilladas y flujos de brechas volcánicas ínter estratificadas. La forma y orientación de las estructuras almohadilladas indican que la unidad se hace más joven estratigráficamente al sureste del área.

Esta unidad meteoriza a un coluvión de color marrón pálido. Aunque regionalmente la unidad posee un bajo grado de metamorfismo, en algunas zonas, existen sectores recristalizados a esquistos hornbléndicos-biotíticos de un grado metamórfico intermedio.

Dentro de esta formación yacen dos mantos de brechas basálticas. Las rocas de dicha formación son: basaltos tholeíticos con elementos metálicos, normativos en cuarzo y bajos en potasio; las características geoquímicas de estos basaltos indican que son rocas con tendencia hacia rocas de cordilleras centro oceánicas, arcos de islas bajos en potasio y basaltos típicos de cuencas detrás de arcos.

Las tholeíticas de la Formación El Callao, están empobrecidas relativamente en elementos litófilos tales como K, Sr, y Ce pero están enriquecidos en elementos como P, Zr, Ti, Y e Yb, por lo que cabe compararlas con tholeítas de arcos de islas bajas en potasio. La concentración de rubidio en las tholeítas de El Callao es similar a la concentración del mismo elemento en las de arcos de islas.

En el distrito, se pueden diferenciar varios tipos de lavas, definidas a continuación:

Basaltos y Andesitas con hornblenda, grano fino, masivo, color verde oscuro, compuesto de hornblenda, plagioclasa, clinozoisita, cuarzo (5%). La andesita tiene una composición más félsica de diorita. La hornblenda-actinolita está alterada en clorita y el feldespato en caolín.

Andesita con cuarzo de grano fino, masiva, de color gris a verde claro, con textura granular, tiene una composición félsica de dacita por la abundancia de plagioclasa y cuarzo que se presenta como relleno de vesículas o en impregnaciones difusas. La calcita epidótica (clinozoisita) puede ser muy abundante.

Andesita con carbonatos, de color verde claro a gris, contiene abundante calcita en cristales, vesículas o en impregnación difusa. La roca es masiva con dureza muy fuerte.

El Callao es el Distrito aurífero más rico y famoso, con más de 300 vetas de cuarzo aurífero que han producido más de 250 ton de oro de la mina.

La mineralización en El Callao se localiza en diferentes direcciones (Guilloux, 1997):

Alineamiento Norte: N700-80 0E, de 8-9 Km. de longitud por 200-300 Km. de ancho que es la más importante e incluye a la mina Colombia (con la Veta Mucupia-América de Rumbo N700-800E, y la Veta Colombia de Rumbo N450E).

Alineamiento Sur con la Mina Sosa Méndez, Unión y Chile.

Alineamientos próximos a N-S, con fallas mineralizadas denominadas Gloria, Isbelia y Santa María, y minas como Corina, Remintong y otras.

2.5 Tipos de mineralización

En la zona de Las Cristinas la mineralización de oro se presenta en forma primaria y secundaria; ello dependerá de las características del yacimiento y de la geomorfología del terreno. Sin embargo, a grandes rasgos, estamos en presencia de un yacimiento de oro tipo “sulfuros diseminados”.

2.5.1 Mineralización primaria

En este tipo de mineralización el oro se presenta en vetas de cuarzo, libre, asociado con sulfuros (piritas) y a óxidos de hierro. Al noroeste de Las Cristinas 5 y extremo oeste de Las Cristinas 6, el oro está asociado a vetas con cuarzo y turmalina.

También encontramos oro asociado a sulfuros diseminados de grano grueso a fino en brechas hidrotermales con turmalina.

2.5.2 Mineralización secundaria

El oro se presenta en eluviones sin desplazamiento, producto de la alteración de vetas y vetillas, en una roca caja generalmente caolinitizada.

En antiguos aluviones, el oro se presenta mezclado a material cuarcífero y óxido de hierro, formando una capa de espesor variable entre (30 - 45 cm), localizándose preferentemente a una profundidad entre 4 - 8 m. En aluviones recientes (márgenes de la Quebrada Amarilla y Las Claritas), constituido por cuarzo de grano medio a grueso, cerca de la superficie, en zonas deprimidas.

CAPITULO III

MARCO TEÓRICO

3.1 Cianuro. Propiedades

3.1.1 ¿Qué es el Cianuro?

Cianuro es un término general que se aplica a un grupo de sustancias químicas que contienen carbono y nitrógeno, los compuestos de cianuro contienen sustancias químicas (antropogénicas) que se encuentran presentes en la naturaleza o que han sido producidas por el hombre, existen más de 2000 fuentes naturales de cianuro, entre ellas, distintas especies artrópodos, insectos, bacterias, algas, hongos y plantas superiores, las principales formas de cianuro producidas por el hombre es el cianuro de hidrógeno (HCN) gaseoso, el cianuro de sodio (NaCN) y cianuro de potasio (KCN)

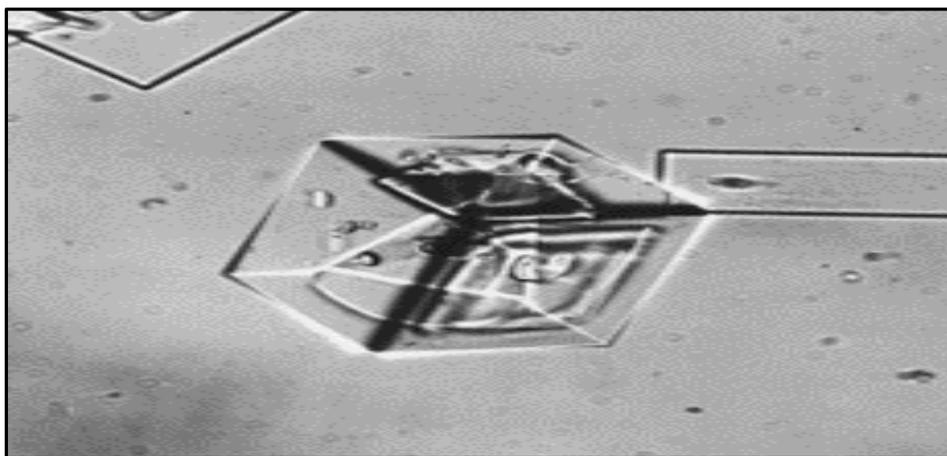


Figura 3.1 Vista microscópica de los cristales de cianuro en formación

El cianuro es una sustancia tóxica que puede ser letal si se ingiere o se inhala en cantidades suficientes, esto también sucede con muchas otras sustancias químicas

como la gasolina y los productos habituales para la limpieza del hogar, al igual que miles de otras sustancias químicas que se utilizan en nuestros procesos industriales modernos, el conocimiento, los procedimientos adecuados de manipulación y una actitud responsable son fundamentales para el uso seguro y beneficioso del cianuro.

3.1.2 Usos Industriales del Cianuro

El cianuro es uno de los principales compuestos utilizados por la industria química debido a su composición de carbono y nitrógeno, ambos elementos comunes, y a la facilidad con la cual reacciona con otras sustancias, anualmente se utilizan más de un millón de toneladas de cianuro, que representan alrededor del 80% de la producción total, en la producción de químicos orgánicos como el nitrilo, el nylon y los plásticos acrílicos, otras aplicaciones industriales incluyen la galvanoplastia, el procesamiento de metales, el endurecimiento del acero, las aplicaciones fotográficas y la producción de goma sintética

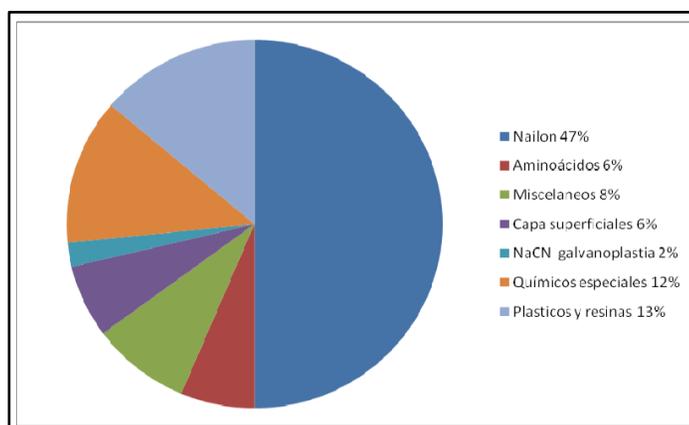


Figura 3.2. Usos del cianuro de hidrógeno

Los cianuros de hierro se utiliza con frecuencia como aditivo antiaglutinante en la sal utilizada para fundir el hielo en los caminos, aunque ya no es muy recomendable su aplicación debido a que el cianuro es muy contaminante para el

ambiente; el cianuro de hidrógeno gaseoso se ha utilizado ampliamente para exterminar a los roedores y depredadores grandes; y, en la práctica hortícola, para controlar las plagas de insectos que han desarrollado resistencia a otros pesticidas.

Además, el cianuro se utiliza en productos farmacéuticos como el laetril, una sustancia para combatir el cáncer, y el nitroprusiato, una droga para reducir la presión arterial, los compuestos de cianuro también se utilizan en vendas quirúrgicas que promueven la cicatrización y reducen las cicatrices.

El 20% restante de la producción de cianuro se utiliza para fabricar cianuro de sodio, una forma de cianuro cuyo manejo es relativamente fácil y seguro, de este porcentaje, el 90%, es decir, el 18% de la producción total, se utiliza para la extracción minero metalúrgico en todo el mundo

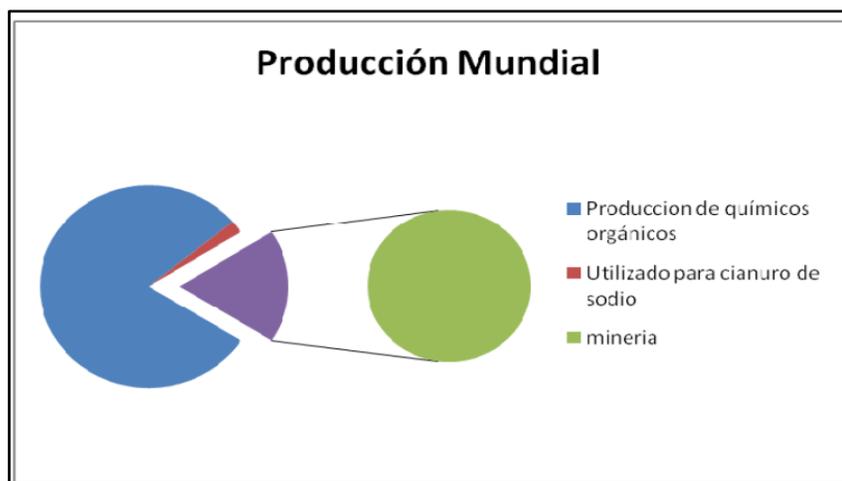


Figura 3.3 Usos industriales del cianuro de hidrógeno

Más del 90% de la recuperación de oro del mundo se basa en la utilización de cianuro, hay minas de oro y plata en todo el mundo, aunque la producción se está concentrando cada vez más en América del Sur y Australia, en minas a cielo abierto y lixiviación en pila

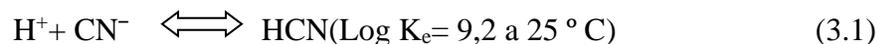
3.1.3 Uso del Cianuro en la Producción de Oro

Una de las razones para el alto valor adjudicado al oro es su resistencia al ataque de la mayoría de los químicos, una excepción es el cianuro o más específicamente, una solución que contiene cianuro y que disuelve el metal precioso, el cianuro se utiliza en minería para extraer oro (y plata) del mineral, en particular mineral de baja ley y mineral que no puede tratarse fácilmente mediante procesos físicos simples como la trituración y la separación por gravedad.

3.2 Fundamentos del Cianuro

3.2.1 Cianuro libre

Es el término utilizado para describir tanto el ión de cianuro (CN^-) que se disuelve en el agua del proceso como cualquier cianuro de hidrógeno o también llamado ácido cianhídrico (HCN) que se forma en la solución: En los procesos de cianuración mineros, las briquetas sólidas de cianuro de sodio se disuelven en el agua para formar el anión de sodio (Na^+) y el ión de cianuro. El ion de cianuro se combina luego con el ion de hidrógeno para formar HCN molecular, según la reacción 1:



En solución acuosa, es más acertado considerar el siguiente equilibrio:



La medida en que esta reacción se desplace a uno u otro lado depende casi exclusivamente del pH de la solución. Si el pH no es muy elevado, la concentración

de protones (H^+) en el agua será importante y la reacción (1) se encontrará desplazada a la derecha, y de acuerdo con el principio de Le Chatelier. Por lo tanto, a valores de pH bajos, predominará el cianuro de hidrógeno (fase estable) sobre el ión cianuro. Por el contrario si el pH es elevado, la concentración de protones será pequeña y la reacción (1) estará desplazada a la izquierda, predominando de esta manera la forma iónica. En condiciones normales de temperatura y presión las concentraciones de CN^- y HCN son iguales a un valor aproximadamente de pH de 9,4. (Alvarez, 2005).

3.2.2 Complejos de cianuro

Aunque las soluciones que contienen cianuro se utilizan en la minería porque reaccionan con el oro, también reaccionan con otros metales, el mineral aurífero casi siempre contiene otros metales, entre ellos hierro, cobre, zinc, níquel y plata, así como otros elementos como el arsénico en la mayoría de los cuerpo mineralizados, las concentraciones de otros metales típicos son mayores que la concentración de oro en varios órdenes de magnitud, por ejemplo, un mineral aurífero de baja ley apropiado para lixiviación con cianuro podría contener 0.5 a 1 gramo de oro por tonelada (0.5 a 1 parte por millón (ppm) de oro); por el contrario, la concentración de hierro de las rocas cristalinas promedio es de aproximadamente 3.5% (35000 ppm), los metales como el cobre, zinc y níquel pueden estar presentes en concentraciones que varían entre decenas y miles de partes por millón, la tabla 3.1 muestra que pueden disolverse cantidades significativas de otros metales cuando el mineral que los contiene se lixivía con soluciones de cianuro.

