

ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL

**FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA Y
AGROINDUSTRIA**

**“PROCESAMIENTO DE UN MINERAL
AURÍFERO REFRACTARIO POLISULFURADO
PARA LA RECUPERACIÓN DE ORO”**

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

DORA ANGÉLICA MORALES PILAQUINGA
(kimiangy@yahoo.com)

DIRECTOR: ING. MARCELO LOZADA
(marcelo.lozada@epn.edu.ec)

Quito, Febrero 2011

DERECHOS DE AUTOR

© Escuela Politécnica Nacional (2010)
Reservados todos los derechos de reproducción

DECLARACIÓN

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

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

Dora Angélica Morales Pilaquina

CERTIFICACIÓN

Certifico que el presente trabajo fue desarrollado por Dora Angélica Morales Pilaquina, bajo mi supervisión.

Ing. Marcelo Lozada Msc.
DIRECTOR DE PROYECTO

AUSPICIO

La presente investigación contó con el auspicio financiero del proyecto (DEMEX-07/PIS05-07), que se ejecuta en el Departamento de Metalurgia Extractiva.

AGRADECIMIENTOS

En primer lugar doy gracias a Dios por darme la fuerza para seguir adelante ante cualquier problema que se me presento, por regalarme la oportunidad de contar con toda mi familia, con la persona que se gano mi corazón y por otorgarme la dicha de ser madre de mi bebe precioso “Dieguito Alejandro” además de compartir buenos momentos con todos mis amigos. Gracias Dios.

A mi mami América y mi papi Álvaro por su gran amor y apoyo incondicional que me brindan sobre todo porque siempre estuvieron orgullosos de mí a pesar de mis errores y defectos. También gracias de todo corazón por cuidar de mi bebé cuando yo no estuve y darle el amor incondicional como otro hijo. Gracias Papis

A mis hermanos Guido, Michael y Pamela que me supieron ayudar siempre que necesitaba algo, además de querer y cuidar con todo su cariño a mi hijo. Gracias

A mi prima Dianita que es como mi otra hermana que siempre me escuchó cuando necesitaba de alguien, también me otorgó sus sabios consejos y siempre me ayudó a ser una mejor persona. Eres una persona Excepcional Te admiro mucho.

A mi esposo Diego gracias por darme tu amor y apoyarme en todo para conseguir mis sueños, aunque no pienses igual siempre me ayudaste en todo. Gracias y Te amo mucho.

A mi bebé precioso “Alejito” por permitirme conseguir mis sueños y entenderme cuando no podía estar a su lado. Te amo con todo mi corazón hijito mío.

A mis abuelitos “Marujita, Papa Juan y Benilda” por confiar en mí y quererme mucho siempre. Gracias de todo corazón.

A la familia de mi esposo: Sra. Justina, Don Manuel y Darío por querer a mi “Alejito” y cuidarle con todo su cariño cuando yo no estaba. Gracias de todo corazón.

Al Ing. Marcelo Lozada por su colaboración y tiempo otorgado para la realización de este proyecto, gracias por brindarme todos sus conocimientos que me ayudaron a culminar con este trabajo, gracias por entenderme en toda situación y siempre tener solución ante cualquier inconveniente. Gracias por su amistad brindada.

A la Ing. Alicia Guevara, por su apoyo y colaboración en esta investigación, gracias por tener paciencia para revisarme cuantas veces fueron necesarias hasta que este trabajo este bien realizado. Al Ing. Ernesto de la Torre por brindarme la oportunidad de haber realizado el proyecto en el DEMEX.

A la familia DEMEX gracias por brindarme su amistad y cariño en donde cada persona llegó a formar parte de mi vida. Gracias Maguita por su ayuda, Gracias Sra. Verito y Eve por ser buenas amigas y apoyarme en la realización de los análisis que necesitaba, a Don Klever, por su ayuda con los equipos. Gracias. Dios los bendiga siempre.

A mis grandes amigas las “AMINAS”: Patty, Feri, Fer C., Eve, Cris, Majo, Pauli L, Pauli I, Geova, Viviana O. por brindarme su amistad y juntas compartir buenos momentos. Las quiero mucho.

A mis amigos del Demex gracias por brindarme su amistad y alegría en todo momento: Eli, Angelita, Majito, Michelle, Santi Y., Sebas, Ricki, gracias por su ayuda.

A todas las personas que formaron parte de mi vida como estudiante de la Escuela Politécnica Nacional. Gracias

DEDICATORIA

A mis papis América y Álvaro por su amor y confianza que pusieron en mí, a mi esposo Diego por su amor y apoyo que me brinda siempre y en especial a mi hijo Dieguito Alejandro que se ha convertido en la luz de mis ojos, es el regalo más precioso que tengo. A todos ellos por darme la fuerza necesaria de seguir siempre adelante y conseguir mis sueños.

ÍNDICE DE CONTENIDOS

	PÁGINAS
RESUMEN	xx
INTRODUCCIÓN	xxii
1 REVISIÓN BIBLIOGRÁFICA	1
1.1 Caracterización de menas auríferas refractarias polisulfuradas	1
1.1.1 Generalidades	1
1.1.1.1 Presencia del oro en la naturaleza	2
1.1.1.2 Minerales refractarios de oro	3
1.1.1.3 Minerales asociados al oro	4
1.1.2 Caracterización mineralógica de minerales auríferos	7
1.1.2.1 Análisis macroscópico de muestras minerales	7
1.1.2.2 Análisis microscópico de muestras minerales	7
1.1.2.3 Análisis por difracción de rayos x	8
1.1.3 Caracterización química de minerales auríferos	9
1.1.3.1 Método de ensayo al fuego para determinar Au y Ag	9
1.1.3.2 Análisis químico por absorción atómica	13
1.2 Tratamientos hidrometalúrgicos para el procesamiento de minerales auríferos refractarios polisulfurados	14
1.2.1 Concentración por flotación	14
1.2.1.1 Fundamentos del proceso de flotación	15
1.2.1.2 Mecanismo de flotación	18
1.2.1.3 Reactivos usados en la flotación	19
1.2.2 Cianuración	22
1.2.2.1 Fundamentos de la cianuración.	23
1.2.2.2 Mecanismo de la cianuración	25
1.2.2.3 Efecto de diferentes parámetros en la cianuración	26
1.2.2.4 Comportamiento de minerales refractarios en soluciones de cianuro	30
1.3 Tratamientos pirometalúrgicos para el procesamiento de minerales auríferos refractarios polisulfurados	34
1.3.1 Tostación de minerales	35
1.3.1.1 Tostación simple	35
1.3.1.2 Tostación oxidante	37
1.3.2 Tostación de piritita y pirrotina	37
1.3.3 Tostación de la arsenopiritita	38
1.4 Nuevas técnicas de procesamiento de minerales auríferos polisulfurados	40
1.4.1 Mejora del proceso de cianuración de oro y plata mediante la preoxidación de minerales sulfurados con ozono	40
1.4.1.1 Generalidades	40
1.4.1.2 Fundamentos del proceso	40
1.4.2 Efecto del catalizador Leachwell 60x y de los iones Pb^{+2} y S^{-2} en el proceso electroquímico de la cianuración en minerales sulfurados	43

1.4.2.1	Generalidades	43
1.4.2.2	Fundamentos del proceso	44
1.4.3	Pre-tratamiento de un mineral refractario de oro mediante células de thiobacillus	45
1.4.3.1	Generalidades	45
1.4.3.2	Fundamentos del proceso	45
2	METODOLOGÍA	47
2.1	Caracterización físico-química y mineralógica del mineral aurífero refractario polisulfurado.	50
2.1.1	Caracterización física del mineral aurífero refractario polisulfurado natural	51
2.1.1.1	Análisis granulométrico del mineral	51
2.1.1.2	Determinación de densidad del mineral	52
2.1.2	Caracterización química del mineral aurífero refractario polisulfurado	52
2.1.2.1	Determinación del pH	52
2.1.2.2	Determinación de la concentración de metales pesados por Absorción Atómica	53
2.1.2.3	Ensayo al fuego del mineral refractario polisulfurado natural	53
2.1.2.4	Encuartación del doré	54
2.1.3	Caracterización mineralógica del mineral aurífero refractario polisulfurado	55
2.1.3.1	Análisis Mineralógico por Microscopía óptica de secciones pulidas del mineral aurífero refractario polisulfurado	55
2.1.3.2	Caracterización Mineralógica del mineral aurífero refractario polisulfurado natural por DRX	55
2.2	Ensayos de molienda, cianuración directa y cementación	56
2.2.1	Molienda del mineral aurífero refractario polisulfurado	56
2.2.1.1	Análisis granulométrico del material molido	57
2.2.1.2	Determinación de la curva de molienda	57
2.2.2	Ensayos preliminares de cianuración directa	57
2.2.2.1	Cianuración Estándar del mineral molido	57
2.2.2.2	Influencia de la Concentración de cianuro de sodio	59
2.2.3	Recuperación del oro por cementación con polvo de zinc	60
2.3	Ensayos de molienda, concentración por flotación, cianuración del concentrado y cementación	61
2.3.1	Ensayo de molienda	61
2.3.2	Ensayos de flotación selectiva	61
2.3.2.1	Flotación “A”	62
2.3.2.2	Flotación “B”	63
2.3.2.3	Influencia del pH en la flotación selectiva.	64
2.3.2.4	Determinación de la influencia de la concentración del colector amil xantato de potasio (KAX) en la etapa “B” de la flotación selectiva	65

2.3.2.5 Caracterización mineralógica de concentrados por DRX	65
2.3.3 Cianuración de los concentrados a diferentes concentraciones de cianuro de sodio	66
2.3.4 Recuperación del oro por cementación con polvo de zinc	66
2.4 Ensayos de molienda, concentración por flotación, pretratamientos como tostación, lixiviación ácida o básica, cianuración de la calcina y cementación	67
2.4.1 Ensayos de Molienda	67
2.4.2 Ensayos de concentración por flotación	67
2.4.3 Pretratamientos de los concentrados para la cianuración	67
2.4.3.1 Tostación de los concentrados	67
2.4.3.2 Cianuración de la calcina	68
2.4.3.3 Lixiviación ácida y básica de la calcina	68
2.4.3.4 Lavado de la calcina	69
2.4.3.5 Cianuración de la calcina lixiviada	70
2.4.4 Recuperación del oro por cementación con polvo de zinc	71
2.5 Definición del esquema de procesamiento del mineral refractario polisulfurado, para la recuperación de oro, con base a los resultados obtenidos	71
3 RESULTADOS Y DISCUSIÓN	74
3.1 Resultados de la caracterización físico-química y mineralógica del mineral aurífero refractario polisulfurado original	74
3.1.1 Resultados de la caracterización física del mineral aurífero refractario polisulfurado	74
3.1.1.1 Resultado del análisis granulométrico del mineral aurífero refractario polisulfurado	74
3.1.1.2 Resultado de la determinación de la densidad del mineral aurífero refractario polisulfurado natural	75
3.1.2 Resultados de la caracterización química del mineral aurífero refractario polisulfurado natural	75
3.1.2.1 Resultado de la determinación del pH	75
3.1.2.2 Resultados de la determinación de metales pesados por Absorción Atómica	76
3.1.2.3 Resultados de la determinación de oro y plata mediante Ensayo al fuego	77
3.1.3 Resultados de la caracterización mineralógica del mineral aurífero refractario polisulfurado natural	77
3.1.3.1 Resultados del Análisis Mineralógico por Microscopía óptica de secciones pulidas del mineral aurífero refractario polisulfurado	77
3.1.3.2 Resultados de la caracterización mineralógica del mineral aurífero refractario polisulfurado natural por DRX	81
3.2 Resultados de los ensayos de molienda, cianuración directa y cementación del mineral aurífero refractario polisulfurado	82
3.2.1 Resultados de la molienda del mineral aurífero refractario polisulfurado	82
3.2.1.1 Resultado del análisis granulométrico del material molido	82
3.2.1.2 Resultado de la determinación de la curva de molienda	83

3.2.2 Resultados de los ensayos preliminares de cianuración	84
3.2.2.1 Resultados de la Cianuración Estándar del mineral molido	84
3.2.2.2 Influencia de la Concentración de cianuro de sodio	86
3.2.2.3 Recuperación del oro por Cementación con polvo de zinc	90
3.3 Resultados de los ensayos de molienda, concentración por flotación, cianuración del concentrado y cementación.	91
3.3.1 Resultado del ensayo de molienda	91
3.3.2 Resultados en los ensayos de flotación	91
3.3.2.1 Resultados de la Influencia del pH	92
3.3.2.2 Resultados de la Influencia de la concentración del colector amil xantato de potasio (KAX) en la etapa de Acondicionamiento “B”	93
3.3.2.3 Resultados de la caracterización mineralógica de los concentrados mediante DRX	95
3.3.3 Resultados de la cianuración de los concentrados a diferentes concentraciones de cianuro de sodio	96
3.3.4 Resultados de la recuperación del oro por cementación con polvo de zinc	100
3.4 Resultados en los ensayos de molienda, concentración por flotación, pretratamientos del concentrado como tostación, lixiviación ácida o básica, cianuración de la calcina y cementación con polvo de zinc	101
3.4.1 Resultados del ensayo de concentración por flotación	102
3.4.2 Resultados de los pretratamientos realizados de los concentrados previos a la cianuración	102
3.4.2.1 Resultados de la Tostación de los concentrados	102
3.4.2.2 Resultados de la Cianuración de la calcina	104
3.4.2.3 Resultados de la Recuperación de oro por cementación con polvo de zinc	107
3.4.2.4 Resultados de la Recuperación de oro por cementación con polvo de zinc	112
3.4.2.5 Resultados de la Cianuración de la calcina lixiviada previamente	113
3.4.2.6 Resultados de la recuperación del oro por cementación con polvo de zinc	118
3.4.2.7 Resultados de la recuperación de oro por cementación con polvo de zinc	125
3.4.2.8 Resultados de la recuperación del oro por cementación con polvo de zinc	131
3.4.2.9 Resultados de la recuperación del oro por cementación con polvo de zinc	135
3.4.2.10 Resultados de la recuperación del oro por cementación con polvo de zinc	141
3.5 Resultados de la definición del esquema de procesamiento del mineral aurífero refractario polisulfurado, para la recuperación de oro, con base a los resultados obtenidos	142

4	CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	146
	4.1 Conclusiones	146
	4.2 Recomendaciones	147
	BIBLIOGRAFÍA	148
	ANEXOS	155

ÍNDICE DE TABLAS

	PÁGINAS
Tabla 1.1: Minerales auríferos	2
Tabla 2.1: Reactivos de acondicionamiento de etapa “A”	63
Tabla 2.2: Reactivos de acondicionamiento de la etapa “B”	63
Tabla 2.3: Cantidad de cal añadida para tener la variación de pH	65
Tabla 3.1: Resultados del análisis químico del mineral	76
Tabla 3.2: Resultados del ensayo al fuego del mineral	77
Tabla 3.3: Resultados del análisis mineralógico por microscopía óptica	78
Tabla 3.4: Resultados del análisis mineralógico global del mineral por DRX	81
Tabla 3.5: Resultados del d_{80} del mineral molido a diferentes tiempos	83
Tabla 3.6: Recuperación de oro a 0,5 g/L de cianuro de sodio	85
Tabla 3.7: Porcentaje de recuperación de oro a diferentes concentraciones de cianuro	87
Tabla 3.8: Influencia de la concentración de cianuro de sodio en la cinética	88
Tabla 3.9: Contenido de oro en solución, después de la cementación	90
Tabla 3.10: Resultados de la flotación diferencial del mineral a 20 minutos	92
Tabla 3.11: Resultados de la flotación a diferentes valores de pH	93
Tabla 3.12: Resultados de la flotación a diferentes valores de concentración del KAX	93
Tabla 3.13: Parámetros de operación utilizados en la flotación	94
Tabla 3.14: Resultados del análisis mineralógico de los concentrados por DRX	95
Tabla 3.15: Porcentaje de recuperación de oro a diferentes concentraciones de cianuro	97
Tabla 3.16: Influencia de la concentración de cianuro de sodio en la cinética	98
Tabla 3.17: Contenido de oro en solución, después de la cementación	100
Tabla 3.18: Resultados de la flotación con los parámetros de operación mencionados anteriormente	102

Tabla 3.19: Resultados del análisis mineralógico por DRX	103
Tabla 3.20: Recuperación de oro en solución a diferentes concentraciones de cianuro	105
Tabla 3.21: Influencia de la concentración de cianuro de sodio en la cinética	106
Tabla 3.22: Contenido de oro en solución, después de la cementación a distintas concentraciones de cianuro libre	107
Tabla 3.23: Recuperación de oro en solución a diferentes concentraciones de cianuro	109
Tabla 3.24: Influencia de la concentración de cianuro de sodio en la cinética	110
Tabla 3.25: Contenido de oro en solución, después de la cementación a	112
Tabla 3.26: Recuperación de oro diferentes concentraciones de ácido sulfúrico	113
Tabla 3.27: Influencia de la concentración de cianuro de sodio en la cinética	115
Tabla 3.28: Influencia de la concentración de cianuro de sodio en la cinética	116
Tabla 3.29: Influencia de la concentración de cianuro de sodio en la cinética	117
Tabla 3.30: Contenido de oro en solución, después de la cementación a	118
Tabla 3.31: Recuperación de oro en solución a diferentes concentraciones de hidróxido de sodio	120
Tabla 3.32: Influencia de la concentración de cianuro de sodio en la cinética	121
Tabla 3.33: Influencia de la concentración de cianuro de sodio en la cinética	123
Tabla 3.34: Influencia de la concentración de cianuro de sodio en la cinética	124
Tabla 3.35: Contenido de oro en solución, después de la cementación	125
Tabla 3.36: Recuperación de oro en solución a diferentes concentraciones de amoníaco	127
Tabla 3.37: Influencia de la concentración de cianuro de sodio en la cinética	128
Tabla 3.38: Influencia de la concentración de cianuro de sodio en la cinética	130
Tabla 3.39: Contenido de oro en solución, después de la cementación	131
Tabla 3.40: Recuperación de oro en solución a diferentes concentraciones de cianuro	132
Tabla 3.41: Influencia de la concentración de cianuro de sodio en la cinética	134
Tabla 3.42: Contenido de oro en solución, después de la cementación	135

Tabla 3.43: Resultados finales del procesamiento del concentrado “B”	137
Tabla 3.44: Recuperación de oro en solución a diferentes concentraciones de cianuro	138
Tabla 3.45: Influencia de la concentración de cianuro de sodio en la cinética	139
Tabla 3.46: Contenido de oro en solución, después de la cementación	141
Tabla 3.47: Resultados finales de los procesos realizados para la recuperación de oro	143

ÍNDICE DE FIGURAS

	PÁGINAS
Figura 1.1: Esquema de caracterización de un mineral aurífero	6
Figura 1.2: Régulo de plomo más escoria formada	12
Figura 1.3: Esquema de espectrofotómetro de absorción atómica	13
Figura 1.4: Esquema de adhesión selectiva	15
Figura 1.5: Celda de flotación marca denver utilizada en laboratorios metalúrgicos	16
Figura 1.6: Ángulo de contacto menor a 90°	18
Figura 1.7: Ángulo de contacto mayor a 90°	18
Figura 1.8: Estructura de un colector xantato	20
Figura 1.9: Molécula de un espumante	21
Figura 1.10: Mecanismo de disolución de oro en la solución de cianuro	26
Figura 1.11: Diagrama de distribución de especies para el sistema CN^- - H_2O a 25°C	28
Figura 1.12: Alteración superficial de la pirita en el sistema de lixiviación con cianuro	30
Figura 1.13: Diagrama de descomposición de minerales sulfurosos como pirita y pirrotina	38
Figura 1.14: Curva de disolución de plata para la cianuración del mineral	41
Figura 1.15: Curva de disolución de oro para la cianuración del mineral	42
Figura 3.1: Tamaño de partícula del mineral aurífero original	74
Figura 3.2: Granos de pirita asociados a la pirrotina	79
Figura 3.3: Asociación calcopirita-pirita, y alteraciones de pirrotina	79
Figura 3.4: Material alterado con pirrotina que presenta fracturas	79
Figura 3.5: Asociación de esfalerita – calcopirita y con alteraciones de pirrotina	80
Figura 3.6: Curva de molienda del mineral molido	84
Figura 3.7: Cinética de la disolución de oro a 0,5 g/L de cianuro de sodio	86

Figura 3.8: Recuperación de oro a diferentes concentraciones de cianuro de sodio	87
Figura 3.9: Cinética de la disolución de oro a diferentes concentraciones de cianuro	89
Figura 3.10: Contenido de oro en solución a distintas concentraciones de cianuro de sodio	90
Figura 3.11: Recuperación de oro a diferentes concentraciones de cianuro de sodio	97
Figura 3.12: Cinética de disolución de oro a diferentes concentraciones de cianuro	99
Figura 3.13: Contenido de oro en solución a distintas concentraciones de cianuro	101
Figura 3.14: Recuperación de oro a diferentes concentraciones de cianuro de sodio	105
Figura 3.15: Cinética de disolución de oro a distintas concentraciones de cianuro de sodio	106
Figura 3.16: Contenido de oro en solución a distintas concentraciones de cianuro de sodio	108
Figura 3.17.: Recuperación de oro a distintas concentraciones de cianuro de sodio	109
Figura 3.18: Cinética de disolución de oro a distintas concentraciones de cianuro de sodio	111
Figura 3.19: Contenido de oro en solución a distintas concentraciones de cianuro de sodio	112
Figura 3.20: Recuperación de oro a una concentración de 20 g/L de ácido sulfúrico	114
Figura 3.21: Recuperación de oro a distintas concentraciones de cianuro de sodio	115
Figura 3.22: Recuperación de oro a distintas concentraciones de cianuro de sodio	116
Figura 3.23: Recuperación de oro a distintas concentraciones de cianuro de sodio	117
Figura 3.24: Contenido de oro en solución a distintas concentraciones de cianuro de sodio	119
Figura 3.25: Recuperación de oro distintas concentraciones de hidróxido de sodio	120
Figura 3.26: Recuperación de oro en solución a distintas concentraciones de cianuro	122
Figura 3.27: Recuperación de oro en solución a distintas concentraciones de cianuro	123
Figura 3.28: Recuperación de oro en solución a distintas concentraciones de cianuro	124
Figura 3.29: Recuperación de oro en solución a distintas concentraciones de cianuro	126

Figura 3.30: Recuperación de oro a distintas concentraciones amoniaco	127
Figura 3.31: Recuperación de oro a distintas concentraciones de cianuro de sodio	129
Figura 3.32: Recuperación de oro a distintas concentraciones de cianuro de sodio	130
Figura 3.33: Contenido de oro en solución a distintas concentraciones de cianuro de sodio	131
Figura 3.34: Recuperación de oro a diferentes concentraciones de cianuro de sodio	133
Figura 3.35: Cinética de la disolución de oro a diferentes concentraciones de cianuro	134
Figura 3.36: Contenido de oro en solución a diferentes concentraciones de cianuro	136
Figura 3.37: Recuperación de oro a diferentes concentraciones de cianuro de sodio	138
Figura 3.38: Cinética de la disolución de oro a diferentes concentraciones de cianuro	140
Figura 3.39: Contenido de oro en solución a diferentes concentraciones de cianuro	141
Figura 3.40: Diagrama de flujo para el procesamiento del mineral refractario polisulfurado	145

ÍNDICE DE ANEXOS

	PÁGINAS
ANEXO I Determinación del cianuro libre	158
ANEXO II Análisis granulométrico del mineral aurífero refractario polisulfurado	159
ANEXO III Determinación de densidad	160
ANEXO IV Determinación del tamaño de partícula del mineral molido	161
ANEXO V Balance metalúrgico	165
ANEXO VI Ensayos de cianuración del mineral molido	166
ANEXO VII Ensayos de flotación	172
ANEXO VIII Ensayos de cianuración de concentrados	179

RESUMEN

El objetivo de esta investigación es establecer la combinación de operaciones necesarias para alcanzar recuperaciones de oro superiores al 90% de un mineral aurífero refractario polisulfurado. Las técnicas convencionales utilizadas como molienda y cianuración directa del mineral molido logran recuperaciones de oro de apenas el 30%. Por tanto se evaluaron diferentes tratamientos que combinaron las operaciones de molienda, flotación, tostación, lixiviación ácida y básica, cianuración y recuperación del oro mediante la cementación con polvo de zinc.

Para la caracterización del mineral se realizaron estudios mineralógicos del material mediante microscopía óptica y difracción de rayos X, los cuales señalaron la presencia de arsenopirita, pirrotina, calcopirita, pirita y minerales de ganga como cuarzo.

Este estudio inició con una cianuración directa del mineral molido a una concentración de 0,50 g/L de NaCN y se recuperó el 48 % del oro total. Para aumentar el porcentaje de recuperación de oro y separar los minerales que pudieran interferir en la cianuración se realizó una concentración por flotación selectiva del mineral molido. Se obtuvieron dos concentrados: el concentrado de la primera etapa denominado "A" con mayor contenido de metales preciosos igual a 85,00 g/TM de oro y 128,66 g/TM de plata y calcopirita en un porcentaje del 15 % y el concentrado de la segunda etapa llamado concentrado "B" con mayor contenido de sulfuros entre los cuales tenemos pirita 16 %, arsenopirita 11 %.

El concentrado "B" fue cianurado y se logró una recuperación de oro de 34,15% que fue menor a la alcanzada con una cianuración directa. Por esta razón se procedió a realizar una tostación de este material durante 4 horas en atmósfera oxidante. Este tratamiento permitió favorecer el contacto entre el oro que se encuentra ocluido en los sulfuros y el cianuro mediante la transformación de sulfuros en óxidos.

Posteriormente el mineral tostado (calcina) fue cianurado a diferentes concentraciones de NaCN en el rango de 1-18 g/L y se alcanzó el mayor porcentaje de recuperación de 36,02% a 14 g/L de NaCN. Esta baja recuperación de oro evidenció la presencia de minerales cianicidas como el cobre y el hierro por lo que se realizaron lixiviaciones previas a la cianuración con ácido sulfúrico, hidróxido de sodio y amoníaco. En estos ensayos se alcanzó la máxima recuperación de oro de 91,07% a una concentración de 200 mL/L de amoníaco.

Finalmente, para la recuperación de oro del concentrado "A" se utilizó la combinación de operaciones que permitió alcanzar porcentajes de recuperación de oro mayores a 90,00% en el concentrado "B". La secuencia de operaciones fue molienda durante 20 minutos, flotación selectiva del mineral molido a un pH de 10,40 y una concentración de 250 g/TM del colector KAX (amil xantato de potasio), tostación de 4 horas a una temperatura de 800 °C en atmósfera oxidante, lavado básico con amoníaco en una concentración de 200 mL/L y cianuración.

La cianuración a 14 g/L de NaCN alcanzó 99,17 % de recuperación de oro, sin embargo esta concentración se consume 16, 20 g/TM de NaCN, por lo que se probaron concentraciones menores de NaCN y se obtuvo una recuperación de oro del 99,55% al trabajar con 2 g/L de NaCN, y con un consumo de 5,50 g/TM de este reactivo.

INTRODUCCIÓN

A causa del agotamiento de las reservas de minerales de oro y debido al incremento a nivel mundial del precio de este metal, se ha convertido en una necesidad el tratamiento de minerales refractarios, la recuperación del oro atrapado requiere generalmente la aplicación de técnicas piro e hidrometalúrgicas combinadas. No existe un tratamiento definido para este tipo de minerales, por lo que una investigación aplicada a cada caso es necesaria. (Guerrero, 2006)

En el Ecuador existen yacimientos con grandes cantidades de minerales refractarios, en donde el oro se encuentra asociado al cuarzo y a diferentes sulfuros como pirita, calcopirita, pirrotina y en inclusiones submicroscópicas de arsenopirita, al aplicar una cianuración directa del mineral no se alcanza recuperaciones altas debido a que estos minerales consumen el cianuro y el oxígeno presentes en el material, así disminuyen la recuperación de oro. (UNIDECO, 2000)

El material arcilloso presente en el mineral es necesario eliminar mediante una concentración por flotación, para proceder a cianurar y así alcanzar recuperaciones eficientes a altas concentraciones de cianuro de sodio. En las plantas que utilizan el proceso de cianuración las concentraciones normales de cianuro utilizadas está, entre 0,5 y 3,0 g/L. Estos valores se pueden incrementar, si en las menas se encuentran minerales consumidores de cianuros, como algunos minerales de cobre, hierro, zinc, entre otros. [Díaz y Guevara, 2002; Ortiz, 2000]

Para incrementar la eficiencia en la recuperación de oro de minerales refractarios durante la cianuración es necesario aplicar pretratamientos, estos pueden ser: tostación a temperaturas de 800 °C, para eliminar el azufre presente en el mineral y los sulfuros de hierro, arsénico y antimonio, también existen pretratamientos acuosos; la lixiviación ácida o básica que eliminan los óxidos de cobre presentes en el mineral. (Guerrero, 2006)

A estos minerales refractarios se han aplicado diferentes técnicas como la biolixiviación, la desventaja que presenta ésta, radica en la lenta cinética de disolución de oro la cual dura varios días hasta meses. Causa principal para que este proceso no haya desplazado totalmente a la cianuración. (Bohórquez, 1996)

Se han establecido procesos combinados de biolixiviación con tioureación para la recuperación de oro de menas refractarias, los cuales tienen limitantes como son: el tiempo de lixiviación es muy prolongado y la plata presente en la solución inhibe el crecimiento de microorganismos que participan en el proceso. Se ha conseguido una recuperación máxima del 80 % con esta técnica. (Roldán, 1999)

1 REVISIÓN BIBLIOGRÁFICA

1.1 CARACTERIZACIÓN DE MENAS AURÍFERAS REFRACTARIAS POLISULFURADAS

1.1.1 GENERALIDADES

Tanto el oro como los demás minerales se encuentran distribuidos en las rocas que conforman la corteza terrestre exterior o de las masas fundidas llamadas magma, que provienen de las profundidades de la corteza terrestre, que se enfriaron y formaron las rocas ígneas y en las rocas sedimentarias especialmente en las areniscas. Se estima que la abundancia del oro en la corteza terrestre se encuentra en valores de 0.003 a 0.004 ppm, se dice que el oro es más abundante en las rocas sedimentarias que en las ígneas. (SACC, 2004)

El origen de las menas auríferas es variado, las principales son de origen hidrotermal, residual y de placeres.

Vetas hidrotermales de cuarzo: el oro se encuentra asociado al cuarzo a lo largo de la zona fracturada en rocas volcánicas y sedimentarias. (Swiecki, 2008)

Residuales: el oro por ser un metal químicamente estable e inactivo, se encuentra conjuntamente con los óxidos de hierro, minerales secundarios de plata, y demás óxidos estables, en la zona de meteorización de vetas hidrotermales. (Espinoza, 1990)

Placeres: son acumulaciones de arena que se forman en el cauce de los ríos o en terrazas cercanas al cauce, donde el oro se encuentra libre. (Franco *et al.*, 1993)

1.1.1.1 Presencia del oro en la naturaleza

El oro en la mayoría de casos se encuentra asociado con diferentes minerales tanto metálicos como no metálicos, en la tabla 1.1 se muestran los compuestos de oro más comunes que se encuentran en la naturaleza. De estos minerales la mayor cantidad de oro se presenta en el oro nativo, el electrum, y en los telururos. (Marsden y House, 1992)

Tabla 1.1. Minerales Auríferos

Nombre	Fórmula
Native Gold	Au
Electrum	(Au, Ag)
Cuproauride	(Au, Cu)
Auricupride	Cu ₃ , Au ₂
Tétraauricupride	Cu Au
Cuprian electrum	(Au, Ag, Cu)
Rozkhovita	(Cu, Pd) ₃ Au ₂
Porpezita	(Au, Pd)
Palladian gold	(Au, Pd)
Rhodite	(Au, Rh)
Iridic Gold	(Au, Ir)
Platinum gold	(Au, Pt)
Bismuthian gold	(Au, Bi)
Maldonite	Au ₂ Bi
Amalgam	Au ₂ Hg ₃
Calaverite	AuTe ₂
Muthmannite	(Ag, Au)Te
Krennerite	(Au, Ag) Te ₂
Sylvanite	(Au, Ag)Te ₄
Petzite	Ag ₃ AuTe ₂
Kostovite	AuCuTe ₄
Montbrayate	(Au, Sb) ₂ Te ₃
Nagyagite	Pb ₅ Au(Te, Sb) ₄ S ₅₋₈
Bessmertnovite	Au ₄ Cu(Te, Pb)
Bilibinskite	Au ₃ Cu ₂ PbTe ₂
Bogdanovite	Au ₅ (Cu, Fe) ₃ (Te, Pb) ₂
Uytenbogaardtite	Ag ₃ AuS ₂
Aurostibite	AuSb ₂

(Gasparrini, 1989)

Oro nativo: este tipo de oro se encuentra en la naturaleza de forma natural con tamaños de grano que varían desde una decena de micrones a una decena de milímetros. La plata es su principal impureza, se caracterizan por contener un máximo de 99 % de Au sin embargo la mayoría varía entre el 85 y el 95%. En la

mayoría de depósitos el oro nativo es relativamente puro, pero generalmente presenta contenidos variables de plata, cobre, hierro, entre los principales elementos que lo impurifican. Presenta un color amarillo brillante. (Quintana, 1997)

Electrum: se denomina así al oro que contiene en su estructura plata en proporciones del rango de 25 – 55 %. La mayor parte de la plata se encuentra como constituyente de la red cristalina, debido a este elemento posee un color amarillo pálido. [Espinoza, 1990; Franco, 1993]

Telururos de oro: los telururos portadores de oro más importantes son los siguientes, calaverita con un contenido de oro del 40 %, krennerite comprendido en el rango de 31 %- 44 %, sylvanite con valores que varían del 30 % - 34 %, y petzite con 19 % - 25 %. [Marsden y House, 1992; Domic, 2000]

1.1.1.2 Minerales refractarios de oro

Se denominan minerales refractarios, aquellos que no permiten conseguir valores rentables de recuperación de oro por el método convencional de cianuración, (es menor del 80 %). Además pueden considerarse también como refractarios a los minerales que alcancen residuos o relaves con contenidos elevados de oro alrededor de 3 – 30 g/TM. (De la Torre y Guevara, 2006)

La naturaleza de la refractariedad puede ser variada y es consecuencia de diversas causas entre las que pueden citarse las siguientes: (Baylón *et al.*, 2001)

- **Encapsulamiento físico:** encapsulamiento de partículas submicroscópicas de oro en la matriz de sulfuros, lo que impide el contacto entre el cianuro y el oro. Este tipo de oclusión es común en menas portadoras de sulfuros tales como pirita y arsenopirita.

- **Consumo excesivo de cianuro:** La presencia de sulfuros y compuestos cianicidas propicia la pasivación de la reacción durante la cianuración, ya que consumen excesivo cianuro y oxígeno.
- **Limitación de oxígeno:** Ciertos iones entre los que se encuentran el ión ferroso, el ión sulfuro, ión sulfato, entre otros, tienden a consumir el oxígeno cuando están disueltos, lo que limita la cantidad de este elemento, fundamental para el proceso de cianuración.
- **Presencia de materiales carbonáceos en el mineral:** Residuos de hidrocarburos pesados, carbón lignítico, carbón grafitico o amorfo, entre otros, tienen la capacidad de absorber los complejos solubles de oro y perjudican así la recuperación del metal.
- **Revestimiento de la superficie de las partículas de oro:** Debido a la formación de capas de diversos compuestos, principalmente óxidos de hierro, antimonio o plomo, lo que impide la disolución del metal.

1.1.1.3 Minerales asociados al oro

El oro se encuentra asociado con mayor frecuencia a las gangas cuarcíferas relacionadas a su vez con sulfuros como pirita, la arsenopirita, la esfalerita, la pirrotina y la calcopirita, estas son las asociaciones más frecuentes de sulfuros. Adicionalmente el oro puede encontrarse asociado a sulfosales, óxidos, carbonatos, carbón y sulfatos. (Franco *et al.*, 1992)

Asociación oro-pirita: la pirita es el sulfuro que se encuentra asociado con mayor frecuencia al oro. Esta asociación puede ser en forma de oro nativo o electrum presente en un amplio rango de granulometría, desde granos fácilmente visibles hasta fracciones de micras. (Quintana, 1997)

Asociación oro-arsenopirita: la arsenopirita es el segundo sulfuro después de la pirita que se encuentra asociado con frecuencia al oro. Al igual que la pirita este se encuentra en un amplio rango de granulometría. (Marsden y House, 1992)

Asociación oro-calcopirita: esta asociación se encuentra en depósitos de cobre y depende de la textura de dicho depósito. Son más frecuentes encontrar asociaciones pirita-calcopirita-oro, aquí el oro se encuentra ubicado en los límites de grano de pirita o calcopirita o se encuentra encerrado en esta estructura en forma de finas partículas. (De la Torre y Guevara, 2006)

Asociación de oro-esfalerita-pirrotina: el oro puede estar asociado también a la esfalerita y pirrotina, en un amplio rango de granulometría, desde granos visibles hasta fracciones microscópicas. (Franco *et al.*, 1992)

Asociación de oro y sulfosales: en estas asociaciones son semejantes a las que se presentan en el caso de la asociación con la pirita. (Espinoza, 1990)

Asociación oro-óxidos de hierro: aquí se encuentran las asociaciones de oro con magnetita, hematita, goetita y limonita, cuya forma es variada, encontrándose incluso granos de oro recubiertos con finas capas de óxidos de hierro. (De la Torre y Guevara, 2006)

Asociación oro-silicatos y carbonatos: el cuarzo constituye el mineral con mayor frecuencia que se encuentre asociado al oro, dentro de este tipo de asociación. El metal precioso se encuentra encerrado en la ganga cuarcífera. (Marsden y House, 1992).

Asociación de oro-arcillas: se ha encontrado que el oro se puede ubicar en las capas del mineral en forma de venas, asociado directamente a arcillas, en tamaños similares a estas o prácticamente invisible. (De la Torre y Guevara, 2006)

Asociación oro-carbón: el oro se encuentra finamente diseminado en el grafito y otros yacimientos minerales ricos en carbón. (Marsden y House, 1992).

El conocimiento de las diferentes formas de ocurrencia del oro y los minerales metálicos, sus relaciones con las gangas no metálicas, abundancia, características texturales de los minerales que acompañan al oro, son de vital importancia en la selección del método de tratamiento, por lo que se necesita realizar un estudio detallado acerca de su caracterización química y mineralógica. (Franco *et al.*, 1992)

En la figura 1.1 se esquematiza algunas posibilidades de análisis de minerales auríferos, que se pueden emplear en procesos encaminados a la extracción del oro. (De la Torre y Guevara, 2006)

Estas técnicas de caracterización química y mineralógica poseen límites de detección que son suficientes para el trabajo que se realiza en la metalurgia extractiva del oro. (Criollo, 2001)

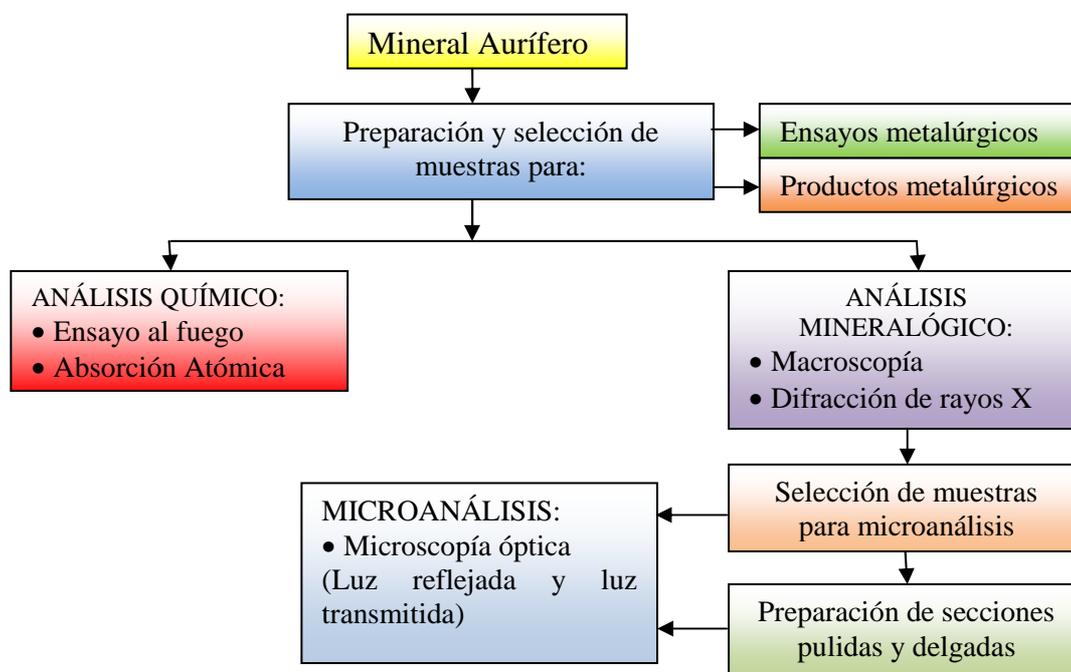


Figura 1.1. Esquema de caracterización de un mineral aurífero
(De la Torre y Guevara, 2006)

Es necesario realizar un estudio mineralógico que nos muestre información valiosa sobre los siguientes factores: tamaño y distribución (muy aproximada) de los granos de oro individualizados, entrecruzamiento de otras especies minerales con el oro, y también el tamaño (aproximado) de liberación de las partículas del mineral. (Vendrell, 1998; De la Torre y Guevara, 2006)

1.1.2 CARACTERIZACIÓN MINERALÓGICA DE MINERALES AURÍFEROS

Dentro de las primeras etapas de cualquier estudio de concentración de minerales portadores de oro, se debe comenzar con la determinación macroscópica de los minerales provenientes de la mena. (Vendrell, 1998)

1.1.2.1 Análisis Macroscópico de muestras minerales

Este análisis emplea las propiedades características que se observan a simple vista en los minerales estudiados, estas son: color, forma, brillo, densidad, asociaciones mineralógicas, granulometría, traza, dureza, entre otras. (De la Torre y Guevara, 2006)

En partículas inferiores a una micra resulta necesario recurrir a la utilización del análisis microscópico. (Vendrell, 1998)

1.1.2.2 Análisis Microscópico de muestras minerales

Los minerales auríferos en general se los caracteriza mineralógicamente con un microscopio óptico según dos modalidades

- Luz reflejada y
- Luz transmitida

El análisis de los minerales con **luz reflejada** se realiza para aquellos materiales que son opacos a la luz visible como es el caso de los minerales auríferos polisulfurados, materiales cerámicos y polímeros. (Vendrell, 1998)

Para este tipo de observación se hace necesario preparar la superficie para revelar los detalles importantes de la microestructura como color, forma, poder, reflector, pleocroísmo, anisotropía entre otras. La superficie del material debe ser devastada y pulida hasta que de una apariencia de espejo. Esto se hace con el uso de lijas y paños con abrasivos finos. (Vásquez *et al.*, 2002)

El estudio de los minerales con **luz transmitida** se utiliza en materiales transparentes y translúcidos. Aquí la luz que llega a la muestra debe ser polarizada y los microscopios que son especiales para ello, se denominan microscopios polarizantes. Este análisis permite estudiar la estructura cristalina de acuerdo a la interferencia entre las ondas luminosas con la estructura cristalina. Este tipo de análisis se usa más comúnmente con materiales cerámicos. (Vendrell, 1998).

Adicionalmente se debe efectuar un análisis que permita identificar los minerales a los que se encuentra asociado el metal precioso, la cual nos proporciona información útil para establecer los tratamientos metalúrgicos de extracción que se debe realizar a la muestra, mediante la difracción de rayos X. (De la Torre y Guevara, 2006)

1.1.2.3 Análisis por Difracción de rayos X

La difracción de rayos X es uno de los fenómenos físicos que se producen al interaccionar un haz de rayos X, de una determinada longitud de onda, con una sustancia cristalina, se basa en la dispersión coherente del haz de rayos X por parte de la materia (se mantiene la longitud de onda de la radiación) y en la

interferencia constructiva de las ondas que están en fase y que se dispersa en determinadas direcciones del espacio. (Rouessac y Rouessac, 2000)

Los cristales están formados por átomos y moléculas distribuidos regularmente en el espacio tridimensional y con periodos de identidad característicos a lo largo de los ejes cristalográficos. Cuando un haz de rayos X con longitud de onda (λ) bombardea un cristal, los elementos de los átomos que encuentra en su trayectoria difunden los rayos X en todas las direcciones vibran con una frecuencia igual a la incidente, absorben parte de la energía y actúan como fuentes de nuevos frentes de onda coherentes (misma frecuencia y longitud de onda), difunden la energía como radiación X. (Vásquez *et al.*, 2002)

El estudio del análisis de oro es un problema por sí mismo, debido a su escasa distribución en la naturaleza (ppm o ppb), además el oro no es un elemento fácil de analizar. Afortunadamente existen varias técnicas analíticas que se muestran a continuación para caracterizar el mineral aurífero. (De la Torre y Guevara, 2006)

1.1.3 CARACTERIZACIÓN QUÍMICA DE MINERALES AURÍFEROS

1.1.3.1 Método de Ensayo al fuego para determinar Au y Ag

El ensayo al fuego es el método de análisis químico más reconocido en todo el mundo para la determinación exacta del contenido de oro, que proporciona la precisión más elevada, quizás del 0,02 %. (Van Loon *et al.*, 1991)

Este método consiste en su fórmula estandarizada, colocar una cantidad de mineral, entre 30 – 50 g, en un crisol de arcilla y adicionar una mezcla fundente compuesta esencialmente de bórax, carbonato de sodio, óxido de plomo (litargirio) y carbón además depende del tipo de muestra, se añadirá sílice. Se mezcla todos los componentes, y se funde a 1000 °C (De la Torre y Guevara, 2006)

Cada reactivo de la mezcla fundente cumple una función específica como se muestra a continuación:

Bórax ($\text{Na}_2\text{B}_4\text{O}_7$): este compuesto es un borato de sodio hidratado que contiene aproximadamente la mitad de agua, actúa como un fundente ácido y es capaz de disolver todos los óxidos metálicos. Al fundirse forma un vidrio viscoso, su punto de fusión es de 741 °C, la característica principal de este compuesto es bajar los puntos de fusión de las escorias, sin embargo el exceso del mismo disminuye la formación de una escoria homogénea y dificulta la separación del régulo de plomo. (Misari *et al.*, 1993)

Carbonato de Sodio (Na_2CO_3): se utiliza para bajar la temperatura de fusión de la sílice, el carbonato de sodio tiene la ventaja de formar fácilmente silicatos alcalinos, en presencia de agentes oxidantes como el óxido de plomo que proporciona la formación de sulfatos; es importante mencionar que este compuesto disminuye la viscosidad del fundido, el punto de fusión es de 850 °C a 950 °C. [Lenahan, 1986; Criollo, 2001]

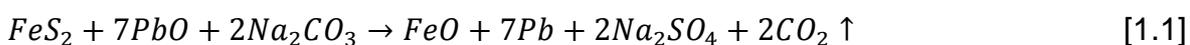
Óxido de Plomo (PbO): o litargirio es el fundente básico más valioso, que forma silicatos muy fusibles con la sílice. Y junto con la incorporación de un agente reductor en este caso el carbón se obtiene plomo metálico el cual actúa como colector de metales nobles, como son el oro y la plata, su punto de fusión es de 883 °C. (De la Torre y Guevara, 2006)

Carbón(C): es un compuesto que actúa como agente reductor, en el óxido de plomo, elimina el oxígeno del compuesto y lo convierte a plomo metálico el cual actúa como colector de metales nobles, el carbón se oxida y se convierte en dióxido de carbono. (Misari *et al.*, 1993)

Sílice (SiO_2): la presencia de este compuesto en los minerales aumenta el punto de fusión para lo cual es necesario añadir óxidos de sodio y boro para disminuir el punto de fusión del sistema, además la sílice protege el crisol de la corrosión. (Criollo, 2001)

Es importante conocer el mecanismo de cada reacción con los diferentes componentes de la carga fundente, la selección correcta de los componentes y sus cantidades son los más importantes factores para una exitosa fusión. [Marsden y House, 1992; Lenahan, 1986]

El carbonato de sodio es un poderoso agente desulfurizante y oxidante, al estar en contacto con sulfuros y en presencia del óxido de plomo como se puede observar en la siguiente reacción:



La sílice por su parte al igual que el bórax son agentes que ayudan a la formación de silicatos y boratos respectivamente, los cuales forman parte de la escoria.

La sílice al combinarse con óxidos metálicos forma silicatos como se indica a continuación:



El bórax es de gran ayuda para una buena fluidez de la escoria, en una primera etapa el bórax se disocia para formar anhídrido bórico.



El anhídrido bórico formado se combina con los óxidos metálicos para formar los boratos.



El exceso de bórax como componente de la carga fundente presenta una desventaja en la fusión.

La mezcla fundida se cola en una lingotera cónica, donde se separa la fase metálica o régulo (plomo + oro plata) de la fase escoria, en la cual se eliminan los metales bases (silicatos, boratos alcalinos, y sulfatos.) como se indica en la figura 1.2. Este régulo se copela en un mufla a 900 °C, en la cual se adsorbe el plomo y se forma un botón de oro y plata (doré o bullión). (Tarcila, 2008)

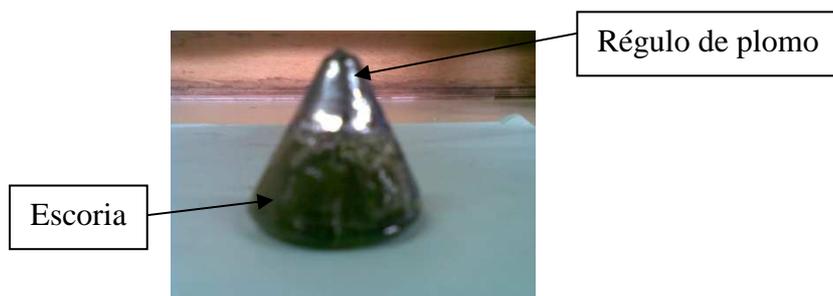


Figura 1.2. Régulo de plomo más escoria formada (DEMEX, 2010)

Después se ataca el doré con una solución de ácido nítrico para disolver la plata presente, y se obtiene solo el oro que es pesado cuidadosamente. Esta pesada determina la cantidad de oro puro contenido en el mineral de partida. (De la Torre y Guevara, 2006)

Cuando se obtiene un doré con un porcentaje de plata > 25 %, se dificulta su disgregación ácida, por lo tanto se utiliza la técnica llamada **Encuartación** la cual consiste en adicionar una cantidad de plata metálica igual a tres veces su peso al doré obtenido inicialmente, acompañados de una lámina de plomo, son llevados nuevamente a la mufla para ser copelados a una temperatura de 900 °C, y se tiene un nuevo doré o bullión, con un contenido de oro < 25 %. (Acosta, 2007)

Una vez terminado el proceso de disgregación ácida del doré, se puede emplear el análisis por absorción atómica, técnica que nos proporciona información precisa de la cantidad de elementos presentes en el mineral. (Criollo, 2001)

1.1.3.2 Análisis químico por Absorción Atómica

En principio, el análisis químico por espectroscopia de absorción atómica se utiliza para la identificación y determinación cuantitativa de todos los elementos de la tabla periódica. (Moure *et al.*, 2004)

El equipo utilizado en esta técnica es el espectrofotómetro de la figura 1.3, el cual emplea una llama para atomizar la disolución de la muestra de modo que los elementos a analizar se encuentran en forma de vapor de átomos. Existe una fuente independiente de luz monocromática, específica para cada elemento a analizar y que se hace pasar a través del vapor de átomos, midiéndose posteriormente la radiación absorbida. (Rouessac y Rouessac, 2000)

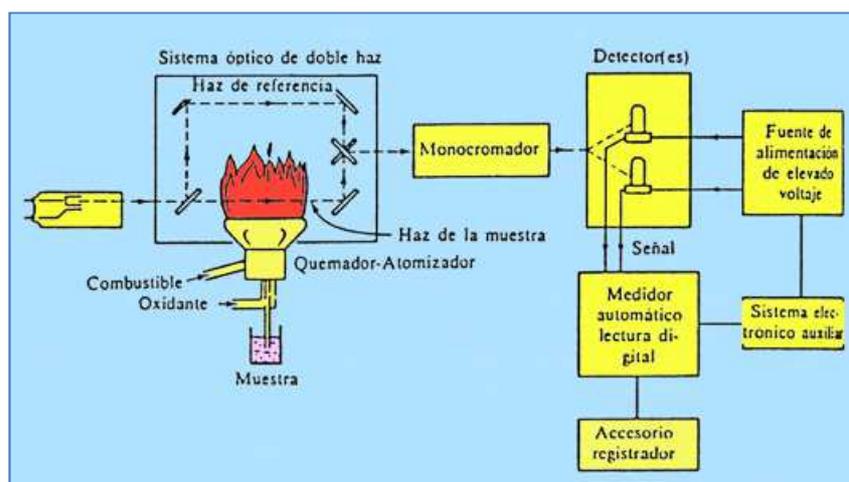


Figura 1.3. Esquema de Espectrofotómetro de absorción atómica (Jiménez, 2000)

La base de cuantificación para absorción atómica es la Ley de Lambert-Beer, cuya ecuación se la expresa así:

$$A = a \cdot l \cdot c \quad [1.5]$$

En donde se tiene que:

A = absorbancia

l = camino óptico

a = constante de absorptividad

c = concentración

Se necesita construir una curva de calibración con estándares de concentración conocida para medir el rango de linealidad para que se cumpla la ley. El sistema de lectura del equipo se da en términos de absorbancia o concentración. (De la Torre y Guevara, 2006)

1.2 TRATAMIENTOS HIDROMETALÚRGICOS PARA EL PROCESAMIENTO DE MINERALES AURÍFEROS REFRACTARIOS POLISULFURADOS

Los procesos hidrometalúrgicos son los más apropiados en el tratamiento de menas auríferas refractarias y para la producción de varios subproductos que posteriormente pueden ser ensayados para la obtención de metales preciosos como oro y plata. (Ballester *et al.*, 2001)

La flotabilidad propia del oro nativo y su asociación frecuente con sulfuros, llevaron muy pronto a la utilización de la flotación en la concentración de minerales auríferos, este método es actualmente realizado en todo el mundo, debido a su relativa eficiencia y selectividad, se aplica a la mayoría de especies minerales. [Domic, 2001; Hernández, 1992]

1.2.1 CONCENTRACIÓN POR FLOTACIÓN

La flotación es una técnica de concentración de minerales en húmedo, en la que se aprovechan las propiedades físico-químicas superficiales de las partículas para efectuar la selección. Es decir durante este proceso, el mineral molido se adhiere superficialmente a burbujas de aire previamente insufladas, como se muestra en la figura 1.4, la adhesión del mineral a estas burbujas de aire dependerá de las propiedades hidrofílicas (afinidad con el agua) y aerofílicas (afinidad con el aire) de cada especie mineral ensayado. (Hernández, 1992)

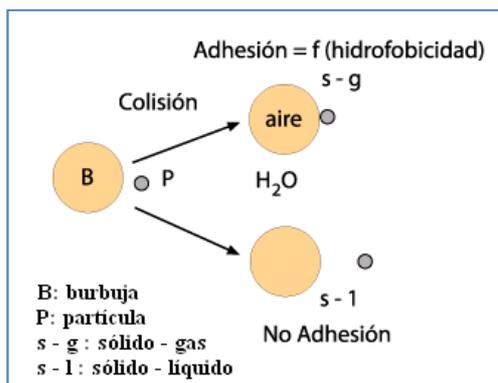


Figura 1.4. Esquema de adhesión selectiva (Hernández, 1992)

Pocas partículas de especies minerales tienen flotabilidad natural. Es decir, no forman una unión estable burbuja-partícula. Esto dificulta el proceso de flotación y es necesario invertir las propiedades superficiales de las partículas minerales. Para ello deben transformar su condición hidrofílica a propiedades hidrofóbicas mediante la adición de un reactivo colector. (Araya, 1996)

1.2.1.1 Fundamentos del proceso de Flotación

El proceso de flotación comprende una etapa de molienda, cuya finalidad es liberar los minerales útiles de la ganga o roca. Se obtiene el mineral finamente molido y a este se le incorporan los reactivos de flotación, para obtener la adherencia de las partículas de mineral deseado a las burbujas de aire, es necesario crear condiciones de hidrofobicidad sobre la superficie de los minerales deseados y condiciones hidrofílicas sobre el resto de las partículas, estas condiciones se logran con la utilización de estos reactivos, según el efecto que produzcan pueden ser: colectores, espumantes y modificadores. (Salager y Guedez, 2007)

Con la pulpa (o producto proveniente de la molienda) se alimentan las celdas de flotación, al ingresar la pulpa, se hace burbujear aire desde el interior y se agita con un aspa rotatoria para mantenerla en constante movimiento, lo que facilita y

mejora el contacto de las partículas de mineral dispersas en la pulpa con los reactivos, el agua y el aire, así este proceso se lleve a cabo en forma eficiente. (Gallegos, 2000)

El tipo de celda más utilizada es la mecánica, como se muestra en la figura 1.5 que comprende un recipiente cilíndrico, con un sistema de agitación por turbina ubicado en el centro que produce un movimiento centrífugo de la dispersión sólido-líquido y por lo tanto una baja de presión en los alrededores del eje. Un tubo concéntrico o cualquier otro dispositivo permite que el aire este aspirado cerca del centro del recipiente. El aire es aspirado, pasa a la zona turbulenta y forma burbujas. (Santana, 1996)



Figura 1.5. Celda de flotación marca Denver utilizada en laboratorios metalúrgicos (Santana, 1996)

El proceso de flotación completa tres fases: Una sólida representada por las materias a separar; líquida por el agua, que debido a las propiedades constituye el medio ideal para efectuar la separación y una gaseosa representada por el aire,

que se inyecta a la pulpa para formar burbujas que son los medios de transporte para la partículas a separar. (Salager y Guedez, 2007)

En este método nos interesa conocer las interfaces líquido-gas; sólido-líquido y sólido-gas-líquido, descritas a continuación:

Interfase líquido-gas: formada por las fases líquido: agua y la fase gaseosa: aire, se caracteriza por el cambio violento que sufre la materia en su densidad al pasar de la fase líquida a la gaseosa. Este cambio en las propiedades de la materia es absorbido por esta región interfacial comportándose como membrana en tensión que impide que el líquido se expanda. Esta tensión creada se denomina *tensión superficial* y puede ser interpretada como fuerza de cohesión de la materia. (Araya, 1996)

Interfase sólido-líquido: las superficies sólidas en contacto con el agua, son objeto de hidratación, esta depende del carácter de la superficie del sólido, o sea de las características eléctricas que están presentes en la superficie después de su creación. (Hernández, 1992)

La hidratación será más fuerte en las especies que se rompieron los enlaces químicos, como por ejemplo enlaces iónicos o enlaces covalentes.