Tabla 3.1 Elementos que pueden disolverse en junto con el oro

	RANGO DE CONCENTRACIÓN Miligramos por litro (mg/lit)
Cianuro total	50-2000
Arsénico	0-115
Cobre	0.1-300

Continuación de la Tabla 3.1

RANGO DE CONCENTRACIÓN Miligramos por litro (mg/l)	
Hierro	0.1-100
Plomo	0-0.1
Molibdeno	0-4.7
Níquel	0.3-35
Zinc	13-740

Los complejos se producen cuando los elementos químicos se combinan en una solución para formar especies solubles. Por lo tanto existe una amplia gama de interacciones químicas y físicas entre los componentes de los complejos. Algunos complejos son muy estables, mientras que otros se destruyen fácilmente. Por tal razón es importante distinguir con exactitud y precisión los distintos compuestos de cianuro para asegurar la elección de una metodología eficaz de detoxificación. Entre los complejos de cianuro se tienen:

3.2.3 Compuestos cianurados simples

Son llamados también cianuros alcalinos y comprenden las diferentes sales del ácido cianhídrico que se disuelven completamente en solución, liberando el correspondiente catión alcalino e iones de cianuro, según la siguiente reacción:



Donde, Ak representa un álcali cualquiera, siendo los más comunes el Na, el K y el Ca.

Según la reacción 2 mostrada anteriormente, el ión CN^- liberado podrá reaccionar con el disolvente para formar HCN, en función del pH de la solución. Los compuestos cianurados simples no poseen carga eléctrica (las cargas positivas del

álcali son igual en número al número de iones cianuro necesarios para formar la molécula) y pueden existir en forma sólida. Estos compuestos son muy solubles en agua siendo su disociación completa e instantánea al entrar en solución (la constante de hidrólisis para el cianuro de sodio es de $2,51 \times 10^{-5}$ a 25°C). Además son estables, incluso a temperaturas elevadas, siempre en ausencia de aire, CO_2 y/o humedad. Es importante destacar que los cianuros alcalinos son lentamente descompuestos según la reacción 4, para producir ácido cianhídrico, lo que puede dar lugar a posibles envenenamientos durante su manipulación, por ello el cianuro alcalino se suele proporcionar con una pequeña cantidad de hidróxido alcalino, que es muy ávido por el CO_2 para formar carbonato y agua.



3.2.4 Complejos débiles de cianuro o cianuro WAD (Weak Acid Dissociable Cyanides)

Son también llamados cianuros disociables con ácido débil, normalmente a un pH de 4,5. Estos pueden disociarse en solución y producir concentraciones ambientalmente significativas de cianuro libre. Estos complejos débiles incluyen complejos de cianuro de cadmio, cobre y zinc, entre otros. Al igual que ocurre en el caso de la formación del ácido cianhídrico, el grado en que se disocian estos complejos depende en gran medida del pH de la solución.

3.2.5 Complejos fuertes de cianuro o cianuro SAD (Strong Acid Dissociable Cyanides)

También reciben el nombre de cianuros disociables en ácidos fuertes. Estos se degradan más lentamente que los cianuros WAD en condiciones físicas y químicas

normales. Los complejos de cianuro con oro, plata, cobalto y hierro son fuertes y estables en solución. Es por ello, que el uso del cianuro para la extracción del oro del mineral es un factor clave, debido a la estabilidad del complejo oro – cianuro. Una vez que el oro entra en solución ligado al cianuro, permanece complejado con el cianuro hasta que las condiciones del proceso se cambian con el fin de recuperarlo en forma de metal. Con respecto al hierro, éste se encuentra virtualmente presente en todos los materiales geológicos, razón por la cual, entre los complejos fuertes de cianuro predominantes en la gran mayoría de las condiciones de operación en plantas de Cianuración están los cianuros de hierro (ferro y ferrocianuros).

La velocidad a la cual los complejos se disocian y liberan cianuro libre en la solución depende de varios factores, entre ellos, la concentración inicial del complejo de cianuro, la temperatura, el pH y el Eh de la solución, además de la intensidad de la luz, especialmente la radiación ultravioleta (Alvárez, 2005).

La velocidad a la cual los complejos se disocian y liberan cianuro libre en la solución depende de varios factores, entre ellos, la concentración inicial del complejo de cianuro, la temperatura, el pH de la solución y la intensidad de la luz, especialmente de la radiación ultravioleta. La tabla 3.2 muestra los complejos de cianuro y su estabilidad en el agua.

Tabla 3.2 Estabilidad relativa de los complejos de cianuro en agua.

Estabilidad relativa se los complejos de cianuro en agua.	
Términos	Ejemplos presentes en soluciones de procesamiento de oro y plata
1. Cianuro libre	CN ⁻ , HCN

Continuación de la Tabla 3.2

Estabilidad relativa se los complejos de cianuro en agua		
2. Compuestos simples		NaCN, KCN, Ca(CN) ₂ ,
a) Fácilmente solubles		Hg(CN) ₂ Zn(CN) ₂ , CuCN,
b) Realmente insolubles		Ni(CN) ₂ , AgCN
3. Complejos débiles (fácil de ionizar)		Zn (CN) ₄ ⁻² , Cd(CN) ₃ ⁻ , Cd(CN) ₄ ⁻²
4. Complejos moderadamente fuertes (moderadamente ionizables)		Cu(CN) ₂ ⁻ , Cu(CN) ₃ ⁻² , Ni(CN) ₄ ⁻² , Ag(CN) ₂
5. Complejos fuertes (muy estables)		Fe(CN) ₆ ⁻⁴ , Co(CN) ₄ ⁻⁴ , Au(CN) ₂ ⁻
6. Inorgánicos (inestables)		SCN ⁻ , CNO ⁻
7. Orgánicos (Nitrilos)	Alifáticos	Acetonitrilo, Acilonitrilo, Adiponitrilo, Propionitrilo
	Aromáticos	Benzonitrilo

3.2.6 Tratamiento de soluciones cianuradas.

Una vez que se ha recuperado el oro, la solución queda desprovista de oro pero sigue conteniendo cianuro. El proceso que disminuye la concentración de cianuro en solución, ya sea en el ambiente natural o en instalaciones creadas para tal fin, se denomina “atenuación”. La volatilización de HCN que reduce la concentración de cianuro libre en solución, es el principal proceso de atenuación natural. La figura 1

muestra una representación esquemática de las relaciones entre las formas del cianuro y los procesos que las controlan.

Para el tratamiento de las soluciones cianuradas se emplean cuatro formas generales, que son: Degradación natural; oxidación química mediante el uso de peróxido de hidrógeno o de dióxido de azufre; precipitación y biodegradación.

Los complejos se enumeran en el orden de aumento relativo de estabilidad, a medida que se forman los complejos-cianuro se hacen más estables que el cianuro libre, sin embargo, si el cianuro total son los residuos finales, este tratamiento se convierte en un problema serio y costoso debido a la estabilidad extrema de los complejos fuertes.

La forma en la cual el cianuro ocurre en los relaves de flotación y del proceso de cianuración depositados no está bien definidos, el cianuro puede estar adsorbido químicamente o físicamente en las superficies del mineral ganga del relave y/o con los componentes metálicos y no-metálicos del relave para producir complejos cianuro y cianatos en las superficies minerales o en las soluciones intersticiales, cada forma de cianuro influye o cambia el impacto medioambiental de diversas maneras y los métodos de tratamiento de atenuar los problemas ambientales, por consiguiente, también varían .

3.2.7 Análisis y Monitoreo del Cianuro

El cianuro generalmente se determina mediante uno de los siguientes métodos analíticos: análisis de cianuro total o análisis de cianuro DAD (disociable en ácido débiles), el primero se utiliza para determinar el cianuro total en soluciones, incluso el cianuro libre y los cianuros ligados a metales, como los cianuros de hierro no tóxicos y más estables, el procedimiento analítico para determinar el cianuro DAD se utiliza

para las formas libres y complejas de cianuro, excepto para el cianuro de hierro, un método más antiguo pero que todavía se emplea en lugar del análisis de cianuro DAD es el denominado “cianuro dócil a la cloración” .

Los análisis de cianuro son necesarios para controlar las operaciones, evaluar la toxicidad y el cumplimiento normativo, así como para informar al público sobre la manipulación de materiales peligrosos, monitorear el cianuro durante y después la recuperación del oro es esencial para la buena práctica operativa y la protección de la salud y el ambiente, con el fin de asegurar la calidad de la información disponible y tomar decisiones, son necesarios rigurosos protocolos de muestreo y procedimientos analíticos, esto exige una estricta planificación y un desempeño excelente por parte del personal entrenado para trabajar con sistemas diseñados y administrados correctamente.

3.3 Métodos de Cianuración de Menas de Oro y Plata.

3.3.1 Reacciones Químicas del Proceso de Cianuración.

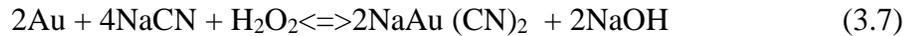
Las reacciones entre el cianuro y los metales preciosos han sido propuestas por muchos investigadores, Elsner fue el primero que propuso la reacción química de disolución del oro por cianuros alcalinos.

Ecuación de Elsner:



Ecuación de Bodlander:





La reacción global de las ecuaciones de Bodlander está dada por la ecuación de Elsner, la cual es universalmente aceptada como la reacción estándar de cianuro y oro.

Termodinámicamente no es posible la ecuación de McArthur-Forrest, porque durante la cianuración no hay producción de H_2 lo que confirma la validez de la ecuación propuesta por Elsner, donde el O_2 juega un rol fundamental.

Entonces, la cianuración es un proceso que se aplica al procesamiento de las menas con contenido de oro, desde hace más de 100 años, se basa en que el oro nativo, plata o distintas aleaciones entre estos, son solubles en soluciones alcalinas diluidas, regidas por la ecuación de Elsner .

3.3.2 Recuperación por lixiviación.

Las operaciones minero metalúrgicas que utilizan la tecnología de extracción por medio de la lixiviación con cianuro en minas a cielo abierto se componen de seis elementos principales, que son:

- La fuente del mineral o mina
- La plataforma y la pila
- La solución de cianuro
- Un sistema de aplicación y recolección
- Los estanques de almacenamiento de solución
- Una planta para la recuperación de metales

Para que esta lixiviación se produzca, la solución lixivante debe contener tres componentes químicos esenciales, estos componentes son: el ion cianuro (CN^-), el

oxígeno disuelto en la solución (O_2) y el ion hidroxilo (OH^-), los dos primeros son los reactantes químicos que disuelven a los metales preciosos en la forma de complejos y el último es el componente esencial que le da el carácter alcalino a la solución, permitiendo el accionar químico del ion cianuro en forma más eficiente, menos riesgosa y una operación económica debido a los siguientes aspectos positivos:

- La lixiviación en ambiente alcalino es más selectiva respecto a la ganga.
- Las soluciones alcalinas corroen menos a los materiales de los equipos utilizados (acero, madera, hormigón, etc.).
- Facilidad de la deposición de los relaves y efectuar un mejor control de la contaminación ambiental.

Las principales variantes de lixiviación son:

1. La lixiviación por agitación
2. La lixiviación por percolación

3.3.2.1 Lixiviación por Agitación.

Las menas son molidas a tamaños menores a las 150 mallas (aproximadamente tamaño menores a los 105 micrones), es agitada con solución cianurada por tiempos que van desde las 6 hasta las 72 horas, la concentración de la solución cianurada está en el rango de 200 a 800 ppm (partes por millón equivale a gramos de cianuro por metro cúbico de solución), el pH debe de ser alto, entre 10.5 a 11.5 para evitar la pérdida de cianuro por hidrólisis (generación de ácido cianhídrico, HCN, altamente venenoso) y para neutralizar los componentes ácidos de la mena, para evitar lo anterior se utiliza cal, para mantener el pH alcalino, se adiciona lo necesario para mantener la concentración de CaO libre en la solución por encima de 100 gr/m³, la velocidad de disociación del oro nativo puede depender entre otros factores, del

tamaño del mineral, grado de liberación, contenido de plata, etc., es práctica común remover el oro grueso (partículas de tamaño mayores a 150 mallas o 105 mm), tanto como sea posible, mediante concentración gravitacional antes de la cianuración, de manera de evitar la segregación y pérdida del mismo en varias partes del circuito, es de suma importancia aparte de determinar la naturaleza de los minerales de oro, poder identificar la mineralogía de la ganga, ya que esta puede determinar la efectividad o no de la cianuración, esto porque algunos minerales de la ganga pueden reaccionar con el cianuro o con el oxígeno, restando de esa manera la presencia de reactivos necesaria para llevar adelante la solubilización del oro.

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

Las variables a determinar son las siguientes:

- Consumo de cianuro por tonelada de mineral tratado.
- Consumo de cal por tonelada de mineral tratado.
- Óptimo grado de molienda.
- Tiempo de contacto, ya sea en la lixiviación por agitación como en la lixiviación por percolación.
- Concentración más conveniente del cianuro en la solución.
- Dilución más adecuada de la pulpa.

3.3.2.2 Lixiviación por Percolación

Este método es utilizado para extraer partículas microscópicas de oro desde sus menas, se ha convertido en el proceso más ampliamente utilizado para la extracción de oro y plata en la industria minero metalúrgica, el mineral y roca son removidos de la mina por explosivos luego transportado a la planta para ser triturados a partículas

más pequeñas y emplazando en las pilas, previamente compactadas con arcillas o con mantas de polietileno.

La solución de cianuro, la cual disuelve al oro de la mena triturada, es irrigada y percola a través de la pila, la lixiviación puede llevarse a cabo en algunos días o varios meses, dependiendo del tipo de mineral o mena y sobre el procedimiento de lixiviación a emplearse.

Las solución enriquecida de oro y plata se colecta sobre el piso impermeable, dispuesto en forma ligeramente inclinada que hace que fluya hacia el tanque de almacenamiento, desde ahí se almacena al circuito de recuperación.

Este circuito de recuperación de oro y plata, desde las soluciones cianuradas diluidas, las que contienen los metales nobles en solución, puede ser de dos tipos:

- Adsorción con carbón activado
- Cementación de oro con zinc

El oro y/o plata que ha sido solubilizado con cianuro se puede recuperar por el sistema de adsorción en carbón activado o por el sistema Merrill-Crowe, el sistema de adsorción en carbón activado no requiere energía eléctrica o adiciones de zinc, y es el método preferido para capturar el oro, esta captura no es una reacción química, sino un enlace físico relacionado con los microporos en el carbón, este enlace es débil con alcalinidad alta y si la solución preñada se mantiene a pH muy alto, el carbón no captura tanto oro como a un pH más bajo, este enlace se usa para despojar el oro del carbón en el sistema de recuperación.

Los minerales de oro generalmente van acompañados de plata, la cual también se disuelve con cianuro y se recupera junto con el oro, sin embargo, si se utiliza el

sistema de recuperación con carbón activado para la recuperación de oro, este puede sobrecargarse fácilmente con plata, bajo estas circunstancias se recomienda el sistema de recuperación Merrill-Crowe como una mejor alternativa, de otro modo, se puede precipitar la plata en una solución de cianuro utilizando sulfuro de sodio a una relación de 8.5 gr de sulfuro de sodio por 1 gr de plata, el sulfuro de plata resultante se precipitará rápidamente en presencia de cal o algún floculante .

Las reacciones químicas que resultan cuando el oro se disuelve en una solución débil de cianuro es que el oro, el cianuro, el oxígeno y el agua se combinan para formar un complejo de oro-cianuro, peróxido de hidrógeno y un radical hidróxido.

En el caso de lixiviación en montones, el pH óptimo está entre 10.5 a 11.5, para tener una lixiviación eficiente, el oro debe de estar libre, con partículas finas que no contengan cianicidas (sulfuros auríferos, calcopirita, malaquita, magnetita, hematita, goethita, covelita, calcosita y marcasita) o impurezas (carbonatos, iones de fierro, níquel, cobre, zinc, manganeso) que pueden destruir el cianuro o inhibir la reacción de disolución.

Durante la reacción debe haber suficiente oxígeno disponible disuelto en la solución de cianuro, este oxígeno se introduce en la solución de cianuro como si fuera rociado sobre el montón, el oxígeno absorbido y el dióxido de carbono del aire también ocasionan pérdidas químicas de cianuro, creando carbonato de sodio y de amonio y cianuro de hidrógeno.

El compuesto de cianuro-oro-oxígeno es estable en un rango de pH de por lo menos 9.5 a 11, un montón ácido consumirá todo el cianuro que se ponga en él, sin embargo, el compuesto oro-cianuro permanecerá en la solución.

La plata también se disuelve en la solución de cianuro y sigue al oro a través del proceso, los minerales de sulfuro de hierro, los cuales son constituyentes comunes de los minerales de oro, se oxidan durante la lixiviación con cianuro, dando como resultado la formación de ácido, estos ácidos se neutralizan por la cal utilizada en la secuencia de lixiviación, los minerales de cobre pueden ser disueltos por la solución de lixiviación y por lo tanto consumir grandes cantidades de NaCN y oxígeno, las concentraciones de cianuro que se utiliza normalmente en la lixiviación en montones se combinan con cantidades de minerales de cobre relativamente grandes, las soluciones débiles de cianuro (1 parte en 10000), se combinan con cantidades mucho menores de estos minerales, esto representa una ventaja cuando se lixivian minerales de oro y cobre, donde la recuperación de oro se evita en una solución débil y el consumo de cianuro es mucho más reducido .

Los minerales que contienen arsénico pueden interferir con la cianuración, los sulfuros de este metal reaccionan rápidamente con cianuro, la arsenopirita tiene un efecto adverso en la lixiviación de oro y la estibinita inhibe la cianuración, los iones de fierro, níquel, cobre, zinc y manganeso retardan la cianuración de oro, en algunos casos los minerales carbonáceos que se encuentran en la naturalmente en minerales de oro de tipo sedimentario, actúan como absorbentes de oro en solución, esta característica conocida como pérdida preliminar, se puede superar mediante la tostación, tratando el mineral con cloruro o utilizando acción bacteriana.

3.4 Métodos Para Degradar Cianuro

Para realizar un buen tratamiento de cianuro residual de los terreros agotados, es importante considerar los procesos de degradación natural y la característica del mineral. Actualmente existen métodos que emplean técnicas de degradación de cianuro mediante el uso de tratamientos naturales, químicos y biológicos.

3.4.1 Proceso de Degradación Natural

La detoxificación natural de los terreros ya lixiviados, pueden ser de dos formas, el abandono pasivo o el lavado con agua, estos métodos se llevan a cabo mediante una reacción de hidrolización y el desprendimiento de ácido cianhídrico.

En esta primer alternativa, la degradación de cianuro se lleva a cabo al dejar abandonado el terrero ya agotado sobre el relleno, por años expuesto a la luz del sol y a la atmósfera, esta estrategia es más apropiada en lugares altos y temperaturas elevadas.

La detoxificación natural es relativamente lenta, pero puede acelerarse por las fuerzas de la naturaleza, el método más apropiado de realizar tal aceleración sin recurrir a tratamientos, sería un período de lluvias o lavados con agua a través del mineral, aunque la lluvia tiene baja capacidad de neutralización, la circulación de ésta a través del mineral agotado disminuyendo el pH lo suficiente para convertir el cianuro libre a ácido cianhídrico, el cual se pierde en la atmósfera por volatilización .

La degradación natural puede verse influida por variables como las especies de cianuro en la solución y sus respectivas concentraciones, el tiempo de retención, temperatura, pH, aireación, rayos del sol, presencia de bacterias, tamaño de la poza, turbulencia y profundidad.

Los mecanismos principales que controlan la degradación natural del cianuro son la volatilización del HCN y la disociación de los complejos metálicos cianurados, siendo esta última la etapa controlante del proceso.

Las mayores ventajas del proceso de degradación natural son los bajos costos de capital y operación, no se conoce de formación de productos tóxicos y se le puede

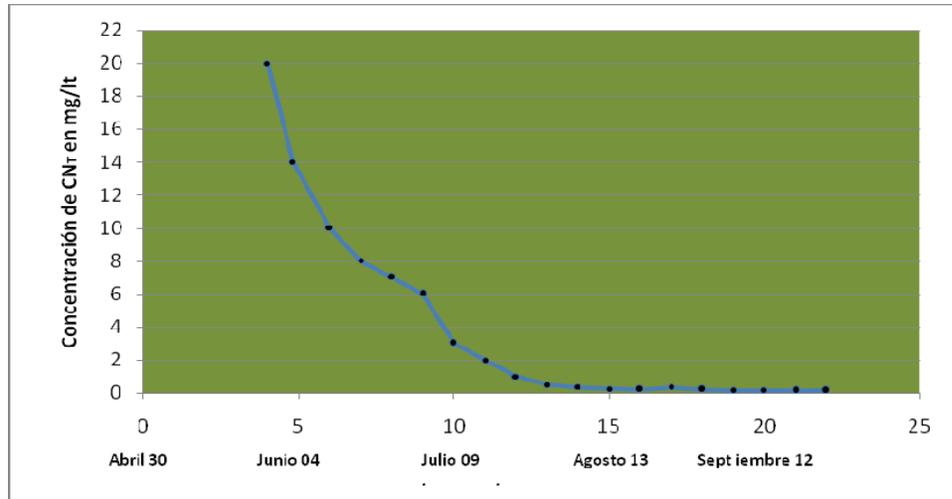


Figura 3.5 Degradación de la concentración de cianuro

Las velocidades reales de degradación deben determinarse mediante ensayos basados en la especificación del emplazamiento y empleando condiciones que imiten, tanto como sea posible, los tipos de soluciones y los procesos naturales que probablemente ocurran en ese lugar.

La siguiente tabla 3.3 compila datos de los sistemas de degradación natural en varias minas del mundo, los valores de esta tabla demuestran la capacidad natural de degradación para reducir las concentraciones de cianuro de las soluciones.

Tabla 3.3 Degradación natural del cianuro en los diques de colas.

Mina	CN que entra Sistema de colas (mg/lt ⁻¹)	CN que sale del Sistema de colas (mg/lt ⁻¹)
Lupin NWT, Canadá	184	0.17
Holt McDermott, Ontario, Canadá	74.8	0.02
Cannon, Washington, USA	284	< 0.05
Ridgeway, South Carolina, USA	480	0.09
Golden Cross, New Zealand	6.8 (CN DAD)	0.33(CNDAD)

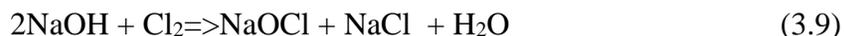
3.4.2 Proceso de Degradación por Clorinación Alcalina

La clorinación alcalina es un proceso químico que consiste en la oxidación y destrucción de las formas de cianuro libre y cianuro WAD en medio alcalino (10.5 a 11.5), donde el cloro se suministra en forma líquida o como hipoclorito de sodio o cálcico, llevándolo a la forma de CO₂ y N₂ causando la precipitación de los metales pesados como hidróxido en aproximadamente 1 a 1.5 horas y 2.75 partes de cloro por parte de cianuro, en la práctica es mucho mayor, lo que depende principalmente de otros compuestos oxidables como el tiocianato, el que se oxida en preferencia al cianuro, con este método se logra obtener efluentes con concentraciones < 0.5 mg/lit, el cloro residual presente como hipoclorito y cloroaminas en el agua residual puede ser tóxico para la vida acuática, haciéndose necesario un tratamiento de declorinación, con la adición de SO₂ o sulfito de sodio, las reacciones involucradas en el proceso de clorinación alcalina son las siguientes:

- Hidrólisis – disolución del gas cloro.



- Formación de hipoclorito de sodio a partir de gas cloro.



El primer paso en la destrucción del cianuro usando hipoclorito o cloro en forma de gas consiste en la oxidación del cianuro para formar un cloruro de cianógeno intermedio de acuerdo con las siguientes reacciones:



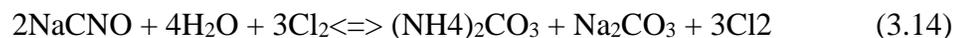
Es una reacción instantánea, independiente del Ph



Con el elevado pH de la oxidación, el cloruro de cianógeno intermedio se hidroliza rápidamente a cianato, según la reacción:



Esta reacción tarda entre 5 a 7 minutos cuando el pH está entre 10 a 11 y de 10 a 30 minutos cuando el pH está entre 8.5 a 9, en consecuencia el primer paso de oxidación completa lleva unos 15 minutos a un pH de 10.5, el segundo paso de la oxidación comprende la hidrólisis del cianuro a amoníaco y carbonato, en presencia de cloro o hipoclorito, según la siguiente reacción:



La hidrólisis necesita un tiempo aproximado de 1 a 1.5 horas, pero se suelen emplear periodos de reacción de más horas, en condiciones normales de presión y temperatura, la clorinación alcalina elimina todas las formas de cianuro, excepto los cianuros complejos de hierro y cobalto que son sumamente estables, además, el mantenimiento estricto de un pH mínimo de 10,5 en el tanque reactor, el control debe extenderse a la medición del potencial redox de oxidación-reducción (ORP) que debe ser mantenerse en un nivel alto y en forma automática para garantizar un buen proceso de tratamiento del agua que contiene cianuro, la Figura 3.6 representa un esquema en el cual la destrucción del cianuro se lleva a cabo en dos etapas automatizadas :

1. El cianuro es oxidado a cianato, utilizando control de pH y ORP, en el primer reactor se mide el pH y adiciona el hidróxido de sodio en solución al 50% para elevar el pH a 10 o más, se mide el potencial oxidación-reducción (ORP) del agua residual y el gas cloro (Cl_2) se inyecta automáticamente hasta alcanzar un ORP de 400 mV o más, la reacción que seguidamente ocurre toma un tiempo de 5 a 15 minutos y es como sigue

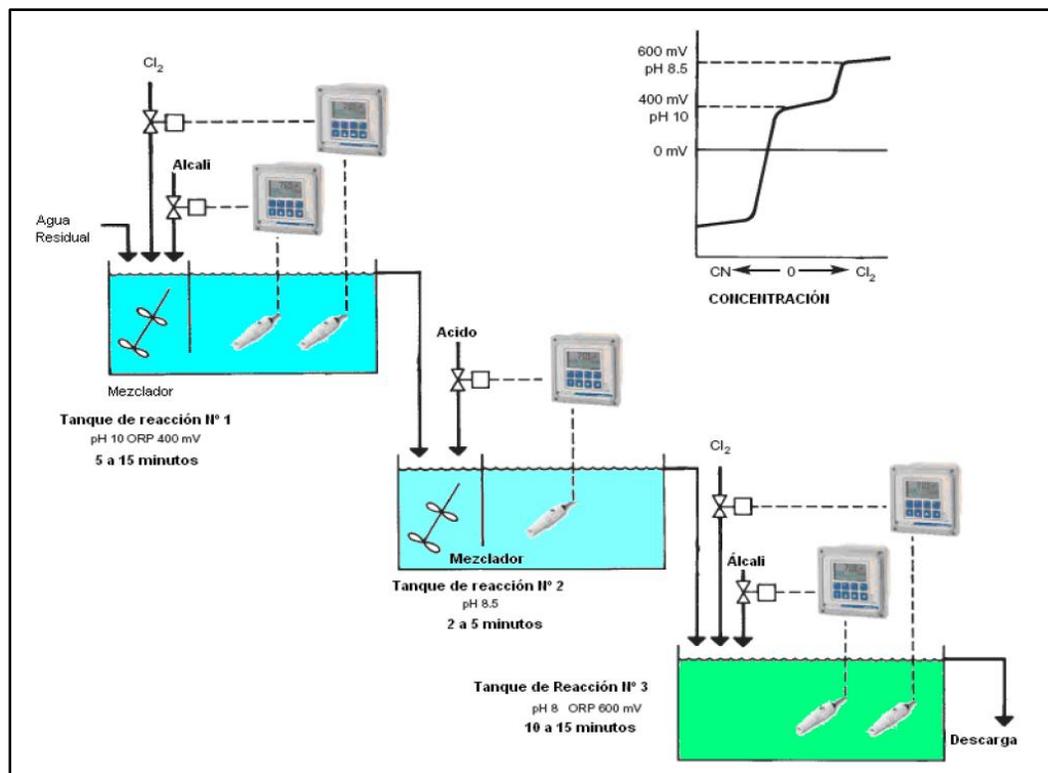
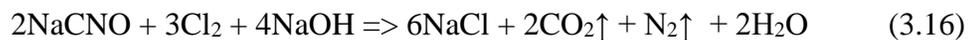


Figura 3.6 Tratamiento del Cianuro por Clorinación.