Posteriormente, como en el caso de los enlaces iónicos, si la fuerza de hidratación es superior a la fuerza de enlace cristalino (cohesión), se produce la disolución de los sólidos en el agua (Salager y Guedez, 2007)

Interfase sólido-gas-líquido: Cuando dos fluidos están en contacto con un sólido, se puede definir la *mojabilidad* del sólido respecto de cada uno de los fluidos mediante el ángulo de contacto lo cual resulta de un equilibrio de fuerzas. Si el ángulo de contacto con el agua, es inferior a 90° como se indica en la figura 1.6, la superficie son hidrofílicas. (Wills, 1995)

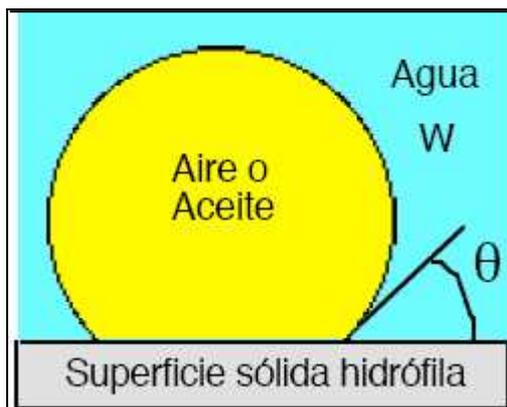


Figura 1.6. Ángulo de contacto menor a 90° (Wills, 1995)

Si el ángulo de contacto con el agua es mayor que 90° , la superficie es hidrófoba como muestra la figura 1.7.

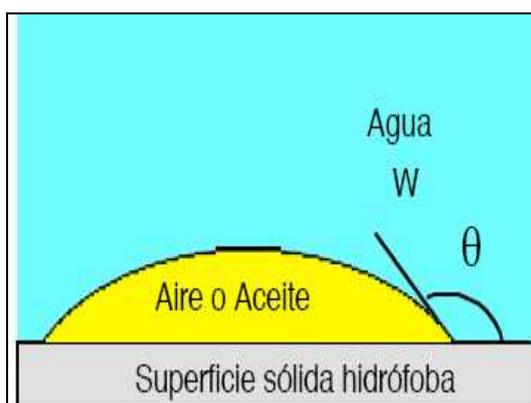


Figura 1.7. Ángulo de contacto mayor a 90° (Wills, 1995)

Mientras mayor sea el ángulo de contacto más grande será el trabajo de adhesión entre la partícula y la burbuja, el sistema es más elástico ante las fuerzas de rompimiento. (Gallegos, 2000)

1.2.1.2 Mecanismo de Flotación

El mecanismo esencial del proceso de flotación consiste en la adhesión de las partículas de minerales a las burbujas de aire, de tal modo que dichas partículas

sean llevadas a la superficie de la pulpa para ser removidas, y aprovechar para ello las propiedades hidrofóbicas de los constituyentes principales. (Salager y Guedez, 2007)

El mineral se acondiciona con los distintos reactivos utilizados: unos que preparan la superficie de los minerales para la absorción de los reactivos (modificadores), otros que aumentan las propiedades hidrofóbicas de los minerales (colectores), y por último los que facilitan la formación de espuma estable (espumantes). (Araya, 1996)

Las pulpas acondicionadas con los reactivos de flotación se llevan a las máquinas de flotación, en donde las partículas hidrofóbicas o de mayor afinidad por la fase gaseosa pasan la espuma, mientras que las partículas hidrofílicas se mojan y caen al fondo de las celdas de flotación. (Hernández, 1992)

1.2.1.3 Reactivos usados en la Flotación

Los reactivos de flotación son los componentes y variables más importantes en el proceso de flotación, debido a que sin ellos no se puede efectuar. Los materiales con alta flotabilidad natural son escasos, es por ello que estos reactivos son absolutamente necesarios para realizarse la flotación. (Espinoza, 1990)

Estos reactivos se clasifica en tres grupos principales según su función en el proceso de flotación: (Araya, 1996)

Colectores: son compuestos orgánicos cuya función es proporcionar propiedades hidrófobas a las superficies de los minerales. En general los colectores se usan en pequeñas cantidades, solo lo necesario para formar una capa mono-molecular sobre la superficie de la partícula. [(Wills, 1995; Espinoza, 1990)]

La solubilidad del colector esta proporcionado por la longitud de la cadena que conforma el colector se limita desde 2 hasta 6 carbonos. Una concentración excesiva de un colector también puede tener un efecto adverso sobre la recuperación de los minerales valiosos, posiblemente debido al desarrollo de multicapas de colector sobre las partículas, reduce la porción de radicales hidrocarburos son orientados hacia la masa de solución. De este modo se reduce la hidrofobicidad de las partículas y por tanto la capacidad de flotación. [Wills, 1995; Araya, 1996]

Los colectores se clasifican de acuerdo a su ionización en: colectores aniónicos, catiónicos y no iónicos.

Colectores aniónicos: constituyen el grupo de colectores más importante, se clasifican en función de su parte activa en: sulfidrílicos y oxídrílicos. (Araya, 1996)

Colectores sulfidrílicos: son empleados principalmente para flotar especies sulfuradas como sulfuros metálicos y partículas metálicas como cobre nativo y oro. Dentro de este grupo los más usados son los xantogenatos y ditiofosfatos. (Espinoza, 1990)

En la figura 1.8 se muestra la estructura de un xantato perteneciente al grupo de los xantogenatos, en donde su poder colector depende del largo de la cadena del hidrocarburo, ésta varía entre 2 y 6 átomos de carbono. Ejemplo de este colector es el amil xantato de potasio. (Araya, 1996)

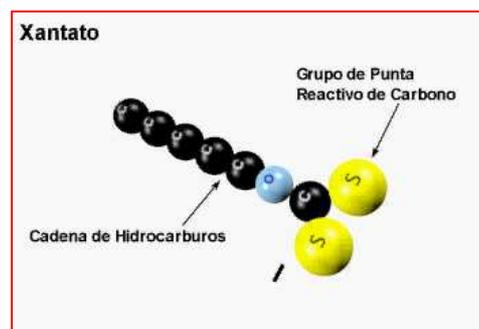


Figura 1.8. Estructura de un colector xantato.(Araya, 1996)

Los ditiofosfatos son sales del ácido ditio fosfórico, se conocen con el nombre de Aerofloat, estos son más solubles que los xantatos, pero poseen menor poder colector. (Wills, 1995)

Espumantes: son reactivos orgánicos tenso-activos que se adsorben de preferencia en la interfase líquido-gas permiten la formación de una espuma estable. Los espumantes más comunes son aquellos compuestos orgánicos heteropolares que contienen el grupo OH, como se observa en la figura 1.9. (Hernández, 1992)

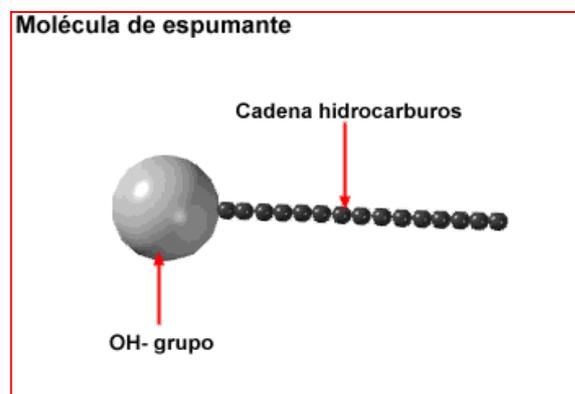


Figura 1.9. Molécula de un espumante (Hernández, 1992)

Dentro de este grupo los más importantes son:

- *Alcoholes alifáticos:* son mezclas especiales, integradas por alcoholes ramificados. Ejemplo: Alcohol amílico $C_5H_{11}OH$
- *Alcoholes terpánicos:* el aceite de pino $C_{10}H_{17}OH$
- *Los cresoles:* $CH_3C_6H_4OH$

Modificadores: estos reactivos tienen como tarea preparar, las condiciones de funcionamiento de las superficies de los minerales, y la pulpa, de tal manera que los colectores puedan aumentar su selectividad. (Wills, 1995)

Estos reactivos pueden clasificarse según su acción en:

Depresantes: inhiben o evitan la absorción de los colectores en minerales que no se desean flotar. Ejemplo. Silicato de sodio en solución elimina la capa de lama formada. (Araya, 1996)

Activadores: estos reactivos alteran la naturaleza química de las superficies del mineral de tal modo que se convierten en hidrofóbicas debido a la acción futura del colector. Son sales solubles que se ionizan en solución y los iones reaccionan con la superficie del mineral. Ejemplo: activación de la esfalerita por el cobre en solución al usar el sulfato de cobre, este se disocia en la solución y ayudar a elevar la flotabilidad de la esfalerita. (Hernández, 1992)

Modificadores de pH: son reactivos que controlan la concentración de iones H^+ y OH^- en la pulpa con el propósito de absorción de los colectores. Entre los que se utilizan cal, hidróxido de sodio, ácido sulfúrico, entre otros. (Espinoza, 1990)

1.2.2 CIANURACIÓN

La cianuración es el proceso electroquímico de disolución de oro, plata y algunos otros componentes que se encuentren en una mena aurífera, mediante el uso de una solución alcalina de cianuro, que forman aniones complejos de oro, estables en condiciones acuosas. (Díaz y Guevara, 2002).

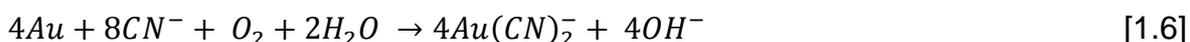
Fue patentado por McArthur y Forest en 1887 y puesto en funcionamiento a principios de siglo, este método es el más utilizado desde entonces para la extracción de oro debido a su sencillez, capaz de tratar minerales muy diversos por medio de ciertas adaptaciones, ha sido mejorada continuamente tanto a nivel de laboratorio como industrial. (Domic, 2001).

1.2.2.1 Fundamentos de la Cianuración.

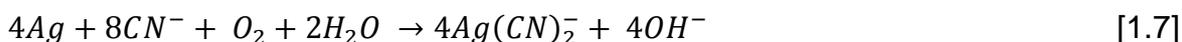
Desde el punto de vista químico las principales teorías encaminadas a explicar el mecanismo de disolución de oro y plata en solución de cianuro son: (Ballester *et al.*, 2001)

- *Teoría del oxígeno de Elsner:*

En 1846 Elsner propuesto por primera vez que el oro se disolvía en una disolución de cianuro sólo si era en presencia de oxígeno. La reacción es la siguiente:



En caso de la plata se produce una reacción absolutamente equivalente:



- *Teoría de hidrógeno de Janin:*

Unos 40 años más tarde, Janin (1888, 1892) sugirió que la disolución de estos metales tiene lugar no con reducción del oxígeno sino con desprendimiento de hidrógeno:

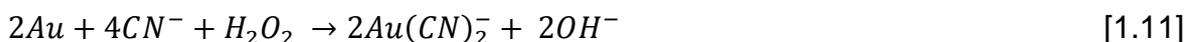
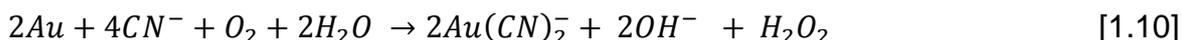


Y para la plata se produce una reacción similar:



- *Teoría del peróxido de hidrógeno de Bodlander:*

En 1899 Bodlander confirma y justifica la ecuación de Elsner y sugiere que la disolución se realiza en dos etapas de acuerdo a las siguientes ecuaciones:



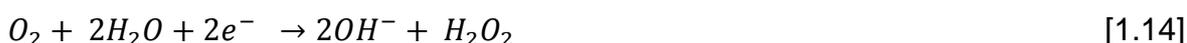
Para la plata ocurren las mismas dos reacciones semejantes:



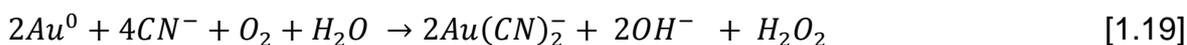
En las anteriores reacciones el peróxido de hidrógeno se forma como un producto intermedio.

- *Teoría de la corrosión de Boonstra:*

Adicionalmente en 1943, Boonstra planteó que la disolución de oro en soluciones cianuradas es similar a un proceso de corrosión de metales, en el cual el oxígeno disuelto en la solución es reducido a peróxido de hidrógeno e iones de hidroxilo. Conjuntamente puntualizó que la ecuación de Bodlander podría ser representado por las siguientes serie de reacciones:



Al sumar se tiene:



Se obtiene al realizar la sumatoria de las reacciones anteriores la ecuación [1.19], es equivalente a la ecuación [1.10], es decir, a la primera reacción de Bodlander. Lo que nos permite afirmar que el mecanismo de reacción es únicamente electroquímico, en el cual el oxígeno que viene disuelto en agua funciona catódicamente, mientras el oro actúa como ánodo. (Domic, 2001)

1.2.2.2 Mecanismo de la Cianuración

La reacción global de disolución de oro mediante la utilización de una solución acuosa de cianuro, en presencia de oxígeno la propuso Elsner en 1846: (Ballester *et al.*, 2001)



Esta reacción corresponde a una reacción heterogénea compuesta de tres fases diferentes: (Díaz y Guevara, 2002)

- *Fase sólida:* Oro metálico
- *Fase líquida:* Agua, sales disueltas de cianuro
- *Fase gaseosa:* oxígeno

La secuencia de las etapas que presentan la conversión de los reactantes a productos en el proceso de cianuración se detalla a continuación: (Quintana, 1997)

Inicia con una absorción de oxígeno en la solución, luego se tiene el transporte de cianuro disuelto y oxígeno a la interfase sólido-líquido, seguido del transporte de los reactantes al interior del sólido por poros o canales, para luego realizarse la absorción del cianuro y oxígeno en la superficie del sólido, reacción electroquímica que se detalla en la figura 1.10. (Quintana, 1997)

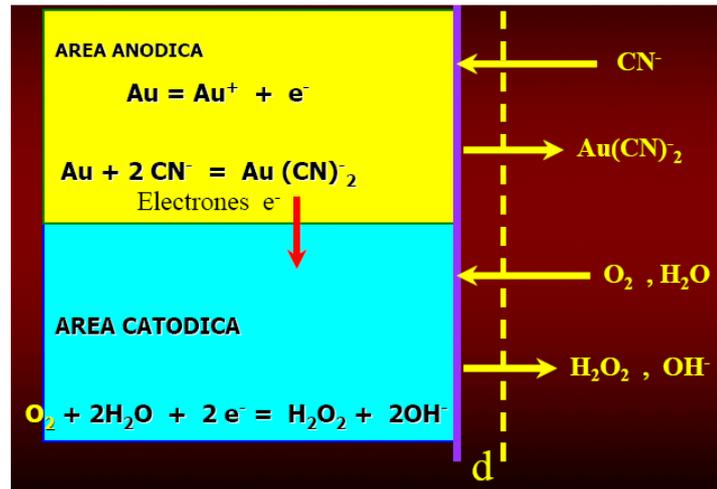


Figura 1.10. Mecanismo de disolución de oro en la solución de cianuro
(Quintana, 1997)

Otra de las etapas que se dan son la desorción del complejo soluble oro-cianuro y otros productos de la reacción, se concluye así con el transporte de los productos desde la interfase fluido-sólido hacia la solución. (Guerrero, 2006)

1.2.2.3 Efecto de diferentes parámetros en la Cianuración

La velocidad de disolución de oro en una solución alcalina de cianuro esta en función de varios factores como: concentración de cianuro, cal y oxígeno disuelto, temperatura, pH, área superficial expuesta de mineral y agitación. A continuación se detallan estos factores y su efecto en la disolución del oro. (Díaz y Guevara, 2002)

- *Efecto de la concentración de cianuro:*

La razón de disolución del oro en soluciones cianuradas aumenta linealmente con la concentración de cianuro hasta que se alcanza o produce un máximo, más allá del cual, un incremento adicional de la concentración de cianuro no incrementa la

cantidad de oro disuelto, sino al contrario tiene un ligero efecto retardante. (Domic, 2001)

De la reacción global de cianuración, según Elsner, ecuación 1.20 definió que estequiométricamente: una mol de oro necesita una medida de mol de oxígeno y dos moles de cianuro para disolverse; sin embargo la presencia de elementos indeseables como son el cobre, zinc, hierro entre otros, los cuales dificultan la recuperación posterior de oro, compiten por el consumo de cianuro debido a este fenómeno estos elementos se denominan cianicidas por tal motivo se debe añadir mayor cantidad de cianuro requerido según la reacción. (Ortiz, 2000)

- *Efecto de la concentración de oxígeno:*

La concentración de oxígeno es difícil de controlar, pues es limitada la solubilidad de oxígeno en agua bajo condiciones atmosféricas. A nivel del mar y a 25 °C, se tienen la concentración de oxígeno disuelto en solución es aproximadamente 8,2 mg/L. (Díaz y Guevara, 2002)

Existen dos métodos para incrementar la concentración de oxígeno disuelto:

1. Inyección de aire en el proceso de lixiviación a baja presión
2. Inyección de oxígeno puro, aire enriquecido con O₂, H₂O₂, u otra fuente de oxígeno.

Ambos métodos son caros que se justifica su uso para minerales con alta ley de oro, y minerales constituidos por elementos cianicidas. (Ortiz, 2000)

- *Efecto de la temperatura:*

Se debe considerar que la cantidad de oxígeno en la solución puede disminuir porque la solubilidad de los gases disminuye con el incremento de temperatura. Julian y Smart determinaron la solubilidad del oro en solución de: 0,25 % de KCN a temperatura entre 0 a 100 °C y encontraron que la razón de la disolución del metal precioso se incrementa hasta un máximo de 85 °C, sobre esta temperatura la

solubilidad del oxígeno en la solución disminuye y la velocidad de la disolución del oro también. (Domic, 2001)

- *Efecto del pH y alcalinidad:*

Para prevenir pérdidas excesivas de cianuro por hidrólisis el proceso de cianuración se lleva a cabo a valores de pH superiores a 9.4. El sistema H_2O/CN^- mostrado en la figura 1.11, muestra que a un pH de 9.2 la especie de HCN predomina, en cuanto a los PH superiores a 9.2 el cianuro libre prevalece. (Domic, 2001)

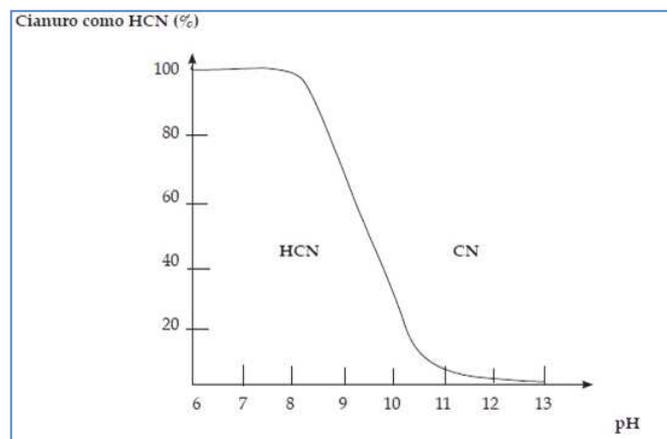


Figura 1.11. Diagrama de distribución de especies para el sistema CN^-H_2O A 25 °C
(Domic, 2001)

En algunos casos la velocidad de disolución de oro puede disminuir con el incremento del pH, ya que aumenta la velocidad de las reacciones que interfieren como son la descomposición de sulfuros y otras especies. (Díaz y Guevara, 2002)

La adición de hidróxido de calcio, sodio o potasio es usada comúnmente para mantener el pH en la cianuración. La velocidad de disolución del oro presenta una disminución con el incremento del pH por dos razones, la primera es la absorción del ion $(OH)^-$ en la superficie del metal, lo cual disminuye el área de contacto para el proceso de lixiviación. (Domic, 2001)

La segunda es el aumento de la velocidad de las reacciones de competencia tales como la disolución del hierro o el cobre. Estos efectos son generalmente más severos para la regulación con hidróxido de calcio que para la regulación con hidróxido de sodio y potasio debido a la baja solubilidad de muchas de las sales formadas. (Marsden y House, 1992).

- *Efecto del área superficial del oro y tamaño de Au:*

La velocidad de disolución del oro es proporcional al área superficial del oro la misma que depende del tamaño de la partícula mineral y del grado de liberación. En general la velocidad de disolución del oro aumenta al tener menor tamaño de partícula. (Villacres, 1993)

Al decrecer el tamaño de la partícula, también se incrementa las reacciones de competencia de otros elementos por tanto, se debe encontrar un tamaño de partícula óptimo que establezca la mejor relación entre recuperación de oro y consumo de cianuro y oxígeno. (Manani y Alvarado, 1999)

Este tamaño de partícula se consigue en el proceso de molienda, en el cual se debe tomar consideraciones como: tiempo, porcentaje de sólidos, pH. (Villacres, 1993)

- *Efecto de agitación:*

La disolución de oro está usualmente controlada por el fenómeno de transporte de masa y depende del espesor de la capa de difusión, es por eso, que si se incrementa la agitación, se incrementa la velocidad de disolución. (Díaz y Guevara, 2002)

1.2.2.4 Comportamiento de minerales refractarios en soluciones de cianuro

Muchos metales y minerales se disuelven junto con el oro en soluciones de cianuro. Estas reacciones consumen cianuro y oxígeno, se produce un efecto retardante en la disolución de oro. A continuación se describe el comportamiento de los principales minerales que afectan a la disolución del oro en la lixiviación con cianuro. (Villacres, 1993)

- *Pirita:*

La pirita se puede descomponer al utilizar soluciones de cianuro para la disolución de oro. A altas concentraciones de álcalis el sistema de lixiviación, la pirita sufre una alteración superficial que se muestra en la figura 1.12. (Nagy *et al.*, 1993)

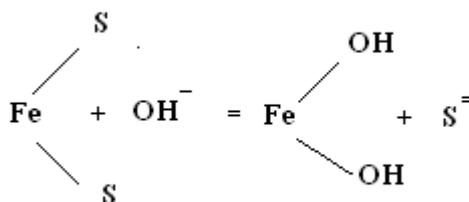


Figura 1.12. Alteración superficial de la pirita en el sistema de lixiviación con cianuro (Nagy *et al.*, 1993)

En donde la pirita es oxidada pero los iones hidroxilos son retenidos o absorbidos sobre la superficie de la pirita, de este modo retarda cualquier reacción posterior como es la disolución del oro.

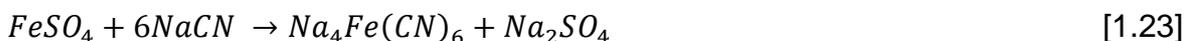
- *Pirrotina:*

La pirrotina debido a su estructura, es más reactiva que la pirita, se descompone rápidamente en presencia de agua y aire para formar ácido sulfúrico, sulfato ferroso, sulfatos básicos de hierro y carbonatos e hidratos ferrosos. (Gasparrini, 1989)

La pirrotina tiene un enlace suelto del átomo de azufre, que reacciona fácilmente con cianuro para formar el ión tiocianato según la siguiente ecuación:



El sulfuro ferroso se oxida rápidamente a sulfato, este reacciona con el cianuro para formar iones ferrocianuro, como sigue:

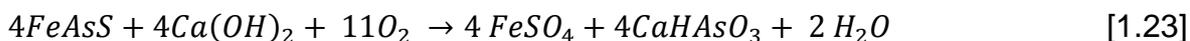


De modo que la pirrotina a más de ser cianicida, es un consumidor de oxígeno de la solución y así disminuye la disolución del oro. (Ortiz, 2000)

- *Minerales arseniales:*

En las menas de oro, se encuentran tres principales minerales de arsénico: arsenopirita (FeAsS), rejalgar (AsS), y oropimente (As₂S₃). (Gasparrini, 1989)

Los minerales arseniales reaccionan con soluciones alcalinas para producir arsenitos alcalinos que inhiben la disolución del oro, según la siguiente reacción:



Esta es una reacción fuertemente desoxidante, lo que resulta en una pérdida de oxígeno disuelto en la solución de lixiviación con cianuro, por tanto el oro no se disolverá. (Gasparrini, 1989)

El arsénico en forma de rejalgar y oropimente, presenta un serio problema en el proceso de cianuración, Estos minerales se disuelven en soluciones alcalinas y forma compuestos tales como tioarseniatos, los que reaccionan con el oxígeno de

la solución para formar arseniatos, los cuales dificultan la recuperación de oro. (Villacres, 1993)

Una forma de superar esta dificultad causada por los minerales arsenicales, es el tratamiento de menas de arsenopirita, antes de la cianuración, con un álcali, el cual protege al cianuro ya que neutraliza la acidez de la pulpa, oxida al hierro disperso y transforma el exceso de azufre hacia la especie menos activa. (Nagy et al., 1993)

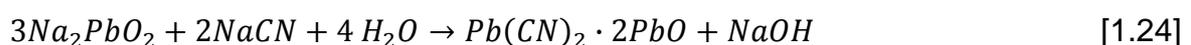
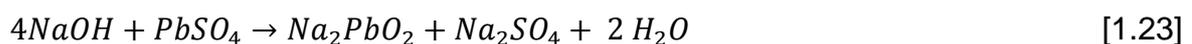
- *Minerales antimoniales:*

El único mineral importante de este grupo es la estibnita debido a que el oro asociado, a este mineral, es soluble en las soluciones de cianuro. (Manani y Alvarado, 1999)

Forma tioantimonitos y disminuyen la disolución de oro debido al consumo de oxígeno por parte de estos compuestos.

- *Minerales de plomo (Galena, Anlesita):*

De este grupo los únicos minerales importantes que interfieren en el proceso de cianuración son galena (Pbs) y la Anglesita (PbSCO₄), debido a que en una alta concentración de cal se puede formar cantidades excesivas de plumbito alcalino los que se reaccionan con el cianuro presente para formar un cianuro insoluble muy básico, así:



La formación de plumbito alcalino y la reacción con el cianuro dan a la formación de un cianuro insoluble que interfiere en la recuperación del oro. (Domic, 2001)

Para obtener altas extracciones de oro desde las calcinas con alto contenido de plomo, se puede emplear como álcalis protectores la sosa cáustica, el amoníaco, óxido de magnesio las cuales evitan la pérdida de cianuro. (Nagy *et al.*, 1993)

- *Minerales de cobre:*

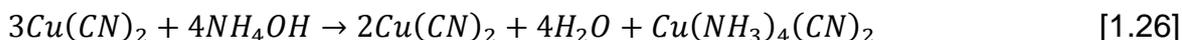
Los minerales de cobre son catalogados como cianicidas, ya que al consumir oxígeno y cianuro del medio, disminuyen la velocidad de disolución de oro. Entre estos tenemos a calcosina, bornita, anargita, covelina y óxidos de cobre, estos se disuelven en cianuro y forman complejos como $\text{Cu}(\text{CN})_2^-$, $\text{Cu}(\text{CN})_3^{-2}$, $\text{Cu}(\text{CN})_4^{-3}$, mientras que la calcopirita CuFeS_2 , es la especie menos soluble en soluciones de cianuro. (Nagy *et al.*, 1993)

Para la remoción de cobre antes de la cianuración se presentan los siguientes métodos:

- a) Cuando la mena contiene minerales oxidados de cobre se sugiere una extracción preliminar del cobre con ácido sulfúrico. Las menas oxidadas muy a menudo contienen minerales de carbonato tales como calcita y dolomita, los que al disolverse rápidamente en ácidos diluidos resultan en un consumo excesivo de ácido. Además, el método ácido sufre una desventaja que es, en la práctica, la dificultad de neutralizar, frecuentemente en su totalidad los residuos de la lixiviación ácida antes de la cianuración. (Domic, 2001)
- b) Los minerales de cobre se disuelven en amoníaco, luego del cual el material se cianura como es usual.

De acuerdo a R.J.Lemmon, se ha establecido que la adición de un exceso de amoníaco sobre la cantidad equivalente al cobre disuelto en la solución de cianuración, pero en cantidades menores que la requerida para llevar al cobre soluble total a la solución, permite incrementar la disolución de oro, reducir el consumo de cianuro de sodio y bajar sustancialmente la cantidad de cobre que entra al circuito de precipitación de oro. (Nagy *et al.*, 1993)

El mecanismo para las reacciones es:



El cianuro cupriamonio se disocia en el radical complejo $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{+2}$ y cianógeno libre. Se cree que el cianógeno liberado reacciona con los iones hidroxilos para formar cianuros alcalinos, los que luego disuelven el oro. (Nagy *et al.*, 1993)

Se ha reportado que el método cianuro- amoniaco- cobre es útil en el tratamiento de menas de oro contenido en telururos de oro y minerales oxidados de cobre. Si el amoniaco está presente, los compuestos de cobre pueden realmente mejorar la habilidad de las soluciones de cianuro para disolver el oro.

- *Minerales carbonáceos:*

Estos minerales contienen carbón que no se disuelven en cianuro. El inconveniente con estos minerales es que el complejo cianurado de oro es absorbido por el carbón presente, y disminuye la recuperación de oro. (De la Torre y Guevara, 2006)

1.3 TRATAMIENTOS PIROMETALÚRGICOS PARA EL PROCESAMIENTO DE MINERALES AURÍFEROS REFRACTARIOS POLISULFURADOS

Los yacimientos metálicos existentes en el país contienen principalmente sulfuros, lo cual hace que la recuperación por lixiviación directa de las menas o minerales concentrados proporcione valores bajos de recuperación, es por eso que, la tostación que constituye el tratamiento pirometalúrgico más importante, se ajusta

a esta problemática, al eliminar por completo los sulfuros que interfieren en la lixiviación. (Ortiz, 2000)

El proceso pirometalúrgico de tostación permite:

- Liberar el oro submicroscópico contenido en los sulfuros.
- Eliminar el arsénico y en menos grado el antimonio, que interfieren en la cianuración.
- Oxidar ciertos sulfuros como pirrotina que es soluble en soluciones cianuradas.
- Destruir los reactivos orgánicos de la flotación previa.
- Destruir las materias carboníferas que fijan el oro cianurado. (Nagy *et al*, 1993)

1.3.1 Tostación de minerales

La tostación es una operación metalúrgica por vía seca en la que mediante el calentamiento de los minerales metálicos a una temperatura determinada y con atmósfera adecuada, consigue modificar químicamente su estructura sin llegar a fundirla. (De la Torre, 1985)

La tostación comprende un proceso industrial para la conversión de sulfuros en sulfatos solubles, se efectúa cuando el oro está asociado íntimamente con minerales piríticos que dificultan la extracción de oro al nivel deseado, se hace esencial una tostación de la mena antes de la cianuración, para liberar oro. (Arias *et al.*, 2005)

1.3.1.1 Tostación simple

La tostación simple es la descomposición del mineral en sus elementos y el producto final queda al estado sólido, puesto que no existe fusión ni volatilización.

La descomposición que origina esta tostación simple es siempre endotérmica. (Quintana, 1997)

Descomposición de los carbonatos metálicos:



Descomposición de sulfatos metálicos:



Descomposición de los óxidos:



Descomposición de los sulfuros dobles:



Al efectuar el calentamiento de la mena sometida a una tostación simple se observan los siguientes fenómenos:

El primer efecto consecuente de la subida de la temperatura es la pérdida progresiva de la humedad de la carga, por la débil tensión de vapor del agua contenida en un material poroso. La eliminación del agua termina cuando comienza la disociación de los hidróxidos, es decir, a los 550 °C. La disociación de los carbonatos y sulfatos tienen lugar desde los 200 °C a los 700 °C. (Rovira, 1969)

1.3.1.2 Tostación oxidante

La tostación oxidante requiere de un oxidante para que se realice el calentamiento de la carga, las materias oxidantes utilizadas son: oxígeno del aire, óxidos metálicos o sales que por descomposición dan el oxígeno necesario. (De la Torre, 1985)

Para que la oxidación se realice uniformemente es preciso la existencia de una abundancia de aire, en contacto con la materia a oxidar. La necesidad de esto se debe a que el poder oxidante del aire disminuye cuando se mezcla con los productos gaseosos de la oxidación. (Rovira, 1969)

La tostación oxidante da siempre los óxidos metálicos con mayor contenido en oxígeno, si el metal puede formar más de un óxido estable. Así, el hierro y el manganeso dan el Fe_2O_3 y Mn_2O_3 con pequeñas cantidades de Fe_3O_4 y Mn_3O_4 , pero nunca el FeO y el MnO . (Arce *et al.*, 2005)

1.3.2 Tostación de pirita y pirrotina

Según estudios realizados por Norwood, 1939, en la conversión de sulfuros de hierro a óxidos tienen lugar las siguientes reacciones químicas;





También establecido que temperaturas iniciales de 450 a 500 °C favorecen la oxidación directa del FeS_2 a Fe_3O_4 ; mientras que, en temperaturas iniciales sobre 650 °C favorecen la eliminación completa de cualquier sulfato ferroso formado. Sin embargo, la determinación de las condiciones de temperaturas óptimas se complica por la constitución mineralógica de las menas, como se muestra en la figura 1.13. (Lovera *et al.*, 2002)

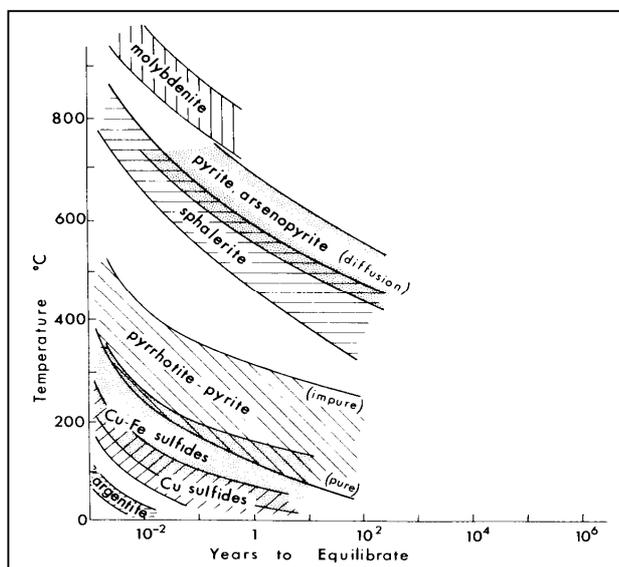


Figura 1.13. Diagrama de descomposición de minerales sulfurosos como pirita y pirrotina. (Lovera *et al.*, 2002)

Si la mena contiene sulfuros como la pirita y pirrotina la temperatura a la cual se descompone sería alrededor de 550 °C, a la cual otros sulfatos de hierro y cobre ya se eliminarían por completo. (Espinoza, 1990)

1.3.3 Tostación de la arsenopirita

La tostación de minerales con alto contenido de arsenopirita puede llevarse a cabo bajo condiciones controladas mediante dos formas:

Oxidación parcial: donde la mena se tuesta en un flujo de aire restringido y a una temperatura aproximada de 450°C (depende de las características particulares de la mena, la oxidación será sólo parcial). A estas condiciones de tostación, el arsénico se oxida para formar el óxido arsenioso no volátil y se evita la formación del pentóxido de arsénico no volátil. El hierro de la mena también se oxida mayormente a magnética en lugar de hematina. (Lovera *et al.*, 2002)



Oxidación completa: consiste en una tostación con abundante flujo de aire y a una temperatura superior de 650 °C, donde la mayor parte del arsénico puede removerse como un óxido arsenioso volátil pero también puede formarse algo de arseniato férrico.

Este puede actuar de modo similar que el sulfato ferroso. (Roveira, 1969)



La recuperación de oro tiene gran interés económico, por lo que se han promovido a realizar varias investigaciones que consigan hacerlo.

1.4 NUEVAS TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO DE MINERALES AURÍFEROS REFRACTARIOS POLISULFURADOS

1.4.1 MEJORA DEL PROCESO DE CIANURACIÓN DE ORO Y PLATA MEDIANTE LA PREOXIDACIÓN DE MINERALES SULFUROSOS CON OZONO

1.4.1.1 Generalidades

Este método fue determinado por Salinas *et al.*, 2004. Donde se encontró que la oxidación con ozono de un mineral de oro y plata alteró favorablemente la estructura del mismo, así se consigue una disolución de plata del 70,78 % en un periodo de 48 h, en comparación con el 61,70 % de disolución obtenido durante el proceso de cianuración convencional sin preoxidación. Por otro lado., la disolución de de oro para el mineral preoxidado con ozono fue el 93 % en 48 h de proceso; mientras que la disolución de oro del mineral cianurado sin preoxidación fue del 40 % en 72 h de reacción.

1.4.1.2 Fundamentos del proceso

Muchos de los minerales de oro y plata son refractarios a los procesos convencionales de extracción, lo cual hace difícil su recuperación. Una situación bastante común de la refractariedad de tales minerales, es la distribución del oro y plata en sulfuros de hierro, formado especialmente por las especies de pirita, arsenopirita o ambas a la vez.

Para liberar los metales preciosos contenidos en este tipo de minerales, es necesario realizar un tratamiento previo de la oxidación de la matriz sulfurosa que permita el contacto directo de los metales con el reactivo de lixiviación.

Una mejora importante al proceso de cianuración convencional, es la oxidación de la matriz refractaria que permita condiciones adecuada para la interacción de los valores metálicos con el agente complejante. De acuerdo a esto, se ha propuesto el uso del ozono como agente oxidante, que permita mejorar el grado de cianuración de los minerales considerados refractarios.

Para el desarrollo de la parte experimental en la etapa de preoxidación, se utilizo un generador de ozono marca Ozone Ecological Equipments modelo Bio-3LAB, el cual fue utilizado para la generación del ozono que sirvió en la etapa de oxidación del mineral, la cual se llevó a cabo mediante inyección del gas en agua destilada hasta lograr la saturación del mismo y con esta solución se lavó el mineral, para lograr con ello el efecto de oxidación mediante el contacto del ozono disuelto con las partículas del mismo. Posteriormente fue cianurado bajo las siguientes condiciones: con una concentración de 1,8 M de NaCN y 0,252 - 0,360 de CaO.

Se analizaron los porcentajes de disolución de oro y plata, sobre la base de lo anterior, la figura 1.14 muestra los resultados obtenidos para la disolución de plata del mineral con y sin preoxidación bajo las mismas condiciones experimentales.

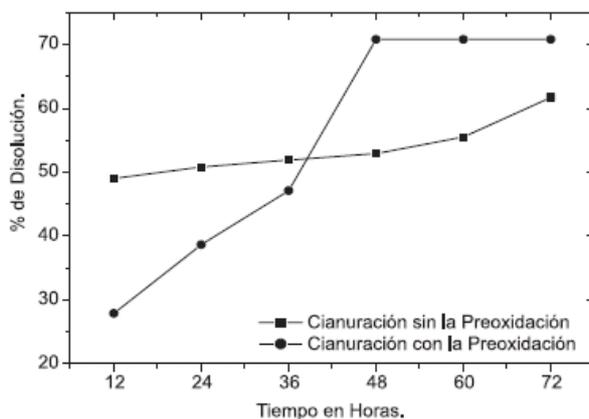


Figura 1.14. Curva de disolución de plata para la cianuración del mineral con y sin preoxidación con ozono. (Salinas *et al.*, 2004)

Como se puede observar, durante la cianuración del mineral sin preoxidación se aprecia una rápida disolución de plata durante las primeras 12 horas y

posteriormente dicha velocidad decrece hasta obtener una disolución total del 60 % a las 72 horas de reacción.

Por otro lado, cuando se ha cianurado el mineral que fue preoxidado, el comportamiento de la disolución de plata es diferente, ya que la velocidad de disolución es menor durante las primeras 36 horas de reacción y aumenta a las 48 horas y manteniéndose casi constante hasta alcanzar una disolución total de 70,8% a las 72 horas de reacción.

La figura 1.15 muestra la curva de disolución de oro durante la cianuración del mineral con y sin preoxidación. En esta curva, se puede apreciar un comportamiento muy distinto del que se observa en la disolución de la plata.

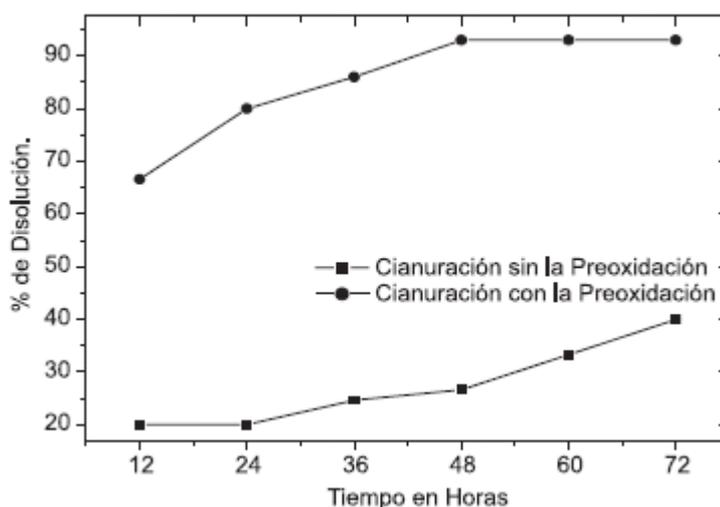


Figura 1.15. Curva de disolución de oro para la cianuración del mineral con y sin preoxidación con ozono. (Salinas *et al.*, 2004)

Se observa que para la cianuración del mineral con preoxidación, la rapidez de disolución es mayor que para la cianuración del mismo sin preoxidación.

Se encontró que a las 48 horas de reacción en la cianuración con preoxidación la disolución del oro alcanza valores cercanos al 90 % hasta el 93 % a las 72 horas de reacción.

Por otro lado, para la cianuración del mineral sin preoxidación se observa que la máxima disolución de oro alcanzada fue del 40 % a las 72 horas.

Se puede concluir que el proceso de oxidación con ozono es efectivo para incrementar la disolución de valores de oro y plata en minerales considerados refractarios a la cianuración.

Algunas aplicaciones recientes del ozono en el ámbito metalúrgico consiguieron mejorar sustancialmente la disolución del oro y la plata de un mineral preoxidado con ozono, y se logró un incremento de disolución de oro del 38 al 82 %.

1.4.2 EFECTO DEL CATALIZADOR LEACHWELL 60X Y DE LOS IONES Pb^{+2} Y S^{2-} EN EL PROCESO ELECTROQUÍMICO DE LA CIANURACIÓN EN MINERALES SULFURADOS

1.4.2.1 Generalidades

Este método fue realizado por Mendoza *et al.*, 2005. El cual realiza la búsqueda de acelerantes efectivos para la disolución de oro en soluciones de cianuro y su aplicación a la extracción del metal a partir de minerales refractarios a la lixiviación, ha impulsado el desarrollo comercial de productos como el Leachwell 60X[®]. (LW) para ser empleados como catalizadores e cianuración.

El LW es una mezcla de sales sódicas orgánicas e inorgánicas, con un contenido de plomo de 1,14 %. Se ha señalado al plomo como un ingrediente activo y también como único componente peligrosos. Su desempeño ha sido evaluado con diferentes resultados, destacándose su efectividad en circuitos de cianuración intensiva (altas concentraciones de CN^- y de O_2 disuelto) de concentrados sulfurados refractarios de alta ley, donde la cianuración convencional no ofrece una respuesta favorable.

Se ha observado que el plomo se puede neutralizar el efecto negativo del sulfuro, por tal razón es considerado un catalizador de cianuración y además porque su presencia acelera significativamente la velocidad de disolución del oro.

La presencia de los iones S^{-2} simula el ambiente químico generado por la descomposición de minerales sulfurados. Algunas consideraciones cinéticas y del rendimiento de la reacción, se hacen con base en la teoría del potencial de mezcla. Además, se hace interpretación global del modo como transcurre la reacción.

1.4.2.2 Fundamentos del proceso

Los efectos inhibitor y catalítico correspondientes a los iones S^{-2} y Pb^{+2} , sobre el comportamiento anódico del oro en soluciones cianuradas, son dependientes de su concentración relativa sobre la superficie del metal.

La influencia del catalizador LW sobre el comportamiento anódico del oro es muy similar a la influencia efectuada por los iones Pb^{+2} , la cual se manifiesta e el aumento de la corriente de oxidación hacia -500 mV vs. Ag/AgCl.

El catalizador LW modifica favorablemente los perfiles de polarización anódica y catódica del oro en soluciones de cianuro. Este efecto está asociado con el aumento de la cinética de disolución de oro, observable tanto en las soluciones concentradas de cianuro como en soluciones diluidas.

La reducción del catalizador LW sobre el oro refleja una intensa actividad catódica, la cual modifica el mecanismo y la cinética de reducción de oxígeno. Lo anterior se sustenta en las diferencias entre el orden de reacción con respecto al oxígeno, calculado en presencia y ausencia de LW respectivamente.

1.4.3 PRE-TRATAMIENTO DE UN MINERAL REFRACTARIO DE ORO MEDIANTE CÉLULAS DE THIOBACILLUS

1.4.3.1 Generalidades

Este proceso fue realizado por Chiacchiarini *et al.*; 2000. El cual determina que el proceso de cianuración para la recuperación de oro a partir de un mineral, no es completamente efectivo en minerales refractarios sulfurados, en estos minerales el oro se encuentra ocluido en una matriz de sulfuros metálicos, principalmente pirita (FeS_2) y arsenopirita (FeAsS). La biolixiviación puede utilizarse como una alternativa, menos contaminante y más económica comparada con pre-tratamientos como la calcinación de dichos sulfuros, para incrementar la recuperación de oro mediante previa liberación de éste de su matriz.

En este proceso, la bacteria cataliza la oxidación del sulfuro y libera físicamente al oro y haciéndolo disponible para la cianuración.

1.4.3.2 Fundamentos del proceso

En este trabajo, estudiamos la lixiviación bacteriana del mineral por medio de cepas de colección de *Thiobacillus ferrooxidans*, *Thiobacillus thiooxidans* y un cultivo mixto de ambas cepas.

Los experimentos se realizaron en frascos agitados termostatzados a 30 °C. Se determinaron las concentraciones de hierro (II), hierro (III), población bacteriana libre, potencial redox, pH y las concentraciones de metales de interés tales como Cu, Mn y Zn.

El objetivo del trabajo es determinar la condición óptima de actividad bacteriana que permitiría una mayor eficacia posterior de la cianuración, así como evaluar la posibilidad de recuperación de los otros metales presentes.

Las condiciones seleccionadas serán aplicadas en el tratamiento del mineral dentro de un reactor air-lift. Las bacterias quimilitotróficas denominadas *Thiobacillus ferrooxidans* y *Thiobacillu thiooxidans* están asociadas en la naturaleza a los minerales sulfurados, debido a que ambas especies son capaces de obtener energía por catálisis de la oxidación aeróbica de compuestos inorgánicos reducidos de azufre.

Estas bacterias son capaces de actuar directa o indirectamente sobre sulfuros metálicos, convierte los sulfuros a sulfatos y libera consecuentemente los metales en aquellos casos en los cuales los sulfatos respectivos son solubles

Por esta razón, estos microorganismos han sido usados para biolixiviar minerales sulfurados de baja ley incluso a escala comercial.

Sin embargo, en los últimos años se ha incrementado su aplicación en el proceso de pre-tratamiento de minerales de oro. En general, en los minerales de oro, éste suele estar ocluido dentro de una matriz sulfurada (frecuentemente, compuesta por pirita y/o arsenopirita).

El pre-tratamiento bacteriano permite liberar la superficie del oro para incrementar la recuperación de oro en los procesos de solubilización posteriores (como, por ejemplo, la cianuración).

Las experiencias de biolixiviación realizadas con el mineral muestran que los cultivos mixtos logran una mayor extracción de metales asociados probablemente a sulfuros en el mineral.

2 METODOLOGÍA

En el presente trabajo se comparó y evaluó la combinación de técnicas piro e hidrometalúrgicas, para el procesamiento de minerales auríferos refractarios polisulfurados que contienen oro atrapado. Para el desarrollo de la investigación se realizó el procedimiento que se resume a continuación:

Como primer paso se realizó una caracterización físico-química y mineralógica del material. Al tener un mineral sulfurado refractario se aplicó molienda como primer proceso, ésta se llevó a cabo a diferentes tiempos 10, 20, 30, 40 minutos para determinar al cual se obtiene mejor reducción de tamaño. Una vez obtenido este dato se realizó una cianuración directa del mineral para definir la cantidad de oro cianurable y con ello estipular el oro refractario o que no puede disolverse en la solución de cianuro sin un tratamiento previo, éste proceso se efectuó en presencia de agitación, con un porcentaje de sólidos del 40 % y con una concentración de cianuro de sodio de 0,5 g/L durante 24 horas. Adicionalmente se investigó la influencia de la concentración de NaCN en la disolución de oro a los valores de 1, 2, 3, 5 y 10 g/L.

Las soluciones de cianuración obtenidas fueron cementadas con polvo de zinc (2 g/L), con agitación hasta obtener el precipitado deseado, al final se recuperó el cemento de zinc-oro por filtración y se analizó por ensayo al fuego el cemento y por absorción atómica la concentración de Au y Ag presentes en la solución.

Cuando la recuperación de oro por el procedimiento descrito anteriormente fue baja, se ejecutó una concentración por flotación selectiva y después una cianuración de los concentrados obtenidos. Se realizó un acondicionamiento del material molido por 5 minutos y se adicionaron reactivos colectores de minerales que contienen pirita como Aerofloat 208, espumante (aceite de pino) y colector de sulfuros (amil xantato de potasio), en estos ensayos se especificaron variables de operación como pH y concentración de amil xantato de potasio (KAX). Los concentrados que presentaron mayores tenores de oro fueron cianurados a diferentes concentraciones de cianuro de sodio (1- 18 g/L).

No se alcanzó altas recuperaciones de oro en los concentrados, éstos fueron tostados antes de proceder a la cianuración. La tostación se realizó durante 4 y 6 horas a una temperatura de 800 °C, en atmósfera oxidante. La calcina resultante se sometió a cianuración a diferentes concentraciones de cianuro de sodio (1- 18 g/L) hasta obtener una tasa de recuperación de oro de alrededor del 90 %.

Después de realizar la tostación y cianuración no se obtuvo altas recuperaciones de oro por lo que se llevó a cabo ensayos de lixiviación tanto ácida como básica de la calcina antes de ser cianurados, éstas se realizaron durante dos horas, se efectuarán tres tipos: la primera con ácido sulfúrico, la segunda con hidróxido de sodio y la última con amoníaco. La calcina lixiviada se lavó con agua caliente y se procedió a cianurar a las diferentes concentraciones mencionadas anteriormente hasta obtener una tasa de recuperación de oro de alrededor del 90 %.

En la figura 2.1 se presenta el esquema seguido para el procesamiento de un mineral aurífero refractario polisulfurado.