2. El cianato es oxidado a nitrógeno y dióxido de carbono, en el segundo reactor, se mide el pH del agua residual, a la cual se inyecta ácido (usualmente ácido

sulfúrico) para bajar el pH a un intervalo entre 7 a 8, el proceso toma de 2 a 5 minutos.

3. En el tercer reactor se mide los ORP y se inyecta automáticamente el gas cloro para alcanzar un ORP más de 600 mV, la siguiente reacción ocurre entre 10 a 15 minutos:



El cianuro es eventualmente convertido en un material inocuo que con el agua tratada se puede eliminar, pero, sin duda, aún quedan elementos y sustancias que son también tóxicas para la vida acuática, obviamente, todo proceso no siempre da solución total al problema; por ende, tiene ventajas y desventajas.

3.4.2.1 Ventajas

1. Método ampliamente utilizado, por tanto hay experiencia técnicas disponibles.
2. Reacciones completa y razonablemente rápida.
3. La mayor parte de los metales son precipitados como hidróxidos.
4. El cloro está disponible en diversas formas.
5. Este proceso es adaptable a procesos continuos y discontinuos.
6. Costo de capital relativamente bajo.
7. Puede automatizarse el control de las operaciones del proceso.
8. La primera etapa del proceso (oxidación) es fácilmente controlable.
9. El tiocianato puede oxidarse con un incremento en el consumo de reactivos.
10. El proceso puede usarse en pulpas y en soluciones claras (aguas residuales).

3.4.2.2 Desventajas

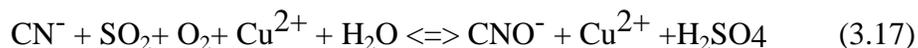
1. El costo de los reactivos es alto, especialmente si se requiere de una oxidación completa, puesto que el tiocianato, las tiosales y el amonio son altos consumidores de cloro.
2. Se requiere automatización de la planta de tratamiento en lo que respecta a control del pH para evitar la formación de cloruro de cianógenos, el cual es más tóxico para los humanos.
3. No se recupera cianuro.
4. Existencia de cloro residual en efluentes que pueden ser tóxicos para especies acuáticas.
5. Requiere el acoplamiento de otros procesos, como el de peróxido de hidrógeno.

3.4.3 Proceso INCO, SO₂/Aire

Utiliza el SO₂ puro y líquido de calidad industrial, el cual es introducido en la disolución o pulpa para bajar el pH hasta el intervalo de 7 a 9, luego se añade una solución de sulfato de cobre en proporción adecuada para generar un efluente que contenga la concentración deseada de cianuro.

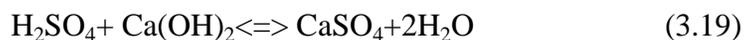
El Proceso INCO elimina las distintas formas de cianuro por procesos diferentes, uno de los procesos efectúa la conversión del cianuro WAD, los cianuros complejos de hierro se reducen al estado ferroso y se precipitan de modo continuo como sales metálicas de ferrocianuro insolubles de fórmula general $M_2Fe(CN)_6$, donde M puede ser Cu, Ni o Zn, los metales residuales liberados de

los cianuros complejos se precipitan en forma de hidróxidos, el tiocianato también puede eliminarse pero sólo después de haber sido eliminado el cianuro. Las reacciones fundamentales que están involucradas en el proceso INCO, SO₂/Aire, para la destrucción del cianuro y sus etapas de oxidación, neutralización y precipitación se describen a continuación, se supone que tanto el cianuro libre como el cianuro WAD se oxidan de acuerdo con las siguientes reacciones:

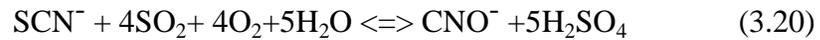


Donde n = 3 o 4

Los consumos teóricos de SO₂ y de CaO como reactivos son de 2,5 mg de SO₂, por miligramo de cianuro WAD y 2,2 mg de CaO por mg de cianuro WAD, desde luego que en la práctica estas cantidades son mayores debido a otros diversos factores, el tiempo de reacción varía aproximadamente entre 20 y 120 minutos, la concentración de cobre necesario para un tratamiento continuo depende de las características químicas específicas del agua residual y debe determinarse experimentalmente mediante ensayos de laboratorio o en la instalación experimental, el óxido de calcio (CaO), se utiliza para neutralizar al ácido formado en las reacciones anteriores, según la reacción :



La oxidación del tiocianato (SCN^-) que generalmente se disminuye entre un 10 a 20% y la hidrólisis del cianato se producen de acuerdo con las siguientes reacciones.



Según INCO, la eliminación del cianuro de hierro se inicia por la reducción del hierro del estado férrico a ferroso, el cianuro complejo ferroso se elimina después mediante precipitación con Cu, Zn o Ni.

El ácido formado durante el proceso se neutraliza con cal o sosa cáustica que se adiciona para mantener el pH en el intervalo de 8 a 10, si el pH fluctúa saliéndose de este intervalo óptimo, conduce a disminuciones en el rendimiento del proceso, en consecuencia; se debe determinar experimentalmente el valor de pH óptimo que maximiza la eliminación del cianuro y de los metales pesados, a una temperatura entre 5 a 60°C afecta poco el rendimiento de éste proceso, este proceso se muestra en las figura 3.7.

Las variables principales del proceso son:

- El tiempo de retención
- El volumen de aire
- La dosificación de cobre
- El pH
- La velocidad de oxidante

La cantidad de SO_2 y de otros reactivos se ajusta en función de la concentración de cianuro WAD en la solución o pulpa y se determina mediante evaluaciones en el laboratorio metalúrgico ambiental o en la instalación experimental.

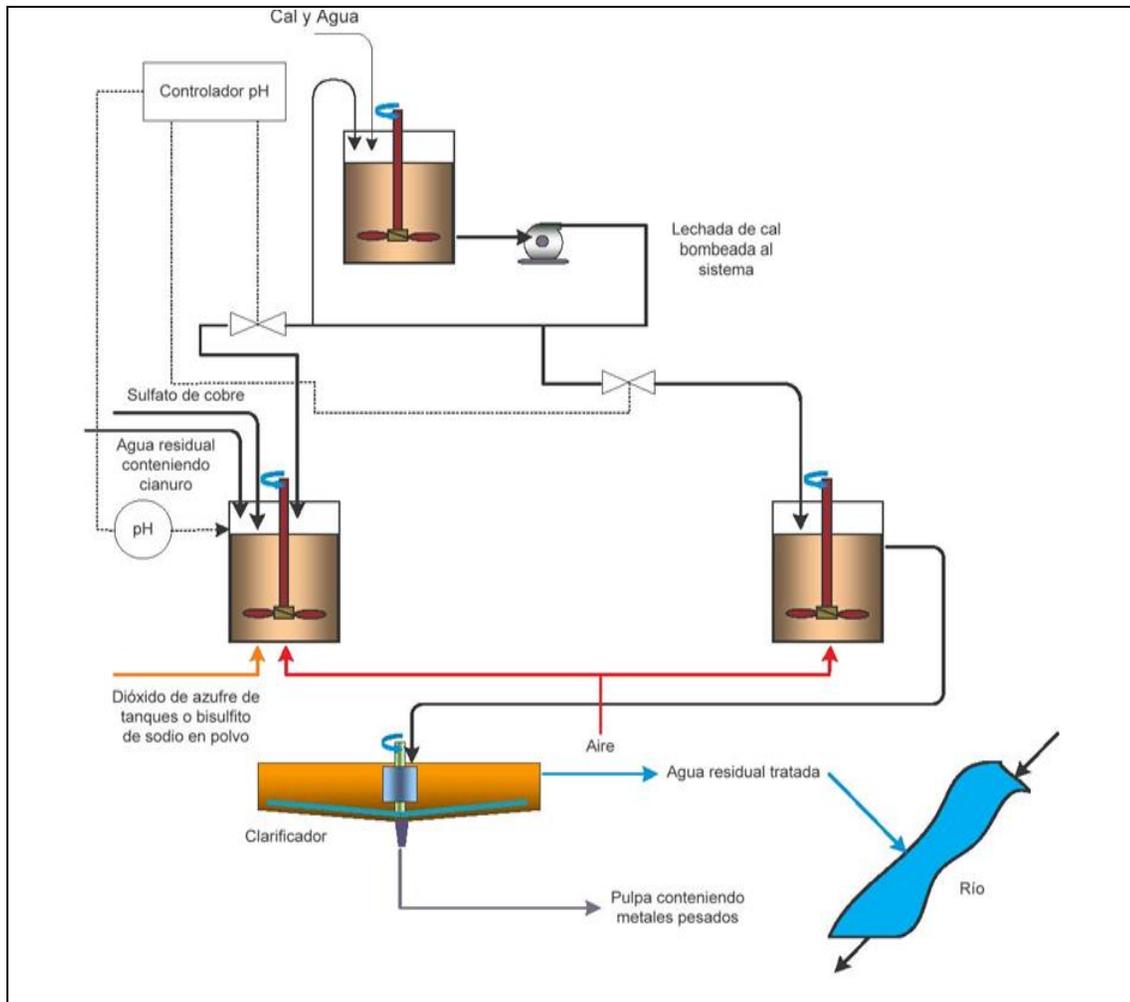


Figura 3.7 Proceso INCO, SO_2 /Aire.

El CYTED ha propuesto otras tecnologías aplicables al proceso INCO, como ya se ha visto líneas arriba, las reacciones de oxidación del cianuro libre y como complejo en este proceso se realiza con oxígeno y SO_2 , el poder reductor de este reactante puede ser sustituido por otros reductores químicos que contienen SO_2 como predecesor en su proceso de fabricación y que, sin embargo, pueden sustituir al SO_2

en las reacciones de destrucción del cianuro, eliminando los riesgos tanto físicos como ambientales que implican el uso directo del SO_2 , los reductores químicos derivados del SO_2 que son activos en la destrucción del cianuro se dan a continuación, a saber:

- Bisulfito de amonio
- Bisulfito de sodio
- Metabisulfito de sodio
- Sulfito de sodio

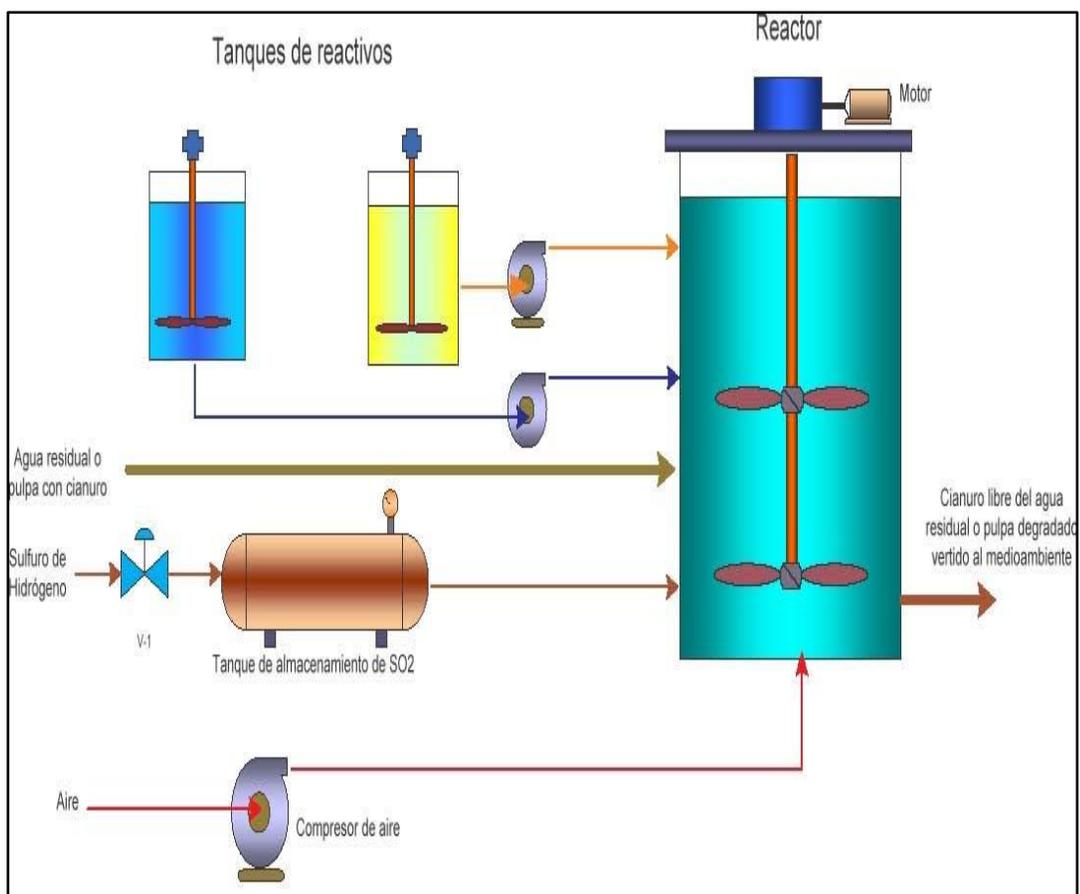


Figura 3.8 Diagrama esquemático del proceso INCO, según G. H. Robins CIM Bolletín – Septiembre de 1996.

3.4.4 Proceso de Peróxido de Hidrogeno (H₂O₂)

Se han desarrollado dos procesos los cuales utilizan el peróxido de hidrógeno para la destrucción oxidante del cianuro libre y los complejos de cianuro, el primer proceso conocido como proceso Kastone, fue originalmente propuesto por la Dupont, 1974 y por Mathre y Devries, 1981, este proceso utiliza una solución de peróxido de hidrógeno al 41% con unos pocos mg/lit de formaldehído y cobre.