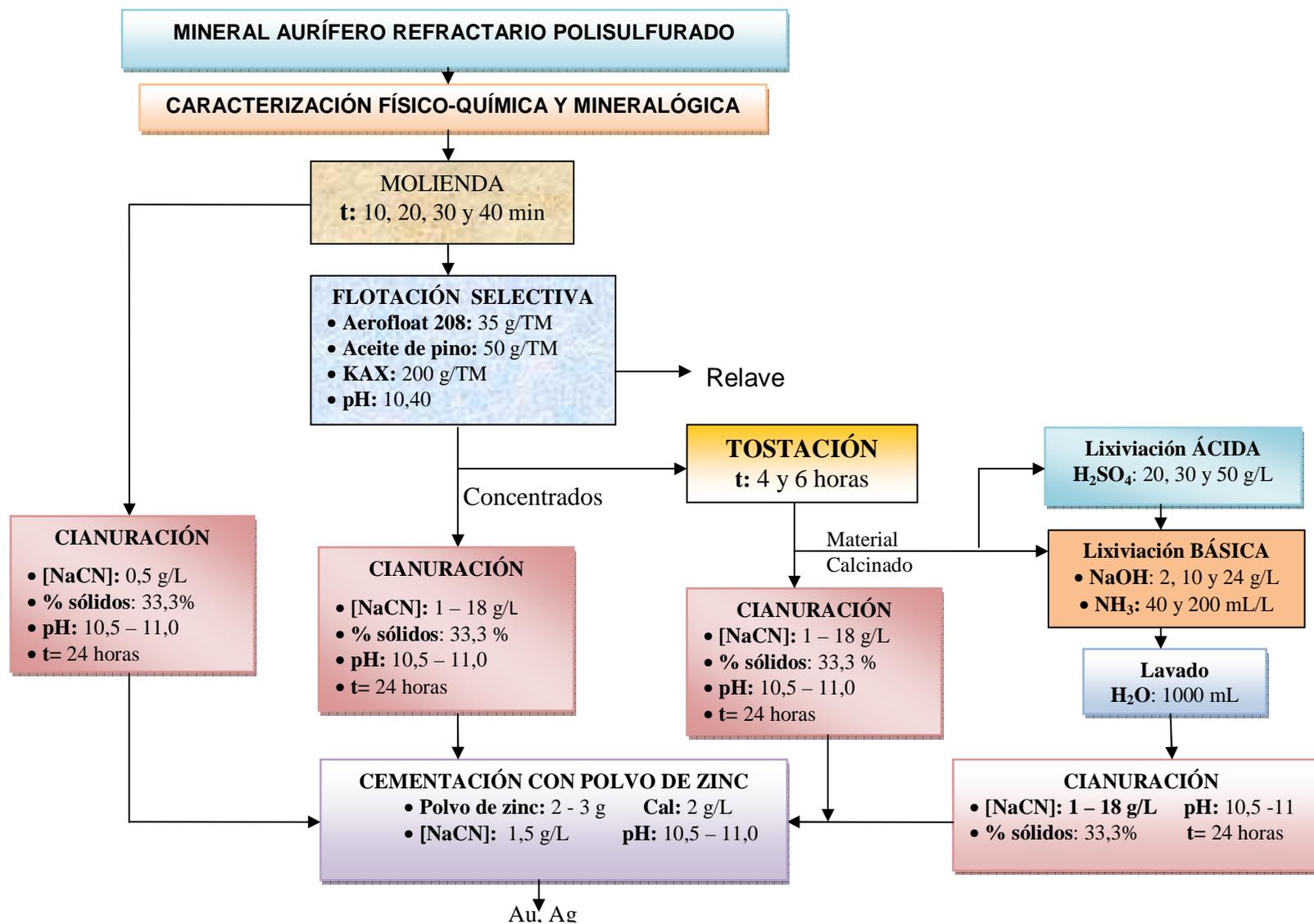


Figura 2.1. Esquema de tratamiento del mineral aurífero refractario polisulfurado

2.1 CARACTERIZACIÓN FÍSICO-QUÍMICA Y MINERALÓGICA DEL MINERAL AURÍFERO REFRACTARIO POLISULFURADO

Para el desarrollo del presente estudio se empleo un mineral aurífero refractario polisulfurado, el cual es proveniente de la mina Torata, ubicada en la provincia de El Oro, en el cantón Santa Rosa. Fue previamente procesado en el Departamento de Metalurgia Extractiva, se aplicó a las muestras del mineral en roca las siguientes etapas de reducción de tamaño:

- a) **Trituración Primaria:** en una trituradora de mandíbulas (Marcy 4x6, 5 HP) donde se ingresan rocas de 10 cm de arista máxima, la descarga de este equipo pasa a un clasificador vibratorio (Universal del 24"x36", 1 HP) con malla de 0,5 cm, se obtienen dos fracciones: una es el rechazo del tamiz, cuyo tamaño corresponde a valores mayores de la malla 0,5 cm, y la otra corresponde al pasante de la malla es el producto.
- b) **Trituración Secundaria:** en una trituradora de cono (Marcy 10"61, 2 HP) se trabajó solo con el rechazo del tamiz, la descarga de este equipo pasa a un clasificador vibratorio (Universal del 24"x36", 1 HP) con malla de 0,5 cm.
- c) **Molienda en seco:** en un molino de rodillos (Fabricación nacional 10"x6", 3 HP), el producto se encuentra 2,5 y 0,5 mm y es llevada a una segunda clasificación en un tamiz vibratorio de malla No. 16, donde se obtienen dos fracciones: el primero un rechazo con un tamaño de partícula superior a la malla y un pasante con valores menores.

El material con tamaño de partícula menor a la malla 16, al 100 % fue el punto de inicio para los estudios a nivel de laboratorio.

Para la caracterización físico-química del mineral se realizaron pruebas de granulometría y densidad, además en el análisis químico se midió el pH y se determinó la presencia de metales pesados como: Cu, Fe, Pb, Zn, As por absorción atómica con el uso del equipo AAnalyst 300, PERKIN ELMER. Para

establecer la cantidad de Au y Ag se efectuaron ensayos al fuego.

También para conocer la composición del mineral se llevó a cabo un análisis mineralógico, tanto por microscopía óptica de secciones pulidas, en donde se empleó un microscopio petrográfico Leica con luz reflejada, como difracción de rayos X con el equipo D8 Advance. El procedimiento experimental utilizado en cada caso se describe a continuación.

2.1.1 CARACTERIZACIÓN FÍSICA DEL MINERAL AURÍFERO REFRACTARIO POLISULFURADO NATURAL

2.1.1.1 Análisis granulométrico del mineral

Para determinar el tamaño de partícula del material, se realizó una separación mecánica por medio de una serie de tamices, mediante las siguientes mallas estándar: #10 (2000 μm), #18 (1000 μm), #20 (850 μm), #30 (600 μm), #40 (425 μm), #50 (300 μm), #60(250 μm), #80 (180 μm), #100 (150 μm), #150 (106 μm), #200 (75 μm), #270 (53 μm), #325 (45 μm) y #400 (38 μm). Se realizó el siguiente procedimiento:

- ◆ Se armó una columna con la serie tamices, al inicio (arriba) se colocó el tamiz de malla #10 y al final se ubicó el tamiz de malla #400.
- ◆ Se colocó 150 g del mineral en el tamiz superior de la serie que corresponde a la malla #10 (2000 μm). Se tamizó la muestra por 15 min.
- ◆ Al cabo de los 15 minutos se paró el tamizado y se separó la columna.
- ◆ Se pesaron las fracciones retenidas de muestra en cada tamiz y con los pesos se determinó el tamaño de partícula (d80) del mineral.

2.1.1.2 Determinación de densidad del mineral

Para determinar la densidad del mineral de cabeza se empleó el método del picnómetro establecido por la Norma INEN NTE0856:1983, mediante el siguiente procedimiento:

- ◆ Se pesó el picnómetro limpio y seco (P_0) en una balanza analítica (SARTORIUS TE124S).
- ◆ Se colocó en el picnómetro un 1 g del mineral, se pesó y registró el valor marcado (P_1).
- ◆ Nuevamente se pesó el picnómetro con el mineral y se agregó agua (P_2), se registra este valor.
- ◆ Se pesó el picnómetro más agua sin presencia del mineral (P_3).
- ◆ Con los pesos se determinó la densidad de la muestra según la siguiente ecuación:

$$\delta = \frac{1}{1 + \frac{(P_3 - P_2)}{(P_1 - P_0)}} \quad [2.1]$$

2.1.2 CARACTERIZACIÓN QUÍMICA DEL MINERAL AURÍFERO REFRACTARIO POLISULFURADO NATURAL

2.1.2.1 Determinación del pH

Para establecer el pH del mineral se preparó una pulpa al 40 % de sólidos en un recipiente de vidrio de 500 mL de capacidad, de la siguiente manera:

- ◆ Se pesó 100 gramos de muestra y se colocó en el recipiente.
- ◆ Se añadió 150 mL de agua y se agitó manualmente con una varilla de vidrio durante 5 minutos.

- ◆ Después se midió el pH y se registra el valor del pHmetro INOLAB 720 WTW.

2.1.2.2 Determinación de la concentración de metales pesados por Absorción Atómica

Para determinar la concentración de los metales Cu, Fe, Pb, Zn, As se realizó una disgregación química del mineral con ácidos analíticos HF, HNO₃, HCl. A continuación se presenta el procedimiento seguido:

- ◆ Se pulverizó 100 gramos de mineral en el equipo BLEULER-MILL durante un minuto.
- ◆ Luego se pesó 200 miligramos del mineral pulverizado y se colocó en un reactor de teflón.
- ◆ Se adicionó 3 mL de HF y HNO₃ grado analítico, luego se trasladó el reactor a un microondas durante 2,5 minutos a potencia media.
- ◆ Al terminar ese tiempo se sacó el reactor y se lo refrigeró por 10 minutos, posteriormente se agregó 5 mL de HCl y se colocó nuevamente en el microondas durante 2,5 minutos a potencia media, al finalizar el tiempo se refrigeró por 10 minutos.
- ◆ Finalmente se aforó a 100 mL con agua destilada y se analizó la concentración de los metales por absorción atómica empleado el Equipo AAnalyst 300.

2.1.2.3 Ensayo al fuego del mineral refractario polisulfurado natural

Este ensayo se llevó a cabo para determinar el contenido de Au y Ag presentes en el mineral de estudio, para ello se realizó el siguiente procedimiento:

- ◆ Se pesó alrededor de 100 gramos de muestra y se pulverizó con el equipo BLEULER-MILL, durante 1 minuto.

- ◆ Una vez pulverizado el mineral, se le adicionó la siguiente carga fundente:
 - ❖ 30 g de bórax
 - ❖ 45 g de carbonato de sodio
 - ❖ 40 g de litargilio (óxido de plomo)
 - ❖ 10 g de sílice
 - ❖ 2 g de carbón

- ◆ Después de la adición se homogenizó la carga fundente junto con el mineral pulverizado y se colocó en un crisol de arcilla.
- ◆ El crisol se introdujo en una mufla SEPOR INC, a 900 °C de temperatura, durante una hora hasta que se funde completamente el mineral.
- ◆ Se coló el mineral fundido en una lingotera cónica, para separar la fase metálica de la escoria, con la fase metálica se formó un régulo de plomo.
- ◆ El régulo de plomo se colocó en una copela previamente calentada y se llevó nuevamente a la mufla SEPOR INC a temperatura de 920 °C durante 45 minutos.
- ◆ Se sacó la copela de la mufla y se dejó enfriar durante 15 minutos, al término de este tiempo se observó un botón de color dorado que corresponde al doré.
- ◆ Se pesó el doré obtenido en una balanza analítica SARTORIUS TE124S de 0,00001 g de precisión.
- ◆ Al tener un contenido de oro elevado (doré color amarillo intenso), se realizó un proceso de encuartación del doré

2.1.2.4 Encuartación del doré

- ◆ Se pesó una cantidad de plata igual a tres veces el peso del doré obtenido en una balanza analítica SARTORIUS TE124S.
- ◆ Se colocó en una copela el doré junto con la plata pesada, cubriéndolos con una lámina de plomo metálico y se introdujo en la mufla SEPOR INC a una temperatura de 920 °C durante una hora.

- ◆ Se sacó la copela de la mufla y se dejó enfriar durante 15 minutos, al término de este tiempo se observó un nuevo doré.
- ◆ Se realizó un ataque ácido al bullión obtenido, éste fue colocado en un tubo de ensayo y se adicionó 1,5 mL de agua destilada, luego se añadió 1,5 mL de ácido nítrico analítico y se colocó en una plancha de calentamiento durante 10 minutos, tiempo al cual se observó que el botón de oro tomó un color negruzco, es decir la plata se disolvió por completo.
- ◆ El oro depositado en el fondo del tubo de ensayo se lavó con agua destilada y se colocó en un crisol de níquel, este se ubicó en una plancha de calentamiento durante 15 minutos hasta una evaporación total del agua.
- ◆ Se pesó el oro en una balanza analítica SARTORIUS TE124S y se registró ese valor. La diferencia entre el doré inicial y el peso de oro final corresponde a la cantidad de plata que contiene el mineral.

2.1.3 CARACTERIZACIÓN MINERALÓGICA DEL MINERAL AURÍFERO REFRACTARIO POLISULFURADO

2.1.3.1 Análisis Mineralógico por Microscopía óptica de secciones pulidas del mineral aurífero refractario polisulfurado

Para obtener información sobre el contenido aproximado de sulfuros y las asociaciones de minerales presentes en la muestra, se realizó un análisis mineralógico por microscopía óptica de una sección pulida, con el uso de un microscopio Petrográfico Leica con luz reflejada.

2.1.3.2 Caracterización Mineralógica del mineral aurífero refractario polisulfurado natural por DRX

Para efectuar la caracterización mineralógica global del mineral, éste fue pulverizado colocándolo en un portamuestras para análisis por DRX.

La muestra fue analizada en un difractómetro D8Advance, con Monocromador de $\text{CuK}\alpha$ ($\lambda=1,5418 \text{ \AA}$), con un ángulo de barrido 2θ de 3 a 70° y con pasos de $0,02^\circ$ (1 segundo por paso).

2.2 ENSAYOS DE MOLIENDA, CIANURACIÓN DIRECTA Y CEMENTACIÓN

2.2.1 MOLIENDA DEL MINERAL AURÍFERO REFRACTARIO POLISULFURADO

La molienda del mineral se realizó en un molino de bolas marca QUINN de dimensiones: 17 cm de diámetro y 32 cm de largo.

Se emplearon las siguientes condiciones:

- ❖ 2 kg de mineral
- ❖ 1200 mL de agua (62,5 % de sólidos)
- ❖ 12 kg de bolas de acero
- ❖ Velocidad 75 rpm

Para determinar la curva de molienda y definir el mejor tiempo de trabajo para éste proceso se procedió de la siguiente manera:

- ◆ Se colocó en el molino de bolas, 2 kg de mineral y 1200 mL de agua para obtener un 62,5 % de sólidos.
- ◆ Para determinar el mejor tiempo de molienda se realizó ensayos a 10, 20, 30 y 40 minutos.
- ◆ Transcurrido cada uno de los tiempos, se retiró la pulpa del molino y se colocó recipiente plástico de 4 L.

- ◆ Se adicionó 1200 mL de la pulpa molida en el filtro prensa SEPOR, y se ubica en la parte inferior una probeta de 1 L de capacidad, se cerró el filtró y se abrió la válvula de paso de aire hasta que la presión del manómetro marcó 30 psi.
- ◆ Terminada la filtración se abrió el filtro y se recogió la torta húmeda en una bandeja de vidrio de 2 L.
- ◆ Finalmente se colocó la bandeja en una estufa a temperatura de 600 °C durante 2 horas.

2.2.1.1 Análisis granulométrico del material molido

El análisis granulométrico del material molido se realizó de acuerdo a la metodología experimental descrita en la sección 2.1.1

2.2.1.2 Determinación de la curva de molienda

Para definir el mejor tiempo de molienda que se aplicará al resto de ensayos metalúrgicos se empleó el siguiente procedimiento:

- ◆ Con los datos obtenidos del tamaño de partícula (d80) del mineral molido a 10, 20, 30 y 40 minutos, se graficó el d80 en función del tiempo de molienda y de la curva resultante se eligió el tiempo al cual ésta se suaviza y se mantiene constante.

2.2.2 ENSAYOS PRELIMINARES DE CIANURACIÓN DIRECTA

2.2.2.1 Cianuración estándar del mineral molido

Estos ensayos se emplearon para definir la cantidad de oro cianurable que permite determinar el oro refractario o que no puede disolverse en la solución de cianuro sin un tratamiento previo. Estas pruebas se realizaron con agitación, bajo las siguientes condiciones:

- ❖ Porcentaje de sólidos: 33,3 %
- ❖ Volumen de solución: 4 L
- ❖ pH de trabajo: 10,5 – 11,0
- ❖ Tiempo de ensayo: 24 horas
- ❖ Agitación: 600 rpm, con el uso del equipo Janke & Kunge
- ❖ Concentración de cianuro de sodio: 0.5 (g/L), éste valor se aplicó según la siguiente consideración: en procesos de cianuración industriales, las concentraciones de cianuro utilizadas están entre 0,5 y 3 g/L, debido a que la disolución de oro tiene buenos resultados en soluciones diluidas de cianuro, como se establecen en Díaz y Guevara, 2002.

El procedimiento empleado fue el siguiente:

- ◆ Se colocó el mineral molido proveniente de la molienda en un recipiente de 5 L de capacidad con agitación y se adicionó la cantidad de agua necesaria para completar 4 L para proporcionar un porcentaje de sólidos del 33,3 %.
- ◆ Se midió el pH inicial de la pulpa con el pHmetro INOLAB 720 WTW.
- ◆ Se adicionó hidróxido de sodio en cantidades de 0,5 g hasta tener un valor de pH superior a 10,5; se utilizó este álcali debido a que protege al cianuro al neutralizar la acidez de la pulpa. Se registró la cantidad de hidróxido de sodio adicionado.
- ◆ Se agitó la pulpa durante 30 minutos, hasta obtener un pH igual o mayor a 10,5; se registra este valor.
- ◆ Se añadió 2 gramos de cianuro de sodio, para obtener una concentración inicial de cianuro de sodio de 0,5 g/L.
- ◆ Se realizó controles periódicos de la concentración de cianuro mediante la determinación de cianuro libre por volumetría que se detalla en el Anexo I.

- ◆ Se tomó una muestra de 5 mL de solución cianurada para el análisis de la cinética del oro. El volumen retirado de la solución se repuso, es decir se añade 5 mL de agua destilada.
- ◆ El control de la cinética del proceso se realizó a los siguientes tiempos: 1, 2, 4, 24 horas.
- ◆ Terminada la prueba, se filtró la pulpa en un filtro a presión. Se recogió la solución cianurada y se midió el volumen, además se tomó una muestra de 25 mL para análisis de oro. Esta primera solución corresponde a la “Solución Fuerte” en el balance metalúrgico.
- ◆ Se lavó la torta, con el uso de 1 L de agua al filtro, y se dejó filtrar al vacío, después se recogió la solución y se registró ese volumen, además se tomó una alícuota de 5 mL para análisis de oro. Esta solución corresponde a la “Solución de Lavado” en el balance metalúrgico.
- ◆ Se secó la torta húmeda, se pesó y homogenizó.
- ◆ Luego se tomó una muestra para análisis de oro en el relave de la filtración, por ensayo al fuego. Con este dato se realiza el balance metalúrgico.

2.2.2.2 Influencia de la Concentración de cianuro de sodio

Para determinar la influencia del NaCN se realizaron pruebas a diferentes concentraciones de cianuro libre en la solución, de 1, 2, 3, 5 y 10 (g/L), se debe mantener constantes las demás condiciones de operación descritas en la sección 2.2.2.1.

Las concentraciones de NaCN fueron elegidas en base a que la recuperación de oro aumenta linealmente con la concentración de cianuro hasta que se alcanza un máximo, más allá del cual, un incremento adicional en ésta, ayuda a la disolución de elementos indeseables como cobre, zinc, hierro los cuales forman complejos estables que dificultan la recuperación posterior de oro como lo establece Marsden y House, 1992.

2.2.3 RECUPERACIÓN DEL ORO POR CEMENTACIÓN CON POLVO DE ZINC

Una vez que se dispone de la solución fuerte y de lavado se realizó la recuperación de oro por cementación con polvo de zinc.

Las cantidades de reactivos y parámetros que se emplean en este proceso se detallan a continuación:

- ❖ pH: 10,5 a 11,0
- ❖ Concentración de cianuro de sodio: 1,5 g/L
- ❖ Concentración de cal: 1 g/L
- ❖ Acetato de plomo: 0,2 g/L
- ❖ Polvo de zinc: 3 g/L

Para la cementación se realizó el siguiente procedimiento:

- ◆ Se introdujo la solución fuerte y de lavado en un recipiente cerrado (botella plástica) y se añadió 3 g/L de polvo de zinc, además de la cantidad de cal suficiente para alcanzar una concentración de 1 g/L y obtener un pH que se encuentre en el rango de 10,5 a 11,0.
- ◆ Después se adicionó 1 gramo de cianuro de sodio para tener una concentración de 1,5 g/L y por último se incrementó 0,2 g/L de acetato de plomo que actúa como catalizador para aumentar la velocidad de reacción.
- ◆ Se efectuó una fuerte agitación manualmente hasta obtener un precipitado de color negro.
- ◆ Al final del proceso se recuperó el cemento de zinc-oro mediante filtración de la solución mediante el uso de papel filtro cuantitativo con tamaño de poro < de 0,1 μm .
- ◆ Se dejó secar el papel filtro en una estufa SEPOR a una temperatura de 600 $^{\circ}\text{C}$ durante una hora.
- ◆ Posteriormente se realizó ensayo al fuego, para lo que se quemó el papel filtro en un crisol de arcilla y se adicionó la siguiente carga fundente:

- ❖ 15 g de bórax
 - ❖ 20 g de carbonato de sodio
 - ❖ 30 g de litargilio u óxido de plomo
 - ❖ 5 g de sílice
 - ❖ 1 g de carbón
- ◆ Se homogenizó la carga fundente junto con las cenizas del papel filtro y se fundió la muestra anterior mediante el método del ensayo al fuego descrito en la sección 2.1.2.3 y 2.1.2.4.

2.3 ENSAYOS DE MOLIENDA, CONCENTRACIÓN POR FLOTACIÓN, CIANURACIÓN DEL CONCENTRADO Y CEMENTACIÓN

2.3.1 ENSAYO DE MOLIENDA

Para evitar oxidación y cualquier otra alteración química del mineral se realizó molienda antes de la flotación según lo descrito en la sección 2.2.1.

2.3.2 ENSAYOS DE FLOTACIÓN SELECTIVA

Los ensayos de flotación se realizaron en una celda Denver de capacidad de 2 L con agitación de 1600 rpm, a pH natural del mineral. El mineral empleado fue molido durante 20 minutos. A continuación se presenta un esquema del proceso de flotación:

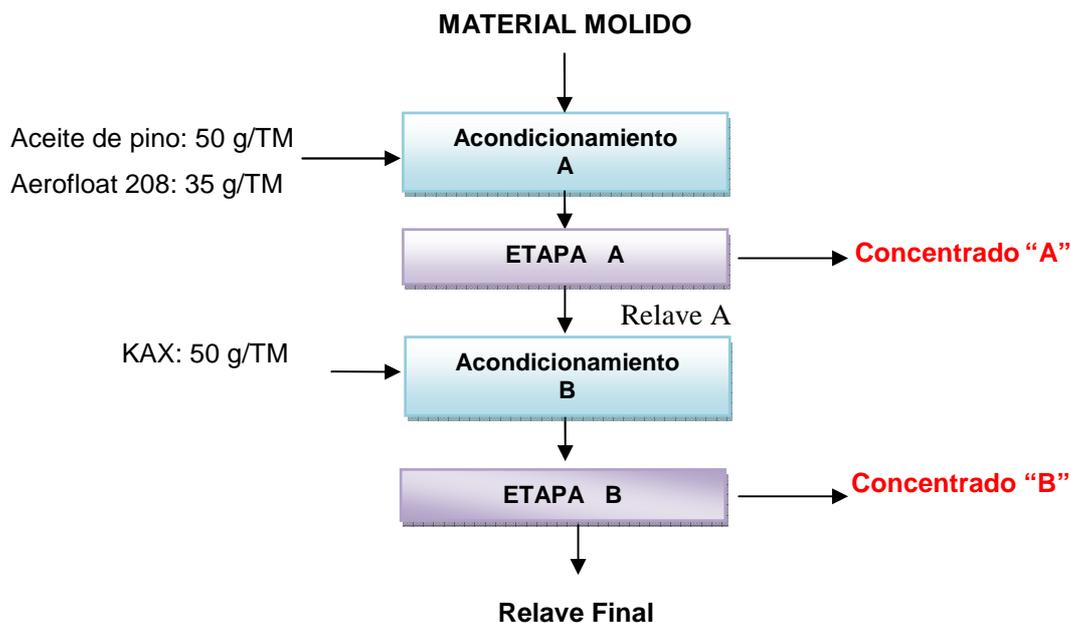


Figura 2.2. Diagrama de flujo del proceso de flotación selectiva de sulfuros

La figura 2.2 representa el diagrama del proceso de flotación selectiva que se siguió, en el laboratorio la cual consta de 2 etapas, la primera se la denominó Flotación “A” a la que se realizó un acondicionamiento de la pulpa, para lo cual se añadió aceite de pino como espumante y un colector Aerofloat 208, esta etapa se encargó de recolectar la mayor cantidad de metales preciosos junto con la calcopirita. La segunda etapa se la llamará Flotación “B”, en donde se acondicionó la pulpa y se añadió el colector amil xantato de potasio (KAX) para recuperar la mayor cantidad de sulfuros que todavía permanecían en la pulpa, y así tener la menor cantidad de metal de interés en el relave final, el cual está compuesto por arena silícica blanca.

El proceso experimental empleado se presenta en la siguiente sección.

2.3.2.1 Flotación “A”

En ésta etapa se añadió los reactivos de acondicionamiento, aceite de pino que es un espumante que se usa en la flotación de sulfuros y aerofloat 208 que es un

ditiofosfato que es un buen colector de metales preciosos y de calcopirita. En la tabla 2.1 se presentan las cantidades empleadas:

Tabla 2.1. Reactivos de Acondicionamiento de etapa “A”

Nombre Comercial	Cantidad	Función
Aceite de Pino	50 g/TM	Forma una espuma estable
Aerofloat 208	35 g/TM	Colector de oro metálico

Para el acondicionamiento se realizó el siguiente procedimiento:

- ◆ La pulpa proveniente del proceso de molienda con los reactivos se dejó acondicionar por 5 minutos.
- ◆ Durante 3 minutos se recogió la espuma formada, que es el concentrado “A”
- ◆ Se agregó agua hasta lograr el volumen de pulpa inicial con 62,5 % de sólidos.

2.3.2.2 Flotación “B”

En ésta etapa se agregó KAX (amil xantato de potasio) que tiene un alto grado de poder colector de sulfuros de hierro con contenido de oro, en la tabla 2.2 se presenta la cantidad empleada de reactivo:

Tabla 2.2. Reactivos de Acondicionamiento de la etapa “B”

Nombre Comercial	Nombre Químico	Cantidad	Función
KAX	Xantato amílico de Potasio	50 g/TM	Flota a los sulfuros

- ◆ A la pulpa de la flotación “A” que la llamaremos Relave “A” se le adicionó KAX en la cantidad indicada en la tabla 2.2 y se dejó acondicionar por 5 minutos.

- ◆ Se recogió durante 8 minutos la espuma formada, que es el concentrado “B” y lo que queda en la celda es el relave final que contiene arena silícica blanca.
- ◆ Se dejó secar los concentrados y el relave de flotación en una estufa SEPOR a 600 °C de temperatura durante 24 horas.
- ◆ Se pesó y homogenizó los concentrados y el relave obtenidos.
- ◆ Se realizó el ensayo al fuego de los concentrados obtenidos para lo cual se pesó 20 g de este y se añadió la siguiente carga fundente:
 - ❖ 30 g de bórax
 - ❖ 45 g de carbonato de sodio
 - ❖ 40 g de litargilio u óxido de plomo
 - ❖ 10 g de sílice
 - ❖ 2 g de carbón
- ◆ Se homogenizó la carga fundente junto con el concentrado y se colocó en un crisol de arcilla.
- ◆ Se fundió la muestra anterior según el método del ensayo al fuego descrito en la sección 2.1.4 y 2.4.1.1.
- ◆ Se realizó el ensayo al fuego del relave de flotación obtenido para lo cual se pesó 30 g de este y se añadió la siguiente carga fundente:
 - ❖ 30 g de bórax
 - ❖ 45 g de carbonato de sodio
 - ❖ 40 g de litargilio u óxido de plomo
 - ❖ 2 g de carbón
- ◆ Se homogenizó la carga fundente junto con el relave y se colocó en un crisol de arcilla.
- ◆ Se fundió la muestra anterior mediante el método del ensayo al fuego descrito en la sección en la sección 2.1.2.3 y 2.1.2.4.

2.3.2.3 Influencia del pH en la flotación selectiva.

Para determinar la influencia del pH en la flotación se realizó cuatro ensayos a diferentes valores del pH, se requirió añadir ciertas cantidades de cal en el proceso previo de molienda para alcanzar dichos valores.

En la tabla 2.3 se presentan éstas cantidades:

Tabla 2.3. Cantidad de cal añadida para tener la variación de pH

pH	Cantidad de cal añadida (g)
Inicial 6,96	0,0
10,40	4,0
11,76	8,0
12,06	12,0

Posteriormente se realizó la flotación con las variables establecidas en la prueba inicial detalladas en la sección 2.3.2.

2.3.2.4 Determinación de la influencia de la concentración del colector amil xantato de potasio (KAX) en la etapa “B” de la flotación selectiva

Se realizó una serie de ensayos de flotación mediante el procedimiento descrito en la sección 2.3.2 y para determinar la variación de la cantidad del colector amil xantato de potasio (KAX) en la flotación, se realizó ensayos a diferentes concentraciones de reactivo a 50, 100 y 250 g/TM.

2.3.2.5 Caracterización mineralógica de concentrados por DRX

La caracterización de los concentrados obtenidos se realizó por difracción de rayos X, mediante la metodología descrita en la sección 2.1.3.2.

2.3.3 CIANURACIÓN DE LOS CONCENTRADOS A DIFERENTES CONCENTRACIONES DE CIANURO DE SODIO

Los concentrados obtenidos en la flotación selectiva que presentaron mayores tenores de oro, fueron cianurados a concentraciones de cianuro mayores a 1 g/L hasta 18 g/L, este valor relativamente alto, se debe a la presencia de minerales consumidores de cianuro, como son los minerales de cobre, hierro y zinc. (Ortiz, 2000).

Se comienza los ensayos con el concentrado "B", estas pruebas se llevaron a cabo en recipientes con agitación con un agitador mecánico Janke & Kunge, bajo las siguientes condiciones:

- ❖ Peso del concentrado "B": 500 g
- ❖ Porcentaje de sólidos del 40 %
- ❖ Volumen de solución: 750 mL
- ❖ pH de trabajo: 10,5 – 11,0
- ❖ Tiempo de ensayo: 24 horas
- ❖ Velocidad de agitación: 600 rpm
- ❖ Concentración de cianuro de sodio: 1–18 (g/L)

El procedimiento experimental en la cianuración de los concentrados se efectuó según la metodología experimental descrita en la sección 2.2.2.1.

2.3.4 RECUPERACIÓN DEL ORO POR CEMENTACIÓN CON POLVO DE ZINC

Para la recuperación de oro que se encuentra en las soluciones cianuradas de los concentrados se realizó la cementación con polvo de zinc según lo descrito en la sección 2.2.2.3

2.4 ENSAYOS DE MOLIENDA, CONCENTRACIÓN POR FLOTACIÓN, PRETRATAMIENTOS DEL CONCENTRADO COMO TOSTACIÓN, LIXIVIACIÓN ÁCIDA O BÁSICA, CIANURACIÓN DE LA CALCINA Y CEMENTACIÓN

2.4.1 ENSAYOS DE MOLIENDA

Estos ensayos son el paso preliminar para el estudio del presente trabajo, se realizó según el procedimiento descrito en la sección 2.2.1.

2.4.2 ENSAYOS DE CONCENTRACIÓN POR FLOTACIÓN

En estos ensayos se requirió obtener los concentrados que contienen mayores tenores de oro mediante el procedimiento descrito en la sección 2.3.2.

2.4.3 PRETRATAMIENTOS DE LOS CONCENTRADOS PARA LA CIANURACIÓN

2.4.3.1 Tostación de los concentrados

El carácter refractario del mineral, ha hecho necesaria la aplicación de diferentes pretratamientos previos a la cianuración, con el objeto de recuperar mayor cantidad de oro. Se inició el estudio con el concentrado "B".

Se realizó una tostación oxidante para una completa eliminación de azufre presente en el mineral, en una mufla SEPOR INC, mediante el siguiente procedimiento:

- ◆ Se pesó 200 gramos del concentrado y se colocó en un plato de arcilla.
- ◆ Se introdujo en la mufla hasta alcanzar una temperatura de 800 °C.
- ◆ El concentrado se sometió a una tostación por 4 horas y 6 horas.
- ◆ Se sacó el mineral tostado al que se le denomina calcina y se dejó enfriar a temperatura ambiente durante 15 minutos.

2.4.3.2 Cianuración de la calcina

El material calcinado obtenido de la tostación se cianuró, a diferentes concentraciones de cianuro de sodio en el rango de 1 a 18 g/L, debido a los altos contenidos de óxidos de cobre presentes.

Estos ensayos, se llevaron a cabo en recipientes con agitación provistos de agitadores mecánicos Janke & Kunge, bajo las siguientes condiciones:

- ❖ Peso de la calcina :198 g
- ❖ Porcentaje de sólidos del 40 %
- ❖ Volumen de solución: 300 mL
- ❖ pH de trabajo: 10,5 – 11,0
- ❖ Tiempo de ensayo: 24 horas
- ❖ Velocidad de agitación: 600 r.p.m
- ❖ Concentración de cianuro de sodio: 1 – 18 (g/L)

El procedimiento experimental en la cianuración del material calcinado se realizó según la metodología descrita en la sección 2.2.2.1.

2.4.3.3 Lixiviación ácida y básica de la calcina

Este método se aplicó para eliminar los óxidos de cobre presentes en el material calcinado para lo que, se efectuaron tres lixivitaciones: la primera con ácido

sulfúrico grado analítico en concentraciones de 20 a 50 g/L, la segunda con hidróxido de sodio grado analítico en cantidades de 2 a 24 g/L y la última con amoníaco grado analítico en el rango de 40 a 200 mL/L.

Estos ensayos, se llevaron a cabo en recipientes con agitación provistos de agitadores mecánicos Janke & Kunge, se empleó las siguientes condiciones:

- ❖ Peso de la calcina: 198 g
- ❖ Porcentaje de sólidos del 40 %
- ❖ Volumen de solución: 300 mL
- ❖ Tiempo de ensayo: 2 horas

Se realizó la siguiente metodología experimental:

- ◆ Se colocó 190 gramos del material calcinado en un recipiente de vidrio de 1 L de capacidad y se añadió 300 mL de agua, para ajustar el porcentaje de sólidos al valor requerido de 40 %.
- ◆ Se dejó acondicionar la muestra mediante agitación a 600 rpm, durante 15 minutos y se añadió por las paredes del recipiente poco a poco 20 a 50 g/L de ácido sulfúrico analítico.
- ◆ Por último se agitó la solución durante 2 horas.
- ◆ Se repitió el mismo procedimiento con el hidróxido de sodio y amoníaco analítico.

2.4.3.4 Lavado de la calcina

El material proveniente de las lixiviaciones mencionadas anteriormente, se lavó con agua caliente para eliminar al máximo los óxidos que interfieren en la cianuración, se utilizó una bomba de succión marca MADECO, un embudo büncher, papel filtro cualitativo con tamaño de poro < 0,01 mm, como se observa en la figura 2.3.

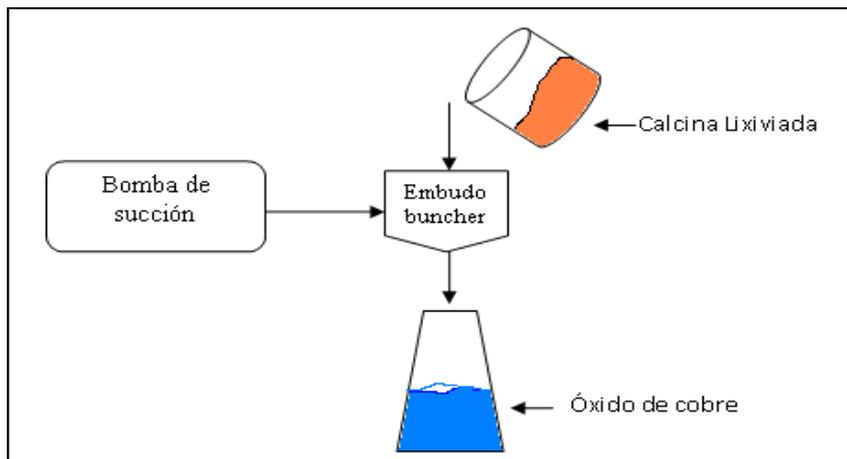


Figura 2.3. Esquema utilizado para lavar el material lixiviado

Se realizó el siguiente procedimiento para el lavado de la calcina:

- ◆ Se colocó 1 L de agua caliente en la solución y se agitó manualmente con una varilla de vidrio. Esta solución se añadió poco a poco en el embudo büncher.
- ◆ Se prendió la bomba de succión hasta que marca 10 psi y se filtró la solución.

2.4.3.5 Cianuración de la calcina lixiviada

El material lixiviado se cianuró a diferentes concentraciones de cianuro de sodio en el rango de 1 a 18 g/L, para determinar la recuperación que se obtienen en cada uno de casos a aplicar.

Estas pruebas, se efectuaron en recipientes con agitación mecánica, bajo las siguientes condiciones:

- ❖ Porcentaje de sólidos del 40 %
- ❖ Volumen de solución: 300 mL
- ❖ pH de trabajo: 10,5–11,0
- ❖ Tiempo de ensayo: 24 horas
- ❖ Velocidad de agitación: 600 rpm
- ❖ Concentración de cianuro de sodio: 1–18 (g/L)

El procedimiento experimental en la cianuración del material lixiviado se realizó según la metodología experimental descrita en la sección 2.2.2.1.

2.4.4 RECUPERACIÓN DEL ORO POR CEMENTACIÓN CON POLVO DE ZINC

Para la recuperación de oro que se encuentra en las soluciones cianuradas de la calcina lixiviada se realizó la cementación con polvo de zinc según lo descrito en la sección 2.2.2.3

2.5 DEFINICIÓN DEL ESQUEMA DE PROCESAMIENTO DEL MINERAL REFRACTARIO POLISULFURADO, PARA LA RECUPERACIÓN DE ORO, CON BASE A LOS RESULTADOS OBTENIDOS

Para establecer el esquema a seguir en el procesamiento del mineral aurífero refractario polisulfurado, se basó en los resultados obtenidos de los procesos anteriormente descritos, a continuación se presenta los pasos seguidos: y se muestra en la figura 2.4

- ◆ Como primer paso se realizó una molienda del mineral en un molino de bolas con el 62,5 % de sólidos, durante 20 minutos.
- ◆ Una vez obtenido el mineral molido se procedió a realizar una flotación selectiva en una celda Denver de 2L de capacidad a un pH de 10,40; el cual se alcanzó al añadir 4 g de cal en el proceso previo de molienda. Esta metodología consta de 2 etapas la primera denominada Flotación "A" y la segunda llamada Flotación "B".
- ◆ En la flotación "A" se realizó un acondicionamiento de la pulpa y se agregó 50 g/TM de aceite de pino como espumante y 35 g/TM de Aerofloat 208 como

colector, esta etapa se encargó de recolectar la mayor cantidad de metales preciosos junto con la calcopirita.

- ◆ En la flotación “B”, se acondicionó el relave “A” y se añadió 200 g/TM del colector amil xantato de potasio (KAX) para recuperar la mayor cantidad de sulfuros que todavía permanecían en la pulpa, y así tener la menor cantidad de metal de interés en el relave final.
- ◆ Luego se realizó un análisis mineralógico de los concentrados obtenidos por difracción de rayos X en un difractómetro D8Advance y además el ensayo al fuego para conocer la cantidad de oro que posee el material.
- ◆ Después se procedió a tostar los concentrados durante 4 horas en atmósfera oxidante, en la mufla SEPOR INC a una temperatura de 800 °C.
- ◆ Al terminar la tostación, el material calcinado obtenido, se efectuó una lixiviación básica previa con 200 mL/L de amoníaco técnico, durante 2 horas en agitadores mecánicos Janke & Kunge.
- ◆ Después se realizó el lavado del material lixiviado previamente, con agua caliente mediante la metodología descrita en la sección 2.4.3.4
- ◆ Como procedimiento final se cianuró como se describe en la sección 2.2.2.1, con una concentración de 2 g/L de cianuro de sodio.
- ◆ Para determinar la cantidad de oro recuperado se efectuó la cementación con polvo de zinc como se muestra en la sección 2.2.2.3

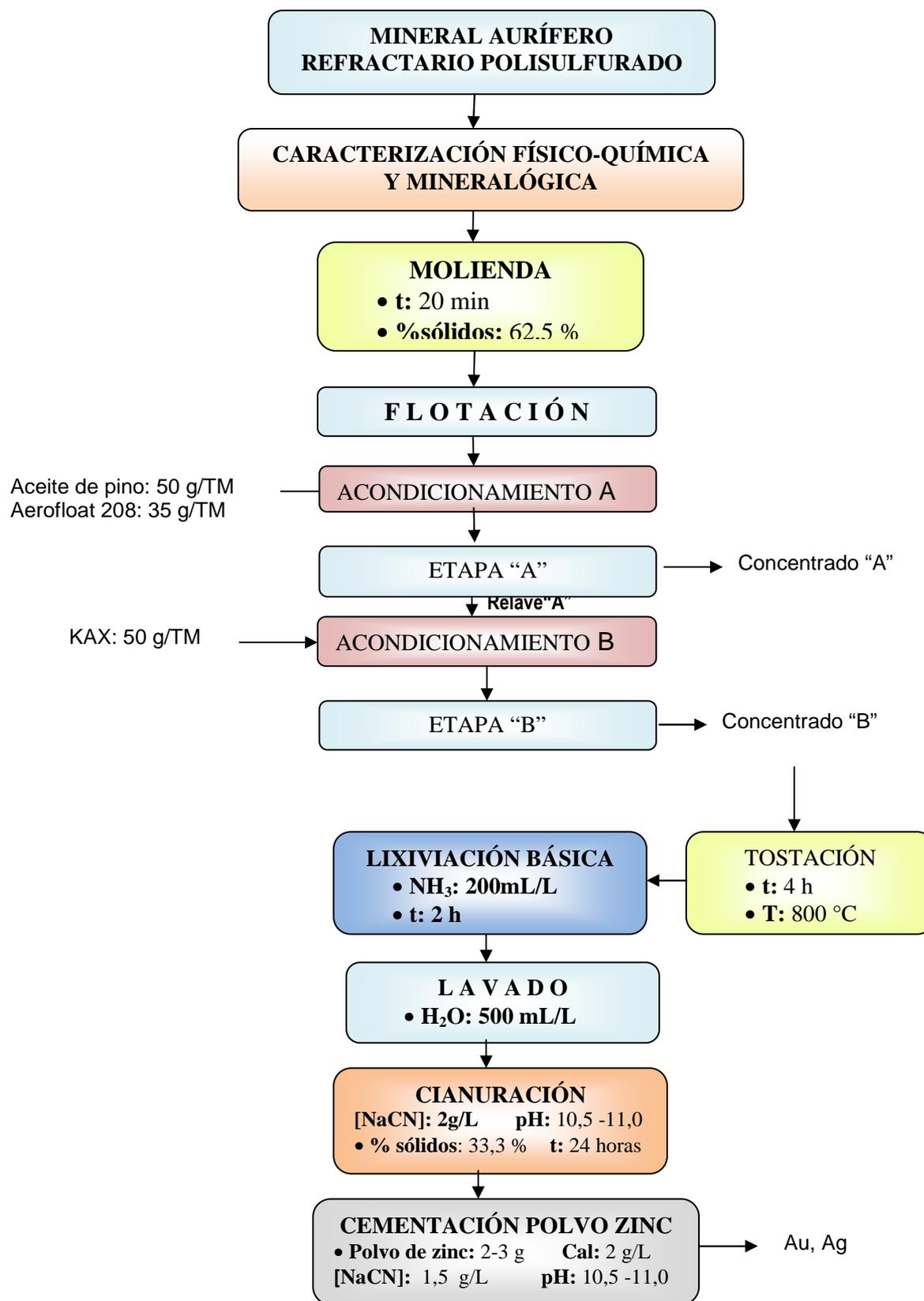


Figura 2.4. Diagrama de flujo sugerido para tratamiento del material

3 RESULTADOS Y DISCUSIÓN

3.1 RESULTADOS DE LA CARACTERIZACIÓN FÍSICO-QUÍMICA Y MINERALÓGICA DEL MINERAL AURÍFERO REFRACTARIO POLISULFURADO ORIGINAL

3.1.1 RESULTADOS DE LA CARACTERIZACIÓN FÍSICA DEL MINERAL AURÍFERO REFRACTARIO POLISULFURADO

3.1.1.1 Resultado del análisis granulométrico del mineral aurífero refractario polisulfurado

El resultado obtenido al realizar el análisis granulométrico del mineral procedente del Circuito: molienda en seco y clasificación en un tamiz vibratorio de malla No. 16, se determina en la figura 3.1

Los datos de este análisis se encuentran en las fichas técnicas del Anexo II

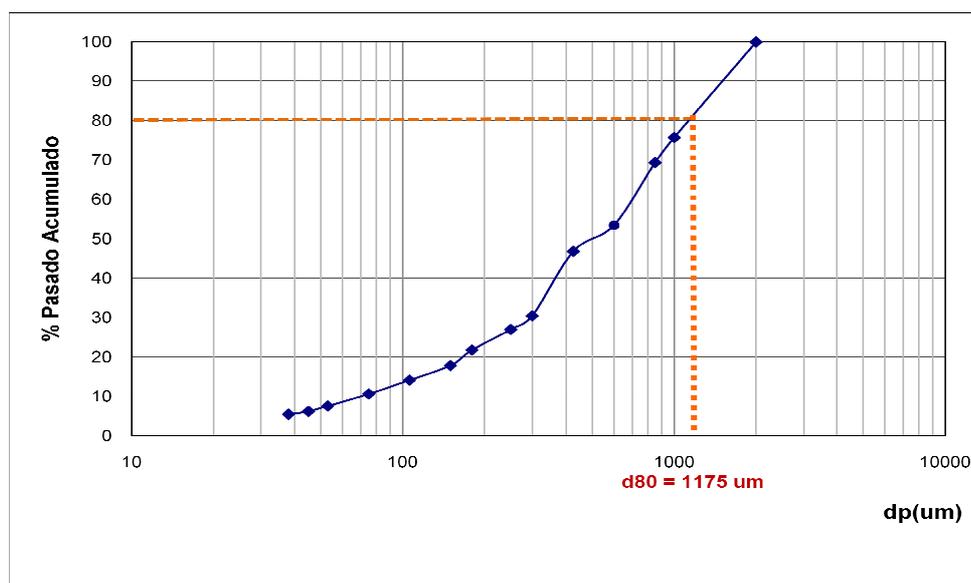


Figura 3.1. Tamaño de partícula del mineral aurífero original

Se puede observar en la figura 3.1 que para determinar el d_{80} del mineral original se graficó el porcentaje del pasado acumulado en función de la abertura del tamiz en escala logarítmica, se obtuvo un valor es 1175 μm , el cual indica que este material es el pasante de la malla No.16 (1180 μm) del tamiz vibratorio, a partir de este valor se pueden establecer los ensayos posteriores que se deben efectuar para el tratamiento del mineral a nivel laboratorio.

3.1.1.2 Resultado de la determinación de la densidad del mineral aurífero refractario polisulfurado natural

El valor de densidad calculado por el método del picnómetro (Norma INEN NTE0856:1983), mostrado en el Anexo III, es $2,89 \text{ g/cm}^3$, este valor se relaciona a la composición que presenta el mineral, debido que en su estructura se encuentran elementos como cobre, hierro, plomo, zinc, arsénico, oro, plata, entre otros.

3.1.2 RESULTADOS DE LA CARACTERIZACIÓN QUÍMICA DEL MINERAL AURÍFERO REFRACTARIO POLISULFURADO NATURAL

3.1.2.1 Resultado de la determinación del pH

El valor del pH que se determinó a una temperatura de $21 \text{ }^\circ\text{C}$ y con un 40 % de sólidos es ácido igual a 6,96; este valor evidencia que el mineral aurífero refractario polisulfurado presenta un carácter neutro.

3.1.2.2 Resultados de la determinación de metales pesados por Absorción Atómica

En la caracterización química del mineral aurífero refractario se determinó la concentración de los elementos presentes y se expresó en porcentaje su composición, mediante absorción atómica, el procedimiento descrito en la Sección 2.1.2.2. Los resultados obtenidos se presentan a continuación.

Tabla 3.1. Resultados del análisis químico del mineral aurífero refractario polisulfurado

Elemento	Contenido (%)
Cu	0,50
Fe	7,41
Pb	0,17
Zn	0,14
As	6,64

En la tabla 3.1 se evidencia que el mineral aurífero refractario polisulfurado presenta en su composición química los siguientes elementos: en primer lugar un alto contenido de hierro (Fe: 7,41 %); seguido del arsénico (As: 6,64 %) y por último el cobre (Cu: 0,50 %). Estos tres elementos forma parte principal en la constitución de sulfuros como son la pirita (FeS_2), calcopirita (CuFeS_2), arsenopirita (AsFeS) y pirrotina $\text{Fe}_{(1-x)}\text{S}$. Probablemente estos compuestos otorgan al mineral su carácter de refractario, es decir el oro podría encontrarse totalmente encapsulado o diseminado en estos minerales portadores.

En menor porcentaje encontramos dos metales, el primero el plomo (Pb: 0,17 %) y en segundo al zinc (Zn: 0,14 %), el primer elemento es constituyente del sulfuro de plomo llamado galena (PbS), el cual se encuentra en el mineral en una cantidad menor del 1 %, es decir no representa de forma principal la composición del mineral aurífero estudiado.

3.1.2.3 Resultados de la determinación de oro y plata mediante Ensayo al fuego

La concentración del oro y plata del mineral estudiado se efectuó mediante el ensayo al fuego, según el procedimiento descrito en la Sección 2.1.2.3.

Los resultados obtenidos se muestran en la tabla 3.2, expresados en gramos del elemento por tonelada de mineral.

Tabla 3.2. Resultados del ensayo al fuego del mineral aurífero refractario polisulfurado

Elemento	Contenido (g/TM)
Oro (Au)	9
Plata (Ag)	16

La cantidad de metales preciosos contenido en una tonelada de mismo; son 9 g Au/TM y 16 g Ag/TM, valores que determinan que el mineral proveniente de la mina de Torata, es un material factible para ser tratado metalúrgicamente y recuperar estos metales preciosos.

3.1.3 RESULTADOS DE LA CARACTERIZACIÓN MINERALÓGICA DEL MINERAL AURÍFERO REFRACTARIO POLISULFURADO NATURAL

3.1.3.1 Resultados del Análisis Mineralógico por Microscopía óptica de secciones pulidas del mineral aurífero refractario polisulfurado

Los resultados obtenidos en el análisis mineralógico por microscopía óptica de una sección pulida se presentan a continuación en la tabla 3.3.

Tabla 3.3. Resultados del análisis mineralógico por microscopía óptica de secciones pulidas

Mineral	Color	Granulometría	Contenido aproximado (%)	Observaciones
Pirrotina	Café claro	Grandes playas 1 – 3 cm. que son visibles macroscópicamente	40%	Material alterado que presenta fracturas y gran número de poros de 0,01 a 0,1 mm.
Calcopirita	Amarillo	Granos 0,5 – 2 mm	5%	Se presentan granos libres y también asociados a la pirrotina
Pirita	Blanco	Granos 0,5 – 2 mm	2%	Se presentan granos libres y también asociados a la pirrotina y calcopirita
Esfalerita	Gris claro	Granos alargados > 2 mm.	1%	Granos alargados asociados a calcopirita y pirrotina
Ganga (silicatos)	Gris oscuro	----	52%	----

Los resultados que se presentan en la tabla 3.3 indican que la sección estudiada posee principalmente pirrotina (40 %) en grandes playas de color café claro con dimensiones de 1 a 3 cm; seguido de calcopirita (5 %) y pirita (2 %) en granos de 0,5 a 2 mm y por último esfalerita (1 %) con tamaños de granos alargados mayores a 2 mm. No se encuentran granos de oro observados esto se debe a que la concentración del metal precioso dentro del mineral está en el orden de ppm.

A continuación se tienen las fotografías de la sección pulida, en donde se aprecia las propiedades como el color, forma de los elementos que constituyen la muestra.

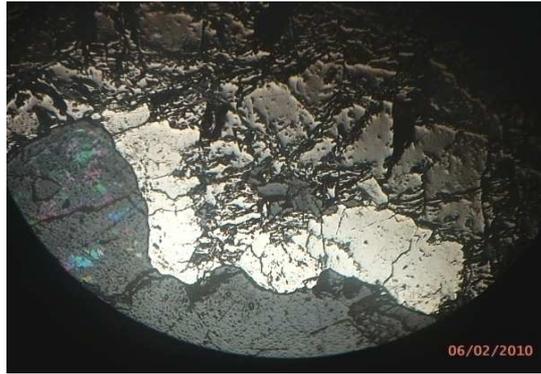


Figura 3.2. Granos de pirita asociados a la pirrotina

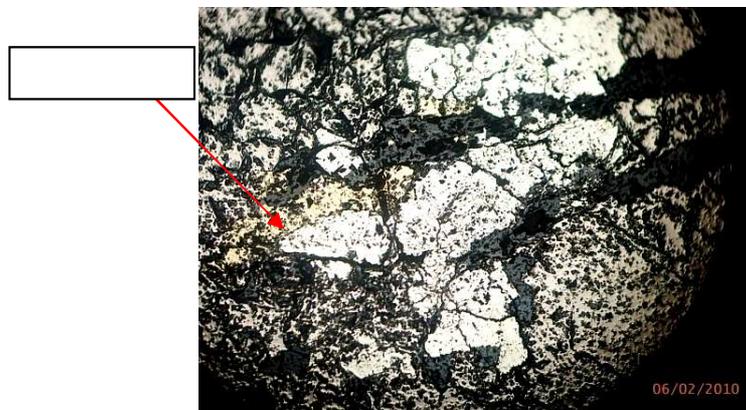


Figura 3.3. Asociación calcopirita-pirita, y alteraciones de pirrotina

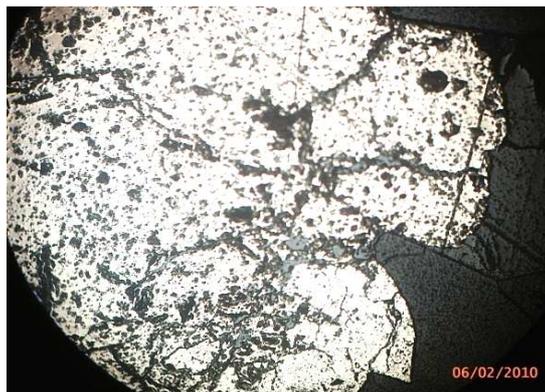


Figura 3.4. Material alterado con pirrotina que presenta fracturas y gran número de poros de 0,01 a 0,1 mm.