El segundo proceso fue desarrollado por Degussa Corporation empleando una solución de peróxido de hidrógeno y sulfato de cobre en varias concentraciones, aunque es común no emplear las sales de cobre, debido a la presencia de este metal dentro de los minerales tratados; la reacción fundamental es:



Además también se dan las siguientes reacciones:



El peróxido de hidrógeno en presencia de cobre oxida al cianuro libre a cianato como se ve en la en la reacción 38, el cianuro combinado con cadmio, cobre, níquel y zinc (cianuro WAD), se oxida también a cianato durante el proceso, los metales que quedan libres durante la oxidación se precipitan en forma de hidróxidos hasta alcanzar una concentración final que depende del pH del proceso, según indica la reacción 39, los compuestos de cianuro ferroso se combinan con el cobre libre en

disolución para formar un complejo insoluble, representado en la reacción 40, el pH óptimo para la eliminación de metales después de la destrucción del cianuro es 9.0 a 9.5, si bien el proceso funciona en un amplio intervalo de valores de pH, un pH inferior a 9 es óptimo para la precipitación de cianuros de hierro, pero dado que la eliminación de metales tiene generalmente mayor importancia que la eliminación de cianuro de hierro, es preferible un pH más elevado en el proceso, generalmente, no hace falta un ajuste de pH como ocurre en otro proceso de tratamiento químico, algunas veces es necesario añadir sustancias químicas para controlar la concentración de cobre en las soluciones con el fin de cumplir con las normas ambientales, el sistema de peróxido no se adapta bien al tratamiento de lodos debido a los requerimientos irregulares de peróxido de hidrógeno cuando hay sólidos presentes este proceso se muestra en la figura 3.9.

Ventajas

1. Los costos de capital son iguales o menores que los correspondientes a otros procesos de tratamiento químicos
2. El proceso es relativamente sencillo de diseño y funcionamiento.
3. Pueden reducirse a contenidos ambientales aceptables todas las formas de cianuro, incluidos los complejos que contienen hierro.
4. Los metales pesados se reducen apreciablemente por precipitación.
5. El proceso es adaptable a operaciones de tratamiento de tipo continuo y discontinuo.
6. El proceso se ha empleado en el tratamiento de pulpas, disoluciones de proceso clarificadas y soluciones de lavada de lixiviación en pilas.
7. El proceso ha demostrado ser eficaz en laboratorio, en instalación experimental y en funcionamiento a escala industrial.
8. No hace falta una regulación muy estricta del pH.
9. No es necesaria la automatización, pero si es recomendable para optimizarlo.

10. El proceso no produce cantidades grandes de lodo residual y no introduce cantidades apreciables de sólidos disueltos.
11. No es preciso abonar derechos de licencia.

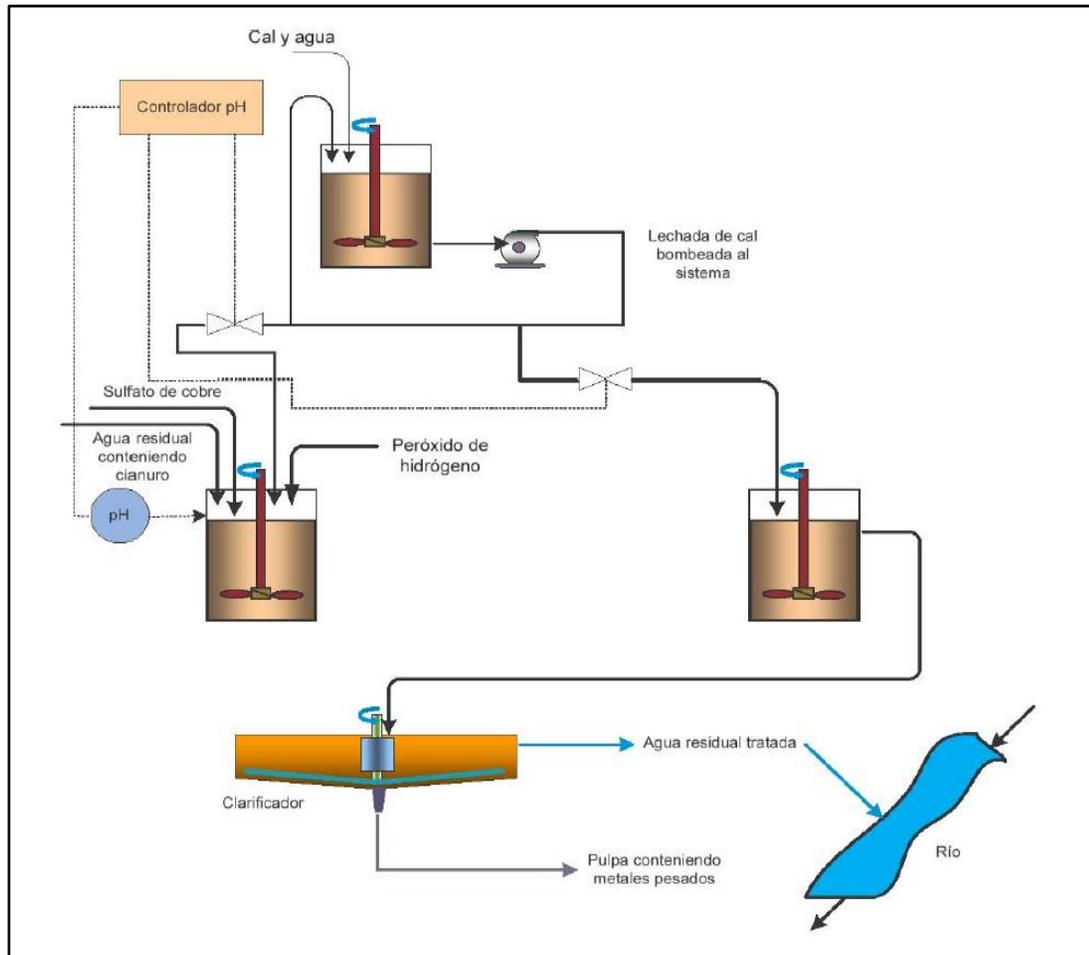


Figura 3.9 Proceso de peróxido de hidrógeno

Desventajas

1. El costo y consumo de sulfato de cobre y de peróxido de hidrógeno como reactivos pueden ser excesivos.

2. El proceso no elimina el amoníaco ni el tiocianato.
3. Puede ser preciso un tratamiento suplementario si las concentraciones de amoníaco, tiocianato y metales en el efluente residual sobrepasan los niveles ambientales.
4. El cianuro no se recupera.

3.4.5 Proceso de Recuperación del Cianuro con Ácido Sulfúrico (AVR).

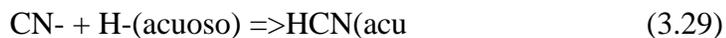
En el manejo de las soluciones de cianuro, se adoptan esfuerzos importantes para garantizar que el pH se mantenga siempre en medios alcalinos, para que el gas tóxico HCN no sea puesto en libertad.

El proceso Acidificación-Volatilización-Recuperación (AVR) es contrario a este principio (Figura 3.10), el pH de la solución de cianuro es menor a 10.5, debe de estar en un intervalo de 7 a 9.5, por adición de ácido sulfúrico a fin de que se forme el gas HCN, este gas puede entonces ser absorbido en una solución de NaOH, según las reacciones siguientes:

1. Etapa de Acidificación



2. Etapa de Volatilización (despojo)



3. Etapa de Recuperación (absorción)

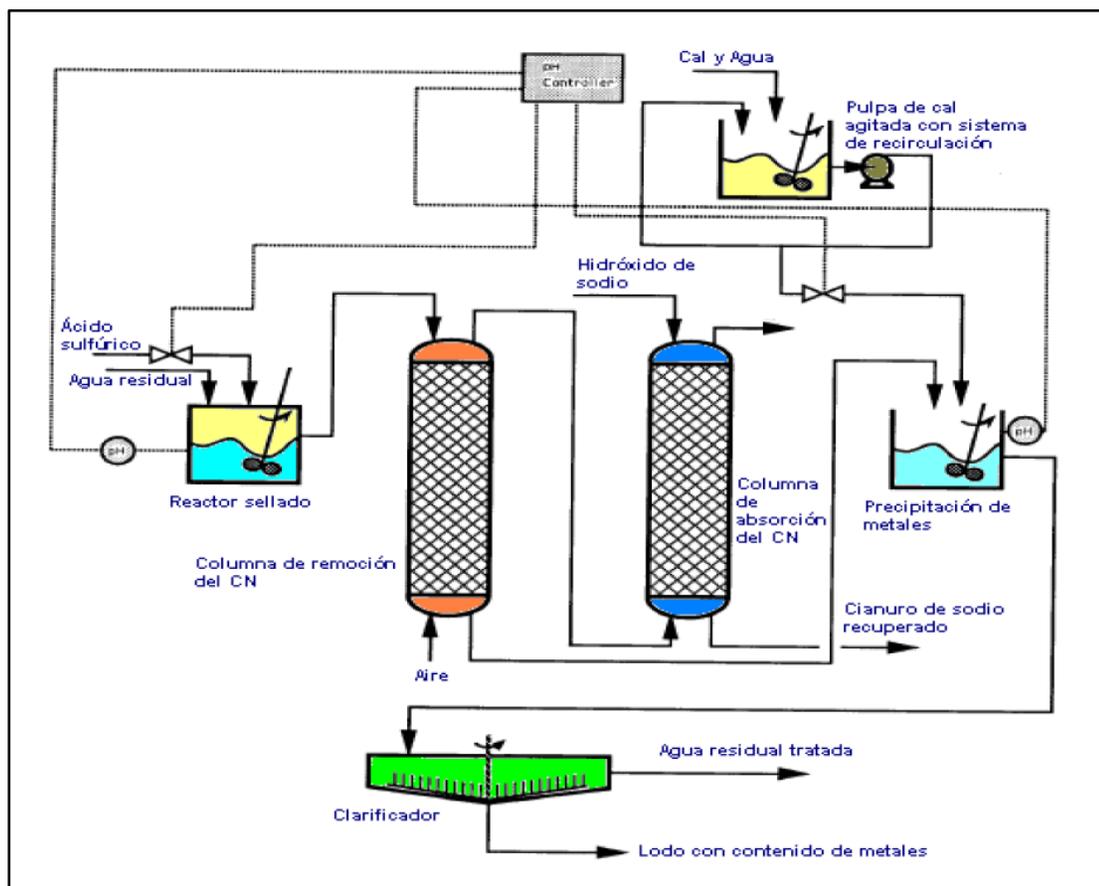


Figura 3.10. Proceso AVR

CAPÍTULO IV

METODOLOGÍA DE TRABAJO

4.1 Tipo y diseño de la investigación

4.1.1 Nivel de la investigación

El tipo de investigación se refiere al grado de profundidad con que se aborda un objeto o fenómeno, pudiendo ser descriptivo, exploratorio o explicativo (Hurtado Barrera, 2009).

Esta investigación, según lo antes mencionado se puede definir de tipo descriptiva, debido a que está orientada al desarrollo de nuevos conocimientos, donde se genera un enunciado acerca de una o más variables que pudieran predecir el comportamiento de ciertos procesos bajos condiciones establecidas con respecto a la obtención del cianuro contenido en las arenas. Es por eso, que durante esta investigación se pretende describir, relacionar, comparar, explicar y comprender el comportamiento de una muestra de arenas de relaves durante la obtención del elemento cianuro.

4.1.2 Diseño de la Investigación

“El diseño de la investigación es la estrategia que adopta el investigador para responder al problema planteado, la cual puede ser de tres tipos: a) documental, b) de campo y c) experimental”. (Hurtado de Barrera, 2009).

Según lo expresado anteriormente la investigación se enfoca en dos principales diseños, diseño de campo, debido a que los datos con los cuales se

desarrollaran los objetivos planteados fueron tomados directamente de la fuente de origen sin ningún puente informativo que cree algún tipo de variación, dándole veracidad a la investigación.

También, es de tipo experimental, debido a que se realiza una propuesta de los métodos y los procedimientos a utilizar en la recuperación del cianuro contenido en las arenas de relaves, en la laguna de colas del bloque el callao de C.VG. Minerven.

4.2 Población y muestra de la investigación

4.2.1 Población de la investigación

La población en este trabajo está comprendida en los depósitos de colas cianuradas proveniente del tratamiento del mineral aurífero mediante el método de lixiviación con cianuro en la planta del bloque el callao, de CVG Minerven.

4.2.2 Muestra de la investigación

El tipo de muestra utilizado en este trabajo de investigación fueron los residuos o colas provenientes del tratamiento del mineral aurífero. La muestra está representada por 20 litros de colas tomadas litro a litro distribuidos en tres puntos con la planta activa.

4.3 Técnicas e instrumentos de recolección de datos

En esta investigación los métodos a emplear están enfocados en el análisis y la síntesis de los diferentes métodos de tratamiento de las colas cianuradas, a fin de adecuar la mejor forma de tratamiento, tomando en consideración las características físico-químicas de las colas, además de las condiciones climatológicas de la zona de

estudio. Para ello, se requerirá en primer lugar caracterizar las colas a través de la realización de ensayos de laboratorio, seguido de la recopilación teórica para identificar de los diferentes métodos existentes empleados para el tratamiento de las colas a nivel mundial, aunado a la documentación práctica

4.3.1 Etapa de la metodología

Para llevar a cabo la ejecución de esta investigación, se procedió a realizar un flujograma para representar la metodología de trabajo que se aplicó en este proyecto y el cual está conformado por un conjunto de etapas. La Figura 4.1, muestra el flujograma de actividades, que metodológicamente se desarrolló de manera ordenada y secuencial en la investigación.

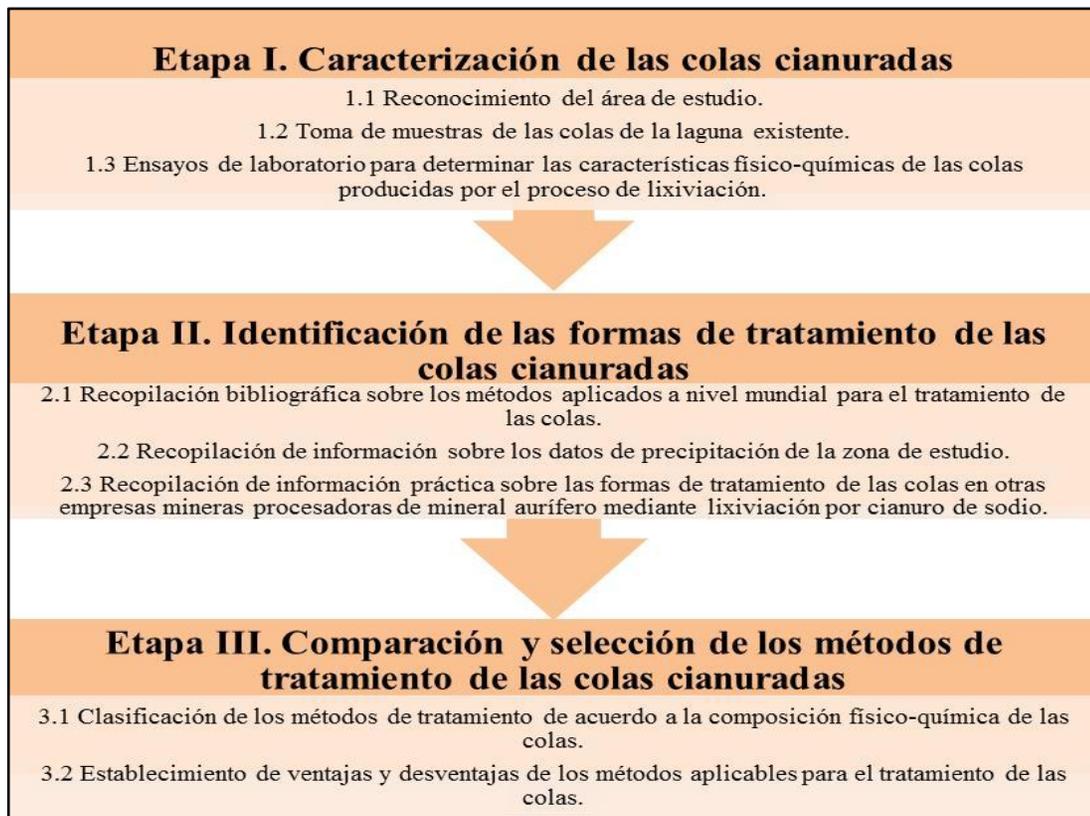


Figura 4.1 Flujograma de investigación.

4.3.2 Descripción de etapas de la investigación

4.3.2.1 Etapa I (Caracterización de las colas cianuradas)

En esta etapa inicial se realizó un reconocimiento del área de estudio, con el objeto de identificar las zonas donde de fácil acceso para recolección de muestras, seguido de la recolección muestras de colas cianuradas. En el análisis químico de laboratorio se determinaron valores esenciales sobre el contenido de cianuro libre, , elementos metálicos y el pH. Por su parte, el análisis físico correspondió a la determinación del contenido de humedad presente en las colas mediante el uso de la plancha de calentamiento y la determinación de la densidad en pulpa haciendo uso una balanza Marcy. También se determinaron las velocidades de asentamiento de las partículas con el uso de cilindros graduados de alta capacidad.

Se tomaron como medidas y recomendaciones para preservar las muestras, las siguientes pautas:

1. Recolectar un mínimo de un (01) litro de muestra en recipientes de plástico o vidrio.
2. Las muestras se preservaron con adición NaOH hasta que el pH de la muestra fue mayor o igual a 12 en el momento de la colecta.
3. Las muestras se refrigeraron a 4°C hasta el análisis químico correspondiente.
4. Mantener un máximo de almacenamiento previo al análisis de 14 días.

La recolección de las muestras se en la planta de procesamiento y recuperación de oro bloque el callao REVEMIN, se procedió a tomar las muestras necesarias en la descarga y dos puntos que conducen a la laguna de colas (Figura 4.1; 4.2; 4.3) .

El muestreo que se llevó a cabo fue de tipo aleatorio simple, ya que son conductos de descarga que conducen a los depósitos finales en la laguna de colas. En total, se recolectaron cuarenta y ocho (48) muestras con un contenido aproximado de un litro cada una, las cuales se tomaron durante cuatro días, doce (12) muestras por día, repartidos en tres (03) puntos establecidos. Una vez recolectadas las muestras, se procedió a la preparación de las mismas para la realización de los diferentes ensayos.



Figura 4.2 Toma de muestra. Punto 1



Figura 4.3 Toma de muestra. Punto 2



Figura 4.4 Toma de muestra. Punto 3

En cuanto a la caracterización química, física y mineralógica de las colas, se realizaron los siguientes ensayos:

Para la determinación del cianuro libre se utilizó el método volumétrico estándar (4500CN C, 1995). Para la determinación de pH se siguió el procedimiento indicado en la norma ASTM D 4972-89, y para la determinación de las metales se aplicó la Espectroscopia de Absorción Atómica (EAA). En este apartado se hizo un compósito con todas las muestras recolectadas.

Por otro lado, por medio del método de Coe-Clavenger (Foust, Aet al., 1997; Vásquez, C. Pardavé W.; 1996) se determinaron las curvas de velocidad de sedimentación.

Cabe destacar que estas pruebas se realizaron a pH natural de 7,8 , pH de 8,76, pH de 9,4 y pH de 11,3 utilizando Hidróxido de Sodio (NaOH) diluido al 50%.

Para determinar la velocidad de sedimentación se utilizó el siguiente procedimiento:

1. Se procedió a tomar una muestra representativa del compuesto de todas las muestras de colas.
2. Se tomó un cilindro graduado de 1000 ml.
3. Se tomó una muestra de colas equivalente al 20% del volumen del cilindro.
4. Se colocó un papel milimetrado en la parte externa del cilindro para verificar la velocidad de sedimentación de las colas con respecto al tiempo, y de esta manera tomar los tiempos de sedimentación (Figura 4.5).

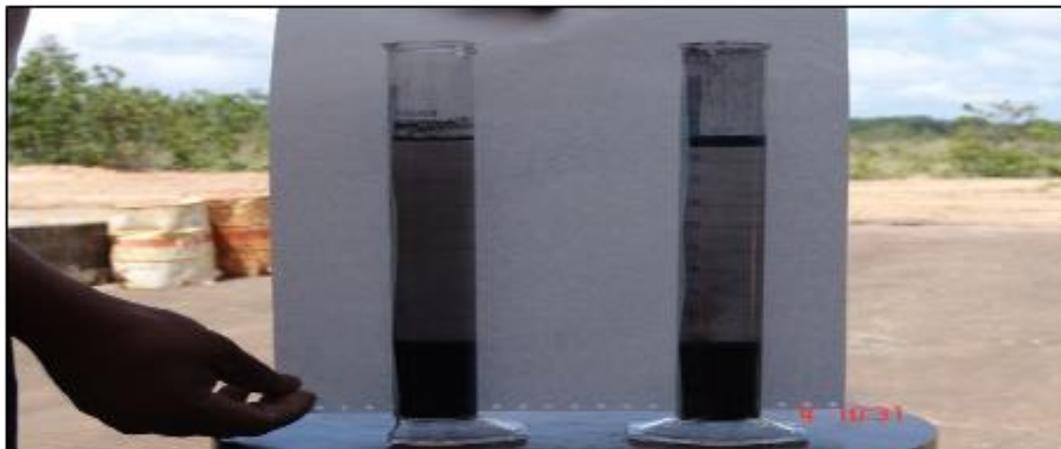


Figura 4.5 Método para determinar la velocidad de Sedimentación de las Colas

Para la determinación de la densidad se utilizó la balanza marcy con la cual se estimó el valor medio de la densidad de pulpa de las colas.

Para la determinación de los minerales las muestras fueron caracterizadas por difracción de rayos X (DRX) con un equipo Siemens/Brucker- AXS D5005, equipado con espejo de Goebel para eje paralelo de rayos X, detector de Ioduro de sodio (NaI) de estado sólido. La radiación utilizada fue Cu K (40kV/40 mA); la

velocidad del goniómetro fue de 0,02 2 por paso con tiempo de cuenta de 1,0 segundo por paso y microscopía óptica y ensayos al fuego. Los análisis fueron efectuados en los laboratorios Minerven. En esta actividad, se hicieron cuatro (04) compositos mezclando todas las muestras correspondientes a cada día.

4.3.2.2 Etapa II (Identificación de los métodos de tratamiento de las colas cianuradas)

Esta etapa de recopilación documental, permitió identificar y analizar los diversos métodos de tratamiento de las colas cianuradas, existentes tanto a nivel mundial como regional, enfatizando que el aspecto regional, estuvo basado en la aplicación actual que llevan las empresas para el tratamiento de las colas provenientes del proceso de lixiviación con cianuro de sodio, aunado a las condiciones climatológicas de la zona.

4.3.2.3 Etapa III (Comparación y selección de los métodos de tratamientos de las colas cianuradas)

En esta última etapa se estableció un análisis comparativo de los métodos de tratamiento existentes, definiendo sus ventajas y desventajas en cuanto a las características de las colas y de la zona de estudio, además del marco legal vigente referente al manejo del cianuro en residuos provenientes de las actividades mineras por lixiviación. Dicho análisis fue la base fundamental para definir el método más idóneo y adaptable para abordar la problemática del área de estudio.

CAPITULO V

ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS

5.1 Parámetros físicos, químicos y mineralógicos de las colas durante la descarga hacia la laguna

5.1.1 Parámetros químicos

A continuación se presentan los resultados obtenidos de los ensayos químicos de las colas cianuradas en cuanto a Cianuro libre, acidez, y trazas de elementos pesados. En las tablas 5.1, 5.2, 5.3 y 5.4 se presentan los resultados del contenido de cianuro libre y pH de las muestras recolectadas durante cuatro (04) días, espaciadas cada tres (03) horas en tres (03) puntos en dirección descendiente.

Tabla 5.1 Valores de cianuro libre y pH en el día uno de muestreo.

Hora	Día 1 (18/10/2017)					
	Punto 1		Punto 2		Punto 3	
	Ph	CN ⁻ (ppm)	pH	CN ⁻ (ppm)	pH	CN ⁻ (ppm)
07:00 a.m.	9,2	85,0	9,6	42	8,2	7
10:00 a.m.	9,2	85,0	9,1	28	7,3	6
01:00 p.m.	10,4	72,0	8,3	11	8,4	5
04:00 p.m.	9,5	77,0	10,2	35	9,2	25
Promedio	9,58	79,75	9,30	29,00	8,28	10,75
Desviación Estándar	0,57	6,40	0,80	13,29	0,78	9,54
Coef. Variación	5,93%	8,02%	8,65%	45,83%	9,43%	88,70%

Tabla 5.2 Valores de cianuro libre y pH en el día dos de muestreo.

Día 2 (19/10/2017)						
Punto 1		Punto 2		Punto 3		
Hora	pH	CN ⁻ (ppm)	pH	CN ⁻ (ppm)	pH	CN ⁻ (ppm)
07:00 a.m.	11,2	81,0	9,3	80	9,1	70
10:00 a.m.	10,6	60,0	8,5	18	9,7	6
01:00 p.m.	9,8	74,0	10,5	79	10	50
04:00 p.m.	9,6	51,0	8,6	18	9,1	15
Promedio	10,30	66,50	9,23	48,75	9,48	35,25
Desviación Estándar	0,74	13,53	0,92	35,51	0,45	29,95
Coef. Variación	7,18%	20,34%	9,99%	72,84%	4,75%	84,96%

Tabla 5.3 Valores de cianuro libre y pH en el día tres de muestreo.

Día 3 (20/10/2017)						
Punto 1		Punto 2		Punto 3		
Hora	pH	CN ⁻ (ppm)	pH	CN ⁻ (ppm)	pH	CN ⁻ (ppm)
07:00 a.m.	10,8	78,0	10,4	60	10,4	15
10:00 a.m.	10,7	75,0	9,8	26	9,7	21
01:00 p.m.	8,9	94,0	9,8	25	9,6	22
04:00 p.m.	10,6	75,0	10,2	32	10,4	52
Promedio	10,25	80,50	10,05	35,75	10,03	27,50
Desviación Estándar	0,90	9,11	0,30	16,46	0,43	16,62
Coef. Variación	8,82%	11,32%	2,99%	46,04%	4,34%	60,45%

Tabla 5.4 Valores de cianuro libre y pH en el día cuatro de muestreo.

Día 4 (21/10/2017)						
Punto 1		Punto 2		Punto 3		
Hora	pH	CN ⁻ (ppm)	pH	CN ⁻ (ppm)	pH	CN ⁻ (ppm)
07:00 a.m.	10,2	65,0	9,46	12	9,6	9
10:00 a.m.	9,7	73,0	9,9	10	9,7	19
01:00 p.m.	10,2	64,0	8,9	9	9,6	22
04:00 p.m.	10,8	67,0	9,2	7	10,1	34
Promedio	10,23	67,25	9,37	9,50	9,75	21,00
Desviación Estándar	0,45	4,03	0,42	2,08	0,24	10,30
Coef. Variación	4,40%	5,99%	4,52%	21,91%	2,44%	49,03%

Se puede observar en las tablas anteriores que los valores de cianuro tienen una tendencia a disminuir desde el primer punto de toma de muestra hasta el punto tres evaluado, lo que indica una tendencia de degradación natural del cianuro libre, posiblemente ayudado con la incorporación de aguas residuales a la descarga después del punto 1.

Por otro lado, se puede observar en la figura 5.1 las fluctuaciones de los valores de cianuro libre expresando esta los picos y bajos que denotan la disminución de los valores naturalmente a medida que desciende las colas hacia la laguna. También arrojo un valor promedio de cianuro libre de 42,63 ppm con una desviación estándar de 28,70, un coeficiente de variación alto de 67% y un valor promedio de pH igual 9,65.