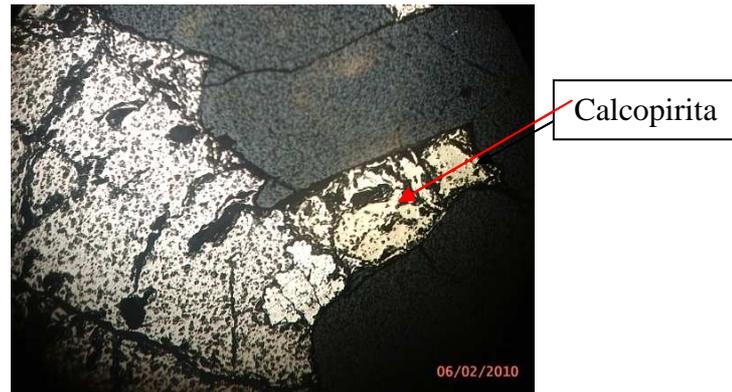


Figura 3.5. Asociación de esfalerita – calcopirita y con alteraciones de pirrotina

En la figura 3.2 se observa en la sección pulida del mineral granos libres de pirita de color blanco en dimensiones de 0,5 a 2,0 mm; además asociaciones con la pirrotina de color café claro con tamaños de grano de 1 a 3 cm. La pirita es el sulfuro que se asocia con mayor frecuencia al oro.

En la figura 3.3 se evidencian que el mineral presenta granos libres de calcopirita de coloración amarilla en tamaños que oscilan en el rango de 0,5 a 2,0 mm, como también agrupados con granos de pirita de color blanco con medidas de 0,5 a 2,0 mm y con alteraciones de pirrotina que se van a colocar en color café claro. Estas asociaciones son más frecuentes, aquí el oro se encuentra en los límites de grano de la pirita o está totalmente encerrado en esta estructura en forma de finísimas partículas. (De la Torre y Guevara, 2006)

En la figura 3.4 se muestra que el mineral posee material alterado con pirrotina de color café claro que presenta fracturas y gran número de poros de 0,01 a 0,10 mm de tamaño. Debido a su composición este mineral presenta varias alteraciones de sulfuros.

En la figura 3.5 se indican granos alargados mayores a 2mm de esfalerita cuya coloración es gris claro, así también asociados a la calcopirita de coloración amarilla en tamaños que oscilan en el rango de 0,5 a 2,0 mm, más alteraciones de pirrotina de color café claro. Estas asociaciones son semejantes a las que presenta en el caso de la asociación con la pirita.

3.1.3.2 Resultados de la caracterización mineralógica del mineral aurífero refractario polisulfurado natural por DRX

El mineral aurífero refractario polisulfurado fue analizado por DRX según la metodología descrita en la sección 2.1.3.2.

Los resultados se demuestran en la tabla 3.4.

Tabla 3.4. Resultados del análisis mineralógico global del mineral por DRX

Mineral	Fórmula	Muestra Torata Contenido (%)
Cuarzo	SiO ₂	54
Muscovita	KAl ₂ (AlSi ₃ O ₁₀)(OH) ₂	2
Montmorillonita (Grupo esmectitas)	(Al,Mg,Na)(OH) ₂ Si ₄ O ₁₀ 4H ₂ O	3
Caolinita	Al ₂ (Si ₂ O ₅)(OH) ₄	6
Clinocloro	(Mg,Fe) ₅ Al(Si,Al) ₄ O ₁₀ (OH) ₈	4
Calcita	CaCO ₃	9
Grupo plagioclasa (albita, andesina, anortita)	(Na,Ca)Al(Si,Al)Si ₂ O ₈	12
Calcopirita	CuFeS ₂	2
Pirita	FeS ₂	4
Arsenopirita	AsFeS	2
Pirrotina	Fe _(1-x) S	2

*El límite de detección del equipo empleado es del 1% para compuestos con cristalización definida.

La tabla 3.4 detalla que la fase mineralógica del material refractario polisulfurado posee en mayor cantidad silicatos alrededor del 81 %, entre los cuales tenemos al cuarzo (54 %) en mayor porcentaje, seguido del grupo plagioclasa (12 %), la calcita (9 %), clinocloro (4 %) y por último a la muscovita (2 %) y se encuentra también la presencia de arcillas (9 %), constituidas por la caolinita (6 %) y montmorillonita (3 %), simultáneamente posee los sulfuros en un porcentaje del 10 %, entre estos se encuentran la pirita, la calcopirita, la arsenopirita, la pirrotina.

Probablemente la refractariedad del mineral se debe a la presencia de sulfuros en especial la pirita y calcolpirita, los cuales encapsulan al oro y no permiten que se disuelva en la solución de cianuro. Este encapsulamiento de partículas submicroscópicas de oro en la matriz de sulfuros, impiden el contacto entre el cianuro y oro; este tipo de oclusión es común en menas portadoras de sulfuros como pirita y arsenopirita (Baylón *et al.*, 2001)

3.2 RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE MOLIENDA, CIANURACIÓN DIRECTA Y CEMENTACIÓN DEL MINERAL AURÍFERO REFRACTARIO POLISULFURADO

3.2.1 RESULTADOS DE LA MOLIENDA DEL MINERAL AURÍFERO REFRACTARIO POLISULFURADO

Para determinar la curva de molienda y definir el tiempo de este proceso que se utilizará para el resto de ensayos metalúrgicos se molió el mineral a diferentes tiempos 10, 20, 30 y 40 minutos según la metodología descrita en la sección 2.2.1

Los resultados que se obtienen se presentan a continuación:

3.2.1.1 Resultado del análisis granulométrico del material molido

Estos ensayos se realizaron mediante la metodología descrita en la sección 2.1.1.1. El detalle de estos resultados se presenta en el Anexo IV.

La determinación del tamaño de partícula (d80) del mineral molido a diferentes tiempos se muestra a continuación:

Tabla 3.5. Resultados del d_{80} del mineral molido a diferentes tiempos

Tiempo (min)	d80 (um)
0	1175
10	350
20	190
30	120
40	100

En la tabla 3.5 se indican los tamaños de partícula obtenidos del mineral molido a diferentes tiempos 10, 20, 30 y 40 minutos, se inicia con el tiempo cero en el cual este mineral proviene del circuito: molienda en seco y clasificación en un tamiz vibratorio de malla No.16, tiene como resultado un valor de 1175 um, este dato se toma como referencia para especificar cuál es el tiempo que nos permita conseguir buenos resultados en la demás ensayos metalúrgicos a efectuarse en el transcurso de toda la experimentación.

Sin embargo al moler el mineral a 20 minutos se tiene un tamaño de partícula igual a 190 um, cuyo valor nos proporciona la información acorde con la bibliografía. “Se logra un adecuado grado de liberación del material a tamaños cercanos a los 100 um”, para su utilización en los demás ensayos metalúrgicos a realizar, por ejemplo en la método de flotación al aumentar el tamaño de partícula crecen las posibilidades de mala adherencia a la burbuja en tanto que las partículas muy finas no tienen el suficiente impulso para producir una buena adhesión a la burbuja de aire. (Quizzes *et al.*, 1997)

3.2.1.2 Resultado de la determinación de la curva de molienda

Con los datos obtenidos del análisis granulométrico se procede a graficar el tamaño de partícula (d_{80}) versus el tiempo de molienda, y se obtuvo como resultado el siguiente gráfico:

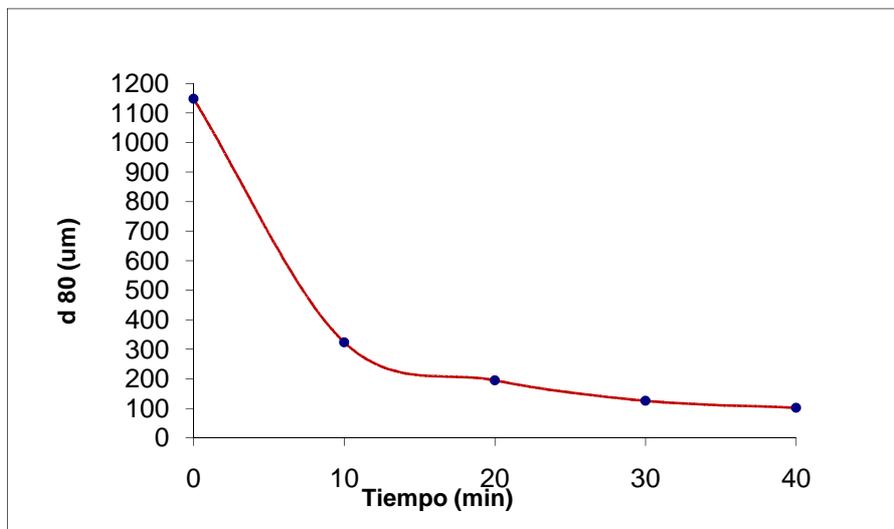


Figura 3.6. Curva de molienda del mineral molido

En la figura 3.6 se presenta la curva de molienda, la cual nos proporciona información acerca del tiempo de molienda que se debe utilizar en la realización de los demás ensayos metalúrgicos. Se observa que al aumentar el tiempo de molienda disminuye el tamaño de la partícula (d_{80}), así a los 10 minutos presenta un valor de 350 μm y a los 40 minutos alcanza las 100 μm , sin embargo se tiene que al tiempo de 20 minutos la curva llega a 190 μm y a partir de este empieza a tener una tendencia constante a 30 y 40 minutos.

Además se conoce que al disminuir el tiempo de molienda es un aspecto importante en los ensayos metalúrgicos, debido a que se disminuyen costos de operación, por el ahorro del consumo de la energía, motivo por el cual se determina que el tiempo de molienda es de 20 minutos, este valor se deberá utilizar en los demás ensayos metalúrgicos.

3.2.2 RESULTADOS DE LOS ENSAYOS PRELIMINARES DE CIANURACIÓN

3.2.2.1 Resultados de la Cianuración Estándar del mineral molido

Esta prueba se trabaja con una concentración de cianuro de sodio igual a 0,5 (g/L), según la metodología experimental descrita en la sección 2.2.2.1

Para determinar la cantidad de oro cianurable se debe efectuar el balance metalúrgico, detallado en el Anexo V

Se obtiene que la recuperación de oro por el método de cianuración es de 48 %, por tanto el oro refractario que posee el mineral estudiado es del 52 %, lo cual indica que es necesario aplicar un tratamiento previo para la recuperación de oro.

El consumo de cianuro de sodio que se tiene en esta prueba es del 1,06 kg/TM, valor calculado según se muestra en el Anexo VI

Al trabajar a la concentración de 0,5 g/L de cianuro de sodio se consume una cantidad de 1,06 kg/TM, este reactivo disolverá más elementos presentes en la muestra como pueden ser el cobre, zinc conocidos como cianicidas, que producen reacciones competitivas que captan cianuro y dificultan la recuperación de oro.

En la cinética de recuperación de oro se tienen las recuperaciones de oro a los diferentes tiempos de estudio, estos valores se muestran en la tabla 3.6

Tabla 3.6. Recuperación de oro a 0,5 g/L de cianuro de sodio

Tiempo (h)	Au (mg/L)	Recuperación de Au(%)
1	0,21	3,50
2	0,49	8,17
4	0,82	13,67
24	2,88	48,00

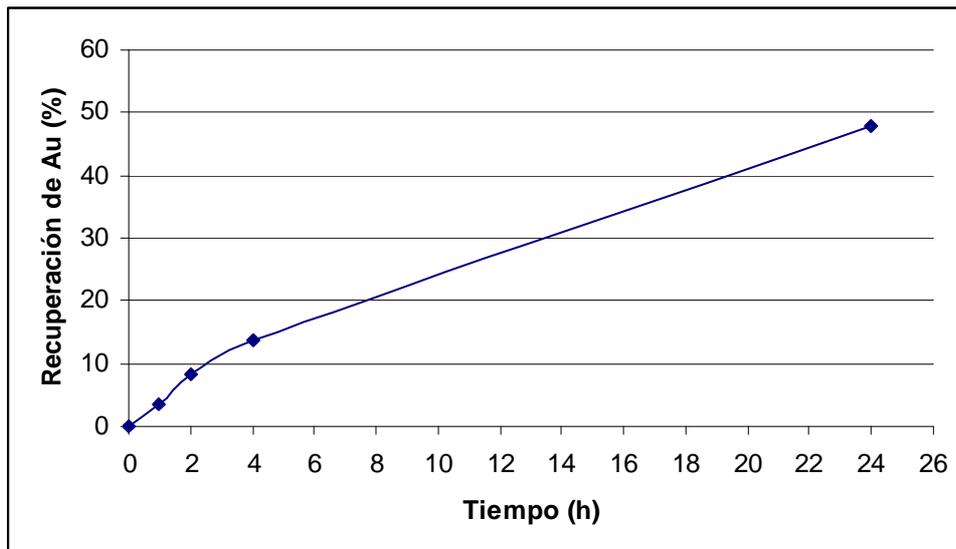


Figura 3.7. Cinética de la disolución de oro a 0,5 g/L de cianuro de sodio

Con los datos de la tabla 3.6 se procede a graficar la curva de la cinética de disolución de oro, mostrada en la figura 3.7 la cual determina la cantidad de oro cianurable o refractario; es decir que no se disuelve en la solución de cianuro estudiada (0,5 g/L).

Se observa que la velocidad de disolución de oro a diferentes tiempos es lenta ya que alcanza una recuperación de máxima del 52 %, y el 48 % se mantiene en el relave para lo cual es necesario realizar un tratamiento previo para conseguir el objetivo principal el cual menciona alcanzar recuperaciones de oro alrededor del 90 %.

3.2.2.2 Influencia de la Concentración de cianuro de sodio

Con el fin de establecer la cantidad de cianuro de sodio, a la cual el proceso resulta más eficiente se realizan ensayos mediante la metodología descrita en la sección 2.2.2.2.

Para determinar la recuperación de oro se efectúa el balance metalúrgico, especificado en el Anexo IV.

Los resultados que se obtienen al variar la concentración de cianuro de sodio se detallan a continuación

Tabla 3.7. Porcentaje de recuperación de oro a diferentes concentraciones de cianuro de sodio

[NaCN] g/L	Recuperación de Au (%)	Consumo de NaCN (kg/TM)
1	49,83	2,25
2	51,33	4,84
3	62,33	6,00
5	46,33	11,00
10	34,00	15,00

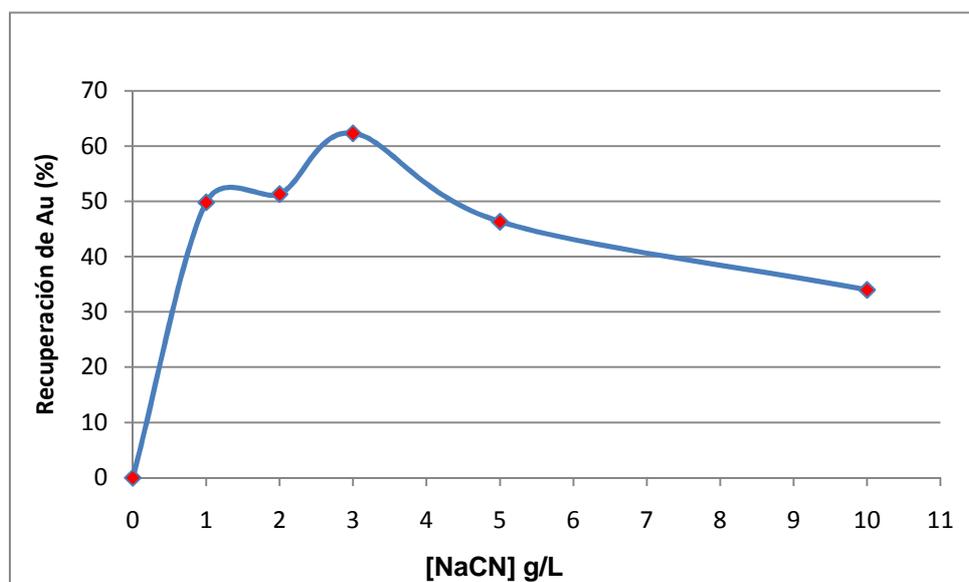


Figura 3.8. Recuperación de oro a diferentes concentraciones de cianuro de sodio

Según lo observado en la tabla 3.7 y en la figura 3.8, la recuperación de oro está en función de la concentración de cianuro de sodio, con un valor máximo de recuperación a la cantidad de 3 g/L de cianuro de sodio, cuyo valor es igual a 62,33 %.

Se evidencia que al incrementar la concentración de cianuro hasta 10 g/L, que es nuestro límite de trabajo, la recuperación disminuye a 34 %, debido a que la recuperación de oro aumenta linealmente con la concentración de cianuro, hasta que alcanza un máximo, más allá del cual, un incremento adicional en la concentración no aumenta la cantidad de oro disuelto sino por el contrario disminuye.

Sin embargo al estudiar la influencia de este parámetro no se alcanza una disolución del oro mayor del 80 %, con lo que se demuestra así que, no se consigue recuperar el oro refractario presente en el mineral ensayado.

Además con respecto al consumo de cianuro de sodio se puede observar que cuando se trabaja a 1 g/L de concentración se consume 2,25 g/TM, y a 10 g/L se tiene un valor de 15 g/L esto se debe que mientras se incrementa la concentración de cianuro de sodio en solución, el proceso consume cantidades mayores debido a que se disuelven más elementos como el cobre, zinc y hierro entre los principales consumidores de cianuro que producen reacciones competitivas que captan cianuro.

La cinética de disolución de oro que se tiene al investigar la influencia de la variación en la concentración de cianuro de sodio se muestra a continuación:

Tabla 3.8. Influencia de la concentración de cianuro de sodio en la cinética

Tiempos (h)	Recuperación de Au (%) a distintas [NaCN]				
	1 g/L NaCN	2 g/L NaCN	3 g/L NaCN	5 g/L NaCN	10 g/L NaCN
0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
1	12,33	11,00	15,83	14,50	10,67
2	22,67	13,00	18,17	19,00	15,67
4	25,50	30,83	20,33	22,33	17,33
24	49,83	51,33	62,33	46,33	34,00

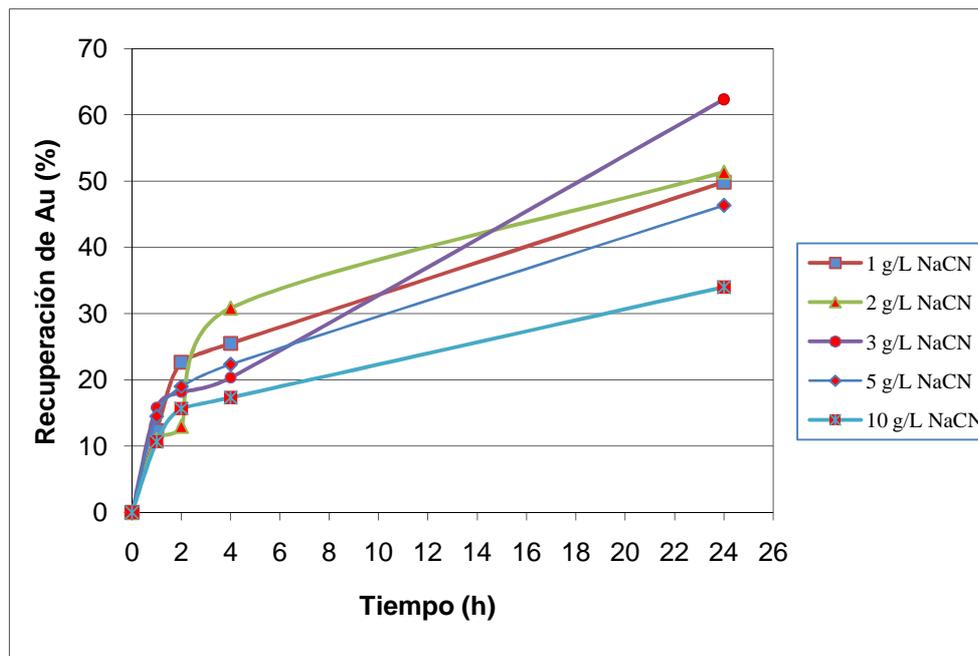


Figura 3.9. Cinética de la disolución de oro a diferentes concentraciones de NaCN

En la tabla 3.8 y en la figura 3.9, la cinética de la cianuración al variar la concentración de cianuro de sodio a 1, 2, 3, 5 y 10 g/L se tienen recuperaciones de oro alrededor del 65 %, con un valor máximo de 62,33 % al término del ensayo a una cantidad de 3 g/L de cianuro de sodio.

Sin embargo a medida que en el proceso se incrementa la concentración de cianuro a 10 g/L la recuperación disminuye al 34 %.

Asimismo se observa que cuando se trabaja a concentraciones de 1, 2, y 5 g/L de cianuro de sodio la cinética es sumamente lenta, y sus curvas obtenidas son semejantes.

Como se menciono anteriormente se requiere realizar un tratamiento previo al mineral antes de ser cianurado para incrementar la disolución de oro y alcanzar recuperaciones del 90 %, valor que se propuso al inicio del presente estudio.

3.2.2.3 Recuperación del oro por Cementación con polvo de zinc

En la tabla 3.9 se observa la recuperación de oro al utilizar la metodología de la sección 2.2.2.3.

Tabla 3.9. Contenido de oro en solución, después de la cementación a distintas concentraciones de cianuro libre

[NaCN] g/L	Contenido de Au (mg/L)
0,5	0,65
1,0	0,54
2,0	0,52
3,0	0,55
5,0	0,47
10,0	0,35

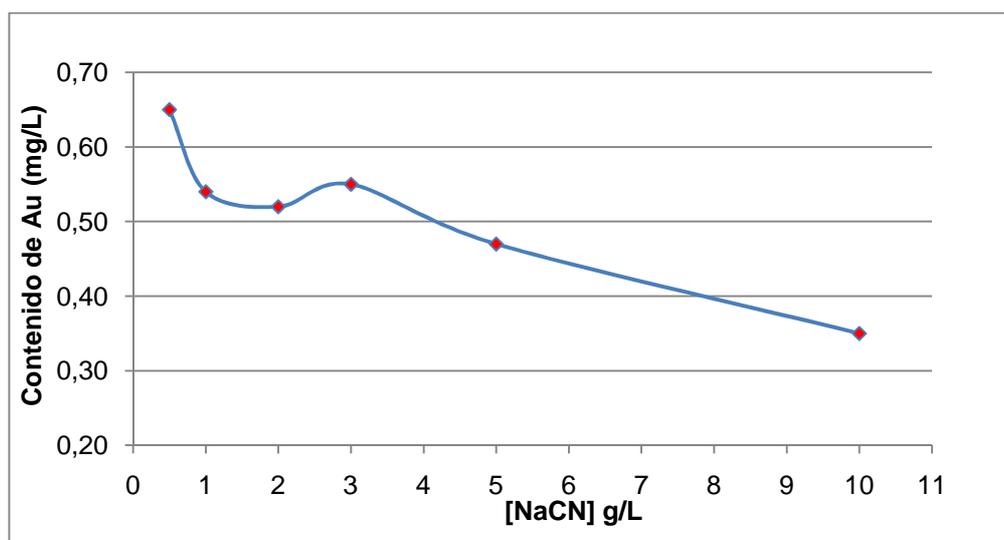


Figura 3.10. Contenido de oro en solución a distintas concentraciones de cianuro de sodio

Se muestran en la tabla 3.9 y la figura 3.10 que al someter al proceso de precipitación de oro con el polvo de zinc (cementación), para extraer el oro presente, se observa que a medida que se aumenta la concentración de cianuro de sodio, el contenido final de oro disminuye, en principio al trabajar con un valor de 0,5 g/L se tienen 0,65 mg/L de oro, y al incrementar la concentración a 10 g/L se queda el 0,35 mg/L.

La disminución en la eficiencia de disolución de oro en la solución, se atribuye a que, al aumentar la concentración de cianuro de sodio, no solo se disuelve el oro presente en el mineral, también lo harán los metales como son el cobre, zinc, hierro los cuales se los conocen como cianicidas por ser buenos consumidores de cianuro, y captan el oxígeno presente en la solución para formar complejos que retardan la disolución de oro.

3.3 RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE MOLIENDA, CONCENTRACIÓN POR FLOTACIÓN, CIANURACIÓN DEL CONCENTRADO Y CEMENTACIÓN

3.3.1 RESULTADO DEL ENSAYO DE MOLIENDA

El tiempo de molienda en el cual se obtiene un grado de liberación adecuado es de 20 minutos según lo descrito en la sección 3.2.1.2

3.3.2 RESULTADOS EN LOS ENSAYOS DE FLOTACIÓN

Se realiza el proceso de flotación a las condiciones experimentales que se detallan en la sección 2.3.2.

Los cálculos correspondientes al proceso de flotación se encuentran en el Anexo VII, y los resultados que se obtienen en este método se muestran a continuación:

Tabla 3.10. Resultados de la distribución de oro y plata en el proceso de flotación diferencial del mineral molido a 20 minutos

Fracción:	Peso (g):	Peso (%)	Au (g/TM)	Au (%)	Ag (g/TM)	Ag (%)
C _A	46,40	2,35	121,30	24,82	183,07	45,58
C _B	337,60	17,10	47,67	70,97	17,33	31,39
Relave	1590,00	80,55	0,60	4,21	2,70	23,03
Total	1974,00	100,00		100,00		100,00

La tabla 3.10 muestra los resultados que se obtienen en el proceso de flotación selectiva, en la primera etapa "A" se tiene que el concentrado "A" alcanza una cantidad de 121,30 g/TM de oro y en la segunda etapa "B" el concentrado "B" consigue una cantidad de 47,67 g/TM de oro.

Los valores alcanzados en cada una de las etapas de la flotación se consiguieron al trabajar a las siguientes condiciones: pH igual a 6,96; valores en la concentración de reactivos de flotación en los cuales se utilizaron: aerofloat 208= 35 g/TM, aceite de pino= 50 g/TM, amil xantato de potasio= 50 g/TM, por lo que se estudiará la influencia de estos parámetros para alcanzar una concentración del oro más alta y poder recuperar la mayor cantidad de este metal precioso con un proceso de cianuración de los concentrados.

3.3.2.1 Resultados de la Influencia del pH

Trabajamos a las siguientes condiciones: tiempo de molienda de 20 minutos y modificamos el pH, se tiene como resultado los siguientes valores:

Tabla 3.11. Resultados de la flotación a diferentes valores de pH

Parámetro	Contenido de Oro (Au)					
	pH	CA (g/TM)	CA (%)	CB (g/TM)	CB (%)	Relave (g/TM)
Natural:6,96	120,67	28,37	57,67	67,59	0,76	4,04
10,40	218,00	47,50	43,33	49,19	0,60	3,30
11,76	63,33	26,05	42,33	69,15	0,80	4,80
12,06	67,66	34,18	32,00	59,29	0,72	6,61

La tabla 3.11 muestra que al trabajar a diferentes valores de pH se obtiene una alta concentración de oro al trabajar a un pH de 10,40; y al aumentar el valor de pH a 11,76 y 12,06 se alcanza concentraciones de oro de 63,33 g/TM y 67,66 g/TM respectivamente. Este fenómeno podría deberse que al aumentar el valor de pH los componentes que se encuentran en la pulpa, interfieren la eficiencia del proceso.

3.3.2.2 Resultados de la Influencia de la concentración del colector amil xantato de potasio (KAX) en la etapa de Acondicionamiento B

Una vez definido el tiempo de molienda y el pH de trabajo se procede a cambiar la concentración del amil xantato de potasio, los resultados son:

Tabla 3.12. Resultados de la flotación a diferentes valores de concentración del KAX

Parámetro	Contenido de Oro (Au)					
	Concentración KAX (g/TM)	CA(g/TM)	CA (%)	CB (g/TM)	CB (%)	Relave (g/TM)
50	136,89	51,23	42,32	45,58	0,96	4,09
100	120,67	28,37	57,67	67,54	0,87	4,04
250	220,10	57,36	45,63	40,45	0,56	2,18

En la tabla 3.12 se observa que al aumentar la concentración del colector amil xantato de potasio aumenta la cantidad del oro en los concentrados. Así a la concentración de 250 g/TM se consiguió una concentración de metal igual a 220,10 g/TM y al contrario a disminuir la concentración del reactivo de flotación a 50 g/TM, apenas se alcanzó concentrar una cantidad de oro de 136,89 g/TM.

Se tiene que el amil xantato de potasio es un colector eficiente en el tratamiento de sulfuros motivo por el cual se observa que con este reactivo se alcanza valores altos de concentración de metal en los concentrados.

Una vez examinadas todas las variables los resultados se muestran en la tabla 3.13 las condiciones adecuadas para la flotación de este mineral.

Tabla 3.13. Parámetros de operación utilizados en la flotación

Tiempo de molienda (minutos)	20
pH	10,40
KAX (Amil Xantato de Potasio) (g/TM)	250
% de sólidos	30 %
Tiempo de flotación	3 minutos

La tabla 3.13 muestra los parámetros adecuados de operación en los cuales se obtuvieron cantidades de concentración del metal precioso más alto, cabe mencionar que el porcentaje de sólidos y el tiempo de molienda se mantuvieron constantes desde el principio de la experimentación en la flotación, no se estudio su influencia.

El tiempo de molienda al cual se consigue un grado de liberación adecuado es 20 minutos, en este valor estaremos seguros que las partículas se van a adherir a la espuma de manera eficiente, además al valor de pH igual a 10,40 los minerales presentes en la pulpa se mantienen estables y predispuestos a su recuperación en cada una de las etapas de la flotación selectiva.

La concentración de amil xantato de potasio adecuada a la cual consigue una mayor concentración del metal precioso es de 250 g/TM, sin embargo se debe tener presente que en los ensayos posteriores esta concentración no interfiera debido a que se formen compuestos secundarios como óxidos.

3.3.2.3 Resultados de la caracterización mineralógica de los concentrados mediante DRX

Los concentrados obtenidos en la etapa "A" y en la "B" denominados C_A y C_B procedentes del proceso de flotación selectiva fueron analizados por DRX según la metodología descrita en la sección 2.3.2.5 Los resultados se presentan a continuación.

Tabla 3.14. Resultados del análisis mineralógico de los concentrados por DRX

Mineral	Fórmula	C _A Contenido (%)	C _B Contenido (%)
Grupo plagioclasa (albita, andesina, anortita)	(Na,Ca)Al(Si,Al)Si ₂ O ₈	20	26
Cuarzo	SiO ₂	28	27
Muscovita	KAl ₂ (AlSi ₃ O ₁₀)(OH) ₂	4	3
Caolinita	Al ₂ (Si ₂ O ₅)(OH) ₄	3	3
Calcopirita	CuFeS ₂	15	4
Pirita	FeS ₂	8	16
Arsenopirita	AsFeS	6	11
Cordierita	Mg ₂ Al ₄ Si ₅ O ₁₈	3	2
Calcita	CaCO ₃	12	8
Esfalerita	ZnS	1	---

*El límite de detección del equipo empleado es del 1% para compuestos con cristalización definida

La tabla 3.14 muestra el análisis mineralógico en primer lugar del concentrado "A" el cual presenta en su fase mineralógica una importante cantidad de silicatos, un porcentaje de 48 %, entre las que presentan mayor proporción el cuarzo (20 %), el grupo plagioclasa (28 %), y arcillas en un (7 %), además estas se encuentran acompañadas por sulfuros entre los cuales existen la pirita, la calcopirita, la arsenopirita y la esfalerita que conforman una cantidad del 29 %, como se esperaba se tiene un mayor porcentaje de la calcopirita en un 15 %.

En segundo lugar muestra el concentrado "B", el cual presenta entre principales componentes de su fase mineralógica al silicatos (53 %) compuesto por cuarzo (27 %), el grupo plagioclasa (26 %), y arcillas (6 %), conjuntamente se tiene la presencia de minerales sulfurados como son la pirita, la calcopirita, y la arsenopirita que alcanzan una valor de 31 %.

Además se observa que el concentrado "B" no contiene esfalerita en su fase mineralógica, podría deberse a que en la etapa "B" se concentra en su mayoría a la pirita.

Estos resultados nos demuestran que resultó factible realizar una concentración por flotación ya que disminuyó la cantidad de silicatos y material arcillosos que interfieren en la recuperación de oro.

3.3.3 RESULTADOS DE LA CIANURACIÓN DE LOS CONCENTRADOS A DIFERENTES CONCENTRACIONES DE CIANURO DE SODIO

Con el fin de determinar la recuperación de oro que se alcanza con el mineral previamente flotado, se inician las pruebas de cianuración con el concentrado "B" debido a que se consiguió mayor cantidad de este material, se ensayó a las siguientes concentraciones de cianuro de sodio: 1, 3, 5, 8, 11, 14, 18 g/L, según lo descrito en la sección 2.3.3.

Los cálculos correspondientes se muestran en el Anexo VIII y los resultados obtenidos se expresan a continuación:

Tabla 3.15. Porcentaje de recuperación de oro a diferentes concentraciones de cianuro

[NaCN] g/L	Recuperación de Au (%)	Consumo de NaCN (Kg/TM)
1	16,43	2,00
3	11,87	8,50
5	32,05	15,00
8	30,82	17,50
11	23,09	18,00
14	34,15	23,50
18	24,88	25,00

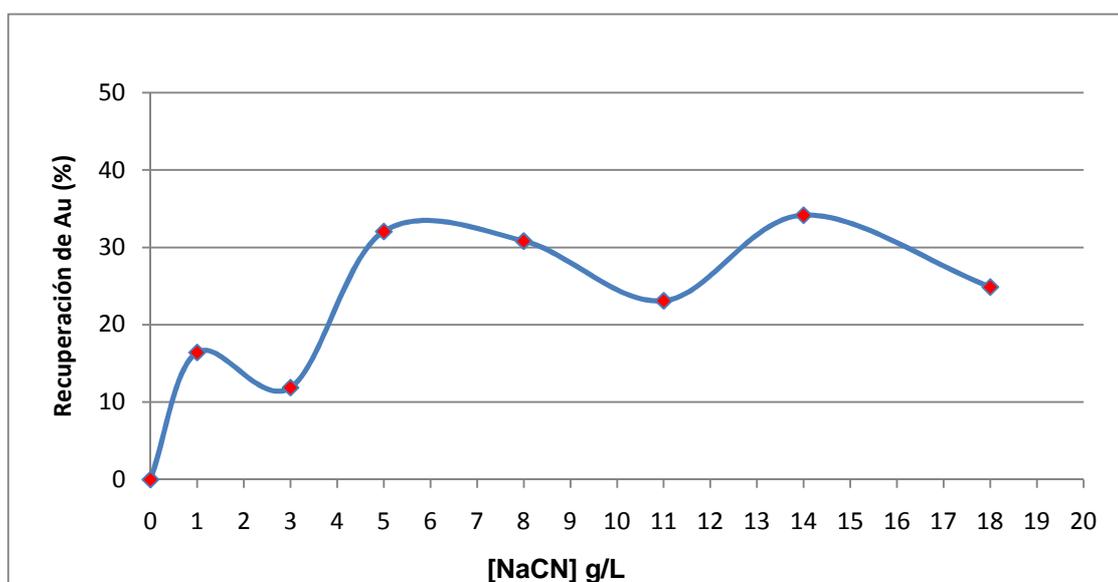


Figura 3.11. Recuperación de oro a diferentes concentraciones de cianuro de sodio

Como se muestra expresada en la tabla 3.15 y la figura 3.11 la recuperación de oro a diferentes concentraciones de cianuro de sodio proporciona como resultado una curva compleja debido a que presenta dos valores máximos de recuperación de oro.

Estas cantidades son 32,05 % a la concentración de 5 g/L y 34,15 % a 14 g/L de NaCN, con estos resultados se evidencia la presencia de elementos consumidores de cianuro, ya que para alcanzar recuperaciones altas se requiere más cantidad de NaCN.

Se procede a realizar un nuevo ensayo a 18 g/L de NaCN que es nuestro valor máximo de experimentación al cual se obtiene que disminuye la recuperación, al ser comparado con el valor de 14 g/L, es decir que la recuperación de alcanza un máximo y luego a valores máximos disminuye.

En referencia al consumo de cianuro de sodio se observa que al trabajar a 14 g/L que es la concentración a la cual se obtiene una recuperación mayor de oro igual a 34,15 % consume 23,50 g/TM de este reactivo, y al valor de 5 g/L se alcanza una recuperación de 32,05 % con un consumo de 15 g/TM, es decir no representa ensayar a una concentración de 14 g/L para aumentar la recuperación en 2 unidades debido que al aumentar la concentración de cianuro de sodio, a más de disolver el oro presente, este disuelve elementos cianicidas consumidores de cianuro y oxígeno que retardan la recuperación de oro.

La cinética de disolución de oro a diferentes concentraciones de cianuro de sodio se presenta a continuación

Tabla 3.16. Influencia de la concentración de cianuro de sodio en la cinética

Tiempo (h)	Recuperación de Au (%) a distintas [NaCN]						
	1 g/L	3 g/L	5 g/L	8g/L	11 g/L	14 g/L	18 g/L
0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
1	2,20	2,52	5,12	15,29	5,45	9,11	6,26
2	3,90	3,98	10,00	20,08	7,97	14,07	9,27
4	5,29	5,04	20,65	24,07	10,00	25,53	22,61
24	16,43	11,87	32,04	30,82	23,09	34,15	24,88

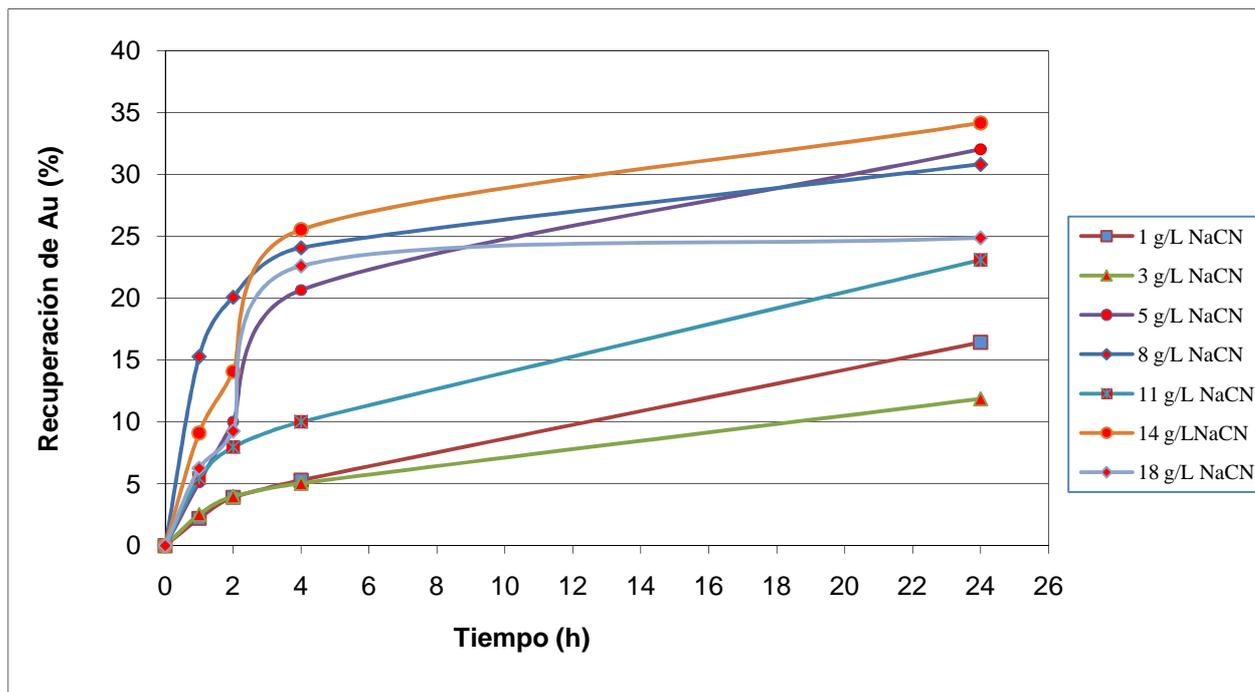


Figura 3.12. Cinética de disolución de oro a diferentes concentraciones de NaCN

Se demuestra en la tabla 3.16 y figura 3.12, la recuperación de oro en función del tiempo de cianuración, al variar el parámetro de concentración de cianuro de sodio, se logra recuperaciones alrededor del 35,00 %, con un valor máximo de 34,15% a la concentración de 14 g/L.

Además se tiene que a las concentraciones de 5 y 8 g/L de cianuro de sodio se tienen curvas similares de recuperación de oro cuyos valores son de 32,05 % y 30,82 % respectivamente.

A la concentración de 3 g/L se obtiene la menor recuperación de oro igual a 11,87 %, la cual indica que su cinética es muy lenta.

Lo expuesto anteriormente se podría deber a que al aumentar la concentración de cianuro de sodio, este disuelve elementos cianicidas como el hierro, cobre, zinc como principales consumidores de oxígeno y cianuro lo que hacen que la cinética sea lenta.

Además se observa que no se alcanza buenas recuperaciones de oro al concentrar el mineral, es por eso que al concentrado obtenido en cada una de las etapas de la flotación selectiva se debe realizar pretratamientos, como son tostación y lixiviaciones ácidas o básicas para alcanzar recuperaciones iguales o mayores a 90 %.

3.3.4 RESULTADOS DE LA RECUPERACIÓN DEL ORO POR CEMENTACIÓN CON POLVO DE ZINC

En la tabla 3.17 se observa la recuperación de oro alcanzado según la metodología descrita en la sección 2.3.2.1.

Tabla 3.17. Contenido de oro en solución, después de la cementación a distintas concentraciones de cianuro libre

[NaCN] g/L	Contenido de Au (mg/L)
1	0,54
3	0,60
5	0,45
8	0,47
11	0,73
14	0,30
18	0,40

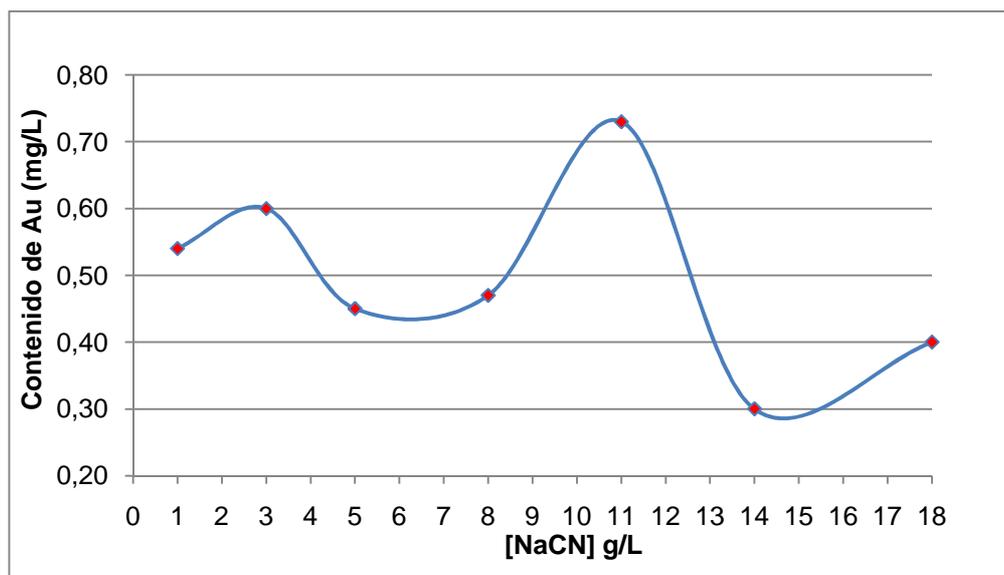


Figura 3.13. Contenido de oro en solución a distintas concentraciones de cianuro de sodio

Se observa en la tabla 3.17 y figura 3.13 la recuperación de oro por el método de cementación con polvo de zinc, se obtiene una curva sin tendencia definida la cual demuestra que al incrementar la cantidad de cianuro de sodio, disminuye la cantidad final de oro, a las siguientes concentraciones: 5 g/L de NaCN se llega a un valor de 0,45 mg/L, a 14 g/L de NaCN una cantidad de 0,30 mg/L.

Este fenómeno se debe a la complejidad que presenta la composición del mineral en estudio, ya que éste posee elementos cianicidas que captan primero el oxígeno y cianuro de la solución que disminuyen la velocidad de disolución del metal precioso, y es la causa principal para que la recuperación por la cementación con polvo de zinc sea baja.

3.4 RESULTADOS EN LOS ENSAYOS DE MOLIENDA, CONCENTRACIÓN POR FLOTACIÓN, PRETRATAMIENTOS DEL CONCENTRADO COMO TOSTACIÓN, LIXIVIACIÓN ÁCIDA O BÁSICA, CIANURACIÓN DE LA CALCINA Y CEMENTACIÓN

3.4.1 RESULTADOS DEL ENSAYO DE CONCENTRACIÓN POR FLOTACIÓN

Se efectuó la concentración por flotación selectiva del mineral para una cantidad de 52 kg, se trabajó con los parámetros adecuados obtenidos en la sección anterior y se obtuvo los siguientes resultados:

Tabla 3.18. Resultados de la flotación con los parámetros de operación mencionados anteriormente

Fracción:	TenorAu (g/TM)	TenorAg (g/TM)
C _A	85,00	128,66
C _B	28,00	65,00
Relave	0,60	2,70

La tabla 3.18 muestra los resultados de la concentración por flotación selectiva del mineral, el cual el primer concentrado proveniente de la etapa "A" alcanza una ley de 85,00 g/TM de oro y 128,66 g/TM de plata, y el segundo concentrado resultante de la etapa "B" consigue una ley de 28,00 g/TM de oro y una cantidad de 65,00 g/TM de plata.

3.4.2 RESULTADOS DE LOS PRETRATAMIENTOS REALIZADOS DE LOS CONCENTRADOS PREVIOS A LA CIANURACIÓN

3.4.2.1 Resultados de la Tostación de los concentrados

Al realizar el proceso de tostación del concentrado "A", durante 4 y 6 horas según la metodología experimental descrita en la sección 2.4.3.1, se los caracterizó mediante difracción de rayos X se obtienen los siguientes resultados.

Tabla 3.19. Resultados del análisis mineralógico por DRX

Mineral	Fórmula	Tiempo 4 h (Contenido %)	Tiempo 6 h (Contenido %)
Cuarzo	SiO ₂	22	21
Caolinita	Al ₂ (Si ₂ O ₅)(OH) ₄	6	5
Muscovita	KAl ₂ (AlSi ₃ O ₁₀)(OH) ₂	4	2
Grupo plagioclasa (albita, andesina, anortita)	(Na,Ca)Al(Si,Al)Si ₂ O ₈	10	9
Pirita	FeS ₂	1	3
Arsenopirita	As FeS	-	1
Esfalerita	ZnS	-	-
Calcopirita	CuFeS ₂	4	-
Calcita	CaCO ₃	3	4
Hematita	Fe ₂ O ₃	15	18
Magnetita	Fe ₃ O ₄	25	28
Maghemita	Fe ₂ O ₃	10	9

*El límite de detección del equipo empleado es del 1% para compuestos con cristalización definida.

En la tabla 3.19 se observa que el concentrado “B” sometido al proceso de tostación, cuya finalidad es obtener una capa porosa en la superficie del mineral para que el cianuro de sodio entre en contacto con el oro y logre disolverse y además para eliminar la mayor cantidad de sulfuros. Se tiene que al tiempo de 4 horas se elimina por completo la arsenopirita y esfalerita, además la pirita y calcopirita se encuentran en valores muy bajos alrededor del 3 %.

Los óxidos formados constituyen el 50 % dentro de los cuales tenemos a la hematita, magnetita y maghenita, en cantidades de 15 %, 25 % y 10 % respectivamente.

Además la fase mineralógica sigue constituida en su mayoría por silicatos, entre los cuales el grupo plagioclasa y el cuarzo presenta valores de 10 % y 22 %

respectivamente. La presencia de estos compuestos interfiere en el proceso de cianuración por lo que se necesita reducir su contenido.

Se incrementó el tiempo de tostación a 6 horas, para que se eliminen por completo los sulfuros que contiene el mineral, se observa que la fase mineralógica del material tostado a este tiempo presenta sulfuros que constituyen una cantidad de 4 %, aquí se encuentra la pirita y arsenopirita. Además este concentrado de colección no presenta calcopirita ni esfalerita.

Los óxidos que presenta esta muestra se encuentran en un cantidad del 55 %, dentro de los cuales tenemos a la hematita, magnetita y maghenita, en cantidades de 18 %, 28 % y 9 % respectivamente, estos valores son más altos que los del material tostado durante 4 horas, este fenómeno se podría decir que tienen lugar, a que los sulfuros se encapsulan nuevamente.

También se tiene que al aumentar el tiempo de tostación disminuye la cantidad de silicatos ya que se descomponen si se mantienen por más tiempo.

Por lo tanto el material se debe tostar solo durante 4 horas para después realizar el proceso de cianuración para la recuperación de oro.

3.4.2.2 Resultados de la Cianuración de la calcina

La cianuración de la calcina se realiza según el proceso mencionado en la sección 2.4.3.2. Primero lugar se llevaran a cabo los ensayos de cianuración con el concentrado tostado 4 horas, y en segundo lugar se ensayará con el concentrado tostado durante 6 horas. En ambos casos se estudiará la influencia de la variación en la concentración de cianuro de sodio en las siguientes cantidades 1, 3, 5, 8, 11, 14 y 18 g/L.

Los datos de estos análisis se encuentran en las fichas técnicas del Anexo IX. Los resultados obtenidos son los siguientes:

Tabla 3.20. Recuperación de oro en solución a diferentes concentraciones de cianuro

[NaCN] g/L	Recuperación de Au (%)	Consumo de NaCN (kg/TM)
1	29,65	2,50
3	31,32	6,50
5	34,86	11,00
8	35,25	15,00
11	35,18	12,50
14	36,02	20,00
18	27,65	22,50

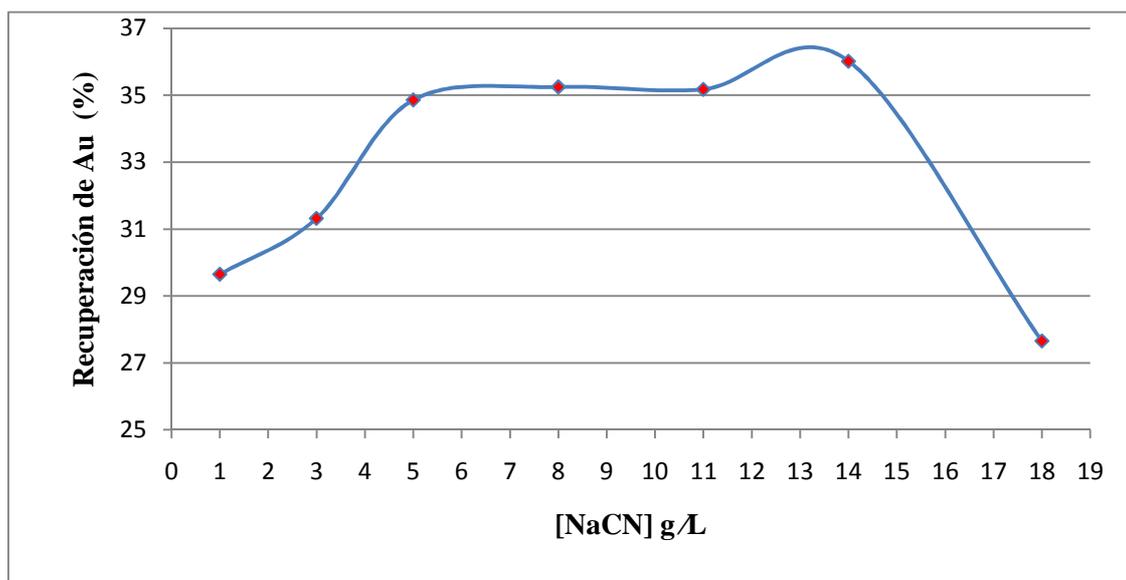


Figura 3.14. Recuperación de oro a diferentes concentraciones de cianuro de sodio

En la tabla 3.20 y figura 3.14 se contempla que en la recuperación de oro al realizar el pretratamiento pirometalúrgico oxidativo de tostación al concentrado no han reportado mejoras significativas, se logra solamente un máximo de 36,02% de recuperación del metal precioso por cianuración, y se incrementa el consumo de cianuro de sodio, a 20 kg/TM.

En general la recuperación de oro alcanza valores alrededor del 37 %, es decir que en comparación con la cianuración del concentrado sin previo tratamiento, el valor de recuperación aumenta en 3 unidades, es decir que la tostación no es suficiente para liberar el oro presente.

Además se observa en la curva de recuperación que la tendencia es aumentar hasta llegar a un valor máximo de 36,02 % a la concentración de 14 g/L y luego disminuye a 27,65 % a la concentración de 18 g/L debido a que se disuelven más elementos que producen reacciones de competencia que captan cianuro.