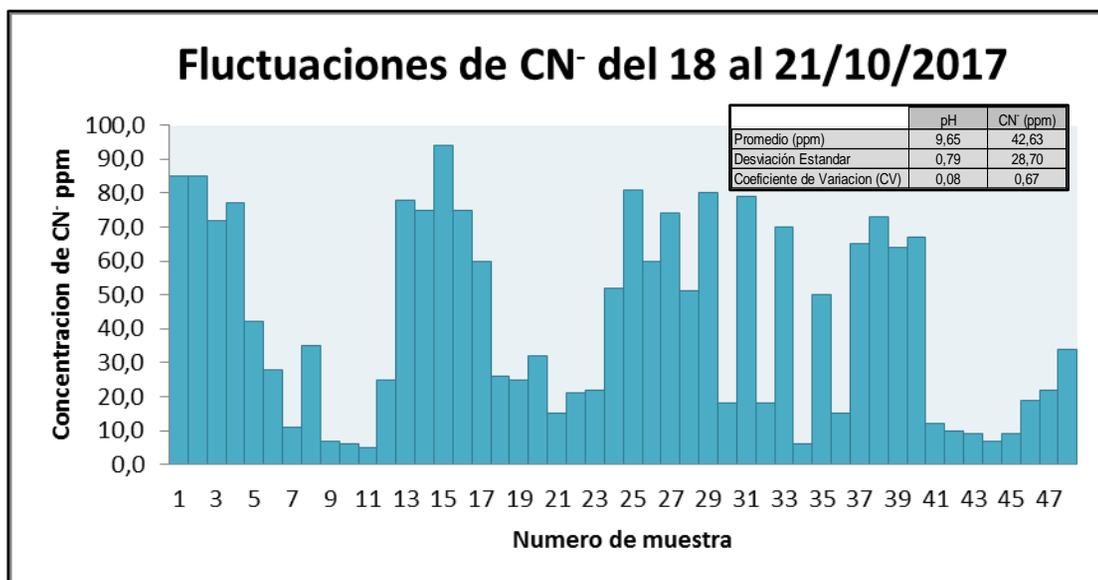


Figura 5.1 Fluctuaciones de los valores de cianuro libre durante los días de muestreo

En la tabla 5.5 se presentan los valores promedio de cianuro libre y pH por día por punto de muestreo, donde se observa que el promedio de cianuro libre va desde 73,50 ppm en el punto 1 hasta 23,63 en el punto 3, lo que estima una degradación natural de un 67%. En las figuras 5.2, 5.3 y 5.4 se muestra la correlación que existe entre los valores del pH y el cianuro libre la cual es inversamente proporcional, es decir que a medida que aumenta el pH el cianuro libre tiende a disminuir.

Tabla 5.5 Valores promedio de Cianuro libre y pH por día

Dia/Punto	Punto 1		Punto 2		Punto 3	
	pH	CN ⁻ (ppm)	pH	CN ⁻ (ppm)	pH	CN ⁻ (ppm)
Dia 1	9,58	79,75	9,30	29,00	8,28	10,75
Dia 2	10,30	66,50	9,23	48,75	9,48	35,25
Dia 3	10,25	80,50	10,05	35,75	10,03	27,50
Dia 4	10,23	67,25	9,37	9,50	9,75	21,00
Promedio	10,09	73,50	9,49	30,75	9,38	23,63

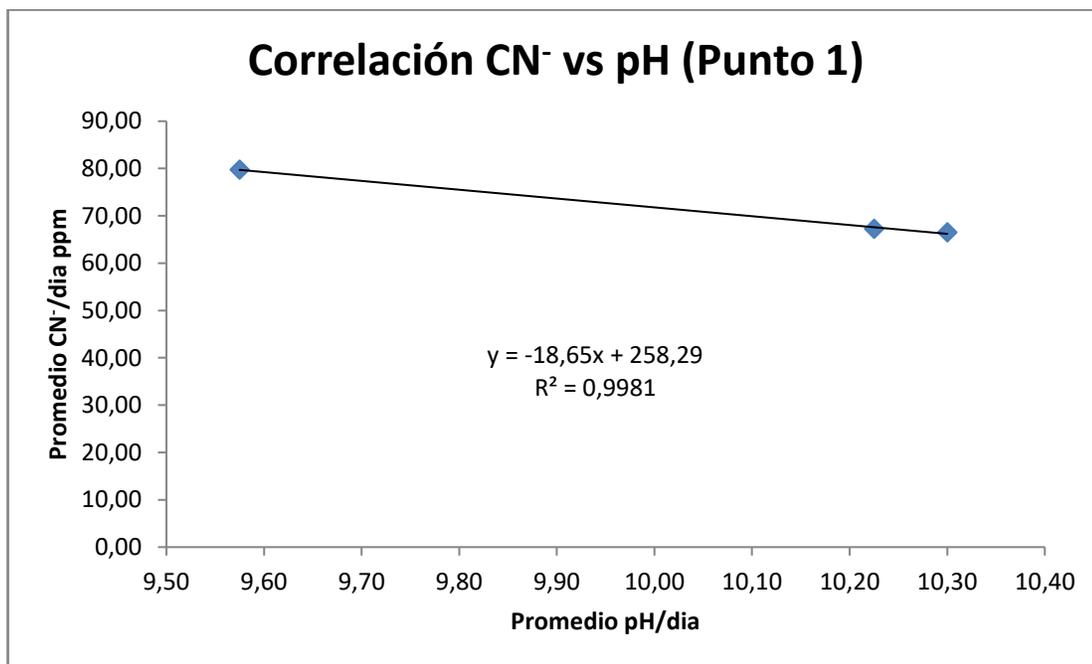


Figura 5.2 Correlación entre el cianuro libre y el pH en el punto 1

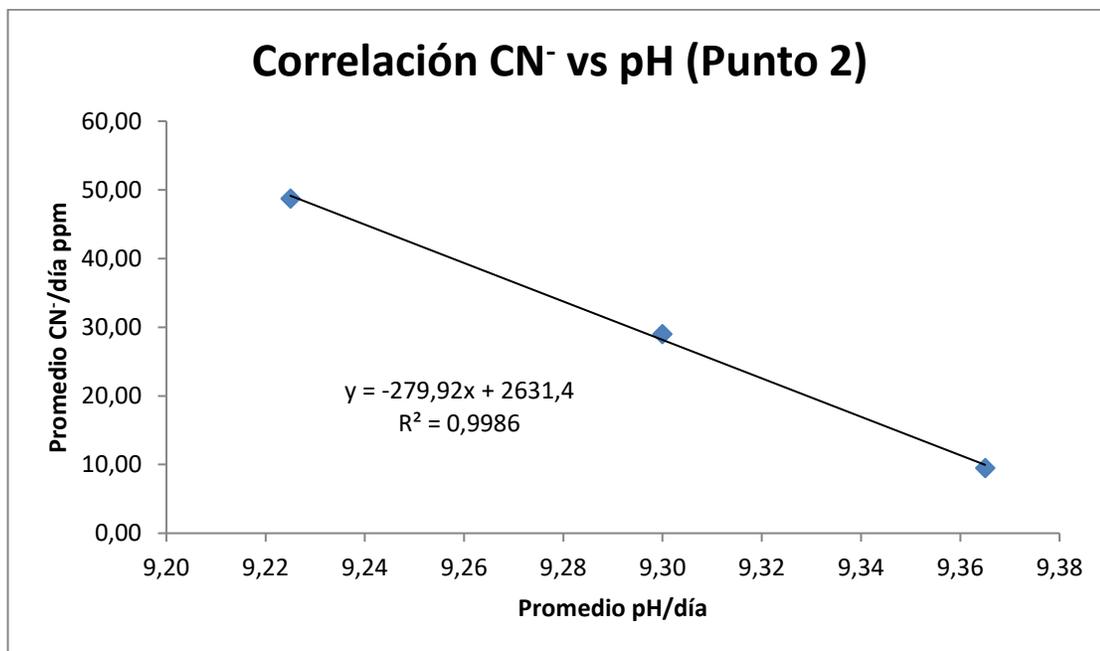


Figura 5.3 Correlación entre el cianuro libre y el pH en el punto 2

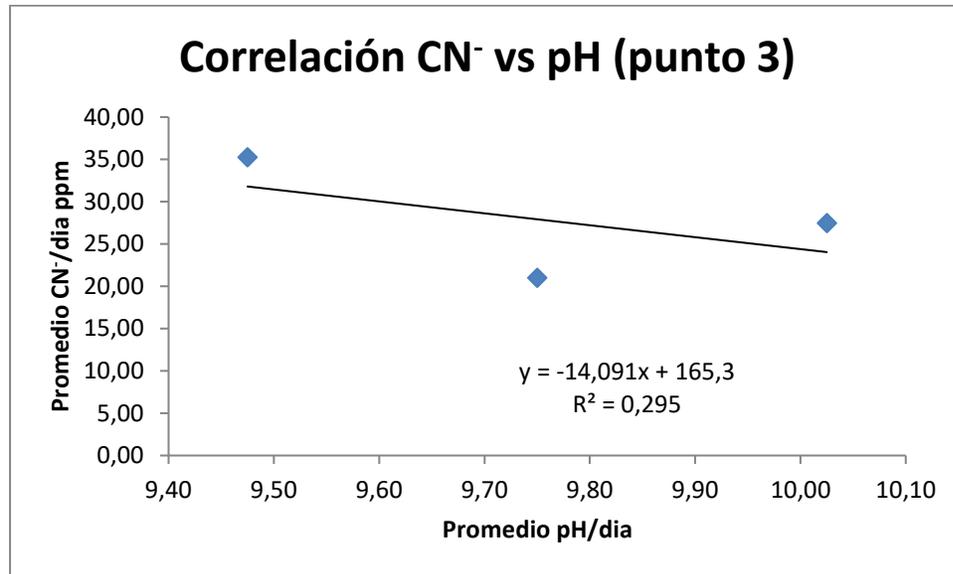


Figura 5.4 Correlación entre el cianuro libre y el pH en el punto 3

En la tabla 5.6 se muestran los resultados del análisis químicos por Absorción Atómica de los elementos. El contenido de Oro en el mineral se realizó por Ensayo al Fuego. Como se puede observar la mayor proporción la tiene la sílice, todos los demás elementos detectados no tienen mayor proporción. Los valores reportados en el análisis químico muestran que la concentración de arsénico y cobre están por arriba de los valores máximos permisibles. Esta condición debida a la mineralización propia de los minerales tratados, que corresponden a pirita, calcopirita, arsenopirita, blenda y esfalerita. En cuanto se refiere a las concentraciones de bario y azufre los valores son bajos. También se puede ver que el tenor de oro de 0,83 g/t es atractivo para el reprocesamiento de las colas, de acuerdo a la tabla 5.7 donde se estima que la laguna contiene seis (06) toneladas de oro bruto.

Tabla 5.6 Composición química de las muestras tomadas

Elemento		Valor	Unidad
Oro	Au	0,83	ppm
Aluminio	Al	0,65	%
Antimonio	Sb	24	ppm
Arsénico	As	7200	ppm
Bario	Ba	1,8	ppm
Cadmio	Cd	1,4	ppm
Calcio	Ca	2,8	%
Cromo	Cr	29	ppm
Cobalto	Co	87	ppm
Cobre	Cu	1300	ppm
Hierro	Fe	8,3	%
Magnesio	Mg	0,92	%
Manganeso	Mn	270	ppm
Mercurio	Hg	1	ppm
Molibdeno	Mo	0,71	ppm
Níquel	Ni	33	ppm
Selenio	Se	5,3	ppm
Sílice	Si	80,6	%
Plata	Ag	6,5	ppm
Plomo	Pb	7,8	ppm
Estroncio	Sr	15	ppm
Azufre	S	2,5	%
Titanio	Ti	0,033	%
Vanadio	V	56	ppm
Zinc	Zn	84	ppm

Tabla 5.7 Estimación del recurso potencial de la laguna de colas

LAGUNA COLAS (Sección)	CANTIDAD DE COLAS ESTIMADA (t)	ORO ESTIMADO (kg)
1	3.814.364	3.166
2	1.171.276	972
Total	4.985.640	4.138

5.1.2 Caracterización física

La tabla 5.8 muestra el análisis granulométrico del compuesto de las muestras recolectadas, donde podemos decir que las colas es un material muy fino ya que el 89,53% corresponde al material pasante por la malla #400

Tabla 5.8 Análisis granulométrico del compuesto de las muestras tomadas.

Malla	Peso retenido (g)	% Peso retenido	%Real acumulado	% Pasante
100	0,63	0,42	0,42	99,58
150	0,23	0,15	0,57	99,43
200	2,19	1,46	2,03	97,97
270	4,99	3,33	5,36	94,64
325	0,21	0,14	5,5	94,5
400	7,45	4,97	10,47	89,5
-400	134,3	89,53	100	0

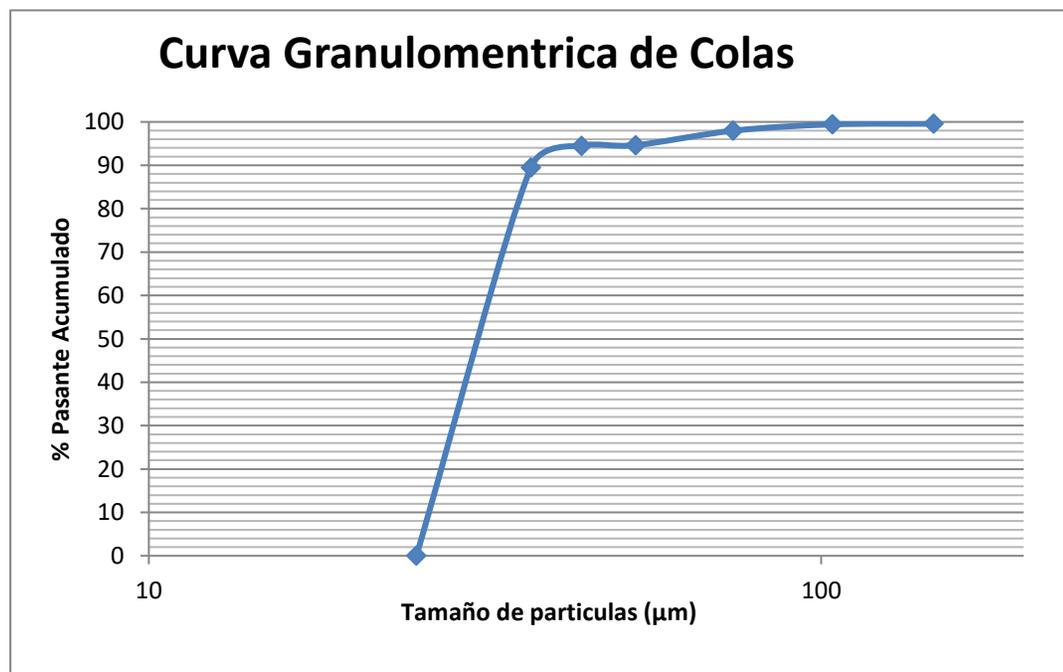


Figura 5.5 Curva de análisis granulométrico del compuesto de muestras de colas.

En la tabla 5.9 se presentan los valores obtenidos del ensayo de la velocidad de sedimentación a diferentes pH, los cuales se resumen en la figura 5.6 que muestra las curvas de sedimentación, donde se puede notar que a medida que aumenta el pH del ambiente fluido la velocidad de sedimentación tiende a disminuir reportando valores de 12; 11,4; 7,7 y 4 cm/s para pH de 7,8; 8,76; 9,4 y 11,3 respectivamente. La sedimentación con hidróxido (NaOH) mostró una buena separación sólido- líquido, mientras que a un estado natural mantiene una capa de ultrafinos en su superficie, la cual representa aproximadamente menos del 5 % del peso total de la muestra tratada.

Tabla 5.9 Velocidad de Sedimentación para distintos pH.

Tiempo (Seg.)	Altura de Interfase(cm)-pH: 7.8 (Natural)	Altura de Interfase (cm)-pH: 8,76	Altura de Interfase (cm)-pH: 9,4	Altura de Interfase (cm)-pH: 11,3
0	25	23,5	23,5	25
60	-	22,5	23	22
120	23	20	15	7
180	-	12	7,5	6,2
240	6,6	7,2	7,3	6,1
300	-	-	-	6,1
360	6,4	6,9	7,1	6,1
420	-	-	-	6
480	6,3	6,8	7	6
600	6,3	6,6	6,8	-
720	6,2	6,5	6,7	-
840	6,2	6,5	6,6	-
900	6,2	-	-	-
960	-	6,4	6,5	-
1080	-	6,4	6,4	-
1200	6,2	-	-	-

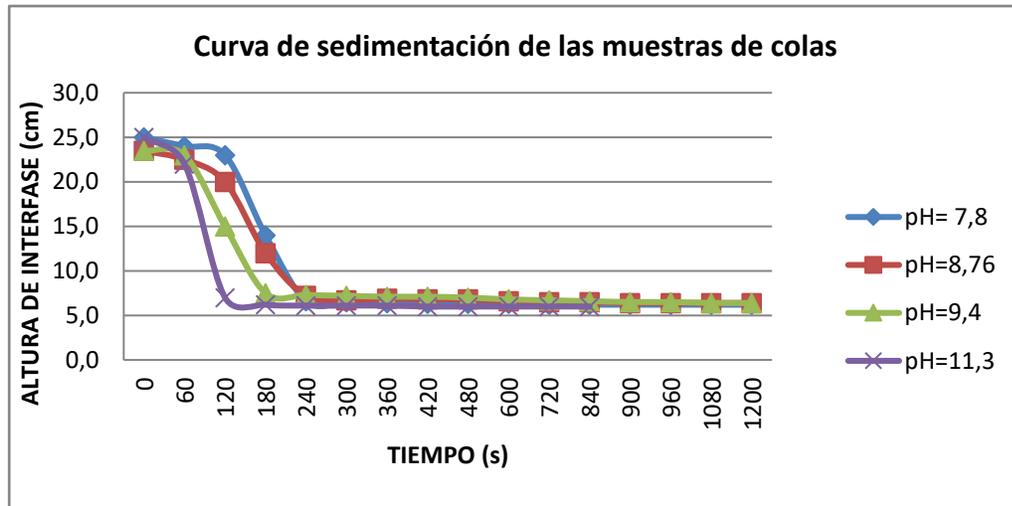


Figura 5.6 Curvas de sedimentación de las colas en función del pH

El valor de la densidad de pulpa de las colas determinada con la balanza Marcy arrojo un promedio de 1920 kg/m^3

5.1.3 Parámetros mineralógicos de las muestras tomadas

En la tabla 5.10 se presentan algunos de los minerales detectados y determinados en las muestras de colas, donde se puede observar un alto contenido de cuarzo, seguido de proporciones bajas de blenda magnetita, calcopirita, pirita y esfalerita.

Tabla 5.10 Análisis mineralógico de las muestras tomadas.

FASE	PORCENTAJE (%)
CUARZO	78,4
BLENDA	3,6
ESFALERITA	0,98
ARSENOPIRITA	1,08
CALCOPIRITA	1,5

Continuación de la Tabla 5.10

FASE	PORCENTAJE (%)
MAGNETITA	1,8
PIRITA	1,05
OXIDO DE HIERRO	2,43

5.2 Revisión de los métodos de atenuación y recuperación de cianuro

5.2.1 Proceso de degradación natural

Este proceso requiere de años de exposición a la luz del sol, lo cual es apropiado para lugares altos y con temperaturas elevadas. La detoxificación es lenta pero puede acelerarse por fuerzas de la naturaleza. Por ejemplo la lluvia neutraliza la circulación a través del mineral agotado, disminuyendo el pH para convertir el cianuro libre en ácido cianhídrico (HCN), el cual se pierde en la atmosfera por volatilización y disociación de los complejos metálicos cianurados.

Este proceso es de bajo costo de capital y operación, pero no es recomendable si el tiempo de retención en la fosa el limitado, o si existe peligro de toxicidad para la vida silvestre. Existen casos que en tres semanas el cianuro libre se degradó naturalmente a partir de una concentración de 20mg/l, y en cien días desapareció casi completamente.

5.2.2 Proceso de degradación INCO (SO₂/Aire)

Este proceso utiliza sulfato (SO₂) puro y líquido, el cual se introduce en la pulpa para bajar el pH de 7 a 9, y luego se añade sulfuro de cobre (CuSO₄) para generar un efluente que contenga la concentración de cianuro deseada. Este elimina

las distintas formas de cianuro, reduciendo el estado ferroso de los complejos de hierro y de ese modo precipitan como sales metálicas que involucran el Cu, Ni ó Zn. El tiempo de reacción varia aproximadamente entre 20 y 120 minutos. El cianuro no se recupera.

5.2.3 Proceso de degradación con Peróxido de Hidrogeno (H₂O₂)

Este proceso destruye el carácter oxidante del cianuro libre y los complejos de cianuro con la adición de peróxido de hidrogeno al 41% con unos pocos de miligramos por litro de formaldehido y cobre.

El cianuro combinado con cadmio, cobre, níquel y zinc (Cianuro WAD), se oxida a cianato. Los metales que quedan libres precipitan en forma de hidróxidos hasta la concentración final que depende del pH, y los ferrosos se combinan con el cobre para formar complejos insolubles. El pH óptimo para la eliminación de los metales después de la destrucción del cianuro es 9 a 9,5. La regulación del pH no es estricta. El Cianuro no se recupera.

5.2.4 Proceso de Acidificación, Volatilización y recuperación (AVR)

Este proceso de acidificación, volatilización y recuperación se lleva a cabo con un pH menor a 10,5, que debe estar en un intervalo de 7 a 9,5 con adición de ácido sulfúrico (H₂SO₄), a fin de que se forme el gas de Ácido Cianhídrico (HCN), y luego este gas es absorbido en una solución de hidróxido de sodio (NaOH) de acuerdo a la reacción $\text{HCN (gas)} + \text{NaOH(aq)} = \text{NaCN (aq)} + \text{H}_2\text{O (aq)}$, donde es posible recuperara el Cianuro. Se recomienda para materiales que no contengan grandes proporciones de solidos de granulometría gruesa.

5.3 Establecimiento de métodos de atenuación y recuperación de cianuro

De acuerdo a los resultados obtenidos y a las mejores prácticas de los procesos de atenuación o degradación y de recuperación de cianuro en colas, el sistema que más se puede adaptar y es el que más ha sido usado por décadas es la degradación natural de cianuro. Tomando en consideración que el promedio de cianuro libre muestreado durante cuatro (04) días fue de 42,23 ppm, manteniendo un pH promedio de 9,65, donde se observó que desde el punto 2 hasta el punto 3 de toma de muestra, el cianuro libre (CN^-) se degradó en un 67%, ya que naturalmente a medida que aumenta el pH disminuye la concentración de cianuro, donde tuvo mucha influencia una conexión de desagüe que se empalma con el desagüe de las colas. Cabe resaltar que en este proceso el cianuro no se recupera.

Por otro lado si se trata de recuperar el cianuro, se pudiera utilizar el proceso de acidificación, volatilización y recuperación (AVR), el cual se lleva a cabo con un pH menor a 10,5 y el promedio del pH muestreado durante cuatro días fue 9,65 con una desviación estándar de 0,79 y un coeficiente de variación de 8%. Con la adición de ácido sulfúrico el pH baja entre 7 y 9 donde se genera el gas ácido cianhídrico el cual es absorbido por hidróxido de sodio y de esta forma se forma el cianuro de sodio acuoso ($\text{NaCN}_{(\text{aq})}$).

Como este método es recomendable para fluidos que contengan bajo porcentaje de sólidos de granulometría gruesa, y de acuerdo con el análisis granulométrico, el cual reporta tamaño de distribución de partículas muy fino (pasante malla 400) se pudiera tratar como agua residual diluyendo las colas a un 30% de sólidos, y de esta manera se pudiera recuperar el cianuro. La velocidad de sedimentación que está en el orden de 7,7 cm/s sería un parámetro a favor para las etapas iniciales del método. Además con este método, además de recuperar el cianuro, quedaría el lodo con

contenido de metales pesado incluyendo el oro para un posible retratamiento de recuperación metalúrgica.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Conclusiones

1. Las colas producidas en el proceso de lixiviación de oro con cianuro de sodio en promedio tienen un contenido de cianuro libre de 42,23 ppm de acuerdo con las 48 muestras recolectadas durante cuatro días, lo que está muy por encima de los valores permitidos según el decreto 883 y 3091 de código ambiental, pero de acuerdo con las tendencias de los resultados tomando en cuenta el pH estas colas tienen proyección a degradar el cianuro libre naturalmente.

2. De acuerdo con los resultados de los análisis químicos, se concluye que la correlación entre el pH y el cianuro libre es inversamente proporcional, es decir, que a medida que aumenta el pH el cianuro libre disminuye, por lo que se puede concluir que en la época lluviosa el cianuro libre depositado en las colas puede tender a aumentar por la disminución del pH en la laguna.

3. Por otro lado, de acuerdo con el análisis químico elemental las colas contienen en una apreciable cantidad arsénico, azufre, bario, cadmio, cobre y manganeso, que predice un grado de toxicidad de las colas.

4. Los resultados obtenidos indican inicialmente que la degradación natural del cianuro libre es la que más se adapta y es la que actualmente se utiliza, pero los complejos de cianuro siguen contenidos en las colas sugiriendo un grado de toxicidad de acuerdo a los elementos arriba mencionados. Por esta razón, sería conveniente tratar las colas producidas antes de ser depositadas en la laguna de colas mediante el proceso de Acidificación-Volatilización-Recuperación (AVR), y de esta manera se estaría recuperando el cianuro de sodio casi en su totalidad contenida en las colas y al mismo tiempo se estarían precipitando hacia la laguna de colas los metales que

forman los complejos de cianuro, y de aquí la evaluación para un posible retratamiento de recuperación metalúrgica incluyendo el oro, donde este último promedio un tenor de 0,83 g/t, y de acuerdo con el volumen depositado hasta la fecha se estima un contenido de oro en las colas de cuatro (04) toneladas.

Recomendaciones

Los análisis de cianuro son necesarios para controlar las operaciones, evaluar la toxicidad y el cumplimiento normativo, monitorear el cianuro durante y después de la recuperación del oro es esencial para la buena práctica operativa y la protección de la salud y el ambiente, y con el fin de asegurar la calidad de la información es indispensables dar charlas a personas que están en contactos con estas colas sin conocer al peligro que se corren ya que desconocen la toxicidad de las mismas. Se recomiendo monitorear con mayor regularidad el contenido de elementos de toxicidad tales como arsénico, azufre, bario, cadmio, cobre y manganeso.

REFERENCIAS

Alvárez, R. (2005). **“APLICACIÓN DE SISTEMAS PASIVOS PARA EL TRATAMIENTO DE SOLUCIONES RESIDUALES DE PROCESOS DE CIANURACIÓN EN MINERÍA DE ORO”**. España, Oviedo.

Casey, P. (2010). **“CIANURO EN EFLUENTES, ALGUNOS ASPECTOS DE LA PROBLEMÁTICA ACTUAL DE LOS EFLUENTES DE LAS CURTIEMBRES”**. Mesa redonda realizada en 3era Jornada de la industria curtidora, Buenos Aires, Argentina.

Instituto internacional para el manejo del cianuro. (2002). **“GUÍA PARA LA IMPLEMENTACIÓN DEL CÓDIGO INTERNACIONAL PARA EL MANEJO DEL CIANURO”**. <http://www.cyanidecode.org>.

Murray R. Spiegel (1961) **“ESTADÍSTICA”** (1era Edición) Mc Graw Hill Book Co.

Oyarzún, J. (2001). **“ALGUNOS METALES Y METALOIDES CON PROPIEDADES TÓXICAS O CARCINOGENICAS: DISTRIBUCIÓN NATURAL Y RIESGOS POR CONTAMINACIÓN EN CHILE”**. Revista Chilena de Salud Pública, Santiago, vol 5 (2-3) pp 96-101

Purón, A. y Turro, A (2003). **“COMPOSICIÓN MINERALÓGICA DE LAS COLAS DEL PROCESO CARON EN MOA”**. Holguin, Cuba, Minería y Geología, ISSN 0258 5979, Nos. 3-4.

Ramírez, N. (2007). **“GUÍA TÉCNICA DE OPERACIÓN Y CONTROL DE DEPÓSITOS DE RELAVES”, SERVICIO NACIONAL DE GEOLOGÍA Y MINERÍA DEPARTAMENTO DE SEGURIDAD MINERA”**.

Shaden, L. (2009). **“ANÁLISIS ESTADÍSTICO DE LOS RESULTADOS OBTENIDOS POR DOS MÉTODOS ANALÍTICOS, LIXIVIACIÓN (LABORATORIO PMG) Y ENSAYO DE FUEGO (LABORATORIO DE ACME) DE LAS MUESTRAS DE PRUEBA EN PERFORACIONES RC DE CONTROL DE GRADO PARCELA CHOCO 10”**. EDO. BOLÍVAR, EL CALLAO”.Pag 45-78

Wikipedia (2009). **“TAILINGS”**. <http://en.wikipedia.org/wiki/Tailings>.