Para la disertación de la influencia de la cinética al variar la concentración de cianuro de sodio se tienen los siguientes resultados:

Tabla 3.21. Influencia de la concentración de cianuro de sodio en la cinética

Tiempo (h)	Recuperación de Au (%) a distintas [NaCN]						
	1 g/L	3 g/L	5 g/L	8g/L	11 g/L	14 g/L	18 g/L
0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
1	10,37	3,39	2,73	3,29	5,58	4,40	3,14
2	16,14	6,83	9,46	7,34	12,58	7,69	5,53
4	20,64	11,94	15,43	12,40	24,72	14,07	21,63
24	29,65	31,32	34,86	35,27	35,18	36,02	27,65

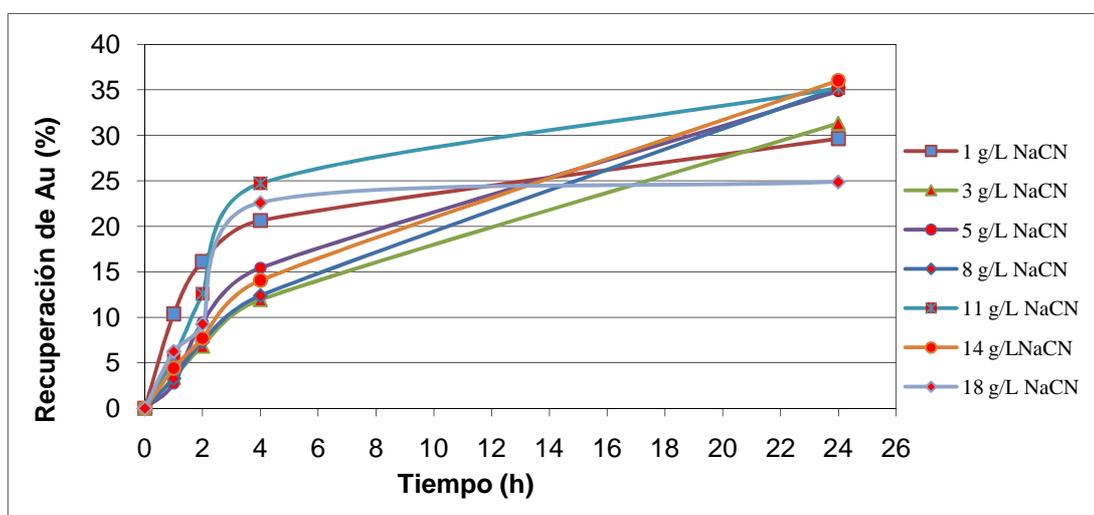


Figura 3.15. Cinética de disolución de oro a distintas concentraciones de cianuro de sodio

La tabla 3.21 y figura 3.15 se señala el efecto de la influencia de la variación de la concentración de cianuro de sodio en la cinética de recuperación de oro, en donde las curvas en general poseen valores bajos de recuperación alrededor del 37 % que demuestran una cinética lenta.

A la concentración de 18 g/L la cinética es sumamente lenta, y la recuperación total es la más baja apenas del 27,65%.

También se observa que a las concentraciones de 5, 8 y 11 g/L de cianuro de sodio las curvas obtenidas son muy semejantes, y a estos tres casos se consiguen los valores más altos de recuperación, alrededor del 37 %.

Al incrementar la concentración del cianuro de sodio se incrementa la recuperación de oro, sin embargo debido a la complejidad que presenta el mineral, a este valor de concentración se realizan reacciones que captan oxígeno y cianuro, las cuales retardan la velocidad de reacción en la recuperación de oro.

3.4.2.3 Resultados de la Recuperación de oro por cementación con polvo de zinc

En la tabla 3.22 se observa la recuperación de oro alcanzado al utilizar la metodología descrita en la sección 2.2.2.3.

Tabla 3.22. Contenido de oro en solución, después de la cementación a distintas concentraciones de cianuro libre

[NaCN] g/L	Contenido de Au (mg/L)
1	0,74
3	0,70
5	0,61
8	0,62
11	0,72
14	0,58
18	0,80

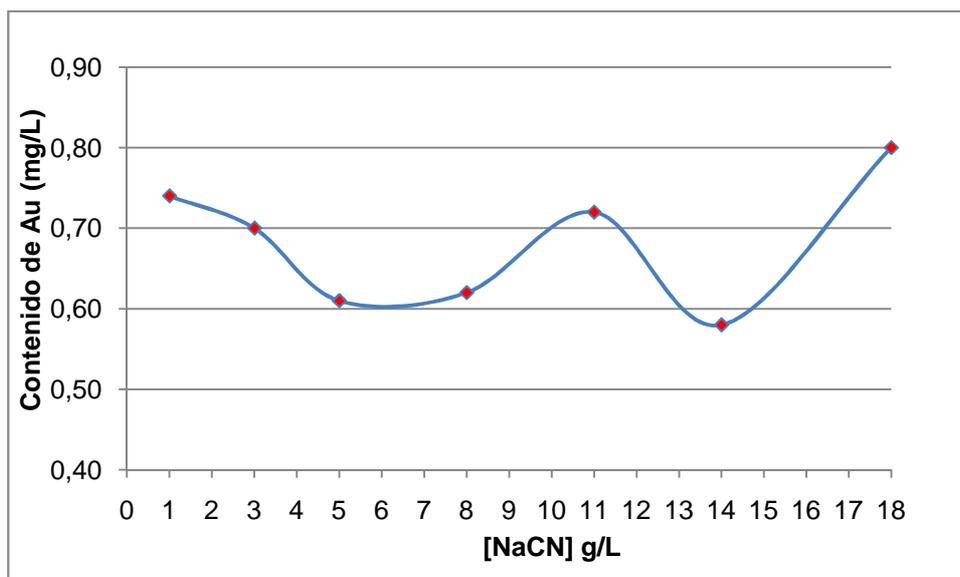


Figura 3.16. Contenido de oro en solución a distintas concentraciones de cianuro de sodio

Los resultados que se muestran en la tabla 3.22 y la figura 3.16 son obtenidos al recuperar el mineral precioso al término del proceso de cianuración por el método de la cementación con polvo de zinc. Se puede observar que, en un principio, que al trabajar a 1 y 3 g/L de NaCN, la cantidad de oro final es de 0,74 mg/L y 0,70 mg/L respectivamente y a valores de 8 y 14 g/L de NaCN el contenidos del metal precioso disminuye a 0,62 mg/L y 0,58 mg/L respectivamente lo cual demuestra que el oro se disuelve más rápido en soluciones que poseen más cianuro libre.

Al aumentar la cantidad de cianuro libre en la solución permite disolver no solo el oro presente sino que también disuelve otros elementos como son el cobre, zinc y hierro entre los principales elementos consumidores de cianuro de sodio los cuales consiguen captar este reactivo primero y retardan la eficiencia de disolución del metal precioso para su posterior recuperación.

Posteriormente se realizan nuevos ensayos de cianuración con el material tostado durante 6 horas. Asimismo se estudiará la influencia que presenta la variación en la concentración de cianuro de sodio en los siguientes valores 1, 3, 5, 8, 11, 14 y 18 g/L.

Los datos de estos análisis se encuentran en las fichas técnicas del Anexo IX Los resultados obtenidos son los siguientes:

Tabla 3.23. Recuperación de oro en solución a diferentes concentraciones de cianuro

[NaCN] g/L	Recuperación de Au (%)	Consumo de NaCN (kg/TM)
1	26,01	2,00
3	29,04	6,00
5	30,16	9,50
8	30,36	12,50
11	33,07	14,50
14	35,42	15,00
18	26,29	20,00

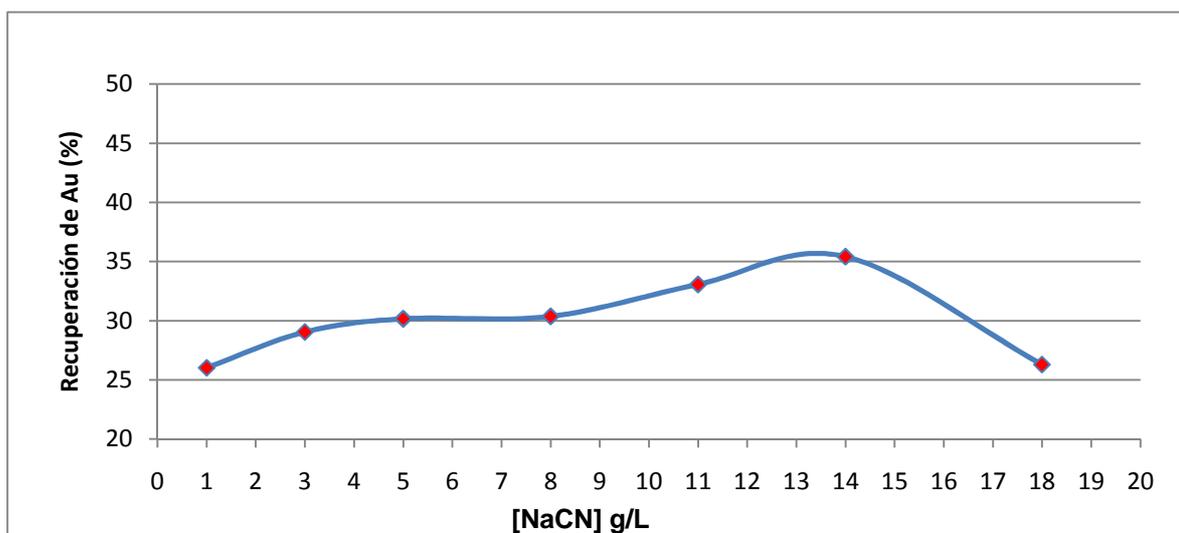


Figura 3.17. Recuperación de oro a distintas concentraciones de cianuro de sodio

Se observa en la tabla 3.23 y figura 3.17 se muestra la recuperación de oro alcanzado al variar la concentración de cianuro de sodio, al ensayar con el concentrado tostado durante 6 horas, se determina que no consigue aumentar la recuperación a valores altos, sino simplemente llega a una recuperación máxima de 35,42 %, con un consumo de cianuro de sodio de 15 g/TM.

La curva muestra una tendencia establece, en donde la razón de disolución de oro aumenta linealmente con el incremento de la concentración de cianuro de sodio, hasta alcanzar un máximo a la concentración de 14 g/L cuyo valor es 35,42 %, luego al aumentar la concentración a 18 g/L la recuperación de oro disminuye a 26,29 % esto se debe a que el cianuro libre disuelve otros elementos presentes en la muestra los cuales consumen el cianuro y retardan la recuperación de oro.

En general se observa que al aumentar el tiempo de tostación de 4 a 6 horas produce un efecto retardante de disolución de oro, esto se podría deber a que al aumentar el tiempo de tostación los sulfuros presentes se encapsulan y forman una capa de óxido en la superficie de la muestra la cual no permite el ingreso del cianuro para la recuperación de oro presente.

Para la investigación de la influencia de la cinética al variar la concentración de cianuro de sodio se tienen los siguientes resultados:

Tabla 3.24. Influencia de la concentración de cianuro de sodio en la cinética

Tiempo (h)	Recuperación de Au (%) a distintas [NaCN]						
	1 g/L	3 g/L	5 g/L	8g/L	11 g/L	14 g/L	18 g/L
0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
1	9,36	3,09	2,73	2,28	7,59	1,32	2,55
2	14,93	6,07	5,67	9,36	13,01	7,89	5,31
4	19,68	10,63	15,43	12,65	26,02	12,19	15,40
24	26,01	29,04	30,16	30,36	33,07	35,42	26,29

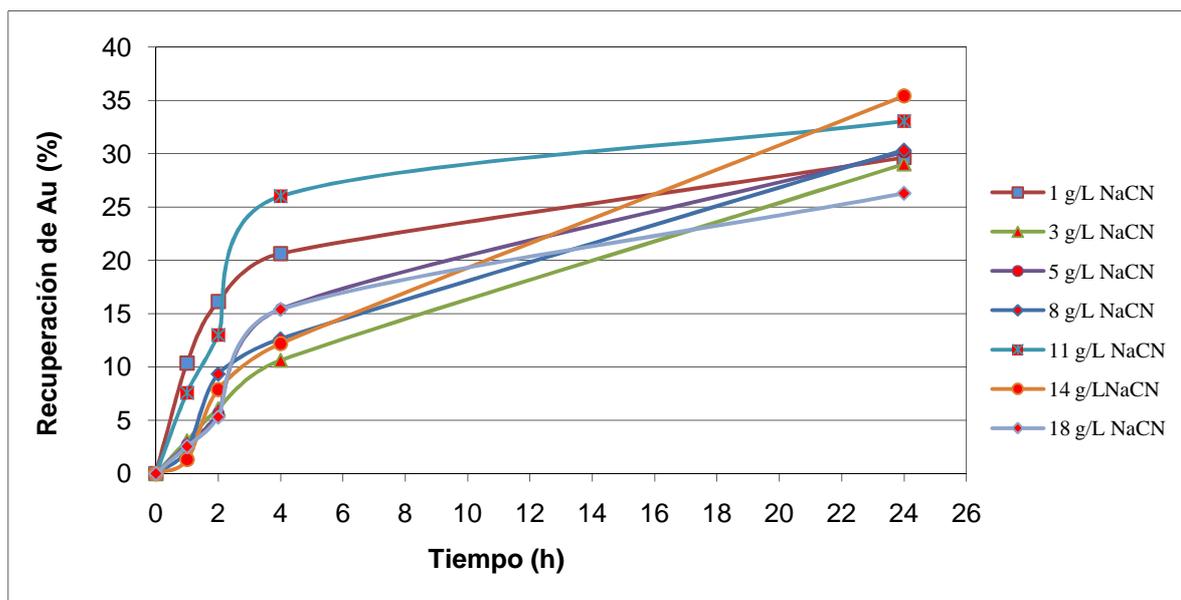


Figura 3.18. Cinética de disolución de oro a distintas concentraciones de cianuro de sodio

La figura 3.18 muestra la cinética de recuperación de oro al variar la concentración de cianuro de sodio, en donde se observa que al aumentar la cantidad de cianuro de sodio la velocidad de reacción aumenta hasta obtener un valor máximo de recuperación a 14 g/L.

A las concentraciones de 5, 8 y 11 g/L de cianuro de sodio las curvas resultantes son semejantes, con recuperaciones similares alrededor del 30 %, sin embargo su cinética es lenta ya que a las 24 horas de culminación del proceso, el oro que se queda en el relave es alrededor del 60 %, lo cual demuestra que sus velocidades de reacción son bajas.

A la más alta concentración estudiada de 18 g/L se observa que la cinética es sumamente lenta, esto podría deberse a que los elementos consumidores de cianuro producen reacciones competitivas que captan cianuro.

3.4.2.4 Resultados de la Recuperación de oro por cementación con polvo de zinc

En la tabla 3.25 se observa la recuperación de oro alcanzado al trabajar según la metodología de la sección 2.2.2.3.

Tabla 3.25. Contenido de oro en solución, después de la cementación a distintas concentraciones de cianuro libre

[NaCN] g/L	Contenido de Au (mg/L)
1	0,58
3	0,47
5	0,40
8	0,42
11	0,56
14	0,30
18	0,78

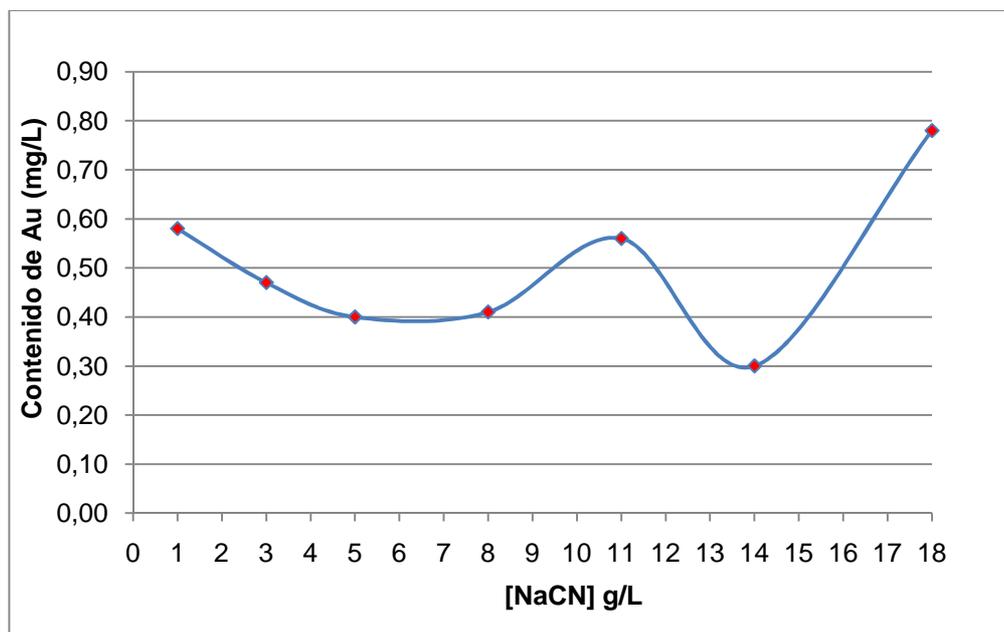


Figura 3.19. Contenido de oro en solución a distintas concentraciones de cianuro de sodio

La figura 3.19 define la tendencia de la curva del contenido de oro presente en la solución a diferentes concentraciones de cianuro de sodio, obtenido del proceso de cementación con polvo de zinc, la cual determina que la disolución de oro en la

solución aumenta con la concentración de cianuro de sodio, y la cantidad que permanece en el relave es baja.

A valores de 5 g/L y 14 g/L de NaCN se obtienen cantidades de 0,40 mg/L y 0,30 mg/L, este fenómeno se atribuye a que, no solamente disuelve el oro presente, lo hacen también metales como cobre, zinc, que captan primero el oxígeno y cianuro y forman complejos que envenenan la solución y retrasan la recuperación de oro.

Como los resultados anteriores no alcanzan una recuperación de alrededor del 90 % se procede a realizar otro pretratamiento como es la pre-lixiviación del material calcinado.

3.4.2.5 Resultados de la Cianuración de la calcina lixiviada previamente

Para esta serie de ensayos se inicia el estudio con el uso de ácido sulfúrico analítico en concentraciones de 20, 30 y 50 g/L, utilizados en la lixiviación previa según la metodología descrita en la sección 2.4.3.3. Los resultados alcanzados se muestran a continuación:

Tabla 3.26. Recuperación de oro en solución a diferentes concentraciones de ácido sulfúrico

Ácido sulfúrico(g/L)	[NaCN] g/L	Recuperación de Au (%)
20	3	26,02
	5	34,97
	14	33,88
30	3	19,08
	5	24,50
	14	28,46
50	3	19,19
	5	22,93
	14	26,89

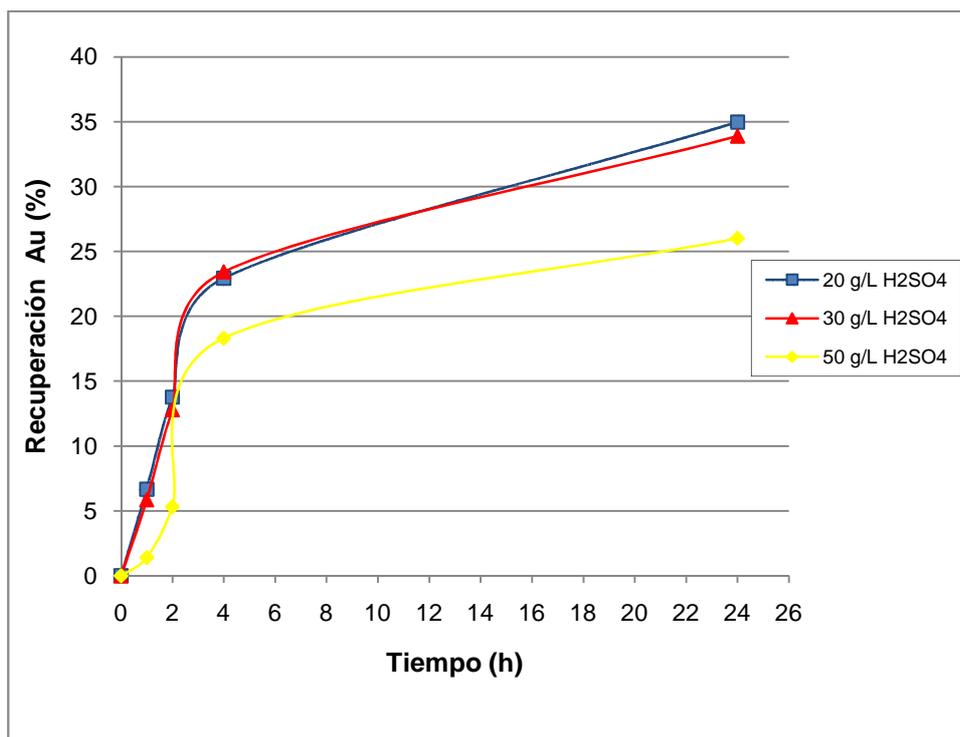


Figura 3.20. Recuperación de oro a distintas concentraciones de ácido sulfúrico

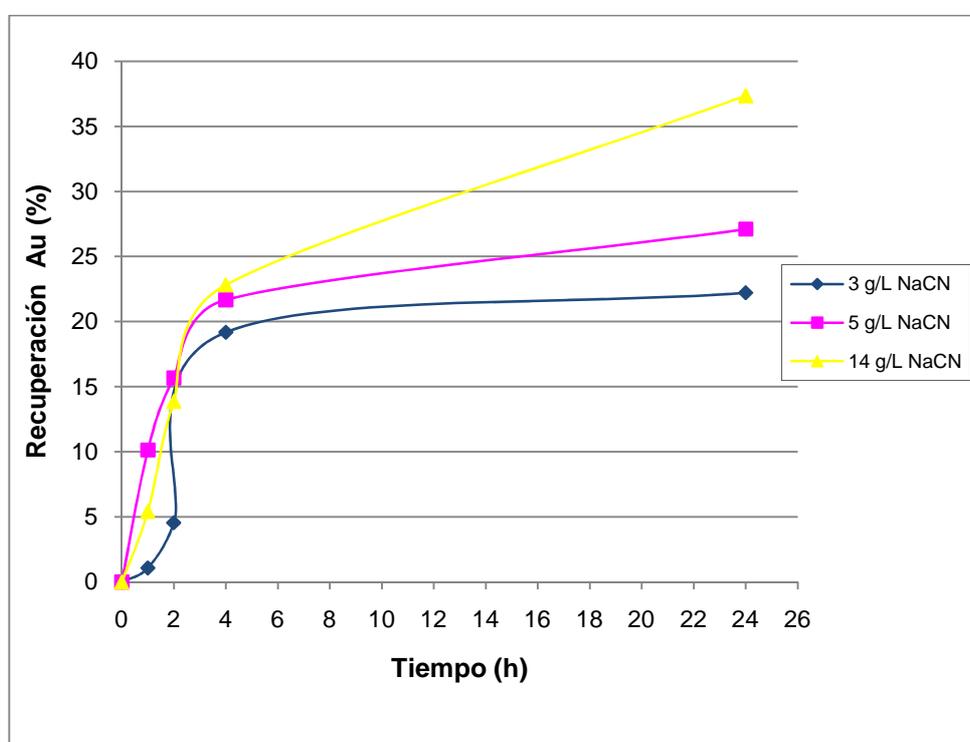
En la tabla 3.26 y la figura 3.20 se muestra la recuperación de oro al utilizar una lixiviación ácida del material calcinado antes de someterlo a la cianuración; se trabaja a concentraciones de 20, 30 y 50 g/L de ácido sulfúrico analítico, los cuales no proporciona resultados efectivos, a pesar de ser pretratamiento que usualmente funciona con materiales de características similares a las del material en estudio.

Los valores de recuperación en general se encuentran alrededor del 34%, se tiene que al trabajar con 20 g/L de ácido sulfúrico, se alcanza una recuperación máxima de 33,88 % y si aumento la concentración a 50 g/L la recuperación disminuye a 26,89 %, es decir se debe trabajar a concentraciones diluidas de ácido sulfúrico, como indica la bibliografía, se utilizan concentraciones de ácido diluido para eliminar los óxidos de cobre presentes en el material ensayado. (Domic, 2001)

La influencia de la cinética a la concentración a 20 g/L de ácido sulfúrico se muestra a continuación;

Tabla 3.27. Influencia de la concentración de cianuro de sodio en la cinética

Tiempo (h)	Recuperación de Au (%) a distintas [NaCN]		
	3 g/L NaCN	5 g/L NaCN	14 g/L NaCN
0	0,00	0,00	0,00
1	1,41	6,67	5,85
2	5,31	13,77	12,79
4	18,32	22,93	23,42
24	26,02	34,97	33,88

**Figura 3.21.** Recuperación de oro a distintas concentraciones de cianuro de sodio

En la tabla 3.27 y la figura 3.21 se observa que al utilizar 20 g/L de ácido sulfúrico en una prelixiviación, y variar la concentración de cianuro de sodio se alcanza una recuperación máxima de 33,88 % a la concentración de 14 g/L.

La velocidad de reacción es lenta para las diferentes concentraciones de cianuro de sodio, ya que alcanzan bajas recuperaciones del mineral precioso, las curvas

obtenidas muestran que en el tiempo de ensayo la recuperación no alcanza valores aceptables (alrededor del 90 %).

Para alcanzar este fin se procede a realizar los ensayos a 30 g/L de ácido sulfúrico analítico y se obtienen los siguientes resultados:

Tabla 3.28. Influencia de la concentración de cianuro de sodio en la cinética

Tiempo (h)	Recuperación de Au (%) a distintas [NaCN]		
	3 g/L NaCN	5 g/L NaCN	14 g/L NaCN
0	0,00	0,00	0,00
1	0,76	5,53	5,31
2	3,52	11,38	10,25
4	11,60	16,70	19,19
24	19,08	24,50	28,46

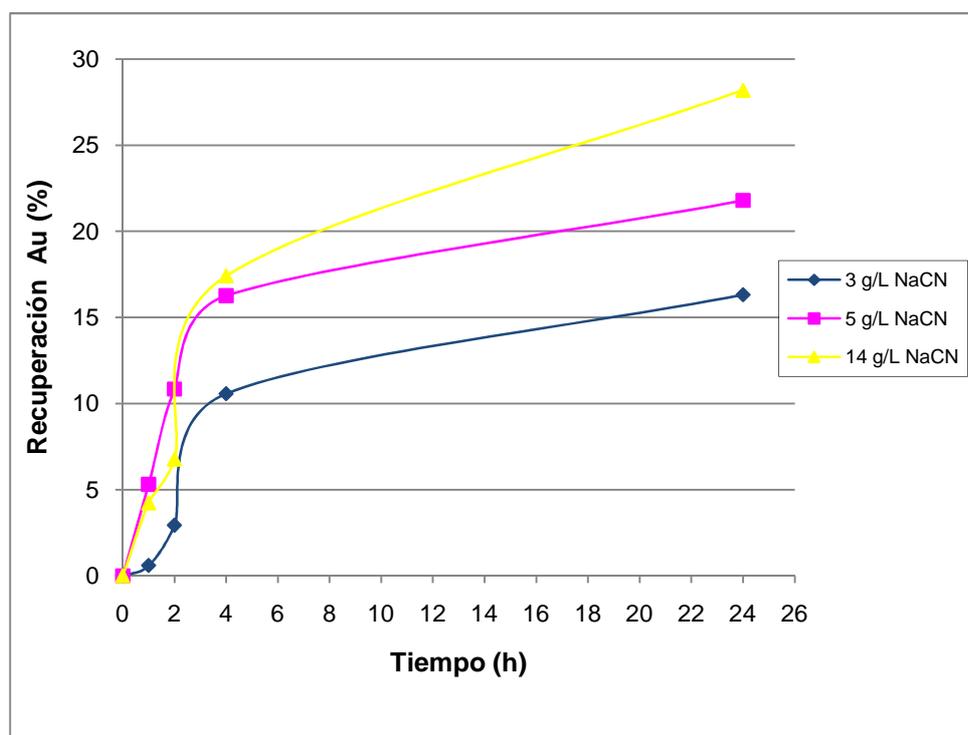


Figura 3.22. Recuperación de oro a distintas concentraciones de cianuro de sodio

La tabla 3.28 y la figura 3.22 definen la cinética de reacción del proceso de cianuración a diferentes concentraciones de cianuro de sodio al trabajar con el

material prelixiviado con ácido sulfúrico en una concentración de 30 g/L, se obtiene cinéticas de disolución de oro lentas, con recuperaciones de oro bajas que alcanzan valores de 28,46 % a la concentración de 14 g/L.

Con estos resultados se puede determinar que al aumentar la concentración de ácido sulfúrico en la prelixiviación disminuye la recuperación de oro.

El mineral calcinado y prelixiviado con ácido sulfúrico en una concentración de 50 g/L se tienen los siguientes resultados:

Tabla 3.29. Influencia de la concentración de cianuro de sodio en la cinética

Tiempo (h)	Recuperación de Au (%) a distintas [NaCN]		
	3 g/L NaCN	5 g/L NaCN	14 g/L NaCN
0	0,00	0,00	0,00
1	0,92	5,64	4,82
2	4,61	11,60	10,90
4	13,77	16,32	20,82
24	19,19	22,93	26,89

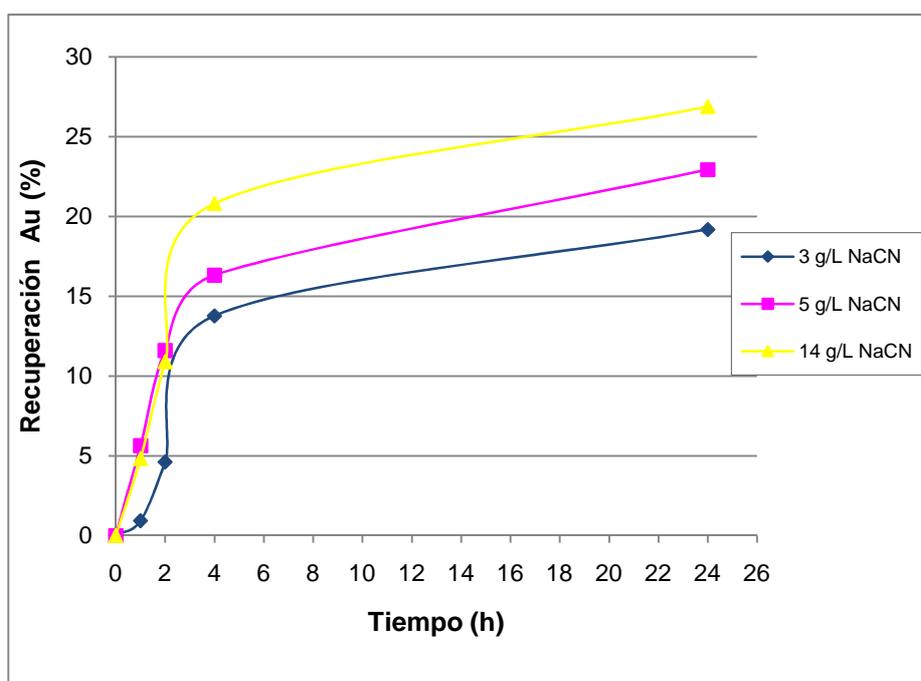


Figura 3.23. Recuperación de oro a distintas concentraciones de cianuro de sodio

La tabla 3.29 y la figura 3.23 muestran la cinética de recuperación de oro realizada a diferentes concentraciones de cianuro de sodio, en donde el resultado es cinéticas sumamente lentas que alcanza valores bajos de recuperación de oro, a la concentración de 14 g/L se tienen una recuperación máxima de 26,89 %.

Al comparar este valor con los anteriores obtenidos al trabajar con concentraciones de 20 y 30 g/L se puede determinar que al incrementar la cantidad de ácido sulfúrico utilizado en la prelixiviación, la recuperación de oro disminuye.

3.4.2.6 Resultados de la recuperación del oro por cementación con polvo de zinc

En la tabla 3.30 se observa la recuperación de oro alcanzado al realizar la metodología descrita en la sección 2.2.2.3.

La disolución de oro al ensayar la prelixiviación a una concentración de 20, 30 y 50 g/L de ácido sulfúrico analítico se tiene:

Tabla 3.30. Contenido de oro en solución, después de la cementación a distintas concentraciones de cianuro libre

H_2SO_4 (g/L)	[NaCN](g/L)	Contenido de Au (mg/L)
20	3	0,20
	5	0,18
	14	0,15
30	3	0,45
	5	0,43
	14	0,41
50	3	0,50
	5	0,47
	14	0,40

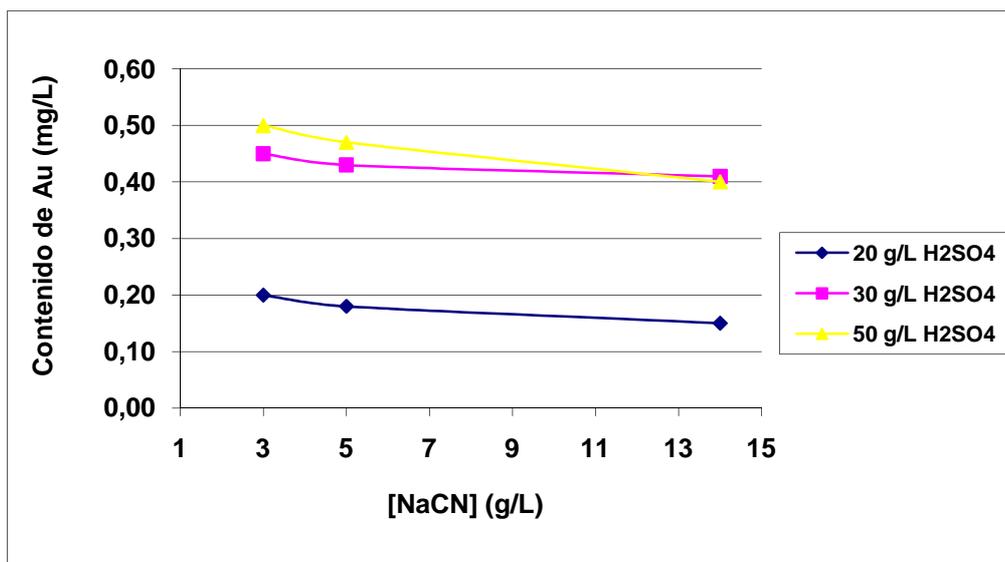


Figura 3.24. Contenido de oro en solución a distintas concentraciones de cianuro de sodio

Como se observa en la tabla 3.30 y figura 3.24 al trabajar con 20 g/L de H₂SO₄ en la lixiviación previa, se obtienen valores bajos de contenido de oro debido a, que al trabajar a concentraciones diluidas de ácido sulfúrico, éste elimina los óxidos de cobre presentes en la solución y evita que se consuman cianuro y disminuyan la recuperación de metales preciosos.

Además se muestra que al realizar los ensayos con 50 g/L de ácido sulfúrico el contenido de oro aumenta a valores alrededor de 0,50 mg/L de oro, este fenómeno se debe que al aumentar la concentración de ácido en la solución su velocidad de reacción disminuye lo que hace que la recuperación de oro sea baja.

Como se requiere conseguir recuperaciones altas alrededor del 90 % se realiza una segunda serie de ensayos con un segundo reactivo, el hidróxido de sodio analítico, en las siguientes concentraciones: 2, 10 y 24 g/L, se obtiene los siguientes resultados:

Tabla 3.31. Recuperación de oro en solución a diferentes concentraciones de hidróxido de sodio

Hidróxido de sodio(g/L)	[NaCN] g/L	Recuperación de Au (%)
2	3	16,32
	5	21,79
	14	28,19
10	3	17,62
	5	24,50
	14	31,93
24	3	22,23
	5	27,11
	14	37,35

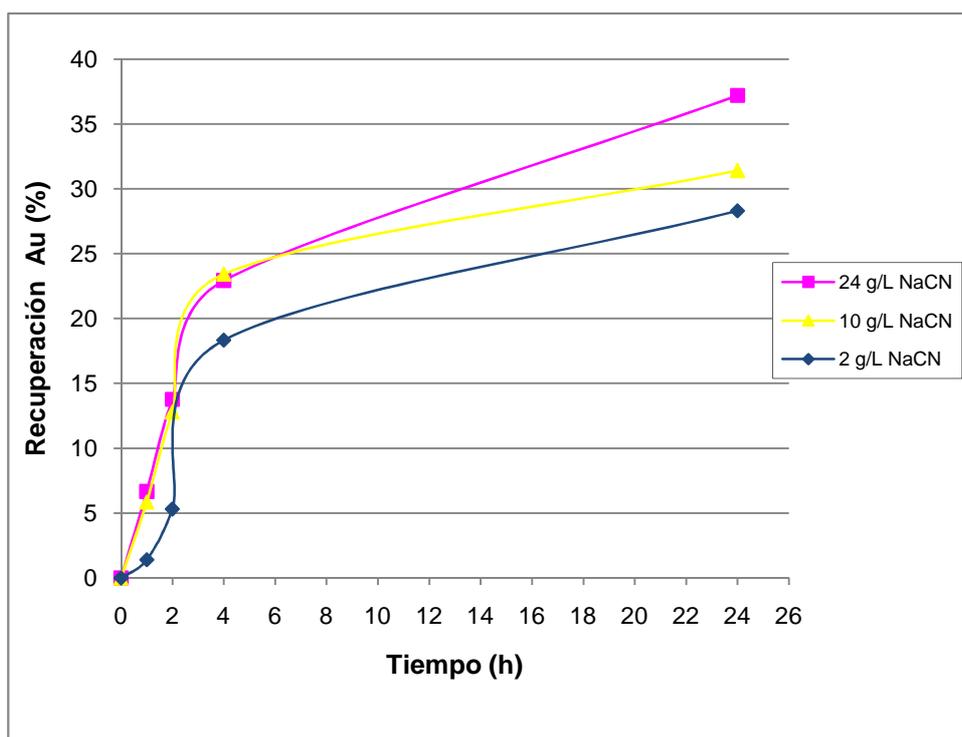


Figura 3.25. Recuperación de oro distintas concentraciones de hidróxido de sodio

La tabla 3.31 y la figura 3.25 indican que al trabajar a diferentes concentraciones de hidróxido de sodio analítico, 2, 10 y 24 g/L en la lixiviación previa a la

cianuración la recuperación de oro aumenta significativamente hasta alcanzar un valor máximo de 37,35 % a la concentración de 24 g/L de hidróxido de sodio.

Según bibliografía este fenómeno se realiza porque el hidróxido de sodio protege al cianuro que se degrade, al mantener neutralizada la acidez de la pulpa, también ayuda a oxidar al hierro disperso y transforma el exceso de azufre hacia la especie menos activa., para que se recupere mayor cantidad del metal precioso. (Nagy *et al.*, 1993)

En general la lixiviación previa con hidróxido de sodio no produce mejoras en la recuperación global de oro, debido a que este reactivo no neutraliza por completo los elementos competidores de cianuro y oxígeno como son el hierro, cobre y zinc.

Además se procede a realizar variaciones en la concentración de cianuro de sodio para observar a cual se obtienen recuperaciones altas.

Cuando se trabaja a 2 g/L de hidróxido de sodio los resultados obtenidos se muestran a continuación:

Tabla 3.32. Influencia de la concentración de cianuro de sodio en la cinética

11	Recuperación de Au (%) a distintas [NaCN]		
	3 g/L NaCN	5 g/L NaCN	14 g/L NaCN
0	0,00	0,00	0,00
1	0,60	5,31	4,23
2	2,93	10,84	6,78
4	10,57	16,26	17,40
24	16,32	21,79	28,19

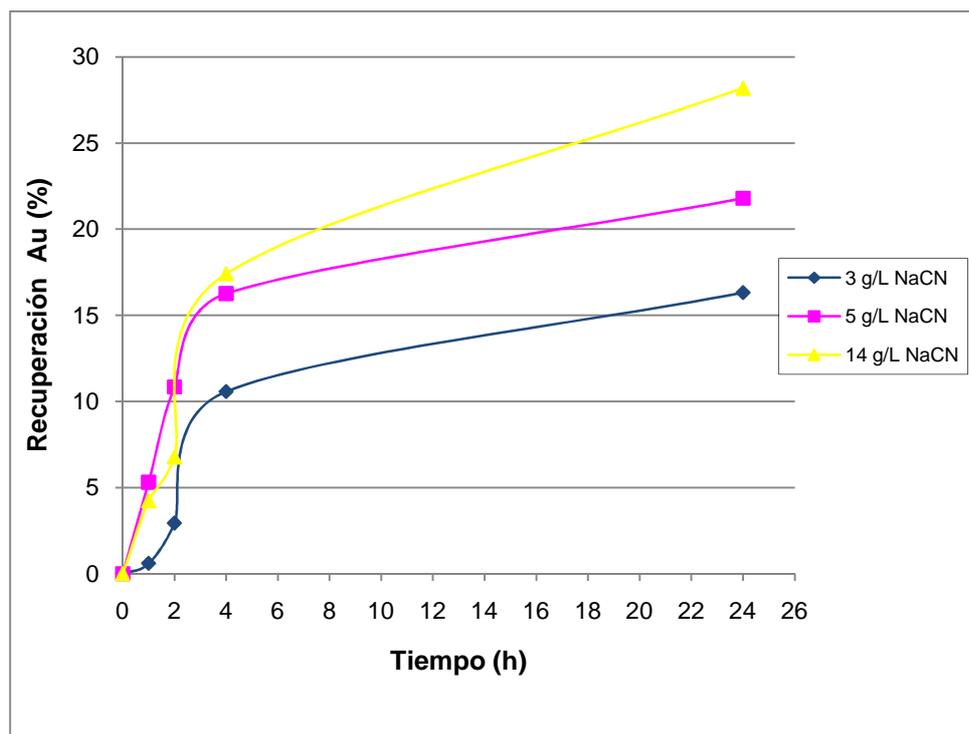


Figura 3.26. Recuperación de oro en solución a distintas concentraciones de NaCN

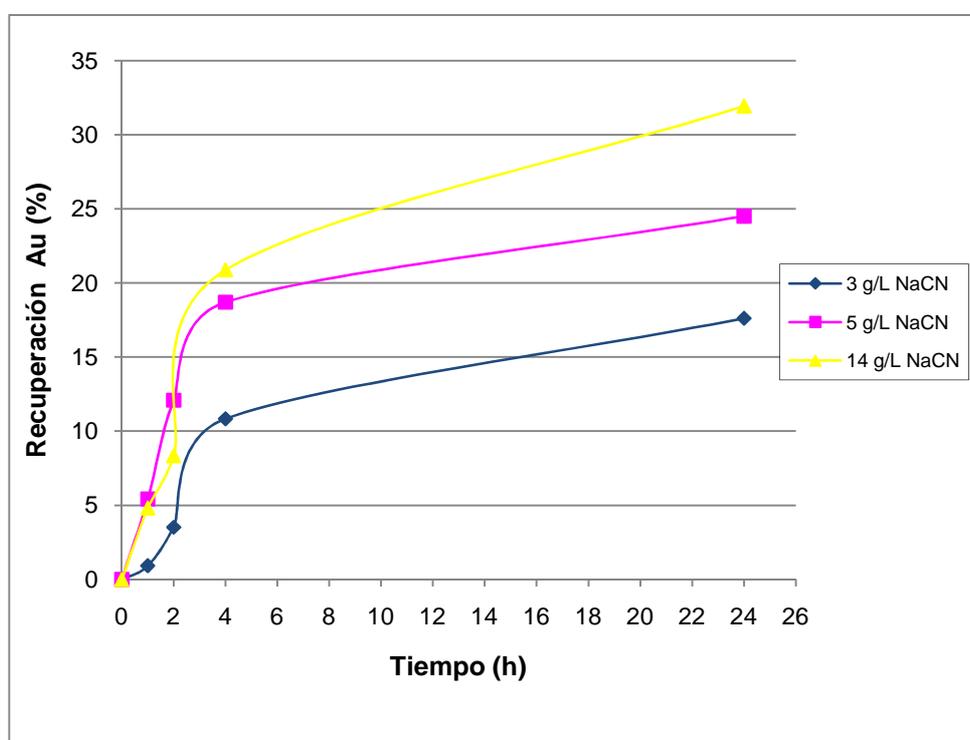
En la figura 3.26 se evidencia que al trabajar con una lixiviación previa de 2 g/L de hidróxido de sodio, la recuperación de oro no aumenta a valores aceptables (alrededor del 90 %). Se observa que las recuperaciones se encuentran a valores alrededor del 28 %, sin embargo al variar la concentración de cianuro de sodio se tiene que al aumentar este reactivo se incrementa la recuperación de oro.

Sin embargo la cinética de reacción muestra que las velocidades de reacción son lentas, y las recuperaciones bajas. A la concentración de 14 g/L se tienen una recuperación máxima de 28,19 %, valor que indica que el oro presente en el relave es alrededor del 71,00 %.

Se realizó una serie de ensayos con una la lixiviación previa con 10 g/L de hidróxido de sodio analítico y se obtiene los siguientes resultados:

Tabla 3.33. Influencia de la concentración de cianuro de sodio en la cinética

Tiempo (h)	Recuperación de Au (%) a distintas [NaCN]		
	3 g/L NaCN	5 g/L NaCN	14 g/L NaCN
0	0,00	0,00	0,00
1	0,92	5,42	4,82
2	3,52	12,09	8,35
4	10,84	18,70	20,87
24	17,62	24,50	31,93

**Figura 3.27.** Recuperación de oro en solución a distintas concentraciones de NaCN

En la figura 3.27 se observa que al realizar una lixiviación previa con 10 g/L de hidróxido de sodio analítico, y luego realizar la cianuración a diferentes concentraciones de cianuro de sodio se obtiene una recuperación alrededor del 32 %, valor que muestra que en el relave se tienen una cantidad de 68 %, lo cual no muestra la eficiencia del proceso.

Al incrementar la concentración de cianuro de sodio se alcanza una recuperación de 31,93%, valor alto en comparación al trabajar a una concentración de 1 g/L en donde solo se alcanza una recuperación de 17,62%.

Como la meta del presente trabajo es alcanzar recuperaciones alrededor del 90% se realizó pruebas con una lixiviación previa de 24 g/L de hidróxido de sodio analítico y se tienen los siguientes resultados:

Tabla 3.34. Influencia de la concentración de cianuro de sodio en la cinética

Tiempo (h)	Recuperación de Au (%) a distintas [NaCN]		
	3 g/L NaCN	5 g/L NaCN	14 g/L NaCN
0	0,00	0,00	0,00
1	1,08	10,14	5,42
2	4,55	15,67	13,88
4	19,19	21,68	22,82
24	22,23	27,11	37,35

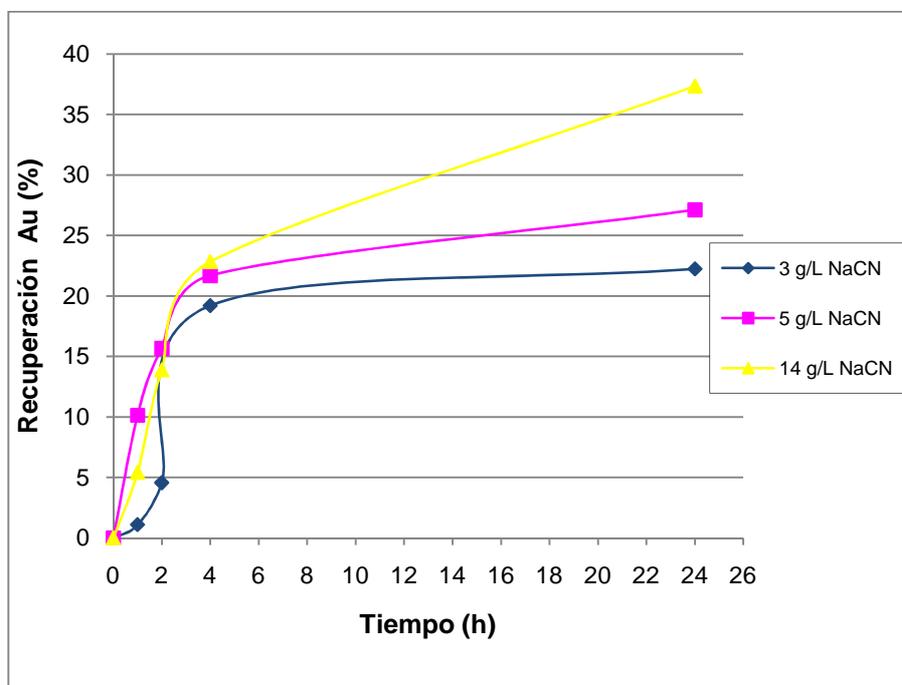


Figura 3.28. Recuperación de oro en solución a distintas concentraciones NaCN

En la tabla 3.34 y la figura 3.28 se muestran que al trabajar a 24 g/L de hidróxido de sodio analítico en la lixiviación previa se alcanzan recuperaciones alrededor del 38 %. En comparación con las anteriores se aumenta la recuperación en 5 unidades aproximadamente.

Esto se debe que al aumentar la concentración de un álcali como es el hidróxido de sodio este protege al cianuro, al neutralizar la acidez de la pulpa, oxida al hierro disperso y transforma el exceso de azufre hacia la especie menos activa. Sin embargo en el relave se tiene una cantidad de 62 % de oro, lo cual hace que este proceso sea ineficiente, y las cinéticas de disolución del oro son lentas.

3.4.2.7 Resultados de la recuperación de oro por cementación con polvo de zinc

Al trabajar en la lixiviación previa con 2, 10 y 24 g/L de hidróxido de sodio se tienen los siguientes resultados luego de realizar la cementación con polvo de zinc mediante la metodología de la sección 2.2.2.3.

Tabla 3.35. Contenido de oro en solución, después de la cementación a distintas concentraciones de cianuro libre

NaOH (g/L)	NaCN (g/L)	Contenido de Au (mg/L)
2	3	0,47
	5	0,45
	14	0,40
10	3	0,38
	5	0,36
	14	0,34
24	3	0,25
	5	0,23
	14	0,12

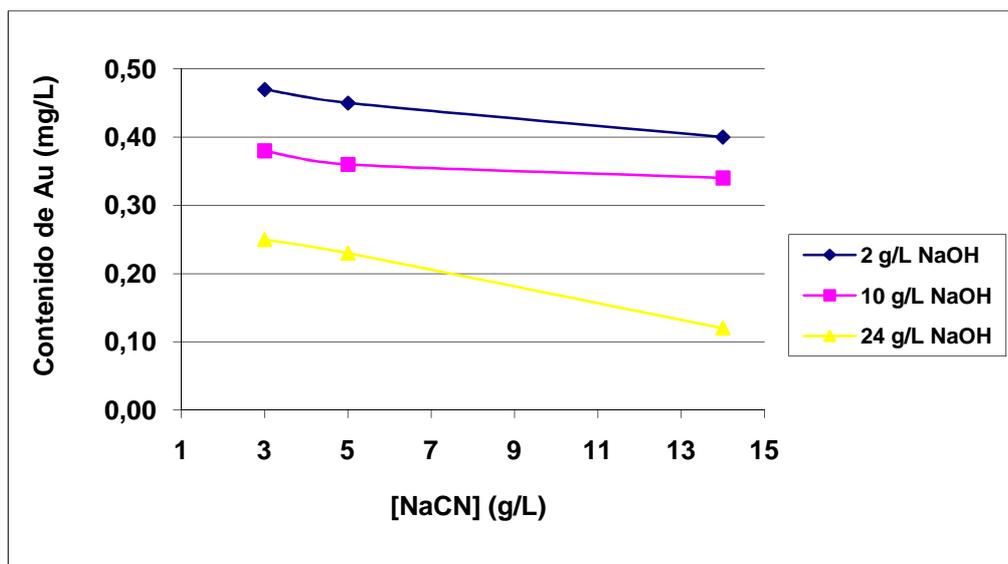


Figura 3.29. Recuperación de oro en solución a distintas concentraciones de NaCN

Se evidencia en la tabla 3.35 y figura 3.29 que la disolución de oro al trabajar a distintas concentraciones de hidróxido de sodio utilizado en la lixiviación previa a la cianuración, a la concentración de 24 g/L de este reactivo se consigue menor cantidad de oro en la solución.

Se tiene que a 24 g/L de hidróxido de sodio el contenido de oro está alrededor del 0,15 % y al trabajar a 2 g/L de NaOH, se obtiene 0,50 mg/L de oro contenido en la solución.

Este acontecimiento se debe a que al experimentar con concentraciones altas de un álcali se logrará proteger al cianuro, para que se degrade al neutralizar la acidez de la pulpa, además oxida al hierro disperso y transforma el exceso de azufre hacia la especie menos activa, de este modo se incrementa la disolución del metal precioso.

Sin embargo no es suficiente este tratamiento para alcanzar disoluciones de oro igual o mayor al 90 %, ya que el oro aún permanece en la solución después de realizar la cementación con polvo de zinc.

Por tal motivo se recurre a un tercer reactivo para eliminar por completo a los elementos consumidores de cianuro que evitan alcanzar recuperaciones altas de oro.

Se realiza la lixiviación previa a la cianuración con amoníaco analítico en concentraciones de 40 y 200 mL/L, los datos de estos análisis se encuentran en el Anexo IX y los resultados se muestran a continuación:

Tabla 3.36. Recuperación de oro en solución a diferentes concentraciones de amoníaco

Amoniaco (mL/L)	[NaCN] g/L	Recuperación de Au (%)
40	3	48,96
	5	52,26
	14	68,31
200	3	56,55
	5	79,80
	14	91,07

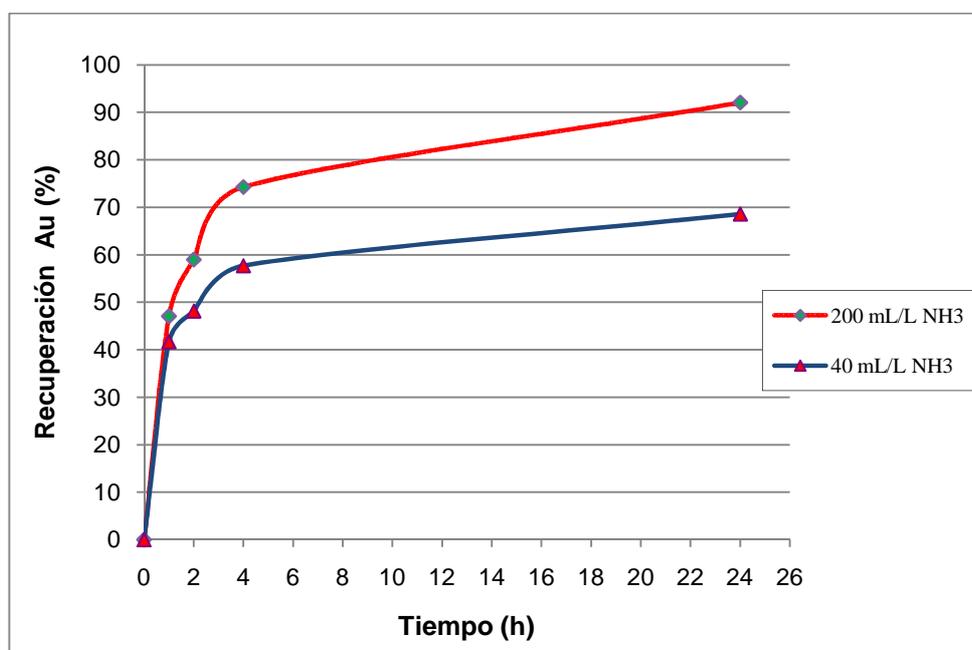


Figura 3.30. Recuperación de oro a distintas concentraciones amoníaco

En la tabla 3.36 y figura 3.30 se tiene que al trabajar con concentraciones de 40 y 200 mL/L de amoníaco analítico se logra aumentar la recuperación de oro a valores de 68,31 % y 91,07 % respectivamente, esto se debe a que al adicionar un exceso de amoníaco sobre la cantidad equivalente al cobre disuelto en la solución de cianuración, pero en cantidades menores que la requerida para llevar al cobre soluble total a la solución, permite incrementar la disolución de oro, reducir el consumo de cianuro de sodio y bajar sustancialmente la cantidad de cobre que entra al circuito de precipitación de oro. (Nagy *et al.*, 1993)

Se ha reportado que el método cianuro- amoníaco- cobre es útil en el tratamiento de menas de oro contenido en telururos de oro y minerales oxidados de cobre. Si el amoníaco está presente, los compuestos de cobre pueden realmente mejorar la habilidad de las soluciones de cianuro para disolver el oro.

Además al realizar la variación en la concentración de cianuro de sodio y al efectuar los ensayos a 3, 5 y 14 g/L se ha conseguido una recuperación mayor al 90 % a la cantidad de 14 g/L de este reactivo. Lo cual cumple con el objetivo planteado al inicio del presente trabajo.

Se procedió a estudiar la influencia de la cinética a la concentración de 40 mL/L de amoníaco analítico se tiene los siguientes resultados:

Tabla 3.37. Influencia de la concentración de cianuro de sodio en la cinética

Tiempo (h)	Recuperación de Au (%) a distintas [NaCN]		
	3 g/L NaCN	5 g/L NaCN	14 g/L NaCN
0	0,00	0,00	0,00
1	21,68	29,38	24,18
2	33,39	34,04	36,10
4	35,13	38,16	46,08
24	48,90	52,26	68,31

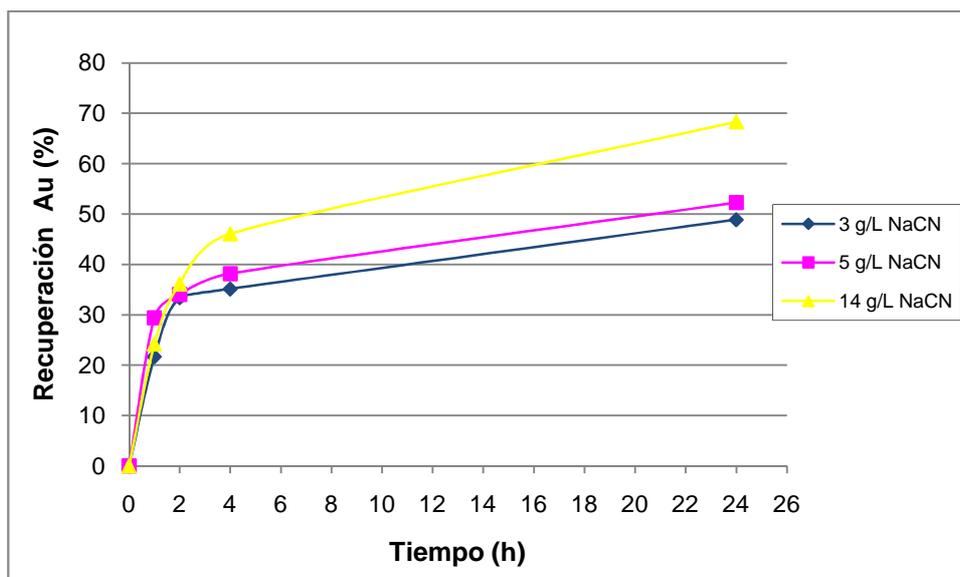


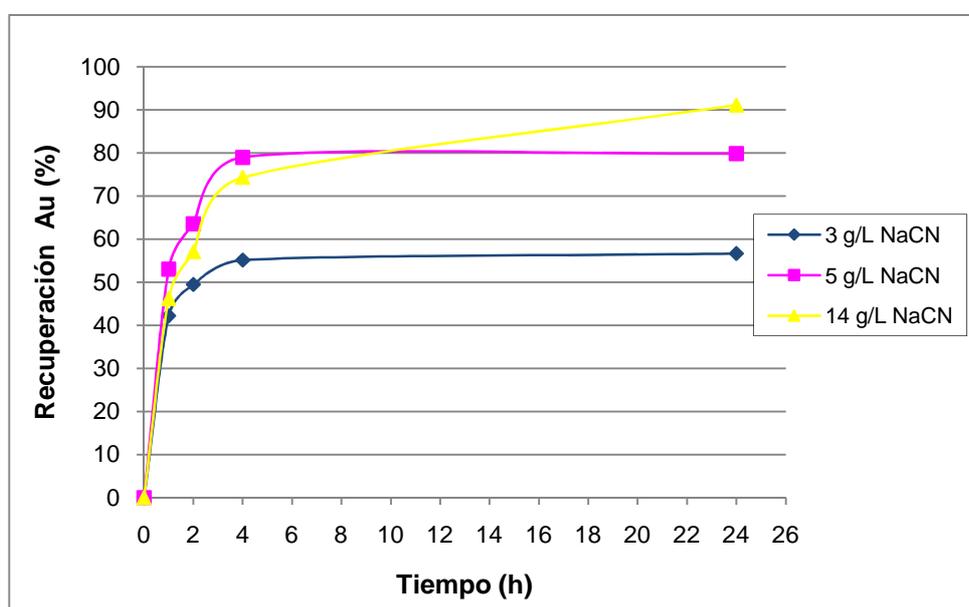
Figura 3.31. Recuperación de oro a distintas concentraciones de cianuro de sodio

En la figura 3.31 se observa la cinética de la recuperación de oro al realizar la lixiviación previa a la cianuración con 40 mL/L de amoníaco, se varió la concentración de 3 a 14 g/L de NaCN y se obtiene una recuperación de oro igual a 68,31 % a una concentración de 14 g/L de cianuro de sodio, es decir, al aumentar la cantidad de cianuro de sodio aumenta la disolución de oro, sin embargo esta cinética es moderadamente lenta ya que alcanza recuperaciones mayores al 50 %, pero aún no se logra alcanzar el objetivo planteado al principio de llegar a obtener recuperaciones igual o mayores al 90 %.

Para alcanzar recuperaciones aceptables (alrededor del 90 %). Se realizó una serie de ensayos mediante la utilización de una lixiviación previa con 200 mL/L de amoníaco analítico, se requiere estudiar la influencia de la variación de la cantidad de cianuro de sodio en la cinética de recuperación de oro y se obtienen los siguientes resultados:

Tabla 3.38. Influencia de la concentración de cianuro de sodio en la cinética

Tiempo (h)	Recuperación de Au (%) a distintas [NaCN]		
	3 g/L NaCN	5 g/L NaCN	14 g/L NaCN
0	0,00	0,00	0,00
1	42,19	53,02	46,19
2	49,42	63,53	57,03
4	55,11	78,93	74,27
24	56,65	79,80	91,07

**Figura 3.32.** Recuperación de oro a distintas concentraciones de cianuro de sodio

En la figura 3.32 se muestra la influencia de la cinética de disolución de oro en función a la variación de la concentración de cianuro de sodio, en donde al realizar la experimentación a 3, 5 y 14 g/L de cianuro de sodio se alcanza unas cinéticas rápidas, ya que a las 4 horas de ensayo se alcanza disolver más del 50 % de oro presente en el material y al término del ensayo se logró recuperar 91,07 % a la concentración de 14 g/L de cianuro de sodio.

Este fenómeno se debe a que el amoníaco ayuda a eliminar la mayor cantidad de minerales de cobre los cuales tienen carácter cianídico y retardan la recuperación de oro.

3.4.2.8 Resultados de la recuperación del oro por cementación con polvo de zinc

En la tabla 3.39 se observa la recuperación de oro alcanzado al trabajar según la metodología de la sección 2.2.2.3.

Tabla 3.39. Contenido de oro en solución, después de la cementación a distintas concentraciones de cianuro libre

NH ₃ (mL/L)	NaCN (g/L)	Contenido de Au (mg/L)
40	3	0,25
	5	0,27
	14	0,08
200	3	0,16
	5	0,14
	14	0,02

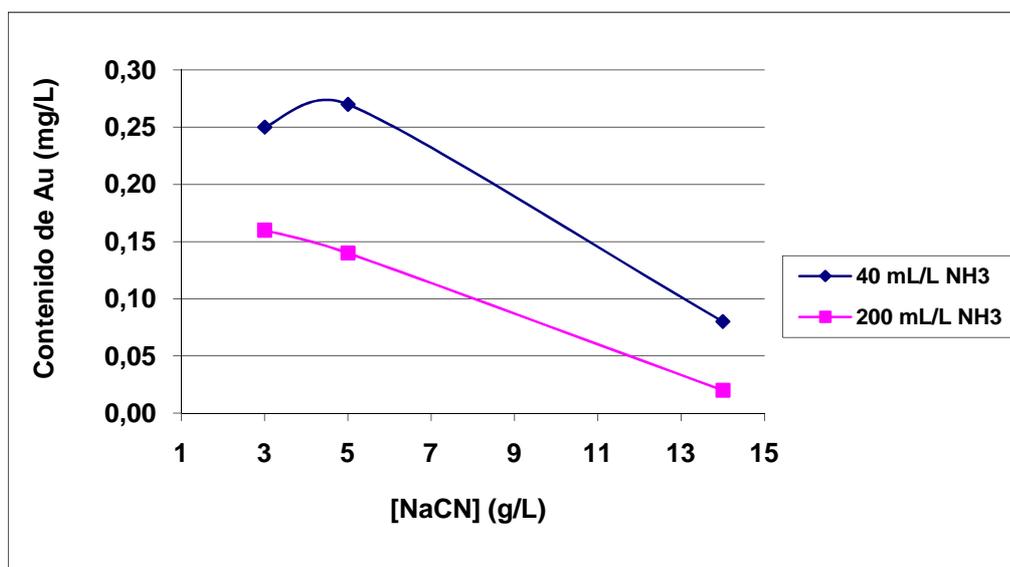


Figura 3.33. Contenido de oro en solución a distintas concentraciones de cianuro de sodio

En la tabla 3.39 y en la figura 3.33 se muestra la disolución de oro al trabajar con amoníaco en cantidades de 40 y 200 mL/L, a las cuales se obtienen contenidos de oro bajos alrededor de 0,20 mg/L, y 0,02 mg/L respectivamente este acontecimiento se debe a que utilizar el amoníaco en la lixiviación previa se

elimina la mayor parte de óxidos de cobre presente en la solución, reduce el consumo de cianuro de sodio y oxígeno además disminuye sustancialmente la cantidad de cobre que entra al circuito de precipitación de oro. (Nagy *et al.*, 1993).

Así optimiza el proceso de recuperación de oro. Una vez que se obtiene una recuperación mayor a 90 % a una concentración de cianuro de sodio igual a 14 g/L se procedió a refinar la cantidad de este reactivo para determinar a qué valor se debe trabajar para que el proceso sea eficiente. Por tal razón se ensayó a concentraciones de 1, 2, 3, 4, 5, 6, 8, 11, 14, 18 g/L los resultados obtenidos se muestran a continuación:

Tabla 3.40. Recuperación de oro en solución a diferentes concentraciones de cianuro

[NaCN] g/L	Recuperación de Au (%)	Consumo de NaCN (kg/TM)
1	53,58	1,75
2	64,42	2,00
3	56,55	2,25
4	54,03	4,65
5	79,80	4,90
6	80,56	5,80
8	85,98	9,80
11	70,15	13,15
14	92,05	16,40
18	71,77	27,85

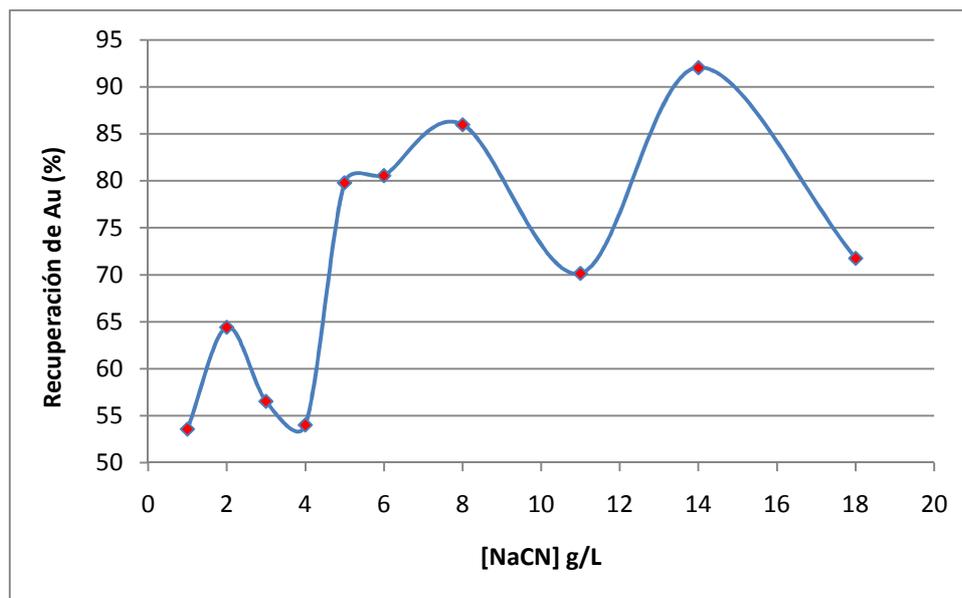


Figura 3.34. Recuperación de oro a diferentes concentraciones de cianuro de sodio

En la tabla 3.40 y en la figura 3.34 se observa que al realizar la cianuración a distintas concentraciones de cianuro de sodio, y trabajar a una lixiviación previa de amoníaco en una cantidad de 200 mL/L, se obtiene que la razón de disolución del oro aumenta linealmente con la concentración de cianuro de sodio, hasta que alcanza un máximo, más allá del cual, un incremento adicional en la concentración no aumenta la cantidad de oro disuelto sino al contrario tiene un efecto retardante.

Debido a la complejidad del mineral estudiado, se muestra en la figura 3.34 que la tendencia en la disolución del oro no es lineal, ya que a las concentraciones de 8 y 14 g/L se obtienen las recuperaciones más altas de 85,98 % y 92,05 % respectivamente y a la concentración máxima de 18 g/L se obtiene una disminución en la disolución de oro y alcanza un valor de 71,77 % puede ser debido a la presencia de elementos consumidores de cianuro y oxígeno.

Con respecto al consumo de cianuro de sodio se observa que a las concentraciones a las cuales se obtienen los valores más altos de recuperación como son al 8 y 14 g/L de cianuro de sodio se consume 9,80 y 16,40 kg/TM de este reactivo.

Y a la concentración de 18 g/L de cianuro de sodio se consume 27,85 kg/TM de este reactivo debido a que el material ensayado presenta en su composición elementos cianicidas; es decir consumidores de cianuro que captan primero al cianuro y disminuyen la disolución del oro.

El estudio de la influencia de la concentración de cianuro de sodio en la cinética de disolución del oro y se obtienen los siguientes resultados:

Tabla 3.41. Influencia de la concentración de cianuro de sodio en la cinética

Tiempo (h)	Recuperación de Au (%) a distintas [NaCN]									
	1 g/L	2 g/L	3 g/L	4 g/L	5 g/L	6 g/L	8 g/L	11 g/L	14 g/L	18 g/L
0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
1	10,30	37,50	42,19	36,23	53,02	52,48	59,09	53,34	47,05	41,63
2	24,03	41,92	49,42	46,89	63,53	66,90	67,55	64,51	58,98	48,14
4	38,22	44,54	55,11	48,25	78,93	70,69	70,91	65,49	74,27	57,68
24	53,58	64,42	56,65	54,03	79,80	80,56	85,98	70,15	92,05	71,77

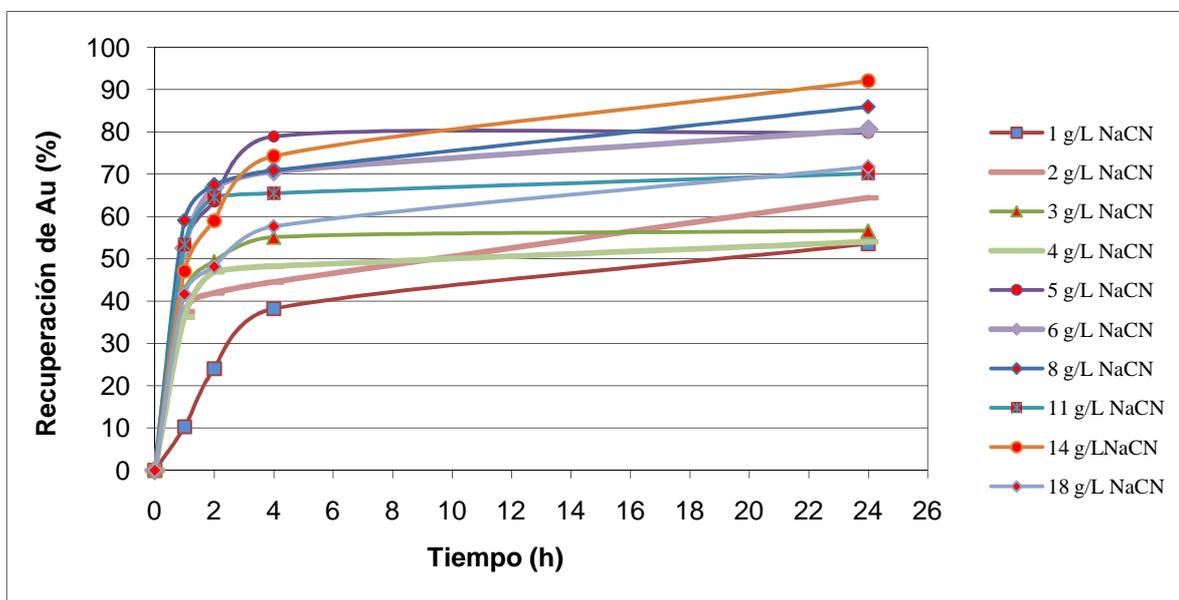


Figura 3.35. Cinética de la disolución de oro a diferentes concentraciones de NaCN

En la tabla 3.41 y en la figura 3.35 se muestra la influencia de la cinética de la disolución de oro a distintas concentraciones de cianuro de sodio, en las cuales se

observa que al cianurar el material proveniente de una lixiviación previa con 200 mL/L de amoníaco ayuda a eliminar los óxidos de cobre presentes en la solución e incrementa la velocidad de la reacción y permite obtener cinéticas rápidas y la recuperación total alta hasta un valor de 92,05 % a la concentración de 14 g/L de cianuro de sodio.

Se muestra que a las concentraciones de 5, 6 y 8 g/L de cianuro de sodio la cinética de disolución de oro es prácticamente la misma, además las curvas obtenidas son muy semejantes, y en estos tres casos se consiguen recuperaciones alrededor del 85 %.

Al aumentar la concentración de cianuro de sodio a 18 g/L la cinética de disolución de oro es moderadamente lenta, debido a que existe la presencia de elementos consumidores de cianuro de sodio que producen reacciones competitivas que captan cianuro.

3.4.2.9 Resultados de la recuperación del oro por cementación con polvo de zinc

En la tabla 3.42 se observa la recuperación de oro alcanzado al usar la metodología de la sección 2.2.2.3.

Tabla 3.42. Contenido de oro en solución, después de la cementación a distintas concentraciones de cianuro libre

[NaCN] g/L	Contenido de Au (mg/L)
1	0,25
2	0,20
3	0,30
4	0,32
5	0,27
6	0,26
8	0,22
11	0,18
14	0,15
18	0,19

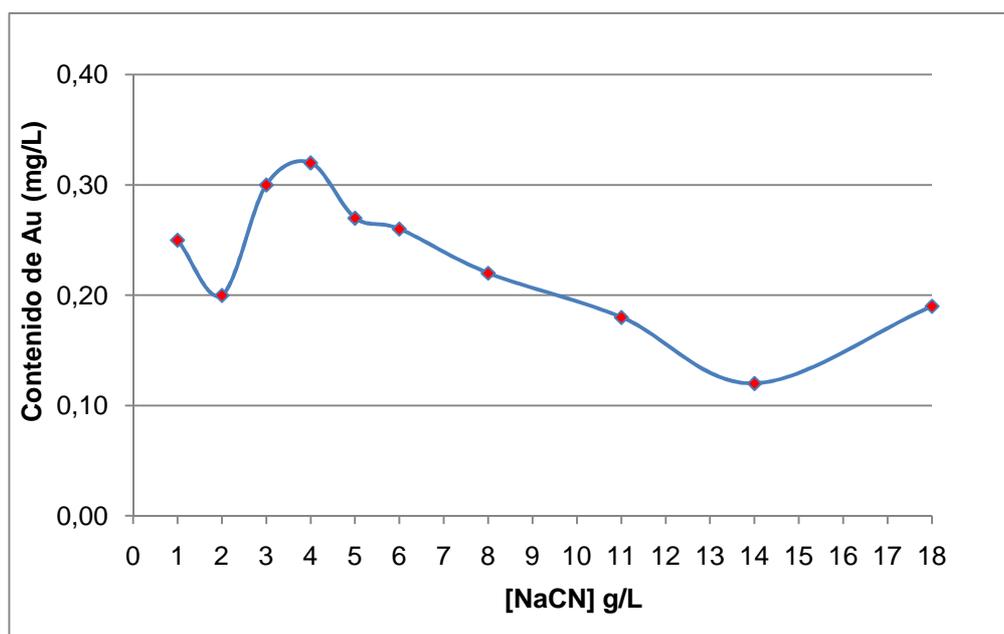


Figura 3.36. Contenido de oro en solución a diferentes concentraciones de NaCN

En la tabla 3.42 y en la figura 3.36 se obtienen el contenido de oro final en la solución a distintas concentraciones de cianuro de sodio, en donde al experimentar con el material lixiviado previamente con 200 mL/L de amoníaco, se tiene cantidades bajas alrededor del 0,15 mg/L de oro a una concentración de 14 g/L de NaCN en comparación a trabajar a 3 g/L de cianuro de sodio se llega a un 0,30 mg/L de oro en la solución.

El amoníaco promueve al incremento en la disolución del metal precioso debido a que este reactivo se encarga de reducir el consumo de cianuro de sodio y bajar sustancialmente la cantidad de cobre que entra al circuito de precipitación de oro. (Nagy *et al.*, 1993). Lo cual presenta un efecto satisfactorio en la recuperación de oro ya que alcanza valores igual o mayores del 90 %.

Con base en los resultados obtenidos se ha escogido los siguientes parámetros mostrados en la tabla 3.43, para los ensayos que se realizarán con el concentrado "A":

Tabla 3.43. Resultados finales del procesamiento del concentrado “B”

TRATAMIENTO	
Tostación	4 Horas
Lixiviación ácida	200 mL/L de Amoniaco

En la tabla 3.43 se indican los parámetros adecuados que se experimentó con el concentrado “B”, el cual presenta en su composición mayor cantidad de sulfuros que el concentrado “A”, estos muestran que al realizar un pretratamiento de tostación durante 4 horas y 6 horas se obtuvieron recuperaciones globales de 36,02 % y 35,42 % de oro respectivamente, por lo que se determina que se debe trabajar a 4 horas, ya que se presume que si se aumenta el tiempo de tostación los sulfuros presentes forman óxidos de cobre muy resistentes los cuales no permiten el ingreso de cianuro para la disolución de oro.

La recuperación alcanzada al someterse a este pretratamiento mencionado, no logra conseguir recuperaciones eficientes alrededor del 90 %, lo que indica que se debe efectuar otra operación antes de la cianuración, como puede ser una lixiviación previa del material calcinado, se realizó tres lixivitaciones previas, la primera con ácido sulfúrico a concentraciones de 20, 30 y 50 g/L las cuales proporcionaron recuperaciones de 33,88 %; 28,46 % y 26,89 % respectivamente.

Estos valores indican que no funciona este tratamiento, por lo cual se debe experimentar con otro reactivo, la segunda lixiviación se efectuó con hidróxido de sodio, en cantidades de 2, 10 y 24 g/L, estas concentraciones alcanzan recuperaciones de 28,19 %; 31,93 %; 37,35 %; respectivamente.

Como aún no se alcanza recuperaciones alrededor del 90 %, se realizó otra serie de ensayos de lixivitaciones con amoniaco en cantidades de 40 y 200 mL/L, las cuales proporcionan recuperaciones de 68,31 % y 91,07 % respectivamente.

Estos resultados muestran que al aplicar este procedimiento se alcanza una buena recuperación por tal motivo se debe efectuar este tratamiento.

En la tabla 3.44 se muestran los resultados obtenidos al cianurar el concentrado "A" a diferentes concentraciones de cianuro de sodio.

Tabla 3.44. Recuperación de oro en solución a diferentes concentraciones de cianuro

[NaCN] g/L	Recuperación de Au (%)	Consumo de NaCN (kg/TM)
1	60,28	5,30
2	99,55	5,50
3	98,28	10,30
5	99,42	11,40
10	99,41	15,30
14	99,17	16,20

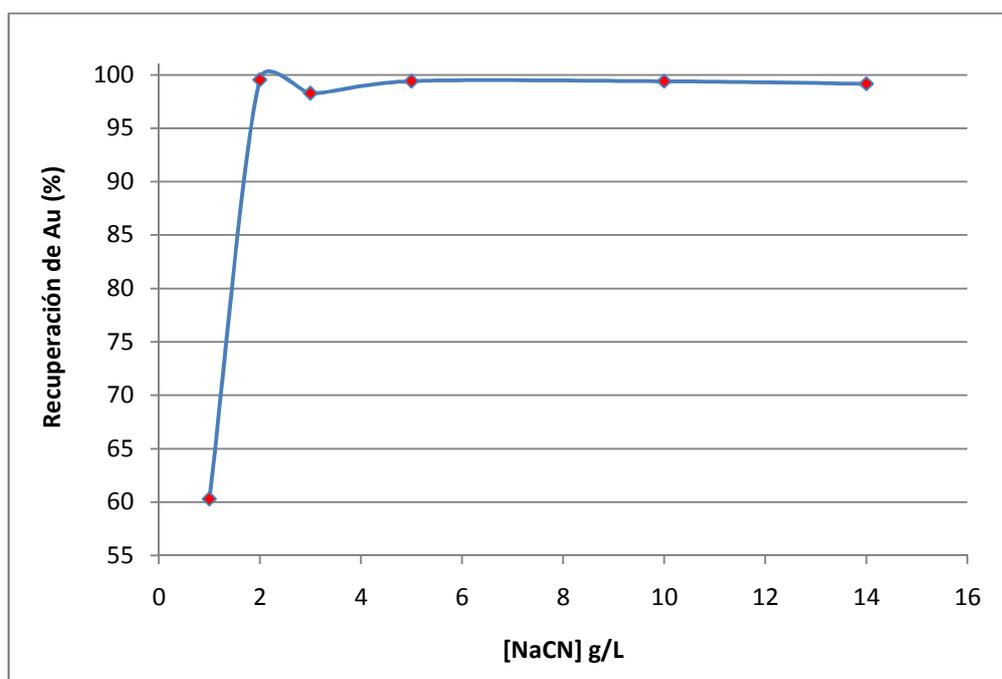


Figura 3.37. Recuperación de oro a diferentes concentraciones de cianuro de sodio

En la tabla 3.44 y en la figura 3.37 se observa que al realizar una lixiviación previa con 200 mL/L de amoníaco se evidencia el incremento en la recuperación de oro en la solución, y se alcanzan valores mayores del 90 %, esto se debe que este reactivo elimina por completo los óxidos de cobre remanentes en la solución y permite que el cianuro de sodio logre disolver la mayor cantidad del metal precioso.

Por la complejidad de la composición del mineral, no se observa una tendencia lineal en la recuperación de oro al aumentar la cantidad de cianuro de sodio, sin embargo a la concentración de 2 g/L se consigue un valor máximo de 99,55 %; y si se aumenta la concentración de cianuro de sodio a 5, 10 y 14 g/L disminuye la recuperación de oro a 99,42 %; 99,41 % y 99,17 % respectivamente.

Este fenómeno se debe a que el amoníaco logra eliminar los óxidos de cobre presentes y además permite reducir el consumo de cianuro de sodio, ya que el complejo formado por el cianuro cupriamonio se disocia en el radical complejo $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{+2}$ y cianógeno libre, el cual se cree que el cianógeno liberado reacciona con los iones hidroxilos para formar cianuros alcalinos, los que luego disuelven el oro.

Como se menciono anteriormente el amoníaco presente en la solución disminuye el consumo sustancialmente de cianuro de sodio, como se observa a la concentración de 2 g/L se consume una cantidad de 5,5 g/TM de cianuro de sodio, y al aumentar la concentración de este reactivo a 14 g/L se gasta 16,2 g/TM de cianuro de sodio, además la recuperación baja porque se debe trabajara al valor de 2 g/L, en donde se alcanza la máxima recuperación del metal precioso.

Se realiza además el estudio de la cinética de disolución de oro en función de la concentración de cianuro de sodio, se obtienen los siguientes resultados:

Tabla 3.45. Influencia de la concentración de cianuro de sodio en la cinética

Tiempo (h)	Recuperación de Au (%) a distintas [NaCN]					
	1 g/L NaCN	2 g/L NaCN	3 g/L NaCN	5 g/L NaCN	10 g/L NaCN	14 g/L NaCN
0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
1	7,24	14,25	13,70	16,63	27,30	45,90
2	26,18	41,30	48,41	53,59	40,13	84,06
4	46,83	80,80	80,99	81,99	48,28	93,60
24	60,28	99,55	98,28	99,42	99,41	99,17

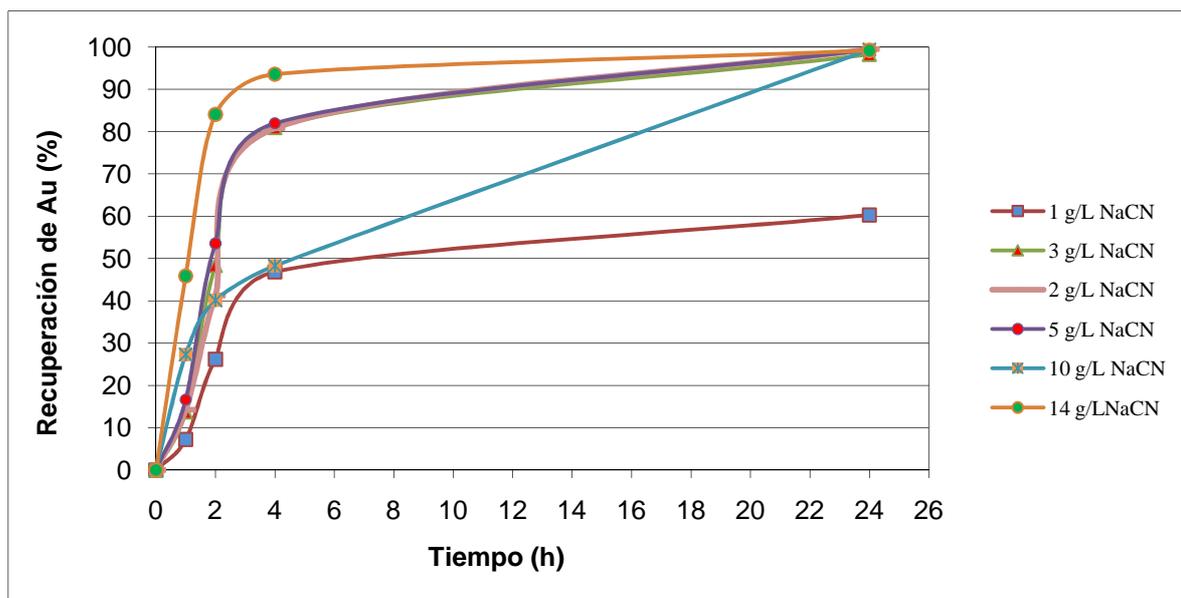


Figura 3.38. Cinética de la disolución de oro a diferentes concentraciones de NaCN

En la tabla 3.45 y en la figura 3.38 se observa que el oro se disuelve más rápido a una concentración de 2 g/L de cianuro de sodio, pero a medida que se incrementa la cantidad de cianuro de sodio la eficiencia disminuye, pero en general se alcanza cinéticas de disolución rápidas, y los valores de recuperación mayores del 90 %.

Esta alta recuperación de oro se debe al tratamiento previo de la calcina, la cual se realizó una lixiviación previa con amoníaco, se consiguió eliminar la mayor cantidad de óxidos de cobre presentes en la solución los cuales interfieren en la recuperación de oro.

Al trabajar a concentraciones de 5 y 10 g/L de cianuro de sodio se observa curvas semejantes y recuperaciones parecidas, la una de 99,42 % y 99,41 %; respectivamente.

Al ensayar a la concentración de 14 g/L la cinética disminuye y se logra una recuperación de 99,17 %.

3.4.2.10 Resultados de la recuperación del oro por cementación con polvo de zinc

En la tabla 3.46 se observa la recuperación de oro alcanzado mediante la metodología de la sección 2.2.2.3.

Tabla 3.46. Contenido de oro en solución, después de la cementación distintas concentraciones de cianuro libre

[NaCN] g/L	Contenido de Au (mg/L)
1	0,30
2	0,05
3	0,10
5	0,15
10	0,20
14	0,35

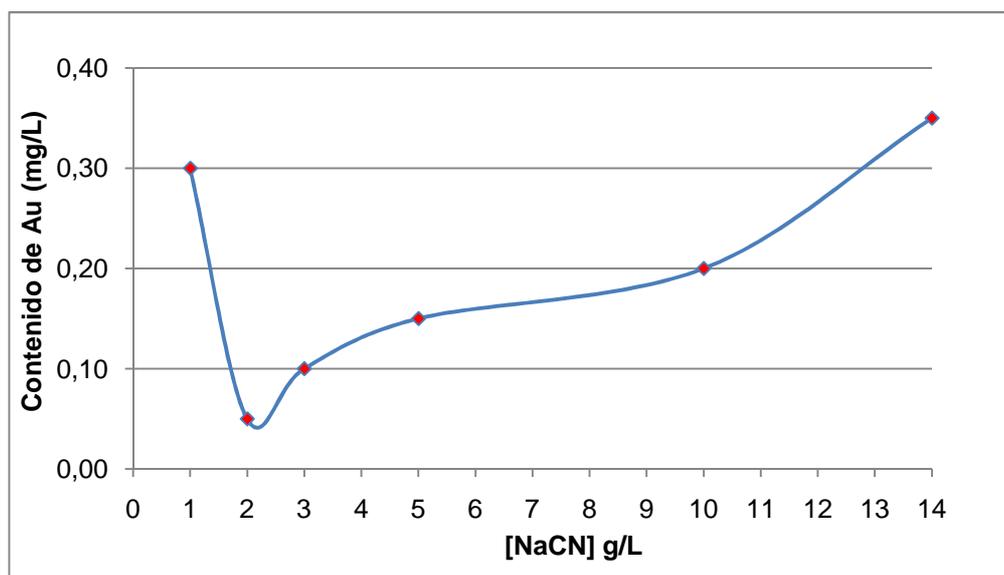


Figura 3.39. Contenido de oro en solución a diferentes concentraciones de NaCN

En la tabla 3.46 y en la figura 3.39 se evidencia la disolución de oro en la solución a diferentes concentraciones de cianuro de sodio, en donde al trabajar a 2 g/L de cianuro de sodio se logra una cantidad mínima en de oro igual a 0,02 mg/L esto se atribuye a que, bajo estas condiciones no solamente se disuelve el oro,

también lo hacen también metales como el zinc, cobre, hierro, los cuales compiten por captar el oxígeno y cianuro y forman complejos que envenenan la solución y disminuye la recuperación de oro.

3.5 RESULTADOS DE LA DEFINICIÓN DEL ESQUEMA DE PROCESAMIENTO DEL MINERAL AURÍFERO REFRACTARIO POLISULFURADO, PARA LA RECUPERACIÓN DE ORO, CON BASE A LOS RESULTADOS OBTENIDOS

El mineral aurífero refractario polisulfurado con un contenido de oro igual a 9 g/TM y que presenta en su fase mineralógica alrededor del 48 % de sulfuros entre los cuales están la pirita (4 %), calcopirita (5 %), pirrotina (35 %), arsenopirita (4 %), se procedió a la recuperación de oro presente en el mineral, se inició con una cianuración estándar del material molido para conocer la cantidad de oro cianurable del mineral y si no se alcanza recuperaciones alrededor del 90 % se realizó tratamientos preliminares antes de la emplear la cianuración.

Para determinar las mejores condiciones de trabajo para cada uno de los tratamientos se efectuaron varias pruebas de cianuración que permitieron obtener resultados eficientes para finalmente aplicarlos en un tratamiento global en serie.

En la siguiente tabla se presentan los resultados alcanzados por los procesos aplicados, en los cuales se presenta los porcentajes de recuperación de oro.

Tabla 3.47. Resultados finales de los procesos realizados para la recuperación de oro

Tratamiento	Concentración de Cianuro de sodio [g/L]	% Oro recuperado en cada proceso
Cianuración Estándar del mineral molido	0,5	48,00
Flotación Selectiva del mineral más cianuración	14	34,15
Tostación de concentrado "B" durante 4 horas más cianuración	14	36,02
Tostación de concentrado "B" durante 6 horas más cianuración	14	35,43
Lixiviación previa del concentrado "B" con ácido sulfúrico más cianuración	14	33,88
Lixiviación previa del concentrado "B" con hidróxido de sodio más cianuración	14	37,35
Lixiviación previa del concentrado "B" con amoníaco más cianuración	14	91,07

En la tabla 3.47 se muestran los tratamientos que se realizaron para conseguir recuperaciones del metal precioso en valores alrededor del 90 %, se inició el trabajo con una cianuración estándar para conocer la cantidad de oro cianurable que presenta el material, el resultado obtenido es una recuperación del 48 %, lo que indica que el 52 % de oro se encuentra en el relave, motivo por el cual se necesita realizar tratamientos previos para incrementar la recuperación de oro.

Debido a la presencia de material arcilloso en la fase mineralógica del mineral (52 %), se requiere eliminar estos compuestos mediante un proceso de concentración por flotación selectiva, la cual está conformada por dos etapas la primera denominada Etapa "A" y la segunda llamada Etapa "B", se obtienen el concentrado "A" y el "B" respectivamente.

Se realizó inicialmente ensayos con el concentrado "B", se procedió a cianurar este, directamente como se muestra en la sección 2.3.3 a una concentración de 14 g/L se logró un valor de recuperación de 34,15 %, esta disminución se debe que al utilizar reactivos de flotación como son espumantes, colectores estos no permiten que el oro se disuelva de manera eficiente.

Luego para eliminar la cantidad de reactivos de flotación que interfieren en la disolución del oro se efectuó una tostación del concentrado "B" inicialmente se ensayó a 4 horas y luego a 6 horas, se obtuvo como resultados 36,02 % y 35,43 % respectivamente, se observa que al aumentar el tiempo de tostación disminuye el porcentaje de recuperación este fenómeno podría deberse a que los sulfuros presentes en el concentrado se encapsulan a mayor tiempo formado una capa en la superficie del material, la cual no permite que el cianuro disuelva la cantidad de oro.

Como aún no se logra alcanzar recuperaciones altas se realizó un tercer tratamiento el cual consistió en efectuar lixiviaciones previas, la primera con ácido sulfúrico en una concentración de 20 g/L se obtiene un valor de 33,88 %, este no alcanza el objetivo propuesto al inicio del trabajo, se realizó una segunda lixiviación hidróxido de sodio en una concentración de 24 g/L, se consiguió una recuperación de 37,35 %, este valor es bajo por lo que se requiere efectuar una tercera lixiviación previa esta vez se realizó con amoníaco en una cantidad de 200 mL/L con lo que se incrementa la recuperación a 91,07 %.

Las recuperaciones mencionadas anteriormente se consiguieron a la concentración de 14 g/L de cianuro de sodio, este valor fue encontrado al realizar la variación de la cantidad de cianuro de sodio en el intervalo de 1 – 18. Con este tratamiento se logra conseguir el objetivo planteado al inicio por lo que se trabajará con este, para el concentrado "A".

En la figura 3.40 se presenta un esquema propuesto del proceso en serie aplicado al mineral aurífero refractario polisulfurado

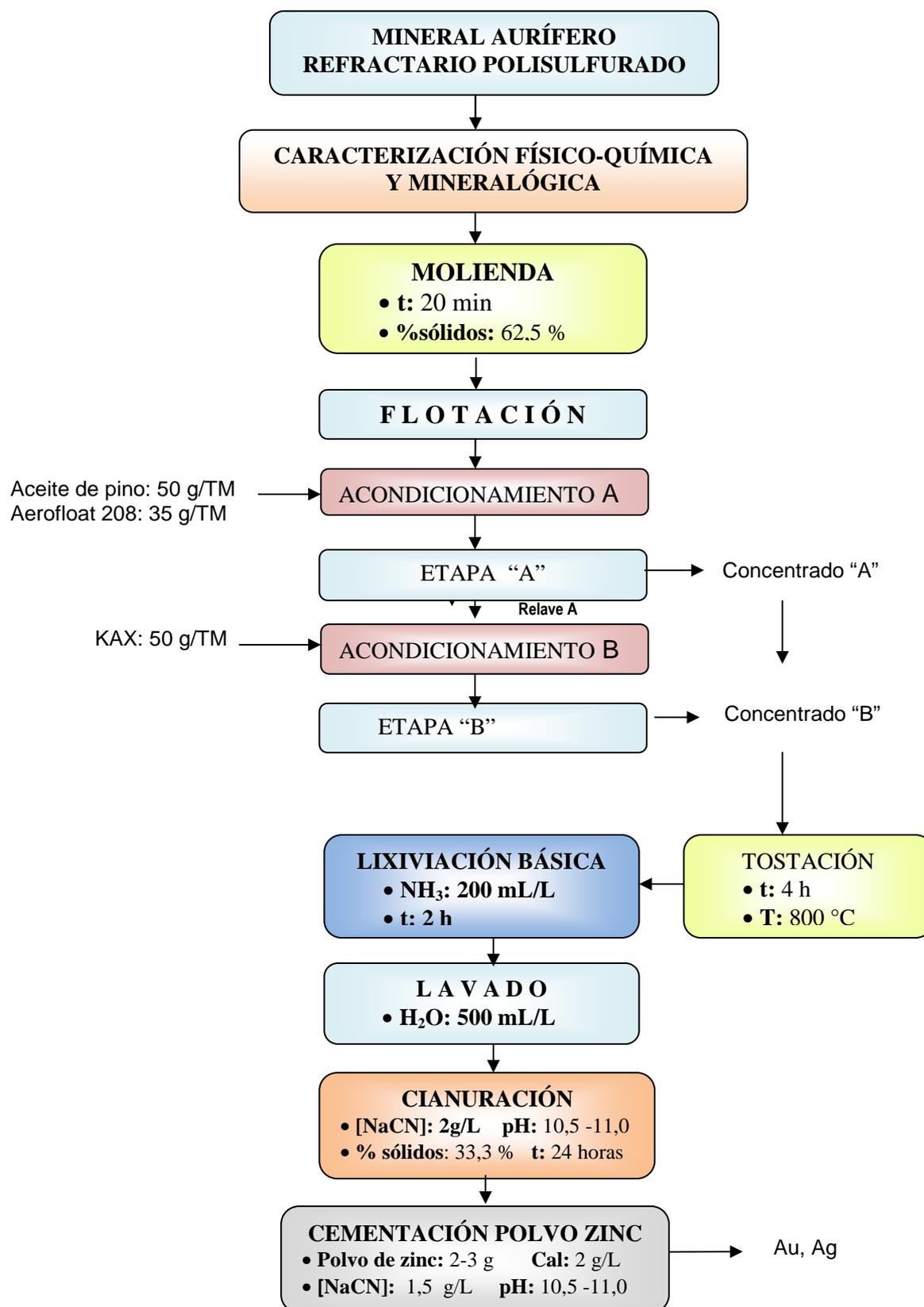


Figura 3.40. Diagrama de flujo para el procesamiento del mineral refractario polisulfurado

4 CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

4.1 CONCLUSIONES

- La caracterización físico-química y mineralógica del mineral aurífero polisulfurado estudiado, permite afirmar que el oro se encuentra asociado al cuarzo y a sulfuros como pirita, calcopirita, pirrotina, además de inclusiones submicroscópicas en orden de ppm dentro de cristales de arsenopirita.
- Los mayores porcentajes de recuperación de oro en los concentrados flotados, se obtienen a un tamaño de partícula de 190 μm , que se consiguió a los 20 minutos de molienda a 62,5% de sólidos.
- En los ensayos de cianuración directa (sin pretratamiento) del mineral polisulfurado, molido a 20 minutos se consigue una baja recuperación de oro, igual al 48 %, por lo que es necesario aplicar un pretratamiento previo a la cianuración para recuperar el metal precioso que se queda en el relave final.
- La concentración por flotación selectiva del mineral molido a 20 minutos, pH igual a 10,40 y con una concentración del colector KAX (amil xantato de potasio) de 250 (g/TM) se obtuvieron dos concentrados: el concentrado de la primera etapa denominado concentrado "A" con mayor contenido de metales preciosos de 85,00 g/TM de oro y 128,66 g/TM de plata y calcopirita con un porcentaje igual al 15 % y el concentrado de la segunda etapa llamado concentrado "B" con mayor contenido de sulfuros entre los cuales tenemos pirita 16 %, arsenopirita 11 % .
- El proceso de tostación para el concentrado "B" a 800°C, en atmósfera oxidante durante 4 horas, favorece el contacto entre el oro que se

encuentra ocluido en los sulfuros y el cianuro mediante la transformación de sulfuros en óxidos, y se consiguió una recuperación de 36,02% de oro.

- La presencia de óxidos de cobre alrededor del 50 % en el material tostado ocasiona un alto consumo de cianuro de sodio de 20 kg/TM y una baja recuperación de oro por cianuración igual a 36,02% por lo tanto, se deben realizar lixiviaciones previas a la cianuración con ácido sulfúrico, hidróxido de sodio y amoníaco para evitar este fenómeno. Se obtiene mediante los ensayos estudiados que a una concentración de 200 mL/L de amoníaco, del material tostado se alcanza la máxima recuperación de oro de 91,07%
- El método para la recuperación de oro del concentrado "A" es molienda durante 20 minutos, flotación selectiva del mineral molido a pH de 10,40: con una concentración de KAX (amil xantato de sodio) de 250 g/TM , tostación de 4 horas a 800 °C, en atmósfera oxidante , lavado básico con amoníaco a una concentración de 200 mL/L y cianuración.
- La cianuración a 14 g/L de NaCN alcanzó 95,0 % de recuperación de oro, sin embargo al trabajar con 2 g/L de NaCN se obtuvo una recuperación de oro del 99,5%; debido a que el amoníaco presente en la solución disminuye el consumo sustancialmente de cianuro de sodio, ya que forma complejos con el cobre y no interfiere en la disolución del oro.

4.2 RECOMENDACIONES

- Se recomienda tratar a otros minerales refractarios provenientes de la mina del Virón en la provincia del Oro mediante tostación durante 4 horas, en atmósfera oxidante a 800 °C para asegurar se de que existe el contacto directo entre los minerales preciosos y el cianuro de sodio.
- Se debe realizar una lixiviación previa con amoníaco para disminuir la cantidad de óxidos de cobre presentes.

BIBLIOGRAFÍA

1. Acosta, C., 2007, "Estudio Piloto de flotación de un mineral aurífero con bajo contenido de sulfuros", Tesis Previa a la Obtención del título de Ingeniera Química, EPN, Quito-Ecuador, pp. 56-61.
2. Araya, T., 1996, "Concentración por Flotación", Centro de Investigaciones de Minería y Metalurgia, Santiago, Chile, pp. 29, 31.
3. Arias, V., Coronado, F. y Puente, L., 2005, "Refractariedad de concentrados auríferos", Revista del Instituto de investigaciones de la facultad de Geología, minería y metalurgia, 26(3), 14
4. Ballester, A., Vedeja, L. y Sancho, J., 2001, " Fundamentos de Metalurgia Extractiva", volumen I, Editorial Síntesis, España, Madrid, p 327.
5. Baylón, A., Chávez, S., Medina, R., 2000, "Obtención de metales preciosos a partir de residuos sólidos de minerales o relaves", <http://www.minrefra/trat/cianu.org>, (Marzo, 2010).
6. Bohórquez, T., 1996, "Biolixiviación de minerales auríferos refractarios del yacimiento de Ponce Enríquez", Tesis Previa a la Obtención del título de Ingeniera Química, EPN, Quito-Ecuador, p 15.
7. Chiacchianini, P. y Fuente, V., 2000, "Pretratamiento de un mineral refractario de oro mediante células de Thiobacillus", Centro de Investigaciones y Desarrollo de Fermentación Industrial, Rev. Invesg., 56 (24), 76.
8. Criollo, E., 2001, "Estudio Comparativo de métodos de análisis de oro en menas y minerales concentrados", Tesis Previa a la Obtención del título de Licenciada en Ciencias Químicas, especialidad Química Analítica, UCE, Quito-Ecuador, pp.20-32.

9. De la Torre, E., 1985 “Estudio comparativo del proceso de tostación de un concentrado de minerales de cobre”, Tesis Previa a la Obtención del título de Ingeniero Químico, EPN, Quito-Ecuador, pp 25-30.
10. De la Torre, E. y Guevara, A., 2006, “Tratamiento de Minerales Refractarios de oro”, Quito, Ecuador, pp 2-6.
11. Díaz, X. y Guevara, A., 2002, “Taller de cianuración una alternativa a la amalgación”, Departamento de Metalurgia Extractiva, Quito, Ecuador, pp. 40, 65.
12. Domic, E., 2001, “Hidrometalurgia- Fundamentos, procesos y aplicaciones”, 5ta edición, Santiago, Chile, pp 188-192.
13. Espinoza, T., 1990, “Taller de Capacitación sobre la explotación de Yacimientos de minerales metálicos dirigidos a artesanos y pequeños mineros”, 1era. edición, E.P.N y I.E.C.E, Quito, Ecuador, pp. 2.15-2.21.
14. Estudios Mineros del Perú SACC, 2004, “Geología y Evaluación de Yacimientos de minerales auríferos”, <http://www.estudiosmineros.com>, (Febrero, 2010).
15. Franco, J., Par, C. y Montreal, C., 1993, “Metalúrgica del oro”, 1era edición, Lima, Perú, pp. 16-18, 47-50.
16. Gallegos, J., 2000, “Seminario sobre la Flotación de Minerales tipo Sulfuros complejos de cobre, plomo y zinc.”, Universidad Católica de Lovaina, Bélgica, pp. 43-45.
17. Gasparrini, C., 1989, “Gold and other precious metals the lure and the trap or The differential effects of the microcomposition of the ore on the process of extraction”, Published by the Space Eagle publishing Company Inc, Toronto, Canadá, pp. 82-95.

18. Guerrero, J., 2006, "Caracterización y ensayos de Cianuración Intensiva de muestras del Distrito de Ponce Enríquez con contenido de oro", Tesis previa a la obtención del título de Ingeniero en Minas, ESPOL, Guayaquil, Ecuador.
19. Hernández, R., 1992, "Hidrometalurgia. IV Curso Internacional de Procesamiento de minerales", Santiago, Chile, pp. 24-30.
20. Lenahan, W. y Murray-Smith, R., "Assay and Analytical Practice in the South African Mining Industry", Johannesburg, South Africa, 1986, pp. 49-55.
21. Lovera, A., Núñez, P. y Delgado, E., 2002, "Tostación de minerales sulfurados", Revista de la Facultad de Minería del Perú, 9(10), 24.
22. Mamani, V. y Alvarado, E., 1999, "Cianuración por agitación", <http://www.miner/poder/cianur.pdf>, (Diciembre, 2009)
23. Marsden, J. y House, L., 1992, "The Chemistry of Gold Extraction", Ed. (Ellis Horwood Series in Metals and Associated Materials, Ore Deposit and Process Mineralogy, pp. 45-92.
24. Mendoza, O. y Pedraza, J., 2005, " Efecto del catalizador Leachwell 60X y de los iones Pb^{+2} y S^{-2} En el proceso electroquímico de la cianuración en minerales sulfurados", Rev.fac.ing.univ., 37(20) 9-20.
25. Moure, A., Pérez, J. y González, M., 2004, "Espectrofotometría", <http://www.xtec.es/gjimene2/llicencia/students/bscw>, (Junio, 2010).
26. Nagy, J., Mrkersc, P., Mc.Colluch, A., 1993, "Tratamiento Químico de Menas Refractarias de oro", Instituto Nacional de Metalurgia, South Africa, pp. 3,1-3.25.

27. Nava, F., Elorza, E., Uribe, A. y Pérez, R., 2007, "Análisis químico de cianuro en el proceso de cianuración", Revista de Metalurgia, 43 (1), 59.
28. Ortiz, A., 2000, "Cianuración Intensiva de un concentrado aurífero", Revista del Instituto de la Facultad de Ingeniería Geológica del Perú, 34 (2), 12.
29. Quintana, V., 1997, "Cianuración de metales con alto contenido de arsenopirita", Tesis Previa a la Obtención del título de Ingeniera Química, EPN, Quito-Ecuador, pp. 27-31.
30. Quizzes, A., Povedo, L, y Terán, P., 1997, "Proceso de flotación", <http://www.fund/inv/flota.pdf>., (Abril, 2010).
31. Roland, S., 1998, "Analysis for gold", <http://wwwanalys/metals.com>, (Marzo, 2010).
32. Roldán, C., 1999, "Procesos combinados de biolixiviación con tioureación para la recuperación de oro de minerales refractarios", Tesis Previa a la Obtención del título de Ingeniero Químico, EPN, Quito-Ecuador, pp.56-61.
33. Rouessac, F. y Rouessac, A., 2000, "Métodos y Técnicas Instrumentales Modernas- Análisis químico", Mc.Graw Hill, España, Madrid, pp. 229, 230.
34. Rovira, A., 1969, "Metalurgia General", 2da edición, Editorial Dossat, Madrid, España, pp. 25-30.
35. Salager, J. y Guedez, A., 2007, "Fundamentos de la flotación", <http://www.firp.ula.ve/archi/cuaderno/335.pdf>, (Abril, 2010).
36. Salinas, E., Rivera, I., Carillo, F, Patiño, F. y Hernández, P., 2004, "Mejora del proceso de cianuración de oro y plata mediante la preoxidación de minerales sulfurosos con ozono", Rev. Soc. Química., 48 (56) 315-320.

37. Santana, J., 1996, "Metalurgia", <http://www.univer/cat/valpa/flot.pdf>, (Mayo, 2010).
38. Shvetsov, V., 2004, "Estimation of systematic errors at the fluxing stage of fire assay", <http://www.studys/fireassay/flux.es>, (Enero, 2010).
39. Skoog, D., Holler, J., Nieman, T., 2001, "Principios de Análisis Instrumental", 5ta edición, Madrid, España, pp. 141-145.
40. Swiecki R., 2008, "Estudios geológicos de vetas", <http://www.estudiosgeolog.org/srl/vetas.pdf>, (Marzo, 2010).
41. Tarcila, A., 2008, "Determinación gravimétrica de la plata y el oro", <http://sisbib.unmsm.edu.pe/bibvirtual/publicación/geología>, (Febrero, 2010).
42. UNIDECO, 2000, "Concentración de minerales", Editorial Síntesis, España, Madrid, p 399.
43. Van Loon, J. y Borefoot, R., 1991, "Determination of the Precious Metals Selected Instrumental Methods", Department of Geology, Toronto, Canadá, pp. 106-151.
44. Vásquez, L., Díaz, E. y Villada, C., 2002, "Aplicación de la difracción de rayos x y microscopia electrónica para la determinación de minerales detectables por estos métodos en suelos derivados de cenizas volcánicas", <http://www.geocities.com/ingepav>, (Febrero, 2010).
45. Vendrell, M., 1998, "Óptica Cristalina", <http://www.crista/optica/es>, (Enero, 2010).
46. Villacres, L., 1993, "Lixiviación de oro por agitación", <http://www.textoscientificos.com/minería/lixivi/cianura.pdf>, (Enero, 2010).

47. Wills, B., 1995, "Tecnología de Procesamiento de Minerales", IV Curso de procesamiento de minerales auríferos, Lima, Perú, pp. 56-60.

ANEXOS

ANEXO I

DETERMINACIÓN DEL CIANURO LIBRE:

Para la determinación del cianuro libre se realiza el siguiente procedimiento:(Nava *et al.*, 2007)

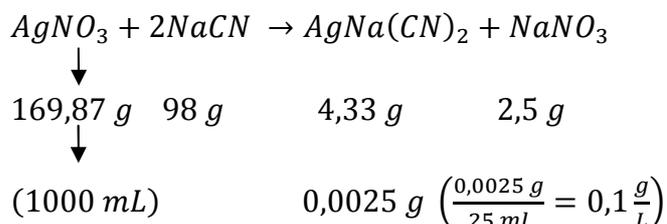
- Se prepara una solución estándar de nitrato de plata (AgNO_3) disolviendo 4,33 g de AgNO_3 en agua destilada y aforando a un litro.
- Se toma una alícuota de la solución de cianuro, generalmente 5 ml y se titula con la solución estándar de nitrato de plata.

El punto final de la titulación está indicado por la formación de una opacidad marcada que enturbia el brillo y la transparencia original de la solución, es preciso trabajar contra un fondo oscuro para tener una mejor visión del fenómeno.

En ciertas ocasiones debido a la inexistencia de una total transparencia de la solución, es difícil detectar el punto de viraje. En este caso se utilizan 2 a 3 gotas de yoduro de potasio 10% como indicador. Aquí el punto de viraje se produce con el apareamiento de un precipitado amarillo debido a la formación de yoduro de plata.

Cálculos realizados para la valoración de cianuro libre por titulación:

La reacción que se produce en la titulación se muestra a continuación:



La estequiometría de la reacción anterior, indica que:1 mL de solución titulante consume 0,0025 g de NaCN, entonces cada mililitro de solución de nitrato de plata consumido equivale a una concentración de 0,1 g de NaCN/L.

ANEXO II

ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DEL MINERAL AURÍFERO REFRACTARIO POLISULFURADO

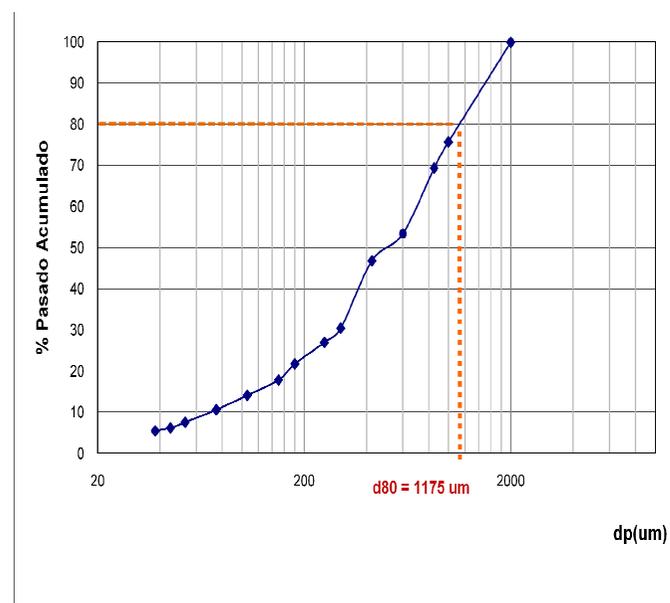
Muestra: Mineral de Cabeza de la Mina de TORATA, Provincia del Oro

Objetivo: Establecer la distribución de tamaños del mineral de cabeza mediante una serie de tamices normados.

Condiciones de Operación: Peso de la muestra [g]: 150____Tiempo [min]: 15

Distribución de tamaño para el mineral de cabeza:

Malla (#)	Abertura (um)	Peso Retenido	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasado Acumulado
30	600	23,50	15,90	46,62	53,38
40	425	9,80	6,63	53,25	46,75
50	300	24,20	16,37	69,62	30,38
60	250	5,10	3,45	73,07	26,93
80	180	7,70	5,21	78,28	21,72
100	150	5,80	3,92	82,21	17,79
150	106	5,50	3,72	85,93	14,07
200	75	5,20	3,52	89,45	10,55
270	53	4,50	3,04	92,49	7,51
325	45	2,00	1,35	93,84	6,16
400	38	1,10	0,74	94,59	5,41
fondo	<38	8,00	5,41	100,00	0,00



ANEXO III

DETERMINACIÓN DE DENSIDAD

MUESTRA: Mineral Aurífero refractario natural

ORIGEN: Torata, Provincia del Oro

OBJETIVO: Determinar la densidad del mineral aurífero refractario natural por medio del método del picnómetro. Para esto se utilizó la siguiente fórmula:

$$\delta = \frac{1}{1 + \frac{(P3 - P2)}{(P1 - P0)}}$$

Donde:

P0=peso del picnómetro vacío

P1=peso del picnómetro más 1 gramo de muestra

P2=peso del picnómetro más muestra y más agua

P3=peso del picnómetro más agua

$$\delta = \frac{1}{1 + \frac{(49,0220 - 48,3461)}{(24,3760 - 23,3428)}}$$

$$\delta = 2,89 \text{ g/cm}^3$$

ANEXO IV

DETERMINACIÓN DEL TAMAÑO DE PARTÍCULA DEL MINERAL MOLIDO

Ficha técnica N°1

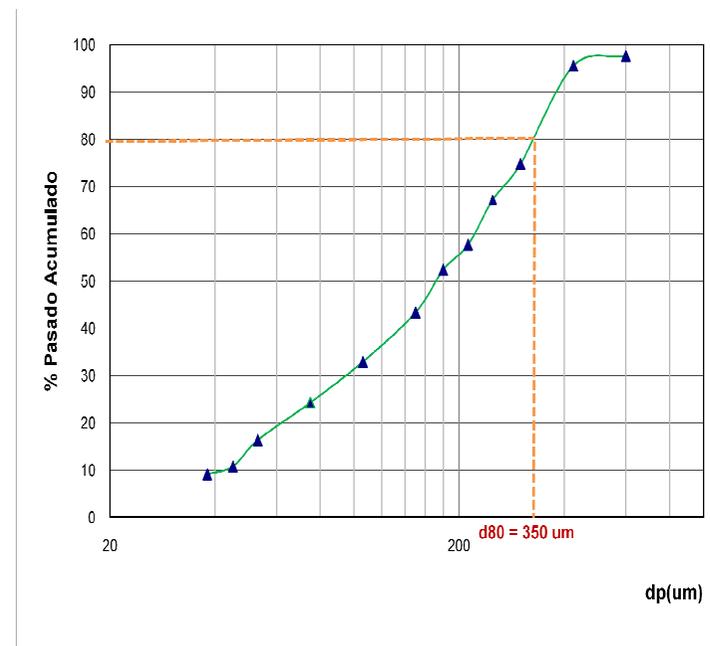
Muestra: Mineral de Cabeza molido durante 10 minutos en un molino de bolas

Objetivo: Establecer la distribución de tamaños del mineral de cabeza molido durante 10 minutos.

Condiciones de Operación: Peso de la muestra [g]:150____Tiempo [min]: 15

Distribución de tamaño para el mineral molido:

Malla (#)	Abertura (um)	Peso Retenido	% Retenido	%Retenido Acumulado	%Pasado Acumulado
30	600	3,50	2,39	2,39	97,61
40	425	3,00	2,05	4,44	95,56
50	300	30,8	21,05	25,50	74,50
60	250	11,0	7,52	33,01	66,99
70	212	13,9	9,50	42,52	57,48
80	180	7,70	5,26	47,78	52,22
100	150	13,2	9,02	56,80	43,20
150	106	15,2	10,39	67,19	32,81
200	75	12,6	8,61	75,80	24,20
270	53	11,6	7,93	83,73	16,27
325	45	8,10	5,54	89,27	10,73
400	38	2,40	1,64	90,91	9,09
fondo	<38	13,3	9,09	100,00	0,00



Ficha técnica N°2

Muestra: Mineral de Cabeza molido durante 20 minutos en un molino de bolas

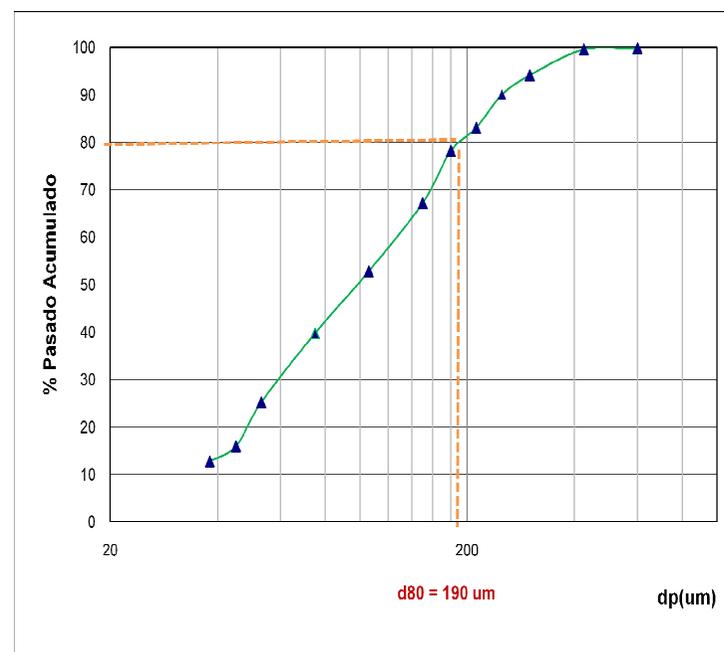
Objetivo: Establecer la distribución de tamaños del mineral de cabeza molido durante 20 minutos.

Condiciones de Operación: Peso de la muestra [g]: 150

Tiempo [min]: 15

Distribución de tamaño para el mineral molido:

Malla (#)	Abertura (um)	Peso Retenido	% Retenido	%Retenido Acumulado	%Pasado Acumulado
30	600	0,30	0,20	0,20	99,80
40	425	0,30	0,20	0,40	99,60
50	300	8,10	5,47	5,87	94,13
60	250	6,10	4,12	9,99	90,01
70	212	10,30	6,95	16,95	83,05
80	180	7,20	4,86	21,81	78,19
100	150	16,30	11,01	32,82	67,18
150	106	21,30	14,38	47,20	52,80
200	75	19,30	13,03	60,23	39,77
270	53	21,60	14,58	74,81	25,19
325	45	13,70	9,25	84,06	15,94
400	38	4,70	3,17	87,24	12,76
fondo	<38	18,90	12,76	100,00	0,00



Ficha técnica N°3

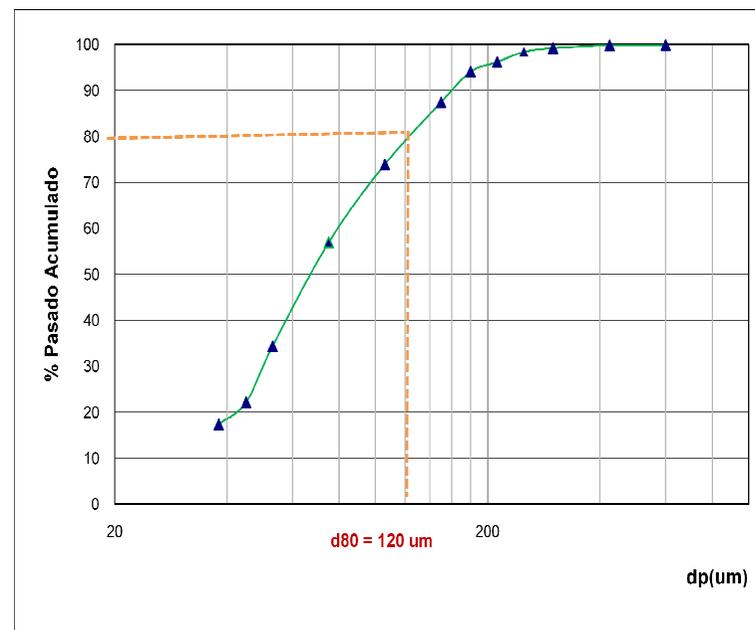
Muestra: Mineral de Cabeza molido durante 30 minutos en un molino de bolas

Objetivo: Establecer la distribución de tamaños del mineral de cabeza molido durante 30 minutos.

Condiciones de Operación: Peso de la muestra [g]: 150 Tiempo [min]: 15

Distribución de tamaño para el mineral molido:

Malla (#)	Abertura (um)	Peso Retenido	% Retenido	%Retenido Acumulado	%Pasado Acumulado
30	600	0,20	0,14	0,14	99,86
40	425	0,10	0,07	0,21	99,79
50	300	0,90	0,62	0,82	99,18
60	250	1,20	0,82	1,64	98,36
70	212	3,20	2,19	3,83	96,17
80	180	3,10	2,12	5,95	94,05
100	150	9,70	6,63	12,58	87,42
150	106	19,80	13,53	26,11	73,89
200	75	24,80	16,95	43,06	56,94
270	53	33,10	22,62	65,69	34,31
325	45	17,80	12,17	77,85	22,15
400	38	7,00	4,78	82,64	17,36
fondo	<38	25,40	17,36	100,00	0,00



Ficha técnica N°4

Muestra: Mineral de Cabeza molido durante 40 minutos en un molino de bolas

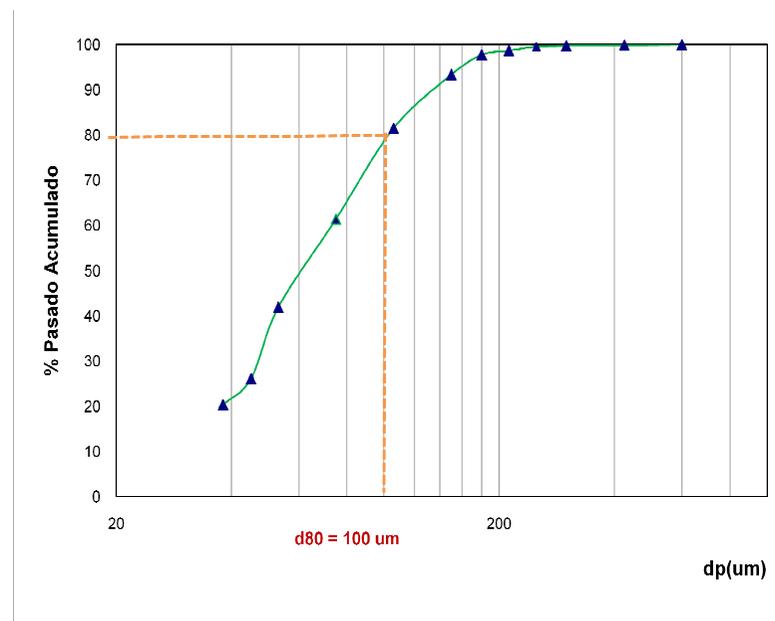
Objetivo: Establecer la distribución de tamaños del mineral de cabeza molido durante 40 minutos.

Condiciones de Operación: Peso de la muestra [g]:150

Tiempo [min]: 15

Distribución de tamaño para el mineral molido:

Malla (#)	Abertura (um)	Peso Retenido	% Retenido	%Retenido Acumulado	%Pasado Acumulado
30	600	0,10	0,07	0,07	99,93
40	425	0,10	0,07	0,15	99,85
50	300	0,20	0,15	0,30	99,70
60	250	0,20	0,15	0,44	99,56
70	212	1,20	0,89	1,33	98,67
80	180	1,30	0,96	2,30	97,70
100	150	5,90	4,37	6,67	93,33
150	106	16,00	11,85	18,52	81,48
200	75	27,10	20,07	38,59	61,41
270	53	26,40	19,56	58,15	41,85
325	45	21,30	15,78	73,93	26,07
400	38	7,80	5,78	79,70	20,30
fondo	<38	27,40	20,30	100,00	0,00



ANEXO V

BALANCE METALÚRGICO

Recuperación de oro en solución:**Datos del proceso:**

- Peso del relave: 1,80 Kg
- Volumen de la solución fuerte: 2,50 mL
- Volumen de la solución de lavado: 1 mL

Contenido de oro obtenido por absorción atómica:

- Relave: 6,93 (mg/Kg)
- Sol. Fuerte: 3,95 (mg/L)
- Sol Lavado: 1,64 (mg/L)

Cálculo de mL de oro:

- Relave : $1,80 \text{ kg} \times 6,93 \frac{\text{mg}}{\text{Kg}} = 12,48 \text{ mg}$
- Solución Fuerte: $2,50 \text{ L} \times 3,95 \frac{\text{mg}}{\text{L}} = 9,88 \text{ mg}$
- Solución Lavado : $1,0 \text{ L} \times 1,64 \frac{\text{mg}}{\text{L}} = \underline{1,64 \text{ mg}}$

mg totales: = 24 mg

Cálculo de repartición en cada fracción:

- Relave: $\frac{12,48 \text{ mg}}{24 \text{ mg}} \times 100 = 52 \%$
- Solución Fuerte: $\frac{9,88 \text{ mg}}{24 \text{ mg}} \times 100 = 41,20 \%$
- Solución Lavado : $\frac{1,64 \text{ mg}}{24 \text{ mg}} \times 100 = 6,80 \%$

Para definir el porcentaje de recuperación de oro: se procede a sumar el contenido de la Solución fuerte + solución de lavado: $41,20\% + 6,80\% = \mathbf{48\%}$

ANEXO VI
ENSAYOS DE CIANURACIÓN DEL MINERAL MOLIDO
Ficha técnica N°1

Muestra: Mineral molido a 20 minutos

Objetivo: Cianurar el mineral molido para obtener una alta recuperación de oro.

Condiciones de Cianuración:

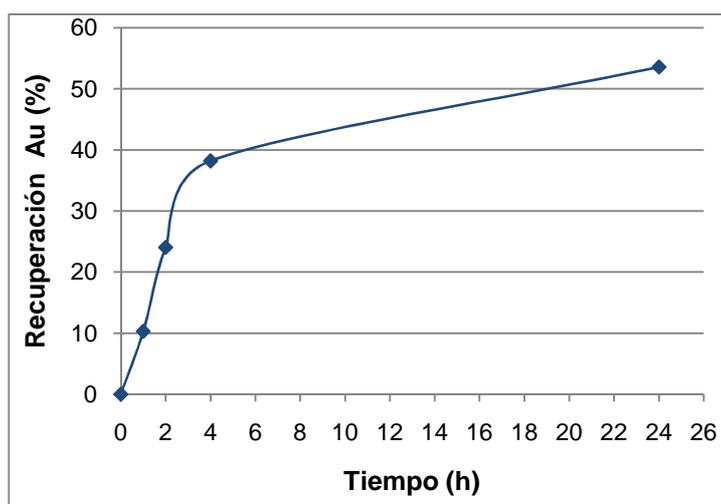
Control de Cianuración:

-Peso : 2000 g -Volumen de H₂O: 4 L -pH inicial: 6,08 -pH final:10,56 -Adición de NaOH: 2,5 g -Tiempo de agitación: 0.5 h -[CN⁻] libre: 0,5 g/L	Tiempo (h)	AgNO₃ Gastado (mL)	[CN⁻] libre (g)	[CN⁻] Añadido (g)	pH	Recuperacion. Au (%)
	0	20,00	2,00	0,00	10,56	0,00
	1	20,00	2,00	0,00	10,82	9,56
	2	15,50	1,55	0,45	11,70	23,60
	4	10,70	1,07	0,93	12,30	35,78
	24	7,40	0,74	-	12,50	48,00
	Total de NaCN añadido (g): 1,38					
Consumo de NaCN (Kg/TM): 1,06						

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (Kg)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)	Recuperación Au (%)
			(mg/kg)	(mg/L)			Sol.Fuerte + Sol.Lavado
Relave	1,80	-	6,93	-	12,48	52,00	48 %
Sol. Fuerte	-	2,50	-	3,95	9,88	41,20	Alimentación Recalculada: (g Au / TM) 13,33
Sol.Lavado	-	1,00	-	1,64	1,64	6,80	
TOTAL	-	-	-	-	24,00	100,00	

Cinética de Cianuración:



Ficha técnica N°2

Muestra: Mineral molido a 20 minutos

Objetivo: Cianurar el mineral molido para obtener una alta recuperación de oro.

Condiciones de Cianuración:

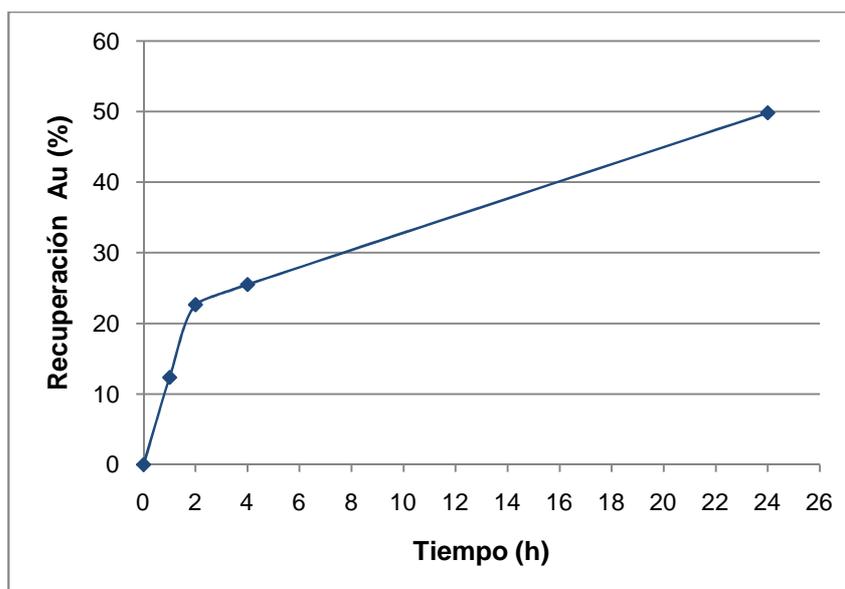
Control de Cianuración:

<p>-Peso : 2000 g</p> <p>-Volumen de H₂O: 4 L</p> <p>-pH inicial: 6,10</p> <p>-pH final:10,82</p> <p>-Adición de NaOH: 2,1 g</p> <p>-Tiempo de agitación: 0.5 h</p> <p>-[CN⁻] libre: 1 g/L</p>	Tiempo (h)	AgNO3 Gastado (mL)	[CN⁻] Libre (g)	[CN⁻] Añadido (g)	pH	Recuperación Au (%)
	0	40,00	4,00	0,00	10,82	0,00
	1	40,00	4,00	0,00	10,82	12,33
	2	30,00	3,00	1,00	11,70	22,67
	4	20,00	2,00	2,00	12,40	25,50
	24	15,00	1,50	-	12,50	49,83
	Total de NaCN añadido (g): 3,00					
Consumo de NaCN (Kg/TM): 2,25						

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (Kg)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Recuperación Au (%)	Repartición (%)
			(mg/kg)	(mg/L)			Sol.Fuerte + Sol.Lavado
Relave	1,65	-	6,86	-	50,17	11,31	49,83 %
Sol. Fuerte	-	2,30	-	3,21	32,74	7,38	Alimentación Recalculada: (g Au / TM) 13,67
Sol.Lavado	-	1,20	-	3,20	17,09	3,85	
TOTAL	-	-	-	-	100,00	22,55	

Cinética de Cianuración:



Ficha técnica N°3

Muestra: Material molido a 20 minutos

Objetivo: Cianurar el material molido para obtener una alta recuperación de oro.

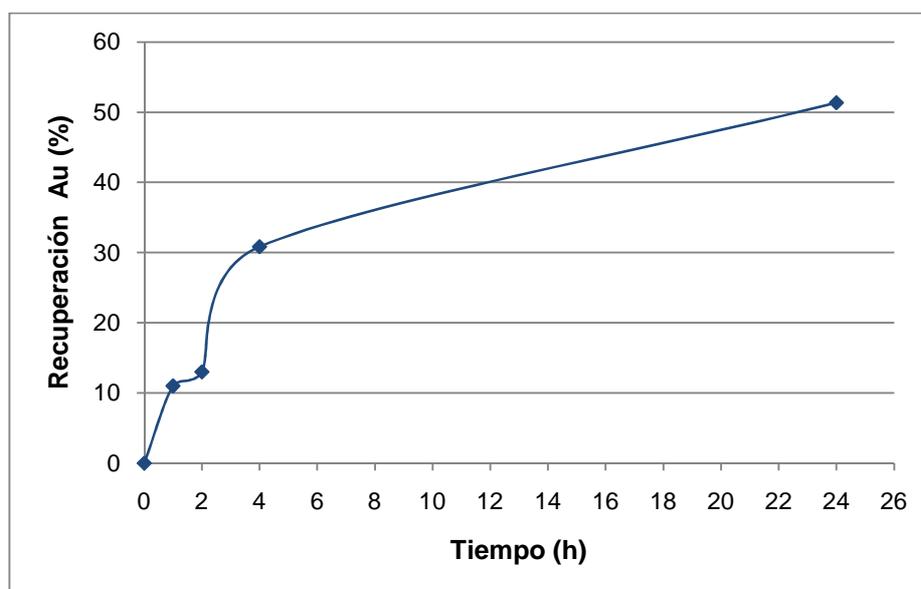
Condiciones de Cianuración: **Control de Cianuración:**

<p>-Peso : 2000 g</p> <p>-Volumen de H₂O: 4 L</p> <p>-pH inicial: 6,05</p> <p>-pH final:10,71</p> <p>-Adición de NaOH: 2,6 g</p> <p>-Tiempo de agitación: 0.5 h</p> <p>- [CN⁻] libre: 2 g/L</p>	Tiempo (h)	AgNO3 Gastado (mL)	[CN⁻] libre (g)	[CN⁻] Añadido (g)	pH	Recuperación Au (%)
	0	80,00	8,00	0,00	10,71	0,00
	1	80,00	8,00	0,00	10,82	11,00
	2	40,50	4,05	3,95	11,70	13,00
	4	30,70	3,07	4,93	12,00	30,83
	24	8,00	0,80	-	12,00	51,33
	Total de NaCN añadido (g): 8,88					
Consumo de NaCN (Kg/TM): 4,84						

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (Kg)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%) 49,83 %	Repartición (%) Sol.Fuerte + Sol.Lavado 51,33%
			(mg/kg)	(mg/L)			
Relave	1,72	-	7,25	-	12,48	48,67	Alimentación Recalculada (g/TM) 14,92
Sol. Fuerte	-	2,25	-	3,80	8,55	33,33	
Sol.Lavado	-	1,31	-	3,52	4,17	18,00	
TOTAL	-	-	-	-	25,65	100,00	

Cinética de Cianuración:



Ficha técnica N°4

Muestra: Material molido a 20 minutos

Objetivo: Cianurar el material molido para obtener una alta recuperación de oro.

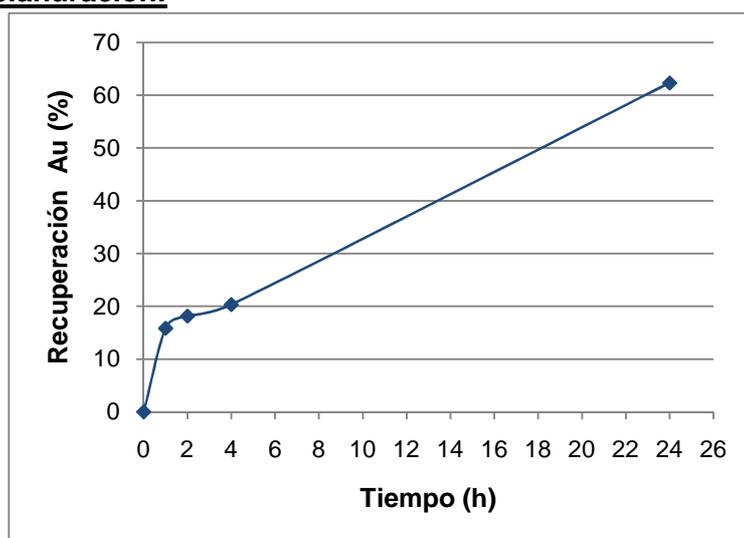
Condiciones de Cianuración: **Control de Cianuración:**

<p>-Peso : 2000 g</p> <p>-Volumen de H₂O: 4 L</p> <p>-pH inicial: 6,00</p> <p>-pH final: 10,57</p> <p>-Adición de NaOH: 1,5 g</p> <p>-Tiempo de agitación: 0.5 h</p> <p>- [CN⁻] libre: 3 g/L</p>	Tiempo (h)	AgNO3 Gastado (mL)	[CN⁻] Libre (g)	[CN⁻] Añadido (g)	pH	Recuperación Au (%)
	0	120,00	12,00	0,00	10,57	0,00
	1	120,00	12,00	0,00	10,62	15.83
	2	80,00	8,00	4,00	11,10	18.17
	4	50,00	5,00	7,00	11,80	20.33
	24	10,00	1,00	-	12,00	62.33
Total de NaCN añadido (g): 11,00						
Consumo de NaCN (Kg/TM): 6,00						

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (Kg)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)	Repartición (%) Sol.Fuerte + Sol.Lavado 62,33%
			(mg/kg)	(mg/L)			
Relave	1,83	-	7,01	-	9,60	37,67	Alimentación Recalculada (g/TM) 13,93
Sol. Fuerte	-	2,15	-	3,79	8,14	31,96	
Sol.Lavado	-	1,25	-	6,19	7,74	30,37	
TOTAL	-	-	-	-	25,49	100,00	

Cinética de la cianuración:



Ficha técnica N°5

Muestra: Material molido a 20 minutos

Objetivo: Cianurar el material molido para obtener una alta recuperación de oro.

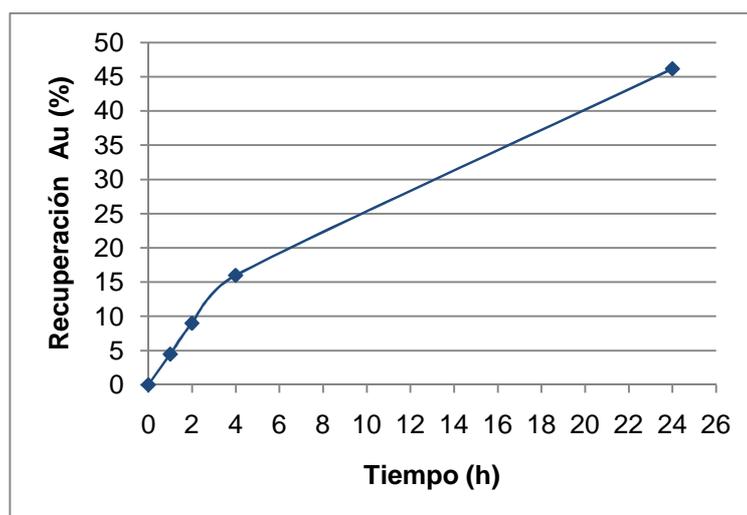
Condiciones de Cianuración: **Control de Cianuración:**

<p>-Peso : 2000 g</p> <p>-Volumen de H₂O: 4 L</p> <p>-pH inicial: 6,10</p> <p>-pH final:10,84</p> <p>-Adición de NaOH: 1,5 g</p> <p>-Tiempo de agitación: 0.5 h</p> <p>- [CN⁻] libre: 5 g/L</p>	Tiempo (h)	AgNO ₃ Gastado (mL)	[CN ⁻] Libre (g)	[CN ⁻] Añadido (g)	pH	Recuperación Au (%)
	0	200,00	20,00	0,00	10,84	0,00
	1	200,00	20,00	0,00	10,90	4.50
	2	100,00	10,00	10,00	11,60	9.00
	4	80,00	8,00	12,00	11,80	16.00
	24	50,00	5,00	-	12,00	46.33
	Total de NaCN añadido (g): 22,00					
Consumo de NaCN (Kg/TM): 11,00						

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (Kg)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)	Repartición (%)
			(mg/kg)	(mg/L)			Sol.Fuerte + Sol.Lavado
Relave	1,87	-	8,64	-	16,16	53,67	46,33%
Sol. Fuerte	-	2,10	-	3,19	6,69	22,21	Alimentación Recalculada (g/TM) 16,10
Sol.Lavado	-	1,50	-	4,84	7,26	24,11	
TOTAL	-	-	-	-	30.11	100,00	

Cinética de cianuración:



Ficha técnica N°

Muestra: Material molido a 20 minutos

Objetivo: Cianurar el material molido para obtener una alta recuperación de oro.

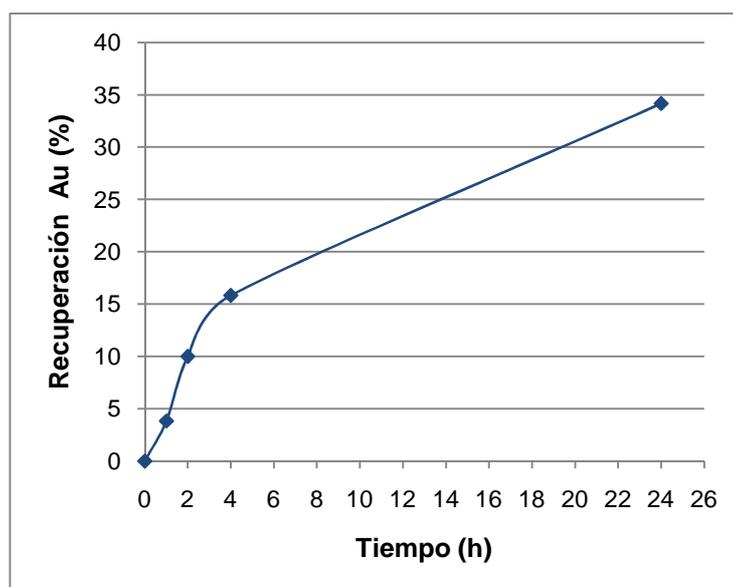
Condiciones de Cianuración: **Control de Cianuración:**

<p>-Peso : 2000 g</p> <p>-Volumen de H₂O: 4 L</p> <p>-pH inicial: 6,37</p> <p>-pH final:10,78</p> <p>-Adición de NaOH: 1,5 g</p> <p>-Tiempo de agitación: 0.5 h</p> <p>- [CN⁻] libre: 10 g/L</p>	Tiempo (h)	AgNO3 Gastado (mL)	[CN⁻] libre (g)	[CN⁻] Añadido (g)	pH	Recuperación Au (%)
	0	400,00	40,00	0,00	10,57	0,00
	1	400,00	40,00	0,00	10,78	3.83
	2	200,00	20,00	20,00	11,10	10.00
	4	100,00	10,00	10,00	11,80	15.83
	24	80,00	8,00	-	12,00	34.00
	Total de NaCN añadido (g): 30,00					
Consumo de NaCN (Kg/TM): 15,00						

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (Kg)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)	Repartición (%)
			(mg/kg)	(mg/L)			Sol.Fuerte + Sol.Lavado
Relave	1,75	-	11,72	-	20,51	66,00	34,00%
Sol. Fuerte	-	2,20	-	18,26	8,30	26,69	Alimentación Recalculada (g/TM)
Sol.Lavado	-	1,25	-	1,82	2,28	7,31	
TOTAL	-	-	-	-	31,09	100,00	17,77

Cinética de Cianuración:



ANEXO VII

ENSAYOS DE FLOTACIÓN

Ficha técnica N°1

Muestra: Mineral de la Mina de TORATA, Provincia del Oro

Objetivo: Obtener el pH adecuado para realizar una flotación selectiva mediante la adición de cal y realizar el ensayo al fuego para elegir el mejor.

MOLIENDA:

- **Masa:** 2000 g
- **% Sólidos:** 62.5 %
- **Carga de Bolas:** 12 Kg
- **R.p.m. :** 75
- **Tiempo:** 20 minutos
- **pH:** Natural:6,96

FLOTACIÓN:***Acondicionamiento A:***

- Aerofloat: 3 gotas
- Aceite de Pino: 3 gotas
- Tiempo de agitación : 5 minutos
- Tiempo de Recuperación: 3 minutos

C_A: 55,8 g***Acondicionamiento B:***

- Aerofloat: 3 gotas
- KAX (Amil Xantato de Potasio): 20 mL
- Tiempo de agitación : 5 minutos
- Tiempo de Recuperación: 3 minutos

C_B: 278,0 g

▪ Relave: 1618,3 g

RESULTADOS:

Fracción:	w (g):	% w	Au (g/TM)	% Au	Ag (g/TM)	% Ag
C _A	55,8	2,86	120,67	28,37	182,66	46,00
C _B	278	14,24	57,67	67,54	27,33	34,29
Relave	1618,3	82,90	0,6	4,09	2,7	19,72
Total	1952,1	100,00		100,00		100,00

Ficha técnica N°2

Muestra: Mineral de la Mina de TORATA, Provincia del Oro

Objetivo: Obtener el pH adecuado para realizar una flotación selectiva mediante la adición de cal y realizar el ensayo al fuego para elegir el mejor.

MOLIENDA:

- Masa : 2000 g Cal: 4 g
- %Sólidos: 62.5 %
- Carga de Bolas: 12 Kg
- R.p.m. : 75
- Tiempo: 20 minutos
- pH: 10,4

FLOTACIÓN

Acondicionamiento A:

- Aerofloat: 3 gotas
- Aceite de Pino: 3 gotas
- Tiempo de agitación : 5 minutos
- Tiempo de Recuperación: 3 minutos

C_A: 62,4 g

Acondicionamiento B:

- Aerofloat: 3 gotas
- KAX (Amil Xantato de Potasio): 20 mL
- Tiempo de agitación : 5 minutos
- Tiempo de Recuperación: 3 minutos

C_B: 278,0 g

▪ Relave: 1618,3 g

▪

RESULTADOS:

Fracción:	w (g):	% w	Au (g/TM)	% Au	Ag (g/TM)	% Ag
C _A	62,4	3,18	218	47,50	35,67	14,69
C _B	325,1	16,55	43,33	49,19	26,67	57,22
Relave	1576,7	80,27	0,6	3,30	2,7	28,09
Total	1964,2	100,00		100,00		100,00

Ficha técnica N°3

Muestra: Mineral de la Mina de TORATA, Provincia del Oro

Objetivo: Obtener el pH adecuado para realizar una flotación selectiva mediante la adición de cal y realizar el ensayo al fuego para elegir el mejor.

MOLIENDA:

- **Masa:** 2000 g **Cal:** 8 g
- **%Sólidos:** 62.5 %
- **Carga de Bolas:** 12 Kg
- **R.p.m. :** 75
- **Tiempo:** 20 minutos
- **pH:** 11,76

FLOTACIÓN

Acondicionamiento A:

- Aerofloat: 3 gotas
- Aceite de Pino: 3 gotas
- Tiempo de agitación : 5 minutos
- Tiempo de Recuperación: 3 minutos

C_A: 80,8 g

Acondicionamiento B:

- Aerofloat: 3 gotas
- KAX (Amil Xantato de Potasio): 20 mL
- Tiempo de agitación : 5 minutos
- Tiempo de Recuperación: 3 minutos

C_B: 320,9 g

▪ Relave: 1972,7 g

RESULTADOS

Fracción:	w (g):	% w	Au (g/TM)	% Au	Ag (g/TM)	% Ag
C _A	80,8	4,10	63,33	26,05	75,67	31,62
C _B	320,9	16,27	42,33	69,15	27,99	46,45
Relave	1571,0	79,64	0,6	4,80	2,7	21,93
Total	1972,7	100,00		100,00		100,00

Ficha técnica N°4

Muestra: Mineral de la Mina de TORATA, Provincia del Oro

Objetivo: Obtener el pH adecuado para realizar una flotación selectiva mediante la adición de cal y realizar el ensayo al fuego para elegir el mejor.

MOLIENDA:

- **Masa :** 2000 g **Cal:** 12 g
- **%Sólidos:** 62.5 %
- **Carga de Bolas:** 12 Kg
- **R.p.m. :** 75
- **Tiempo:** 20 minutos
- **pH:** 12,06

FLOTACIÓN:

Acondicionamiento A:

- Aerofloat: 3 gotas
- Aceite de Pino: 3 gotas
- Tiempo de agitación : 5 minutos
- Tiempo de Recuperación: 3 minutos

C_A: 74,8 g

Acondicionamiento B:

- Aerofloat: 3 gotas
- KAX (Amil Xantato de Potasio): 20 mL
- Tiempo de agitación : 5 minutos
- Tiempo de Recuperación: 3 minutos

C_B: 274,3 g

▪ Relave: 1632,4 g

RESULTADOS

Fracción:	w (g):	% w	Au (g/TM)	% Au	Ag (g/TM)	% Ag
C _A	74,8	3,77	67,66	34,15	81,33	30,84
C _B	274,3	13,84	32,0	59,24	33,67	46,82
Relave	1632,4	82,38	0,6	6,61	2,7	22,34
Total	1981,5	100,00		100,00		100,00

Ficha técnica N°5

Muestra: Mineral de la Mina de TORATA, Provincia del Oro

Objetivo: Determinar la cantidad necesaria de colector KAX (Amil Xantato de Potasio) para realizar una flotación selectiva y realizar el ensayo al fuego para elegir el mejor.

MOLIENDA:

- Masa : 2000 g Cal: 4 g
- %Sólidos: 62.5 %
- Carga de Bolas: 12 Kg
- R.p.m. : 75
- Tiempo: 20 minutos
- pH: 10,40

FLOTACIÓN:

Acondicionamiento A:

- Aerofloat: 3 gotas
- Aceite de Pino: 3 gotas
- Tiempo de agitación : 5 minutos
- Tiempo de Recuperación: 3 minutos

C_A: 108,80 g

Acondicionamiento B:

- Aerofloat: 3 gotas
- KAX (Amil Xantato de Potasio): 10 mL
- Tiempo de agitación : 5 minutos
- Tiempo de Recuperación: 3 minutos

C_B: 313,10 g

▪ Relave: 1543,80 g

RESULTADOS:

Fracción:	w (g):	% w	Au (g/TM)	% Au	Ag (g/TM)	% Ag
C _A	108,80	5,53	136,89	51,23	42,56	26,09
C _B	313,10	15,93	42,32	45,58	28,59	50,43
Relave	1543,80	78,54	0,60	3,19	2,70	23,48
Total	1965,70	100,00		100,00		100,00

Ficha técnica N°6

Muestra: Mineral de la Mina de TORATA, Provincia del Oro

Objetivo: Determinar la cantidad necesaria de colector KAX (Amil Xantato de Potasio) para realizar una flotación selectiva y realizar el ensayo al fuego para elegir el mejor.

MOLIENDA:

- Masa : 2000 g Cal: 4 g
- %Sólidos: 62.5 %
- Carga de Bolas: 12 Kg
- R.p.m. : 75
- Tiempo: 20 minutos
- pH: 10,40

FLOTACIÓN:

Acondicionamiento A:

- Aerofloat: 3 gotas
- Aceite de Pino: 3 gotas
- Tiempo de agitación : 5 minutos
- Tiempo de Recuperación: 3 minutos

C_A: 55,80 g

Acondicionamiento B:

- Aerofloat: 3 gotas
- KAX (Amil Xantato de Potasio): 20 mL
- Tiempo de agitación : 5 minutos
- Tiempo de Recuperación: 3 minutos

C_B: 278,00g

▪ Relave: 1618,30 g

RESULTADOS:

Fracción:	w (g):	% w	Au (g/TM)	% Au	Ag (g/TM)	% Ag
C _A	55,80	2,86	120,67	28,37	182,66	46,00
C _B	278,00	14,24	57,67	67,54	27,33	34,29
Relave	1618,30	82,90	0,60	4,09	2,70	19,72
Total	1952,10	100,00		100,00		100,00

Ficha técnica N°7

Muestra: Mineral de la Mina de TORATA, Provincia del Oro

Objetivo: Determinar la cantidad necesaria de colector KAX (Amil Xantato de Potasio) para realizar una flotación selectiva y realizar el ensayo al fuego para elegir el mejor.

MOLIENDA:

- **Masa :** 2000 g **Cal:** 4 g
- **%Sólidos:** 62.5 %
- **Carga de Bolas:** 12 Kg
- **R.p.m. :** 75
- **Tiempo:** 20 minutos
- **pH:** 10,40

FLOTACIÓN:

Acondicionamiento A:

- Aerofloat: 3 gotas
- Aceite de Pino: 3 gotas
- Tiempo de agitación : 5 minutos
- Tiempo de Recuperación: 3 minutos

C_A: 107,30 g

Acondicionamiento B:

- Aerofloat: 3 gotas
- **KAX (Amil Xantato de Potasio): 30 MI**
- Tiempo de agitación : 5 minuto
- Tiempo de Recuperación: 3 minutos

C_B: 365,00 g

▪ Relave: 1498,90 g

RESULTADOS:

Fracción:	w (g):	% w	Au (g/TM)	% Au	Ag (g/TM)	% Ag
C _A	107,30	5,44	220,1	57,36	36,66	23,00
C _B	365,00	18,52	45,63	40,45	25,00	53,34
Relave	1498,90	76,04	0,60	2,18	2,70	23,66
Total	1971,20	100,00		100,00		100,00

ANEXO VIII

ENSAYOS DE CIANURACIÓN DE CONCENTRADOS

Ficha técnica N°

Muestra: Concentrado "B"

Objetivo: Cianurar el concentrado sulfurado proveniente de la segunda etapa de la flotación, para recuperar oro.

Condiciones de Cianuración:

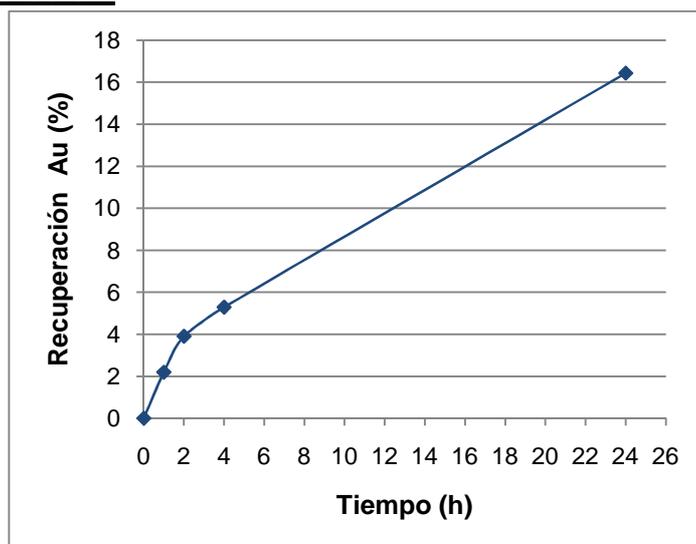
-Peso : 200 g
-Volumen de H ₂ O: 500 mL
-pH inicial: 6,00
-pH final:10,82
-Adición de NaOH: 4,0 g
-Tiempo de agitación: 2 h
-[CN ⁻] libre: 1 g/L

Control de Cianuración:

Tiempo (h)	AgNO ₃ Gastado (mL)	[CN ⁻] libre (g)	[CN ⁻] añadido (g)	pH	Recuperación (%)
0	5,00	0,50	0,00	10,82	0,00
1	5,00	0,50	0,00	10,92	2,20
2	4,00	0,40	0,10	11,10	3,90
4	2,00	0,20	0,30	11,80	5,29
24	1,00	0,10	-	12,00	16,43
Total de NaCN añadido (g): 2,30					
Consumo de NaCN (Kg/TM): 2,00					

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (Kg)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)	Recuperación (%)
			(mg/kg)	(mg/L)			
Relave	0,19	-	129,53	-	25,25	83,57	Sol.Fuerte + Sol.Lavado 16,43%
Sol. Fuerte	-	0,45	-	6,37	2,87	9,48	
Sol.Lavado	-	0,25	-	8,40	2,10	6,95	Alimentación Recalculada (g/TM) 29,28
TOTAL	-	-	-	-	30,22	100,00	

Cinética de Cianuración:

Ficha técnica N°2

Muestra: Concentrado "B"

Objetivo: Cianurar el concentrado sulfurado proveniente de la segunda etapa de la flotación, para recuperar oro.

Condiciones de Cianuración:

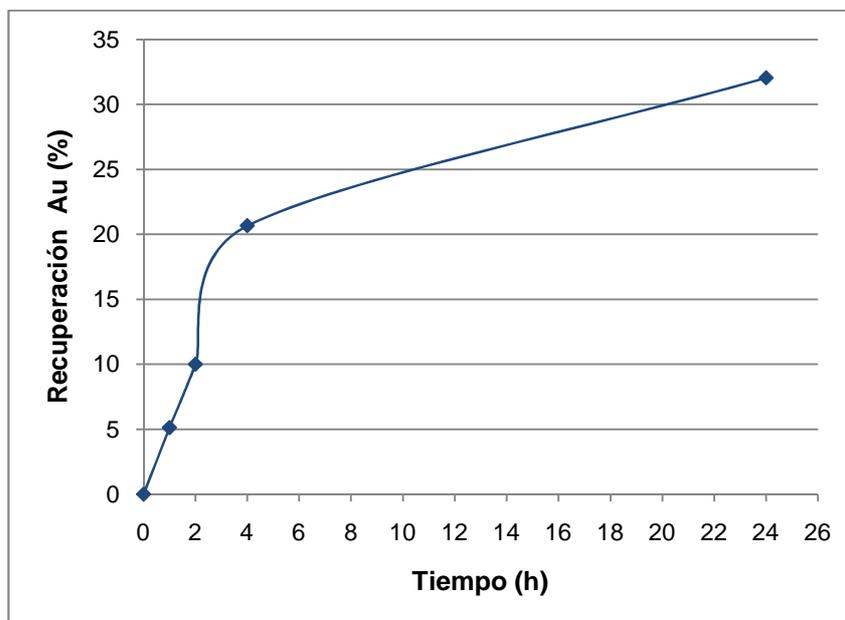
Control de Cianuración:

-Peso : 200 g -Volumen de H₂O: 500 mL -pH inicial: 6,90 -pH final: 10,56 -Adición de NaOH: 1,5 g -Tiempo de agitación: 2 h - [CN⁻] libre: 5 g/L	Tiempo (h)	AgNO₃ Gastado (mL)	[CN⁻] libre (g)	[CN⁻] Añadido (g)	pH	Recuperación (%)
	0	25,00	2,50	0,00	10,56	0,00
	1	25,00	2,50	0,00	10,78	5,12
	2	16,00	1,60	0,90	11,10	10,00
	4	7,00	0,70	1,80	11,80	20,65
	24	3,00	0,30	-	11,89	32,04
	Total de NaCN añadido (g): 16,00 Consumo de NaCN (Kg/TM): 15,00					

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (Kg)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)	Repartición (%)
			(mg/kg)	(mg/L)			Sol.Fuerte + Sol.Lavado
Relave	0,19	-	159,89	-	30,379	67,95	32,05%
Sol. Fuerte	-	0,44	-	31,92	14,08	31,48	Alimentación Recalculada (g/TM) 40,56
Sol.Lavado	-	0,25	-	1,01	0,25	0,57	
TOTAL	-	-	-	-	44,71	100,00	

Cinética de Cianuración:



Ficha técnica N°3

Muestra: Concentrado "B"

Objetivo: Cianurar el concentrado sulfurado proveniente de la segunda etapa de la flotación, para recuperar oro.

Condiciones de Cianuración:

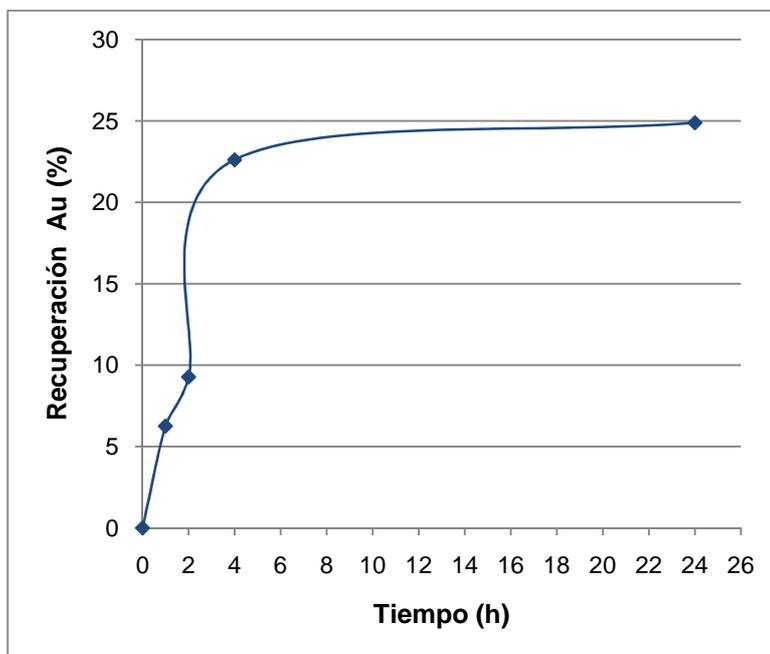
Control de Cianuración:

-Peso: 200 g -Volumen de H₂O: 500 mL -pH inicial: 6,24 -pH final: 10,78 -Adición de NaOH: 3,8 g -Tiempo de agitación: 2 h - [CN⁻] libre: 14 g/L	Tiempo (h)	AgNO₃ Gastado (mL)	[CN⁻] Libre (g)	[CN⁻] Añadido (g)	pH	Recuperación (%)
	0	90,00	9,00	0,00	10,78	0,00
	1	90,00	9,00	0,00	10,90	6,26
	2	80,00	8,00	1,00	11,45	9,27
	4	60,00	6,00	3,00	11,88	22,61
	24	10,00	1,00	-	11,96	24,88
	Total de NaCN añadido (g): 26,00					
Consumo de NaCN (Kg/TM): 25,00						

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (Kg)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)	Repartición %
			(mg/kg)	(mg/L)			Sol.Fuerte + Sol.Lavado
Relave	0,19	-	81,24	-	15,68	65,85	34,15%
Sol. Fuerte	-	0,45	-	12,62	5,68	23,86	Alimentación Recalculada (g/TM) 24,35
Sol.Lavado	-	0,25	-	9,80	2,45	10,29	
TOTAL	-	-	-	-	23,11	100,00	

Cinética de cianuración:



Ficha técnica N°4

Muestra: Concentrado "B"

Objetivo: Cianurar el concentrado sulfurado proveniente de la segunda etapa de la flotación, para recuperar oro.

Condiciones de Cianuración:

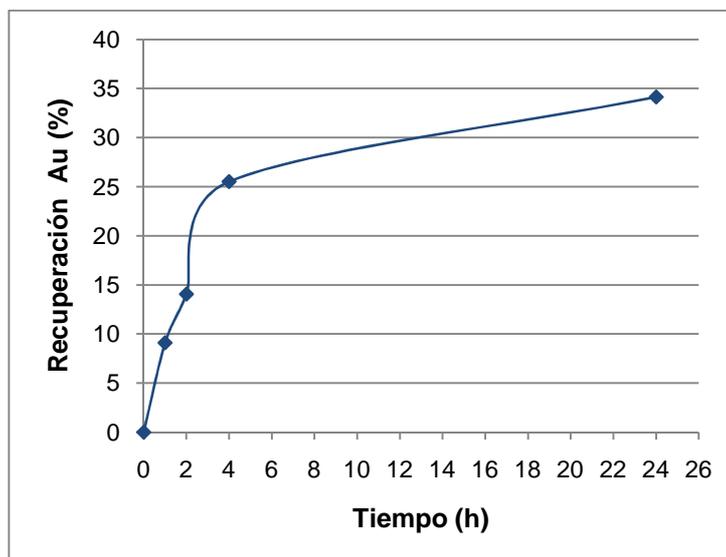
Control de Cianuración:

Peso: 200 g Volumen de H₂O: 500 mL pH inicial: 6,09 pH final: 10,56 Adición de NaOH: 3,5 g Tiempo de agitación: 2 h [CN⁻] libre: 14 g/L	Tiempo (h)	AgNO₃ Gastado (mL)	[CN⁻] libre (g)	[CN⁻] Añadido (g)	pH	Recuperación %
	0	70,00	7,00	0,00	10,56	0,00
	1	70,00	7,00	0,00	10,92	9,11
	2	60,00	6,00	1,00	11,45	14,07
	4	40,00	4,00	3,00	11,88	25,53
	24	7,00	0,70	-	12,00	34,15
	Total de NaCN añadido (g): 24,00					
Consumo de NaCN (Kg/TM): 23,50						

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (Kg)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)	Repartición % Sol.Fuerte + Sol.Lavado 16,40%
			(mg/kg)	(mg/L)			
Relave	0,18	-	102,20	-	18,70	75,12	Alimentación Recalculada (g/TM) 24,37
Sol. Fuerte	-	0,44	-	10,44	4,60	18,45	
Sol.Lavado	-	0,30	-	8,30	1,60	6,43	
TOTAL	-	-	-	-	24,90	100,00	

Cinética de Cianuración:



Ficha técnica N°5

Muestra: Concentrado "B" tostado 4 horas

Objetivo: Cianurar el concentrado tostado 4 horas, para recuperar oro.

Condiciones de Cianuración:

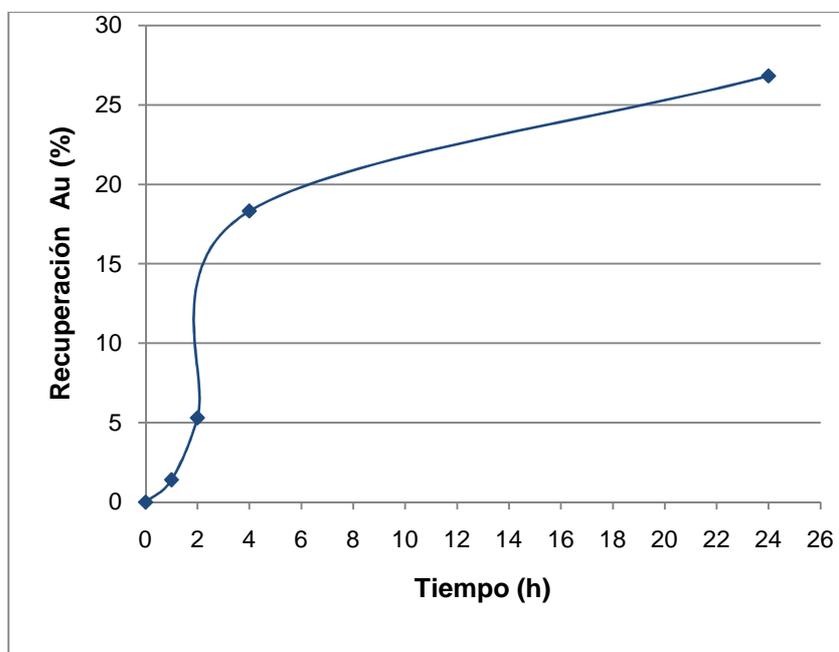
Control de Cianuración:

Peso : 200 g Volumen de H₂O: 500 mL pH inicial: 6,10 pH final: 10,62 Adición de NaOH: 4,0 g Tiempo de agitación: 2 h [CN⁻] libre: 1 g/L	Tiempo (h)	AgNO₃ Gastado (mL)	[CN⁻] libre (g)	[CN⁻] añadido (g)	pH	Recuperación %
	0	5,00	0,50	0,00	10,62	0,00
	1	5,00	0,50	0,00	10,82	1,41
	2	4,00	0,40	0,10	11,10	5,31
	4	4,00	0,40	0,10	11,70	18,32
	24	1,00	0,10	-	11,89	29,65
	Total de NaCN añadido (g): 2,60					
Consumo de NaCN (Kg/TM): 2,50						

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (Kg)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)	Repartición %
			(mg/kg)	(mg/L)			Sol.Fuerte + Sol.Lavado
Relave	0,18	-	97,39	-	18,11	70,35	29,65%
Sol. Fuerte	-	0,46	-	11,53	5,30	20,48	Alimentación Recalculada (g/TM) 26,78
Sol.Lavado	-	0,26	-	8,42	2,37	9,17	
TOTAL	-	-	-	-	25,88	100,00	

Cinética de Cianuración:



Ficha técnica N°

Muestra: Concentrado "B" tostado durante 4 horas

Objetivo: Cianurar el concentrado tostado durante 4 horas, para recuperar oro.

Condiciones de Cianuración:

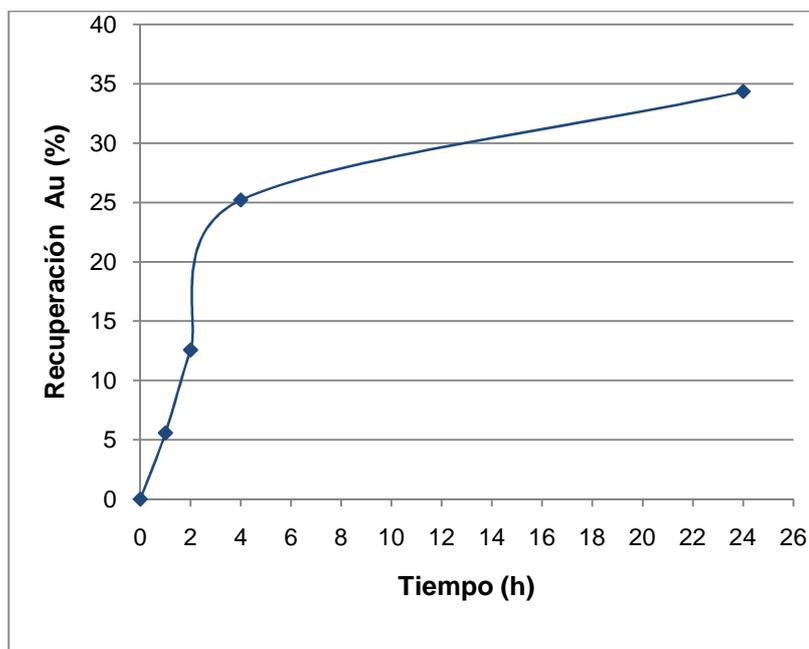
Control de Cianuración:

Peso: 200 g Volumen de H₂O: 500 mL pH inicial: 6,00 pH final: 10,85 Adición de NaOH: 4,5 g Tiempo de agitación: 2 h [CN⁻] libre: 5 g/L	Tiempo (h)	AgNO₃ Gastado (mL)	[CN⁻] libre (g)	[CN⁻] añadido (g)	pH	Recuperación %
	0	25,00	2,50	0,00	10,85	0,00
	1	25,00	2,50	0,00	10,92	5,58
	2	20,00	2,00	0,50	11,10	12,58
	4	18,00	1,80	0,70	11,80	25,21
	24	10,00	1,00	-	12,00	34,36
	Total de NaCN añadido (g): 11,5					
Consumo de NaCN (Kg/TM): 11,00						

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (Kg)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)	Repartición %
			(mg/kg)	(mg/L)			Sol.Fuerte + Sol.Lavado
Relave	0,188	-	92,12	-	17,32	65,19	34,36%
Sol. Fuerte	-	0,48	-	13,81	6,56	24,67	Alimentación Recalculada (g/TM) 26,58
Sol.Lavado	-	0,23	-	11,78	2,71	10,19	
TOTAL	-	-	-	-	26,59	100,00	

Cinética de Cianuración:



Ficha técnica N°7

Muestra: Concentrado "B" tostado 4 horas

Objetivo: Cianurar el concentrado tostado durante 4 horas, para recuperar oro.

Condiciones de Cianuración:

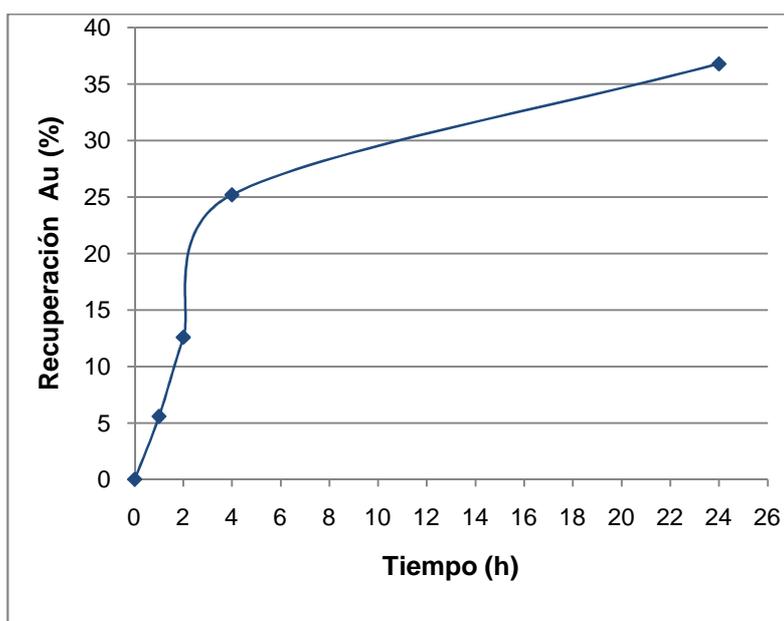
Control de Cianuración:

Peso: 200 g Volumen de H₂O: 500 mL pH inicial: 6,45 pH final: 10,67 Adición de NaOH: 3,0 g Tiempo de agitación: 2 h [CN⁻] libre: 14 g/L	Tiempo (h)	AgNO₃ Gastado (mL)	[CN⁻] libre (g)	[CN⁻] añadido (g)	pH	Recuperación %
	0	70,00	7,00	0,00	10,67	0,00
	1	70,00	7,00	0,00	10,92	6,88
	2	65,00	6,50	0,50	11,10	13,58
	4	45,00	4,50	2,50	11,80	26,29
	24	10,00	1,00	-	11,96	36,02
	Total de NaCN añadido (g): 21,00					
Consumo de NaCN (Kg/TM): 20,00						

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (Kg)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición n (%)	Repartición % Sol.Fuerte + Sol.Lavado
			(mg/kg)	(mg/L)			
Relave	0,191	-	83,04	-	15,86	63,98	36,02%
Sol. Fuerte	-	0,47	-	10,46	4,91	19,81	Alimentación Recalculada (g/TM) 29,56
Sol.Lavado	-	0,25	-	8,37	4,02	16,21	
TOTAL	-	-	-	-	24,79	100,00	

Cinética de Cianuración:



Ficha técnica N°8

Muestra: Concentrado "B" tostado durante 4 horas

Objetivo: Cianurar el concentrado tostado durante 4 horas, para recuperar oro.

Condiciones de Cianuración:

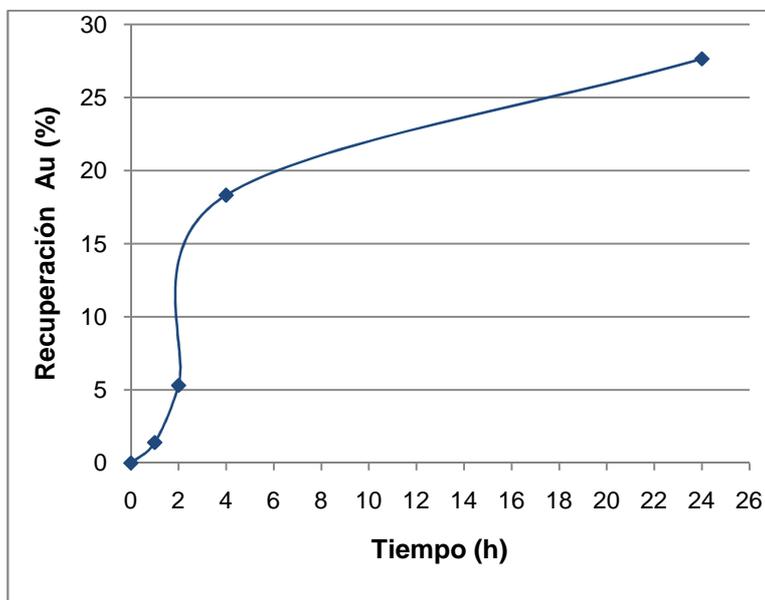
Control de Cianuración:

Peso : 200 g Volumen de H₂O: 500 mL pH inicial: 6,00 pH final: 10,82 Adición de NaOH: 4,0 g Tiempo de agitación: 2 h [CN⁻] libre: 18 g/L	Tiempo (h)	AgNO₃ Gastado (mL)	[CN⁻] libre (g)	[CN⁻] añadido (g)	pH	Recuperación %
	0	90,00	9,00	0,00	10,82	0,00
	1	90,00	9,00	0,00	10,92	1,67
	2	80,00	8,00	1,50	11,10	6,35
	4	65,00	6,50	2,50	11,80	19,32
	24	10,00	1,00	-	12,00	27,65
	Total de NaCN añadido (g): 23,00					
Consumo de NaCN (Kg/TM): 22,50						

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (Kg)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)	Repartición %
			(mg/kg)	(mg/L)			Sol.Fuerte + Sol.Lavado
Relave	0,195	-	92,24	-	17,99	72,35	27,65%
Sol. Fuerte	-	0,40	-	12,42	4,97	19,98	Alimentación Recalculada (g/TM) 30,78
Sol.Lavado	-	0,25	-	8,31	1,91	7,67	
TOTAL	-	-	-	-	24,86	100,00	

Cinética de Cianuración:



Ficha técnica N°9

Muestra: Concentrado "B" tostado durante 6 horas

Objetivo: Cianurar el concentrado tostado durante 6 horas, para recuperar oro.

Condiciones de Cianuración:

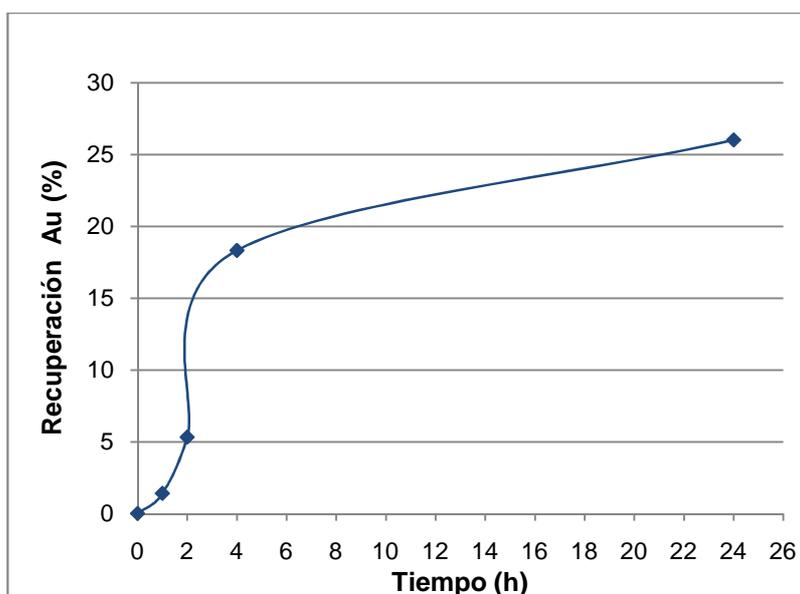
Control de Cianuración:

Peso : 200 g Volumen de H₂O: 500 mL pH inicial: 6,90 pH final: 10,53 Adición de NaOH: 3,0 g Tiempo de agitación: 2 h [CN⁻] libre: 1 g/L	Tiempo (h)	AgNO₃ Gastado (mL)	[CN⁻] libre (g)	[CN⁻] añadido (g)	pH	Recuperación %
	0	5,00	0,50	0,00	10,53	0,00
	1	5,00	0,50	0,00	10,67	1,89
	2	4,00	0,40	0,10	11,10	6,03
	4	2,00	0,20	0,30	11,80	18,65
	24	1,00	0,10	-	11,89	26,01
	Total de NaCN añadido (g): 2,30					
Consumo de NaCN (Kg/TM): 2,00						

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (Kg)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)	Repartición %
			(mg/kg)	(mg/L)			Sol.Fuerte + Sol.Lavado
Relave	0,19	-	89,95	-	17,63	73,99	26,01%
Sol. Fuerte	-	0,41	-	11,14	4,57	19,17	Alimentación Recalculada (g/TM) 30,74
Sol.Lavado	-	0,24	-	6,80	1,63	6,84	
TOTAL	-	-	-	-	23,82	100,00	

Cinética de Cianuración:



Ficha técnica N°10

Muestra: Concentrado "B" tostado durante 6 horas

Objetivo: Cianurar el concentrado tostado durante 6 horas, para recuperar oro.

Condiciones de Cianuración:

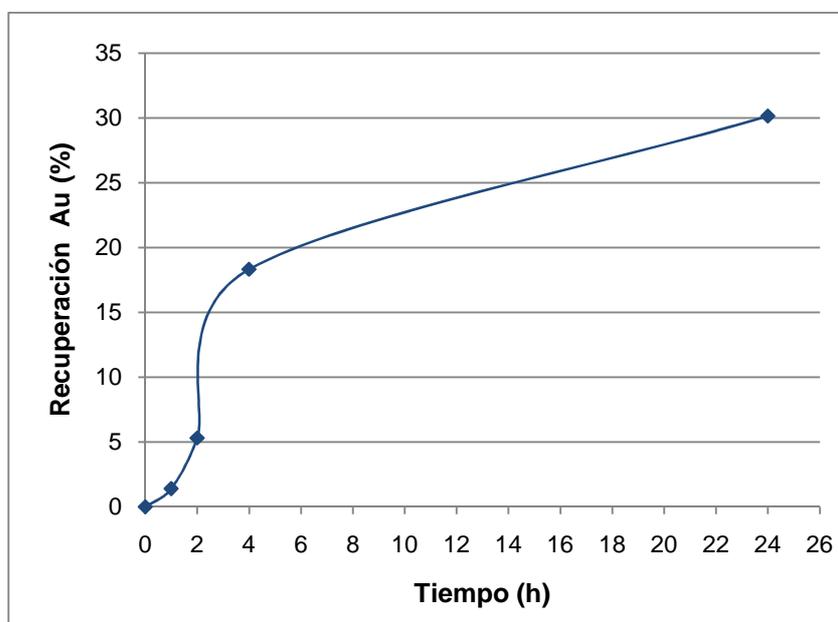
Control de Cianuración:

Peso: 200 g Volumen de H₂O: 500 mL pH inicial: 6,00 pH final: 10,82 Adición de NaOH: 4,0 g Tiempo de agitación: 2 h [CN⁻] libre: 5 g/L	Tiempo (h)	AgNO₃ Gastado (mL)	[CN⁻] libre (g)	[CN⁻] añadido (g)	pH	Recuperación %
	0	25,00	2,50	0,00	10,82	0,00
	1	25,00	2,50	0,00	10,92	6,88
	2	23,00	2,30	0,20	11,10	13,58
	4	16,00	1,60	0,90	11,80	26,29
	24	18,00	1,80	-	12,00	30,16
	Total de NaCN añadido (g): 10,00					
Consumo de NaCN (Kg/TM): 9,50						

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (Kg)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)	Repartición % Sol.Fuerte + Sol.Lavado 30,16%
			(mg/kg)	(mg/L)			
Relave	0,18	-	84,86	-	15,87	69,84	Alimentación Recalculada (g/TM) 29,28
Sol. Fuerte	-	0,42	-	10,40	4,37	19,22	
Sol.Lavado	-	0,25	-	9,94	2,49	10,94	
TOTAL	-	-	-	-	22,72	100,00	

Cinética de Cianuración:



Ficha técnica N°11

Muestra: Concentrado "B" tostado durante 6 horas

Objetivo: Cianurar el concentrado tostado durante 6 horas, para recuperar oro.

Condiciones de Cianuración:

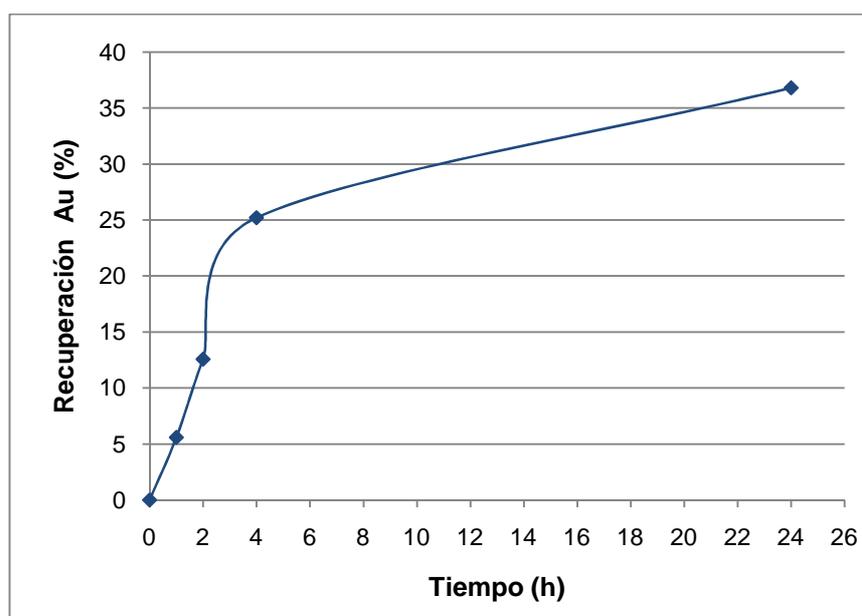
Control de Cianuración:

Peso : 200 g Volumen de H₂O: 500 mL pH inicial: 6,60 pH final: 10,82 Adición de NaOH: 2,0 g Tiempo de agitación: 2 h [CN⁻] libre: 14 g/L	Tiempo (h)	AgNO₃ Gastado (mL)	[CN⁻] libre (g)	[CN⁻] Añadido (g)	pH	Recuperación %
	0	70,00	7,00	0,00	10,82	0,00
	1	70,00	7,00	0,00	10,92	6,83
	2	65,00	6,50	0,50	11,10	14,89
	4	55,00	5,50	1,50	11,80	24,56
	24	10,00	1,00	-	12,00	35,42
	Total de NaCN añadido (g): 16,00					
Consumo de NaCN (Kg/TM): 15,00						

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (Kg)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición n (%)	Repartición %
			(mg/kg)	(mg/L)			Sol.Fuerte + Sol.Lavado
Relave	0,19	-	73,61	-	14,07	64,58	35,42%
Sol. Fuerte	-	0,42	-	11,12	4,67	21,44	Alimentación Recalculada (g/TM)
Sol.Lavado	-	0,26	-	11,71	3,05	13,98	
TOTAL	-	-	-	-	21,78	100,00	30,67

Cinética de Cianuración:



Ficha técnica N°12

Muestra: Concentrado "B" tostado durante 6 horas

Objetivo: Cianurar el concentrado tostado durante 6 horas, para recuperar oro.

Condiciones de Cianuración:

Control de Cianuración:

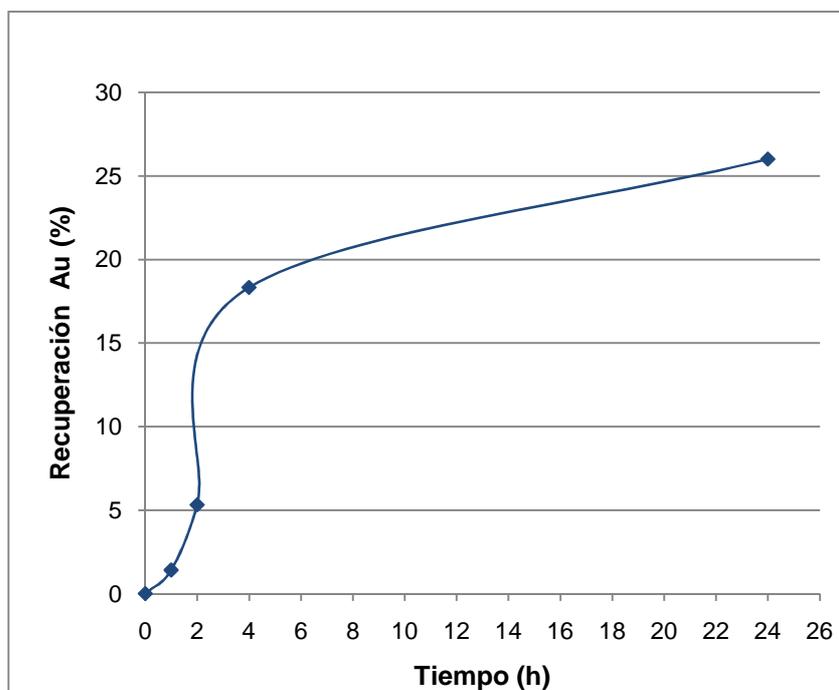
Peso : 200 g Volumen de H₂O: 500 mL pH inicial: 6,00 pH final: 10,82 Adición de NaOH: 4,0 g Tiempo de agitación: 2 h [CN⁻] libre: 18 g/L	Tiempo (h)	AgNO₃ Gastado (mL)	[CN⁻] libre (g)	[CN⁻] añadido (g)	pH	Recuperación %
	0	90,00	9,00	0,00	10,82	0,00
	1	90,00	9,00	0,00	10,92	1,89
	2	85,00	8,50	0,50	11,10	6,03
	4	75,00	7,50	1,50	11,80	18,65
	24	20,00	2,00	-	12,00	26,29
	Total de NaCN añadido (g): 20,50					
Consumo de NaCN (Kg/TM): 20,00						

Resultados de

Cianuración:

Fracción	Peso (Kg)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)	Repartición % Sol.Fuerte + Sol.Lavado 26,29%
			(mg/kg)	(mg/L)			
Relave	0,18	-	84,50	-	15,55	73,71	Alimentación Recalculada (g/TM) 31,65
Sol. Fuerte	-	0,43	-	7,30	3,14	14,89	
Sol.Lavado	-	0,28	-	8,59	2,41	11,40	
TOTAL	-	-	-	-	21,04	100,00	

Cinética de Cianuración:



Ficha técnica N°13

Muestra: Concentrado "B" de flotación tostado 4 horas más lavado básico.

Objetivo: Cianurar el concentrado flotado obtenido en la primera etapa de la flotación

Condiciones de Cianuración:

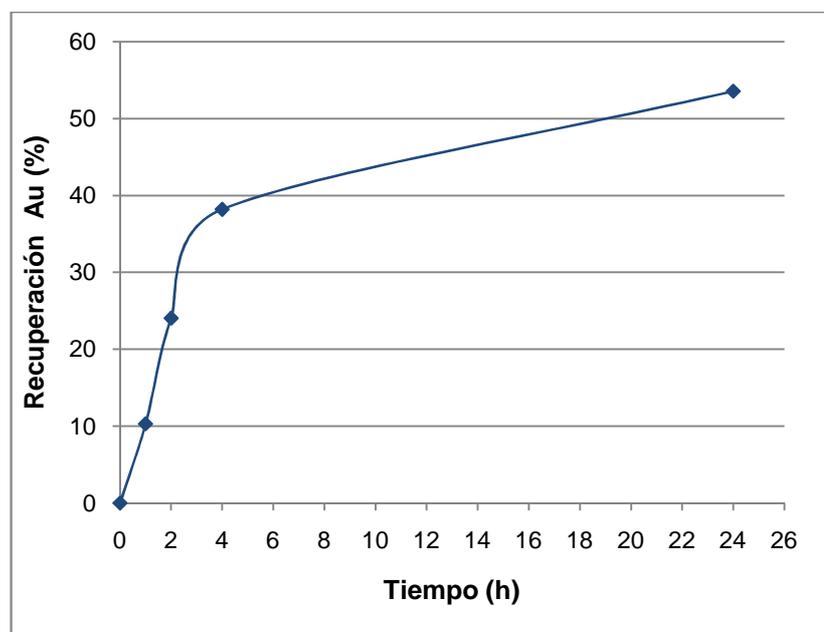
Control de Cianuración:

Peso : 200 g Volumen de H₂O: 500 mL pH inicial: 5,88 pH final: 10,61 Lavado con amoniaco: 100 mL Tiempo de agitación: 2 h [CN⁻] libre: 1 g/L	Tiempo (h)	AgNO₃ Gastado (mL)	[CN⁻] libre (g)	[CN⁻] Añadido (g)	pH	Recupera %
	0	6,00	0,60	0,00	10,61	0,00
	1	6,00	0,60	0,00	10,82	10,30
	2	5,00	0,50	0,10	11,44	24,03
	4	4,50	0,45	0,15	11,55	38,22
	24	1,0	0,1	0,50	11,80	53,58
	Consumo de CNNa (kg/TM): 1,75					

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (Kg)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)	Repartición %
			(mg/kg)	(mg/L)			Sol.Fuerte + Sol.Lavado
Relave	0,17	-	87,40	-	15,55	47,42	53,58%
Sol. Fuerte	-	0,45	-	7,30	3,14	43,58	Alimentación Recalculada (g/TM) 30,63
Sol.Lavado	-	0,23	-	8,59	2,41	13,00	
TOTAL	-	-	-	-	26,04	100,00	

Cinética de Cianuración:



Ficha técnica N°14

Muestra: Concentrado "B" de flotación tostado 4 horas más lavado básico.

Objetivo: Cianurar el concentrado flotado obtenido en la primera etapa de la flotación

Condiciones de Cianuración:

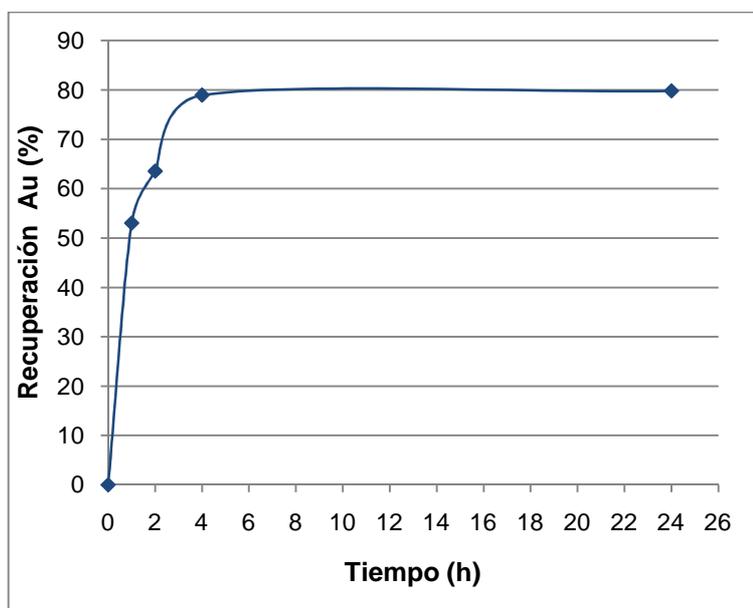
Control de Cianuración:

Peso : 200 g Volumen de H₂O: 500 mL pH inicial: 5,88 pH final: 10,45 Lavado con amoniaco: 100 mL Tiempo de agitación: 2 h [CN⁻] libre: 5 g/L	Tiempo (h)	AgNO₃ Gastado (mL)	[CN⁻] Libre (g)	[CN⁻] Añadido (g)	pH	Recuperación %
	0	30,00	3,00	0,00	10,45	0,00
	1	30,00	3,00	0,00	10,90	53,02
	2	27,5	2,75	0,25	11,31	63,53
	4	25,2	2,52	0,48	11,72	78,93
	24	2,5	0,25	2,75	11,87	79,80
	Consumo de CNNa (kg/TM): 4,9					

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (Kg)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)	Repartición %
			(mg/kg)	(mg/L)			Sol.Fuerte + Sol.Lavado
Relave	0,16	-	89,80	-	16,55	30,20	79,80%
Sol. Fuerte	-	0,44	-	8,30	3,14	75,67	Alimentación Recalculada (g/TM) 28,65
Sol.Lavado	-	0,29	-	7,59	2,41	4,12	
TOTAL	-	-	-	-	25,12	100,00	

Cinética de Cianuración:



Ficha técnica N°15

Muestra: Concentrado "B" de flotación tostado 4 horas más lavado básico.

Objetivo: Cianurar el concentrado flotado obtenido en la primera etapa de la flotación

Condiciones de Cianuración:

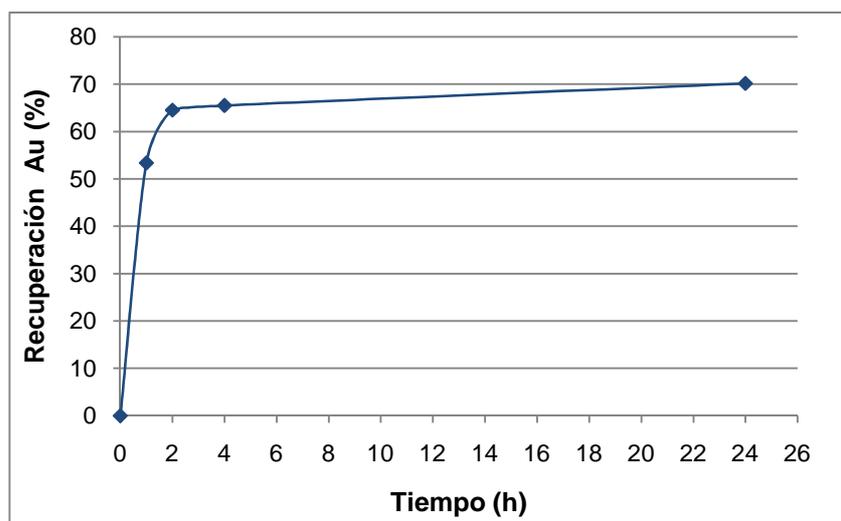
Control de Cianuración:

Peso : 200 g Volumen de H₂O: 500 mL pH inicial: 5,88 pH final: 10,64 Lavado con amoniaco: 100 mL Tiempo de agitación: 2 h [CN⁻] libre: 11 g/L	Tiempo (h)	AgNO₃ Gastado (mL)	[CN⁻] Libre (g)	[CN⁻] Añadido (g)	pH	Recupeción %
	0	66,00	6,6	0,00	10,64	0,00
	1	66,00	6,6	0,00	10,95	53,34
	2	61,5	6,15	0,45	11,22	64,51
	4	48,4	4,84	1,76	11,31	65,49
	24	4,20	0,42	6,18	11,60	70,15
	Consumo de CNNa (kg/TM): 13,15					

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (Kg)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)	Repartición %
			(mg/kg)	(mg/L)			Sol.Fuerte + Sol.Lavado
Relave	0,18	-	85,50	-	14,55	73,71	26,29%
Sol. Fuerte	-	0,42	-	6,30	3,18	14,89	Alimentación Recalculada (g/TM) 31,65
Sol.Lavado	-	0,25	-	8,67	2,47	11,40	
TOTAL	-	-	-	-	21,04	100,00	

Cinética de Cianuración:



Ficha técnica N°16

Muestra: Concentrado "B" de flotación tostado 4 horas más lavado básico.

Objetivo: Cianurar el concentrado flotado obtenido en la primera etapa de la flotación

Condiciones de Cianuración:

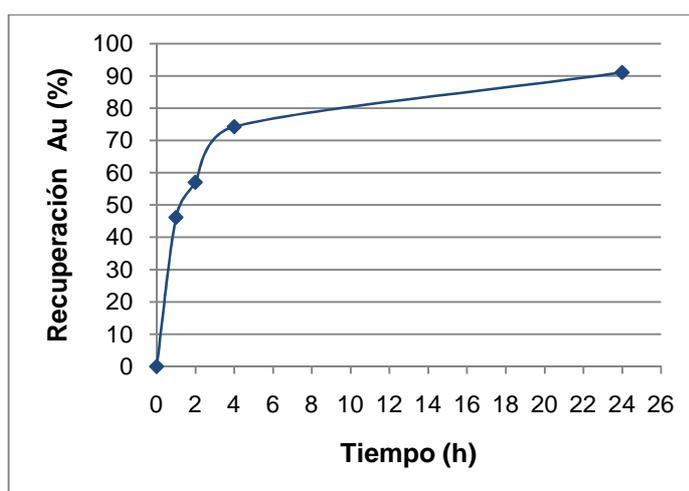
Control de Cianuración:

Peso : 200 g Volumen de H₂O: 500 mL pH inicial: 5,88 pH final: 10,84 Lavado con amoniaco: 100 mL Tiempo de agitación: 2 h [CN⁻] libre: 14 g/L	Tiempo (h)	AgNO₃ Gastado (mL)	[CN⁻] libre (g)	[CN⁻] Añadido (g)	pH	Recuper. %
	0	84,00	8,4	0,00	10,84	0,00
	1	84,00	8,4	0,00	10,95	46,19
	2	72,40	7,24	1,16	11,15	57,03
	4	71,50	7,15	1,25	11,52	74,27
	24	8,70	0,87	7,53	11,74	91,07
	Consumo de CNNa (kg/TM): 16,4					

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (Kg)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)	Repartición %
			(mg/kg)	(mg/L)			Sol.Fuerte + Sol.Lavado
Relave	0,184	-	84,50	-	15,55	73,71	26,29%
Sol. Fuerte	-	0,43	-	7,30	3,14	14,89	Alimentación Recalculada (g/TM) 31,65
Sol.Lavado	-	0,28	-	8,59	2,41	11,40	
TOTAL	-	-	-	-	21,04	100,00	

Cinética de Cianuración:



Ficha técnica N°17

Muestra: Concentrado "A" de flotación tostado 4 horas más lavado básico.

Objetivo: Cianurar el concentrado flotado obtenido de la segunda etapa de la flotación

Condiciones de Cianuración:

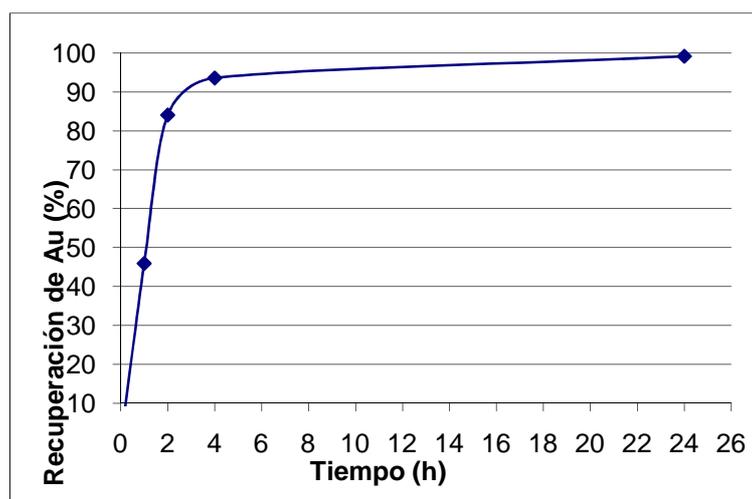
Control de Cianuración:

Peso : 100 g Volumen de H₂O: 250 mL pH inicial: 6,08 pH final: 10,56 Lavado con amoniaco: 50 mL Tiempo de agitación: 2 h [CN⁻] libre: 14 g/L	Tiempo (h)	AgNO₃ Gastado (mL)	[CN⁻] libre (g)	[CN⁻] añadido (g)	pH	Recupr, %
	0	42,0	4,20	0,00	10,56	0,00
	1	42,0	4,20	0,00	10,82	45,90
	2	40,5	4,05	0,15	11,70	84,06
	4	35,7	3,57	0,63	12,30	93,60
	24	8,4	0,84	3,36	12,50	99,17
	Consumo de CNNa (kg/TM): 16,2					

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (Kg)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)	Repartición %
			(mg/kg)	(mg/L)			Sol.Fuerte + Sol.Lavado
Relave	0,18	-	84,50	-	15,55	73,71	26,29%
Sol. Fuerte	-	0,43	-	7,30	3,14	14,89	Alimentación Recalculada (g/TM) 31,65
Sol.Lavado	-	0,28	-	8,59	2,41	11,40	
TOTAL	-	-	-	-	21,04	100,00	

Cinética de Cianuración:



Ficha técnica N°18

Muestra: Concentrado "A" de flotación tostado 4 horas más lavado básico.

Objetivo: Cianurar el concentrado flotado obtenido de la segunda etapa de la flotación

Condiciones de Cianuración:

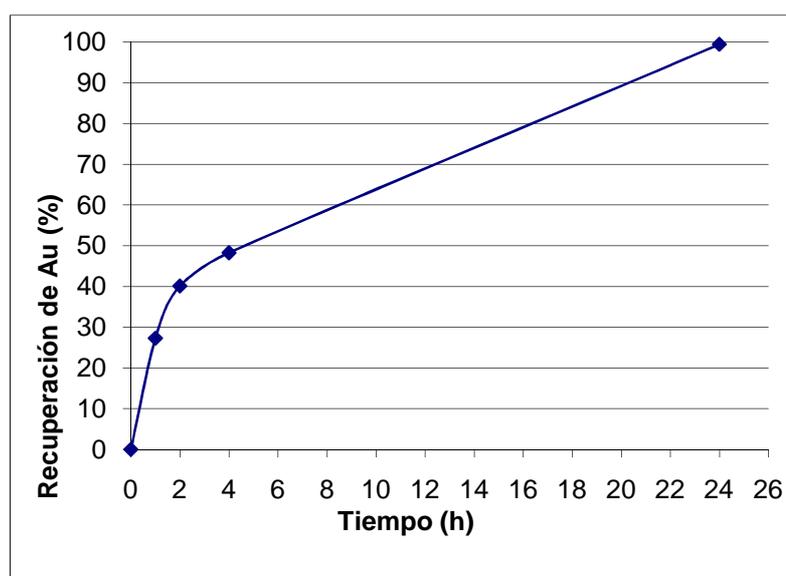
Control de Cianuración:

Peso: 100 g Volumen de H₂O: 250 mL pH inicial: 6,08 pH final: 10,45 Lavado con amoniaco: 50 mL Tiempo de agitación: 2 h [CN⁻] libre: 10 g/L	Tiempo (h)	AgNO₃ Gastado (mL)	[CN⁻] libre (g)	[CN⁻] Añadido (g)	pH	Recupr, %
	0	30,0	3,00	0,0	10,45	0,00
	1	30,0	3,00	0,0	10,82	27,30
	2	25,5	2,55	0,45	11,30	40,13
	4	24,4	2,44	0,56	12,12	48,28
	24	5,2	0,52	2,48	12,25	99,41
Consumo de CNNa (kg/TM): 15,3						

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (Kg)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)	Repartición %
			(mg/kg)	(mg/L)			Sol.Fuerte + Sol.Lavado
Relave	0,17	-	84,50	-	15,55	73,71	26,29%
Sol. Fuerte	-	0,43	-	7,30	3,14	14,89	Alimentación Recalculada (g/TM) 31,65
Sol.Lavado	-	0,28	-	8,59	2,41	11,40	
TOTAL	-	-	-	-	21,04	100,00	

Cinética de Cianuración:



Ficha técnica N°19

Muestra: Concentrado "A" de flotación tostado 4 horas más lavado básico.

Objetivo: Cianurar el concentrado flotado obtenido de la segunda etapa de la flotación

Condiciones de Cianuración:

Control de Cianuración:

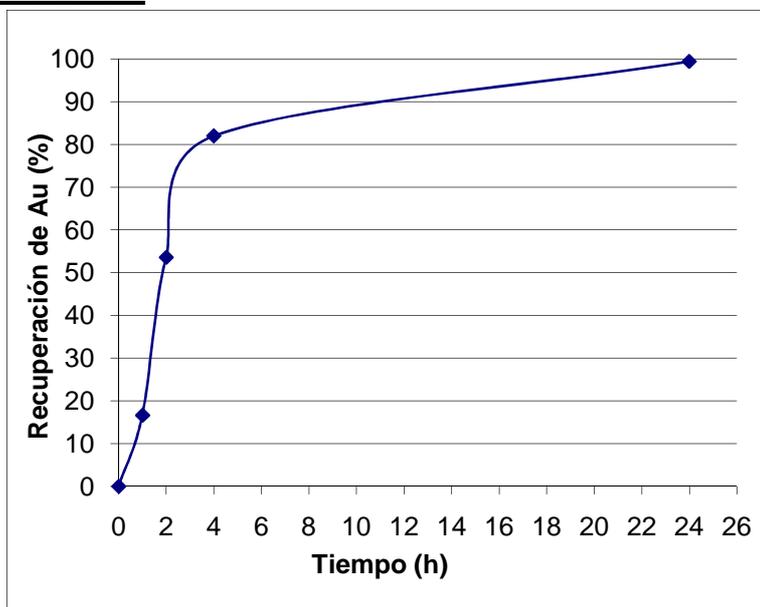
Peso: 100 g
Volumen de H₂O: 250 mL
pH inicial: 6,08
pH final: 10,75
Lavado con amoniaco: 50 mL
Tiempo de agitación: 2 h
[CN⁻] libre: 5 g/L

Tiempo (h)	AgNO ₃ Gastado (mL)	[CN ⁻] Libre (g)	[CN ⁻] Añadido (g)	pH	Recupr, %
0	1,5	0,15	0,00	10,75	0,00
1	1,5	0,15	0,00	10,95	27,30
2	1,3	0,13	0,02	11,23	40,13
4	0,8	0,08	0,07	12,45	48,28
24	0,5	0,05	0,10	12,50	99,41
Consumo de CNNa (kg/TM): 11,4					

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (Kg)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)	Repartición %
			(mg/kg)	(mg/L)			Sol.Fuerte + Sol.Lavado
Relave	0,18	-	84,50	-	15,55	73,71	26,29%
Sol. Fuerte	-	0,43	-	7,30	3,14	14,89	Alimentación Recalculada (g/TM) 31,65
Sol.Lavado	-	0,28	-	8,59	2,41	11,40	
TOTAL	-	-	-	-	21,04	100,00	

Cinética de Cianuración:



Ficha técnica N°20

Muestra: Concentrado "A" de flotación tostado 4 horas más lavado básico.

Objetivo: Cianurar el concentrado flotado obtenido de la segunda etapa de la flotación

Condiciones de Cianuración:

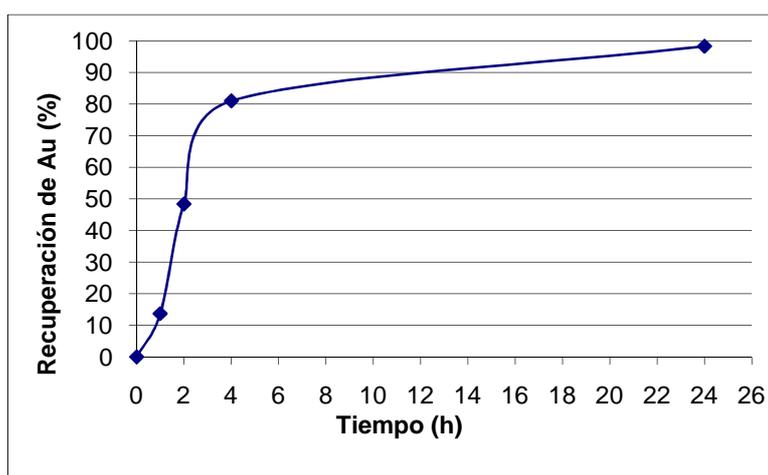
Control de Cianuración:

Peso: 100 g Volumen de H₂O: 250 mL pH inicial: 6,08 pH final: 10,62 Lavado con amoniaco: 50 mL Tiempo de agitación: 2 h [CN⁻] libre: 3 g/L	Tiempo (h)	AgNO₃ Gastado (mL)	[CN⁻] Libre (g)	[CN⁻] Añadido (g)	pH	Recupr, %
	0	0,9	0,09	0,00	10,62	0,00
	1	0,9	0,09	0,00	10,80	13,70
	2	0,9	0,09	0,00	11,23	48,41
	4	0,7	0,07	0,02	11,45	80,99
	24	0,1	0,01	0,08	12,10	98,28
Consumo de CNNa (kg/TM): 10,3						

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (Kg)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)	Repartición %
			(mg/kg)	(mg/L)			Sol.Fuerte + Sol.Lavado
Relave	0,16	-	84,50	-	15,55	73,71	26,29%
Sol. Fuerte	-	0,43	-	7,30	3,14	14,89	Alimentación Recalculada (g/TM) 31,65
Sol.Lavado	-	0,28	-	8,59	2,41	11,40	
TOTAL	-	-	-	-	21,04	100,00	

Cinética de Cianuración:



Ficha técnica N°21

Muestra: Concentrado "A" de flotación tostado 4 horas más lavado básico.

Objetivo: Cianurar el concentrado flotado obtenido de la segunda etapa de la flotación

Condiciones de Cianuración:

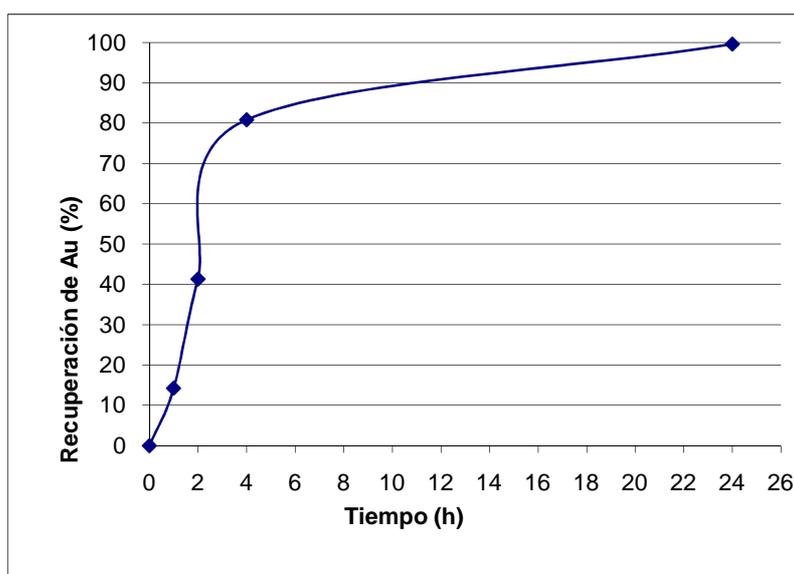
Control de Cianuración:

Peso: 100 g Volumen de H₂O: 250 mL pH inicial: 6,08 pH final: 10,65 Lavado con amoniaco: 50 mL Tiempo de agitación: 2 h [CN⁻] libre: 2 g/L	Tiempo (h)	AgNO₃ Gastado (mL)	[CN⁻] Libre (g)	[CN⁻] Añadido (g)	pH	Recu %
	0	0,6	0,06	0,00	10,65	0,00
	1	0,6	0,06	0,00	10,80	14,25
	2	0,6	0,06	0,00	11,23	41,30
	4	0,3	0,03	0,03	11,45	80,80
	24	0,2	0,02	0,04	12,10	99,55
	Consumo de CNNa (kg/TM): 5,5					

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (Kg)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)	Repartición %
			(mg/kg)	(mg/L)			Sol.Fuerte + Sol.Lavado
Relave	0,17	-	84,50	-	15,55	73,71	26,29%
Sol. Fuerte	-	0,43	-	7,30	3,14	14,89	Alimentación Recalculada (g/TM) 31,65
Sol.Lavado	-	0,28	-	8,59	2,41	11,40	
TOTAL	-	-	-	-	21,04	100,00	

Cinética de Cianuración:



Ficha técnica N°22

Muestra: Concentrado "A" de flotación tostado 4 horas más lavado básico.

Objetivo: Cianurar el concentrado flotado obtenido de la segunda etapa de la flotación

Condiciones de Cianuración:

Control de Cianuración:

Peso: 100 g Volumen de H₂O: 250 mL pH inicial: 6,08 pH final: 10,92 Lavado con amoniac: 50 mL Tiempo de agitación: 2 h [CN⁻] libre: 1 g/L	Tiempo (h)	AgNO₃ Gastado (ml)	[CN⁻] libre (g)	[CN⁻] Añadido (g)	pH	Recupr, %
	0	0,3	0,03	0,00	10,92	0,00
	1	0,3	0,03	0,00	10,98	7,24
	2	0,3	0,03	0,00	11,43	26,18
	4	0,2	0,02	0,01	11,63	46,83
	24	0,2	0,02	0,01	11,98	60,28
Consumo de CNNa (kg/TM): 5,3						

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (Kg)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)	Repartición %
			(mg/kg)	(mg/L)			Sol.Fuerte + Sol.Lavado
Relave	0,18	-	84,50	-	15,55	73,71	26,29%
Sol. Fuerte	-	0,43	-	7,30	3,14	14,89	Alimentación Recalculada (g/TM) 31,65
Sol.Lavado	-	0,28	-	8,59	2,41	11,40	
TOTAL	-	-	-	-	21,04	100,00	

Cinética de Cianuración:

