

ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL

FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA Y AGROINDUSTRIA

**“ESTUDIO DE LA OXIDACIÓN DE UN MINERAL SULFURADO
AURÍFERO REFRACTARIO EN MEDIO ACUOSO PARA INCREMENTAR
LA DISOLUCIÓN DE ORO EN EL PROCESO DE CIANURACIÓN”**

PROYECTO PREVIO A LA OBTENCIÓN DEL TÍTULO DE INGENIERO QUÍMICO

EDUARDO LENÍN PACHECO PACHECO

DIRECTOR: ING. ERNESTO HALE DE LA TORRE CHAUVÍN Ph.D.

Quito, Julio de 2017

© Escuela Politécnica Nacional (2015)
Reservados todos los derechos de reproducción

DECLARACIÓN

Yo, Eduardo Lenín Pacheco Pacheco, 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.

Eduardo Lenín Pacheco Pacheco

CERTIFICACIÓN

Certifico que el presente trabajo fue desarrollado por Eduardo Lenín Pacheco Pacheco, bajo mi supervisión.

Ing. Ernesto de la Torre PhD.

DIRECTOR DE PROYECTO

AUSPICIO

La presente investigación contó con el auspicio financiero del proyecto PII-DEMEX-001-2016, que se ejecutó en el Departamento de Metalurgia Extractiva de la Escuela Politécnica Nacional.

AGRADECIMIENTO

A mis padres por permitirme disfrutar de la vida, el ejemplo dado día a día, formarme como persona, brindarme su ayuda y demostrarme que nada es imposible en la vida.

A mis hermanas y hermanos por sus consejos, paciencia y estar apoyándome en los buenos y malos momentos. En especial a Albi por siempre velar por mi bienestar y estar junto a mi cuando más lo necesitaba, a Miri y Diego por abrirme las puertas de su casa y acogerme como a un hijo más.

Al Ing. Ernesto, por permitirme desarrollar este proyecto y guiarme a lo largo de su desarrollo.

A la Ing. Alice, por mantener la confianza en los momentos más difíciles.

A todos los compañeros de aula, sin ustedes esta etapa no hubiese sido tan divertida. En especial a Anita y Caro gracias por todo, son como mis hermanas, a Raquel por la ayuda y ocurrencias diarias y a todo el grupo Rédox por las vivencias, retos y locuras.

A los amigos de Lata por hacer que de la distancia no sea una limitante. En especial a Pollo por haberme recordado que hay que actuar para que las cosas mejoren.

A las personas que me prestaron su ayuda para la culminación de este trabajo, sin ustedes esto no sería posible.

Al DEMEX y a toda esa gran familia que lo conforma, por abrirme sus puertas, compartir sus conocimientos y experiencias.

DEDICATORIA

Este trabajo está dedicado a Patricia, Esther y Amador, los padres que me enseñaron que nada es imposible de conseguir cuando existe perseverancia y amor por lo que se hace.

A mis hermanas y hermanos por todo lo vivido juntos.

ÍNDICE DE CONTENIDO

	PÁGINA
RESUMEN	xvii
INTRODUCCIÓN	xviii
1. REVISIÓN BIBLIOGRÁFICA	1
1.1. Métodos de recuperación de minerales auríferos	1
1.1.1. Oro en la naturaleza	1
1.1.2. Métodos tradicionales de recuperación	3
1.1.2.1. Amalgamación	3
1.1.2.2. Cianuración	7
1.2. Refractariedad en minerales auríferos	15
1.2.1. Causas de la refractariedad	15
1.2.1.1. Encapsulamiento físico	16
1.2.1.2. Consumo excesivo de cianuro	16
1.2.1.3. Limitación de oxígeno	16
1.2.1.4. Existencia de especies carbonáceas en el mineral	17
1.2.1.5. Generación de capas insolubles sobre la superficie del oro	17
1.2.1.6. Asociación de oro y compuestos auríferos con telurio	17
1.2.2. Métodos para el tratamiento de minerales refractarios sulfurados	18
1.2.2.1. Procesos pirometalúrgicos	18
1.2.2.2. Procesos hidrometalúrgicos	22
1.3. Procesos oxidativos acuosos	27
1.3.1. Oxidación con ácido nítrico	27
1.3.2. Oxidación con peróxido de hidrógeno	28
1.3.2.1. Oxidación de la calcopirita, pirita, esfalerita y galena	29
1.3.3. Oxidación con ozono	31
1.4. Cementación	33
1.4.1. Cementación con zinc	35

2. PARTE EXPERIMENTAL	38
2.1. Caracterización del mineral refractario	40
2.1.1. Caracterización física del mineral sulfurado aurífero refractario	40
2.1.1.1. Determinación de la densidad aparente del mineral sulfurado aurífero refractario	40
2.1.1.2. Determinación de la densidad real del mineral sulfurado aurífero refractario	40
2.1.1.3. Análisis granulométrico del mineral sulfurado aurífero refractario	41
2.1.2. Caracterización química del mineral sulfurado aurífero refractario	42
2.1.2.1. Determinación de la concentración de Cu, Fe, Pb y Zn en el mineral sulfurado aurífero refractario	43
2.1.2.2. Ensayo al fuego para la determinación de la concentración de Au y Ag en el mineral sulfurado aurífero refractario	43
2.1.3. Caracterización mineralógica del mineral sulfurado aurífero refractario	45
2.2. Evaluación de la influencia del HNO ₃ , H ₂ O ₂ y O ₃ en la oxidación del mineral sulfurado aurífero refractario en medio acuoso para la recuperación de oro mediante cianuración	45
2.2.1. Influencia del HNO ₃ como agente oxidante	46
2.2.1.1. Evaluación del tamaño de partícula	46
2.2.1.2. Evaluación de la concentración del agente oxidante	47
2.2.1.3. Evaluación del tiempo de oxidación	47
2.2.2. Influencia del H ₂ O ₂ como agente oxidante	48
2.2.2.1. Evaluación de la concentración del agente oxidante	48
2.2.2.2. Evaluación del tiempo de oxidación	49
2.2.3. Influencia del O ₃ como agente oxidante	49
2.2.3.1. Evaluación del tiempo de oxidación	50
2.2.3.2. Evaluación del efecto que tiene el burbujeo previo de ozono en el agua destilada	51
2.3. Selección de la mejor alternativa para la recuperación de oro presente en un mineral sulfurado aurífero refractario con un pretratamiento oxidativo acuoso.	51

3. RESULTADOS Y DISCUSIÓN	53
3.1. Resultados de la caracterización física, química y mineralógica del mineral sulfurado aurífero refractario	53
3.1.1. Resultados de la caracterización física del mineral sulfurado aurífero refractario	54
3.1.1.1. Propiedades físicas del mineral sulfurado aurífero refractario	54
3.1.2. Resultados de la caracterización química del mineral sulfurado aurífero refractario	55
3.1.2.1. Determinación de la composición química del mineral sulfurado aurífero refractario mediante la aplicación de espectrofotometría de absorción atómica	55
3.1.2.2. Leyes de oro y plata presentes en el mineral sulfurado aurífero refractario	56
3.1.3. Resultados de la caracterización mineralógica del mineral sulfurado aurífero refractario	57
3.2. Influencia de la oxidación con ácido nítrico en la recuperación de oro	57
3.2.1. Influencia del tamaño de partícula en el proceso de recuperación de oro presente en un mineral sulfurado aurífero refractario	58
3.2.2. Influencia de la concentración de ácido nítrico en el proceso de recuperación de oro presente en un mineral sulfurado aurífero refractario	59
3.2.3. Influencia del tiempo de oxidación en el proceso de recuperación del oro presente en un mineral sulfurado aurífero refractario al emplear ácido nítrico como agente oxidante	62
3.3. Influencia de la oxidación con peróxido de hidrógeno en la recuperación de oro	64
3.3.1. Influencia de la concentración de peróxido de hidrógeno en el proceso de recuperación de oro presente en un mineral sulfurado aurífero refractario	64
3.3.2. Influencia del tiempo de oxidación en el proceso de recuperación del oro presente en un mineral sulfurado aurífero refractario al emplear peróxido de hidrógeno como agente oxidante	68
3.4. Influencia de la oxidación con ozono en la recuperación de oro	70
3.4.1. Influencia del tiempo de oxidación en el proceso de	71

recuperación del oro presente en un mineral sulfurado aurífero refractario al emplear ozono como agente oxidante	
3.4.2. Influencia de la aplicación de un proceso de saturación previo a la oxidación en el proceso de recuperación del oro presente en un mineral sulfurado aurífero refractario al emplear ozono como agente oxidante	73
3.5. Análisis mineralógico de los relaves generados en los procesos de oxidación con HNO_3 , H_2O_2 y O_3	77
3.6. Diseño del diagrama de flujo del proceso de oxidación del mineral sulfurado aurífero refractario en medio acuoso para incrementar la recuperación de oro mediante cianuración	79
3.6.1. Descripción del proceso	79
3.6.1.1. Diagrama de bloques del proceso - BFD	79
3.6.2. Condiciones de operación	81
3.6.3. Balances de masa	83
3.6.3.1. Balance de masa global	83
3.6.3.2. Diagrama de flujo del proceso - PFD	84
3.6.4. Selección de equipos	87
3.6.4.1. Características de la tolva de alimentación	87
3.6.4.2. Características de los tanques con agitación mecánica	87
3.6.4.3. Características de los filtros prensa	91
3.6.4.4. Características del desgasificador	93
3.6.4.5. Características del horno de fundición	93
3.6.5. Balance de energía	94
3.6.6. Diagrama Layout	94
3.7. Análisis de prefactibilidad económica	96
3.7.1. Inversión	96
3.7.2. Costos variables	98
3.7.3. Costos fijos	99
3.7.4. Depreciación	100
3.7.5. Ingresos	101
3.7.6. Flujo de fondos	102
3.7.7. Indicadores financieros	105
4. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	106

4.1. Conclusiones	106
4.2. Recomendaciones	107
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICA	108
ANEXOS	115

ÍNDICE DE TABLAS

		PÁGINA
Tabla 1.1.	Minerales auríferos	2
Tabla 1.2.	Solubilidad de metales en mercurio	5
Tabla 1.3.	Constantes de estabilidad (β_2 y β_3) para complejos de Au(I) y Au(III).	7
Tabla 1.4.	Bacterias asociadas a la lixiviación de minerales	23
Tabla 1.5.	Minerales sulfurados en los que se puede aplicar biolixiviación	24
Tabla 1.6.	Condiciones de operación para procesos de oxidación con ácido nítrico	27
Tabla 1.7.	Potencial de oxidación de distintos agentes oxidantes	32
Tabla 1.8.	Serie electromotriz de metales a 25°C y 1 atm de presión	33
Tabla 1.8.	Serie electromotriz de metales a 25°C y 1 atm de presión (continuación)	34
Tabla 1.9.	Fuerza electromotriz para algunos sistemas de cementación	34
Tabla 2.1.	Tamices empleados para el análisis granulométrico del mineral sulfurado aurífero refractario	41
Tabla 2.1.	Tamices empleados para el análisis granulométrico del mineral sulfurado aurífero refractario (continuación)	42
Tabla 2.2.	Condiciones de cianuración	46
Tabla 2.3.	Condiciones de trabajo empleadas en los ensayos para evaluar la influencia del tiempo de oxidación al trabajar con ácido nítrico	48
Tabla 2.4.	Condiciones de trabajo empleadas en los ensayos para evaluar la influencia del tiempo de oxidación al trabajar con peróxido de hidrógeno	49
Tabla 2.5.	Condiciones de trabajo empleadas en la oxidación con ozono	51
Tabla 3.1.	Propiedades físicas del mineral sulfurado aurífero refractario	54
Tabla 3.2.	Composición química del mineral sulfurado aurífero	55

	refractario	
Tabla 3.3.	Leyes de oro y plata presentes en el mineral sulfurado aurífero refractario	56
Tabla 3.4.	Compuestos cristalinos presentes en el mineral sulfurado aurífero refractario	57
Tabla 3.5.	Condiciones que permiten obtener los mejores resultados en la recuperación de oro en un mineral sulfurado aurífero refractario al trabajar con ácido nítrico	64
Tabla 3.6.	Oro disuelto en la solución del proceso de oxidación de un mineral sulfurado aurífero refractario	67
Tabla 3.7.	Plata disuelto en la solución del proceso de oxidación de un mineral sulfurado aurífero refractario	67
Tabla 3.8.	Caracterización mineralógica del mineral sulfurado aurífero refractario oxidado con HON_3 , H_2O_2 y O_3	78
Tabla 3.9.	Condiciones de operación para la oxidación del mineral sulfurado aurífero refractario	81
Tabla 3.10.	Condiciones de operación para el proceso de lavado	81
Tabla 3.11.	Condiciones de operación para el proceso de cianuración	82
Tabla 3.12.	Condiciones de operación para el proceso de desgasificación	82
Tabla 3.13.	Condiciones de operación para el proceso de cementación	82
Tabla 3.14.	Condiciones de operación para el proceso de fundición	83
Tabla 3.15.	Flujos de entrada del proceso para incrementar la disolución de oro en el proceso de cianuración	83
Tabla 3.16.	Productos del proceso de recuperación de oro y plata	84
Tabla 3.17.	Corrientes mostradas en el diagrama PFD del proceso para incrementar la disolución de oro	85
Tabla 3.17.	Corrientes mostradas en el diagrama PFD del proceso para incrementar la disolución de oro. (Continuación...)	86
Tabla 3.18	Características la tolva de almacenamiento	87
Tabla 3.19.	Características del tanque de oxidación	88
Tabla 3.20.	Características del impulsor del tanque de oxidación	88

Tabla 3.21.	Características del tanque de lavado	89
Tabla 3.22.	Características del impulsor del tanque de lavado	89
Tabla 3.23.	Características del tanque de cianuración	90
Tabla 3.24.	Características del impulsor del tanque de cianuración	90
Tabla 3.25.	Características del tanque de cementación	91
Tabla 3.26.	Características del impulsor del tanque de cementación	91
Tabla 3.27.	Características del filtro prensa empleado luego del proceso de oxidación	92
Tabla 3.28.	Características del filtro prensa empleado luego del proceso de lavado	92
Tabla 3.29.	Características del filtro prensa empleado luego del proceso de cianuración	92
Tabla 3.30.	Características del filtro prensa empleado luego del proceso de cementación	92
Tabla 3.30.	Características del filtro prensa empleado luego del proceso de cementación (continuación)	93
Tabla 3.31.	Características del equipo de desgasificación	93
Tabla 3.32.	Características del horno de fundición	93
Tabla 3.33.	Balance de energía	94
Tabla 3.34.	Reactivos requeridos para arrancar la planta	96
Tabla 3.35.	Equipos requeridos	97
Tabla 3.36.	Servicios de constitución y registros	97
Tabla 3.37.	Monto total de inversión	98
Tabla 3.38.	Costos variables de los servicios industriales	98
Tabla 3.39.	Costos de los reactivos y materia prima	99
Tabla 3.40.	Costos variables totales	99
Tabla 3.41.	Costos de salarios del personal administrativo y de planta	100

Tabla 3.42.	Costos fijos totales de la planta	100
Tabla 3.43.	Depreciación lineal de equipos e instalaciones de la planta	101
Tabla 3.44.	Ingresos de las ventas de los productos finales	101
Tabla 3.45.	Valor de desecho correspondiente a los equipos e instalaciones de la planta al culminar el tiempo de vida del proyecto	102
Tabla 3.46.	Tasa de oportunidad	102
Tabla 3.47.	Flujo de fondos del proyecto para la oxidación de un mineral sulfurado aurífero refractario en medio acuoso para incrementar la disolución de oro en el proceso de cianuración	103
Tabla 3.47.	Flujo de fondos del proyecto para la oxidación de un mineral sulfurado aurífero refractario en medio acuoso para incrementar la disolución de oro en el proceso de cianuración. (Continuación...)	104
Tabla 3.48.	Indicadores financieros del proyecto para la oxidación de un mineral sulfurado aurífero refractario en medio acuoso para incrementar la disolución de oro en el proceso de cianuración	105
Tabla AI.1.	Control de cianuración mineral sulfurado aurífero refractario	118
Tabla AI.2.	Balance metalúrgico de oro para el mineral sulfurado aurífero refractario	118
Tabla AI.3.	Control de cianuración mineral sulfurado aurífero refractario molido	120
Tabla AI.4.	Balance metalúrgico de oro para el mineral sulfurado aurífero refractario molido	120
Tabla AII.1.	Análisis granulométrico del mineral refractario de “San Gerardo”	123
Tabla AII.2.	Análisis granulométrico del mineral refractario de “San Gerardo” posterior al proceso de molienda	125
Tabla AII.3.	Composición mineralógica del mineral refractario de “San Gerardo”	127
Tabla AII.4.	Densidad aparente del mineral sulfurado aurífero refractario	128
Tabla AII.5.	Densidad real del mineral sulfurado aurífero refractario	129

Tabla AII.6.	Composición de las cargas fundentes usadas en los ensayos al fuego con el mineral sulfurado aurífero refractario	130
Tabla AII.7.	Resultados del ensayo al fuego	131
Tabla AII.8.	Leyes de oro y plata que presenta el mineral sulfurado aurífero refractario	131
Tabla AII.9.	Concentración de cobre, hierro, plomo y zinc que presenta el mineral sulfurado aurífero refractario	133
Tabla AIII.1.	Balance metalúrgico de oro para el ensayo OAN1	136
Tabla AIII.2.	Balance metalúrgico de oro para el ensayo OAN2	138
Tabla AIII.3.	Balance metalúrgico de oro para el ensayo OAN3	140
Tabla AIII.4.	Balance metalúrgico de oro para el ensayo OAN4	142
Tabla AIII.5.	Balance metalúrgico de oro para el ensayo OAN5	144
Tabla AIII.6.	Balance metalúrgico de oro para el ensayo OAN6	146
Tabla AIII.7.	Balance metalúrgico de oro para el ensayo OAN7	148
Tabla AIII.8.	Balance metalúrgico de oro para el ensayo OAN8	150
Tabla AIII.9.	Balance metalúrgico de oro para el ensayo OAN9	152
Tabla AIII.10.	Balance metalúrgico de oro para el ensayo OAN10	154
Tabla AIII.11.	Balance metalúrgico de oro para el ensayo OAN11	156
Tabla AIII.12.	Balance metalúrgico de oro para el ensayo OAN12	158
Tabla AIV.1.	Balance metalúrgico de oro para el ensayo OPH1	161
Tabla AIV.2.	Balance metalúrgico de oro para el ensayo OPH2	163
Tabla AIV.3.	Balance metalúrgico de oro para el ensayo OPH3	165
Tabla AIV.4.	Balance metalúrgico de oro para el ensayo OPH4	167
Tabla AIV.5.	Balance metalúrgico de oro para el ensayo OPH5	169
Tabla AIV.6.	Balance metalúrgico de oro para el ensayo OPH6	171
Tabla AIV.7.	Balance metalúrgico de oro para el ensayo OPH7	173

Tabla AIV.8.	Balance metalúrgico de oro para el ensayo OPH8	175
Tabla AIV.9.	Balance metalúrgico de oro para el ensayo OPH9	177
Tabla AV.1.	Balance metalúrgico de oro para el ensayo OOz1	180
Tabla AV.2.	Balance metalúrgico de oro para el ensayo OOz2	182
Tabla AV.3.	Balance metalúrgico de oro para el ensayo OOz3	184
Tabla AV.4.	Balance metalúrgico de oro para el ensayo OOz4	186
Tabla AV.5.	Balance metalúrgico de oro para el ensayo OOz5	188
Tabla AV.6.	Balance metalúrgico de oro para el ensayo OOz6	190
Tabla AV.7.	Balance metalúrgico de oro para el ensayo OOz7	192
Tabla AV.8.	Balance metalúrgico de oro para el ensayo OOz8	194
Tabla AVII.1.	Espesores críticos en función al diámetro del cilindro	204

ÍNDICE DE FIGURAS

		PÁGINA
Figura 1.1.	Proceso para la extracción de oro mediante la aplicación de amalgamación	4
Figura 1.2.	Ciclo biogeoquímico del mercurio	6
Figura 1.3.	Diagrama de Pourbaix para el sistema Au-CN-H ₂ O a T=25°C, PO ₂ =1 atm, y [CN]=10-3N	9
Figura 1.4.	Diagrama de Pourbaix para el sistema Ag-CN-H ₂ O a T=25°C, PO ₂ =1 atm, y [CN]=10-3N	9
Figura 1.5.	Mecanismo de disolución de oro en cianuro	10
Figura 1.6.	Diagrama de Pourbaix para el sistema CN-H ₂ O a 25°C	13
Figura 1.7.	Esquema del encapsulamiento de oro en una matriz sulfurada	16
Figura 1.8.	Mecanismo indirecto de oxidación bacteriana	25
Figura 1.9.	Diagrama de Pourbaix de las especies durante la cementación de Au y Ag por Zn.	36
Figura 2.1.	Esquema de la metodología experimental.	39
Figura 2.9.	Esquema del reactor y difusor para el proceso de ozonificación	50
Figura 3.1.	Mineral sulfurado aurífero refractario	53
Figura 3.2.	Influencia de la reducción de tamaño en la recuperación de oro y plata en los ensayos de oxidación con ácido nítrico de concentración 4N, tiempo de oxidación de 2 h y una relación solido-líquido 1:3	58
Figura 3.3.	Influencia de la concentración del agente oxidante en la recuperación de oro en los ensayos de oxidación con ácido nítrico de concentración 4 N, 3 N, 2 N y 0,75 N, tiempo de oxidación de 2 h, d ₈₀ del mineral de 92µm y una relación solido-líquido 1:3	60
Figura 3.4.	Influencia de la concentración del agente oxidante en la recuperación de plata en los ensayos de oxidación con ácido nítrico de concentración 4 N, 3 N, 2 N y 0,75 N, tiempo de oxidación de 2 h, d ₈₀ del mineral de 92µm y una relación solido-líquido 1:3	61
Figura 3.5.	Influencia del tiempo de oxidación en la recuperación de oro,	62

al trabajar con ácido nítrico de concentración 3 N, tiempos de oxidación de 0,5; 1; 1,5; 2; 2,5; 3 h, d_{80} del mineral de $92\mu\text{m}$ y una relación solido-líquido 1:3

- Figura 3.6.** Influencia del tiempo de oxidación en la recuperación de plata, al trabajar con ácido nítrico de concentración 3 N, tiempos de oxidación de 0,5; 1; 1,5; 2; 2,5; 3 h, d_{80} del mineral de $92\mu\text{m}$ y una relación solido-líquido 1:3 63
- Figura 3.7.** Influencia de la concentración del agente oxidante en la recuperación de oro en los ensayos de oxidación con peróxido de hidrógeno al 50%, 30%, 20% 10% y 5% en volumen de concentración, tiempo de oxidación de 1,5 h, d_{80} del mineral de $92\mu\text{m}$ y una relación solido-líquido 1:2 65
- Figura 3.8.** Influencia de la concentración del agente oxidante en la recuperación de plata en los ensayos de oxidación con peróxido de hidrógeno al 50%, 30%, 20% 10% y 5% en volumen de concentración, tiempo de oxidación de 1,5 h, d_{80} del mineral de $92\mu\text{m}$ y una relación solido-líquido 1:2 66
- Figura 3.9.** Influencia del tiempo de oxidación en la recuperación de oro, al trabajar con peróxido de hidrógeno con una concentración del 30% en volumen, tiempos de oxidación de 0,25; 0,5; 0,75 y 1,5 h, d_{80} del mineral de $92\mu\text{m}$ y una relación solido-líquido 1:2 69
- Figura 3.10.** Influencia del tiempo de oxidación en la recuperación de plata, al trabajar con peróxido de hidrógeno con una concentración del 30% en volumen, tiempos de oxidación de 0,25; 0,5; 0,75 y 1,5 h, d_{80} del mineral de $92\mu\text{m}$ y una relación solido-líquido 1:2 70
- Figura 3.11.** Influencia del tiempo de oxidación en la recuperación de oro, al trabajar con ozono, tiempos de oxidación de 0,125; 0,25; 0,5 y 1 h, d_{80} del mineral de $92\mu\text{m}$ una relación solido-líquido 1:1 y $1,9 \text{ gO}_3/\text{h}$ 71
- Figura 3.12.** Influencia del tiempo de oxidación en la recuperación de plata, al trabajar con ozono, tiempos de oxidación de 0,125; 0,25; 0,5 y 1 h, d_{80} del mineral de $92\mu\text{m}$, una relación solido-líquido 1:1 y $9 \text{ gO}_3/\text{h}$ 72
- Figura 3.13.** Influencia del tiempo de oxidación en la recuperación de oro, al trabajar con ozono con una saturación previa de 0,5 h, tiempos de oxidación de 0,125; 0,25; 0,5 y 1 h, d_{80} del mineral de $92\mu\text{m}$, una relación solido-líquido 1:1 y $1,9 \text{ gO}_3/\text{h}$ 74
- Figura 3.14.** Influencia del tiempo de oxidación en la recuperación de plata, al trabajar con ozono con una saturación previa de 0,5 h, tiempos 75

	de oxidación de 0,125; 0,25; 0,5 y 1 h, d_{80} del mineral de $92\mu\text{m}$, una relación sólido-líquido 1:1 y $1,9 \text{ gO}_3/\text{h}$	
Figura 3.15.	Comparación de la recuperación de oro entre un proceso sin saturación y uno con saturación previa para tiempos de oxidación con ozono de 0,125; 0,25; 0,5 y 1 hora	76
Figura 3.16.	Comparación de la recuperación de plata entre un proceso sin saturación y uno con saturación previa para tiempos de oxidación con ozono de 0,125; 0,25; 0,5 y 1 hora	77
Figura 3.17.	Diagrama de bloques del proceso para la oxidación de un mineral sulfurado aurífero refractario en medio acuoso para incrementar la disolución de oro en el proceso de cianuración	80
Figura 3.18.	Diagrama de flujo del proceso de oxidación de un mineral sulfurado aurífero refractario en medio acuoso para incrementar la disolución de oro en el proceso de cianuración	84
Figura 3.19.	Layout de la Planta para la oxidación de un mineral sulfurado aurífero refractario en medio acuoso para incrementar la disolución de oro en el proceso de cianuración.	95
Figura AII.1.	Análisis granulométrico del mineral refractario de “San Gerardo”	124
Figura AII.2.	Análisis granulométrico del mineral refractario de “San Gerardo” posterior a un proceso de molienda	126
Figura AVII.1.	Parámetros de selección del sistema de agitación	206
Figura AVII.2.	Relación entre el número de Reynolds y el número de potencia para sistemas de agitación	208
Figura AVIII.1.	Tolva de almacenamiento	230
Figura AVIII.2.	Tanque de oxidación	231
Figura AVIII.3.	Filtro prensa del proceso de oxidación	232
Figura AVIII.4.	Tanque de lavado	233
Figura AVIII.5.	Filtro prensa del proceso de lavado	234
Figura AVIII.6.	Tanque de cianuración	235
Figura AVIII.7.	Filtro prensa del proceso de cianuración	236
Figura AVIII.8.	Desgasificador	237

Figura AVIII.9.	Tanque de cementación	238
Figura AVIII.10.	Filtro prensa del proceso de cementación	239
Figura AVIII.11.	Horno de fundición	240

ÍNDICE DE ANEXOS

	PÁGINA
ANEXO I	
Pruebas preliminares de cianuración	116
ANEXO II	
Caracterización física, química y mineralógica del mineral sulfurado aurífero refractario	121
ANEXO III	
Evaluación de la influencia del HNO ₃ en la oxidación del mineral sulfurado aurífero refractario en medio acuoso para incrementar la recuperación de oro mediante cianuración	134
ANEXO VI	
Evaluación de la influencia del H ₂ O ₂ en la oxidación del mineral sulfurado aurífero refractario en medio acuoso para incrementar la recuperación de oro mediante cianuración	159
ANEXO V	
Evaluación de la influencia del O ₃ en la oxidación del mineral sulfurado aurífero refractario en medio acuoso para incrementar la recuperación de oro mediante cianuración	178
ANEXO VI	
Balance de masa	195
ANEXO VII	
Dimensionamiento de equipos	202
ANEXO VIII	
Fichas técnicas de equipos	229
ANEXO IX	
Cálculo de indicadores financieros	241

RESUMEN

En la actualidad la industria minera ecuatoriana se enfrenta a la presencia de minerales sulfurados auríferos refractarios, los métodos aplicados actualmente (amalgamación y cianuración) no permiten aprovechar los contenidos de oro y plata presentes en estos minerales.

En este trabajo se evaluaron tres métodos oxidativos que permitan mejorar la recuperación de oro y plata. Se caracterizó al mineral a tratar por difracción de rayos X (DRX) (pirita, arsenopirita, calcopirita, calcosita, caolinita y cuarzo), espectrofotometría de absorción atómica (AA) (2,0 % Cu; 27,8 % Fe; 0,4 % Pb y 0,3 % Zn) y ensayo al fuego (68,6 g/t de Au y 100,4 g/t de Ag). Los agentes oxidantes utilizados fueron: ácido nítrico variando el tamaño de partícula, concentración y tiempo de oxidación, peróxido de hidrógeno modificando la concentración y tiempo de oxidación y ozono variando el tiempo de oxidación y saturación previa al proceso oxidativo. En todos los casos se empleó cianuración como método para evaluar la eficiencia de la oxidación y la liberación de oro.

Las mejores recuperaciones de Au y Ag en solución y las condiciones empleadas para el HNO₃ fueron 80,4 % de Au y 29,5 % de Ag al trabajar con tamaño de partícula (d₈₀) de 92 μm, solución 3 N y 2 h de oxidación. Para el caso de H₂O₂ se logró 24,1 % de Au y 17,1 % de Ag utilizando d₈₀ de 92 μm, solución 30 % en volumen y 0,75 h de oxidación, para el O₃ se obtuvo 44,8 % de Au y 7,9 % de Ag trabajando con d₈₀ de 92 μm, 1,9 gO₃/h, saturación previa de 0,5 h y 1 h de oxidación. por lo que el HNO₃ generó la mejor recuperación del oro presente en un mineral sulfurado aurífero refractario aplicando las condiciones antes descritas.

Se diseñó una planta para el procesamiento diario de 1 000 kg/día de mineral equivalente a 30 000 kg/mes, obteniéndose 1,53 kg/mes y 0,99 kg/mes de Au y Ag respectivamente. Al realizar el análisis de pre-factibilidad económica se obtuvo que el proyecto es viable para una vida de 10 años; presentándose un VAN de \$ 624 362,50; TIR de 64,9 %, el tiempo de recuperación de la inversión es de 1,8 años y la relación costo-beneficio (B/C) es de 2,01.

INTRODUCCIÓN

El presente proyecto se enfoca en la recuperación de oro y plata presente en un mineral sulfurado aurífero refractario mediante un proceso de oxidación en medio acuoso previo al proceso de cianuración, con lo que se busca valorizar un mineral (concentrado de flotación) procedente del sector minero de San Gerardo mediante procesos que generen el menor impacto ambiental y un beneficio económico. Según Chang, 2013, en Ecuador diariamente se procesan entre 1500 y 2000 toneladas de mineral aurífero (p. 35), una parte considerable de este tonelaje corresponde a mineral sulfurado aurífero refractario presente en la producción de minas en fase de explotación; por lo que, al no ser tratado el mineral se convierte en un residuo del proceso a pesar de contener leyes elevadas de oro.

Uno de los procesos que más se ha estudiado para el tratamiento de minerales sulfurados auríferos refractarios es la tostación, este es un proceso pirometalúrgico que transforma los sulfuros a óxidos y sulfatos solubles en medios ácidos, la desventaja de este proceso es que genera gases altamente contaminantes como el dióxido de azufre (SO_2) y trióxido de di arsénico (As_2O_3); además, este proceso puede ocasionar que parte del oro quede atrapado e insoluble con lo que la recuperación disminuye (Arias, Coronado, Puente y Lovera, 2005, p. 6).

Como alternativa se pueden aplicar procesos hidrometalúrgicos en el tratamiento de estos minerales, estos procesos se dividen principalmente en oxidación biológica donde se emplean bacterias de tipo *Thiobacillus Ferrooxidans* que faciliten la recuperación del oro presente en la mineral; este tipo de tratamiento se ve limitado para su aplicación industrial debido a que se necesita un control riguroso de las condiciones de proceso (pH, temperatura, humedad, etc.) ya que estas afectan el crecimiento y acción del cultivo bacteriano; además, el tiempo requerido para el proceso es considerable (meses y años) con respecto a otros métodos más cortos como la tostación (Parga y Carrillo, 2003 p. 256).

Debido a las complicaciones que presentan los procesos de tostación y oxidación

biológica, es necesario buscar alternativas que permitan mejorar los procesos que se aplican a minerales sulfurados auríferos refractarios, una posible opción es la oxidación química, donde los agentes oxidantes: ácido nítrico (HNO_3), peróxido de hidrógeno (H_2O_2) y ozono (O_3) en medio acuoso permiten incrementar recuperaciones de oro por cianuración.

Por otro lado, el H_2O_2 ya es empleado en la minería para la remoción de cianuro (Mamani, 2007, p. 116), aunque últimamente se han realizado investigaciones sobre su uso como agente oxidante de minerales sulfurados en condiciones ácidas, esto se debe a que permite la oxidación de ciertos minerales presentes en la matriz refractaria, obteniéndose recuperaciones de oro cercanas al 50 % (Landázuri, 2013, pp. 23-28, 82).

El HNO_3 permite descomponer la pirita y la arsenopirita en óxidos y sulfatos solubles, este proceso se puede efectuar a presión ambiental o a altas presiones logrando que, en tiempos menores a los 120 minutos y temperaturas sobre los 80 °C, se obtengan recuperaciones de oro entre el 30 y 90 % (Li, 2009, pp. 145-147).

El O_3 es una especie química que actúa bajo condiciones en las que el oxígeno no presenta actividad oxidativa debido principalmente a su potencial de oxidación, esto permite que la recuperación de oro a condiciones ácidas ($\text{pH}=1$) y tiempos de oxidación menores a los 60 minutos sean superiores al 50% (Salinas et al, 2004, p. 316; Gonzales, Nava y Alonso, 2012, p.4; Juan, 2004, pp. 3-4).

Como se puede observar, el empleo de HNO_3 , H_2O_2 y O_3 permiten solucionar una gran problemática que actualmente se da en la industria minera ecuatoriana; a pesar de esto, en el país no se tienen procesos que se apliquen a nivel industrial para contrarrestar la problemática generada por la presencia de minerales sulfurados auríferos refractarios, por lo que es necesaria la búsqueda de alternativas como las expuestas anteriormente, que son el objetivo de esta investigación.

1. REVISIÓN BIBLIOGRÁFICA

1.1 MÉTODOS DE RECUPERACIÓN DE MINERALES AURÍFEROS

Uno de los metales que históricamente ha estado ligado al desarrollo de la civilización es el oro, desde hace 5 milenios la posesión de este metal precioso ha sido símbolo de poderío y riqueza; debido a sus propiedades como la conductividad, ductilidad, maleabilidad y densidad ha tenido varios usos, siendo los principales la joyería, creación y valorización de monedas y aplicaciones tecnológicas. A pesar de su importancia y usos, se estima que desde el imperio egipcio hasta la actualidad han sido extraídas alrededor de 170 000 toneladas de oro, esto debido a que, en comparación con otros metales como el cobre la presencia de oro en la naturaleza es escasa (Brcic, 2013, pp. 1-2).

1.1.1 ORO EN LA NATURALEZA

En la naturaleza el oro se encuentra albergado en diferentes tipos de rocas o matrices, principalmente tenemos: vetas de cuarzo, placeres o depósitos pluviales y residuales. Es por esto que el este metal puede estar asociado a varios minerales tal como se muestra en la Tabla 1.1 (Gasparrini, 1989, pp. 85).

Además, se puede establecer una clasificación de la mena de oro considerando la extracción del metal; es así como se pueden tener:

- Menas de oro nativo, el oro puede ser extraído mediante métodos convencionales como la concentración gravimétrica, amalgamación o cianuración.
- Oro asociado con sulfuros, el oro se encuentra difuminado entre los sulfuros a manera de partículas, generalmente a este oro se lo conoce como refractario.
- Teluros, generalmente están asociados o aparecen junto al oro nativo y sulfuros.
- Finalmente, el oro puede estar asociado a minerales como el arsénico,

antimonio, zinc, plomo y matrices carbonáceas.

Tabla 1.1. Minerales auríferos.

Mineral	Formula
Oro nativo	Au
Oro Electrum	(Au, Ag)
Cuproaurita	(Au, Cu)
Auricuprita	Cu ₃ Au
Tetraauricuprita	Cu Au
Cobre electrum	(Au, Ag, Cu)
Rozkhovita	(Cu, Pd) ₃ Au ₂
Porpezita	(Au, Pd)
Oro paladio	(Au, Pd)
Rhodita	(Au, Rh)
Oro iridio	(Au, Ir)
Oro platino	(Au, Pt)
Oro bismuto	(Au, Bi)
Maldonita	Au ₂ Bi
Amalgama	Au ₂ Hg ₃
Calaverita	AuTe ₂
Muthmannita	(Ag, Au)Te
Krennerita	(Au, Ag)Te ₂
Silvanita	(Au, Ag) Te ₄
Petzita	Ag ₃ AuTe ₂
Kostovita	AuCuTe ₄
Montbrayita	(Au, Sb) ₂ Te ₃
Nagyagita	Pb ₅ Au(Te, Sb) ₄ S ₅₋₈
Bessmertnovita	Au ₄ Cu(Te, Pb)
Bilibinskita	Au ₃ Cu ₂ PbTe ₂
Bogdanovita	Au ₅ (Cu, Fe) ₃ (Te, Pb) ₂
Uytenbogaardtita	Ag ₃ AuS ₂
Aurostibita	AuSb ₂

(Gasparrini, 1989, p.83)

Si resumimos la clasificación por el tipo de extracción, se puede establecer que en

la naturaleza existen minerales no refractarios y refractarios, dependiendo de esto variarán los métodos que se aplique para recuperar el oro presente en estos minerales ya que como es de esperar las propiedades difieren dependiendo de esto (Caravaca, 2003, p. 2-4).

1.1.2 MÉTODOS TRADICIONALES DE RECUPERACIÓN

1.1.2.1 Amalgamación

La amalgamación es un proceso cuyo empleo data desde el imperio romano alrededor de 3500 años atrás, se fundamenta en la capacidad que presenta el oro para formar amalgamas con el mercurio al estar en contacto con agua y aire. La gran aplicación que logro este proceso dentro de la minería artesanal hace varias décadas atrás se debe a que es altamente eficiente cuando se trabaja con oro de granulometría mayor a 74 μm .

Además, en comparación con otros métodos como la cianuración resulta ser simple y barato, sin embargo, este proceso es prohibido actualmente por las legislaciones ambientales debido a la toxicidad del mercurio (Valderrama, Chamorro, Olgúin, Rivera y Oyarce, 2012, p. 34).

Una amalgama es una aleación entre el mercurio y metales nobles como el oro y la plata. En el caso del oro, se forman tres amalgamas: AuHg , Au_2Hg y Au_3Hg , estos pueden llegar a contener alrededor del 70 % del oro presente en el mineral inicial.

En la Figura 1.1 se presenta un diagrama de flujo del proceso de amalgamación, aquí se denota que este proceso permite la recuperación del oro presente en el mineral, pero también genera corrientes residuales portadoras de mercurio, estas constituyen un riesgo para la salud y el medio ambiente (Costa, Alfonso y Palacios, 2009, pp. 234-235).

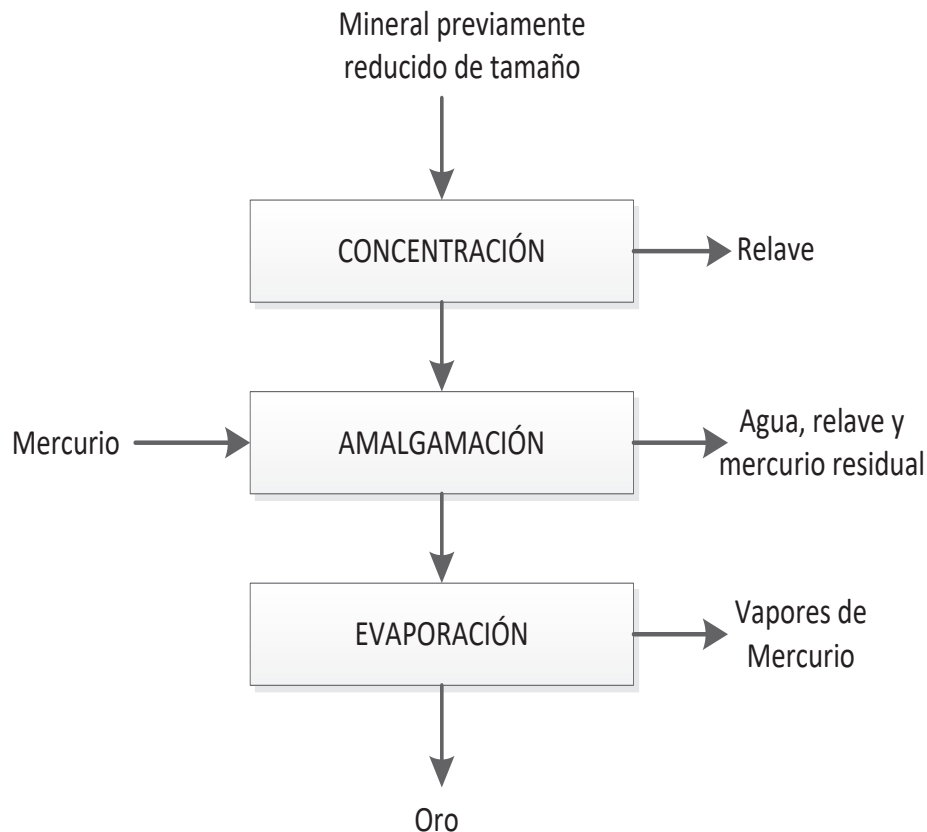


Figura 1.1 Proceso para la extracción de oro mediante la aplicación de amalgamación

Factores que influyen en la amalgamación

A pesar de que el oro presenta una gran facilidad de formar amalgamas con el mercurio, siempre tendremos un límite de solubilidad el cual determinara la cantidad de oro que se recupere dependiendo de la cantidad de mercurio que se emplee. Por otro lado, la presencia de metales distintos a los metales de interés (oro y plata) afecta a la amalgamación ya que pueden llegar a ser parte de la amalgama restringiendo la solubilidad del oro y la plata a tal punto que apenas el 5% del amalgama corresponde a estos metales; es por esto que se recomienda que el contenido de oro y plata dentro del mineral sea el mayor posible, por lo que generalmente son necesarias operaciones de concentración previas a la amalgamación, con esto se disminuye la interferencia creada por los demás metales; a continuación, en la Tabla 1.2 se muestra la solubilidad de algunos metales en mercurio.

Tabla 1.2. Solubilidad de metales en mercurio

Metal	Solubilidad (% peso Hg)
Hierro	$1,5 \times 10^{-6}$
Antimonio	$2,9 \times 10^{-5}$
Cobre	$2,0 \times 10^{-3}$
Oro	0,13
Bario	0,33
Estaño	0,62
Sodio	0,68
Plomo	1,30
Bismuto	1,40
Zinc	2,15
Plata	$4,2 \times 10^{-2}$
Indio	27,00
Talio	42,80

Se observa en la Tabla 1.2, metales como el antimonio, cobre, hierro plomo y zinc son solubles en mercurio; esta característica hace que la amalgamación no sea un método viable para tratar metales con compuestos sulfurados donde se tiene presencia de estos metales tal es el caso de la piritita, calcopiritita, arsenopiritita y calcosita ya que los metales competirán entre sí por interactuar con el mercurio; a esto se suma la presencia de azufre el cual al interactuar genera sulfuro de mercurio (HgS) que es insoluble y afecta notoriamente en el proceso de amalgamación (Aramburú, Núñez, Azañero, Figueroa y Gagliuffi, 2010, p. 13).

La granulometría, liberación y limpieza del oro interfieren directamente en su disolución con el mercurio ya que estos factores impiden tener un contacto adecuado entre estas dos especies. Finalmente; a mayor pureza del mercurio mayor eficiencia tendrá el proceso pues la presencia de óxidos e hidróxidos generados por el almacenamiento perjudican el proceso de disolución (Aramburú, Núñez, Azañero, Figueroa y Gagliuffi, 2010, p. 14).

Problemas generados por el proceso de amalgamación

La principal problemática que rodea al proceso de amalgamación es que el mercurio es altamente tóxico, esto implica que se deben tener consideraciones en su operación, desecho y almacenamiento para de esta manera evitar la generación de problemas medioambientales y de salud. Principalmente el mercurio tiene tres formas químicas, puede encontrarse como mercurio elemental, inorgánico (Hg_2 , HgS) y orgánico conocido como metil mercurio; como se observa en la Figura 1.2, basta con tener una de las formas del mercurio para generar problemas ambientales ya que este elemento cumple un ciclo biogeoquímico (Jiménez, 2005, pp. 10-13).

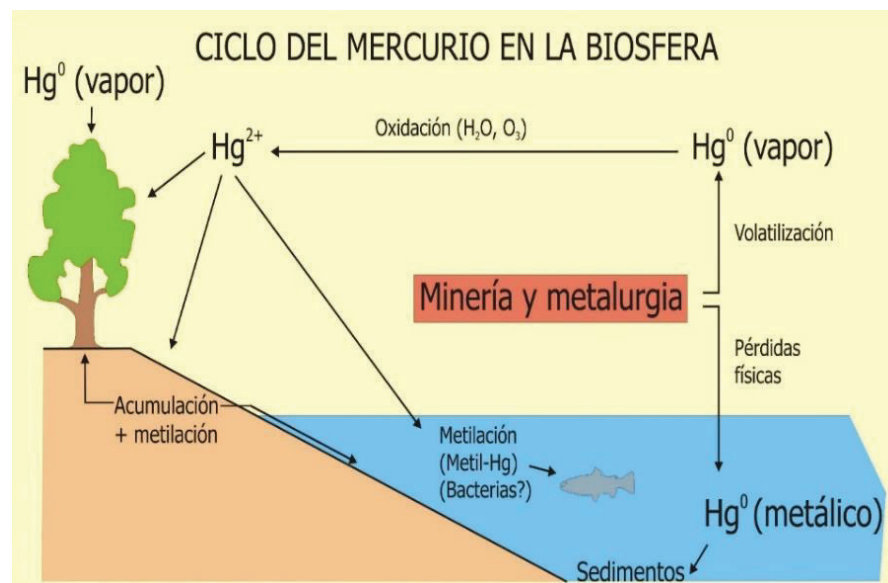


Figura 1.2. Ciclo biogeoquímico del mercurio.
(Gaona, 2004, p.12)

Básicamente el mercurio elemental al ingresar al cuerpo del hombre y los animales genera trastornos neuronales, gastrointestinales, hepáticos, afecciones a la glándula tiroides, sistema inmunológico, dermatológicos, reproductivos y de desarrollo; además, al ser inhalado como vapor afecta directamente a los pulmones al ser absorbido por las membranas de estos, pudiendo ingresar a la sangre y llegar hasta al cerebro convirtiéndose en un agente neurotóxico. Por su parte el mercurio inorgánico al ser ingerido es absorbido en el sistema gastrointestinal o directamente por la piel causando intoxicaciones, en altas concentraciones puede generar daño al sistema nervioso y riñones, provocando síntomas como dermatitis, pérdida de la

memoria, problemas mentales entre otros (Nordberg, 2011, pp. 30-31).

Finalmente, el mercurio orgánico que se halla como metil mercurio resulta ser la especie más peligrosa, ya que de generarse libremente en la naturaleza puede llegar a afectar a todos los niveles de la cadena trófica y al ser bioacumulable, se genera un efecto bio-magnificador, por esto se convierte en una amenaza para todo el medio ambiental; el principal peligro que genera este agente en la salud son problemas neuro-toxicológicos que afectan al feto en crecimiento y a futuro deterioro neuropsicológico (Anticoi, 2011, pp. 67-68).

1.1.2.2 Cianuración

Este método se remonta al siglo XIX cuando los yacimientos con altas leyes de oro empezaron a escasear y la industria minera tuvo que buscar métodos viables técnica y económicamente que permitan recuperar menas de ley baja. Consiste en un proceso de lixiviación que busca mediante el uso de sales de cianuro en medio básico disolver el oro presente en minerales formando complejos solubles en agua; esto implica que el agente lixivante que se emplee debe generar compuestos estables con el oro, es por esto que el cianuro resulta ser uno de los reactivos idóneos para el proceso pues como se observa en la Tabla 1.3 genera complejos muy estables con los iones Au(I) y Au(III) (Canales, 2013, p. 17).

Tabla 1.3. Constantes de estabilidad (β_2 y β_3) para complejos de Au(I) y Au(III).

Ligando	Au(I), β_2	Au(III), β_3
CN ⁻	2×10^{38}	10^{56}
SCN ⁻	$1,3 \times 10^{17}$	10^{42}
S ₂ O ₃ ²⁻	5×10^{28}	---
Cl ⁻	1×10^9	10^{26}
Br ⁻	1×10^{12}	10^{32}
I ⁻	4×10^{19}	10^{47}
Cs(NH ₂) ₂ ⁺	2×10^{23}	---

(Echeverry, 2015, p. 6)

Como se ha expuesto, este proceso sucede a condiciones alcalinas de cianuro, por lo que se genera un proceso electroquímico el cual es descrito por medio de las siguientes reacciones.

Reacciones anódicas

Estas reacciones corresponden a la oxidación del oro y plata elementales (Au^0 y Ag^0) para formar Au^{1+} y Ag^{1+} ; todo esto con el fin de generar los complejos de cianuro de oro (I) y plata (I), tal como se muestra en las Ecuaciones [1.1] y 1.2 (Suarez, 2014, p. 13).



Reacciones catódicas

Simultáneamente con las reacciones de oxidación, se dan los procesos de reducción del oxígeno en la superficie del oro y la plata y permiten la generación de radicales oxidrilo (OH^-) mostradas en las Ecuaciones [12.3] y 1.4 (Suarez, 2014, p. 13).



La importancia de estos procesos radica en que se debe establecer las condiciones en los complejos $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ y $\text{Ag}(\text{CN})_2^-$ deben presentar un amplio nivel de estabilidad en soluciones acuosas. Esto se comprueba al observar y analizar los diagramas de Pourbaix del oro y la plata, en estos tal como se observa en la Figura 1.3 y 1.4 la

fuerza impulsora de la disolución se maximiza a pH mayores de 9 para estos dos metales (Echeverry, 2015, p. 9).

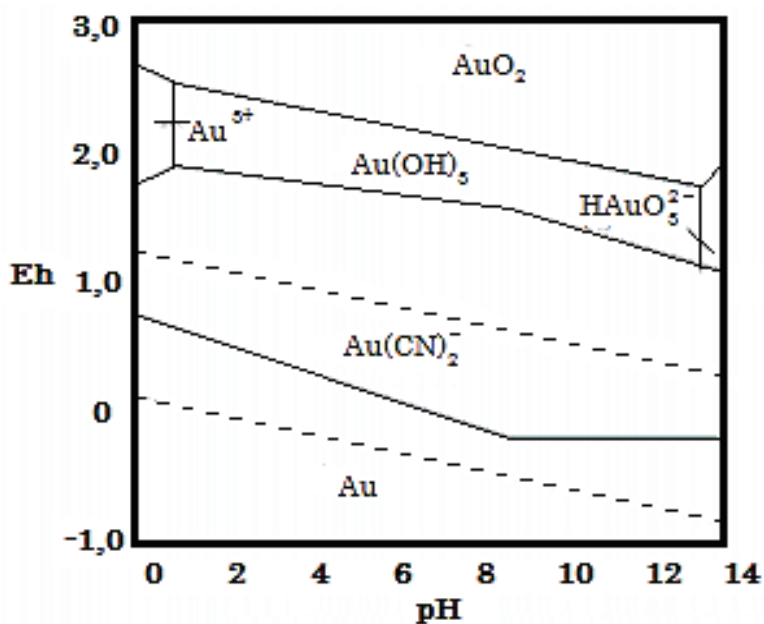


Figura 1.3. Diagrama de Pourbaix para el sistema Au-CN-H₂O a T=25°C, P_{O₂}=1atm, y [CN]=10⁻³N. (Echeverry, 2015, p. 10)

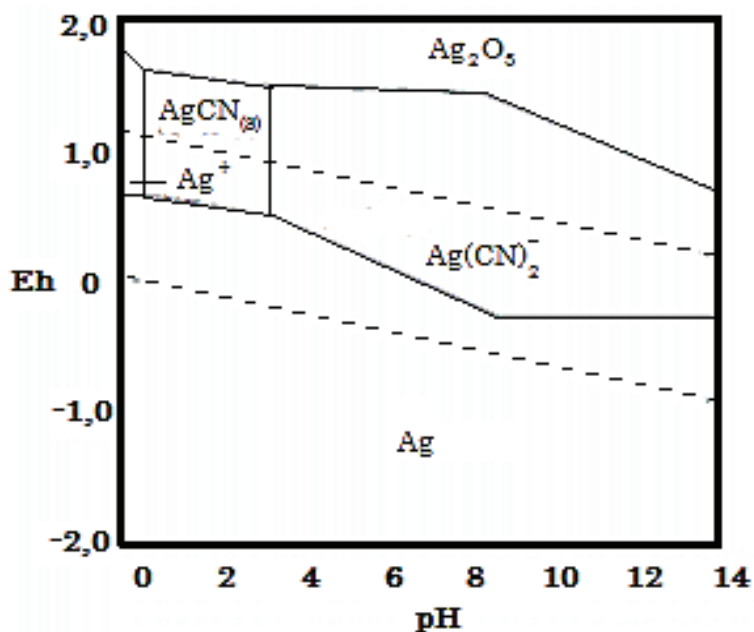


Figura 1.4. Diagrama de Pourbaix para el sistema Ag-CN-H₂O a T=25°C, P_{O₂}=1atm, y [CN]=10⁻³N. (Echeverry, 2015, p. 10)

Es así que se consideran como principales etapas del proceso de cianuración a las siguientes:

- Absorción de oxígeno en la solución de cianuro.
- Transporte de cianuro y oxígeno disuelto a la interface sólido – líquido.
- Adsorción de cianuro y oxígeno en la superficie del sólido.
- Reacción electroquímica.
- Desorción de los complejos solubles de oro–cianuro, plata– cianuro y otros productos de reacción desde la fase sólida.
- Transporte de los productos desorbidos a la solución.

Factores que afectan la eficiencia en el proceso de cianuración

Existen varios factores que se deben controlar para conseguir que el proceso de cianuración sea eficiente, los principales son los siguientes:

- **Concentración de cianuro en la solución.**

Como todo proceso químico la concentración de las especies reactantes es un factor a considerar dentro del proceso especialmente la del reactivo limitante; es por esto que en la cianuración es imprescindible manejar concentraciones adecuadas de cianuro. Se puede decir que un incremento en la concentración de cianuro genera una mayor velocidad de disolución del oro, este comportamiento se mantiene hasta llegar a un valor máximo, sobre el cual el efecto de la concentración en la velocidad de disolución puede ser nulo o incluso negativo (Yamashiro, 2012, p. 16).

La cantidad de cianuro necesaria puede ser establecida mediante estequiometría, pero debido a la influencia de factores externos como los cianicidas (elementos que consumen cianuro) se recomienda la aplicación de ensayos que permitan establecer la mejor concentración de cianuro; de manera general se recomienda

emplear una concentración promedio de cianuro de 1 g/L (Jaramillo, 2014, p.22).

- **Concentración de oxígeno**

Al ser un elemento principal dentro de las reacciones catódicas, la concentración de oxígeno afecta directamente la eficiencia del proceso, el principal problema radica en la limitada solubilidad que tiene esta especie en el agua; para tener una referencia, a 25 °C y 1 atm se tiene una solubilidad de oxígeno en agua de 8,2 mg/L (Carrillo, 2013, p. 29).

Para disminuir el efecto de este factor se tiene como opciones la introducción de especies que suministren oxígeno al sistema, esta pueden ser ozono, peróxido de hidrógeno, permanganato de potasio entre otras; o en su defecto instalar sistemas como compresores que permitan el ingreso de oxígeno extra al sistema, ya sea que esté presente en el aire u oxígeno puro, en todos los casos se debe considerar el costo extra que implica la implementación de estas alternativas y que el efecto de la concentración de oxígeno es más notorio cuando se trabaja a altas concentraciones de cianuro. Además; estos sistemas son aplicables siempre y cuando la ley de oro en el mineral justifique la inversión adicional (Carrillo, 2013, p. 29).

- **pH del sistema**

La influencia del pH en la cianuración se debe a varias razones; la primera se relaciona con el comportamiento que presenta el cianuro dependiendo del pH al que se encuentre, lo que se busca es que el cianuro se mantenga como ion y no tome formas como ácido cianhídrico que es volátil y tóxico por lo que se generan pérdidas de cianuro y riesgos para la salud respectivamente (Mancheno y Muñoz, 2009, pp. 14-15).

Es por esto que se recomienda mantener la solución de cianuro y todo el sistema a pH mayor que 9, ya que a partir de este valor el cianuro se presenta como ion tal como se observa en la Figura 1.6 (Mancheno y Muñoz, 2009, pp. 14-15).

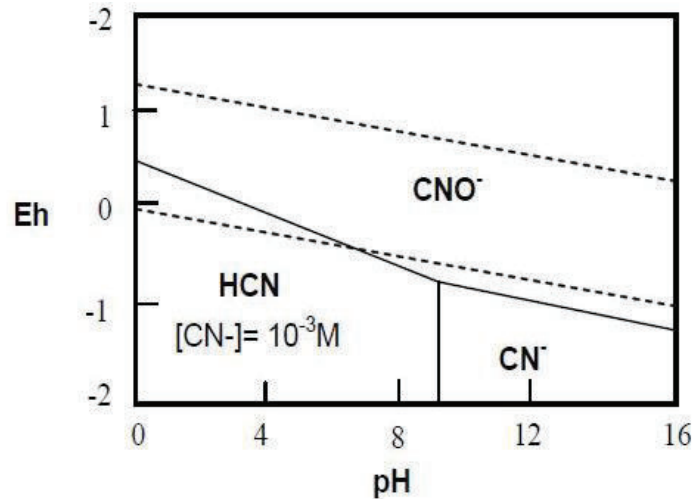


Figura 1.6. Diagrama de Pourbaix para el sistema CN-H₂O a 25°C.
(Pérez e Higuera, 2008)

Aparte de controlar la forma en que se presenta el cianuro el pH también determina la formación de los complejos oro-cianuro (AuCN⁻) y plata-cianuro (AgCN⁻), pues como se observa en las Figuras 1.3 y 1.4 a pH mayor que 9 se favorece la formación de estos complejos. De manera general el proceso de cianuración se opera a condiciones alcalinas con pH mayores a 9; esto aparte de los efectos antes citados permite neutralizar los agentes ácidos de la pulpa, eliminar teluros presentes en el mineral y que impidan la exposición directa del oro y la plata, mejorar la sedimentación de material fino y descomponer bicarbonatos presentes en el agua. Generalmente en los sistemas de cianuración a nivel industrial se regula el pH mediante la dosificación de carbonato de calcio (Carrillo, 2013, p. 28).

- **Temperatura**

De manera práctica se ha comprobado que el aumento de la temperatura permite incrementar la disolución de oro, ya que a mayor temperatura se mejora la velocidad de difusión y la actividad de los elementos reactantes. Este comportamiento se da a pesar de que la solubilidad de los gases en líquidos se ve afectada a mayores temperaturas; al ser el oxígeno el gas de interés en el sistema, el efecto en su solubilidad es notorio cuando sobrepasa los 85 °C. Por otro lado se tiene el efecto del cianuro en la descomposición del cianuro, ya que a temperaturas

superiores a 21 °C en este proceso se pueden dar pérdidas significativas; además, el incremento de la temperatura representa un gasto económico y energético por lo que se debe analizar si conviene su aplicación (Ramírez, 2008, p. 25).

- **Agitación de la pulpa**

La agitación permite generar dos efectos, el primero permite el ingreso de oxígeno al sistema durante todo el proceso y el segundo mediante el movimiento disminuir la capa límite que rodea los granos de mineral. Una consecuencia inmediata del segundo efecto es el incremento de la difusión del oxígeno pues este proceso se comporta inversamente con el espesor de la capa límite. Tanto el primero como el segundo efecto se dan cuando se incrementa la velocidad de agitación, hay que señalar que este incremento tendrá un valor máximo sobre el cual el efecto será nulo (Guerrero, 2008, p. 37).

- **Densidad de pulpa.**

Este parámetro merece ser controlado ya que afecta al consumo de reactivos y al tiempo del proceso, es decir que incide directamente en los costos. Esto se debe a que si se incrementa la concentración de la pulpa es necesario incrementar la cantidad de reactivos alimentados y por otro lado se necesita un mayor tiempo de procesamiento lo que genera mayor consumo energético debido a los procesos de agitación (Guerrero, 2008, p. 37).

Es por esto que generalmente los sistemas cianurados trabajan con densidades de pulpa que van desde el 30 hasta el 50 %, ya que se ha comprobado que en este rango las pérdidas y consumos innecesarios se reducen (Guerrero, 2008, p. 37).

- **Presencia de cianicidas.**

Se puede considerar como cianicidas a aquellos elementos presentes en el mineral que reaccionan con el cianuro, por lo que generan competencia entre reacción y consumos innecesarios de cianuro; disminuyendo de esta forma la disolución de

oro y plata. Entre los principales agentes cianicidas que afectan al oro tenemos al cobre, ya que este se encuentra presente en varios de los minerales a los que se asocia el oro tal como se observa en la Tabla 1.1. Generalmente en minerales con alto contenido de cianicidas se busca eliminarlos del mineral o la reducción del efecto de estos en el proceso de disolución de oro y plata (Lovera, Quiñones, Aramburú, Gagliuffi, Puente, Concepción y Flores, 2007, p. 46).

Desventajas del proceso de cianuración

A pesar de la gran aplicación a nivel industrial que tiene el proceso de cianuración aún se presentan ciertas desventajas; tal como señala Fajardo, Burbano, Burbano, Apraez y Moreano, la principal problemática que se tiene con el uso de cianuro es el carácter tóxico de los residuos generados (2010, p.9), por lo que es necesario controlar la concentración de cianuro que se emplee, una lenta cinética de reacción que se traduce a procesos cuyas duraciones son mayores a las 24 horas y baja eficiencia cuando se procesan minerales refractarios (Carrillo, 2013, p. 19).

1.2 REFRACTARIEDAD EN MINERALES AURÍFEROS

Se considera como refractario a un mineral cuando mediante la aplicación de métodos convencionales no se logra obtener recuperaciones mayores al 70 u 80 % a pesar de haberse aplicado procesos previos de reducción de tamaño (molienda). También se considera como refractario a un mineral cuando a pesar de tener recuperaciones mayores a 80 %, genera relaves con leyes elevadas de oro. A todo este fenómeno se los conoce como refractariedad. (Praga y Carrillo, 2003, p.255)

1.2.1 CAUSAS DE LA REFRACTARIEDAD

Los factores que ocasionan la refractariedad son diversos por lo que se explicarán los principales o más comunes en la naturaleza

1.2.1.1 Encapsulamiento físico

Se genera debido a la oclusión (encapsulamiento) de partículas microscópicas de oro en matrices de sulfuro como la piritita y arsenopiritita, esto impide que el cianuro pueda entrar en contacto con el oro y su posterior disolución (Caravaca, 2003, p. 10).

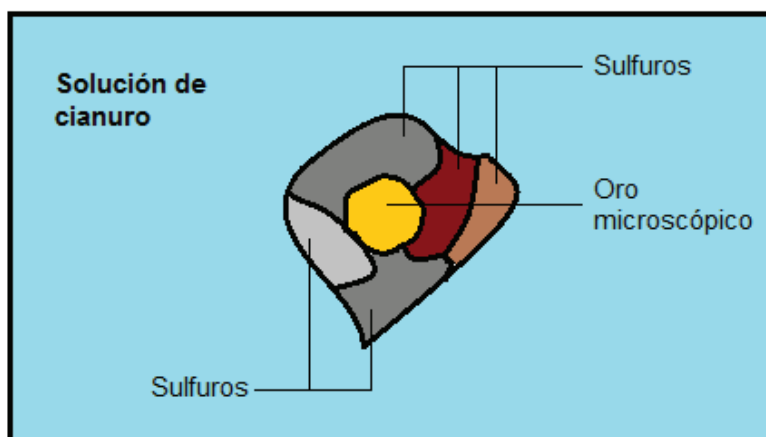


Figura 1.7. Esquema del encapsulamiento de oro en una matriz sulfurada

1.2.1.2 Consumo excesivo de cianuro

Cuando se tiene presencia de sulfuros y cianidas se produce un proceso de pasivación del oro en la cianuración, esto debido a que estos compuestos alteran el potencial redox de la solución. Esto implica que las especies presentes en estos sulfuros consumirán gran parte del cianuro y oxígeno antes de que el oro pueda reaccionar con estos (Caravaca, 2003, p. 11).

1.2.1.3 Limitación de oxígeno

La limitación de oxígeno se genera debido a que el sistema puede presentar elementos solubles, los cuales al disolverse en la solución generan cationes que reaccionan con el oxígeno disminuyendo la cantidad disuelta de este elemento en la solución; esto iones pueden ser ferroso, sulfuro, sulfato, entre otros (Huilca y Sihuay, 2014, p. 56).

1.2.1.4 Existencia de especies carbonáceas en el mineral

Al presentar el carbón una porosidad natural, cuando se tiene la presencia de carbón mineral, carbón lignítico, carbón amorfo o incluso residuos de hidrocarburos pesados, estas especies puede adsorber los complejos oro-cianuro generados en la cianuración impidiendo su recuperación en los procesos posteriores a esta etapa (Huilca y Sihuay, 2014, p. 56).

1.2.1.5 Generación de capas insolubles sobre la superficie del oro.

Durante los procesos de recuperación de oro se tienen procesos que se dan a la par, muchos de estos procesos no son necesariamente beneficiosos. En ciertas ocasiones se puede dar la formación de compuestos insolubles como óxidos de hierro, plomo o bismuto, los cuales pueden llegar a formar una capa protectora que impida la acción del cianuro sobre la superficie del oro, impidiendo de esta forma su óptima recuperación (Aramburú, 2003, p.2).

1.2.1.6 Asociación de oro y compuestos auríferos con telurio.

Cuando el oro reacciona con telurios presentes en el mineral se pueden generar compuestos poco solubles, los cuales retiene al oro e impiden su disolución o recuperación posterior a la cianuración (Praga y Carrillo, 2003, p.255).

Si se analizan las posibles causas de refractariedad se puede concluir que son varias las especies responsables de este comportamiento; pero, al enfocarnos al área industrial resulta que los sulfuros son la mayor problemática ya que de entre todas las especies señaladas son las más difíciles de tratar debido a que requieren procesos agresivos que muchas veces no resultan ser lo suficientemente efectivos o no son aplicables a nivel industrial debido a que generan especies químicas que resultan ser nocivas para el medio ambiente o que no son viables económicamente. Por lo que es necesario analizar alternativas que permitan tratar estos compuestos (Praga y Carrillo, 2003, p.255).

1.2.2 MÉTODOS PARA EL TRATAMIENTO DE MINERALES REFRACTARIOS SULFURADOS.

Básicamente el procesamiento de minerales refractarios sulfurados puede seguir dos vías o tratamientos para transformar los compuestos sulfurados en especies solubles en un medio. Es así que tenemos los que emplean la temperatura (pirometalúrgicos) y los que usan medios acuosos (hidrometalúrgicos) para lograr liberar el oro y hacer posible su recuperación por cianuración (Chaguayo y Alejandro, 2012, p. 41).

1.2.2.1 Procesos pirometalúrgicos

Uno de los procesos que más se ha estudiado para el tratamiento de minerales sulfurados auríferos por vía pirometalúrgica es la tostación, este es un proceso que mediante la aplicación de altas temperaturas transforma los sulfuros a óxidos y sulfatos solubles en medios ácidos. (Arias, Coronado, Puente y Lovera, 2005, p. 6).

Su aplicación industrial se ha visto limitada debido a que en proceso se generan gases altamente contaminantes como el dióxido de azufre (SO_2) y trióxido de diarsénico (As_2O_3). Además, este proceso puede ocasionar que parte del oro quede atrapado e insoluble con lo que la recuperación disminuye (Arias, Coronado, Puente y Lovera, 2005, p. 6).

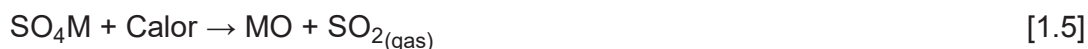
Se debe señalar que en el proceso de tostación el mineral es sometido a un incremento de temperatura paulatino hasta llegar a la temperatura en la que uno o varios compuestos sulfurados se descompongan, en este proceso nunca se llega al punto de fusión. De acuerdo con el fin que tenga la tostación se la puede clasificar como: (Guerrero, 2008, p.21).

- Simple
- Oxidante
- Clorurante

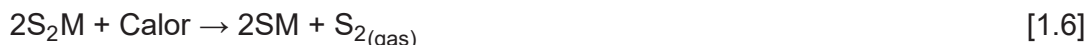
Tostación simple

Consiste en un proceso de calentamiento del mineral sin que se dé la fusión del mismo; para esto, el mineral no entra en contacto con ningún agente externo a excepción del combustible de ser el caso. El metal de interés es recuperado en estado sólido sin que se de ningún tipo de volatilización, dependiendo del mineral que se trate las reacciones variaran, para el caso de los compuestos con azufre se tienen las siguientes: (Morales, 2011, pp. 35)

En la Ecuación [1.5] se tiene la descomposición de sulfatos



En la Ecuación [1.6] se tiene la descomposición de sulfuros dobles



Esta tostación se aplica en minerales que contienen carbonatos o sulfatos, a medida que se incrementa la temperatura se da la eliminación de agua libre a hasta llegar a 100 °C, evaporación de agua asociada hasta los 500 °C, descomposición de hidróxidos a partir de los 500 °C y entre los 200 y 700 °C se da la disociación de carbonatos y sulfatos (Morales, 2011, pp. 36).

Tostación oxidante

Al igual que la tostación simple, se produce un calentamiento sin la fusión del mineral, pero en este caso se introduce al sistema un agente oxidante que puede ser oxígeno del aire o algún compuesto químico que debido a la descomposición libere oxígeno. En este proceso es necesario tener un buen control de temperatura ya que se necesita que sea alta para que las reacciones se desplacen a la descomposición de la mena; pero, si es demasiado alta puede generar una fundición superficial que impida que se dé la oxidación (Cortés y Guillen, 2010, p.3).

En este proceso se tiene varios parámetros a controlar, la temperatura debe mantenerse entre 750 y 950 °C dependiendo del mineral, la concentración de oxígeno debe ser mayor que el valor teórico para garantizar que se dé la oxidación y finalmente se debe extender el material para que se facilite la salida de gases. Dentro de esta tostación se tiene una sub-clasificación enfocada al producto que se desee obtener, es así como se tiene: (Arias, Coronado, Puente y Lovera, 2005, p. 7).

- **Extracción directa**

Se aplica cuando se desea obtener el metal y gas que se desprenda como se muestra en la Ecuación [1.7], dependiendo del mineral generalmente la temperatura aplicada es mayor a 400 °C (Arias, Coronado, Puente y Lovera, 2005, p. 7).



- **Generación de un compuesto fácil de reducir**

Se busca generar compuestos de menor afinidad por el oxígeno que la especie inicial, es así como se puede transformar un óxido en otro óxido, un sulfuro en óxido y un sulfuro en sulfato, esto se muestra en la Ecuación [1.8], 1.9 y 1.10 (Arias, Coronado, Puente y Lovera, 2005, p. 7).

Transformación de un óxido en otro óxido



Transformación de un sulfuro en otro óxido



Transformación de un sulfuro en otro sulfato



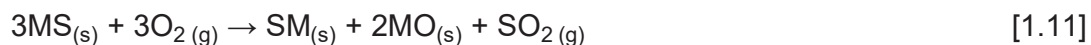
Tostación parcial

Como su nombre lo indica el proceso de transformación se da parcialmente; esto implica que parte del mineral se conserva en su estado original mientras que el restante se transforma en óxido. Dependiendo de cómo se desee procesar al producto final se puede tener dos tipos:

- **Previo a una reacción**

En este proceso se aprovecha la presencia de óxido y sulfuro para efectuar una reacción entre las dos especies que permita la recuperación del metal de interés. El proceso de reacción se presenta en las Ecuaciones [1.11], 1.12 y 1,13:

- **Etapas iniciales**



- **Etapas posteriores**

Generación de un sulfuro metálico y un sulfato metálico



Generación de un metal y dióxido de azufre



- **Previo a una fusión**

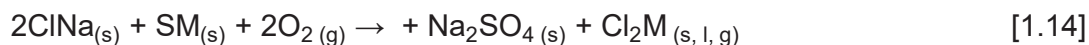
Como su nombre lo indica, esta tostación se complementa con una fusión donde el

metal de interés ingresa a la fase de metálica y el otro se separa a la fase escoria.

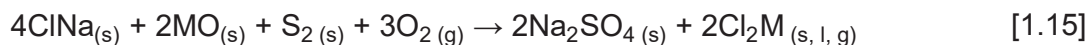
Tostación clorurante

En esta tostación se busca transformar los sulfuros y óxidos presentes en una mena a compuestos clorados que sean solubles o volátiles; es decir que, este proceso necesita la introducción de elementos reactantes que contengan cloro, por factibilidad económica generalmente se emplea: $MgCl_2$, $CaCl_2$, $NaCl$ y cloro en estado gaseoso. Las reacciones que describen el proceso para un sulfuro y un óxido se exponen a continuación: (Arias, Coronado, Puente y Lovera, 2005, p. 8)

Sulfuro



Oxido



1.2.2.2 Procesos hidrometalúrgicos

Se considera como procesos hidrometalúrgicos a todos aquellos que ocurren en un medio acuoso y cuyo fin es la extracción de metales o compuestos a partir de minerales o materiales reciclados. Algunas ventajas que presentan estos procesos frente a otros como los pirometalúrgicos son: (Beckel, 2000, p. 8).

- Menor impacto ambiental que otros procesos.
- Menor costo de inversión para un tamaño de planta dado.
- Mayor control en las reacciones debido a que se conocen las condiciones cinéticas.
- Flexibilidad para combinar operaciones unitarias con el fin de optimizar el proceso.

Biolixiviación

Conocida también como lixiviación biológica, consiste en un conjunto de reacciones químicas que se orientan a la disolución de minerales empleando bacterias; en este proceso el agente orgánico obtiene la energía para sus procesos vitales mientras se libera cierto metal de interés (Juárez, 2004, p. 13).

En el caso de los sulfuros el principal grupo de bacterias corresponde a las denominadas *Acidithiobacillus* (*Thiobacillus Ferroxidans*), estas son agentes acidófilos porque crecen en pH ácido, el término “*Thio*” hace referencia a la capacidad de oxidar compuestos sulfurados, “*bacillus*” debido a la forma de bastón que presentan y “*Ferroxidans*” indica su capacidad de oxidar el ion ferroso (Fe^{2+}) a férrico (Fe^{3+}); hay que señalar que existen otros grupos de bacterias las cuales se diferencian por la fuente de donde obtiene su energía y sus condiciones de desarrollo, estas se encuentran señaladas en la Tabla 1.4 (Juárez, 2004, p. 13).

Tabla 1.4. Bacterias asociadas a la lixiviación de minerales.

Microorganismo	Fuente energética	pH	Temperatura (°C)
<i>Thiobacillus ferrooxidans</i>	Fe^{2+} , U^{4+} , S^0	1,5	25-35
<i>Thiobacillus thiooxidans</i>	S^0	2,0	25-35
<i>Leptospirillum ferrooxidans</i>	Fe^{2+}	1,5	25-35
<i>Sulfolobus</i>	S^0 , Fe^{2+} , C orgánico	2,0	>60
<i>Acidiphilium cryptum</i>	C orgánico	2,0	25-35
<i>Th. intermedius</i>	S^0 , S^{2-} , C orgánico	2,5	30
<i>Th. napolitanus</i>	S^0 , S^{2-}	2,8	30
<i>Th. acidophilus</i>	S^0 , S^{2-}	3,0	Ambiental
<i>Th. thioparus</i>	S^0 , S^{2-}	3,5	Ambiental

(Ballester, Gonzáles y Blázquez, 2006, p. 93)

La principal aplicación de la lixiviación biológica en el área minera es la oxidación de minerales sulfurados, los estudios realizados se enfocan principalmente al caso de la pirita y arsenopirita ya que estos se encuentran asociados a menas de oro;

en la Tabla 1.5 se exponen los diversos minerales sulfurados a los que se les puede aplicar biolixiviación (Rosales, Guerrero y Sáenz, 2001, p. 8).

Tabla 1.5. Minerales sulfurados en los que se puede aplicar biolixiviación.

Mineral	Formula química
Pirita	FeS ₂
Pirrotita	FeS
Chalcopyrita	CuFeS
Bornita	Cu ₅ FeS ₄
Covelita	Cu ₂ S
Tetraedrita	Cu ₈ Sb ₂ S ₇
Enargita	Cu ₃ AsS ₄
Arsenopirita	FeAsS
Realgar	AsS
Orpimenita	As ₂ S ₃
Cobaltita	CoAsS
Pentlandita	(Fe, Ni) ₉ S ₈
Violarita	FeNi ₂ S ₄
Bravoita	(Ni, Fe)S ₂
Millerita	NiS
Polidimita	Ni ₃ S ₄
Antimonita	Sb ₂ S ₃
Molibdenita	MoS ₂
Esfalerita	ZnS
Galena	PbS
Geocronita	Pb ₅ (Sb,As ₂)S ₈ ,Ga ₂ S ₃

(Ballester, Gonzáles y Blázquez, 1988, p. 94)

- **Mecanismo de la biolixiviación**

En la biolixiviación las bacterias acidófilas oxidantes de hierro actúan como catalizadores biológicos; el proceso de oxidación se da por dos mecanismos que pueden actuar simultáneamente o por separado en el sistema (Iglesias, Carranza y Palencia, 2008, pp. 30-31).

- **Lixiviación directa**

Establece que la bacteria se adhiere a la superficie del mineral y lo oxida mediante un sistema enzimático, en este proceso interviene el oxígeno y se logra que la parte sulfurosa se oxide a sulfatos sin la formación de compuestos intermedios (Rivera, Camejo, Moya, López y Munguía, 2011, p.66).

- **Lixiviación indirecta**

Este mecanismo toma como base la capacidad oxidativa que presentan los iones de Fe^{3+} para disolver sulfuro metálico; además, no es necesario que el microorganismo se encuentre adherido al mineral. En la Figura 1.8 se esquematiza el mecanismo indirecto de oxidación bacteriana (Rivera, Camejo, Moya, López y Munguía, 2011, p.66).

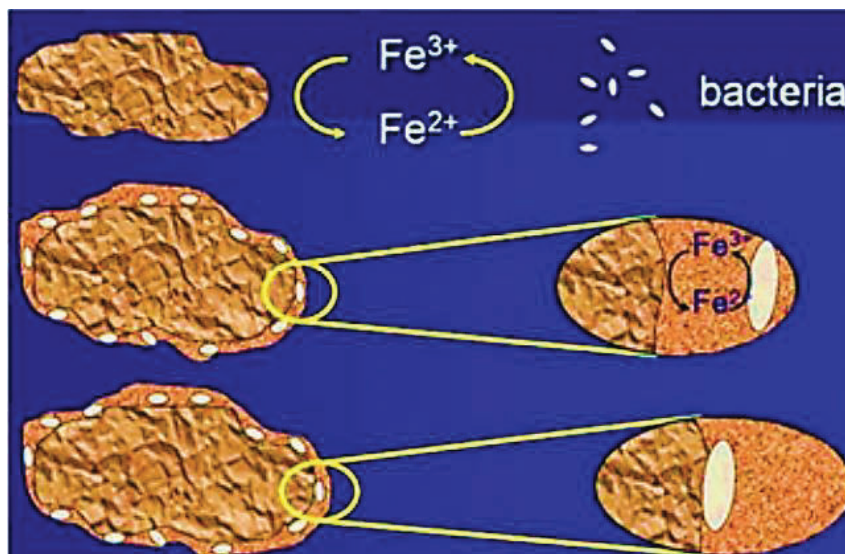


Figura 1.8. Mecanismo indirecto de oxidación bacteriana. (Ospina, Osorno, Giraldo, Mejía y Márquez, 2011, p. 56)

Si se consideran ambos modelos, el indirecto resulta ser el más aceptado debido a que la bacteria cumple la función de regenerar el Fe^{3+} , pero se debe considerar otros aspectos como la presencia de azufre ya que estos generan dos mecanismos indirectos de biolixiviación (Makita, 2004, p.8).

- **Mecanismo del tiosulfato**

Debido a que ciertos minerales son bisulfuros como la pirita, molibdenita y tungstenita, se da un proceso de degradación donde el tiosulfato es el intermediario; es necesario aclarar que el único responsable de la oxidación es el ion Fe^{3+} (Makita, 2004, p.8).

- **Mecanismo del polisulfato**

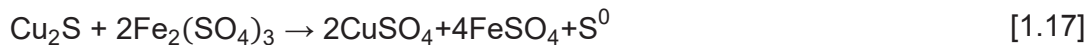
Ya que hay varios minerales sulfurados que no se apegan al mecanismo del tiosulfato por lo que se establece este proceso donde el ion Fe^{3+} es el encargado de la degradación de estas especies, mientras que las especies sulfuradas actúan como intermediarios (Makita, 2004, p.9).

A continuación, en las Ecuaciones 1.16 a 1.18 se exponen las reacciones de biolixiviación que sufren ciertos sulfuros de cobre, hay que señalar que el Fe^{3+} es el agente que permite la lixiviación de estos minerales (López, 2014, pp. 40).

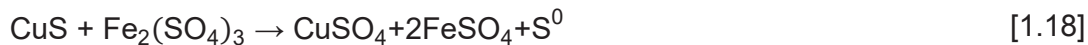
Calcopirita



Calcocita



Covelita



Bornita



1.3 PROCESOS OXIDATIVOS ACUOSOS

Se los conoce también como procesos de oxidación química o hidroquímicos, dependiendo del origen de la refractariedad en el mineral se emplean unos u otros. A continuación, se exponen algunos métodos aplicados a minerales sulfurados refractarios. (Parga y Carrillo, 2003, p. 56)

1.3.1 OXIDACIÓN CON ÁCIDO NÍTRICO

La oxidación con ácido nítrico ha sido empleada principalmente para la eliminación parcial o total de pirita y arsenopirita presentes en minerales sulfurados refractarios. Su uso se ha dado debido a la capacidad de generar potenciales que permiten tener cinéticas más rápidas para el proceso. El uso de este agente oxidante se divide en tres procesos denominados Nitrox, Arseno y Redox; la diferencia entre estos procesos radica en las condiciones de presión y temperatura empleados, tal como se muestra en la Tabla 1.6 (Hinojosa, 2002, p. 35).

Tabla 1.6. Condiciones de operación para procesos de oxidación con ácido nítrico.

Proceso	Temperatura °C	Presión parcial de oxígeno kPa
Arseno	60 – 90	100 – 170
Nitrox	85 – 95	Atmosférica
Redox	195 - 210	345

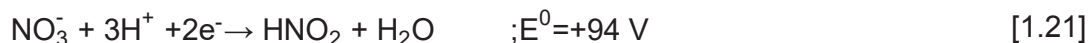
(Hinojosa, 2002, p. 36)

Según Arias, Coronado, Puente y Loveda (2005), el proceso oxidativo que se da al emplear ácido nítrico involucra reacciones similares independientemente del método que se aplique. Este proceso se detalla en las Ecuaciones 1.20, 1.21 y 1.22, (pp. 6-7).

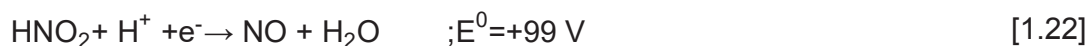
Disociación completa del ácido en el agua



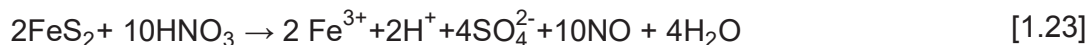
Dentro de los dos iones formados, el nitrato cumple la función de oxidante en un sin número de reacciones siendo la principal la siguiente:



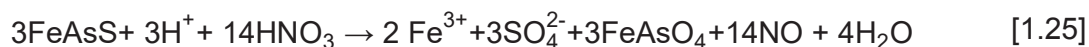
La generación de especies nitrito en la etapa anterior generan procesos de reducción como lo que muestra a continuación.



Tanto los nitratos como los nitritos resultan ser los elementos de interés, esto debido a que son agentes oxidantes muy fuertes lo que les permite oxidar sulfuros como la pirita o la arsenopirita, con una serie de complejas reacciones que pueden ser resumidas en la expuestas en las Ecuaciones 1.23 y 1.24 respectivamente. (Palacios, 2002, p. 13)



Como se observa, la oxidación de arsenopirita genera azufre elemental, esto puede evitarse si se incrementa la concentración ácida libre, esto se logra ya sea modificando la reacción o agregando agentes que introduzcan al sistema iones H^+ ; en este caso la reacción se modifica y toma la siguiente forma (Palacios, 2002, p. 13).



1.3.2 OXIDACIÓN CON PERÓXIDO DE HIDRÓGENO

Dentro de los principales minerales que se consideran como refractarios debido a que impiden la disolución y extracción de oro se encuentran la pirita, calcopirita y esfalerita; para estos minerales se han hecho varias investigaciones sobre el efecto oxidativo que tiene el peróxido de hidrógeno al trabajar en condiciones ácidas empleando diversos agentes reguladores de pH (Landázuri, 2013, pp. 22-24).

Al ser estos minerales especies sulfuradas, lo que se busca con el proceso oxidativo es transformar los sulfuros no solubles en azufre elemental y finalmente este a sulfatos solubles; de tal manera que en medio acuoso estos se solubilicen y liberen el oro presente en el mineral para su posterior extracción con cianuro, tíoúrea u otros agentes oxidantes. Por lo que se analizarán los procesos oxidativos para los tres minerales antes citados (Landázuri, 2013, pp. 22-24).

1.3.2.1 Oxidación de calcopirita, pirita, esfalerita y galena

La calcopirita es considerada con uno de sulfuros de cobres más importantes dentro de la industria de recuperación de cobre, es considerado un mineral refractario que difícilmente puede ser disuelto; por lo que para su tratamiento se emplean varios oxidantes en medio ácido, uno de estos agentes es el peróxido de hidrógeno debido a que resulta ser un fuerte agente oxidante que no genera altos impactos ambientales, esto debido a que el proceso oxidativo con peróxido de hidrógeno en condiciones óptimas no genera productos aparte del agua. En varios trabajos se reporta que el peróxido de hidrógeno logró disolver más del 90 % de calcopirita en un tiempo de 90 minutos (Agacayak, Aras, Aydogan y Erdemuglo, 2014, pp. 657-658).

Se debe considerar que todo este proceso se da en un medio ácido, el cual es generado mediante la adición de ácido sulfúrico en la mayoría de los casos, por lo que se trabaja a $\text{pH} < 2$. Además, el rendimiento del proceso dependerá de la existencia de otros minerales refractarios como la pirita, galena, etc. ya que estos pueden interactuar con el agente oxidante, disminuyendo el porcentaje de oxidación de la calcopirita (Abedayo, Inpinmoroti y Ajayi, 2003, p. 213).

El proceso de oxidación de pirita con peróxido de hidrógeno ha sido estudiado en los procesos de recuperación de hierro, donde se expone que al trabajar en un rango de pH de 1 a 4 regulado con la adición de ácido perclórico a temperaturas de 293 a 313 K se logra oxidar más del 50 % de pirita a presión ambiental (Dimitrijevic, Antonijevic y Jankovic, 1996, pp. 377).

En el caso de la esfalerita y galena, los procesos oxidativos siempre se han enfocado en la recuperación de zinc y plomo respectivamente, el empleo de peróxido de hidrógeno en el tratamiento de estos minerales al igual que en el caso de la pirita se fundamenta en el alto poder oxidativo de este agente y su bajo impacto ambiental, los que difiere entre cada uno de los procesos es el agente regulador de pH que se emplee. Según Aydogan, Erdemoglu, Ucar y Aras, para el tratamiento de la galena es recomendable emplear ácido nítrico como regulador de pH (2007, p. 52); mientras que en su trabajo Aydogan, recomienda emplear ácido sulfúrico para tratar la esfalerita (2006, p. 65).

El sistema de reacciones que se tienen para el proceso de oxidación de la calcopirita, pirita, esfalerita y galena se muestra en las Ecuaciones 1.26 a 1.34:

Oxidación de calcopirita



Oxidación de pirita



Oxidación de la esfalerita



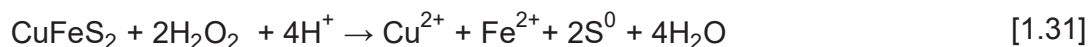
Oxidación de la galena



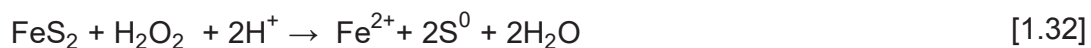
Reducción del peróxido de hidrógeno



Reacción total del proceso de oxidación de la calcopirita



Reacción total del proceso de oxidación de la pirita



Reacción total del proceso de oxidación de la esfalerita



Reacción total del proceso de oxidación de la galena



1.3.3 OXIDACIÓN CON OZONO

El O_3 es una especie química alotrópica del oxígeno elemental, este actúa bajo condiciones en las que el oxígeno no presenta actividad oxidativa debido principalmente a su potencial de oxidación (2,076 V, pH=0), que como se muestra en la Tabla 1.7 es superior al que presentan otras especies químicas, esta característica hace que sea empleado en aplicaciones industriales como desinfección de aguas, depuración de aguas residuales, eliminación de olores, conservación de alimentos, esterilización de elementos médicos y procesos de

oxidación avanzada para tratamiento de minerales y metales (López, 2011, p. 5, 8).

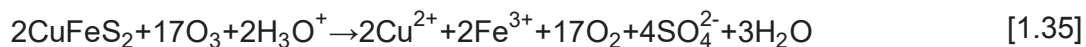
Este alto potencial de oxidación permite que el ozono pueda aplicarse como agente oxidante de minerales sulfurados logrando que la recuperación de oro a condiciones ácidas (pH=1) y tiempos de oxidación menores a los 60 minutos sean superiores al 50 % (Salinas et al, 2004, p. 316).

Tabla 1.7. Potencial de oxidación de distintos agentes oxidantes

Agente	Potencial de oxidación (V)	Oxidación relativa
Ozono	2,07	1,53
Peróxidos	1,78	1,31
Hipoclorito	1,48	1,09
Cloro libre	1,36	1,00
Hipobromito	1,33	0,98
Dióxido de cloro	0,95	0,70

(Centro Tecnológico AINIA, 2007, p. 2)

El proceso oxidativo que se da puede explicarse con el caso de la calcopirita, donde se puede observar como la estructura de este mineral es destruida permitiendo que el hierro y cobre se encuentre como iones facilitando su reacción hacia compuestos solubles como sulfatos. En la Ecuación 1.35 se puede observar la ecuación química detallada del proceso (Gonzales, Nava y Alonso, 2012, p.4).



De manera general, se puede establecer que el principal limitante dentro de los procesos de oxidación con ozono en medio acuoso es la solubilidad de este gas en el agua (50 mL en 100 mL de agua), por lo que para obtener altos valores de oxidación se recomienda trabajar con sistemas que presenten una estequiometría favorable (Juan, 2004, pp. 3-4).

1.4 CEMENTACIÓN

La cementación es un proceso metalúrgico que permite la recuperación de metales que se encuentran en solución; este proceso busca precipitar al metal de interés (Au, Ag, Cu, etc.) mediante el empleo de otro metal (Al, Zn, Fe, etc.) que permita que la deposición del metal más noble en su superficie debido a que se da una reacción electroquímica de desplazamiento.

En la actualidad, la aplicación del proceso de cementación ha sido desplazada por otros procesos como el carbón en pulpa (CIP), a pesar de eso alrededor del 30 % de la producción de oro en el mundo es generada por cementación. Esto se debe a que este proceso resulta conveniente cuando se tiene características como un alto ratio entre plata y oro en la solución cargada, un contenido significativo de mercurio en la solución, alto contenido de reactivos de flotación u agentes orgánicos y cuando la escala de producción no es alta (Carbajal, 2012, p. 28).

Para establecer que metal es más noble entre los existentes en el sistema, se emplea la serie electromotriz la cual fue establecida por Nernst y nos permite establecer mediante la facilidad que tiene los metales para formar iones basándose en la presión de disolución de estos. En la Tabla 1.8 se muestran los valores de la serie electromotriz para algunos metales, en esta se puede observar que mientras mayor potencial tiene el metal, presenta un carácter más noble (Mancheno y Muñoz, 2009, p. 27).

Tabla 1.8. Serie electromotriz de metales a 25°C y 1 atm de presión

Metal	E° (V)
Litio	-3,05
Calcio	-2,76
Sodio	-2,71
Potasio	-2,39
Magnesio	-2,37
Aluminio	-1,66

Tabla 1.8. Serie electromotriz de metales a 25°C y 1 atm de presión (continuación)

Manganeso	-1,18
Zinc	-0,76
Cromo	-0,74
Hierro	-0,44
Cadmio	-0,40
Níquel	-0,25
Estaño	-0,14
Plomo	-0,13
Hidrógeno	0,00
Cobre	+0,34
Yodo	+0,53
Mercurio	+0,78
Plata	+0,79
Bromo	+1,08
Platino	+1,36
Oro	+1.43

(Canales, 2013, p. 26)

El proceso de cementación se ve favorecido cuando mayor es la diferencia de potencial (fuerza electromotriz) entre los metales inmiscuidos en el proceso, esto no implica que se puedan juntar metales libremente pues se debe considerar las demás interacciones que se puedan generar. En el caso del oro, se pueden emplear varios metales para llevar a cabo el proceso de cementación tal como se muestra en la Tabla 1.9 (Navarro, Vargas, Álvarez y Alguacil, 2005, p. 12).

Tabla 1.9. Fuerza electromotriz para algunos sistemas de cementación.

Par galvánico	ΔE° (V)
Au – Al	3,36
Au – Zn	2,45
Au – Fe	2,13
Au – Cu	1,35

(Navarro, Vargas, Álvarez y Alguacil, 2005, p. 13)

Como se observa en la Tabla 1.9, los metales con los que mayor fuerza electromotriz genera el oro son el aluminio y el zinc; sin embargo, a nivel industrial el zinc presenta mejores resultados en la recuperación de oro, esto debido a que el aluminio forma aluminato de calcio insoluble en soluciones de cianuro. En el caso del hierro, su uso se descarta debido a que su presencia genera contaminación del producto final. Es por esto que se considera al zinc como el mejor metal para el proceso de cementación de oro (Pérez e Higuera, 2008, p. 155).

1.4.1 CEMENTACIÓN CON ZINC

En este proceso se emplea zinc en polvo, lo que se busca es que la superficie de este metal se encuentre libre de impurezas como óxidos ya que estos reducen la superficie de contacto y por ende disminuyen el rendimiento del proceso; es por esto que se debe disminuir el oxígeno disuelto en la solución hasta tener valores menores a 0,5 mg/L; esto evita que este elemento reaccione con el zinc y genere una capa de óxido en la superficie de este. Es así que se puede obtener recuperaciones de oro superiores al 99 % transcurridos 30 minutos de proceso a un pH de 9,7 y una relación de 30 g de zinc por cada gramo de oro y plata (Navarro, Vargas, Álvarez y Alguacil, 2005, p. 20).

1.4.1.1 Proceso de cementación con zinc

El principal reto que se tiene al trabajar en la cementación es establecer que compuesto ha formado la especie química a las diferentes condiciones de pH, para es necesario analizar el diagrama de Pourbaix para el sistema Zn - Au y Ag. Este se muestra en la Figura 1.9.

Este diagrama nos permite establecer que el pH de trabajo oscila entre 10 y 12, ya que en este rango se generan los complejos cianurados de oro plata y zinc; es decir, se favorece la reacción de sustitución entre los metales noble (Au y Ag) y el zinc.

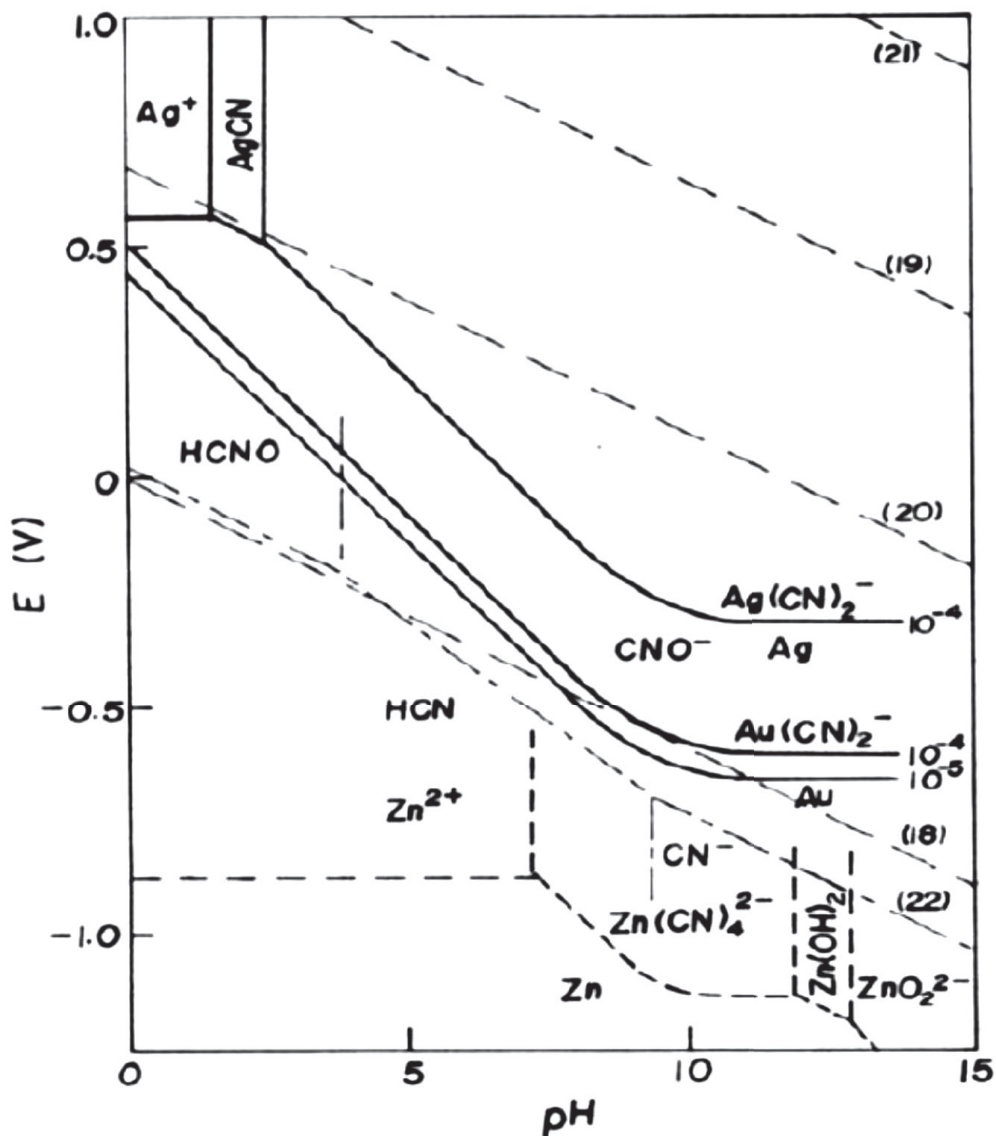


Figura 1.9. Diagrama de Pourbaix de las especies durante la cementación de Au y Ag por Zn.

(Navarro, Vargas, Álvarez y Alguacil, 2005, p. 34)

Al ser la cementación un proceso electroquímico, se presentan reacciones anódicas y catódicas en las Ecuaciones 1.36 a 1.38 (Navarro, Vargas, Álvarez y Alguacil, 2005, p. 35).

Reacción Anódica



Reacción Catódica



Reacción Global



En el caso de la plata la reacción global es la siguiente:



2. PARTE EXPERIMENTAL

Según Chang, en Ecuador diariamente se procesan entre 1500 y 2000 toneladas de mineral aurífero (2013, p. 35), una parte considerable de este tonelaje corresponde a mineral sulfurado aurífero refractario presente en la producción de minas en fase de explotación; por lo que, al no ser tratado el mineral se convierte en un residuo del proceso a pesar de contener leyes elevadas de oro.

Es por esto que el objetivo del presente trabajo es recuperar el oro y plata presente en un mineral sulfurado aurífero refractario; el cual ha sido concentrado mediante un proceso de flotación, este mineral proviene del sector minero La Fortuna, parroquia San Gerardo, cantón Camilo Ponce Enríquez, provincia del Azuay.

Previo a la aplicación de los diferentes procesos que permiten la recuperación de los metales de interés, el mineral fue homogenizado mediante el método de paleo y fraccionamiento por cuarteo, con el fin de garantizar la representatividad de las muestras tomadas para los diferentes ensayos. Posterior a esto se determinó la composición química elemental por disgregación ácida y absorción atómica (AA) y la composición mineralógica mediante un análisis por difracción de rayos X (DRX).

La siguiente etapa consistió en pruebas de oxidación acuosa, en estas se emplearán HNO_3 , H_2O_2 y O_3 ; con los dos primeros agentes oxidantes se evaluó la influencia del tamaño de partícula, concentración de agente y tiempo de oxidación, mientras que con el último se consideró el tiempo de oxidación y la existencia de saturación previa del oxidante. Una vez terminado el proceso oxidativo y después de un proceso de filtración, se realizó una lixiviación empleando cianuro de sodio (NaCN) como agente lixivante (cianuración), las condiciones del proceso fueron 33,33 % de sólidos: $\text{pH} > 10,5$; 10 g/L de NaCN y 24 horas de duración.

En la Figura 2.1 se presenta el esquema de los diferentes procesos que se aplicaron al mineral previo a la obtención de los metales de interés:

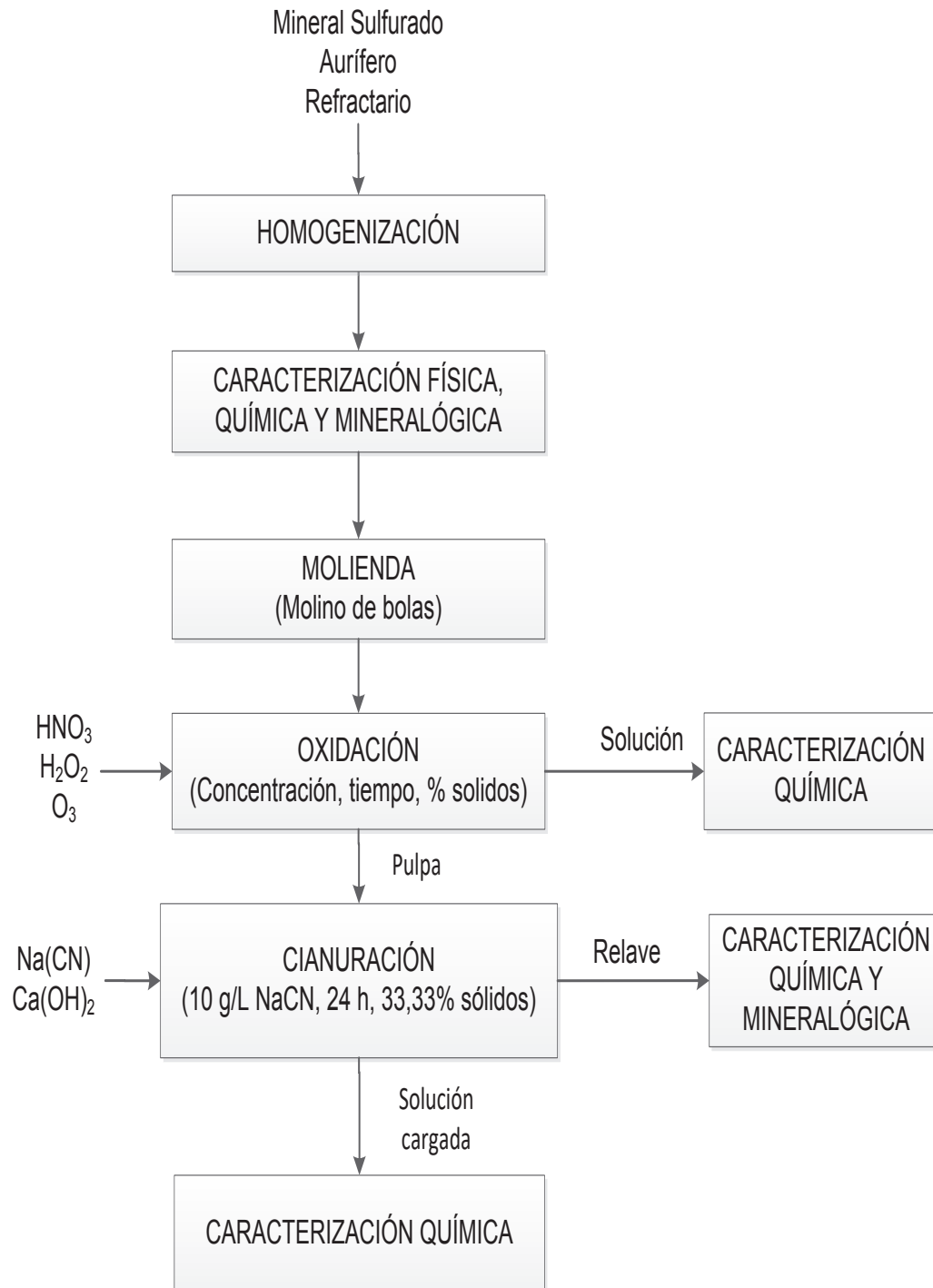


Figura 2.1. Esquema de la metodología experimental empleada.

Se debe señalar que en la Figura 2.1, el HNO_3 , H_2O_2 y O_3 se emplearon en pruebas independientes sin la combinación entre sí.

2.1 CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL REFRACTARIO

2.1.1 CARACTERIZACIÓN FÍSICA DEL MINERAL SULFURADO AURÍFERO REFRACTARIO

Con el fin de establecer las propiedades físicas del mineral sulfurado aurífero refractario se realizaron ensayos de densidad y granulometría. Cada una de las metodologías aplicadas se exponen a continuación:

2.1.1.1 Determinación de la densidad aparente del mineral sulfurado aurífero refractario

Para determinar la densidad aparente del mineral sulfurado aurífero refractario se empleó una balanza analítica SARTORIUS TE124S tarada; en esta se pesó una probeta vacía de 100 mL, luego se introdujo cierta cantidad de muestra en la probeta hasta cubrir el volumen antes señalado, este peso es registrado e ingresado en la Ecuación 2.1 para determinar la densidad aparente (δ_{ap}):

$$\delta_{ap} = \frac{P_1 - P_0}{V} \quad [2.1]$$

Donde:

P_0 es el peso de la probeta vacía.

P_1 es el peso de la probeta rellena con la muestra.

V es el volumen de la probeta.

El manejo de datos y cálculos de la densidad aparente se exponen en el Anexo 2.

2.1.1.2 Determinación de la densidad real del mineral sulfurado aurífero refractario

Este ensayo fue aplicado con base en la Norma INEN NTE 0856:2010 (método del picnómetro); para esto se empleó una balanza analítica SARTORIUS TE124S y un

picnómetro. el procedimiento empleado se detalla a continuación:

- En la balanza analítica se pesó el picnómetro vacío y seco (P_0).
- Dentro del picnómetro se colocó 1 gramo de mineral y se procedió a registrar el peso (P_1).
- Se retiró el picnómetro con mineral de la balanza y se lo llenó con agua para posteriormente pesarlo (P_2).
- Finalmente, se pesó el picnómetro lleno únicamente con agua (P_3).
- Una vez registrados todos los pesos detallados anteriormente, se empleó la Ecuación 2.2 para establecer la densidad real (δ_{real}) del mineral sulfurado aurífero refractario.

$$\delta_{\text{real}} = \frac{1}{1 + \frac{P_3 - P_2}{P_1 - P_0}} \quad [2.2]$$

El manejo de datos y cálculos de la densidad aparente se exponen en el Anexo 2

2.1.1.3 Análisis granulométrico del mineral sulfurado aurífero refractario

El análisis granulométrico fue realizado con base en lo establecido en la norma NTE INEN 696:2011. Par esto se realizó lo siguiente:

- Se armó una columna de tamices estandarizados, estos se encuentran descritos en la Tabla 2.1 mostrada a continuación:

Tabla 2.1. Tamices empleados para el análisis granulométrico del mineral sulfurado aurífero refractario

TAMIZ Malla #	ABERTURA (μm)
20	850
30	600
40	425

Tabla 2.2. Tamices empleados para el análisis granulométrico del mineral sulfurado aurífero refractario (continuación)

50	300
60	250
70	212
80	180
100	150
150	104
200	74
270	53
325	45
400	38

- La columna de tamices fue colocada en un vibrotamiz ATM ARROW.
- Se pesaron 300 g de mineral sulfurado aurífero refractario en una balanza analítica SARTORIUS TE124S
- El mineral pesado fue colocado en la columna de tamices y se operó el vibrotamiz durante 15 minutos.
- Se pesaron los contenidos de mineral retenido en cada uno de los tamices empleados
- Con los valores obtenidos se efectuaron los cálculos que permitan obtener la curva granulométrica de mineral y el valor del d80.

Los cálculos y gráficas empleados en la obtención del d80 se encuentran desarrollados en el Anexo 2.

2.1.2 CARACTERIZACIÓN QUÍMICA DEL MINERAL SULFURADO AURÍFERO REFRACTARIO

Para caracterizar químicamente el mineral sulfurado aurífero refractario se aplicó

Absorción Atómica en un equipo AAnalyst 300, con lo que se logró determinar la composición química elemental del mineral. Hay que señalar que, dependiendo del metal a analizar el procedimiento previo a la absorción atómica varía; es por esto que para la determinar la concentración de oro (Au) y plata (Ag) se efectuó un ensayo al fuego, mientras que para el cobre (Cu), hierro (Fe), plomo (Pb) y zinc (Zn) se aplicó disgregación ácida.

2.1.2.1 Determinación de la concentración de Cu, Fe, Pb y Zn en el mineral sulfurado aurífero refractario

Este ensayo inicio con un proceso de disgregación ácida en microondas, como se expresa a continuación:

- Se pesaron 200 mg de muestra pulverizada en una balanza analítica SARTORIUS TE124S
- Se colocó la muestra en un reactor de teflón
- Se añadieron 3 mL de HNO₃ y 3 mL de HF ambos de grado analítico.
- Se cerró el reactor e introdujo en un microondas por 2,5 minutos a potencia media.
- Se enfrió el reactor de teflón durante 30 minutos,
- Se añadieron 5 mL de HCl grado analítico.
- Se introdujo el reactor de teflón en el microondas por 2,5 minutos a potencia media
- Se enfrió durante 30 minutos.
- Se aforó la solución disgregada, en un matraz de 100 mL con agua destilada.
- La solución final fue analizada por absorción atómica en un equipo AAnalyst 300.

2.1.2.2 Ensayo al fuego para la determinación de la concentración de Au y Ag en el mineral sulfurado aurífero refractario

Debido a que el mineral presenta concentraciones elevadas de compuestos

sulfurados es necesario aplicar un proceso previo de tostación a la muestra. Este se describe a continuación:

- Se pulverizaron 100 g de mineral
- Se pesaron y colocaron 20 g de muestra en una cápsula de cerámica.
- Se introdujo la cápsula en una mufla SEPOR Inc. la cual inició un calentamiento desde la temperatura ambiental hasta 500 °C manteniéndose a esta temperatura por 2 horas.
- Transcurrido este tiempo se incrementó la temperatura de la mufla a 600 °C y se mantuvo la muestra por 1,5 horas.
- Se retiró el mineral de la mufla para que se enfrié.

Una vez tostado el mineral, el ensayo al fuego se desarrolló de la siguiente manera:

- Se mezclaron la muestra tostada y una carga fundente compuesta por 35 g de bórax, 45 g de Na_2CO_3 , 50 g de PbO , 2 g de carbón, 20 g SiO_2 y 3 g de KNO_3 .
- La mezcla fue colocada en un crisol de arcilla e introducida en una mufla SEPOR Inc a una temperatura de 950 °C por 1 hora.
- La muestra fundida se vertió en una lingotera cónica donde la mezcla se solidificó y se separaron la fase metálica (régulo) de la escoria.
- El régulo metálico formado se sometió a copelación en una mufla SEPOR Inc. a 900 °C por 45 minutos para eliminar el plomo y dejar libre al oro y la plata (doré).
- Del doré se eliminó la plata al hacer reaccionar el mismo con 1 mL de ácido nítrico grado analítico y 1 mL de agua destilada.
- Se desechó la fase líquida ya que contenía plata.
- Se disolvió el oro mediante la aplicación de 1 mL de HNO_3 grado analítico y 3 mL de HCl grado analítico.
- La solución que contiene Au se aforó a 10 mL con agua destilada.
- La solución final fue analizada por absorción atómica en un equipo AAnalyst 300.

2.1.3 CARACTERIZACIÓN MINERALÓGICA DEL MINERAL SULFURADO AURÍFERO REFRACTARIO

La caracterización mineralógica permite establecer la identidad de los minerales que se encuentran presentes en la muestra y su porcentaje de abundancia, es por esto que se aplicó un ensayo de difracción de rayos X (DRX). Para esto se empleó la siguiente metodología:

- Se pesó 1 gramo de mineral pulverizado en una balanza analítica SARTORIUS TE124S.
- Se colocó en un porta muestras esparciéndolo hasta generar una superficie plana y se introdujo en el equipo.
- Para realizar el análisis cualitativo de los componentes presentes en la muestra se empleó el software Diffrac Plus.

2.2 EVALUACIÓN DE LA INFLUENCIA DEL HNO_3 , H_2O_2 Y O_3 EN LA OXIDACIÓN DEL MINERAL SULFURADO AURÍFERO REFRACTARIO EN MEDIO ACUOSO PARA INCREMENTAR LA RECUPERACIÓN DE ORO MEDIANTE CIANURACIÓN.

Luego de la caracterización, el mineral aurífero refractario se sometió a ensayos de oxidación. Los agentes oxidantes empleados fueron HNO_3 , H_2O_2 y O_3 en medio acuoso. Las condiciones como el tamaño de partícula, concentración, tiempo de oxidación y saturación previa fueron analizadas para establecer su influencia en el proceso oxidativo.

Todo esto fue encaminado a establecer que agente oxidante permite obtener la mayor liberación de los metales de interés: oro y plata; para esto fue necesario aplicar un proceso de cianuración posterior a la oxidación, la condiciones en las que se aplicó la cianuración se muestran en la Tabla 2.2.

Tabla 2.2. Condiciones de cianuración

Parámetro (condición)	Valor
% sólidos	33,33
Concentración de NaCN	10 g/L
pH	>10,5
Tiempo de acondicionamiento	0,5 horas
Tiempo de cianuración	24 horas

2.2.1 INFLUENCIA DEL HNO₃ COMO AGENTE OXIDANTE.

Para evaluar la influencia de este agente se trabajó con una relación sólido a líquido de 1:3, temperatura de 90 °C, volumen de solución igual a 150 mL. A continuación, se indica el procedimiento empleado para evaluar la influencia de las condiciones antes expresadas:

2.2.1.1 Evaluación del tamaño de partícula

En este ensayo se buscó establecer que tan beneficiosa es la aplicación de una molienda previo al proceso oxidativo, la metodología seguida fue la siguiente:

- Se molió 1 kg de muestra por 1 hora en un molino de bolas para alcanzar un d₈₀ de 52 µm
- Se analizaron dos muestras correspondientes al mineral inicial sin ninguna alteración y otra muestra sometida a molienda, a cada muestra se le aplicó la metodología que se presenta a continuación.
- Se preparó 150 mL de HNO₃ 4N
- Se pesó 46 g de mineral sulfurado aurífero refractario que fueron colocados en

un matraz de 500 mL.

- El matraz fue colocado en una plancha de agitación y paulatinamente se agregó la solución de HNO_3 .
- Se mantuvo el sistema por agitación durante 2 horas
- Se filtró la solución a fin de obtener el relave del sistema.
- Se lavó la torta de cianuración con agua destilada a fin de incrementar el pH del sistema hasta un valor de 7
- La torta lavada fue llevada a un sistema de cianuración en el que se aplicó las condiciones descritas en la Tabla 2.2.
- Se filtró el sistema cianurado registrándose los volúmenes de las soluciones fuerte y débil y el peso de la torta de cianuración.
- La torta fue secada en una estufa MEMMERT a $100\text{ }^\circ\text{C}$ por 12 horas.
- Se analizó el contenido de oro, plata, cobre, hierro, plomo y zinc en las soluciones fuerte y de lavado; mientras que, en el relave se aplicó disgregación ácida y ensayo al fuego para determinar la presencia de cobre, hierro, plomo, zinc y oro, plata respectivamente, para esto se empleó absorción atómica en un equipo AAnalyst 300.

2.2.1.2 Evaluación de la concentración del agente oxidante

En este ensayo se determinó la influencia que tiene la concentración del agente oxidante en la recuperación de los metales de interés. Se empleó mineral con el d_{80} que mejores resultados arrojó en el proceso anterior, HNO_3 3N, 2N y 0,75N para realizar una oxidación con cada concentración; a cada muestra se le aplicó la metodología descrita en la sección 2.2.1.1.

2.2.1.3 Evaluación del tiempo de oxidación

Para realizar estos ensayos se procedió como se indica en la sección 2.2.1.1; empleando las condiciones que se muestran en la Tabla 2.3 y la mejor

concentración del proceso anterior.

Tabla 2.3. Condiciones de trabajo empleadas en los ensayos para evaluar la influencia del tiempo de oxidación al trabajar con ácido nítrico.

Agente oxidante	Ácido nítrico
Concentración del agente oxidante	Mejor resultado del proceso anterior
Porcentaje de sólidos	25%
Volumen de solución	150 mL
Tipo de muestra	Mineral sulfurado aurífero refractario (92 μm)
Cantidad de muestra	50 g
Temperatura de oxidación	90 °C
Tiempo de oxidación	0,5; 1,5; 2; 1,5 y 3 horas

2.2.2 INFLUENCIA DEL H₂O₂ COMO AGENTE OXIDANTE.

Para evaluar la influencia de este agente se trabajó muestras de mineral con d_{80} de 92 μm , volumen de solución igual a 100 mL y 50 g de muestra. A continuación, se indica el procedimiento empleado para evaluar la influencia de las condiciones antes expresadas:

2.2.2.1 Evaluación de la concentración del agente oxidante

En este ensayo se determinó la influencia que tiene la concentración del agente oxidante en la recuperación de los metales de interés. Se empleó un mineral con d_{80} de 92 μm y H₂O₂ con concentraciones de: 5, 10, 20, 30 y 50 % en volumen; a cada muestra se le aplicó la metodología que se presenta a continuación:

- Se prepararon 100 mL de H₂O₂ con concentraciones: 5, 10, 20, 30 y 50 %.
- Se pesaron 50 g de mineral sulfurado aurífero refractario que se colocó en un matraz de 500 mL.
- El matraz se llevó a una plancha de agitación y se agregó la solución de H₂O₂.
- Se mantuvo el sistema por agitación durante 90 minutos.

- Se filtró la solución a fin de obtener el relave del sistema.
- El relave se lavó con agua destilada con el fin de incrementar el pH del sistema hasta un valor de 7
- A partir de este punto se realizaron los 4 últimos pasos descritos en la sección 2.2.1.1 de este capítulo.

2.2.2.2 Evaluación del tiempo de oxidación

Para realizar estos ensayos se procedió como se indica en la sección 2.2.2.1; empleando las condiciones que se muestran en la Tabla 2.4 y la mejor concentración del proceso anterior.

Tabla 2.4. Condiciones de trabajo empleadas en los ensayos para evaluar la influencia del tiempo de oxidación al trabajar con peróxido de hidrógeno.

Agente oxidante	Peróxido de hidrógeno
Concentración del agente oxidante	Mejor resultado del proceso anterior
Porcentaje de sólidos	33,33 %
Volumen de solución	100 mL
Tipo de muestra	Mineral sulfurado aurífero refractario (92 μm)
Cantidad de muestra	50 g
Tiempo de oxidación	15, 30, 45 y 90 minutos

2.2.3 INFLUENCIA DEL O₃ COMO AGENTE OXIDANTE.

Para evaluar la influencia de este agente se trabajó muestras de mineral de d_{80} 92 μm , volumen de solución igual a 50 mL y 50 g de muestra. En este caso se evaluó dos parámetros: el tiempo de oxidación y el burbujeo de ozono previo al proceso de oxidación.

A continuación, se indica el procedimiento empleado para evaluar la influencia de las condiciones antes expuestas:

2.2.3.1 Evaluación del tiempo de oxidación

Para evaluar la influencia del tiempo de oxidación se realizaron 4 ensayos para periodos de 7,5; 15, 30 y 60 minutos. La metodología empleada en cada ensayo se detalla a continuación:

- Se midió 50 mL de agua destilada y pesó 50 g de mineral sulfurado aurífero refractario, estos fueron colocados en un reactor de 100 mL de capacidad con boca esmerilada junto con un agitador magnético.
- Se empleó ácido sulfúrico para regular el pH hasta un valor de 1.
- Se cerró el sistema con un difusor para gases de dos vías. En una de las vías se conectó a la salida de ozono de un ozonificador y a la otra se le añadió una tubería que permita la salida de gases hasta una solución de hidróxido de potasio 2N que permita atrapar el ozono residual. El esquema del reactor y una fotografía del difusor se muestran en la Figura 2.2.

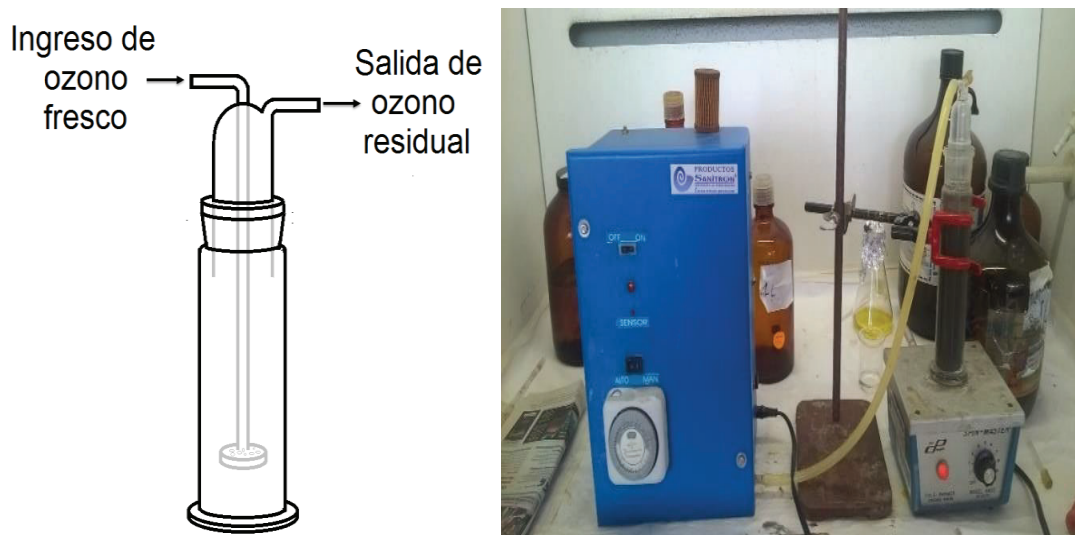


Figura 2.2. Esquema del reactor y difusor para el proceso de ozonificación.

- Se mantuvo el sistema en agitación por los tiempos antes mencionados.
- Se filtró la solución a fin de obtener el relave del sistema.
- El relave se lavó con agua destilada con el fin de incrementar el pH del sistema hasta un valor de 7

- A partir de este punto se realizaron los 4 últimos pasos descritos en la sección 2.2.1.1 de este capítulo.

2.2.3.2 Evaluación del efecto que tiene el burbujeo previo de ozono en el agua destilada

En este ensayo se burbujeó por 30 minutos ozono en 50 mL de agua destilada, posterior a esto se realizó la metodología expuesta en la sección 2.2.3.1; en la Tabla 2.5 se muestran las condiciones de operación aplicadas

Tabla 2.5. Condiciones de trabajo empleadas en la oxidación con ozono.

Agente oxidante	Ozono
Concentración del agente oxidante	30%
Porcentaje de sólidos	50%
Volumen de solución	50 mL
Tipo de muestra	Mineral sulfurado aurífero refractario (92 μm)
Cantidad de muestra	50 g
pH del sistema	1
Tiempo de burbujeo previo	30 minutos
Tiempo de oxidación	Mejor resultado del proceso anterior

2.3 SELECCIÓN DE LA MEJOR ALTERNATIVA PARA LA RECUPERACIÓN DE ORO PRESENTE EN UN MINERAL SULFURADO AURÍFERO REFRACTARIO CON UN PRETRATAMIENTO OXIDATIVO ACUOSO.

Con base en el mejor resultado de recuperación de oro obtenido en las pruebas de oxidación con cada uno de los reactivos oxidantes (HNO_3 , H_2O_2 y O_3) y cianuración a escala laboratorio; se seleccionó el agente con el que se obtuvieron los mejores resultados, de esta manera se estableció el agente oxidante, concentración, tiempo de oxidación y tamaño de partícula (d_{80}).

posteriormente se diseñó un proceso para una capacidad de 1 tonelada diaria de mineral sulfurado aurífero refractario. Se efectuaron balances de masa y energía, diagramas de bloques (BFD), diagrama de flujo (PFD) del proceso y selección de equipos.

Se realizó un análisis económico de la alternativa tecnológica propuesta, donde se consideró los costos variables, compuestos por la materia prima, insumos, costo de equipos, servicios industriales y activos diferidos como valores por constitución de la empresa, registro de contribuyentes, garantía y permisos municipales. Dentro de los costos fijos se tomó en cuenta los salarios de personal administrativo, de planta, seguridad y transporte aplicando los parámetros que establece el código de trabajo ecuatoriano. Por otro lado, para establecer el valor de depreciaciones se estableció 10 y 25 años como tiempo de vida útil para equipos e inmuebles respectivamente. Finalmente, se estableció el valor generado por la venta del producto final. Como indicadores económicos se emplearon la tasa interna de retorno (TIR) y el valor actual neto (VAN) para estimar la viabilidad económica, para esto fue se elaboró un flujo de caja del proyecto considerando un tiempo de vida de 10 años

3. RESULTADOS Y DISCUSIÓN

Este capítulo contiene los resultados obtenidos en las diversas pruebas a las que se sometió al mineral sulfurado aurífero refractario; estas brindaron la información necesaria para establecer el reactivo y las condiciones que permitan obtener la mayor recuperación de oro. Además; se muestra el diagrama de flujo del proceso que es la base para el diseño de una planta con capacidad de 1 t/d. Finalmente se presenta un análisis de factibilidad técnico-económica que permite establecer mediante la tasa interna de retorno (TIR) y el valor actual neto (VAN), indicadores económicos que nos muestran la rentabilidad del proceso propuesto para la recuperación del oro presente en el mineral sulfurado aurífero refractario.

3.1 RESULTADOS DE LA CARACTERIZACIÓN FÍSICA, QUÍMICA Y MINERALÓGICA DEL MINERAL SULFURADO AURÍFERO REFRACTARIO

El mineral sulfurado aurífero refractario empleado se muestra en la Figura 3.1.

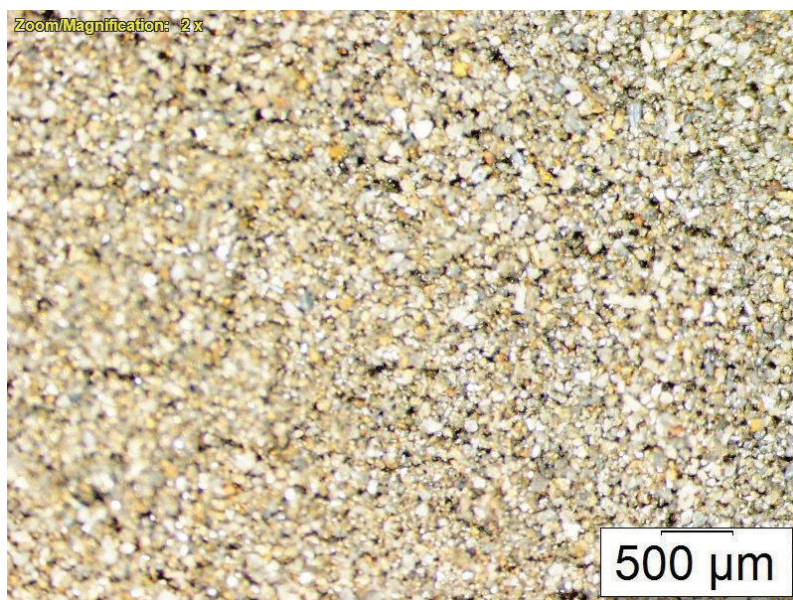


Figura 3.1. Mineral sulfurado aurífero refractario

Se observa que el mineral empleado presenta un tamaño menor a la referencia de 500 μm , esto ratifica el hecho de que el mineral haya sido sometido a tratamientos previos incluido procesos de reducción de tamaño; esto justifica la necesidad de aplicar un análisis granulométrico para establecer el tamaño de partícula (d_{80}) del mineral.

3.1.1 RESULTADOS DE LA CARACTERIZACIÓN FÍSICA DEL MINERAL REFRACTARIO AURÍFERO REFRACTARIO

3.1.1.1 Propiedades físicas del mineral sulfurado aurífero refractario.

Los resultados arrojados en los ensayos de granulometría, densidad real y aparente se muestran en la Tabla 3.1 que se muestra a continuación:

Tabla 3.1. Propiedades físicas del mineral sulfurado aurífero refractario.

Propiedad física	Valor
Granulometría d_{80} (μm)	92
Densidad real (g/cm^3)	5,00
Densidad aparente (g/cm^3)	2,29
Coefficiente de uniformidad	5,23

Al presentar el mineral un d_{80} de 92 μm , se puede considerar que el material puede requerir procesos de reducción de tamaño para mejorar los procesos de recuperación de oro y plata.

En el caso de la densidad, se denota un valor de 5 g/cm^3 , al ser este un valor elevado en comparación al del agua (1 g/cm^3) es necesaria la aplicación de sistemas agitación que garanticen la distribución uniforme del material en el sistema, esto para evitar la sedimentación del mineral en el fondo de los recipientes cuando se trabaje en conjunto con elementos de densidad baja como el agua.

3.1.2 RESULTADOS DE LA CARACTERIZACIÓN QUÍMICA DEL MINERAL SULFURADO AURÍFERO REFRACTARIO

3.1.2.1 Determinación de la composición química del mineral sulfurado aurífero refractario mediante la aplicación de espectrofotometría de absorción atómica (A.A).

En la Tabla 3.2 se muestra los resultados obtenidos de la composición química obtenida mediante absorción atómica. En este ensayo se analizó el contenido de cobre, hierro, plomo, zinc, arsénico, calcio, magnesio, sodio, potasio y aluminio en el mineral sulfurado aurífero refractario.

Tabla 3.2. Composición química del mineral sulfurado aurífero refractario

Elemento	Contenido %
Hierro	27,8
Arsénico	13,8
Cobre	2,0
Aluminio	0,8
Plomo	0,4
Zinc	0,3
Calcio	<0,1
Magnesio	<0,1
Sodio	<0,1
Potasio	<0,1

Los metales cuyos valores presentan el mayor contenido son hierro y arsénico. Ya que el mineral es de tipo sulfuros, la presencia de estos dos elementos generan la posibilidad de tener concentraciones representativas de pirita (FeS_2) y Arsenopirita (FeAsS); por otro lado, el contenido de cobre en el mineral corresponde al 2 %, este porcentaje junto con el del hierro hacen que sea posible tener la presencia de calcopirita (CuFeS_2).

La posible presencia de los tres minerales antes mencionados permite establecerlos como uno de los causantes de la refractariedad, esto debe ser corroborado con análisis como la difracción de rayos X (DRX) que permitan estudiar y valorar cuantitativamente los compuestos presentes en el mineral.

Los porcentajes de abundancia de los elementos presentes en el mineral, a más de darnos una idea de los posibles minerales presentes nos proporcionan información sobre ciertas consideraciones que se deben tomar en las operaciones a las que será sometido el mineral. Como casos específicos tenemos al hierro y cobre, el primero impide analizar el oro presente en el mineral por espectrofotometría de Absorción Atómica (AA) luego de aplicar una disgregación ácida, esto debido a que el hierro presente genera interferencia en la lectura de oro; por su parte el cobre afecta al proceso de cianuración, esto debido a que este es un agente cianicida por lo que es necesario un control estricto del proceso o en su defecto trabajar con concentraciones de cianuro mayores a las convencionales (1 g/L), para de esta manera garantizar que exista la cantidad necesaria de cianuro para reaccionar con el oro y la plata en el proceso de cianuración.

3.1.2.2 Leyes de oro y plata presentes en el mineral sulfurado aurífero refractario.

En la Tabla 3.3 se muestra la ley de oro y plata del mineral, estas se establecieron a través de un ensayo al fuego.

Tabla 3.3. Leyes de oro y plata presentes en el mineral sulfurado aurífero refractario.

Elemento	g/t
Oro	68,57
Plata	100,43

Al ser la materia prima un mineral previamente concentrado por flotación se justifica las elevadas leyes de oro y plata. Además, denota la necesidad de establecer un proceso que permita recuperar estos dos metales.

3.1.3 RESULTADOS DE LA CARACTERIZACIÓN MINERALÓGICA DEL MINERAL SULFURADO AURÍFERO REFRACTARIO.

La caracterización mineralógica nos permite establecer los compuestos cristalinos presente en el mineral sulfurado aurífero refractario, en la Tabla 3.4 se presenta la abundancia de cada una de las especies.

Tabla 3.4. Compuestos cristalinos presentes en el mineral sulfurado aurífero refractario

Grupo	Compuesto	Fórmula	Contenido (%)
Silicatos	Cuarzo	SiO ₂	15
Minerales de comportamiento arcilloso	Caolinita	Al ₂ (Si ₂ O ₅)(OH) ₄	8
Sulfuros y arseniuros	Pirita	FeS ₂	42
	Arsenopirita	FeAsS	31
	Calcopirita	CuFeS ₂	3
	Calcosita	Cu ₂ S	1
	Total		100

En la Tabla 3.4 la pirita y arsenopirita (compuestos sulfurados) son las especies que predominan en la muestra con 42 y 31 % de abundancia respectivamente. Esta información nos permite establecer que la refractariedad del mineral se debe a la presencia de matrices sulfuradas, que ocluyen al oro impidiendo su recuperación mediante métodos convencionales como la amalgamación o la cianuración.

3.2 INFLUENCIA DE LA OXIDACIÓN CON ÁCIDO NÍTRICO EN LA RECUPERACIÓN DE ORO

Para determinar la influencia del ácido nítrico en el proceso de recuperación de oro del mineral sulfurado aurífero refractario se consideró al tamaño de partícula, concentración y tiempo de oxidación como factores que alteran el proceso oxidativo y por ende la liberación de oro.

Se debe señalar que se realizaron pruebas preliminares para establecer el porcentaje de recuperación de oro en solución al aplicar cianuración, esto se realizó a la muestra inicial sin ninguna modificación y a la muestra molida por 1 hora obteniéndose un 5,4 % y 7,5 % de recuperación respectivamente. Los detalles de estos ensayos se encuentran ubicados en el Anexo 1.

3.2.1 INFLUENCIA DEL TAMAÑO DE PARTÍCULA EN EL PROCESO DE RECUPERACIÓN DE ORO PRESENTE EN UN MINERAL SULFURADO AURÍFERO REFRACTARIO

Al someter al mineral sulfurado aurífero refractario a un proceso de molienda en el cual se redujo el d_{80} de 92 μm a 52 μm , en la Figura 3.2 se compara el porcentaje de recuperación de oro al trabajar con estos dos valores.

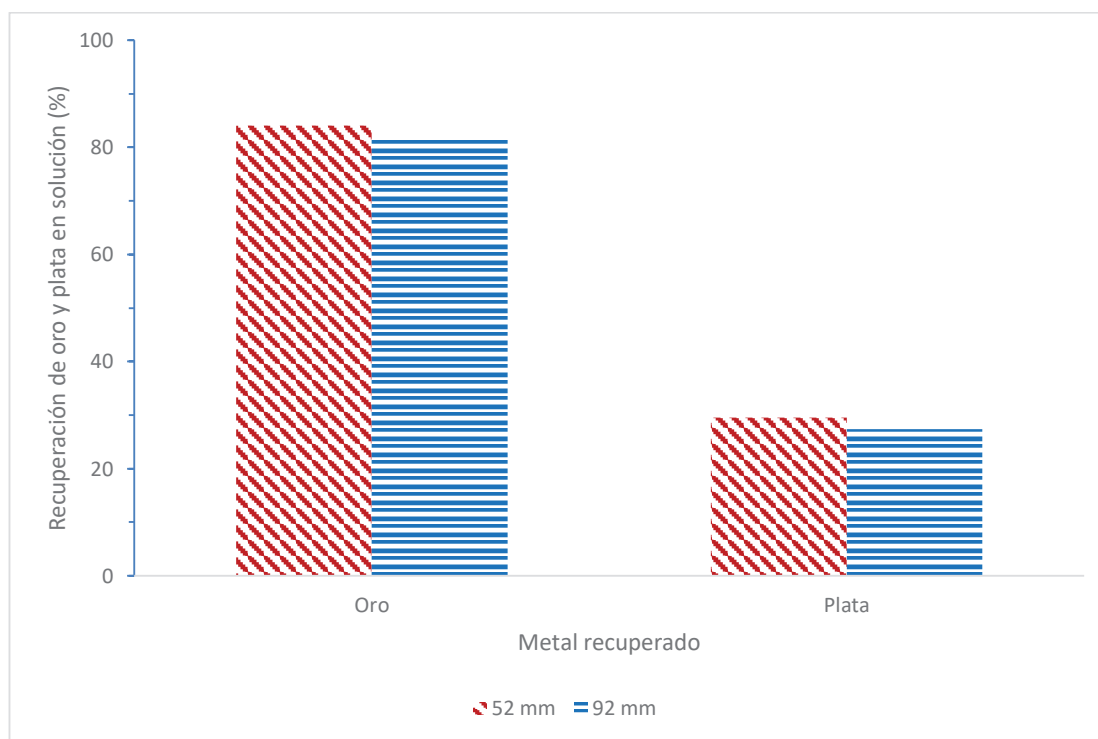


Figura 3.2. Influencia de la reducción de tamaño en la recuperación de oro y plata en los ensayos de oxidación con ácido nítrico de concentración 4N, tiempo de oxidación de 2 h y una relación sólido-líquido 1:3.

Al observar la Figura 3.2 se denota que la acción del ácido nítrico en proceso oxidativo permite obtener valores altos de recuperación de oro, presentándose 84,0 y 81,7 % para tamaños de partícula de 52 μm y 92 μm respectivamente. En el caso de la plata los valores de recuperación no son tan altos, es así como se tiene 29,5 y 27,4 % para 52 μm y 92 μm respectivamente.

Esto implica que el proceso de reducción de tamaño logra incrementar en un 2,4 y 2,1 % los porcentajes de recuperación de oro y plata respectivamente; considerando que el tiempo de molienda fue de 1 hora, los incrementos generados en estos minerales no representan valores considerables como para solventar el alto gasto energético que involucra el proceso de molienda y el costo de la maquinaria para el mismo.

Además; si se compara la recuperación obtenida con el proceso oxidativo (>80 %), con los resultados obtenidos al aplicar únicamente cianuración y molienda con cianuración, se observa que el proceso oxidativo incrementa la recuperación de oro en más del 70 % por lo que se puede considerar al proceso como aplicable para mejorar la recuperación.

Por ende, a pesar de que la reducción de tamaño logra incrementar la recuperación de oro y plata, se lo descarta debido a que los porcentajes de incremento no son significativos con respecto al proceso en el que no se aplica molienda.

3.2.2 INFLUENCIA DE LA CONCENTRACIÓN DE ÁCIDO NÍTRICO EN EL PROCESO DE RECUPERACIÓN DE ORO PRESENTE EN UN MINERAL SULFURADO AURÍFERO REFRACTARIO

Una vez descartado el proceso de molienda como factor determinante para mejorar la eficiencia de la oxidación del mineral sulfurado aurífero refractario, se analiza la influencia de la concentración del agente oxidante, en este caso el ácido nítrico. En la Figura 3.3 y Figura 3.4 se expone como varía la recuperación con respecto a la

concentración del ácido nítrico para el oro y la plata respectivamente.

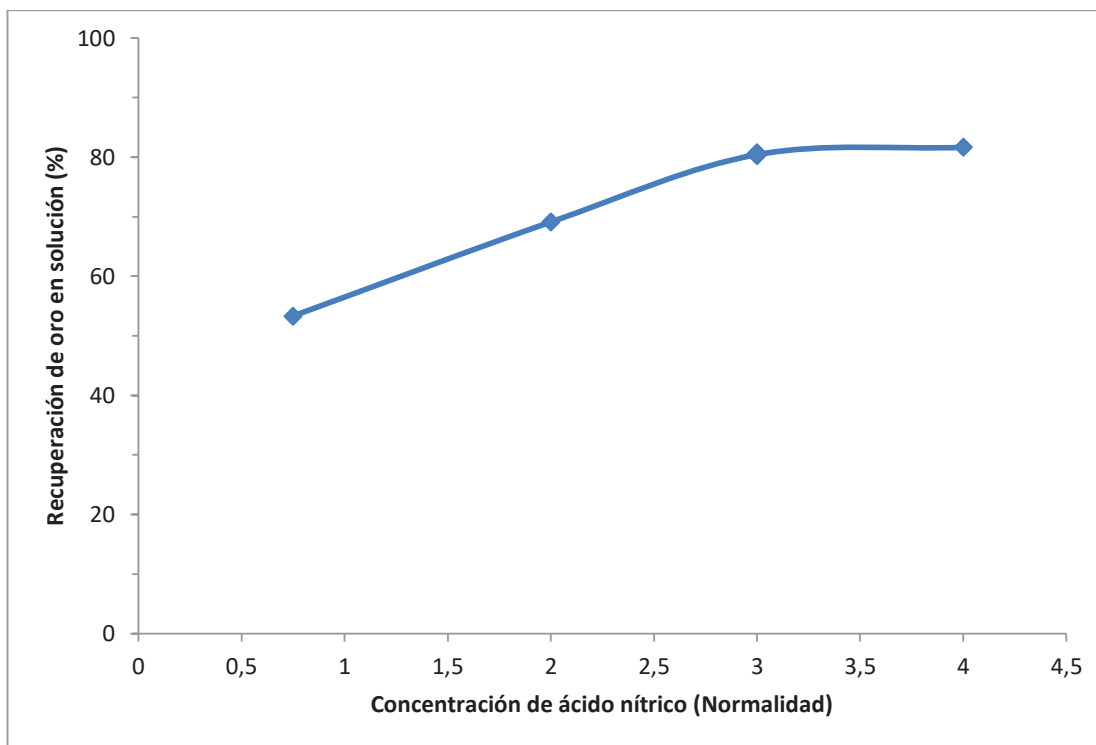


Figura 3.3. Influencia de la concentración del agente oxidante en la recuperación de oro en los ensayos de oxidación con ácido nítrico de concentración 4 N, 3 N, 2 N y 0,75 N, tiempo de oxidación de 2 h, d_{80} del mineral de $92\mu\text{m}$ y una relación solido-líquido 1:3.

En el caso del oro representado en la Figura 3.3 se observa una marcada dependencia del porcentaje de recuperación con la concentración de ácido nítrico, es así como la recuperación más baja es de 53,3 % al trabajar con una solución 0,75 N.

Además, a partir de la concentración 3 N el porcentaje de recuperación no presenta cambios significativos; teniendo recuperaciones de 80,4 y 81,7 % al trabajar con soluciones 3 y 4 N respectivamente.

A diferencia del oro, en la plata la recuperación no varía favorablemente con el incremento de la concentración de ácido, en la Figura 3.4 se muestra este comportamiento.

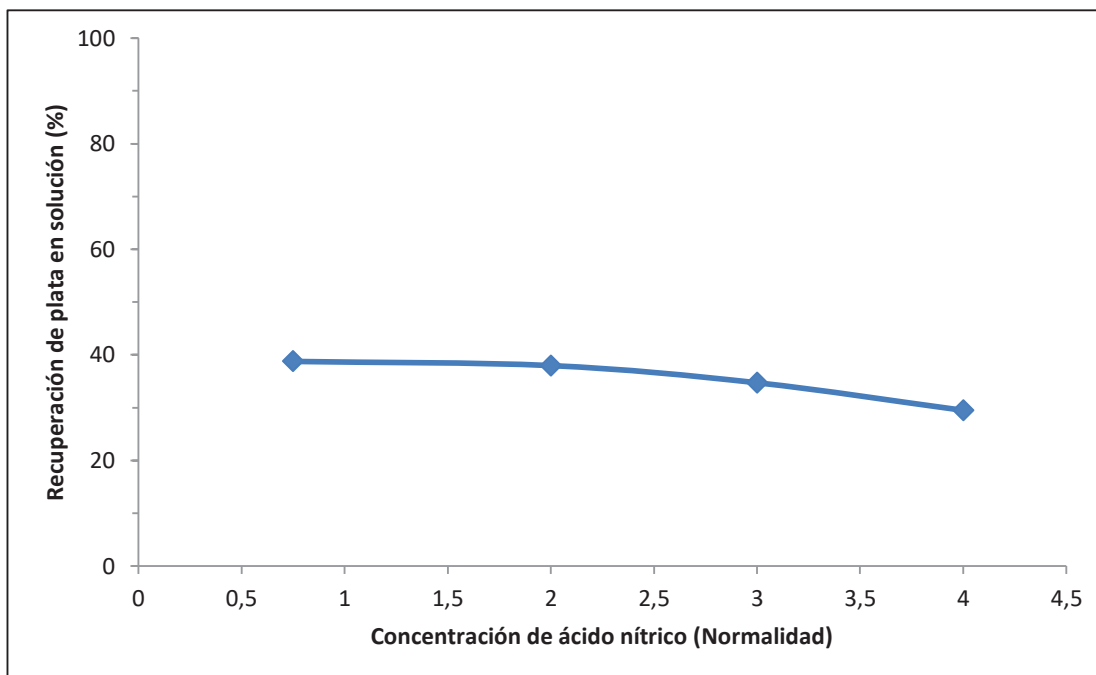


Figura 3.4. Influencia de la concentración del agente oxidante en la recuperación de plata en los ensayos de oxidación con ácido nítrico de concentración 4 N, 3 N, 2 N y 0,75 N, tiempo de oxidación de 2 h, d_{80} del mineral de $92\mu\text{m}$ y una relación solido-líquido 1:3.

Tal como se muestra en la Figura 3.4, los mayores valores de recuperación se dan para las soluciones de ácido nítrico, con concentraciones de 0,75 y 2 N se presentan valores de 38,8 y 37,9 % de recuperación de plata respectivamente.

Para realizar una comparación con los mejores resultados obtenidos, es necesario considerar las condiciones que favorecieron la recuperación de oro ya que este es metal principal de interés. En la Figura 3.4 se observa que para las concentraciones 3 y 4 N se tiene 34,7 y 29,5 % respectivamente.

Si se analiza tanto la recuperación de oro como de plata, resulta que para una concentración 3 N de ácido nítrico se obtienen condiciones que favorecen la recuperación de oro y plata debido a que en el caso del primero el valor obtenido es uno de los más altos, mientras que en el caso de la plata el porcentaje de recuperación no dista significativamente de los mejores resultados, por lo que se tomará esta concentración como la mejor para las siguientes pruebas.

3.2.3 INFLUENCIA DEL TIEMPO DE OXIDACIÓN EN EL PROCESO DE RECUPERACIÓN DEL ORO PRESENTE EN UN MINERAL SULFURADO AURÍFERO REFRACTARIO AL EMPLEAR ÁCIDO NÍTRICO COMO AGENTE OXIDANTE

Una vez establecido que al trabajar con una concentración de ácido 3 N, se obtienen condiciones favorables tanto para la recuperación de oro como de plata, se procede a analizar la influencia del tiempo de oxidación en el porcentaje de recuperación. En la Figura 3.5 se expone la variación de la recuperación de oro en solución con respecto al tiempo de oxidación.

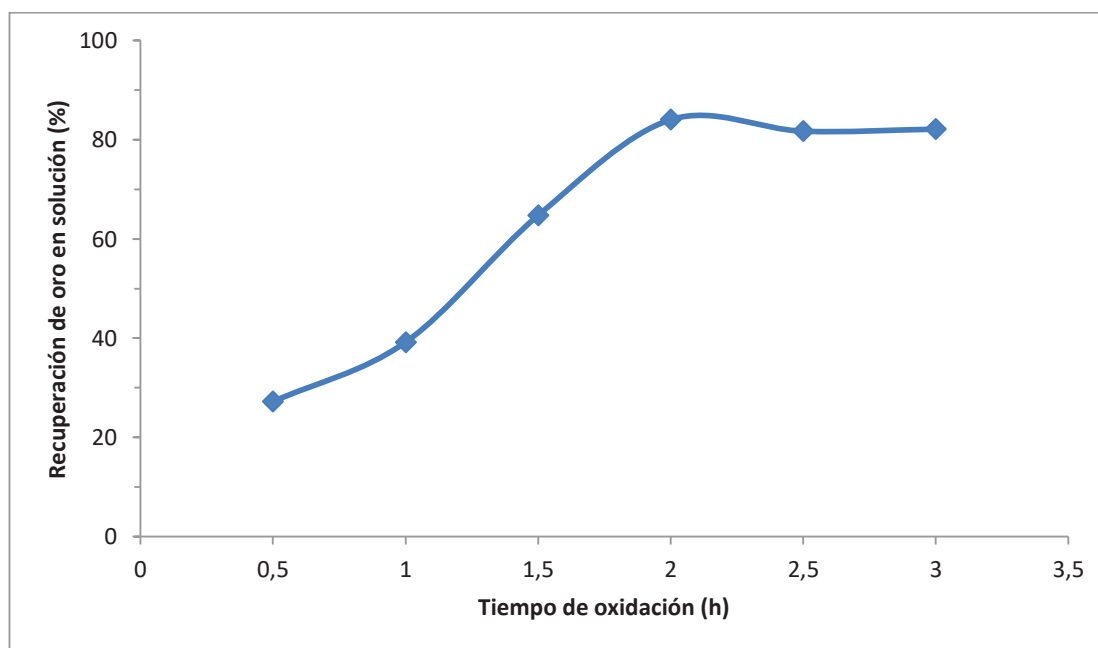


Figura 3.5. Influencia del tiempo de oxidación en la recuperación de oro, al trabajar con ácido nítrico de concentración 3 N, tiempos de oxidación de 0,5; 1; 1,5; 2; 2,5; 3 h, d_{80} del mineral de $92\mu\text{m}$ y una relación solido-líquido 1:3.

La recuperación de oro mejora conforme se incrementa el tiempo de oxidación, este comportamiento se mantiene hasta llegar a un tiempo de 2 h cuando los valores de recuperación dejan de incrementarse y se mantienen por encima del 80%. Considerando que los valores de recuperación son de 27,2; 39,2; 64,7; 81,6; 81,7 y 82,1 % para tiempos de 0,5; 1; 1,5; 2; 2,5 y 3 horas de proceso oxidativo. Por lo

tanto, a partir de las 2 horas de proceso, el incremento en el tiempo de oxidación no logra mejorar el porcentaje de recuperación, por lo que se considera a este tiempo como el idóneo para la recuperación de oro.

A continuación, se presenta la Figura 3.6, en la que se expone la variación de la recuperación de plata en solución con respecto al tiempo de oxidación.

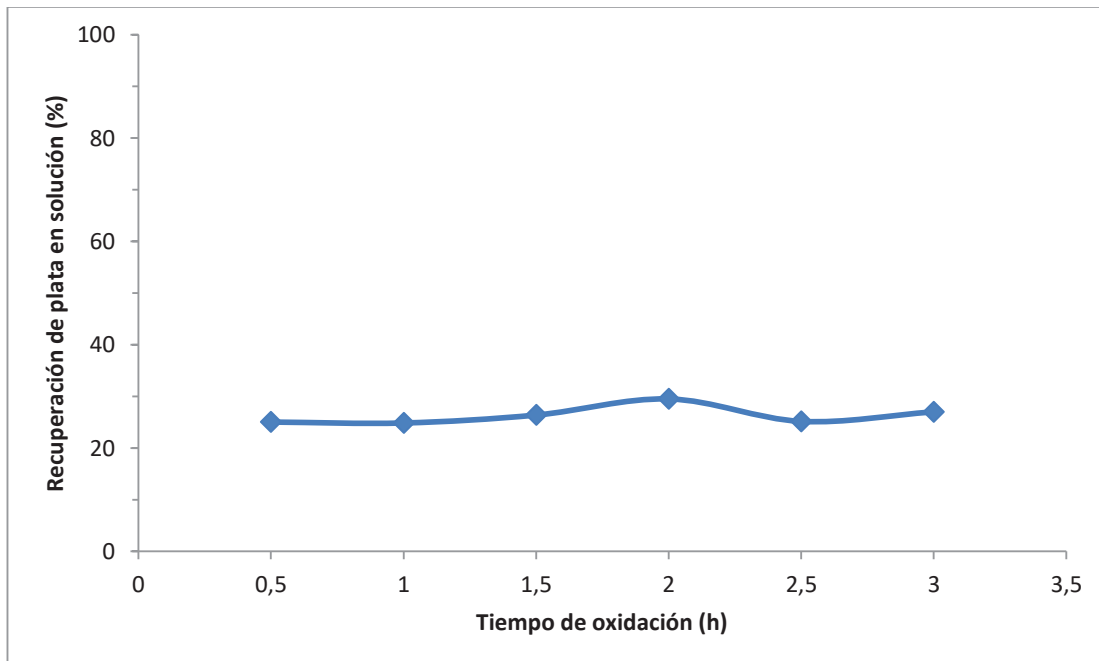


Figura 3.6. Influencia del tiempo de oxidación en la recuperación de plata, al trabajar con ácido nítrico de concentración 3 N, tiempos de oxidación de 0,5; 1; 1,5; 2; 2,5; 3 h, d_{80} del mineral de $92\mu\text{m}$ y una relación solido-líquido 1:3.

Al observar la Figura 3.6, se denota que el incremento en el tiempo no afecta significativamente a los valores de recuperación de plata. Teniendo el mayor valor de recuperación al tiempo de 2 horas con un 29,5 %, por ende, se considera como criterio de selección del mejor tiempo de oxidación a la recuperación de oro, ya que es en este elemento donde se denota mayormente el efecto de la variación del tiempo de oxidación.

Al trabajar con ácido nítrico las condiciones que mejores porcentajes de recuperación de oro nos dan son las que

se exponen en la Tabla 3.5.

Con estas condiciones se logra luego de aplicar el proceso de cianuración descrito en la Tabla 2.2 de la sección anterior; una recuperación del 80,4 % y 29,5 % de oro y plata respectivamente.

Tabla 3.5. Condiciones que permiten obtener los mejores resultados en la recuperación de oro en un mineral sulfurado aurífero refractario al trabajar con ácido nítrico.

Agente oxidante	HNO ₃
Tamaño de partícula (µm)	92
Concentración (N)	3
Tiempo de oxidación (h)	2

3.3 INFLUENCIA DE LA OXIDACIÓN CON PERÓXIDO DE HIDRÓGENO EN LA RECUPERACIÓN DE ORO

3.3.1 INFLUENCIA DE LA CONCENTRACIÓN DE PERÓXIDO DE HIDRÓGENO EN EL PROCESO DE RECUPERACIÓN DE ORO PRESENTE EN UN MINERAL SULFURADO AURÍFERO REFRACTARIO

Para el trabajo con peróxido de hidrógeno se inició evaluando la influencia de la concentración de este agente. Cabe señalar que para estos ensayos no se consideró al tamaño de partícula como factor determinante debido a los resultados arrojados al evaluar este factor cuando se trabaja con ácido nítrico.

En la Figura 3.7 se muestran los resultados de recuperación al realizar oxidaciones con este agente al trabajar a pH<2 para un tiempo de 1,5 h y con un tamaño de partícula de 92 µm.

Es así que, al trabajar con peróxido de hidrógeno, la concentración de este agente no repercute significativamente en el porcentaje de recuperación de oro. Se

obtuvieron recuperaciones de 25,6; 25,5; 21,5; 20,7 y 17,9 % al trabajar con concentraciones del 50, 30, 20, 10 y 5 % respectivamente.

Los resultados obtenidos al trabajar con 50 y 30 % de H₂O₂ difieren en 0,1 %. Por lo tanto al considerar la parte económica se elige la concentración de 30 % ya que se consume una cantidad menor de reactivos.

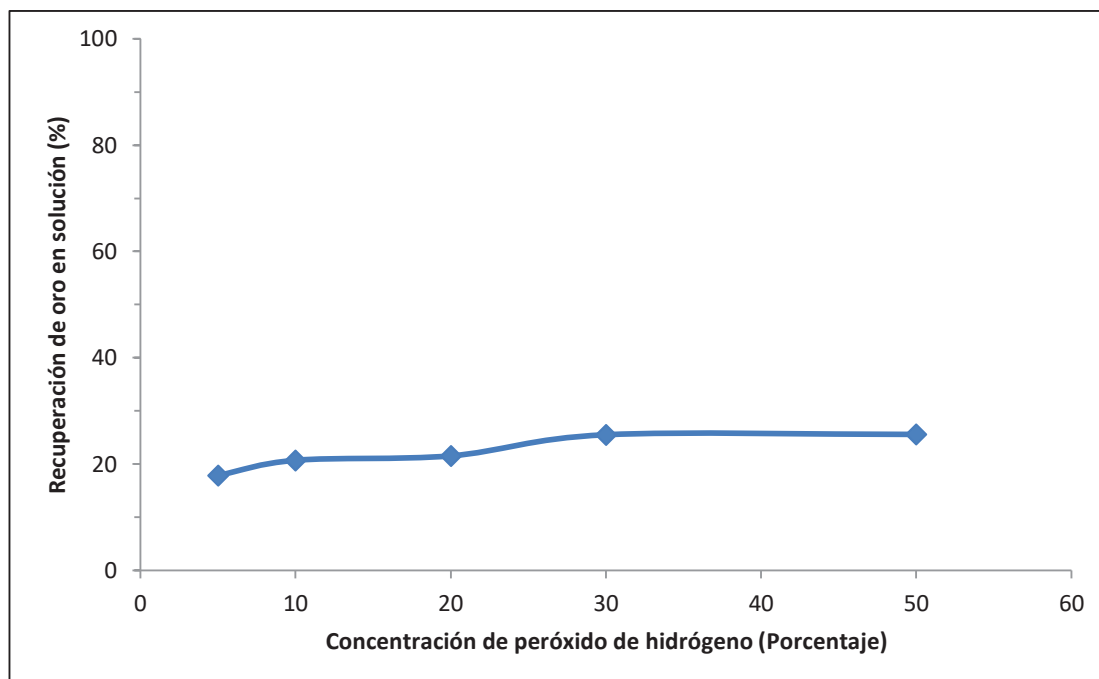


Figura 3.7. Influencia de la concentración del agente oxidante en la recuperación de oro en los ensayos de oxidación con peróxido de hidrógeno al 50%, 30%, 20% 10% y 5% en volumen de concentración, tiempo de oxidación de 1,5 h, d_{80} del mineral de 92 μ m y una relación sólido-líquido 1:2.

Al analizar el caso de la plata, se tiene un comportamiento similar al del oro ya que las recuperaciones de este metal a las diferentes concentraciones no varían significativamente entre sí. En la Figura 3.8 podemos observar este comportamiento.

Si se compara los resultados obtenidos en la recuperación de plata al emplear ácido nítrico con los obtenidos con el peróxido de hidrógeno, se denota que para el último agente los valores de recuperación son menores. Es así que, se tiene el 18,4; 17,6; 16,9 y 12,5 % para concentraciones del 50, 30, 20, 10 y 5 % en volumen

respectivamente.

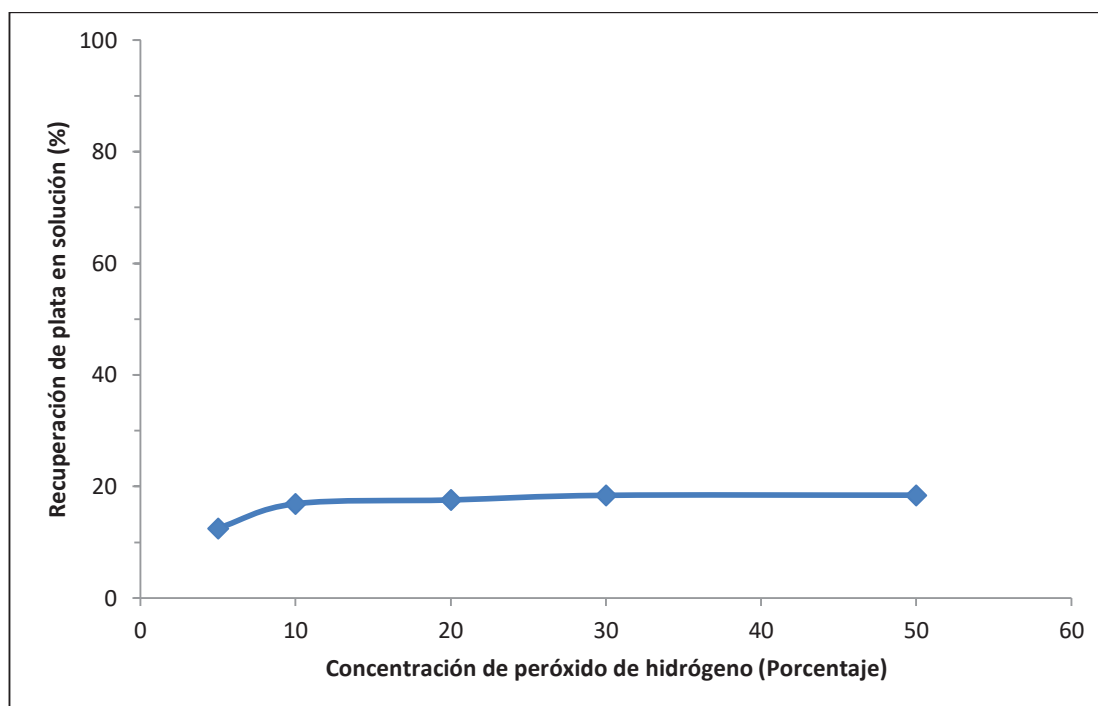


Figura 3.8. Influencia de la concentración del agente oxidante en la recuperación de plata en los ensayos de oxidación con peróxido de hidrógeno al 50%, 30%, 20%, 10% y 5% en volumen de concentración, tiempo de oxidación de 1,5 h, d_{80} del mineral de $92\mu\text{m}$ y una relación sólido-líquido 1:2.

Para este metal al igual que para el oro las mayores recuperaciones se dan al trabajar al 50 y 30 %; por lo que se considera que la concentración a la que se debe trabajar con este agente es 30 % en volumen ya que genera uno de los mayores valores de recuperación en los metales de interés.

Adicional a esto, es necesario señalar que parte del oro y plata presentes en el mineral fueron disueltos por el peróxido de hidrógeno por lo que los porcentajes de recuperación empleados para la realización de las Figuras 3.7 y 3.8 consideran la cantidad de oro presente en la solución del proceso de oxidación y las soluciones fuertes y de lavado procedentes de la cianuración.

A continuación, en la Tabla 3.6 y Tabla 3.7 se muestra la cantidad de oro y plata disueltos en la solución oxidante y el porcentaje que representa del total de oro

presente en el mineral.

Tabla 3.6. Oro disuelto en la solución del proceso de oxidación de un mineral sulfurado aurífero refractario.

Concentración (%)	Oro disuelto (mg)	% disuelto en la solución
50	0,209	7,1
30	0,188	6,0
20	0,198	6,2
10	0,213	7,3
5	0,207	6,5

En la Tabla 3.6, la cantidad de oro que se disuelve durante el proceso oxidativo está en un rango del 6,0 a 7,3 %; y considerando que la mayor recuperación de oro que se obtuvo fue del 25,5 % se puede concluir que alrededor del 30 % del total de oro disuelto se encuentra en la solución del proceso de oxidación.

Tabla 3.7. Plata disuelta en la solución del proceso de oxidación de un mineral sulfurado aurífero refractario.

Concentración (%)	Plata disuelta (mg)	% disuelto en la solución
50	0,0061	0,12
30	0,0072	0,14
20	0,0080	0,17
10	0,0073	0,15
5	0,0058	0,11

En el caso de la plata los porcentajes que se pierden durante la oxidación son menores que en el caso del oro. Considerando que los valores de plata que disuelve en la solución oxidante no supera el 0,2 % del total, se puede omitir el efecto de la disolución de plata en el proceso de oxidación y enfocarse únicamente en el comportamiento del oro.

La disolución de oro en el proceso de oxidación genera que se dificulte el tratamiento de las soluciones de oxidación y cianuración porque presentan diferentes propiedades. De aquí nace la necesidad de realizar procesos de acondicionamiento para equipar estas propiedades y poder someter estas soluciones a los posteriores procesos para la obtención de producto final.

Estos procesos adicionales no solo implican una complicación en el diseño del proceso total, sino que también se incrementan los gastos económicos, pues se requiere la adición de agente que permitan regular propiedades como el pH o la necesidad de incrementar la cantidad de equipos en planta.

3.3.2 INFLUENCIA DEL TIEMPO DE OXIDACIÓN EN EL PROCESO DE RECUPERACIÓN DE ORO PRESENTE EN UN MINERAL SULFURADO AURÍFERO REFRACTARIO AL EMPLEAR PERÓXIDO DE HIDRÓGENO COMO AGENTE OXIDANTE

Una vez analizada la influencia de la concentración de peróxido de hidrógeno en el proceso oxidativo para la recuperación de oro previo a la cianuración, es necesario establecer cuan representativa es la influencia del tiempo de oxidación dentro de todo el proceso.

En las Figuras 3.9 y 3.10 se muestran los esquemas de la recuperación de oro y plata respectivamente, frente al tiempo de oxidación. Hay que señalar que estas pruebas se efectuaron empleando una solución de peróxido de hidrógeno al 30 % y las pruebas se realizaron para tiempos de 0,25; 0,50; 0,75 y 1,5 horas.

En la Figura 3.9 se observa que la recuperación de oro frente al tiempo de oxidación presenta una tendencia creciente muy marcada entre los tiempos de 0,25 y 0,75 horas. A partir de las 0,75 horas la recuperación tiende a un comportamiento constante que se mantiene hasta las 1,5 horas que fue el último tiempo de análisis.

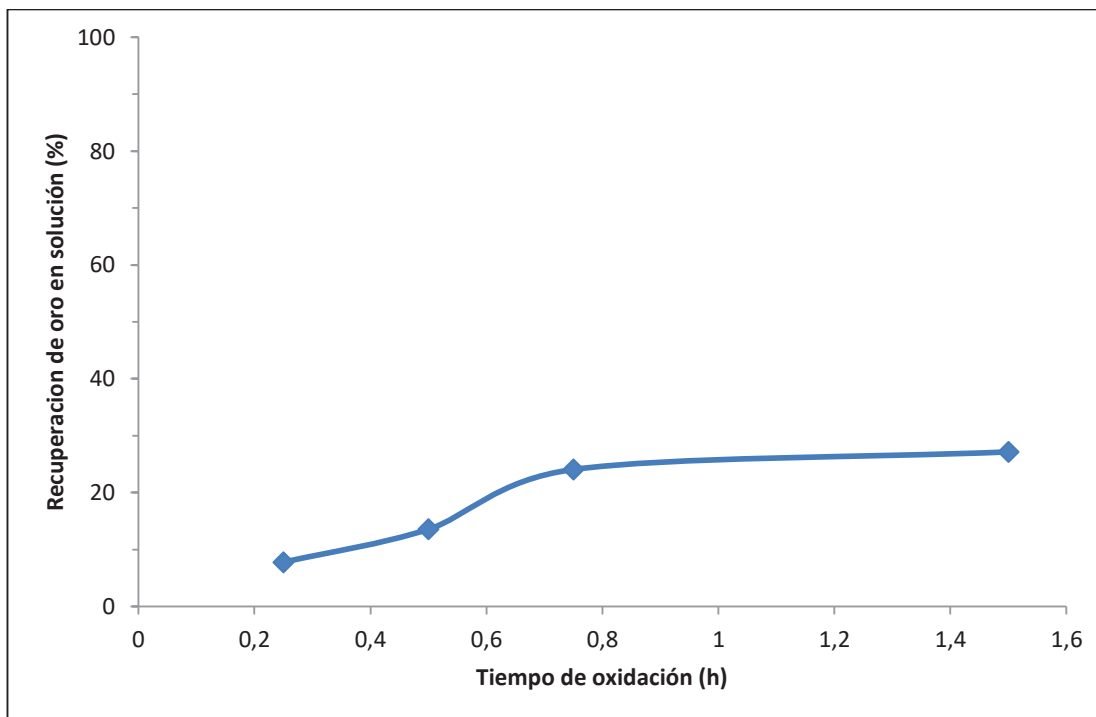


Figura 3.9. Influencia del tiempo de oxidación en la recuperación de oro, al trabajar con peróxido de hidrógeno con una concentración del 30% en volumen, tiempos de oxidación de 0,25; 0,5; 0,75 y 1,5 h, d_{80} del mineral de $92\mu\text{m}$ y una relación solido-líquido 1:2.

Por ende, se considerarán como puntos de análisis los resultados obtenidos a las 0,75 y 1,5 horas ya que es este periodo de tiempo la recuperación de oro no sufre variaciones significativas; es así como se tienen recuperaciones de 24,1 y 27,2 % respectivamente para los tiempos antes mencionado. Como se puede notar la diferencia entre estos porcentajes es del 3,1 %, es por esto por lo que se considerará a las 0,75 horas como el tiempo de lixiviación debido a que la diferencia que se tiene con el mejor resultado no es significativa. Adicionalmente, el trabajar por 1,5 horas implica duplicar el tiempo antes recomendado, esto genera a su vez el doble de consumo energético en los equipos y por ende el doble de gastos en energía.

En el caso de la plata, se observa en la Figura 3.10 que esta presenta un comportamiento similar al del oro, aunque en los primeros tiempos hasta las 0,75 horas el incremento de la recuperación no es tan marcada, pero a partir de este tiempo se presenta un comportamiento constante en la recuperación de plata.

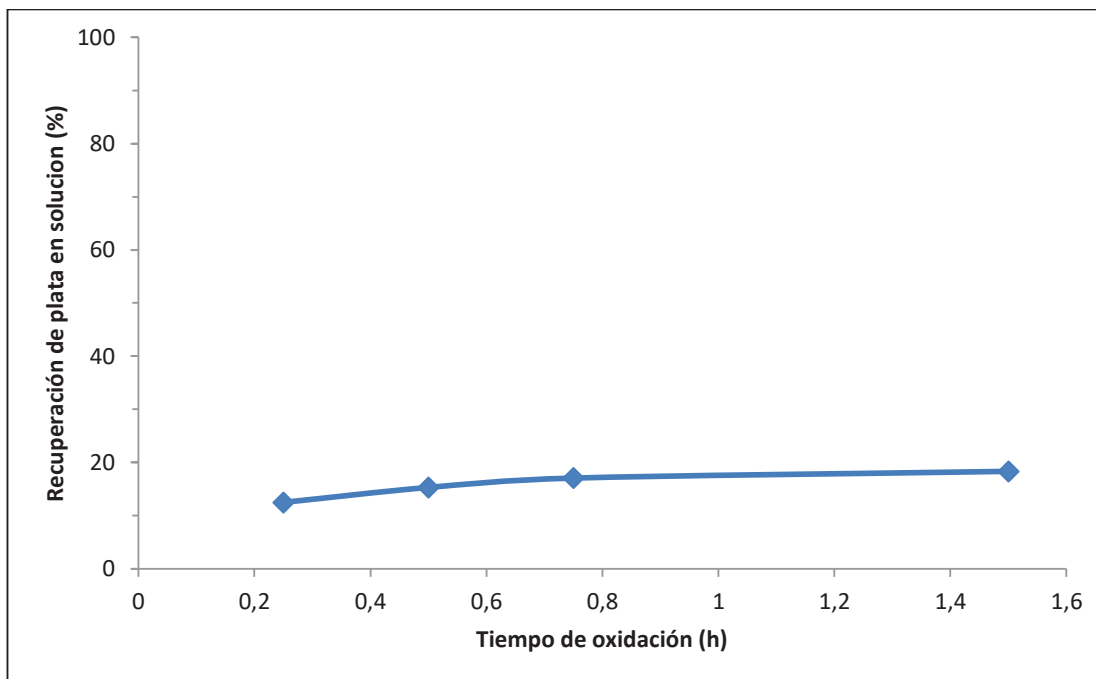


Figura 3.10. Influencia del tiempo de oxidación en la recuperación de plata, al trabajar con peróxido de hidrógeno con una concentración del 30% en volumen, tiempos de oxidación de 0,25; 0,5; 0,75 y 1,5 h, d_{80} del mineral de $92\mu\text{m}$ y una relación solido-líquido 1:2.

Tal como en el caso del oro, para la plata se tomará como intervalo de análisis el comprendido entre las 0,75 y 1,5 horas donde se tiene recuperaciones del 17,1 y 18,3 % respectivamente; teniendo una diferencia del 1,2 % entre estas dos recuperaciones. En términos concretos el mejor resultado se da a las 1,5 horas pero por lo expuesto en el caso de la recuperación del oro y al observar que el incremento de tiempo a partir de las 0,75 horas no genera cambios significativos en la recuperación de plata, se considera a las 0,75 horas como la mejor opción para la oxidación del mineral sulfurado aurífero refractario al emplear peróxido de hidrógeno como agente oxidante.

3.4 INFLUENCIA DE LA OXIDACIÓN CON OZONO EN LA RECUPERACIÓN DE ORO

Para la evaluación del proceso de oxidación de un mineral sulfurado aurífero

refractario empleando ozono como agente oxidante, se trabajó en todas las pruebas con un caudal de $1,9 \frac{\text{gO}_3}{\text{h}}$.

3.4.1 INFLUENCIA DEL TIEMPO DE OXIDACIÓN EN EL PROCESO DE RECUPERACIÓN DE ORO PRESENTE EN UN MINERAL SULFURADO AURÍFERO REFRACTARIO AL EMPLEAR OZONO COMO AGENTE OXIDANTE

En el caso del ozono, se analizó la influencia del tiempo residencia del mineral en el reactor durante el burbujeo de ozono para que se dé el proceso de oxidación.

Al analizar la recuperación de oro al realizar oxidaciones con ozono, se observa en la Figura 3.11 que a diferencia de lo expuesto por Salinas et al. al señalar que con la aplicación de este proceso oxidativo se obtienen recuperaciones mayores al 50 % no se cumple.

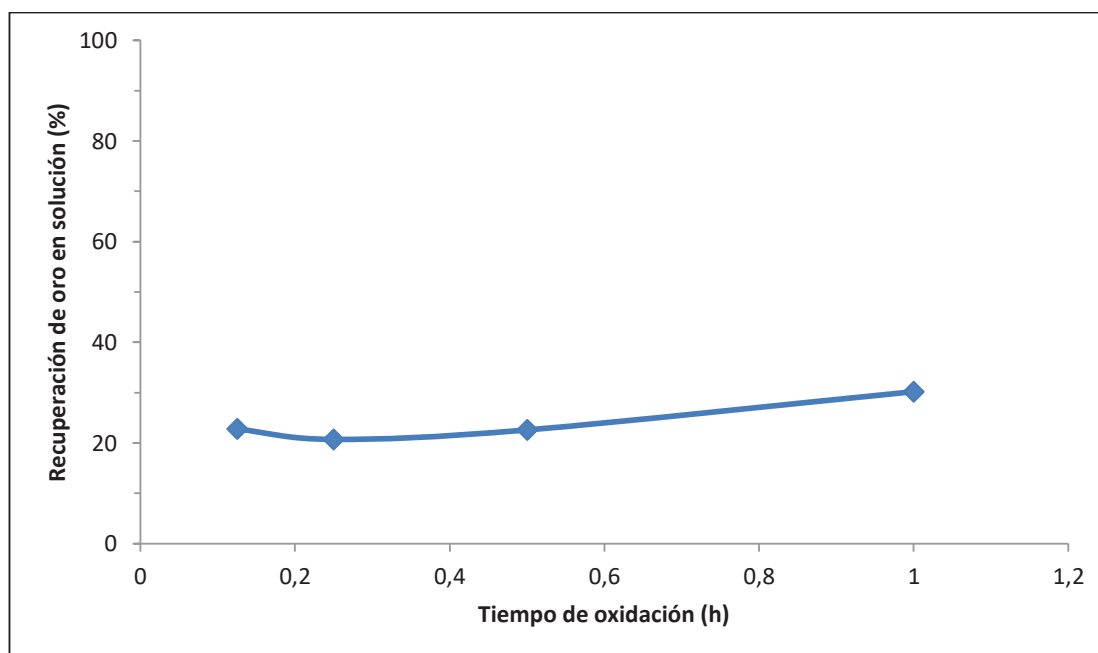


Figura 3.11. Influencia del tiempo de oxidación en la recuperación de oro, al trabajar con ozono, tiempos de oxidación de 0,125; 0,25; 0,5 y 1 h, d_{80} del mineral de $92\mu\text{m}$, una relación solido-líquido 1:1 y $1,9 \text{ gO}_3/\text{h}$.

Es así que los porcentajes de recuperación de oro no superan el 30 %, teniendo 22,8; 20,7; 22,6 y 30,2 % para tiempos de 0,125; 0,25; 0,5 y 1 hora de proceso respectivamente

La baja recuperación puede deberse a la dificultad que presenta la estructura del reactor para la aceptación de un sistema de agitación eficiente. Este sistema es necesario debido a que por la alta densidad del mineral (5 g/mL), este tiende a decantarse en el fondo del reactor, impidiendo de esta forma tener el contacto suficiente entre el mineral y la fase acuosa donde el ozono se halla disuelto. Por esto se considera que en este ensayo el mejor resultado obtenido fue al aplicar el proceso oxidativo por 1 hora. Cabe mencionar que para tener una idea más clara se analizara el comportamiento mostrado por la plata en este ensayo.

En la Figura 3.12, se observa la recuperación de plata en el proceso de oxidación con ozono previo a la cianuración.

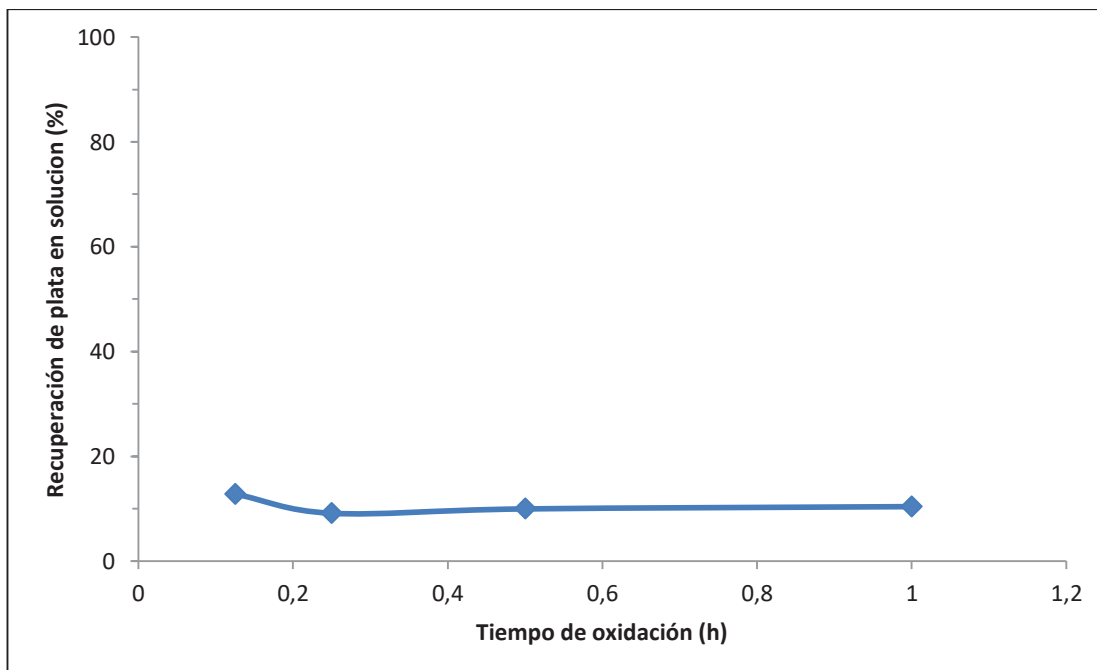


Figura 3.12. Influencia del tiempo de oxidación en la recuperación de plata, al trabajar con ozono, tiempos de oxidación de 0,125; 0,25; 0,5 y 1 h, d_{80} del mineral de $92\mu\text{m}$, una relación solido-líquido 1:11 y $9\text{ gO}_3/\text{h}$.

Se observa que la cianuración depende del tiempo, ya que se obtuvieron recuperaciones de plata del 12,8; 9,1; 9,9 y 10,4 % para tiempos de 0,125; 0,25; 0,5 y 1 horas. Por esto se puede considerar que la recuperación llega a ser constante con el tiempo, teniendo un valor que ronda el 10 %.

En este ensayo la recuperación de oro es el factor determinante para establecer el mejor tiempo para el proceso oxidativo, esto debido a que la recuperación de plata no presenta dependencia alguna con el tiempo de oxidación, es así que se considera al tiempo de 1 hora como el mejor para este ensayo.

Adicional a esto, se observa que tanto para el oro como para la plata al tiempo 0,125 h se tiene un mayor valor de recuperación que para el tiempo siguiente 0,25 h, esto puede ser ocasionado por la dificultad que presenta el sistema para ser agitado debido a las restricciones del reactor empleado y a la alta densidad que presenta el mineral; pues a medida que transcurría el tiempo se dificultaba el contacto entre el mineral y el ozono burbujeado en el sistema.

3.4.2 INFLUENCIA DE LA APLICACIÓN DE UN PROCESO DE SATURACIÓN PREVIO A LA OXIDACIÓN EN EL PROCESO DE RECUPERACIÓN DE ORO PRESENTE EN UN MINERAL SULFURADO AURÍFERO REFRACTARIO AL EMPLEAR OZONO COMO AGENTE OXIDANTE

Una vez analizado el efecto del tiempo de oxidación en la recuperación tanto de oro como de plata, se evalúa el efecto de realizar un proceso previo de burbujeo para garantizar la saturación de la solución con ozono. Este se realizó por 0,5 horas trabajando al mismo caudal que el ensayo anterior.

Al observar la Figura 3.13 se denota que con la aplicación del proceso previo de saturación se logra mejorar la recuperación de oro luego de la oxidación; sin embargo, no se logra llegar a los valores expuestos en la revisión bibliográfica, ya que para ningún tiempo las recuperaciones de oro superan el 50 %.

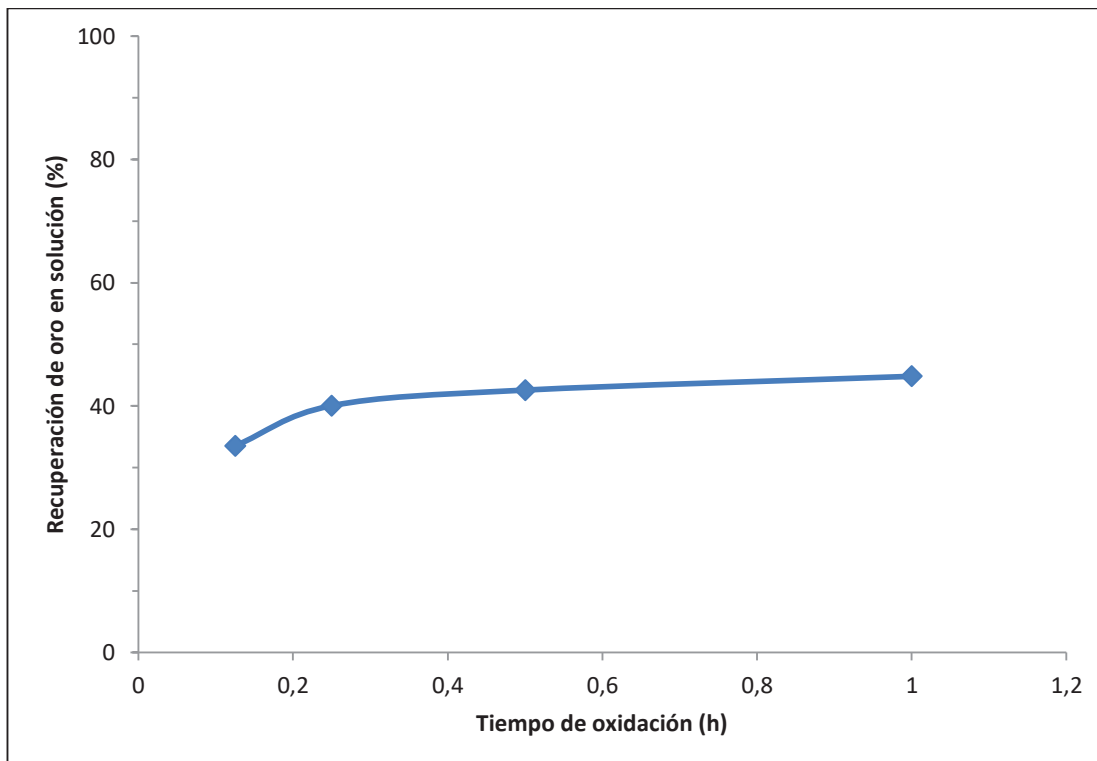


Figura 3.13. Influencia del tiempo de oxidación en la recuperación de oro, al trabajar con ozono con una saturación previa de 0,5 h, tiempos de oxidación de 0,125; 0,25; 0,5 y 1 h, d_{80} del mineral de $92\mu\text{m}$, una relación solido-líquido 1:1 y $1,9 \text{ gO}_3/\text{h}$.

Esa así que se presentan recuperaciones de oro del 33,5; 40,0; 42,6 y 44,8m% para tiempos de oxidación de 0,125; 0,25; 0,5 y 1 hora respectivamente.

Al igual que en el ensayo anterior (sin saturación previa), el mejor resultado se obtiene al oxidar al mineral por un tiempo de 1 hora y aplicando una saturación previa de 0,5 horas por burbujeo de ozono en la solución.

Finalmente, al analizar la recuperación de plata se denota que al igual que en el ensayo de oxidación sin saturación previa, los porcentajes obtenidos para los diferentes tiempos no varían significativamente entre sí y están cercanos a un valor del 8%, esto se halla expuesto en la Figura 3.14 ubicada a continuación.

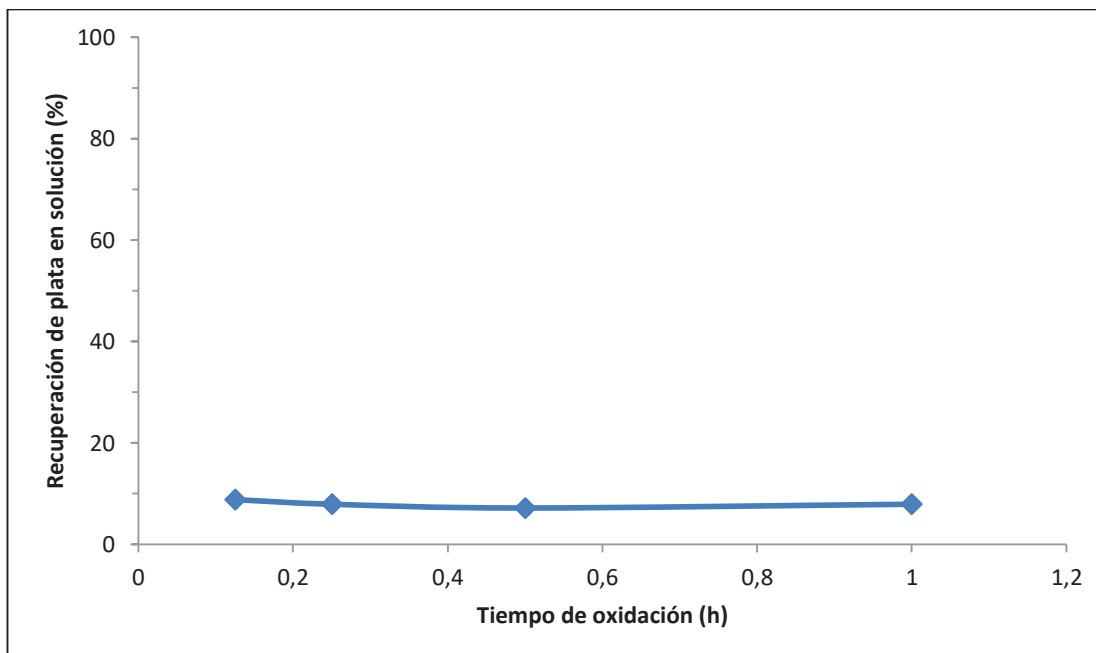


Figura 3.14. Influencia del tiempo de oxidación en la recuperación de plata, al trabajar con ozono con una saturación previa de 0,5 h, tiempos de oxidación de 0,125; 0,25; 0,5 y 1 h, d_{80} del mineral de $92\mu\text{m}$, una relación solido-líquido 1:1 y $1,9\text{ gO}_3/\text{h}$.

Es así como se tiene 8,8; 7,9; 7,2 y 7,9 % de recuperación de plata para tiempos de oxidación de 0,125; 0,25; 0,5 y 1 horas respectivamente. Nuevamente, para las oxidaciones con ozono la recuperación de plata no es afectada significativamente al variar el tiempo de oxidación.

De manera general y tomando como base únicamente los resultados obtenidos para la recuperación de oro, se establece como mejores condiciones para la oxidación con ozono la aplicación de una saturación previa de 0,5 horas, 1 hora de oxidación, mineral con tamaño de partícula $92\mu\text{m}$, una relación líquido-sólido de 1:1 y un flujo de ozono de $1,9\text{ g/h}$.

Finalmente, se compararán los resultados obtenidos entre las pruebas de oxidación empleando ozono sin y con saturación previa.

En la figura 3.5 se muestra una comparación de los porcentajes de recuperación de oro entre los procesos sin saturación previa y con saturación previa.

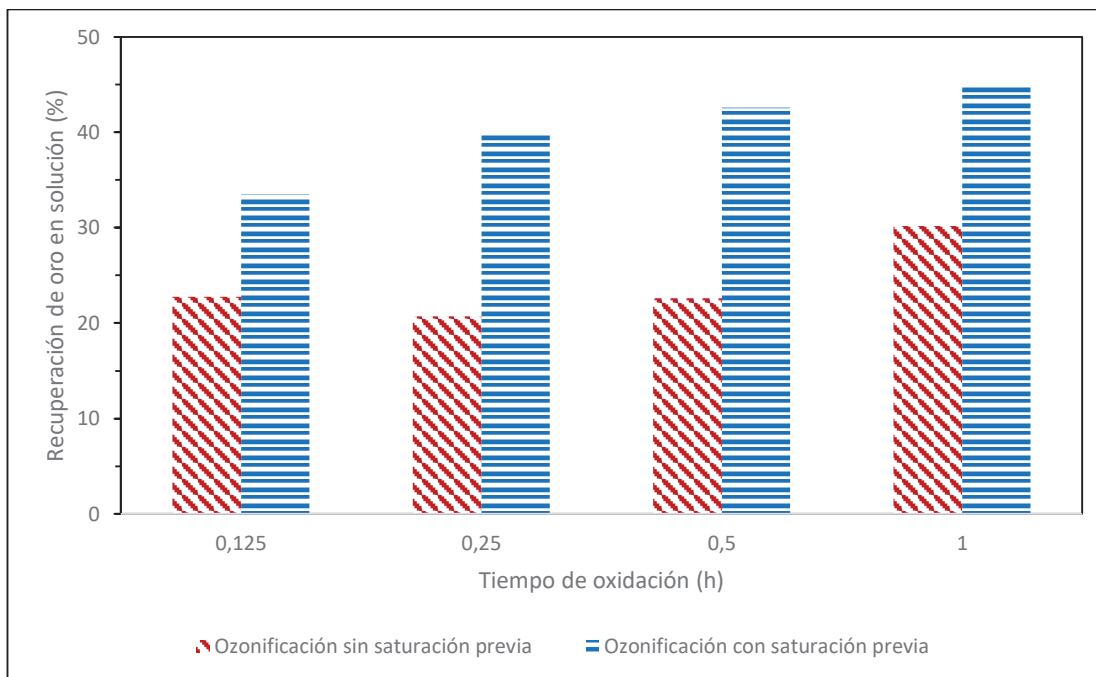


Figura 3.15. Comparación de la recuperación de oro entre un proceso sin saturación y uno con saturación previa para tiempos de oxidación con ozono de 0,125; 0,25; 0,5 y 1 hora.

Se observa claramente que para todos los tiempos de análisis se tiene mejores recuperaciones cuando se aplica el proceso de saturación previa. Es así que se tiene diferencias de 10,7; 19,3; 19,9 y 14,6 % para tiempos de oxidación de 0,125; 0,25; 0,5 y 1 horas respectivamente, esto nos da un promedio de 16,2 % de mayor recuperación de oro cuando se aplica saturación previa.

En el caso de la plata, también es necesario establecer que efectos genera la aplicación de un proceso de saturación previa. En la Figura 3.16 se expone una comparación de la recuperación de plata entre procesos sin saturación y procesos con saturación previa.

En la plata se tiene un comportamiento contrario al que se observa en el oro, ya que al aplicar el proceso de saturación previa disminuye el porcentaje de recuperación de plata a cuando no se aplica este proceso. Para tener una idea más clara, los porcentajes de disminución son 3,9; 1,2; 2,8 y 2,5 % para tiempos de oxidación de 0,125; 0,25; 0,5 y 1 horas respectivamente, esto nos da un promedio

de disminución en la recuperación de plata del 2,6 % cuando se aplica saturación previa.

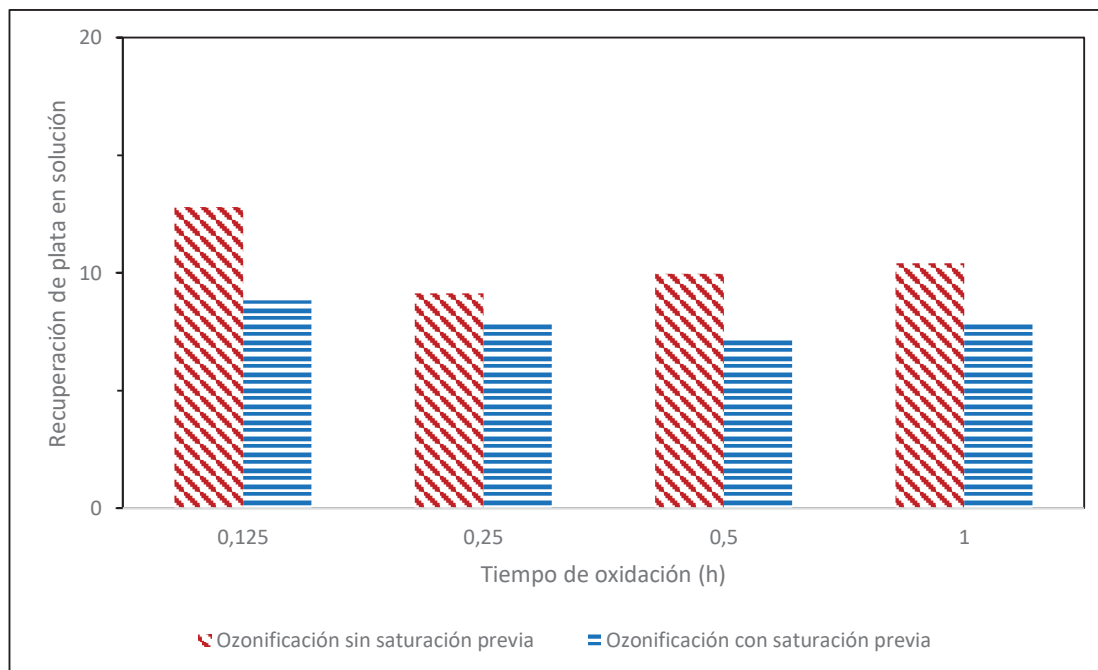


Figura 3.16. Comparación de la recuperación de plata entre un proceso sin saturación y uno con saturación previa para tiempos de oxidación con ozono de 0,125; 0,25; 0,5 y 1 hora.

A pesar de que el proceso de saturación previa afectó a la recuperación de plata, este proceso sigue siendo el mejor entre los dos analizados ya que la pérdida que se tiene de plata es insignificante comparada con el beneficio que se obtiene en la recuperación de oro.

3.5 ANÁLISIS MINERALÓGICO DE LOS RELAVES GENERADOS EN LOS PROCESOS DE OXIDACIÓN CON HNO_3 , H_2O_2 Y O_3

En la Tabla 3.8. se expone los resultados de la caracterización mineralógica realizada mediante análisis por difracción de rayos X (DRX), aplicada a las muestras oxidadas con los diferentes agentes oxidantes trabajando a las mejores

condiciones, las cuales fueron establecidas anteriormente.

Tabla 3.8. Caracterización mineralógica del mineral sulfurado aurífero refractario oxidado con HNO_3 , H_2O_2 y O_3 .

Grupo	Mineral	Fórmula	Agente oxidante		
			HNO_3	H_2O_2	O_3
Silicatos	Cuarzo	SiO_2	44	20	54
Minerales de comportamiento arcilloso	Caolinita	$\text{Al}_2(\text{Si}_2\text{O}_5)(\text{OH})_4$	1	6	3
	Merwinita	$\text{Ca}_3\text{Mg}(\text{SiO}_4)_2$	1	1	1
	Polihalita	$\text{K}_2\text{Ca}_2\text{Mg}(\text{SO}_4)_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$	1	-	1
	Gypsum	$\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$	1	13	1
	Calcita	CaCO_3	1	1	1
Sulfuros y arseniuros	Pirita	FeS_2	35	39	20
	Arsenopirita	FeAsS	15	20	18
	Calcopirita	CuFeS_2	1	-	1
		Total	100%	100%	100%

En la Tabla 3.8 se observa que, luego de las oxidaciones el mineral sigue manteniendo su carácter de sulfurado, ya que en todos los casos se tiene la presencia de especies sulfuradas. Una característica que se tuvo es que en orden de recuperación de oro el HNO_3 fue el que mejor resultado arrojó seguido del O_3 y finalmente el H_2O_2 . Esta acotación se la hace debido a que si se revisan los porcentajes de arsenopirita para cada una de las muestras, aquella tratada con HNO_3 presenta el menor valor mientras que para el H_2O_2 se presentó el mayor valor. Esto nos da el indicio de que el principal mineral que generaba la refractariedad fue la arsenopirita y mientras mayor sea la eliminación de este mayor es la recuperación de oro.

También se observa que al emplear peróxido de hidrógeno se genera una cantidad considerable de gypsum (13 %), esto generarse debido al empleo de ácido nítrico

como agente regulador de pH para las oxidaciones realizadas con este agente.

3.6 DISEÑO DEL DIAGRAMA DE FLUJO DEL PROCESO DE OXIDACIÓN DE UN MINERAL SULFURADO AURÍFERO REFRACTARIO EN MEDIO ACUOSO PARA INCREMENTAR LA DISOLUCIÓN DE ORO EN EL PROCESO DE CIANURACIÓN

Se consideró una alimentación de 1 tonelada diaria de mineral sulfurado aurífero refractario proveniente del sector minero San Gerardo. Considerando esto se realizó el dimensionamiento de equipos, balances de masa y energía, diseño del diagrama de bloques (BFD) y de flujo (PFD) del proceso.

Por último una evaluación de la pre-factibilidad económica aplicando un flujo de fondos para un tiempo de vida del proyecto de 10 años.

3.6.1 DESCRIPCIÓN DEL PROCESO

El mineral ingresa a la planta de producción y es almacenado en un silo con una capacidad de almacenamiento de 50 toneladas, diariamente es procesada 1 tonelada de mineral sulfurado aurífero refractario el cual sufre una oxidación con HNO_3 3 N para posteriormente ser cianurado, cementado con polvo de zinc y fundido. Para finalmente obtener oro y plata como productos finales, estos metales serán los generadores de ingresos en el proceso productivo.

3.6.1.1 Diagrama de bloques del proceso – BFD

En la Figura 3.17. se expone el diagrama de bloques para el proceso de oxidación de un mineral sulfurado aurífero refractario en medio acuoso para incrementar la disolución de oro en el proceso de cianuración.

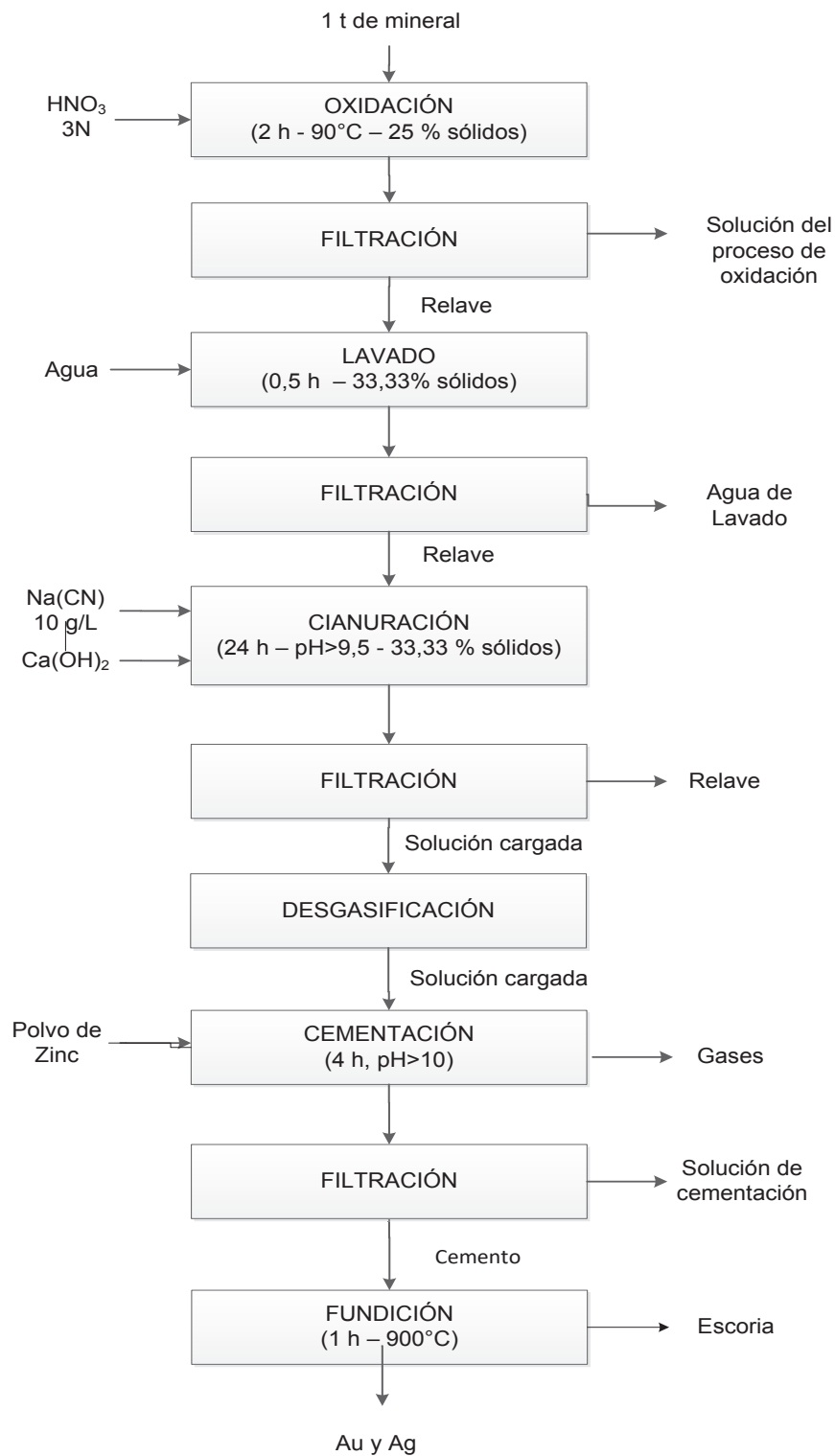


Figura 3.17. Diagrama de bloques del proceso para la oxidación de un mineral sulfurado aurífero refractario en medio acuoso para incrementar la disolución de oro en el proceso de cianuración

3.6.2 CONDICIONES DE OPERACIÓN

Para establecer las condiciones de operación se consideraron los resultados obtenidos para los tres agentes oxidantes (HNO_3 , H_2O_2 y O_3) y se evaluó que proceso generó los mejores resultados a nivel laboratorio.

Estos datos se exponen a continuación desde la Tabla 3.9 hasta la Tabla 3.13

En la Tabla 3.9 se muestran las condiciones para el proceso de oxidación.

Tabla 3.9. Condiciones de operación para la oxidación del mineral sulfurado aurífero refractario.

Agente oxidante	HNO_3
Concentración (N)	3
Tiempo (h)	2
Temperatura (°C)	90
% sólidos	25
Tamaño de partícula (μm)	92
pH	<2
Agitación	Mecánica

En la Tabla 3.10 se muestran las condiciones para el proceso de lavado.

Tabla 3.10. Condiciones de operación para el proceso de lavado

Agente para lavado	Agua
Tiempo (h)	0,5
Temperatura (°C)	18
% sólidos	33,33
Tamaño de partícula (μm)	92
Agitación	Mecánica

En la Tabla 3.11 se muestran las condiciones para el proceso de cianuración.

Tabla 3.11. Condiciones de operación para el proceso de cianuración

Agente cianurante	NaCN
Concentración (g/L)	10
Agente regulador de pH	Ca(OH) ₂
Tiempo (h)	24
Temperatura (°C)	18
% sólidos	33,33
Tamaño de partícula (µm)	92
pH	>9,5
Agitación	Mecánica

Tabla 3.12. Condiciones de operación para el proceso de desgasificación

Caudal de operación (m³/h)	10
Tiempo (h)	3
Temperatura (°C)	18
Presión (bar)	0,5
Concentración de gases (mg/L)	0,02

Tabla 3.13. Condiciones de operación para el proceso de cementación

Agente	Polvo de zinc
Concentración (g/g Au+Ag)	30
Tiempo (h)	4
Temperatura (°C)	18
pH	>11
Agitación	Mecánica

Tabla 3.14. Condiciones de operación para el proceso de fundición

Temperatura (°C)	1000
Tiempo de fundición (h)	1

3.6.3 BALANCES DE MASA

Para la realizar el balance de masa se considera una alimentación de mineral sulfurado aurífero refractario igual a 1 t/día.

3.6.3.1 Balance de masa global

En el balance global de masa de la planta se estableció dos flujos másicos, uno por día y otro por mes. En la Tabla 3.15 y 3.16 se muestran los flujos de entrada y el producto principal del proceso respectivamente.

En la Tabla 3.15 se muestran los flujos de entrada del proceso.

Tabla 3.15. Flujos de entrada del proceso para incrementar la disolución de oro en el proceso de cianuración

9

Entrada	Flujo (kg/día)	Flujo (kg/mes)
Mineral sulfurado aurífero refractario	1 000	30 000,00
Ácido nítrico	1 597,5	47 925,00
Hidróxido de calcio	70,91	2 127,30
Agua	4 947,96	148 438,80
Cianuro de sodio	17,72	531,6
Polvo de zinc	2,52	75,6

En la Tabla 3.16 se muestran los productos del proceso.

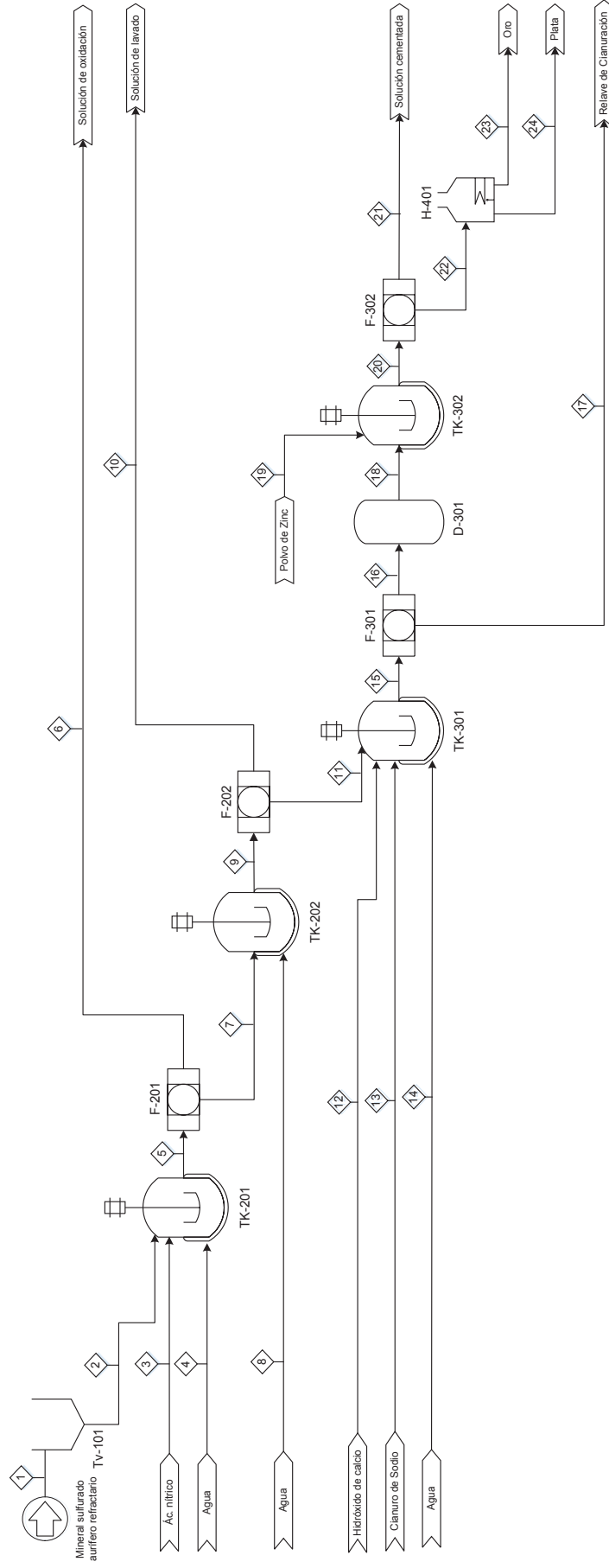
Tabla 3.16. Productos del proceso de recuperación de oro y plata

Producto	Flujo (kg/día)	Flujo (kg/mes)
Oro	56	1 680
Plata	38	1140

3.6.3.2 Diagrama de flujo del proceso – PFD

El PFD (diagrama de flujo) del proceso para la oxidación de un mineral sulfurado aurífero refractario en medio acuoso para incrementar la disolución de oro en el proceso de cianuración se muestra en la Figura 3.18.

Tv-101 Tolva de alimentación	TK-201 Tanques de Oxidación	F-201 Filtro prensa	TK-202 Tanques de Lavado	F-202 Filtro prensa	TK-301 Tanques de Cianuración	D-301 Desgasificador	F-301 Filtro prensa	TK-302 Tanque de Cementación	F-302 Filtro prensa	H-401 Horno de fundición
L: 4,900 m A: 1,500 m H: 1,000 m Potencia: 1 kW	D: 1,3 m H: 1,95 m Potencia: 0,64 kW Rev: 60	L: 4,385 m A: 1,700 m H: 1,700 m Potencia: 2,2 kW	D: 1,16 m H: 1,74 m Potencia: 0,25 kW Rev: 60	L: 4,130 m A: 1,450 m H: 1,530 m Potencia: 2,2 kW	D: 2,32 m H: 3,48 m Potencia: 7,57 kW Rev: 100	D: 0,85 m H: 1,40 m Potencia: 1,5 kW	L: 6,810 m A: 2,100 m H: 2,100 m Potencia: 4 kW	D: 2,73 m H: 4,09 m Potencia: 8,13 kW Rev: 60	L: 1,470 m A: 1,170 m H: 1,370 m Potencia: 4 kW	L: 1,82 m A: 1,52 m H: 1,62 m Potencia: 90 kW



ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL	
Facultad de Ingeniería Química y Agroindustria	
Estudio de la oxidación de un mineral sulfurado aurífero refractario en medio acuoso para incrementar la disolución de oro en el proceso de cianuración	
Línea de producción	
Elaborado por:	Eduardo Lenin Pacheco Pacheco
Fecha de elaboración:	10 de abril de 2017

Figura 3.18. Diagrama de flujo del proceso de oxidación de un mineral sulfurado aurífero refractario en medio acuoso para incrementar la disolución de oro en el proceso de cianuración.

Tabla 3.17. Corrientes mostradas en el diagrama PFD del proceso para incrementar la disolución de oro. (Continuación...)

Numero de corriente	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24
Estado	Sólido	Pulpa	Líquido	Sólido	Líquido	Sólido	Pulpa	Líquido	Sólido	Sólido	Sólido
Presión (atm)	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Temperatura (°C)	20	20	20	20	20	20	20	20	20	900	900
Flujo másico (kg/día)	1772,73	2747,59	1861,444	886,149	1861,444	2,52	1863,964	1861,37	2,604	0,051	0,033
Flujo másico de los componentes (kg/día)											
Mineral sulfurado aurífero refractario	-	886,23	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Cobre	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Hierro	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Plomo	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Zinc	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Ácido nítrico	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Cianuro de sodio	-	17,72	17,72	-	17,72	-	17,72	17,72	-	-	-
Carbonato de calcio	-	70,91	70,91	-	70,91	-	70,91	70,91	-	-	-
Agua	1772,73	1772,73	1772,73	-	1772,73	-	1772,73	1772,73	-	-	-
Polvos de zinc	-	-	-	-	-	2,52	2,52	-	2,52	-	-
Oro	-	-	0,051	-	0,051	-	0,051	-	0,051	0,051	-
Plata	-	-	0,033	-	0,033	-	0,033	-	0,033	-	0,033
Relave	-	-	-	886,149	-	-	-	-	-	-	-

3.6.4 SELECCIÓN DE EQUIPOS

3.6.4.1 Características de la tolva de alimentación

En el proceso es necesario tener un punto donde se ubique la materia prima previo a su empleo en el proceso productivo, en la Tabla 3.18 se muestran las características de este equipo.

Tabla 3.18. Características la tolva de almacenamiento

Capacidad (t)	3,5
Capacidad de descarga (t/h)	15 – 25
Longitud (m)	4,990
Ancho (m)	1,500
Altura (m)	1,000
Potencia (kW)	1,00

3.6.4.2 Características de los tanques con agitación mecánica

Para todos los procesos de oxidación, lavado y cianuración se diseñaron tanques con agitación mecánica. Todos estos tanques han sido diseñados en acero AISI 304 debido a que en varios procesos es necesario mantener condiciones bajo los procesos de corrosión debido parámetros como la acidez y temperatura.

A continuación, en las Tablas 3.19 a 3.26 se muestran las características de estos tanques y sus respectivos sistemas de agitación, es necesario señalar que los tanques de cianuración y cementación se dimensionaron bajo la premisa de que este proceso se realizará cada 10 días, esto con el fin de abaratar costos debido al alto consumo energético que presenta este equipo.

En la Tabla 3.19 se muestran las características de diseño del tanque de oxidación.

Tabla 3.19. Características del tanque de oxidación

Masa de la pulpa (kg/día)	4000
Presión (psi)	3,91
Material	Acero AISI 304
Eficiencia de soldadura	0,85
Resistencia de diseño (psi)	23 937,82
Diámetro del tanque (m)	1,3
Altura del tanque (m)	1,95
Espesor (mm)	7
Tipo de tapa	Toriesférica
Altura de la tapa (m)	0,27
Altura de la solución (m)	1,44
Cantidad de deflectores	4
Ancho del deflector (m)	0,13
Volumen del tanque (m³)	2,78
Sobredimensionamiento (%)	50
Tanques	1

Tabla 3.20. Características del impulsor del tanque de oxidación

Tipo de impulsor	Hélice o pala
Diámetro del impulsor (m)	0,52
Altura del impulsor (m)	0,52
Potencia (kW)	0,6428

Debido a que la reacción de oxidación es exotérmica, el tanque para este proceso presenta un sobredimensionamiento del 50 %.

En la Tabla 3.21 se muestran las características de diseño del tanque de lavado posterior a la oxidación.

Tabla 3.21. Características del tanque de lavado

Masa de la pulpa (kg/día)	2658,96
Presión (psi)	2,27
Material	Acero AISI 304
Eficiencia de soldadura	0,85
Resistencia de diseño (psi)	23 937,82
Diámetro del tanque (m)	1,16
Altura del tanque (m)	1,74
Espesor (mm)	7
Tipo de tapa	Toriesférica
Altura de la tapa (m)	0,24
Altura de la solución (m)	1,22
Cantidad de deflectores	4
Ancho del deflector (m)	0,116
Volumen del tanque (m³)	1,953
Sobredimensionamiento (%)	30
Tanques	1

Tabla 3.22. Características del impulsor del tanque de lavado

Tipo de impulsor	Hélice o pala
Diámetro del impulsor (m)	0,464
Altura del impulsor (m)	0,464
Potencia (kW)	0,2581

El tanque para este proceso presenta un sobredimensionamiento del 30 %.

En la Tabla 3.23 se muestran las características de diseño del tanque de cianuración.

Tabla 3.23. Características del tanque de cianuración

Masa de la pulpa (kg/mes)	26 589,6
Presión (psi)	4,94
Material	Acero AISI 304
Eficiencia de soldadura	0,85
Resistencia de diseño (psi)	23 937,82
Diámetro del tanque (m)	2,32
Altura del tanque (m)	3,48
Espesor (mm)	7
Altura de la solución (m)	2,92
Cantidad de deflectores	4
Ancho del deflector (m)	0,232
Volumen del tanque (m³)	12,41
Sobredimensionamiento (%)	30
Tanques	1

Tabla 3.24. Características del impulsor del tanque de cianuración

Tipo de impulsor	Hélice o pala
Diámetro del impulsor (m)	0,928
Altura del impulsor (m)	0,928
Potencia (kW)	7,57

El tanque para este proceso presenta un sobredimensionamiento del 30 %.

En la Tabla 3.25 se muestran las características de diseño del tanque de lavado posterior a la cianuración.

Tabla 3.25. Características del tanque de cementación

Masa de la pulpa (kg/mes)	18 454,94
Presión (psi)	5,81
Material	Acero AISI 304
Eficiencia de soldadura	0,85
Resistencia de diseño (psi)	23 937,82
Diámetro del tanque (m)	2,73
Altura del tanque (m)	4,09
Espesor (mm)	7
Tipo de tapa	Toriesférica
Altura de la tapa (m)	0,55
Altura de la solución (m)	3,42
Cantidad de deflectores	4
Ancho del deflector (m)	0,273
Volumen del tanque (m³)	25,66
Sobredimensionamiento (%)	30
Tanques	1

Tabla 3.26. Características del impulsor del tanque de cementación

Tipo de impulsor	Hélice o pala
Diámetro del impulsor (m)	1,09
Altura del impulsor (m)	1,09
Potencia (kW)	8,13
Potencia (kW)	4

El tanque para este proceso presenta un sobredimensionamiento del 30 %.

3.6.4.3 Características de los filtros prensas

Se diseñaron cuatro filtros prensa, uno por cada operación de oxidación, lavado, cianuración y cementación. A continuación, se muestran las características de cada uno de estos equipos en las Tablas 3.27 a 3.30.

Tabla 3.27. Características del filtro prensa empleado luego del proceso de oxidación

Capacidad (L/mes)	51 900
Longitud (m)	4,385
Ancho (m)	1,700
Altura (m)	1,700
Potencia (kW)	2,2

Tabla 3.28. Características del filtro prensa empleado luego del proceso de lavado

Capacidad (L/mes)	34 200
Longitud (m)	4,130
Ancho (m)	1,450
Altura (m)	1,530
Potencia (kW)	2,2

Tabla 3.29. Características del filtro prensa empleado luego del proceso de cianuración

Capacidad (L/mes)	1773
Longitud (m)	6,810
Ancho (m)	2,100
Altura (m)	2,100
Potencia (kW)	3

Tabla 3.30. Características del filtro prensa empleado luego del proceso de cementación.

Capacidad (L/mes)	18,48
Longitud (m)	1,470

Tabla 3.30. Características del filtro prensa empleado luego del proceso de cementación (continuación).

Ancho (m)	1,170
Altura (m)	1,370
Potencia (kW)	4

3.6.4.4 Características del desgasificador

Se seleccionó un equipo de desgasificación, cuyas características se presentan a continuación en la Tabla 3.31.

Tabla 3.31. Características del equipo de desgasificación

Capacidad (L/mes)	1773
Diámetro (m)	0,850
Altura (m)	1,400
Potencia (kW)	1,5

3.6.4.5 Características del horno de fundición

Se seleccionó un horno para el proceso de fundición, las características de este se presentan a continuación en la Tabla 3.32.

Tabla 3.32. Características del horno de fundición

Longitud (m)	1,020
Ancho (m)	1,330
Potencia (kW)	90

3.6.5 BALANCE DE ENERGÍA

Para establecer el balance energético del proceso de recuperación de oro de un mineral sulfurado aurífero refractario se consideró la potencia empleada por cada uno de los equipos existente en la planta y el tiempo de operación de los mismos durante un mes de producción. En la Tabla 3.33 se muestran las potencias y tiempos de operación establecidos para cada equipo con base en la capacidad de los mismos.

Tabla 3.33. Balance de energía

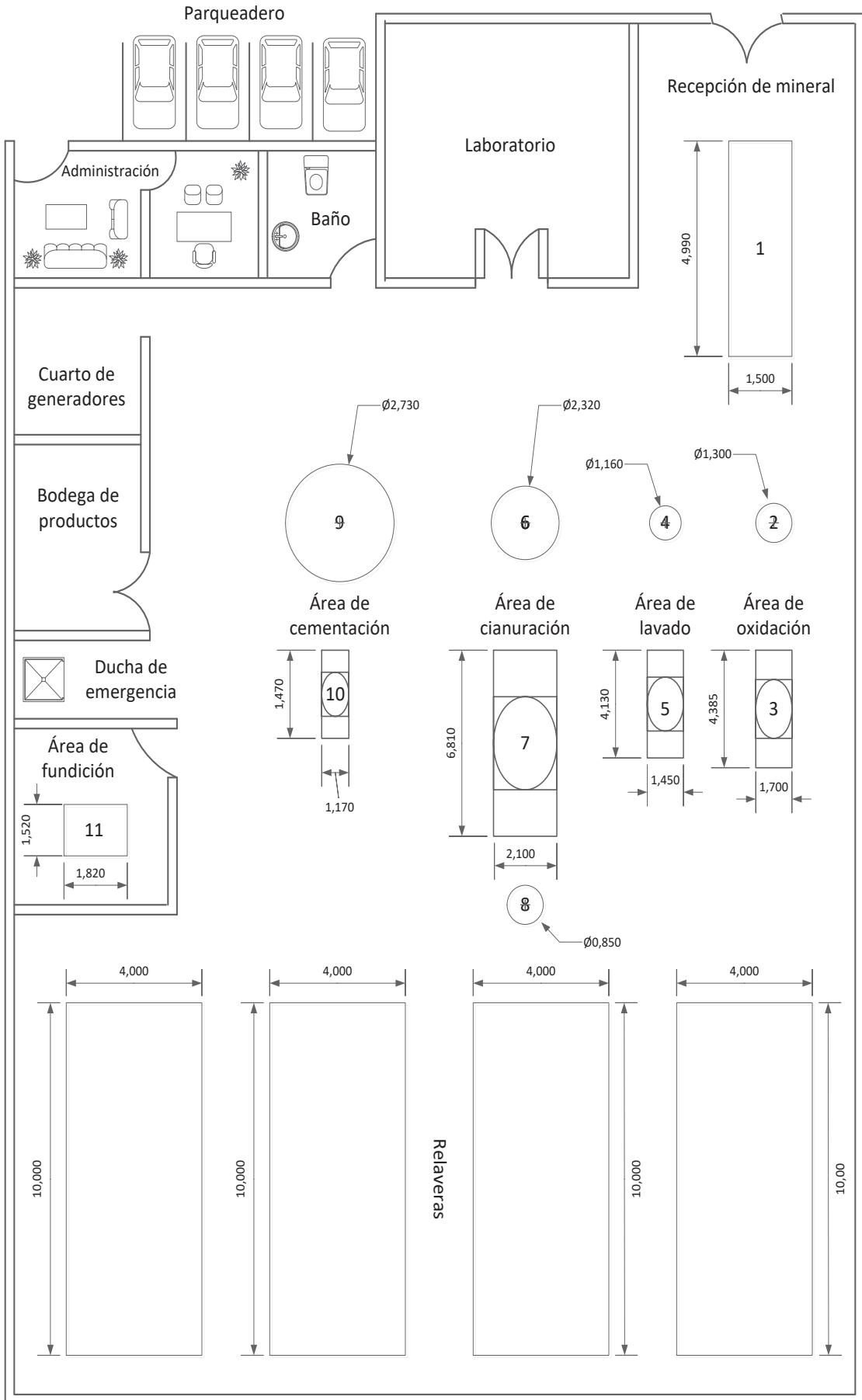
Equipo	Potencia (kW)	Nº	Tiempo de operación (h/mes)	Consumo energético (kWh/mes)
Tolva de almacenamiento	1	1	30	30,00
Tanque de oxidación	0,65	1	60	39,00
Filtro prensa (oxidación y lavado)	2,20	2	60	264,00
Tanque de lavado	0,26	1	15	3,90
Tanque de cianuración	4	1	15	60,00
Tanque de cementación	8,13	1	12	97,56
Filtro prensa (cianuración)	4,00	1	5	20,00
Filtro prensa (cementación)	3,00	1	5	15,00
Desgasificador	1,50	1	9	13,50
Horno de fundición	21,00	1	6	126,00
Consumo energético total				668,96

3.6.6 DIAGRAMA LAYOUT

La planta donde se llevará a cabo el proceso de recuperación de oro a partir de un mineral sulfurado aurífero refractario se encuentra distribuida en 8 áreas: parqueadero, área administrativa, laboratorio, recepción de mineral, oxidación y

lavado, cianuración y cementación, fundición, bodega y relaveras. La distribución de cada equipo en la planta se muestra en la Figura 3.19.

Figura 3.19. Diagrama Layout de la Planta para la oxidación de un mineral sulfurado aurífero refractario en medio acuoso para incrementar la disolución de oro en el proceso de cianuración



3.7 ANÁLISIS DE PREFACTIBILIDAD ECONÓMICA

Culminados los balances de masa, balances de energía y dimensionados los equipos que se emplearán en el proceso para la recuperación de oro de un mineral sulfurado aurífero refractario; se efectuó un análisis de prefactibilidad económica tomando como base los resultados obtenidos en los análisis antes mencionados.

Para establecer la prefactibilidad económica se usó como indicadores económicos al valor actual neto (VAN), tasa interna de retorno (TIR), tiempo de recuperación de la inversión y relación costo-beneficio. Además, para la elaboración del flujo financiero se estableció el costo de materia prima, insumos, equipos, energía, fuerza de trabajo, inmuebles y el precio de los productos obtenidos.

3.7.1 INVERSIÓN

Para establecer este rubro se consideró la adquisición de insumos, equipos, inmuebles. Todo esto se expone en las Tablas 3.34, a 3.37.

En la Tabla 3.34 se presenta el costo y la cantidad de reactivos y la materia prima empleados en el proceso.

Tabla 3.34. Reactivos requeridos para arrancar la planta

Reactivo	Cantidad (t/mes)	Precio* (USD/t)	Costo Total (USD)
Ácido nítrico (68 %)	47,925	224,00	10 735,20
Cianuro de sodio	0,531	0,20	0,11
Carbonato de calcio	2,268	99,79	226,32
Polvo de Zinc	0,226	1 600,00	461,60
Mineral sulfurado aurífero refractario	30,00	675,00	20 250,00
Total			31 673,23

(*Sigma Aldrich)

Tabla 3.35. Equipos requeridos

Equipo	Nº	Precio (USD/unidad)	Costo Total (USD)
Tolva de almacenamiento	1	2 500	2 500
Tanque de oxidación	1	3 000	3 000
Filtro prensa	4	12 000	48 000
Tanque de lavado	1	3 000	3 000
Tanque de cianuración	1	3 500	3 500
Tanque de cementación	1	3 500	3 500
Desgasificador	1	10 000	10 000
Horno de fundición	1	18 000	18 000
Total			91 500

Debido a que el proyecto considera la creación de la planta, es necesario tomar en cuenta los rubros que implican la constitución y registro de la misma. Estos se exponen en la Tabla 3.36

Tabla 3.36. Servicios de constitución y registros.

Servicio	Costo (USD)
Gasto de constitución	250
Inscripción del nombre	85
Registro de contribuyentes	20
Garantía	1 000
Permisos municipales	300
Total	1 655

En la Tabla 3.37 se expone el monto total de inversión que se requiere para arrancar la planta para la recuperación de oro a partir de un mineral sulfurado aurífero refractario.

Tabla 3.37. Monto total de inversión

Servicio	Costo (USD)
Reactivos	31 673,23
Equipos	91 500,00
Terreno	100 000,00
Obra civil	25 000,00
Activos diferidos	1 655,00
Total	249 828,23

3.7.2 COSTOS VARIABLES

Dentro del rubro de costos variables se considera los gastos que corresponden a servicios industriales, en este caso se considera el consumo eléctrico obtenido en el balance energético y agua del balance de masa para el proceso. Para esto se consideró un costo de USD 0,50/m³ y USD 0,13/kWh para el gasto de agua y energía eléctrica. Estos gastos se detallan en la Tabla 3.38 para un periodo de un año productivo.

Tabla 3.38. Costos variables de los servicios industriales

Servicio	Consumo anual	Costo (USD/m³) ó (USD/kWh)	Costo total (USD/año)
Agua (m ³)	1 781,27	0,50	890,63
Energía eléctrica (kWh)	8 027,52	0,13	1 043,57
Total			1 934,20

Considerando que los servicios industriales fueron calculados para un año de proceso, en la Tabla 3.39 se considera el costo de reactivos y materia prima mientras que en la Tabla 3.40 se hallan los costos variables ambos para un periodo de un año.

Tabla 3.39. Costos de los reactivos y materia prima

Reactivo/Materia prima	Consumo (t/año)	Costo (USD/t)	Costo total (USD/año)
Ácido nítrico (68 %)	575,10	224,00	128 822,40
Cianuro de sodio	6,37	0,20	1,27
Carbonato de calcio	27,21	99,79	2 715,28
Polvo de Zinc	2,71	1 600,00	4 336,00
Mineral sulfurado aurífero refractario	360	675,00	243 000,00
Total			378 874,95

Tabla 3.40. Costos variables totales

	Costo total (USD/año)
Servicios industriales	1 934,20
Insumos	378 873,81
Total	380 808,01

3.7.3 COSTOS FIJOS

Los costos fijos implican los valores que toda empresa debe cancelar a sus trabajadores, estos costos son independientes de la productividad que se presente. Dentro de estos rubros se tienen los gastos administrativos, mantenimiento, salarios del personal incluyendo los beneficios de ley y seguros.

La descripción detallada del personal incluyendo salarios y beneficios de ley se exponen en la Tabla 3.41, mientras que los costos de mantenimiento y gastos administrativos se detallan en la Tabla 3.42.

Tabla 3.41. Costos de salarios del personal administrativo y de planta

Cargo	N°	Sueldo	Aporte IESS	Fondos de reserva	Décimo tercero	Décimo cuarto	Costo Total
		(\$/mes)			(\$/año)		
Gerente de Producción	1	1500,00	167,25	124,95	1500,00	375,00	23381,40
Tecnólogo de mantenimiento	1	750,00	83,63	62,48	750,00	375,00	11878,20
Administrador	1	800,00	89,20	66,64	800,00	375,00	12645,08
Secretaria	1	375,00	41,81	31,24	375,00	375,00	6126,60
Operarios	3	375,00	41,81	31,24	375,00	375,00	18379,80
Guardias	3	375,00	41,81	31,24	375,00	375,00	18379,80
Chofer	1	400,00	44,60	33,32	400,00	375,00	6510,04
Total anual							97300,92

Tabla 3.42. Costos fijos totales de la planta

	Costo total (USD/año)
Salarios	97 300,92
Mantenimiento	2 800,00
Gastos administrativos	1 400,00
Total	101 500,92

3.7.4 DEPRECIACIÓN

Debido a que los equipos e inmuebles pierden su valor actual neto, se consideran las depreciaciones que sufren cada uno de ellos. Se consideró una depreciación correspondiente a 10 y 25 años respectivamente. Este análisis también permite establecer el costo límite al cual deben ser vendidos o actualizados la maquinaria y equipos de la planta.

Se debe señalar que tanto para equipos industriales como para edificaciones se considera que la depreciación se da de manera lineal conforme transcurre el

tiempo, estos valores se exponen en la Tabla 3.43 que se halla a continuación.

Tabla 3.43. Depreciación lineal de equipos e instalaciones de la planta

Activo	Valor (USD)	Tiempo de depreciación (años)	Depreciación (USD/año)
Equipos industriales	91 500,00	10	9 150,00
Edificación	25 000,00	25	1 000,00
Total			10 150,00

3.7.5 INGRESOS

Los ingresos se calculan considerando la cantidad de oro y plata obtenidos al finalizar el proceso productivo, para esto se consideran los precios actuales que presentan estos dos metales en el mercado.

Estos valores se exponen en la Tabla 3.44 considerando un periodo de tiempo de un año.

Tabla 3.44. Ingresos de las ventas de los productos finales

Producto	Cantidad (kg/año)	Costo (USD/kg)	Ingreso total (USD/año)
Oro	18,36	41 162,68	755 746,80
Plata	11,88	584,66	6 945,76
Ingreso total anual			762 692,56

Además de los valores generados por la venta de los productos principales del proceso, se considera los valores residuales que presentan tanto equipos como instalaciones luego del tiempo de vida dado al proyecto.

Estos valores se encuentran expuestos en la Tabla 3.45.

Tabla 3.45. Valor de desecho correspondiente a los equipos e instalaciones de la planta al culminar el tiempo de vida del proyecto

Servicio	Costo (USD)
Equipos	82 350,00
Instalación	24 000,00
Total	106 350,00

3.7.6 FLUJO DE FONDOS

En la elaboración del flujo de fondos y obtención de la tasa de oportunidad del proyecto, se consideró un tiempo de vida del proyecto de 10 años y se emplearon las tasas de inversión, riesgo e inflación expuestas en la Tabla 3.46 para la estimación de la tasa de oportunidad.

Tabla 3.46. Tasa de oportunidad

Tasa	Valor (%)
Inversión	8,13
Riesgo	10,00
Inflación	0,96
Tasa de oportunidad	19,84

El flujo total de fondos del proyecto para un tiempo de 10 años se muestra en la Tabla 3.47, en este flujo los datos que se consideraron son los ingresos, costos fijos y variables, utilidad bruta, impuestos, depreciación, inversiones, flujo neto y valor actual neto.

Tabla 3.47. Flujo de fondos del proyecto para la oxidación de un mineral sulfurado aurífero refractario en medio acuoso para incrementar la disolución de oro en el proceso de cianuración.

	Año 0 (USD)	Año 1 (USD)	Año 2 (USD)	Año 3 (USD)	Año 4 (USD)	Año 5 (USD)
Ingreso por ventas		762 692,56	762 692,56	762 692,56	762 692,56	762 692,56
Costos variables		-380 808,01	-380 808,01	-380 808,01	-380 808,01	-380 808,01
Costos fijos		-101 500,92	-101 500,92	-101 500,92	-101 500,92	-101 500,92
Utilidad Bruta		280 383,63	280 383,63	280 383,63	280 383,63	280 383,63
Depreciación		-10 150	-10 150	-10 150	-10 150	-10 150
Utilidades antes de Impuestos		270 233,63	270 233,63	270 233,63	270 233,63	270 233,63
Impuestos (20 %)		54 046,726	54 046,726	54 046,726	54 046,726	54 046,726
Utilidad Neta		216 186,90	216 186,90	216 186,90	216 186,90	216 186,90
Depreciación		10 150	10 150	10 150	10 150	10 150
Inversiones	-249828,23					
Capital de trabajo	-97300,92					
Valor de desecho						
Flujo Neto	-347 129,15	226336,904	226336,904	226336,904	226336,904	226336,904
Valor Actual Neto	-347 129,15	188865,91	157598,39	131507,33	109735,76	91568,55677

Tabla 3.47. Flujo de fondos del proyecto para la oxidación de un mineral sulfurado aurífero refractario en medio acuoso para incrementar la disolución de oro en el proceso de cianuración. (Continuación...)

	Año 6 (USD)	Año 7 (USD)	Año 8 (USD)	Año 9 (USD)	Año 10 (USD)
Ingreso por ventas	762 692,56	762 692,56	762 692,56	762 692,56	762 692,56
Costos variables	-380 808,01	-380 808,01	-380 808,01	-380 808,01	-380 808,01
Costos fijos	-101 500,92	-101 500,92	-101 500,92	-101 500,92	-101 500,92
Utilidad Bruta	280 383,63	280 383,63	280 383,63	280 383,63	280 383,63
Depreciación	-10 150	-10 150	-10 150	-10 150	-10 150
Utilidades antes de Impuestos	270 233,63	270 233,63	270 233,63	270 233,63	270 233,63
Impuestos (20 %)	54 046,726	54 046,726	54 046,726	54 046,726	54 046,726
Utilidad Neta	216 186,90	216 186,90	216 186,90	216 186,90	216 186,90
Depreciación	10 150	10 150	10 150	10 150	10 150
Inversiones					
Capital de trabajo					
Valor de desecho					106325
Flujo Neto	226336,904	226336,904	226336,904	226336,904	332661,904
Valor Actual Neto	76409,0	63759,19	53203,59	44395,52211	54448,393

3.7.7 INDICADORES FINANCIEROS

En la Tabla 3.48 se encuentran el valor actual neto (VAN), la tasa interna de retorno (TIR), el tiempo de recuperación de la inversión y la relación costo-beneficio.

Tabla 3.48. Indicadores financieros del proyecto para la oxidación de un mineral sulfurado aurífero refractario en medio acuoso para incrementar la disolución de oro en el proceso de cianuración

Indicador financiero	Valor
Valor actual neto (VAN)	624 362,50
Tasa interna de retorno (TIR)	64,9
Tiempo de recuperación de la inversión	1,8
Relación costo-beneficio (B/C)	2,01

En la Tabla 3.47 el VAN tiene un valor positivo, la tasa interna de retorno es mayor a la tasa de oportunidad, mientras que la inversión se recupera a partir del año y 9 meses de iniciado el proyecto, finalmente la relación costos-beneficio es mayor a 1. Como se observa, los indicadores financieros son favorables, esto implica que la implementación del proyecto para la oxidación de un mineral sulfurado aurífero refractario en medio acuoso para incrementar la disolución de oro en el proceso de cianuración es técnica y económicamente factible.

4. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

4.1 CONCLUSIONES

El mineral sulfurado aurífero refractario está constituido mineralógicamente por pirita, arsenopirita, calcopirita, calcosita, caolinita y cuarzo; con cantidades de 68,57 g/t de oro y 100,43 g/t de plata respectivamente, mientras que se tiene 2,01 % de Cu; 27,85 % de Fe; 0,43 % de Pb; 0,32 % de Zn; 13,8 % de As y <0,1 % de Ca; Mg; Na; K y Al.

El empleo de ácido nítrico como agente oxidante permitió obtener el 80,43 % y 29,5 % de recuperación de oro y plata respectivamente al trabajar con un tamaño de partícula de 92 μm , concentración 3 N, 2 horas de oxidación y 25 % de sólidos.

El empleo de peróxido de hidrógeno como agente oxidante permitió obtener el 24,97 y 17,07 % de recuperación de oro y plata respectivamente al trabajar con un tamaño de partícula de 92 μm , 30 % en volumen, 0,75 horas de oxidación y 33,33 % de sólidos.

El empleo de ozono como agente oxidante permitió obtener el 44,81 y 7,91 % de recuperación de oro y plata respectivamente al trabajar con un tamaño de partícula de 92 μm , 1,9 gO₃/h, 0,5 horas de saturación previa, 1 hora de oxidación y 50 % de sólidos.

Al trabajar con ozono en sistemas previamente saturados, se incrementa en promedio un 16,16 % la recuperación de oro, mientras que la recuperación de plata disminuye en un 2,62 %.

Al realizar el análisis de pre-factibilidad económica del proyecto de oxidación de un mineral sulfurado aurífero refractario en medio acuoso para incrementar la disolución de oro en el proceso de cianuración se obtuvo un valor actual neto (VAN) de \$ 624 362,50, una tasa interna de retorno (TIR) de 64,9 %, un tiempo de

recuperación de la inversión de 1,8 años y la relación costo-beneficio (B/C) es de 2,01.

4.2 RECOMENDACIONES

Se debería estudiar la aplicación de reciclo de soluciones para los procesos de oxidación, para establecer hasta cuantos ciclos la solución mantiene su poder oxidante.

Se recomienda estudiar el proceso de disolución de oro y plata en peróxido de hidrógeno a fin de establecer la efectividad de este reactivo como lixivante de estos dos metales.

Se debería realizar un estudio de las mejoras que sufrirá el proceso de oxidación con ácido nítrico al trabajar en sistemas presurizados.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. Abedayo, A., Inpinmoroti, K. y Ajayi, O. (2003). *Dissolution kinetics of chalcopirite with hydrogen peroxide in sulphuric acid medium*. *Chem. Biochem. Eng. Q.* 17 (3). 213-218. Recuperado de: http://pierre.fkit.hr/hdki/cabeq/pdf/17_3_2003/Cabeq%202003-03_6.pdf. (febrero 2017).
2. Agacayak, T., Aras, A., Aydogan, S. y Erdemuglo, E. (2014). *Leaching of chalcopyrite concentrate in hydrogen peroxide solution*. *Physicochem. Probl. Miner. Process.* 50 (2). 657-666. Recuperado de: <http://www.minproc.pwr.wroc.pl/journal/pdf/ppmp50-2.657-666.pdf>. (febrero, 2017).
3. Anticoi, H. (2011). *Procesamiento sostenible del oro en San Cristóbal, sur del Perú*. Recuperado de: <http://upcommons.upc.edu/bitstream/handle/2099.1/11150/PFC-Hernan-Anticoi-Sudzuki%20part%203.pdf?sequence=3>. (enero, 2017).
4. Aramburú, V. (2003). *Modelo de la pre-aireación en concentrados de oro pirítico, para la optimización del proceso de cianuración, utilizando el programa estadístico Statgraphic Plus*. Recuperado de: http://sisbib.unmsm.edu.pe/bibvirtualdata/Tesis/Ingenie/Aramburu_R_V/T_completo.pdf. (febrero, 2017).
5. Aramburú, V., Núñez, P., Azañero, A., Figueroa, M. y Gagliuffi, P. (2010). *Recuperación de oro y mercurio de los relaves del proceso de amalgamación con tecnología limpia*. *Revista del Instituto de Investigaciones FIGMMG.* 13 (25). 13-19.
6. Arias, V., Coronado, R., Puente, L. y Lovera, D. (2005). *Refractariedad de concentrados auríferos*. *Revista del Instituto de Investigación.* 8 (16), 5-14. Recuperado de: <http://revistasinvestigacion.unmsm.edu.pe/index.php/iigeo/article/view/493/420>. (enero, 2017).
7. Aydogan, S. (2006). *Dissolution kinetics of sphalerite with hydrogen peroxide in sulphuric acid medium*. *Chemical Engineering Journal.* 123 (1). 65-70. doi:10.1016/j.cej.2006.07.001 .
8. Aydogan, S., Erdemoglu, M., Ucar, g. y Aras, A. (2007). *Kinetics of galena dissolution in nitric acid solution with hydrogen peroxide*. *Hydrometallurgy.* 88 (1). 52-57. DOI: 10.1016/j.hydromet.2007.03.005.

9. Ballester, A., Gonzáles, F. y Blázquez, M. (1988). *Biolixiviación de menas naturales. Posibilidades actuales de utilización*. Recuperado de: <http://pendientedemigracion.ucm.es/info/biohidro/Publicaciones%20del%20Grupo/Revista%20Metalurgia%201988,24,91.pdf>. (marzo, 2017).
10. Beckel, J. (2000). *El proceso hidrometalúrgico de lixiviación en pilas y desarrollo de la minería cuprífera en Chile*. Recuperado de: http://repositorio.cepal.org/bitstream/handle/11362/4453/S00050422_es.pdf;jsessionid=72AA6CCD4855C9CE702A481DF57A6A46?sequence=1. (enero, 2017).
11. Brcic, V. (2013). *Una breve historia del oro*. Recuperado de: http://sattvacapital.net/pdf_files/Una-Breve-Historia-del-Oro.pdf. (enero, 2017).
12. Canales, R. (2013). *Determinación de los parámetros de cementación de una solución cianurada aurífera por medio de aluminio metálico*. Recuperado de: <http://132.248.52.100:8080/xmlui/handle/132.248.52.100/3649>. (abril, 2017).
13. Caravaca, C. (2003). *Extracción de Au(CN)₂ mediante la amina Primene 81R y mezclas sinérgicas de esta con los derivados organofosforados neutros Cyanex 923 y Cyanex 921*. Recuperado de: <http://biblioteca.ucm.es/tesis/19911996/X/0/X0008001.pdf>. (enero, 2017).
14. Carbajal, W. (2012). *Optimización en la operación de una planta de precipitación de oro con polvo de zinc*. Recuperado de: http://cybertesis.uni.edu.pe/bitstream/uni/1345/1/carbajal_mw.pdf. (abril, 2017)
15. Carrillo, M. (2013). *Estudio comparativo de la lixiviación de dos metales auroargentíferos (oxidado y sulfurado) con cianuro y tiourea*. Recuperado de: <http://tangara.uis.edu.co/biblioweb/tesis/2013/148325.pdf>. (febrero, 2017).
16. Centro Tecnológico AINIA. (2007). *Manual de aplicaciones del ozono para el control de Legionella*. Recuperado de: https://www.ainia.es/html/archivos/manual_de_aplicaciones_del_ozono_para_el_control_de_legionella.pdf. (marzo, 2017).
17. Chaguayo, E. y Alejandro, A. (2012). *Estudio de optimización para mejorar la lixiviación cianurante de un mineral refractario de oro y plata conteniendo antimonio de la zona de Huampar Lima*. Recuperado de: <https://es.scribd.com/document/271393747/Tesis-Estudio-de->

Optimizacion-Para-Mejorar-La. (enero, 2017).

18. Chang, L., (2013). *Estructuración de un modelo de aplicación de la NIIF 6 para compañías de exploración y evaluación de recursos minerales en el Ecuador*. Recuperado de: <http://repositorio.puce.edu.ec/bitstream/handle/22000/6307/T-PUCE-6494.pdf>. (enero, 2017).
19. Cortés, J. y Guillen, A. (2010) *Industria minero-metalúrgica. Procesos de obtención de metales*. Recuperado de: <http://www.galeon.com/quimica3cch/MINEROMET/obtencionmetales.pdf>. (febrero, 2017)
20. Costa, M., Alfonso, P. y Palacios, S. (2009). *Proceso de tratamiento para la recuperación de oro en el asentamiento minero artesanal de Misky, Perú*. Recuperado de: [http://www2.congreso.gob.pe/sicr/cendocbib/con4_uibd.nsf/8C967A94F182447D05257BF90077A177/\\$FILE/20.UTRILLAS.pdf](http://www2.congreso.gob.pe/sicr/cendocbib/con4_uibd.nsf/8C967A94F182447D05257BF90077A177/$FILE/20.UTRILLAS.pdf). (enero, 2017).
21. Dimitrijevic, M., Antonijevec, M., y Jankovic, Z. (1996). *Kinetics of pyrite dissolution by hydrogen peroxide in perchloric acid. Hydrometallurgy*. 42 (1). 377-386. DOI: 10.1016/0304-386X(95)00094-W.
22. Echeverry, L. (2015). Recuperación de oro y plata mediante lixiviación electrocinética en columna a escala laboratorio. Recuperado de: <http://www.bdigital.unal.edu.co/50592/1/71361814.2015.pdf>. (enero, 2017).
23. Fajardo, J., Burbano, D., Burbano, E., Apraez, M. y Moreano, M. (2010). Estudio de métodos químicos de remoción de cianuro presente en residuos de cianuración provenientes del proceso de extracción de oro de veta en el departamento de Nariño. *Revista Luna Azul*. 31 (1). 8- 16. Recuperado de: <http://www.scielo.org.co/pdf/luaz/n31/n31a01.pdf>. (febrero, 2017).
24. Gaona, X. (2004). *El mercurio como contaminante global, desarrollo de metodologías para su determinación en suelos contaminados y estrategias para la reducción de su liberación al medio ambiente*. Trabajo previo a la obtención del título de Doctor en Química. Universidad Autónoma de Barcelona. Recuperado de: <http://www.tdx.cat/bitstream/handle/10803/3174/xgm1de1.pdf?sequence=1>. (enero, 2017).

25. Gasparín, C. (1989). The differential effects of the microcomposition of the ore on the process of extration, Editorial: The Space Aegle Publishing Company Inc., Tucson, Arizona, pp. 83-87.
26. Gonzales, J., Nava, F., y Alonso, O., (2012). *Pretratamiento oxidativo con ozono en medio ácido a un mineral refractario de oro*. Recuperado de: <http://www.izt.uam.mx/cime21/extensos/Extenso%20H-18.pdf>. (enero, 2017).
27. Guerrero, H. (2008). *Mejoramiento de los procesos de beneficio y tratamiento de minerales auroargentíferos de la zona minera de San Martín de Loba (Mina eje sur, sur de Bolívar)*. Recuperado de: repositorio.uis.edu.co/jspui/bitstream/123456789/1481/2/128708.pdf. (enero, 2017).
28. Hinojosa, O. (2002). *Oxidación de sulfuros: importante proceso de pretratamiento*. Revista metalúrgica. 32 (1). 31-41.
29. Huilca, D. y Sihuay, R. (2014). *Estudio del mecanismo de activación de los granos de oro en la flotación de los minerales refractarios piríticos en Marsa*. Recuperado de: http://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/UNCP/573/TIMM_20.pdf?sequence=1&isAllowed=y. (febrero, 2017).
30. Iglesias, N., Carranza, F. y Palencia, I. (2008). *La biolixiviación como pretratamiento de menas auríferas refractarias en matriz de sulfuros*. Revista de metalurgia. España. 34(1). 29-38. Recuperado de: <http://revistademetalurgia.revistas.csic.es/index.php/revistademetalurgia/article/viewFile/656/668>. (marzo, 2017).
31. Jaramillo, K. (2014). Influencia del tiempo de residencia sobre la solubilización de un mineral aurífero refractario del distrito minero Portovelo en un sistema continuo de biooxidación en reactores de tanque agitado a escala laboratorio. Recuperado de: <http://dspace.utpl.edu.ec/bitstream/123456789/10350/1/Katherine%20Ivanova%20Jaramillo%20Mart%C3%ADnez.pdf>. (enero, 2017)
32. Jiménez, A. (2005). *Amalgamación de concentrado de oro obtenido en concentrador Knelson*. Recuperado de: <http://www.bdigital.unal.edu.co/1125/1/angelicamariajimenezgomez.2005.pdf>. (enero 2017).
33. Juárez, A. (2004). Biolixiviación de minerales sulfuro-ferroso en jales: aislamiento y caracterización de cultivos puros y mixtos de

- microorganismos involucrados. Recuperado de:
http://digeset.ucol.mx/tesis_posgrado/Pdf/Argelia_Juarez_Alcaraz.PDF.
 (febrero, 2017).
34. Landázuri, D. (2013). *Disolución de sulfuros metálicos utilizando peróxido de hidrógeno como agente oxidante en medio ácido*. Recuperado de:
<http://repositorio.usfq.edu.ec/bitstream/23000/2965/1/109869.pdf> (enero, 2017).
 35. Li, D. (2009). *Developments on the pretreatment of refractory gold minerals by nitric acid. World Gold Conference 2009, The Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, Sudáfrica. Recuperado de:
http://www.saimm.co.za/Conferences/WorldGold2009/145-150_Li.pdf.
 (enero, 2017).
 36. López, A. (2011). Diseño de un proceso de ozonización por inyección Venturi para la eliminación de pesticidas presentes en un afluente a una estación de tratamiento de agua potable. Recuperado de:
<http://rodin.uca.es/xmlui/bitstream/handle/10498/14947/b35632082.pdf>.
 (marzo, 2017).
 37. López, J. (2014). Aplicabilidad de la biolixiviación como un método sustitutivo de la amalgamación con mercurio para la recuperación del oro en la minería artesanal del Sur de Perú. Recuperado de:
https://upcommons.upc.edu/bitstream/handle/2099.1/24014/JOSE%20VICTOR%20LOPEZ%20GUERRERO%20PFG_Memoria_2013-14.pdf.
 (febrero, 2017).
 38. Lovera, D., Quiñones, J., Aramburú, V., Gagliuffi, P., Puente, L., Concepción, L. y Flores, R. (2007). *Procesos de tostación – lixiviación de minerales auríferos con metales cianicidas**. 10 (5). 44- 51. Recuperado de:
http://sisbib.unmsm.edu.pe/bibvirtualdata/publicaciones/geologia/Vol5_N10/procesos.pdf. (enero, 2017).
 39. Luzuriaga, K. (2001). *Procesamiento de un mineral aurífero por el sistema de cianuración – CIP*. Recuperado de:
<http://repositorio.educacionsuperior.gob.ec/bitstream/28000/367/1/T-SENESCYT-0135.pdf>. (enero, 2017).
 40. Makita, M. (2004). *Biolixiviación de Metales en Minerales con Arsenopirita Mediante Cepas de Acidithiobacillus ferrooxidans en Cultivo Continuo*. Recuperado de:
<https://cimav.repositorioinstitucional.mx/jspui/bitstream/1004/58/1/Tesis%20Mario%20Antonio%20Makita%20Aguiar%20.pdf>. (marzo, 2017)

41. Mamani, O. (2007). *Implementación de procesos de destrucción de cianuro con sulfato ferroso y peróxido de hidrogeno*. Recuperado de: http://cybertesis.uni.edu.pe/bitstream/uni/795/1/mamani_eo.pdf. (enero, 2017).
42. Manadier, M. (2009). *Biolixiviación de piritas por acidithiobacillus ferrooxidans y cepas nativas*. Recuperado de: http://repositorio.uchile.cl/tesis/uchile/2009/menadier_m/sources/menadier_m.pdf. (febrero, 2017).
43. Mancheco, P. y Muñoz, A. (2009). *Recuperación de oro de soluciones post-cianuración con cianuro de sodio mediante cementación con cinc y adsorción con carbón*. Recuperado de: <http://repositorio.usfq.edu.ec/bitstream/23000/845/1/91216.pdf>. (febrero, 2017).
44. Navarro, P., Vargas, C., Álvarez, R. y Alguacil, F. (2005). *Cementación de oro con polvo de cinc en soluciones de lixiviación con amoniaco-tiosulfato*. *Revista de metalurgia*. 41 (1). 12-20. Recuperado de: <http://digital.csic.es/bitstream/10261/21183/1/181-183-2-PB.pdf>. (abril, 2017).
45. Nordberg, G. (2011). *Metales: propiedades químicas y toxicidad*. *Enciclopedia de salud y seguridad en el trabajo*. 63(1). 1-76. Recuperado de: <http://www.insht.es/InshtWeb/Contenidos/Documentacion/TextosOnline/EnciclopediaOIT/tomo2/63.pdf>. (enero 2017).
46. Ospina, J., Osorno, L., Giraldo, J., Mejía, E. y Márquez, M. (2011). *Aplicaciones biotecnológicas en minería aurífera: Estado del arte sobre la oxidación bacteriana de arsenopirita (FeAsS)*. *Informador Técnico*. Colombia. 75 (1). 53-65.
47. Palacios, C. (2002). *Lixiviación de menas auríferas con sales oxidantes en medio ácido mediante el proceso Severo*. *Revista del instituto de investigación de la Universidad Nacional de San Marcos*. Peru. 9 (5).
48. Parga, J. y Carrillo, F. (2003). *Avances en los métodos de recuperación de oro y plata de minerales refractarios*. *Revista metalúrgica*. 32 (4). 254-261. doi: <http://dx.doi.org/10.3989/revmetalm.1996.v32.i4.907>
49. Pérez, J. e Higuera, O. (2008). *Análisis termodinámico de especies cianuradas de oro, plata y cobre sometidas a cementación con zinc y aluminio*. *Scientia et Technica*. 38 (1). 155-160. Recuperado de: <http://repositorio.utp.edu.co/dspace/bitstream/handle/11059/361/1813381>

55-158.pdf?sequence=1. (abril, 2017).

50. Pérez, J. e Higuera, O. (2008). *Comportamiento electroquímico del cianuro*. *Revista Científica Ingeniería y Desarrollo*. 24 (1). Recuperado de: <http://rcientificas.uninorte.edu.co/index.php/ingenieria/article/viewArticle/1729/4472>. (enero, 2017).
51. Ramírez, J. (2008). *Evaluación metalúrgica de minerales auríferos provenientes del yacimiento Angostura (California-Santander)*. Recuperado de: <http://repositorio.uis.edu.co/jspui/bitstream/123456789/1467/2/125496.pdf>. (febrero, 2017)
52. Rivera, R., Camejo, P., Moya, F., López, J. y Munguía, M. (2011). *Estudio de biolixiviación de un mineral de sulfuros de cobre de baja ley con bacterias tio- y ferro-oxidantes en condiciones termófilas*. 26(1). 65-73. Recuperado de: <http://www.revistaingenieria.uda.cl/Publicaciones/260009.pdf>. (marzo, 2017).
53. Rosales, V., Guerrero, J. y Sáenz M. (2001). *Biohidrometalurgia en la recuperación de valores metálicos*. *Industrial Data* 2 (4). 7-10. Recuperado de: http://ateneo.unmsm.edu.pe/ateneo/bitstream/123456789/1919/1/industrial_data03v4n2_2001.pdf. (febrero, 2017).
54. Salinas, E., Rivera, I., Carrillo, F., Patiño, F., Hernández, J. y Hernández, L. (2004). *Mejora del proceso de cianuración de oro y plata, mediante la preoxidación de minerales sulfurosos con ozono*. *Revista de la Sociedad Química Mexicana*. 48 (1), 315–320. Recuperado de: <http://www.jmcs.org.mx/OLD/PDFS/V48/Vol4/21-Cianuracion.pdf>. (enero 2017).
55. Sinnott, R. (2005). *Coulson & Richardsons Chemical Engineering Design* (4ta. Ed.). Oxford, Inglaterra: Elsevier Butterworth-Heinemann. Recuperado de: [http://doi.org/10.1016/S1385-8497\(00\)00184-4](http://doi.org/10.1016/S1385-8497(00)00184-4).
56. Valderrama, L., Chamorro, J., Olgúin, D., Rivera, J. y Oyarce, J. (2012). *Amalgamación de concentrado de oro obtenido en concentrador knelson*. *Revista de la facultad de ingeniería*. 27 (1). 33-38.
57. Yamashiro, A. (2012). *Cianuración de concentrados pirrotíticos auríferos con etapa de pre-tratamiento de oxidación con aire*. Recuperado de: http://cybertesis.uni.edu.pe/bitstream/uni/1333/1/Yamashiro_ba.pdf. (febrero, 2017).

ANEXOS

ANEXO I

Pruebas preliminares de cianuración

Ficha Técnica N° 1

Número de ensayo:	CN 1
Título de ensayo:	Cianuración
Tipo de ensayo:	Cianuración de un mineral sulfurado aurífero refractario
Tipo de muestras:	Mineral sulfurado aurífero refractario procedente del sector San Gerardo
Objetivo:	Establecer la recuperación de oro generada al aplicar un proceso de cianuración a la muestra original

Condiciones de Cianuración

Tiempo de acondicionamiento (h)	0,5	% sólidos:	33,33
Tiempo de cianuración (h):	24	pH inicial:	6,9
Cantidad de muestra (kg):	1	pH trabajo:	10,5
Granulometría (µm):	92	[NaCN] (g/L)	1
Volumen de solución (L):	2	Masa cal agregada (g):	1,6

CONTROL DE CIANURACIÓN

Tabla AI.1. Control de cianuración mineral sulfurado aurífero refractario

Tiempo (horas)	[CN] (g/L)	[CaO] (g/L)	Adic. CN (g)	Adición Cal (g)	pH
0:00	1	---	0,0	0,00	10,6
0:50	0,9	---	0,2	0,00	10,6
1:00	0,8	---	0,4	0,00	10,8
2:00	0,9	---	0,2	0,00	10,9
4:00	0,8	---	0,4	0,00	11,1
6:00	0,75	---	0,5	0,00	11,0
8:00	0,8	---	0,4	0,00	11,1
24:00	0,00	---	0,00	0,00	11,3
TOTAL AÑADIDO (g)			2,1		

BALANCE METALÚRGICO DE ORO

Tabla AI.2. Balance metalúrgico de oro para el mineral sulfurado aurífero refractario

Fracción	Cantidad	Concentración		Au (mg)	Repartición Au (%)
		(mg/Kg)	(mg/L)		
Solución Fuerte (L)	1,74		1,71	2,126	3,6
Solución Lavado (L)	0,95		1,13	0,554	0,9
Relave (Kg)	Relave (Kg)	0,9863	57,85		57,057
				Total	59,737

Recuperación (%): 4,5

Alimentación recalculada (g/ton): 59,73

Ficha Técnica N° 2

Número de ensayo:	CN 2
Título de ensayo:	Cianuración
Tipo de ensayo:	Cianuración de un mineral sulfurado aurífero refractario
Tipo de muestras:	Mineral sulfurado aurífero refractario procedente del sector San Gerardo
Objetivo:	Establecer la recuperación de oro generada al aplicar un proceso de cianuración a la muestra luego de aplicar una molienda de 1 hora

Condiciones de Cianuración

Tiempo de acondicionamiento (h)	0,5	% sólidos:	33,33
Tiempo de cianuración (h):	24	pH inicial:	8,9
Cantidad de muestra (kg):	1	pH trabajo:	10,5
Granulometría (µm):	52	[NaCN] (g/L)	1
Volumen de solución (L):	2	Masa cal agregada (g):	1

CONTROL DE CIANURACIÓN

Tabla AI.3. Control de cianuración mineral sulfurado aurífero refractario molido

Tiempo (horas)	[CN] (g/L)	[CaO] (g/L)	Adic. CN (g)	Adición Cal (g)	pH
0:00	1	---	2,00	0,00	10,5
0:50	0,1	---	1,80	0,00	10,5
1:00	0,05	---	1,90	0,00	10,7
2:00	0,05	---	1,90	0,00	11,9
4:00	0,05	---	1,90	0,00	11,3
6:00	0,05	---	1,90	0,00	11,5
8:00	0,05	---	1,90	0,00	11,6
24:00	0,00	---	0,00	0,00	11,5
TOTAL AÑADIDO (g)			13,3		

BALANCE METALÚRGICO DE ORO

Tabla AI.4. Balance metalúrgico de oro para el mineral sulfurado aurífero refractario molido

Fracción	Cantidad	Concentración		Au (mg)	Repartición Au (%)	
		(mg/Kg)	(mg/L)			
Solución Fuerte (L)	1,62		1,83	2,9646	5,4	
Solución Lavado (L)	0,97		0,41	0,3977	0,7	
Relave (Kg)	0,9895	52,2		51,6519	93,9	
				Total	55,0142	100,0

Recuperación (%): 6,1

Alimentación recalculada (g/ton): 55,01

ANEXO II

CARACTERIZACIÓN FÍSICA, QUÍMICA Y MINERALÓGICA DEL MINERAL SULFURADO AURÍFERO REFRACTARIO

Ficha Técnica N° 3

Número de ensayo:	CF01
Título de ensayo:	Granulometría
Tipo de ensayos:	Propiedades físicas de la muestra de mineral sulfurado aurífero refractario
Tipo de muestras:	Mineral sulfurado aurífero refractario procedente del sector San Gerardo
Objetivo:	Determinar el diámetro de partícula del 80% del material pasado
Cantidad de muestra (g):	297,9
Tiempo de tamizado (min):	15

Ejemplo de cálculo:

- Porcentaje retenido

$$\% \text{ retenido} = \frac{\text{Peso Retenido}}{\text{Cantidad de muestra}} * 100\% \quad [\text{AII.1}]$$

$$\% \text{ retenido} = \frac{0,1}{297,9} * 100\%$$

$$\% \text{ retenido} = 0,03\%$$

- Porcentaje retenido acumulado

$$\% \text{ retenido acumulado}_i = \% \text{ retenido}_i + \% \text{ retenido acumulado}_{i-1} \quad [\text{AII.2}]$$

$$\% \text{ retenido acumulado}_1 = \% \text{ retenido}_1 + \% \text{ retenido acumulado}_0 \quad [\text{AII.3}]$$

$$\% \text{ retenido acumulado}_1 = 0,00 \% + 0,00 \%$$

$$\% \text{ retenido acumulado}_1 = 0,00 \%$$

$$\% \text{ retenido acumulado}_2 = \% \text{ retenido}_2 + \% \text{ retenido acumulado}_1 \quad [\text{AII.4}]$$

$$\% \text{ retenido acumulado}_2 = 0,00 \% + 0,03 \%$$

% retenido acumulado₂ = 0,03 %

- Porcentaje pasado acumulado

% pasado acumulado_i = % pasado acumulado_{i-1} - % retenido_i [AII.5]

% pasado acumulado₁ = % pasado acumulado₀ - % retenido₁ [AII.6]

% pasado acumulado₁ = 100,00 % - 00,00 %

% pasado acumulado₁ = 100,00 %

% pasado acumulado₂ = % pasado acumulado₁ - % retenido₂ [AII.7]

% pasado acumulado₂ = 100,00 % - 03,0 %

% pasado acumulado₂ = 99,97 %

Tabla AII.1. Análisis granulométrico del mineral refractario de “San Gerardo”

Tamiz	µm	Peso retenido (g)	% Retenido	% Retenido acumulado	%Pasado acumulado
20	850	0,0	0,00	0,00	100,00
30	600	0,1	0,03	0,03	99,97
40	425	0,0	0,00	0,03	99,97
50	300	0,1	0,03	0,07	99,93
60	250	0,5	0,17	0,23	99,77
70	212	1,2	0,40	0,64	99,36
80	180	1,9	0,64	1,28	98,72
100	150	8,0	2,69	3,96	96,04
150	104	31,5	10,57	14,54	85,46
200	74	55,5	18,63	33,17	66,83
270	53	75,1	25,21	58,38	41,62
325	45	30,1	10,10	68,48	31,52
400	38	13,3	4,46	72,94	27,06
<400 (Finos)	<38	80,6	27,06	100,00	0,00
TOTAL		297,9	100	d80	92 µm

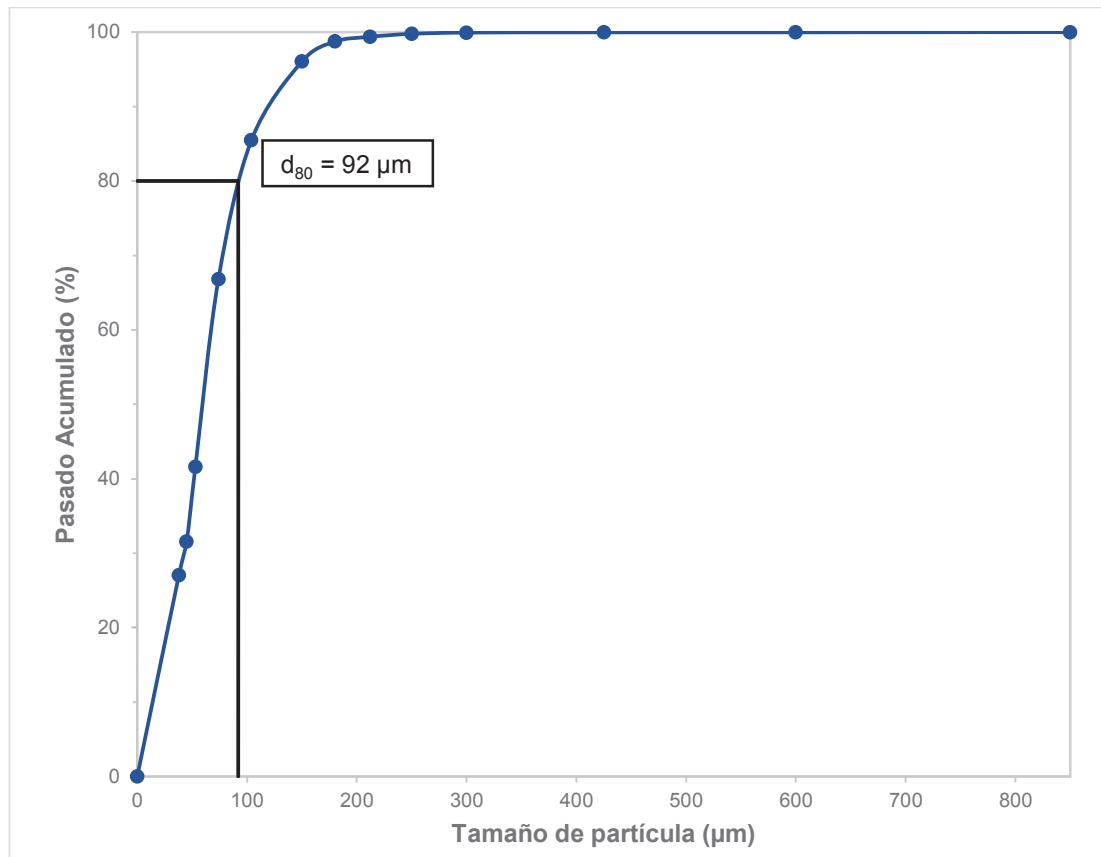


Figura AII.1 Análisis granulométrico del mineral refractario de “San Gerardo”

Coefficiente de uniformidad (Cu)

$$Cu = \frac{d_{60}}{d_{10}}$$

[AII.8]

$$Cu = \frac{68}{13}$$

$$Cu = 5,23$$

Ficha Técnica N° 4

Número de ensayo:	CF02
Título de ensayo:	Granulometría
Tipo de ensayos:	Propiedades físicas de la muestra de mineral sulfurado aurífero refractario
Tipo de muestras:	Mineral sulfurado aurífero refractario procedente del sector San Gerardo con molienda previa de 1 hora.
Objetivo:	Determinar el diámetro de partícula del 80% del material pasado
Cantidad de muestra (g):	298,2
Tiempo de tamizado (min):	15

Tabla AII.2. Análisis granulométrico del mineral refractario de “San Gerardo” posterior al proceso de molienda

Tamiz	µm	Peso retenido (g)	% Retenido	% Retenido acumulado	%Pasado acumulado
20	850	0,1	0,03	0,03	99,97
30	600	0	0,00	0,03	99,97
40	425	0,1	0,03	0,07	99,93
50	300	0,1	0,03	0,10	99,90
60	250	0,1	0,03	0,13	99,87
70	212	0,1	0,03	0,17	99,83
80	180	0,2	0,07	0,23	99,77
100	150	0	0,00	0,23	99,77
150	104	0,2	0,07	0,30	99,70
200	74	2,3	0,77	1,07	98,93
270	53	52,8	17,71	18,78	81,22
325	45	34,5	11,57	30,35	69,65
400	38	6,4	2,15	32,49	67,51
<400 (Finos)	<38	201,3	67,51	100,00	0,00
TOTAL		298,2	100	d80	52 µm

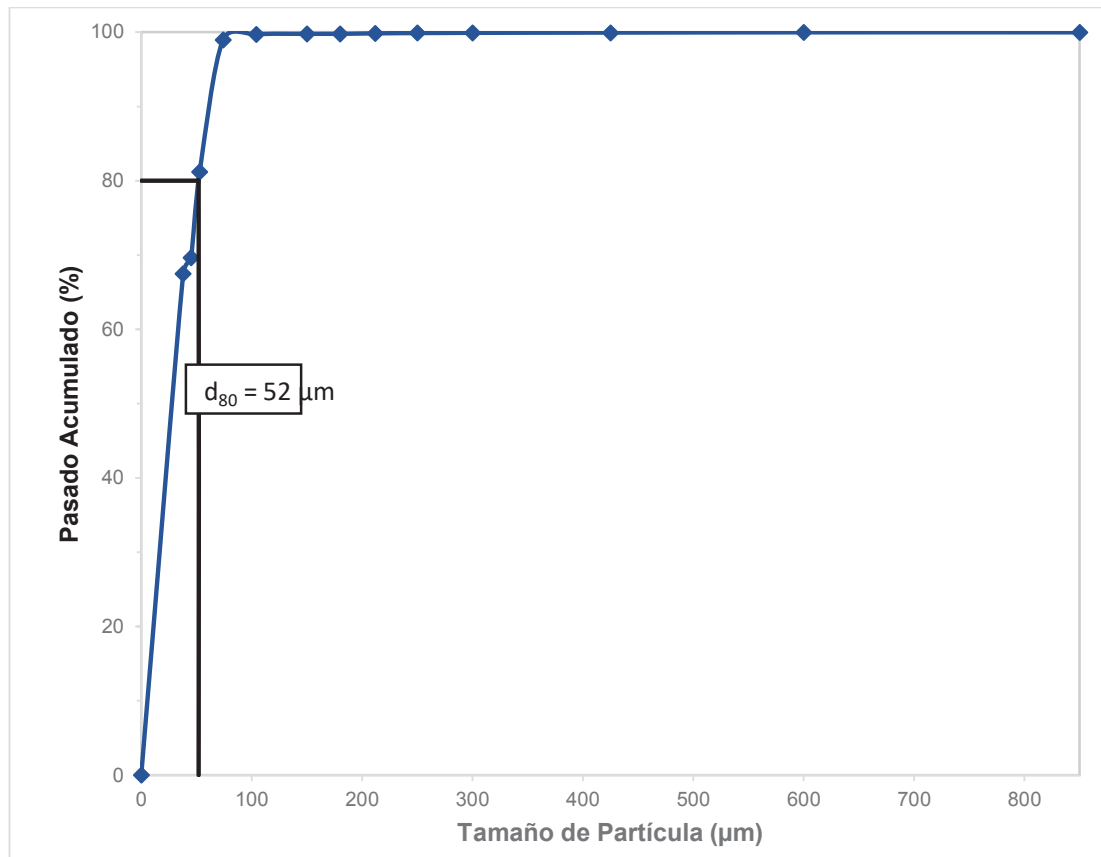


Figura AII.2 Análisis granulométrico del mineral refractario de “San Gerardo” posterior a un proceso de molienda

Coefficiente de uniformidad (Cu)

$$Cu = \frac{d_{60}}{d_{10}}$$

[AII.9]

$$Cu = \frac{33}{5}$$

$$Cu = 6,6$$

Ficha Técnica N° 5

Número de ensayo:	CF03
Título de ensayo:	Difracción de Rayos X
Tipo de ensayos:	Propiedades físicas de la muestra de mineral sulfurado aurífero refractario
Tipo de muestras:	Mineral sulfurado aurífero refractario procedente del sector San Gerardo
Objetivo:	Identificar la clase de minerales presentes en la muestra
Equipo:	DifractómetroD8 Advance
Software:	Diffac Plus (Eva y Topas)
Cantidad de muestra (g):	5,3

Tabla AII.3. Composición mineralógica del mineral refractario de “San Gerardo”

Grupo	Compuesto	Fórmula	Contenido (%)
Silicatos	Cuarzo	SiO ₂	15
Minerales de comportamiento arcilloso	Caolinita	Al ₂ (Si ₂ O ₅)(OH) ₄	8
Sulfuros y arseniuros	Pirita	FeS ₂	42
	Arsenopirita	FeAsS	31
	Calcopirita	CuFeS ₂	3
	Calcosita	Cu ₂ S	1
	Total		100

Ficha Técnica N° 6

Número de ensayo:	CF04
Título de ensayo:	Densidad aparente
Tipo de ensayos:	Propiedades físicas de la muestra de mineral sulfurado aurífero refractario
Tipo de muestras:	Mineral sulfurado aurífero refractario procedente del sector San Gerardo
Objetivo:	Establecer el valor de la densidad aparente del mineral sulfurado aurífero refractario
Equipo:	Balanza analítica SARTORIUS TE124S

Tabla AII.4. Densidad aparente del mineral sulfurado aurífero refractario.

Dato	Descripción	Valor
P ₀	Peso probeta vacía	58,6 g
P ₁	Peso probeta con muestra	287,6 g
V _{ap}	Volumen	100 mL
δ _{ap}	Densidad aparente	2,29 g/mL

Ejemplo de cálculo:

- Densidad aparente

$$\delta_{ap} = \frac{P_1 - P_0}{V_{ap}}$$

[AII.10]

$$\delta_{ap} = \frac{(287,6 - 58,6)g}{100 \text{ mL}}$$

$$\delta_{ap} = 2,29 \frac{g}{mL}$$

Ficha Técnica N° 7

Número de ensayo:	CF05
Título de ensayo:	Densidad real
Tipo de ensayos:	Propiedades físicas de la muestra de mineral sulfurado aurífero refractario
Tipo de muestras:	Mineral sulfurado aurífero refractario procedente del sector San Gerardo
Objetivo:	Establecer el valor de la densidad real del mineral sulfurado aurífero refractario
Equipos:	Picnómetro Balanza analítica SARTORIUS TE124S

Tabla AII.5. Densidad real del mineral sulfurado aurífero refractario

Dato	Descripción	Valor
P ₀	Peso picnómetro vacía	16,01 g
P ₁	Peso picnómetro con muestra	17,01 g
P ₂	Peso picnómetro con muestra y agua	42,22 g
P ₃	Peso picnómetro con agua	41,42 g
δ	Densidad real	5,00 g/mL

Ejemplo de cálculo:

- Densidad aparente

$$\delta = \frac{1}{1 + \frac{P_3 - P_2}{P_1 - P_0}}$$

[AII.11]

$$\delta = \frac{1}{1 + \frac{41,42 - 42,22}{17,01 - 16,01}}$$

$$\delta = 5,00 \frac{\text{g}}{\text{mL}}$$

Ficha Técnica N° 8

Número de ensayo:	CQ01
Título de ensayo:	Ensayo al fuego
Tipo de ensayos:	Propiedades químicas de la muestra de mineral sulfurado aurífero refractario
Tipo de muestras:	Mineral sulfurado aurífero refractario procedente del sector San Gerardo
Objetivo:	Establecer la concentración de oro y plata en el mineral
Temperatura de tostación (°C):	500 (2 h) y 600 (1 h)
Temperatura de fusión (°C):	950 (1 h)
Temperatura de copelado (°C):	950 (1 h)

Tabla AII.6. Composición de las cargas fundentes usadas en los ensayos al fuego con el mineral sulfurado aurífero refractario

Compuestos	Mineral de cabeza (con tostación)	Unidades
Muestra	20	g
Sílice (SiO ₂)	20	g
Borax (Na ₂ B ₄ O ₇ ·10H ₂ O)	35	g
Carbonato de Sodio (NaCO ₃)	45	g
Litargirio (PbO)	50	g
Nitrato de Potasio (KNO ₃)	3	g
Carbón (C)	2	g

Tabla AII.7. Resultados del ensayo al fuego.

Muestra	Peso de la muestra (g)	Peso del doré (g)	[Au] (mg/L)	Volumen de solución (mL)
MI1	20	0,00414	164,8	10
MI2	20	0,00342	110,8	10
MI3	20	0,00258	135,8	10

Tabla AII.8. Leyes de oro y plata que presenta el mineral sulfurado aurífero refractario.

Masa de Au (g)	Masa de Ag (g)	Ley Au (g/t)	Ley Ag (g/t)
0,001648	0,002492	82,4	124,6
0,001108	0,002312	55,4	115,6
0,001358	0,001222	67,9	61,1
Promedio		68,57	100,43

Ejemplo de cálculo:

- Cálculo de la ley de oro (MI1)

$$\text{Ley de oro} \left(\frac{\text{g}}{\text{ton}} \right) = \frac{\text{masa de Au (g)}}{\text{masa de la muestra (ton)}} \quad [\text{AII.12}]$$

$$m_{\text{Au}} = \text{volumen}_{\text{solución}} * [\text{Au}]_{\text{solución}} \quad [\text{AII.13}]$$

$$m_{\text{Au}} = 10 \text{mL}_{\text{solución}} * 164,8 \frac{\text{mg}_{\text{Au}}}{1000 \text{mL}_{\text{solución}}} * \frac{1 \text{g}_{\text{Au}}}{1000 \text{mg}_{\text{Au}}} = 0,001648 \text{g}_{\text{Au}}$$

$$m_{\text{muestra}} = 20 \text{g} * \frac{1 \text{kg}}{1000 \text{g}} * \frac{1 \text{t}}{1000 \text{kg}} = 2 \times 10^{-5} \text{t}$$

$$\text{Ley de oro} \left(\frac{\text{g}}{\text{ton}} \right) = \frac{0,001648 \text{g}_{\text{Au}}}{2 \times 10^{-5} \text{t}_{\text{muestra}}} = 82,4 \text{ g/t}$$

- Cálculo de la ley de plata (MI1)

$$\text{Ley de plata } \left(\frac{\text{g}}{\text{ton}} \right) = \frac{\text{masa de Ag (g)}}{\text{masa de la muestra (t)}} \quad [\text{AII.14}]$$

$$m_{\text{Ag}} = m_{\text{doré}} - m_{\text{Au}} \quad [\text{AII.15}]$$

$$m_{\text{Ag}} = 0,004140\text{g} - 0,001648\text{g} = 0,002492\text{g}$$

$$\text{Ley de plata } \left(\frac{\text{g}}{\text{ton}} \right) = \frac{0,002492\text{g}_{\text{Ag}}}{2 \times 10^{-5} \text{t}_{\text{muestra}}} = 124,6 \text{ g/ton}$$

Ficha Técnica N° 9

Número de ensayo:	CQ02
Título de ensayo:	Espectrofotometría por Absorción Atómica
Tipo de ensayos:	Propiedades químicas de la muestra de mineral sulfurado aurífero refractario
Tipo de muestras:	Mineral sulfurado aurífero refractario procedente del sector San Gerardo
Objetivo:	Establecer la concentración de Cobre, Hierro Plomo y Zinc dentro de la muestra
Equipo:	Espectrofotómetro de absorción atómica AAnalyst 300.
Cantidad de muestra (mg):	204,7

Tabla AII.9. Concentración de cobre, hierro, plomo y zinc que presenta el mineral sulfurado aurífero refractario.

Elemento	Concentración (mg/L)	Volumen de aforo (L)	Porcentaje
Cobre	41,1	0,1	2,01
Hierro	570,0	0,1	27,85
Plomo	8,84	0,1	0,43
Zinc	6,49	0,1	0,32

Ejemplo de cálculo:

- Porcentaje de cobre

$$\%Cu = \frac{[Cu] \left(\frac{mg}{L}\right) * V_{Aforo}(L)}{\text{masa de la muestra (mg)}} * 100\%$$

[AII.16]

$$\%Cu = \frac{41,1 \left(\frac{mg}{L}\right) * 0,1(L)}{204,7(mg)} * 100\%$$

$$\%Cu = 2,01\%$$

ANEXO III

**EVALUACIÓN DE LA INFLUENCIA DEL HNO_3 EN LA
OXIDACIÓN DEL MINERAL SULFURADO AURÍFERO
REFRACTARIO EN MEDIO ACUOSO PARA INCREMENTAR LA
RECUPERACIÓN DE ORO MEDIANTE CIANURACIÓN**

Ficha Técnica N° 10

Número de ensayo:	OAN 1
Título de ensayo:	Oxidación con ácido nítrico
Tipo de ensayo:	Influencia de la reducción de tamaño en la recuperación de oro
Tipo de muestras:	Mineral sulfurado aurífero refractario procedente del sector San Gerardo
Objetivo:	Establecer la recuperación de oro generada por un proceso oxidativo con ácido nítrico previo a la cianuración

Condiciones de Oxidación

Tiempo (h):	2
Cantidad de muestra (g):	50
Granulometría (μm):	92
[HNO ₃] (N):	4
% sólidos:	25

Condiciones de Cianuración

Tiempo de acondicionamiento (h)	0,5	% sólidos:	33,33
Tiempo de cianuración (h):	24	pH inicial:	4,2
Cantidad de muestra (g):	48,7	pH trabajo:	10,7
Granulometría (μm):	92	[NaCN] (g/L)	10
Volumen de solución (mL):	100	Masa cal agregada (g):	2,78

BALANCE METALÚRGICO DE ORO

Tabla AIII.1. Balance metalúrgico de oro para el ensayo OAN1

Fracción	Cantidad	Concentración		Au (mg)	Repartición Au (%)
		(mg/Kg)	(mg/L)		
Solución Fuerte (L)	0,0850		25,01	2,126	64,79
Solución Lavado (L)	0,1480		3,74	0,554	16,87
Relave (Kg)	0,0467	12,89		0,602	18,35
			Total	3,281	100,00

Recuperación (%): 81,65

Alimentación recalculada (g/ton): 65,63

Ficha Técnica N° 11

Número de ensayo:	OAN 2
Título de ensayo:	Oxidación con ácido nítrico
Tipo de ensayo:	Influencia de la reducción de tamaño en la recuperación de oro
Tipo de muestras:	Mineral sulfurado aurífero refractario procedente del sector San Gerardo
Objetivo:	Establecer la recuperación de oro generada por un proceso oxidativo con ácido nítrico previo a la cianuración

Condiciones de Oxidación

Tiempo (h):	2
Cantidad de muestra (g):	50
Granulometría (μm):	52
[HNO ₃] (N):	4
% sólidos:	25

Condiciones de Cianuración

Tiempo de acondicionamiento (h)	0,5	% sólidos:	33,33
Tiempo de cianuración (h):	24	pH inicial:	3,9
Cantidad de muestra (g):	47,2	pH trabajo:	11,0
Granulometría (μm):	52	[NaCN] (g/L)	10
Volumen de solución (mL):	100	Masa cal agregada (g):	2,78

BALANCE METALÚRGICO DE ORO

Tabla AIII.2. Balance metalúrgico de oro para el ensayo OAN2

Fracción	Cantidad	Concentración		Au (mg)	Repartición Au (%)
		(mg/Kg)	(mg/L)		
Solución Fuerte (L)	0,0840		25,18	2,115	67,93
Solución Lavado (L)	0,1500		3,34	0,501	16,09
Relave (Kg)	0,0442	11,255		0,497	15,98
			Total	3,114	100,00

Recuperación (%): 84,02

Alimentación recalculada (g/ton): 62,27

Ficha Técnica N° 12

Número de ensayo:	OAN 3
Título de ensayo:	Oxidación con ácido nítrico
Tipo de ensayo:	Influencia de la concentración en la recuperación de oro
Tipo de muestras:	Mineral sulfurado aurífero refractario procedente del sector San Gerardo
Objetivo:	Establecer la recuperación de oro generada por un proceso oxidativo con ácido nítrico previo a la cianuración

Condiciones de Oxidación

Tiempo (h):	2
Cantidad de muestra (g):	50
Granulometría (μm):	92
[HNO ₃] (N):	4
% sólidos:	25

Condiciones de Cianuración

Tiempo de acondicionamiento (h)	0,5	% sólidos:	33,33
Tiempo de cianuración (h):	24	pH inicial:	4,2
Cantidad de muestra (g):	48,7	pH trabajo:	10,7
Granulometría (μm):	92	[NaCN] (g/L)	10
Volumen de solución (mL):	100	Masa cal agregada (g):	2,78

BALANCE METALÚRGICO DE ORO

Tabla AIII.3. Balance metalúrgico de oro para el ensayo OAN3

Fracción	Cantidad	Concentración		Au (mg)	Repartición Au (%)
		(mg/Kg)	(mg/L)		
Solución Fuerte (L)	0,0850		25,01	2,126	64,79
Solución Lavado (L)	0,1480		3,74	0,554	16,87
Relave (Kg)	0,0467	12,89		0,602	18,35
			Total	3,281	100,00

Recuperación (%): 81,65

Alimentación recalculada (g/ton): 65,63

Ficha Técnica N° 13

Número de ensayo:	OAN 4
Título de ensayo:	Oxidación con ácido nítrico
Tipo de ensayo:	Influencia de la concentración en la recuperación de oro
Tipo de muestras:	Mineral sulfurado aurífero refractario procedente del sector San Gerardo
Objetivo:	Establecer la recuperación de oro generada por un proceso oxidativo con ácido nítrico previo a la cianuración

Condiciones de Oxidación

Tiempo (h):	2
Cantidad de muestra (g):	50
Granulometría (μm):	92
[HNO ₃] (N):	3
% sólidos:	25

Condiciones de Cianuración

Tiempo de acondicionamiento (h)	0,5	% sólidos:	33,33
Tiempo de cianuración (h):	24	pH inicial:	3,7
Cantidad de muestra (g):	48,3	pH trabajo:	10,3
Granulometría (μm):	92	[NaCN] (g/L)	10
Volumen de solución (mL):	100	Masa cal agregada (g):	3,04

BALANCE METALÚRGICO DE ORO

Tabla AIII.4. Balance metalúrgico de oro para el ensayo OAN4

Fracción	Cantidad	Concentración		Au (mg)	Repartición Au (%)
		(mg/Kg)	(mg/L)		
Solución Fuerte (L)	0,0860		25,83	2,221	63,42
Solución Lavado (L)	0,1520		3,92	0,596	17,01
Relave (Kg)	0,0428	16,02		0,686	19,57
			Total	3,503	100,00

Recuperación (%): 80,43

Alimentación recalculada (g/ton): 70,06

Ficha Técnica N° 14

Número de ensayo:	OAN 5
Título de ensayo:	Oxidación con ácido nítrico
Tipo de ensayo:	Influencia de la concentración en la recuperación de oro
Tipo de muestras:	Mineral sulfurado aurífero refractario procedente del sector San Gerardo
Objetivo:	Establecer la recuperación de oro generada por un proceso oxidativo con ácido nítrico previo a la cianuración

Condiciones de Oxidación

Tiempo (h):	2
Cantidad de muestra (g):	50
Granulometría (μm):	92
[HNO ₃] (N):	2
% sólidos:	25

Condiciones de Cianuración

Tiempo de acondicionamiento (h)	0,5	% sólidos:	33,33
Tiempo de cianuración (h):	24	pH inicial:	4,2
Cantidad de muestra (g):	47,6	pH trabajo:	10,7
Granulometría (μm):	92	[NaCN] (g/L)	10
Volumen de solución (mL):	100	Masa cal agregada (g):	3,17

BALANCE METALÚRGICO DE ORO

Tabla AIII.5. Balance metalúrgico de oro para el ensayo OAN5

Fracción	Cantidad	Concentración		Au (mg)	Repartición Au (%)
		(mg/Kg)	(mg/L)		
Solución Fuerte (L)	0,0830		25,11	2,084	54,28
Solución Lavado (L)	0,1450		3,93	0,570	14,84
Relave (Kg)	0,0422	28,1		1,186	30,88
			Total	3,840	100,00

Recuperación (%): 69,12

Alimentación recalculada (g/ton): 66,80

Ficha Técnica N° 15

Número de ensayo:	OAN 6
Título de ensayo:	Oxidación con ácido nítrico
Tipo de ensayo:	Influencia de la concentración en la recuperación de oro
Tipo de muestras:	Mineral sulfurado aurífero refractario procedente del sector San Gerardo
Objetivo:	Establecer la recuperación de oro generada por un proceso oxidativo con ácido nítrico previo a la cianuración

Condiciones de Oxidación

Tiempo (h):	2
Cantidad de muestra (g):	50
Granulometría (μm):	92
[HNO ₃] (N):	0,74
% sólidos:	25

Condiciones de Cianuración

Tiempo de acondicionamiento (h)	0,5	% sólidos:	33,33
Tiempo de cianuración (h):	24	pH inicial:	3,24
Cantidad de muestra (g):	47,1	pH trabajo:	10,4
Granulometría (μm):	92	[NaCN] (g/L)	10
Volumen de solución (mL):	100	Masa cal agregada (g):	3,08

BALANCE METALÚRGICO DE ORO

Tabla AIII.6. Balance metalúrgico de oro para el ensayo OAN6

Fracción	Cantidad	Concentración		Au (mg)	Repartición Au (%)
		(mg/Kg)	(mg/L)		
Solución Fuerte (L)	0,0860		16,16	1,390	41,25
Solución Lavado (L)	0,1530		2,66	0,407	12,08
Relave (Kg)	0,0446	35,25		1,572	46,67
			Total	3,369	100,00

Recuperación (%): 53,33

Alimentación recalculada (g/ton): 67,38

Ficha Técnica N° 16

Número de ensayo:	OAN 7
Título de ensayo:	Oxidación con ácido nítrico
Tipo de ensayo:	Influencia del tiempo de oxidación en la recuperación de oro
Tipo de muestras:	Mineral sulfurado aurífero refractario procedente del sector San Gerardo
Objetivo:	Establecer la recuperación de oro generada por un proceso oxidativo con ácido nítrico previo a la cianuración

Condiciones de Oxidación

Tiempo (h):	0,5
Cantidad de muestra (g):	50
Granulometría (μm):	92
[HNO ₃] (N):	3
% sólidos:	25

Condiciones de Cianuración

Tiempo de acondicionamiento (h)	0,5	% sólidos:	33,33
Tiempo de cianuración (h):	24	pH inicial:	3,5
Cantidad de muestra (g):	47,7	pH trabajo:	10,8
Granulometría (μm):	92	[NaCN] (g/L)	10
Volumen de solución (mL):	100	Masa cal agregada (g):	3,26

BALANCE METALÚRGICO DE ORO

Tabla AIII.7. Balance metalúrgico de oro para el ensayo OAN7

Fracción	Cantidad	Concentración		Au (mg)	Repartición Au (%)
		(mg/Kg)	(mg/L)		
Solución Fuerte (L)	0,0820		8,57	0,703	22,77
Solución Lavado (L)	0,1470		0,93	0,137	4,43
Relave (Kg)	0,0457	49,16		2,247	72,80
			Total	3,086	100,00

Recuperación (%): 27,20

Alimentación recalculada (g/ton): 61,72

Ficha Técnica N° 17

Número de ensayo:	OAN 8
Título de ensayo:	Oxidación con ácido nítrico
Tipo de ensayo:	Influencia del tiempo de oxidación en la recuperación de oro
Tipo de muestras:	Mineral sulfurado aurífero refractario procedente del sector San Gerardo
Objetivo:	Establecer la recuperación de oro generada por un proceso oxidativo con ácido nítrico previo a la cianuración

Condiciones de Oxidación

Tiempo (h):	1
Cantidad de muestra (g):	50
Granulometría (μm):	92
[HNO ₃] (N):	3
% sólidos:	25

Condiciones de Cianuración

Tiempo de acondicionamiento (h)	0,5	% sólidos:	33,33
Tiempo de cianuración (h):	24	pH inicial:	4,1
Cantidad de muestra (g):	47,4	pH trabajo:	10,2
Granulometría (μm):	92	[NaCN] (g/L)	10
Volumen de solución (mL):	100	Masa cal agregada (g):	3,31

BALANCE METALÚRGICO DE ORO

Tabla AIII.8. Balance metalúrgico de oro para el ensayo OAN8

Fracción	Cantidad	Concentración		Au (mg)	Repartición Au (%)
		(mg/Kg)	(mg/L)		
Solución Fuerte (L)	0,0840		10,72	0,900	32,53
Solución Lavado (L)	0,1470		1,25	0,184	6,64
Relave (Kg)	0,0423	39,8		1,684	60,83
			Total	2,768	100,00

Recuperación (%): 39,17

Alimentación recalculada (g/ton): 55,36

Ficha Técnica N° 18

Número de ensayo:	OAN 9
Título de ensayo:	Oxidación con ácido nítrico
Tipo de ensayo:	Influencia del tiempo de oxidación en la recuperación de oro
Tipo de muestras:	Mineral sulfurado aurífero refractario procedente del sector San Gerardo
Objetivo:	Establecer la recuperación de oro generada por un proceso oxidativo con ácido nítrico previo a la cianuración

Condiciones de Oxidación

Tiempo (h):	1,5
Cantidad de muestra (g):	50
Granulometría (μm):	92
[HNO ₃] (N):	3
% sólidos:	25

Condiciones de Cianuración

Tiempo de acondicionamiento (h)	0,5	% sólidos:	33,33
Tiempo de cianuración (h):	24	pH inicial:	3,7
Cantidad de muestra (g):	46,8	pH trabajo:	10,5
Granulometría (μm):	92	[NaCN] (g/L)	10
Volumen de solución (mL):	100	Masa cal agregada (g):	3,9

BALANCE METALÚRGICO DE ORO

Tabla AIII.9. Balance metalúrgico de oro para el ensayo OAN9

Fracción	Cantidad	Concentración		Au (mg)	Repartición Au (%)
		(mg/Kg)	(mg/L)		
Solución Fuerte (L)	0,0830		19,76	1,640	55,00
Solución Lavado (L)	0,1480		1,96	0,290	9,73
Relave (Kg)	0,0461	22,815		1,052	35,27
			Total	2,982	100,00

Recuperación (%): 64,73

Alimentación recalculada (g/ton): 59,64

Ficha Técnica N° 19

Número de ensayo:	OAN 10
Título de ensayo:	Oxidación con ácido nítrico
Tipo de ensayo:	Influencia del tiempo de oxidación en la recuperación de oro
Tipo de muestras:	Mineral sulfurado aurífero refractario procedente del sector San Gerardo
Objetivo:	Establecer la recuperación de oro generada por un proceso oxidativo con ácido nítrico previo a la cianuración

Condiciones de Oxidación

Tiempo (h):	2
Cantidad de muestra (g):	50
Granulometría (μm):	92
[HNO ₃] (N):	3
% sólidos:	25

Condiciones de Cianuración

Tiempo de acondicionamiento (h)	0,5	% sólidos:	33,33
Tiempo de cianuración (h):	24	pH inicial:	3,1
Cantidad de muestra (g):	48,2	pH trabajo:	10,3
Granulometría (μm):	92	[NaCN] (g/L)	10
Volumen de solución (mL):	100	Masa cal agregada (g):	4,2

BALANCE METALÚRGICO DE ORO

Tabla AIII.10. Balance metalúrgico de oro para el ensayo OAN10

Fracción	Cantidad	Concentración		Au (mg)	Repartición Au (%)
		(mg/Kg)	(mg/L)		
Solución Fuerte (L)	0,0840		25,18	2,115	67,93
Solución Lavado (L)	0,1500		3,34	0,501	16,09
Relave (Kg)	0,0442	11,255		0,497	15,98
			Total	3,114	100,00

Recuperación (%): 84,02

Alimentación recalculada (g/ton): 62,27

Ficha Técnica N° 20

Número de ensayo:	OAN 11
Título de ensayo:	Oxidación con ácido nítrico
Tipo de ensayo:	Influencia del tiempo de oxidación en la recuperación de oro
Tipo de muestras:	Mineral sulfurado aurífero refractario procedente del sector San Gerardo
Objetivo:	Establecer la recuperación de oro generada por un proceso oxidativo con ácido nítrico previo a la cianuración

Condiciones de Oxidación

Tiempo (h):	2,5
Cantidad de muestra (g):	50
Granulometría (μm):	92
[HNO ₃] (N):	3
% sólidos:	25

Condiciones de Cianuración

Tiempo de acondicionamiento (h)	0,5	% sólidos:	33,33
Tiempo de cianuración (h):	24	pH inicial:	3,6
Cantidad de muestra (g):	47,5	pH trabajo:	10,4
Granulometría (μm):	92	[NaCN] (g/L)	10
Volumen de solución (mL):	100	Masa cal agregada (g):	3,8

BALANCE METALÚRGICO DE ORO

Tabla AIII.11. Balance metalúrgico de oro para el ensayo OAN11

Fracción	Cantidad	Concentración		Au (mg)	Repartición Au (%)
		(mg/Kg)	(mg/L)		
Solución Fuerte (L)	0,0820		24,56	2,014	65,40
Solución Lavado (L)	0,1490		3,37	0,502	16,31
Relave (Kg)	0,0437	12,89		0,563	18,29
			Total	3,079	100,00

Recuperación (%): 81,71

Alimentación recalculada (g/ton): 61,59

Ficha Técnica N° 21

Número de ensayo:	OAN 12
Título de ensayo:	Oxidación con ácido nítrico
Tipo de ensayo:	Influencia del tiempo de oxidación en la recuperación de oro
Tipo de muestras:	Mineral sulfurado aurífero refractario procedente del sector San Gerardo
Objetivo:	Establecer la recuperación de oro generada por un proceso oxidativo con ácido nítrico previo a la cianuración

Condiciones de Oxidación

Tiempo (h):	3
Cantidad de muestra (g):	50
Granulometría (μm):	92
[HNO ₃] (N):	3
% sólidos:	25

Condiciones de Cianuración

Tiempo de acondicionamiento (h)	0,5	% sólidos:	33,33
Tiempo de cianuración (h):	24	pH inicial:	3,8
Cantidad de muestra (g):	48,4	pH trabajo:	10,7
Granulometría (μm):	92	[NaCN] (g/L)	10
Volumen de solución (mL):	100	Masa cal agregada (g):	3,3

BALANCE METALÚRGICO DE ORO

Tabla AIII.12. Balance metalúrgico de oro para el ensayo OAN12

Fracción	Cantidad	Concentración		Au (mg)	Repartición Au (%)
		(mg/Kg)	(mg/L)		
Solución Fuerte (L)	0,0850		24,6	2,091	67,08
Solución Lavado (L)	0,1460		3,21	0,469	15,04
Relave (Kg)	0,0458	12,17		0,557	17,88
			Total	3,117	100,00

Recuperación (%): 82,12

Alimentación recalculada (g/ton): 62,34

ANEXO IV

**EVALUACIÓN DE LA INFLUENCIA DEL H₂O₂ EN LA
OXIDACIÓN DEL MINERAL SULFURADO AURÍFERO
REFRACTARIO EN MEDIO ACUOSO PARA INCREMENTAR LA
RECUPERACIÓN DE ORO MEDIANTE CIANURACIÓN**

Ficha Técnica N° 22

Número de ensayo:	OPH 1
Título de ensayo:	Oxidación con peróxido de hidrógeno
Tipo de ensayo:	Influencia la concentración de peróxido de hidrógeno en la recuperación de oro
Tipo de muestras:	Mineral sulfurado aurífero refractario procedente del sector San Gerardo
Objetivo:	Establecer la recuperación de oro generada por un proceso oxidativo con peróxido de hidrógeno previo a la cianuración

Condiciones de Oxidación

Tiempo (h):	1,5
Cantidad de muestra (g):	50
Granulometría (μm):	92
[H ₂ O ₂] (%):	50
% sólidos:	33,33

Condiciones de Cianuración

Tiempo de acondicionamiento (h)	0,5	% sólidos:	33,33
Tiempo de cianuración (h):	24	pH inicial:	4,5
Cantidad de muestra (g):	47,4	pH trabajo:	10,3
Granulometría (μm):	92	[NaCN] (g/L)	10
Volumen de solución (mL):	100	Masa cal agregada (g):	3,6

BALANCE METALÚRGICO DE ORO

Tabla AIV.1. Balance metalúrgico de oro para el ensayo OPH1

Fracción	Cantidad	Concentración		Au (mg)	Repartición Au (%)
		(mg/Kg)	(mg/L)		
Solución Oxidada (L)	0,051		4,18	0,21318	7,22
Solución Fuerte (L)	0,0860		7,07	0,608	20,60
Solución Lavado (L)	0,1460		1	0,146	4,95
Relave (Kg)	0,0438	45,3		1,984	67,23
			Total	2,951	100,000

Recuperación (%): 25,55

Alimentación recalculada (g/ton): 59,03

Ficha Técnica N° 23

Número de ensayo:	OPH 2
Título de ensayo:	Oxidación con peróxido de hidrógeno
Tipo de ensayo:	Influencia la concentración de peróxido de hidrógeno en la recuperación de oro
Tipo de muestras:	Mineral sulfurado aurífero refractario procedente del sector San Gerardo
Objetivo:	Establecer la recuperación de oro generada por un proceso oxidativo con peróxido de hidrógeno previo a la cianuración

Condiciones de Oxidación

Tiempo (h):	1,5
Cantidad de muestra (g):	50
Granulometría (μm):	92
[H ₂ O ₂] (%):	30
% sólidos:	33,33

Condiciones de Cianuración

Tiempo de acondicionamiento (h)	0,5	% sólidos:	33,33
Tiempo de cianuración (h):	24	pH inicial:	3,9
Cantidad de muestra (g):	47,6	pH trabajo:	10,5
Granulometría (μm):	92	[NaCN] (g/L)	10
Volumen de solución (mL):	100	Masa cal agregada (g):	4,3

BALANCE METALÚRGICO DE ORO

Tabla AIV.2. Balance metalúrgico de oro para el ensayo OPH2

Fracción	Cantidad	Concentración		Au (mg)	Repartición Au (%)
		(mg/Kg)	(mg/L)		
Solución Oxidada (L)	0,048		3,75	0,18	5,76
Solución Fuerte (L)	0,0780		7,97	0,622	19,91
Solución Lavado (L)	0,1490		1,19	0,177	5,68
Relave (Kg)	0,0458	46,8		2,144	68,65
			Total	3,123	100,000

Recuperación (%): 25,58

Alimentación recalculada (g/ton): 62,46

Ficha Técnica N° 24

Número de ensayo:	OPH 3
Título de ensayo:	Oxidación con peróxido de hidrógeno
Tipo de ensayo:	Influencia la concentración de peróxido de hidrógeno en la recuperación de oro
Tipo de muestras:	Mineral sulfurado aurífero refractario procedente del sector San Gerardo
Objetivo:	Establecer la recuperación de oro generada por un proceso oxidativo con peróxido de hidrógeno previo a la cianuración

Condiciones de Oxidación

Tiempo (h):	1,5
Cantidad de muestra (g):	50
Granulometría (μm):	92
[H ₂ O ₂] (%):	20
% sólidos:	33,33

Condiciones de Cianuración

Tiempo de acondicionamiento (h)	0,5	% sólidos:	33,33
Tiempo de cianuración (h):	24	pH inicial:	3,6
Cantidad de muestra (g):	47,9	pH trabajo:	10,1
Granulometría (μm):	92	[NaCN] (g/L)	10
Volumen de solución (mL):	100	Masa cal agregada (g):	3,5

BALANCE METALÚRGICO DE ORO

Tabla AIV.3. Balance metalúrgico de oro para el ensayo OPH3

Fracción	Cantidad	Concentración		Au (mg)	Repartición Au (%)
		(mg/Kg)	(mg/L)		
Solución Oxidada (L)	0,05		3,97	0,1985	6,16
Solución Fuerte (L)	0,0810		6,71	0,544	16,88
Solución Lavado (L)	0,1490		1,01	0,150	4,67
Relave (Kg)	0,0483	48,25		2,328	72,29
			Total	3,221	100,000

Recuperación (%): 21,55

Alimentación recalculada (g/ton): 64,41

Ficha Técnica N° 25

Número de ensayo:	OPH 4
Título de ensayo:	Oxidación con peróxido de hidrógeno
Tipo de ensayo:	Influencia la concentración de peróxido de hidrógeno en la recuperación de oro
Tipo de muestras:	Mineral sulfurado aurífero refractario procedente del sector San Gerardo
Objetivo:	Establecer la recuperación de oro generada por un proceso oxidativo con peróxido de hidrógeno previo a la cianuración

Condiciones de Oxidación

Tiempo (h):	1,5
Cantidad de muestra (g):	50
Granulometría (μm):	92
[H ₂ O ₂] (%):	10
% sólidos:	33,33

Condiciones de Cianuración

Tiempo de acondicionamiento (h)	0,5	% sólidos:	33,33
Tiempo de cianuración (h):	24	pH inicial:	3,8
Cantidad de muestra (g):	47,4	pH trabajo:	10,6
Granulometría (μm):	92	[NaCN] (g/L)	10
Volumen de solución (mL):	100	Masa cal agregada (g):	3,9

BALANCE METALÚRGICO DE ORO

Tabla AIV.4. Balance metalúrgico de oro para el ensayo OPH4

Fracción	Cantidad	Concentración		Au (mg)	Repartición Au (%)
		(mg/Kg)	(mg/L)		
Solución Oxidada (L)	0,052		4,25	0,221	7,59
Solución Fuerte (L)	0,0740		6,51	0,482	16,54
Solución Lavado (L)	0,1500		0,8	0,120	4,12
Relave (Kg)	0,0427	48,95		2,090	71,75
			Total	2,912	100,000

Recuperación (%): 20,66

Alimentación recalculada (g/ton): 58,25

Ficha Técnica N° 26

Número de ensayo:	OPH 5
Título de ensayo:	Oxidación con peróxido de hidrógeno
Tipo de ensayo:	Influencia la concentración de peróxido de hidrógeno en la recuperación de oro
Tipo de muestras:	Mineral sulfurado aurífero refractario procedente del sector San Gerardo
Objetivo:	Establecer la recuperación de oro generada por un proceso oxidativo con peróxido de hidrógeno previo a la cianuración

Condiciones de Oxidación

Tiempo (h):	1,5
Cantidad de muestra (g):	50
Granulometría (μm):	92
[H ₂ O ₂] (%):	5
% sólidos:	33,33

Condiciones de Cianuración

Tiempo de acondicionamiento (h)	0,5	% sólidos:	33,33
Tiempo de cianuración (h):	24	pH inicial:	3,8
Cantidad de muestra (g):	47,4	pH trabajo:	10,6
Granulometría (μm):	92	[NaCN] (g/L)	10
Volumen de solución (mL):	100	Masa cal agregada (g):	3,9

BALANCE METALÚRGICO DE ORO

Tabla AIV.5. Balance metalúrgico de oro para el ensayo OPH5

Fracción	Cantidad	Concentración		Au (mg)	Repartición Au (%)
		(mg/Kg)	(mg/L)		
Solución Oxidada (L)	0,048		4,13	0,19824	6,24
Solución Fuerte (L)	0,0820		5,54	0,454	14,31
Solución Lavado (L)	0,1490		0,77	0,115	3,61
Relave (Kg)	0,0490	49,15		2,407	75,83
			Total	3,175	100,000

Recuperación (%): 17,92

Alimentación recalculada (g/ton): 63,49

Ficha Técnica N° 27

Número de ensayo:	OPH 6
Título de ensayo:	Oxidación con peróxido de hidrógeno
Tipo de ensayo:	Influencia del tiempo de oxidación con peróxido de hidrógeno en la recuperación de oro
Tipo de muestras:	Mineral sulfurado aurífero refractario procedente del sector San Gerardo
Objetivo:	Establecer la recuperación de oro generada por un proceso oxidativo con peróxido de hidrógeno previo a la cianuración

Condiciones de Oxidación

Tiempo (h):	0,25
Cantidad de muestra (g):	50
Granulometría (μm):	92
[H ₂ O ₂] (%):	30
% sólidos:	33,33

Condiciones de Cianuración

Tiempo de acondicionamiento (h)	0,5	% sólidos:	33,33
Tiempo de cianuración (h):	24	pH inicial:	3,4
Cantidad de muestra (g):	48,1	pH trabajo:	10,3
Granulometría (μm):	92	[NaCN] (g/L)	10
Volumen de solución (mL):	100	Masa cal agregada (g):	3,8

BALANCE METALÚRGICO DE ORO

Tabla AIV.6. Balance metalúrgico de oro para el ensayo OPH6

Fracción	Cantidad	Concentración		Au (mg)	Repartición Au (%)
		(mg/Kg)	(mg/L)		
Solución Oxidada (L)	0,046		0,13	0,00598	0,19
Solución Fuerte (L)	0,0820		2,17	0,178	5,70
Solución Lavado (L)	0,1500		0,43	0,065	2,06
Relave (Kg)	0,0477	60,3		2,875	92,05
			Total	3,124	100,000

Recuperación (%): 7,76

Alimentación recalculada (g/ton): 62,47

Ficha Técnica N° 28

Número de ensayo:	OPH 7
Título de ensayo:	Oxidación con peróxido de hidrógeno
Tipo de ensayo:	Influencia del tiempo de oxidación con peróxido de hidrógeno en la recuperación de oro
Tipo de muestras:	Mineral sulfurado aurífero refractario procedente del sector San Gerardo
Objetivo:	Establecer la recuperación de oro generada por un proceso oxidativo con peróxido de hidrógeno previo a la cianuración

Condiciones de Oxidación

Tiempo (h):	0,5
Cantidad de muestra (g):	50
Granulometría (μm):	92
[H ₂ O ₂] (%):	30
% sólidos:	33,33

Condiciones de Cianuración

Tiempo de acondicionamiento (h)	0,5	% sólidos:	33,33
Tiempo de cianuración (h):	24	pH inicial:	4,3
Cantidad de muestra (g):	48,2	pH trabajo:	10,5
Granulometría (μm):	92	[NaCN] (g/L)	10
Volumen de solución (mL):	100	Masa cal agregada (g):	3,6

BALANCE METALÚRGICO DE ORO

Tabla AIV.7. Balance metalúrgico de oro para el ensayo OPH7

Fracción	Cantidad	Concentración		Au (mg)	Repartición Au (%)
		(mg/Kg)	(mg/L)		
Solución Oxidada (L)	0,047		0,16	0,00752	0,23
Solución Fuerte (L)	0,0850		4,04	0,343	10,66
Solución Lavado (L)	0,1490		0,62	0,092	2,87
Relave (Kg)	0,0474	58,65		2,778	86,24
			Total	3,222	100,000

Recuperación (%): 13,53

Alimentación recalculada (g/ton): 64,43

Ficha Técnica N° 29

Número de ensayo:	OPH 8
Título de ensayo:	Oxidación con peróxido de hidrógeno
Tipo de ensayo:	Influencia del tiempo de oxidación con peróxido de hidrógeno en la recuperación de oro
Tipo de muestras:	Mineral sulfurado aurífero refractario procedente del sector San Gerardo
Objetivo:	Establecer la recuperación de oro generada por un proceso oxidativo con peróxido de hidrógeno previo a la cianuración

Condiciones de Oxidación

Tiempo (h):	0,5
Cantidad de muestra (g):	50
Granulometría (μm):	92
[H ₂ O ₂] (%):	30
% sólidos:	33,33

Condiciones de Cianuración

Tiempo de acondicionamiento (h)	0,75	% sólidos:	33,33
Tiempo de cianuración (h):	24	pH inicial:	3,9
Cantidad de muestra (g):	47,4	pH trabajo:	10,8
Granulometría (μm):	92	[NaCN] (g/L)	10
Volumen de solución (mL):	100	Masa cal agregada (g):	4,6

BALANCE METALÚRGICO DE ORO

Tabla AIV.8. Balance metalúrgico de oro para el ensayo OPH8

Fracción	Cantidad	Concentración		Au (mg)	Repartición Au (%)
		(mg/Kg)	(mg/L)		
Solución Oxidada (L)	0,046		0,15	0,0069	0,23
Solución Fuerte (L)	0,0810		7,35	0,595	19,66
Solución Lavado (L)	0,1480		0,89	0,132	4,35
Relave (Kg)	0,0466	49,25		2,294	75,76
			Total	3,028	100,000

Recuperación (%): 24,01

Alimentación recalculada (g/ton): 60,56

Ficha Técnica N° 30

Número de ensayo:	OPH 9
Título de ensayo:	Oxidación con peróxido de hidrógeno
Tipo de ensayo:	Influencia del tiempo de oxidación con peróxido de hidrógeno en la recuperación de oro
Tipo de muestras:	Mineral sulfurado aurífero refractario procedente del sector San Gerardo
Objetivo:	Establecer la recuperación de oro generada por un proceso oxidativo con peróxido de hidrógeno previo a la cianuración

Condiciones de Oxidación

Tiempo (h):	1,5
Cantidad de muestra (g):	50
Granulometría (μm):	92
[H ₂ O ₂] (%):	30
% sólidos:	33,33

Condiciones de Cianuración

Tiempo de acondicionamiento (h)	0,5	% sólidos:	33,33
Tiempo de cianuración (h):	24	pH inicial:	4,2
Cantidad de muestra (g):	46,8	pH trabajo:	10,1
Granulometría (μm):	92	[NaCN] (g/L)	10
Volumen de solución (mL):	100	Masa cal agregada (g):	3,9

BALANCE METALÚRGICO DE ORO

Tabla AIV.9. Balance metalúrgico de oro para el ensayo OPH9

Fracción	Cantidad	Concentración		Au (mg)	Repartición Au (%)
		(mg/Kg)	(mg/L)		
Solución Oxidada (L)	0,049		0,11	0,00539	0,18
Solución Fuerte (L)	0,0780		7,97	0,622	21,09
Solución Lavado (L)	0,1490		1,19	0,177	6,01
Relave (Kg)	0,0458	46,8		2,144	72,72
			Total	2,948	100,000

Recuperación (%): 27,10

Alimentación recalculada (g/ton):

ANEXO V

**EVALUACIÓN DE LA INFLUENCIA DEL O₃ EN LA OXIDACIÓN
DEL MINERAL SULFURADO AURÍFERO REFRACTARIO EN
MEDIO ACUOSO PARA INCREMENTAR LA RECUPERACIÓN
DE ORO MEDIANTE CIANURACIÓN**

Ficha Técnica N° 31

Número de ensayo:	OOz 1
Título de ensayo:	Oxidación con ozono
Tipo de ensayo:	Influencia de concentración en la oxidación con ozono en la recuperación de oro
Tipo de muestras:	Mineral sulfurado aurífero refractario procedente del sector San Gerardo
Objetivo:	Establecer la recuperación de oro generada por un proceso oxidativo con ozono previo a la cianuración

Condiciones de Oxidación

Tiempo de saturación (h):	0
Tiempo de oxidación (h)	1
Cantidad de muestra (g):	50
Granulometría (μm):	92
% sólidos:	50

Condiciones de Cianuración

Tiempo de acondicionamiento (h)	0,5	% sólidos:	33,33
Tiempo de cianuración (h):	24	pH inicial:	5,4
Cantidad de muestra (g):	47,3	pH trabajo:	10,3
Granulometría (μm):	92	[NaCN] (g/L)	10
Volumen de solución (mL):	100	Masa cal agregada (g):	2,7

BALANCE METALÚRGICO DE ORO

Tabla AV.1. Balance metalúrgico de oro para el ensayo OOz1

Fracción	Cantidad	Concentración		Au (mg)	Repartición Au (%)
		(mg/Kg)	(mg/L)		
Solución Fuerte (L)	0,0840		10,16	0,853	28,04
Solución Lavado (L)	0,1470		0,447	0,066	2,16
Relave (Kg)	0,0453	46,9		2,125	69,80
			Total	3,044	100,00

Recuperación (%): 30,20

Alimentación recalculada (g/ton): 60,87

Ficha Técnica N° 32

Número de ensayo:	OOz 2
Título de ensayo:	Oxidación con ozono
Tipo de ensayo:	Influencia de concentración en la oxidación con ozono en la recuperación de oro
Tipo de muestras:	Mineral sulfurado aurífero refractario procedente del sector San Gerardo
Objetivo:	Establecer la recuperación de oro generada por un proceso oxidativo con ozono previo a la cianuración

Condiciones de Oxidación

Tiempo de saturación (h):	0
Tiempo de oxidación (h)	0,5
Cantidad de muestra (g):	50
Granulometría (μm):	92
% sólidos:	50

Condiciones de Cianuración

Tiempo de acondicionamiento (h)	0,5	% sólidos:	33,33
Tiempo de cianuración (h):	24	pH inicial:	5,8
Cantidad de muestra (g):	48,7	pH trabajo:	10,6
Granulometría (μm):	92	[NaCN] (g/L)	10
Volumen de solución (mL):	100	Masa cal agregada (g):	3,0

BALANCE METALÚRGICO DE ORO

Tabla AV.2. Balance metalúrgico de oro para el ensayo OOz2

Fracción	Cantidad	Concentración		Au (mg)	Repartición Au (%)
		(mg/Kg)	(mg/L)		
Solución Fuerte (L)	0,0830		6,87	0,570	20,48
Solución Lavado (L)	0,1450		0,408	0,059	2,12
Relave (Kg)	0,0439	49,1		2,155	77,40
			Total	2,785	100,00

Recuperación (%): 22,60

Alimentación recalculada (g/ton): 55,70

Ficha Técnica N° 33

Número de ensayo:	OOz 3
Título de ensayo:	Oxidación con ozono
Tipo de ensayo:	Influencia de concentración en la oxidación con ozono en la recuperación de oro
Tipo de muestras:	Mineral sulfurado aurífero refractario procedente del sector San Gerardo
Objetivo:	Establecer la recuperación de oro generada por un proceso oxidativo con ozono previo a la cianuración

Condiciones de Oxidación

Tiempo de saturación (h):	0
Tiempo de oxidación (h)	0,25
Cantidad de muestra (g):	50
Granulometría (μm):	92
% sólidos:	50

Condiciones de Cianuración

Tiempo de acondicionamiento (h)	0,5	% sólidos:	33,33
Tiempo de cianuración (h):	24	pH inicial:	5,3
Cantidad de muestra (g):	47,4	pH trabajo:	10,2
Granulometría (μm):	92	[NaCN] (g/L)	10
Volumen de solución (mL):	100	Masa cal agregada (g):	3,4

BALANCE METALÚRGICO DE ORO

Tabla AV.3. Balance metalúrgico de oro para el ensayo OOz3

Fracción	Cantidad	Concentración		Au (mg)	Repartición Au (%)
		(mg/Kg)	(mg/L)		
Solución Fuerte (L)	0,0870		5,89	0,512	18,52
Solución Lavado (L)	0,1510		0,402	0,061	2,19
Relave (Kg)	0,0437	50,2		2,194	79,29
			Total	2,767	100,00

Recuperación (%): 20,71

Alimentación recalculada (g/ton): 55,34

Ficha Técnica N° 34

Número de ensayo:	OOz 4
Título de ensayo:	Oxidación con ozono
Tipo de ensayo:	Influencia de concentración en la oxidación con ozono en la recuperación de oro
Tipo de muestras:	Mineral sulfurado aurífero refractario procedente del sector San Gerardo
Objetivo:	Establecer la recuperación de oro generada por un proceso oxidativo con ozono previo a la cianuración

Condiciones de Oxidación

Tiempo de saturación (h):	0
Tiempo de oxidación (h)	0,125
Cantidad de muestra (g):	50
Granulometría (μm):	92
% sólidos:	50

Condiciones de Cianuración

Tiempo de acondicionamiento (h)	0,5	% sólidos:	33,33
Tiempo de cianuración (h):	24	pH inicial:	5,1
Cantidad de muestra (g):	48,7	pH trabajo:	10,5
Granulometría (μm):	92	[NaCN] (g/L)	10
Volumen de solución (mL):	100	Masa cal agregada (g):	3,8

BALANCE METALÚRGICO DE ORO

Tabla AV.4. Balance metalúrgico de oro para el ensayo OOz4

Fracción	Cantidad	Concentración		Au (mg)	Repartición Au (%)
		(mg/Kg)	(mg/L)		
Solución Fuerte (L)	0,0820		6,04	0,495	19,06
Solución Lavado (L)	0,1470		0,657	0,097	3,71
Relave (Kg)	0,0444	45,2		2,007	77,23
			Total	2,599	100,00

Recuperación (%): 22,77

Alimentación recalculada (g/ton): 51,97

Ficha Técnica N° 35

Número de ensayo:	OOz 5
Título de ensayo:	Oxidación con ozono
Tipo de ensayo:	Influencia de concentración en la oxidación con ozono en la recuperación de oro
Tipo de muestras:	Mineral sulfurado aurífero refractario procedente del sector San Gerardo
Objetivo:	Establecer la recuperación de oro generada por un proceso oxidativo con ozono previo a la cianuración

Condiciones de Oxidación

Tiempo de saturación (h):	0,5
Tiempo de oxidación (h)	1
Cantidad de muestra (g):	50
Granulometría (μm):	92
% sólidos:	50

Condiciones de Cianuración

Tiempo de acondicionamiento (h)	0,5	% sólidos:	33,33
Tiempo de cianuración (h):	24	pH inicial:	5,5
Cantidad de muestra (g):	47,9	pH trabajo:	10,8
Granulometría (μm):	92	[NaCN] (g/L)	10
Volumen de solución (mL):	100	Masa cal agregada (g):	4,1

BALANCE METALÚRGICO DE ORO

Tabla AV.5. Balance metalúrgico de oro para el ensayo OOz5

Fracción	Cantidad	Concentración		Au (mg)	Repartición Au (%)
		(mg/Kg)	(mg/L)		
Solución Fuerte (L)	0,0840		8,16	0,685	33,84
Solución Lavado (L)	0,1470		1,512	0,222	10,97
Relave (Kg)	0,0456	24,52		1,118	55,19
			Total	2,026	100,00

Recuperación (%): 44,81

Alimentación recalculada (g/ton): 50,52

Ficha Técnica N° 36

Número de ensayo:	OOz 6
Título de ensayo:	Oxidación con ozono
Tipo de ensayo:	Influencia de concentración en la oxidación con ozono en la recuperación de oro
Tipo de muestras:	Mineral sulfurado aurífero refractario procedente del sector San Gerardo
Objetivo:	Establecer la recuperación de oro generada por un proceso oxidativo con ozono previo a la cianuración

Condiciones de Oxidación

Tiempo de saturación (h):	0,5
Tiempo de oxidación (h)	0,5
Cantidad de muestra (g):	50
Granulometría (μm):	92
% sólidos:	50

Condiciones de Cianuración

Tiempo de acondicionamiento (h)	0,5	% sólidos:	33,33
Tiempo de cianuración (h):	24	pH inicial:	5,0
Cantidad de muestra (g):	47,5	pH trabajo:	10,3
Granulometría (μm):	92	[NaCN] (g/L)	10
Volumen de solución (mL):	100	Masa cal agregada (g):	3,0

BALANCE METALÚRGICO DE ORO

Tabla AV.6. Balance metalúrgico de oro para el ensayo OOz6

Fracción	Cantidad	Concentración		Au (mg)	Repartición Au (%)
		(mg/Kg)	(mg/L)		
Solución Fuerte (L)	0,0830		8,79	0,730	39,29
Solución Lavado (L)	0,1450		0,42	0,061	3,28
Relave (Kg)	0,0449	23,75		1,066	57,43
			Total	1,857	100,00

Recuperación (%): 42,57

Alimentación recalculada (g/ton): 57,14

Ficha Técnica N° 37

Número de ensayo:	OOz 7
Título de ensayo:	Oxidación con ozono
Tipo de ensayo:	Influencia de concentración en la oxidación con ozono en la recuperación de oro
Tipo de muestras:	Mineral sulfurado aurífero refractario procedente del sector San Gerardo
Objetivo:	Establecer la recuperación de oro generada por un proceso oxidativo con ozono previo a la cianuración

Condiciones de Oxidación

Tiempo de saturación (h):	0,5
Tiempo de oxidación (h)	0,25
Cantidad de muestra (g):	50
Granulometría (μm):	92
% sólidos:	50

Condiciones de Cianuración

Tiempo de acondicionamiento (h)	0,5	% sólidos:	33,33
Tiempo de cianuración (h):	24	pH inicial:	4,6
Cantidad de muestra (g):	48,2	pH trabajo:	10,5
Granulometría (μm):	92	[NaCN] (g/L)	10
Volumen de solución (mL):	100	Masa cal agregada (g):	3,4

BALANCE METALÚRGICO DE ORO

Tabla AV.7. Balance metalúrgico de oro para el ensayo OOz7

Fracción	Cantidad	Concentración		Au (mg)	Repartición Au (%)
		(mg/Kg)	(mg/L)		
Solución Fuerte (L)	0,0870		9,14	0,795	36,91
Solución Lavado (L)	0,1510		0,446	0,067	3,13
Relave (Kg)	0,0447	28,9		1,292	59,96
			Total	2,154	100,00

Recuperación (%): 40,04

Alimentación recalculada (g/ton): 53,09

Ficha Técnica N° 38

Número de ensayo:	OOz 8
Título de ensayo:	Oxidación con ozono
Tipo de ensayo:	Influencia de concentración en la oxidación con ozono en la recuperación de oro
Tipo de muestras:	Mineral sulfurado aurífero refractario procedente del sector San Gerardo
Objetivo:	Establecer la recuperación de oro generada por un proceso oxidativo con ozono previo a la cianuración

Condiciones de Oxidación

Tiempo de saturación (h):	0,5
Tiempo de oxidación (h)	0,125
Cantidad de muestra (g):	50
Granulometría (μm):	92
% sólidos:	50

Condiciones de Cianuración

Tiempo de acondicionamiento (h)	0,5	% sólidos:	33,33
Tiempo de cianuración (h):	24	pH inicial:	4,1
Cantidad de muestra (g):	47,6	pH trabajo:	10,2
Granulometría (μm):	92	[NaCN] (g/L)	10
Volumen de solución (mL):	100	Masa cal agregada (g):	3,8

BALANCE METALÚRGICO DE ORO

Tabla AV.8. Balance metalúrgico de oro para el ensayo OOz8

Fracción	Cantidad	Concentración		Au (mg)	Repartición Au (%)
		(mg/Kg)	(mg/L)		
Solución Fuerte (L)	0,0850		8,49	0,722	28,16
Solución Lavado (L)	0,1470		0,934	0,137	5,36
Relave (Kg)	0,0438	38,9		1,704	66,48
				2,563	100,00

Recuperación (%): 33,52

Alimentación recalculada (g/ton): 51,26

ANEXO VI
BALANCE DE MASA

BALANCE DE MASA

Para la realizar el balance de masa se considera una alimentación de mineral sulfurado aurífero refractario igual a 1 t/día, con base en este valor se calculará la alimentación mensual requerida.

$$1000 \frac{\text{kg}_{\text{mineral}}}{\text{día}} * \frac{30 \text{ días}}{\text{mes}} = 30000 \frac{\text{kg}_{\text{mineral}}}{\text{mes}}$$

Oxidación

En el proceso de oxidación se utilizó un porcentaje de sólidos del 25 %. Se empleó un valor de densidad de la solución igual 1409 kg/m³.

$$\% \text{ sólidos} = \frac{m_{\text{sólidos}}}{m_{\text{sólidos}} + m_{\text{solución}}} \times 100 \quad [\text{AVI.1}]$$

$$25 \% = \frac{1000 \text{ kg/mes}}{1000 \text{ kg/mes} + m_{\text{solución}}} \times 100$$

$$m_{\text{solución}} = 3000 \frac{\text{kg}_{\text{solución}}}{\text{día}}$$

Por ende, el volumen de solución es:

$$V_{\text{solución}} = 3000 \frac{\text{kg}_{\text{solución}}}{\text{día}} * \frac{1 \text{ m}^3_{\text{solución}}}{1409 \text{ kg}_{\text{solución}}} = 2,13 \frac{\text{m}^3_{\text{solución}}}{\text{día}}$$

$$V_{\text{solución}} = 2,12 \frac{\text{m}^3_{\text{solución}}}{\text{mes}} * \frac{1000 \text{ L}_{\text{solución}}}{1 \text{ m}^3_{\text{solución}}} = 2130 \text{ L}_{\text{solución}}$$

La concentración de ácido nítrico es de 4N y se requiere preparar una solución 3 N, por lo que la cantidad de ácido concentrado necesaria es:

$$m_{\text{ácido}} = 2130 \text{L}_{\text{solución}} * 3 \frac{\text{mol}}{\text{L}} * \frac{\text{L}}{4 \text{ mol}} * \frac{\text{m}^3}{1000\text{L}} = 1,5975 \text{m}^3_{\text{ácido concentrada}}$$

$$m_{\text{ácido}} = 1597,5 \text{m}^3_{\text{solución concentrada}} * \frac{1000\text{kg}}{1\text{m}^3} = 1597,5 \text{ kg}_{\text{ácido concentrado}}$$

Cantidad de agua necesaria para preparar la solución de ácido:

$$m_{\text{agua}} = m_{\text{solución}} - m_{\text{ácido}} \quad [\text{AVI.2}]$$

$$m_{\text{agua}} = 3000 \frac{\text{kg}}{\text{día}} - 1597,5 \frac{\text{kg}}{\text{día}}$$

$$m_{\text{agua}} = 1402,5 \frac{\text{kg}}{\text{día}}$$

La cantidad de Cu, Fe, Pb y Zn disuelta en la solución de oxidación se calculan con base en los porcentajes de estos metales en el mineral inicial donde se tiene 2,01 % Cu; 27,85 % Fe; 0,43 % Pb y 0,32 % Zn y en la fracción relave son 0,27% Cu; 18,5% Fe; 0,184 % Pb y 0,254 % Zn.

$$m_{\text{Cu solución oxidada}} = m_{\text{Cu solución}} - m_{\text{Cu mineral}} \quad [\text{AVI.3}]$$

$$m_{\text{Cu relave}} = 1000 \text{ kg}_{\text{mineral}} * 0,0027 \frac{\text{kg}_{\text{Cu}}}{\text{kg}_{\text{mineral}}}$$

$$m_{\text{Cu relave}} = 2,7 \text{ kg}_{\text{Cu}}$$

$$m_{\text{Cu mineral}} = 1000 \text{ kg}_{\text{mineral}} * 0,0201 \frac{\text{kg}_{\text{Cu}}}{\text{kg}_{\text{mineral}}}$$

$$m_{\text{Cu mineral}} = 20,1 \text{ kg}_{\text{Cu}}$$

$$m_{\text{Cu solución oxidada}} = 20,1 - 2,7 = 17,4 \text{ kg}_{\text{Cu}}$$

$$m_{\text{Fe solución oxidada}} = m_{\text{Fe solución}} - m_{\text{Fe mineral}}$$

[AVI.4]

$$m_{\text{Fe relave}} = 1000 \text{ kg}_{\text{mineral}} * 0,185 \frac{\text{kg}_{\text{Fe}}}{\text{kg}_{\text{mineral}}}$$

$$m_{\text{Fe relave}} = 185,25 \text{ kg}_{\text{Fe}}$$

$$m_{\text{Fe mineral}} = 1000 \text{ kg}_{\text{mineral}} * 0,2785 \frac{\text{kg}_{\text{Fe}}}{\text{kg}_{\text{mineral}}}$$

$$m_{\text{Fe mineral}} = 278,5 \text{ kg}_{\text{Fe}}$$

$$m_{\text{Fe solución}} = 278,5 - 185,25 = 93,25 \text{ kg}_{\text{Fe}}$$

$$m_{\text{Pb solución oxidada}} = m_{\text{Pb solución}} - m_{\text{Pb mineral}}$$

[AVI.5]

$$m_{\text{Pb relave}} = 1000 \text{ kg}_{\text{mineral}} * 0,00184 \frac{\text{kg}_{\text{Pb}}}{\text{kg}_{\text{mineral}}}$$

$$m_{\text{Pb relave}} = 1,84 \text{ kg}_{\text{Pb}}$$

$$m_{\text{Pb mineral}} = 1000 \text{ kg}_{\text{mineral}} * 0,0043 \frac{\text{kg}_{\text{Pb}}}{\text{kg}_{\text{mineral}}}$$

$$m_{\text{Pb mineral}} = 4,3 \text{ kg}_{\text{Pb}}$$

$$m_{\text{Pb solución}} = 4,3 - 1,84 = 2,46 \text{ kg}_{\text{Pb}}$$

$$m_{\text{Zn solución oxidada}} = m_{\text{Zn solución}} - m_{\text{Zn mineral}}$$

[AVI.6]

$$m_{\text{Zn relave}} = 1000 \text{ kg}_{\text{mineral}} * 0,00254 \frac{\text{kg}_{\text{Zn}}}{\text{kg}_{\text{mineral}}}$$

$$m_{\text{Zn relave}} = 2,54 \text{ kg}_{\text{Zn}}$$

$$m_{\text{Zn mineral}} = 1000 \text{ kg}_{\text{mineral}} * 0,0032 \frac{\text{kg}_{\text{Zn}}}{\text{kg}_{\text{mineral}}}$$

$$m_{\text{Zn mineral}} = 3,2 \text{ kg}_{\text{Zn}}$$

$$m_{\text{Zn solución oxidada}} = 3,2 - 2,54 = 0,66 \text{ kg}_{\text{Zn}}$$

$$m_{\text{solución oxidada}} = m_{\text{solución}} + (m_{\text{Cu}} + m_{\text{Fe}} + m_{\text{Pb}} + m_{\text{Zn}})_{\text{solución oxidada}} \quad [\text{AIV.7}]$$

$$m_{\text{solución oxidada}} = 3000 \frac{\text{kg}}{\text{día}} + 17,4 \frac{\text{kg}}{\text{día}} + 93,25 \frac{\text{kg}}{\text{día}} + 2,46 \frac{\text{kg}}{\text{día}} + 0,66 \frac{\text{kg}}{\text{día}}$$

$$m_{\text{solución oxidada}} = 3113,77 \frac{\text{kg}}{\text{día}}$$

Lavado

Para el proceso de lavado se trabajó con un 33,33 % de sólidos durante 30 minutos de agitación; a continuación, se expone el cálculo de la cantidad de agua necesaria.

Masa de agua que ingresa al lavado

$$\% \text{ sólidos} = \frac{m_{\text{sólidos}}}{m_{\text{sólidos}} + m_{\text{agua de lavado}}} \times 100 \quad [\text{AVI.7}]$$

$$m_{\text{sólidos}} = m_{\text{mineral}} - (m_{\text{Cu}} + m_{\text{Fe}} + m_{\text{Pb}} + m_{\text{Zn}})_{\text{solución oxidada}} \quad [\text{AVI.8}]$$

$$m_{\text{sólidos}} = 1000 \frac{\text{kg}}{\text{día}} - \left(17,4 \frac{\text{kg}}{\text{día}} + 93,25 \frac{\text{kg}}{\text{día}} + 2,46 \frac{\text{kg}}{\text{día}} + 0,66 \frac{\text{kg}}{\text{día}} \right)$$

$$m_{\text{sólidos}} = 886,23 \frac{\text{kg}}{\text{día}}$$

$$33,33 = \frac{886,23 \frac{\text{kg}}{\text{día}}}{886,23 \frac{\text{kg}}{\text{día}} + m_{\text{agua de lavado}}} \times 100$$

$$m_{\text{agua de lavado}} = 1772,73 \frac{\text{kg}_{\text{agua de lavado}}}{\text{día}}$$

Considerando de la densidad del agua es 1000 kg/m³ se tiene un volumen de agua de lavado igual a:

$$V_{\text{agua de lavado}} = 1772,73 \frac{\text{kg}_{\text{agua de lavado}}}{\text{día}} \cdot \frac{1 \text{ m}^3}{1000 \text{ kg}} = 1,77 \text{ m}^3_{\text{agua de lavado}}$$

Cianuración

En el proceso de cianuración se emplea una concentración de cianuro de sodio de 1 g/L, con un porcentaje de sólidos del 33,33 % y una densidad de solución igual al del agua. Con base en estos datos se calculó la cantidad de solución y cianuro de sodio necesarios para el sistema.

Cantidad de solución de cianuro de sodio.

$$\% \text{ sólidos} = \frac{m_{\text{sólidos}}}{m_{\text{sólidos}} + m_{\text{solución de cianuro}}} \times 100 \quad [\text{AVI.9}]$$

$$33,33 = \frac{886,23 \frac{\text{kg}}{\text{día}}}{886,23 \frac{\text{kg}}{\text{día}} + m_{\text{solución de cianuro}}} \times 100$$

$$m_{\text{solución de cianuración}} = 1772,73 \frac{\text{kg}_{\text{solución de cianuro}}}{\text{día}}$$

Se considera que la densidad de la solución corresponde a la del agua, se tiene un volumen de solución de cianuro igual a:

$$V_{\text{solución de cianuro}} = 1772,73 \frac{\text{kg}_{\text{solución de cianuro}}}{\text{día}} * \frac{1 \text{m}^3}{1000 \text{kg}} = 1,77 \text{ m}^3_{\text{solución de cianuro}}$$

Cantidad de carbonato de calcio.

$$m_{\text{Carbonato de calcio}} = 1772,73 \frac{\text{kg}_{\text{solución}}}{\text{día}} * \frac{1 \text{ L}_{\text{solución}}}{1 \text{ kg}_{\text{solución}}} * \frac{4 \text{ g}_{\text{CaCO}_3}}{0,1 \text{ L}_{\text{solución}}} * \frac{1 \text{ kg}_{\text{CaCO}_3}}{1000 \text{ g}_{\text{CaCO}_3}}$$

$$m_{\text{Carbonato de calcio}} = 70,91 \frac{\text{kg}_{\text{carbonato de calcio}}}{\text{día}}$$

Cantidad de cianuro de sodio.

$$m_{\text{Cianuro de sodio}} = 1772,73 \frac{\text{kg}_{\text{solución}}}{\text{día}} * \frac{1 \text{ L}_{\text{solución}}}{1 \text{ kg}_{\text{solución}}} * \frac{10 \text{ g}_{\text{NaCN}}}{1 \text{ L}_{\text{solución}}} * \frac{1 \text{ kg}_{\text{NaCN}}}{1000 \text{ g}_{\text{NaCN}}}$$

$$m_{\text{Cianuro de sodio}} = 17,72 \frac{\text{kg}_{\text{cianuro de sodio}}}{\text{día}}$$

Cementación

El proceso de cementación se lleva a cabo empleando polvo de zinc en una relación de 30 g por cada gramo de oro y plata en conjunto presentes en la solución.

$$m = m_{\text{solución}} + m_{\text{sólidos}} \quad [\text{AVI.10}]$$

$$m_{\text{solución}} = m_{\text{solución de cianuración}} + m_{\text{Au}} + m_{\text{Ag}} + m_{\text{Cianuro de sodio}} + m_{\text{Carbonato de calcio}}$$

$$m_{\text{Au}} = 1,77 \text{ m}^3 * \frac{28,52 \text{ mg}}{\text{L}} * \frac{1 \text{ 000 L}}{1 \text{ m}^3} * \frac{1 \text{ kg}}{1 \text{ 000 000 mg}} = 0,051 \text{ kg}$$

$$m_{\text{Ag}} = 1,77 \text{ m}^3 * \frac{18,69 \text{ mg}}{\text{L}} * \frac{1 \text{ 000 L}}{1 \text{ m}^3} * \frac{1 \text{ kg}}{1 \text{ 000 000 mg}} = 0,033 \text{ kg}$$

$$m_{\text{solución}} = 1 \text{ 772,73} + 0,051 + 0,033 + 1,77 + 70,91 = 1 \text{ 845,494 kg}$$

Cantidad de polvo de zinc:

$$m_{\text{sólidos}} = (0,051 + 0,033) \text{ kg}_{\text{Au+Ag}} * \frac{30 \text{ kg}_{\text{polvo de zinc}}}{1 \text{ kg}_{\text{Au+Ag}}} = 2,52 \text{ kg}_{\text{polvo de zinc}}$$

ANEXO VII
DIMENSIONAMIENTO DE EQUIPOS

TANQUE DE OXIDACIÓN

Para efectuar el dimensionamiento del tanque de oxidación se considera la cantidad de pulpa que ingresa a este proceso.

$$m_{\text{pulpa}} = m_{\text{solución}} + m_{\text{sólidos}} \quad [\text{AVII.1}]$$

$$m = 3\,000 + 1\,000 = 4\,000 \text{ kg}$$

$$V_{Lp} = \frac{m}{\delta}$$

$$\delta = \sum x_i \cdot \delta_i = 0,25 \cdot 5000 + 0,75 \cdot 1409 = 2306,75 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}$$

$$V_{Lp} = \frac{m}{\delta} = \frac{4000 \text{ kg}}{2306,75 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}} = 1,73 \text{ m}^3$$

Para obtener el volumen real del tanque se escogió 1,5 de factor de sobredimensionamiento que corresponde al 50 %. Esto se debe a que la reacción producida es muy exotérmica.

$$V_s = f_{SD}(V_{Lp}) \quad [\text{AVII.2}]$$

$$V_s = 1,5 (1,73 \text{ m}^3) = 2,6 \text{ m}^3$$

- Altura y diámetro del tanque:

$$h = 1,5 D_i \quad [\text{AVII.3}]$$

$$V_s = \pi r^2 h = 2,6$$

$$2,6 = 1,5 \pi \frac{D_i^3}{4}$$

$$D_i = 1,3 \text{ m} \quad h = 1,95 \text{ m}$$

- El espesor del tanque esta dado por:

$$t_s = \frac{P R_i}{2 S E - 0,6 P} + f_c \quad [\text{AVII.4}]$$

Donde:

P = presión dentro del tanque (psi)

R_i = radio del tanque (m)

S = resistencia de diseño del material (psi)

E = eficiencia de la soldadura

f_c = factor de seguridad de corrosión (mm)

P = presión hidrostática

$$P = g \cdot \delta \cdot h$$

$$P = \left(9,8 \frac{\text{m}}{\text{s}^2}\right) (1\,409) (1,95 \text{ m}) \left(\frac{14,7 \text{ psi}}{101\,325 \text{ Pa}}\right) = 3,91 \text{ psi}$$

El material con el que se construirá el tanque será acero AISI 304 ya que resiste altas concentraciones de ácido fosfórico a temperatura ambiente. Su resistencia es 23 937,82 psi; con una eficiencia de soldadura de 0,85 y un factor de seguridad de 7 mm.

$$t_s = \frac{(3,91)(0,65)}{2(23\,937,82)(0,85) - 0,6(3,91)} \times \frac{1\,000 \text{ mm}}{1 \text{ m}} + 7 \text{ mm}$$

$$t_s = 7,06 \text{ mm}$$

En la Tabla AVII.1 se muestran algunos espesores críticos.

Tabla AVII.1. Espesores críticos en función al diámetro del cilindro

Diámetro del cilindro (m)	Espesor mínimo (mm)
1	5
1 a 2	7
2 a 2,5	9
2,5 a 3	10
3 a 3,5	12

(Sinnott, 2005, p.456)

Debido a que el diámetro del tanque es 1,3 m, el espesor más adecuado es de 7 mm. En cuanto a la tapa se seleccionó una tapa toriesférica para el tanque.

- Definición de la altura de la tapa

$$h_T = D_i - \sqrt{(r_k + r_i - D_i) \cdot (r_k - r_i - D_i)} \quad [\text{AVII.5}]$$

Donde:

$r_k =$ radio del nudillo

$r_i =$ radio del tanque

$D_i =$ diámetro del tanque

$$r_k = 0,06 \cdot D_i = 0,078 \text{ m}$$

$$r_i = 0,65 \text{ m}$$

$$h_T = 0,27 \text{ m}$$

- Volumen de la tapa

$$V_T = 0,0809 \cdot D_i^3 = 0,18 \text{ m}^3$$

- Espesor

$$t_T = \frac{0,885 \cdot P_H \cdot L}{SE - 0,1 \cdot P_H} + f_c \quad [\text{AVII.6}]$$

$$t_T = \frac{0,885 (3,91 \text{ psi})(1,3 \text{ m})}{(0,85)(23\,937,82) - 0,1(3,91)} \times \frac{1\,000 \text{ mm}}{1 \text{ m}} + 7 \text{ mm}$$

$$t_T = 7,22 \text{ mm}$$

- Volumen total del Tanque

$$V_{\text{Total}} = V_S + V_T \quad [\text{AVII.7}]$$

Donde:

$V_S = \text{volumen del cilindro}$

$V_T = \text{volumen de la tapa}$

$$V_{\text{Total}} = 2,6 + 0,18 = 2,78 \text{ m}^3$$

Sistema de agitación para el tanque de oxidación

En la Figura AVII.1 se muestran los sistemas de agitación y el criterio de selección.

Tabla de selección				Relaciones para los diseños de la turbina		
Servicio	Dispositivo de mezcla	Rango	Criterio	Diám. Tanque Impeler (ratio)	Altura tanque diámetro (ratio)	Impeler y Posición
Mezcla	Turbina		1. Circulación de volumen	3:1 6:1	Ilimitado	Simple o múltiple
	Hélice					
	Paleta					
	Vol. Tanque					
Dispersión sistemas inmiscibles	Turbina		1. Control de tamaño de gota 2. Recirculación	3,0:1 3,5:1	1:1 1:2	Centro de carga
	Hélice					
	Paleta					
	Flujo					
Reacciones en solución sistemas miscibles	Turbina		1. Intensidad 2. Circulación de volumen	2,5:1 3,2:1	1:1 3:1	Simple o múltiple
	Hélice					
	Paleta					
	Vol. Carga					
Disolución	Turbina		1. Esfuerzo cortante 2. Circulación de volumen	1,6:1 3,2:1	1:2 2:1	Centro de carga
	Hélice					
	Paleta					
	Vol. Carga					
Sólidos en suspensión	Turbina		1. Circulación 2. Velocidad	2,0:1 3,5:1	1:1 1:2	Depende del tamaño de partícula
	Hélice					
	Paleta					
	% Sólidos					
Transf. de calor	Turbina		1. Circulación de volumen 2. Velocidad en la transferencia	Calentamiento Otros servicios	Depende del resto de servicios	Simple Perpendicular (transferencia de calor)
	Hélice					
	Paleta					
	Vol. Tanque					
Cristalización o Precipitación	Turbina		1. Circulación 2. Bajas velocidades 3. Esfuerzo cortante	2,0:1 3,2:1	2:1 1:1	Simple Centro de carga
	Hélice					
	Paleta					
	Vol. Tanque					

Figura AVII.1. Parámetros de selección del sistema de agitación

Durante la oxidación se trabajó con sólidos en suspensión y la presencia de reacciones, por esto es recomendable trabajar con turbinas o hélices en forma de pala para esto se tiene:

$$\frac{D_i}{d} = 2,5$$

[AVII.8]

Donde:

D_i = diámetro del tanque

d = diámetro del impulsor

$$d = 0,52 \text{ m}$$

- Altura del impulsor con relación a la base del tanque (H_i)

$$\frac{H_i}{d} = 1$$

[AVII.9]

$$H_i = 0,52 \text{ m}$$

- Número de deflectores = 4
- Ancho de los deflectores (W_b)

$$\frac{W_b}{D_i} = 0,1$$

[AVII.10]

$$W_b = 0,13 \text{ m}$$

Se asumió que las revoluciones por segundo del impulsor son iguales a 1

- Potencia del impulsor

Para obtener la potencia del impulsor se partió del número de Reynolds:

$$\text{Reynolds} = \frac{\rho \cdot N_i \cdot d^2}{\mu}$$

[AVII.11]

Donde:

N_i = agitación del impulsor

d = diámetro del impulsor

ρ = densidad

$\mu = \text{viscosidad}$

$$\text{Reynolds} = \frac{\left(1409 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}\right) \left(1 \frac{1}{\text{s}}\right) (0,52)^2}{10 \text{ Pa}\cdot\text{s}}$$

$$\text{Reynolds} = 38,10$$

Una vez ya establecido el número de Reynolds se obtiene el número de potencia con la Figura AVII.2.

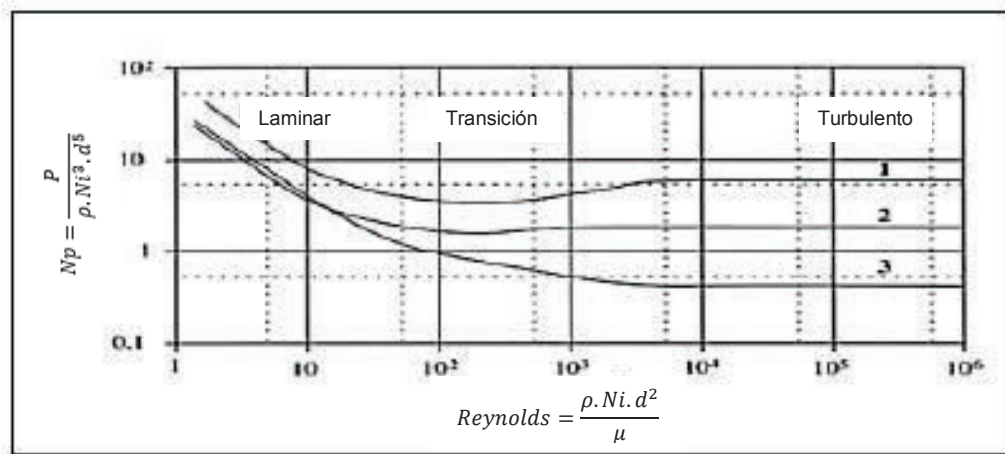


Figura AVII.2. Relación entre el número de Reynolds y el número de potencia para sistemas de agitación (Sinnott, 2005, p. 474)

$$\text{Reynolds} = 196 \rightarrow Np = 1,2$$

- Potencia consumida

$$P = Np \cdot \rho \cdot Ni^3 \cdot d^5$$

[AVII.12]

Donde:

$Np = \text{número de potencia}$

$Ni = \text{agitación del impulsor}$

$d = \text{diámetro}$

$\rho = \text{densidad}$

$$P=(1,2) \left(1\,409 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}\right) \left(1 \frac{1}{\text{s}}\right)^3 (0,52)^5$$

$$P=64,28 \text{ kW}$$

- Altura de la solución en el tanque agitado

$$V_{Lp}-V_T = \frac{\pi \cdot D_i^2 \cdot (H_i - h_T)}{4} \quad [\text{AVII.13}]$$

$$1,73 \text{ m}^3 - 0,18 \text{ m}^3 = \frac{\pi \cdot (1,3\text{m})^2 \cdot (H_i - 0,27)}{4}$$

$$H_i = 1,44\text{m}$$

La altura de la solución en el tanque durante el proceso de agitación indica que el sobredimensionamiento empleado es correcto

TANQUE DE LAVADO

Cantidad de pulpa que ingresa a la precipitación con hidróxido de sodio

$$m = m_{\text{solución}} + m_{\text{sólidos}} \quad [\text{AVII.14}]$$

$$m = 1772,73 + 886,23 = 2658,96 \text{ kg}$$

$$V_{Lp} = \frac{m}{\delta}$$

$$\delta = \sum x_i \cdot \delta_i = 0,3333 \cdot 5000 + 0,6667 \cdot 1000 = 2333,2 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}$$

$$V_{Lp} = \frac{m}{\delta} = \frac{2658,96 \text{ kg}}{2333,2 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}} = 1,14 \text{ m}^3$$

Para obtener el volumen real del tanque se escogió 1,3 de factor de sobredimensionamiento que corresponde al 25 %.

$$V_s = f_{SD}(V_{Lp}) \quad [\text{AVII.15}]$$

$$V_s = 1,3 (1,14 \text{ m}^3) = 1,853 \text{ m}^3$$

- Altura y diámetro del tanque:

$$h = 1,5 D_i$$

$$V_s = \pi r^2 h = 1,853$$

$$1,853 = 1,5 \pi \frac{D_i^3}{4}$$

$$D_i = 1,16 \text{ m} \quad h = 1,74 \text{ m}$$

- El espesor del tanque esta dado por:

$$t_s = \frac{P R_i}{2 S E - 0,6 P} + f_c \quad \text{[AVII.16]}$$

Donde:

P = presión dentro del tanque (psi)

R_i = radio del tanque (m)

S = resistencia de diseño del material (psi)

E = eficiencia de la soldadura

f_c = factor de seguridad de corrosión (mm)

P = presión hidrostática

$$P = g \cdot \delta \cdot h$$

$$P = \left(9,8 \frac{\text{m}}{\text{s}^2}\right) (1\,000) (1,60 \text{ m}) \left(\frac{14,7 \text{ psi}}{101\,325 \text{ Pa}}\right) = 2,27 \text{ psi}$$

El material con el que se construirá el tanque será acero AISI 304 ya que resiste a la corrosión causada por ácidos a temperatura ambiente. Su resistencia es 23 937,82 psi; con una eficiencia de soldadura de 0,85 y un factor de seguridad de 7 mm.

$$t_s = \frac{(2,27)(0,58)}{2(23\,937,82)(0,85) - 0,6(2,27)} \times \frac{1\,000 \text{ mm}}{1 \text{ m}} + 7 \text{ mm}$$

$$t_s = 7,03 \text{ mm}$$

Como el diámetro del tanque es 1,07 m el espesor más adecuado es de 7 mm, como se indicó en la Tabla AVII.1. En cuanto a la tapa se seleccionó una tapa toriesférica para el tanque.

- Definición de la altura de la tapa

$$h_T = D_i - \sqrt{(r_k + r_i - D_i) \cdot (r_k - r_i - D_i)} \quad [\text{AVII.17}]$$

Donde:

$r_k =$ radio del nudillo

$r_i =$ radio del tanque

$D_i =$ diámetro del tanque

$$r_k = 0,06 \text{ m} \quad D_i = 0,07 \text{ m}$$

$$r_i = 0,58 \text{ m}$$

$$h_T = 0,24 \text{ m}$$

- Volumen de la tapa

$$V_T = 0,0809 \cdot D_i^3 = 0,1 \text{ m}^3$$

- Espesor

$$t_T = \frac{0,885 \cdot P_H \cdot L}{SE - 0,1 \cdot P_H} + f_c \quad [\text{AVII.18}]$$

$$t_T = \frac{0,885 (2,27 \text{ psi})(1,16 \text{ m})}{(0,85)(23\,937,82) - 0,1(2,27)} \times \frac{1\,000 \text{ mm}}{1 \text{ m}} + 7 \text{ mm}$$

$$t_T = 7,11 \text{ mm}$$

- Volumen total del Tanque

$$V_{\text{Total}} = V_S + V_T \quad [\text{AVII.19}]$$

Donde:

$V_S = \text{volumen del cilindro}$

$V_T = \text{volumen de la tapa}$

$$V_{\text{Total}} = 1,853 + 0,1 = 1,953 \text{ m}^3$$

Sistema de agitación para el tanque de precipitación

En la selección del sistema de agitación se consideraron los parámetros presentados en la Figura AVII.1. En este proceso se trabajó con sólidos en suspensión, se recomienda el uso de turbinas o hélices en forma de pala para esto se tiene:

$$\frac{D_i}{d} = 2,5$$

Donde:

$D_i = \text{diámetro del tanque}$

$d = \text{diámetro del impulsor}$

d=0,464 m

- Altura del impulsor con relación a la base del tanque (H_i)

$$\frac{H_i}{d} = 1$$

$H_i=0,464 \text{ m}$

- Número de deflectores = 4
- Ancho de los deflectores (W_b)

$$\frac{W_b}{D_i} = 0,1$$

[AVII.20]

Wb=0,116 m

Se asumió que las revoluciones por segundo del impulsor serían iguales a 1.

- Potencia del impulsor

Para obtener la potencia del impulsor se partió del número de Reynolds:

$$\text{Reynolds} = \frac{\rho \cdot N_i \cdot d^2}{\mu} \quad [\text{AVII.21}]$$

Donde:

N_i = *agitación del impulsor*

d = *diámetro del impulsor*

ρ = *densidad*

μ = *viscosidad*

$$\text{Reynolds} = \frac{\left(1\,000 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}\right) \left(1 \frac{1}{\text{s}}\right) (0,464)^2}{10 \text{ Pa}\cdot\text{s}}$$

$$\text{Reynolds} = 21,52$$

Una vez ya establecido el número de Reynolds se obtiene el número de potencia con la Figura AVII.2.

$$\text{Reynolds} = 21,52 \rightarrow N_p = 1,2$$

- Potencia consumida

$$P = N_p \cdot \rho \cdot N_i^3 \cdot d^5 \quad [\text{AVII.22}]$$

Donde:

N_p = *número de potencia*

N_i = agitación del impulsor

d = diámetro

ρ = densidad

$$P=(1,2) \left(1\,000 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}\right) \left(1 \frac{1}{\text{s}}\right)^3 (0,464)^5$$

$$P=25,81 \text{ kW}$$

- Altura de la solución en el tanque agitado

$$V_{Lp}-V_T=\frac{\pi \cdot D_i^2 \cdot (H_i-h_T)}{4} \quad [\text{AVII.23}]$$

$$1,14 \text{ m}^3-0,1 \text{ m}^3=\frac{\pi \cdot (1,16 \text{ m})^2 \cdot (H_i-0,24)}{4}$$

$$H_i=1,22 \text{ m}$$

La altura de la solución en el tanque durante el proceso de agitación indica que el sobredimensionamiento empleado es correcto

TANQUE DE CIANURACIÓN

Cantidad de pulpa que ingresa al proceso de cianuración

$$m=m_{\text{solución}}+m_{\text{sólidos}} \quad [\text{AVII.24}]$$

$$m=1772,73+886,23=2658,96 \text{ kg}$$

$$V_{Lp}=\frac{m}{\delta}$$

$$\delta=\sum x_i \cdot \delta_i=0,3333 \cdot 5000+0,6667 \cdot 1000=2333,2 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}$$

$$V_{Lp}=\frac{m}{\delta}=\frac{2658,96 \text{ kg}}{2333,2 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}}=1,14 \text{ m}^3$$

Debido a los costos energéticos que representa mantener un proceso agitado y la pequeña cantidad de pulpa que ingresa al proceso, se considera que el proceso de cianuración se dará cada 10 días, aplicándose al acumulado total del proceso de oxidación en esos días.

$$V_{Lp}=1,14*10=11,4\text{m}^3$$

Para obtener el volumen real del tanque se escogió 1,3 de factor de sobredimensionamiento que corresponde al 25 %.

$$V_s=f_{SD}(V_{Lp}) \quad [\text{AVII.25}]$$

$$V_s=1,3 (11,4 \text{ m}^3)=14,82 \text{ m}^3$$

- Altura y diámetro del tanque:

$$h=1,5 D_i$$

$$V_s=\pi r^2 h=14,82$$

$$14,82=1,5 \pi \frac{D_i^3}{4}$$

$$\mathbf{D_i=2,32m} \quad \mathbf{h=3,48m}$$

- El espesor del tanque esta dado por:

$$t_s=\frac{P R_i}{2 S E-0,6 P} +f_c \quad [\text{AVII.26}]$$

Donde:

P = presión dentro del tanque (psi)

R_i = radio del tanque (m)

S = resistencia de diseño del material (psi)

E = eficiencia de la soldadura

f_c = factor de seguridad de corrosión (mm)

$P = \text{presión hidrostática}$

$$P = g \cdot \delta \cdot h$$

$$P = \left(9,8 \frac{\text{m}}{\text{s}^2}\right) (1\,000) (3,48 \text{ m}) \left(\frac{14,7 \text{ psi}}{101\,325 \text{ Pa}}\right) = 4,94 \text{ psi}$$

El material con el que se construirá el tanque será acero AISI 304 ya que resiste a la corrosión causada por ácidos a temperatura ambiente. Su resistencia es 23 937,82 psi; con una eficiencia de soldadura de 0,85 y un factor de seguridad de 7 mm.

$$t_s = \frac{(4,94)(1,16)}{2(23\,937,82)(0,85) - 0,6(4,94)} \times \frac{1\,000 \text{ mm}}{1 \text{ m}} + 7 \text{ mm}$$

$$t_s = 7,14 \text{ mm}$$

Como el diámetro del tanque es 1,07 m el espesor más adecuado es de 7 mm, como se indicó en la Tabla AVII.1. En cuanto a la tapa se seleccionó una tapa toriesférica para el tanque.

- Definición de la altura de la tapa

$$h_T = D_i - \sqrt{(r_k + r_i - D_i) \cdot (r_k - r_i - D_i)} \quad [\text{AVII.27}]$$

Donde:

$r_k = \text{radio del nudillo}$

$r_i = \text{radio del tanque}$

$D_i = \text{diámetro del tanque}$

$$r_k = 0,06 \cdot D_i = 0,14 \text{ m}$$

$$r_i = 1,16 \text{ m}$$

$$h_T = 0,47 \text{ m}$$

- Volumen de la tapa

$$V_T = 0,0809 \cdot D_i^3 = 1,01 \text{ m}^3$$

- Espesor

$$t_T = \frac{0,885 \cdot P_H \cdot L}{SE - 0,1 \cdot P_H} + f_c \quad [\text{AVII.28}]$$

$$t_T = \frac{0,885 (4,94 \text{ psi})(2,32 \text{ m})}{(0,85)(23\,937,82) - 0,1(4,94)} \times \frac{1\,000 \text{ mm}}{1 \text{ m}} + 7 \text{ mm}$$

$$t_T = 7,49 \text{ mm}$$

- Volumen total del Tanque

$$V_{\text{Total}} = V_S + V_T \quad [\text{AVII.29}]$$

Donde:

$V_S = \text{volumen del cilindro}$

$V_T = \text{volumen de la tapa}$

$$V_{\text{Total}} = 11,4 + 1,01 = 12,41 \text{ m}^3$$

Sistema de agitación para el tanque de cianuración

En la selección del sistema de agitación se consideraron los parámetros presentados en la Figura AVII.1. En este proceso se trabajó con sólidos en suspensión, se recomienda el uso de turbinas o hélices en forma de pala para esto se tiene:

$$\frac{D_i}{d} = 2,5$$

Donde:

$D_i = \text{diámetro del tanque}$

$d = \text{diámetro del impulsor}$

d=0,928 m

- Altura del impulsor con relación a la base del tanque (Hi)

$$\frac{H_i}{d} = 1$$

$$H_i = 0,928 \text{ m}$$

- Número de deflectores = 4
- Ancho de los deflectores (Wb)

$$\frac{W_b}{D_i} = 0,1$$

[AVII.30]

$$W_b = 0,232 \text{ m}$$

Se asumió que las revoluciones por segundo del impulsor serían iguales a 1.

- Potencia del impulsor

Para obtener la potencia del impulsor se partió del número de Reynolds:

$$\text{Reynolds} = \frac{\rho \cdot N_i \cdot d^2}{\mu}$$

[AVII.31]

Donde:

N_i = agitación del impulsor

d = diámetro del impulsor

ρ = densidad

μ = viscosidad

$$\text{Reynolds} = \frac{\left(1\,000 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}\right) \left(1 \frac{1}{\text{s}}\right) (0,928)^2}{10 \text{ Pa}\cdot\text{s}}$$

$$\text{Reynolds} = 86,12$$

Una vez ya establecido el número de Reynolds se obtiene el número de potencia con la Figura AVII.2.

$$\text{Reynolds}=21,52 \rightarrow N_p=1,1$$

- Potencia consumida

$$P=N_p \cdot \rho \cdot N_i^3 \cdot d^5 \quad [\text{AVII.32}]$$

Donde:

N_p = número de potencia

N_i = agitación del impulsor

d = diámetro

ρ = densidad

$$P=(1,1) \left(1\,000 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}\right) \left(1 \frac{1}{\text{s}}\right)^3 (0,928)^5$$

$$P=757,06 \text{ kW}$$

- Altura de la solución en el tanque agitado

$$V_{Lp}-V_T=\frac{\pi \cdot D_i^2 \cdot (H_i-h_T)}{4} \quad [\text{AVII.33}]$$

$$11,4 \text{ m}^3-1,01 \text{ m}^3=\frac{\pi \cdot (2,32 \text{ m})^2 \cdot (H_i-0,47)}{4}$$

$$H_i=2,92 \text{ m}$$

La altura de la solución en el tanque durante el proceso de agitación indica que el sobredimensionamiento empleado es correcto

TANQUE DE CEMENTACIÓN

Cantidad de pulpa que ingresa a la precipitación con polvo de Zinc (cementación).

$$m=m_{\text{solución}}+m_{\text{sólidos}} \quad [\text{AVII.34}]$$

$$m_{\text{solución}} = m_{\text{solución de cianuración}} + m_{\text{Au}} + m_{\text{Ag}} + m_{\text{Cianuro de sodio}} + m_{\text{Carbonato de calcio}}$$

$$m_{\text{Au}} = 1,77 \text{ m}^3 * \frac{28,52 \text{ mg}}{\text{L}} * \frac{1\,000 \text{ L}}{1 \text{ m}^3} * \frac{1 \text{ kg}}{1\,000\,000 \text{ mg}} = 0,051 \text{ kg}$$

$$m_{\text{Au}} = 1,77 \text{ m}^3 * \frac{18,69 \text{ mg}}{\text{L}} * \frac{1\,000 \text{ L}}{1 \text{ m}^3} * \frac{1 \text{ kg}}{1\,000\,000 \text{ mg}} = 0,033 \text{ kg}$$

$$m_{\text{solución}} = 1\,772,73 + 0,051 + 0,033 + 1,77 + 70,91 = 1\,845,494 \text{ kg}$$

Para establecer la cantidad de polvo de zinc necesario se trabajará con un ratio de 30:1 entre el peso de polvo de zinc y el peso de oro y plata en conjunto.

$$m_{\text{sólidos}} = (0,051 + 0,033) \text{ kg}_{\text{Au+Ag}} * \frac{30 \text{ kg}_{\text{polvo de zinc}}}{1 \text{ kg}_{\text{Au+Ag}}} = 2,52 \text{ kg}_{\text{polvo de zinc}}$$

$$m = 1\,845,494 \text{ kg} + 2,52 \text{ kg}$$

$$m = 1\,848,014 \text{ kg}$$

$$V_{\text{Lp}} = \frac{m}{\delta}$$

$$V_{\text{Lp}} = \frac{m}{\delta} = \frac{1\,848,494 \text{ kg}}{1\,000 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}} = 1,848 \text{ m}^3$$

Debido a los costos energéticos que representa mantener un proceso agitado y la pequeña cantidad de pulpa que ingresa al proceso, se considera que el proceso de cianuración se dará cada 10 días, aplicándose al acumulado total del proceso de oxidación en esos días.

$$V_{\text{Lp}} = 1,848 * 10 = 18,48 \text{ m}^3$$

Para obtener el volumen real del tanque se escogió 1,3 de factor de sobredimensionamiento que corresponde al 25 %.

$$V_s = f_{\text{SD}}(V_{\text{Lp}})$$

[AVII.35]

$$V_s = 1,3 (18,48 \text{ m}^3) = 24,02 \text{ m}^3$$

- Altura y diámetro del tanque:

$$h = 1,5 D_i$$

$$V_s = \pi r^2 h = 24,02$$

$$24,02 = 1,5 \pi \frac{D_i^3}{4}$$

$$D_i = 2,73 \text{ m} \quad h = 4,09 \text{ m}$$

- El espesor del tanque esta dado por:

$$t_s = \frac{P R_i}{2 S E - 0,6 P} + f_c \quad \text{[AVII.36]}$$

Donde:

P = presión dentro del tanque (psi)

R_i = radio del tanque (m)

S = resistencia de diseño del material (psi)

E = eficiencia de la soldadura

f_c = factor de seguridad de corrosión (mm)

P = presión hidrostática

$$P = g \cdot \delta \cdot h$$

$$P = \left(9,8 \frac{\text{m}}{\text{s}^2}\right) (1\,000) (4,09 \text{ m}) \left(\frac{14,7 \text{ psi}}{101\,325 \text{ Pa}}\right) = 5,81 \text{ psi}$$

El material con el que se construirá el tanque será acero AISI 304 ya que resiste a la corrosión causada por ácidos a temperatura ambiente. Su resistencia es 23 937,82 psi; con una eficiencia de soldadura de 0,85 y un factor de seguridad de 7 mm.

$$t_s = \frac{(5,81)(1,365)}{2(23\,937,82)(0,85) - 0,6(5,81)} \times \frac{1\,000 \text{ mm}}{1 \text{ m}} + 7 \text{ mm}$$

$$t_s = 7,19 \text{ mm}$$

Como el diámetro del tanque es 1,07 m el espesor más adecuado es de 7 mm, como se indicó en la Tabla AVII.1. En cuanto a la tapa se seleccionó una tapa toriesférica para el tanque.

- Definición de la altura de la tapa

$$h_T = D_i - \sqrt{(r_k + r_i - D_i) \cdot (r_k - r_i - D_i)} \quad [\text{AVII.37}]$$

Donde:

$r_k =$ radio del nudillo

$r_i =$ radio del tanque

$D_i =$ diámetro del tanque

$$r_k = 0,06 \cdot D_i = 0,16 \text{ m}$$

$$r_i = 1,365 \text{ m}$$

$$h_T = 0,55 \text{ m}$$

- Volumen de la tapa

$$V_T = 0,0809 \cdot D_i^3 = 1,64 \text{ m}^3$$

- Espesor

$$t_T = \frac{0,885 \cdot P_H \cdot L}{SE - 0,1 \cdot P_H} + f_c \quad [\text{AVII.38}]$$

$$t_T = \frac{0,885 (5,81 \text{ psi})(2,73 \text{ m})}{(0,85)(23\,937,82) - 0,1(5,81)} \times \frac{1\,000 \text{ mm}}{1 \text{ m}} + 7 \text{ mm}$$

$$t_T = 7,68 \text{ mm}$$

- Volumen total del Tanque

$$V_{\text{Total}} = V_S + V_T \quad [\text{AVII.39}]$$

Donde:

$V_S = \text{volumen del cilindro}$

$V_T = \text{volumen de la tapa}$

$$V_{\text{Total}} = 24,02 + 1,64 = 25,66 \text{ m}^3$$

Sistema de agitación para el tanque de precipitación

En la selección del sistema de agitación se consideraron los parámetros presentados en la Figura AVII.1. En este proceso se trabajó con sólidos en suspensión, se recomienda el uso de turbinas o hélices en forma de pala para esto se tiene:

$$\frac{D_i}{d} = 2,5$$

Donde:

$D_i = \text{diámetro del tanque}$

$d = \text{diámetro del impulsor}$

d=1,09 m

- Altura del impulsor con relación a la base del tanque (H_i)

$$\frac{H_i}{d} = 1$$

$H_i = 1,09 \text{ m}$

- Número de deflectores = 4
- Ancho de los deflectores (W_b)

$$\frac{W_b}{D_i} = 0,1$$

[AVII.40]

Wb=0,273 m

Se asumió que las revoluciones por segundo del impulsor serían iguales a 1.

- Potencia del impulsor

Para obtener la potencia del impulsor se partió del número de Reynolds:

$$\text{Reynolds} = \frac{\rho \cdot N_i \cdot d^2}{\mu} \quad [\text{AVII.41}]$$

Donde:

N_i = *agitación del impulsor*

d = *diámetro del impulsor*

ρ = *densidad*

μ = *viscosidad*

$$\text{Reynolds} = \frac{\left(1000 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}\right) \left(1 \frac{1}{\text{s}}\right) (1,09)^2}{10 \text{ Pa.s}}$$

$$\text{Reynolds} = 109$$

Una vez ya establecido el número de Reynolds se obtiene el número de potencia con la Figura AVII.2.

$$\text{Reynolds} = 54,76 \rightarrow N_p = 1,0$$

- Potencia consumida

$$P = N_p \cdot \rho \cdot N_i^3 \cdot d^5 \quad [\text{AVII.42}]$$

Donde:

N_p = *número de potencia*

N_i = *agitación del impulsor*

d = *diámetro*

$\rho = \text{densidad}$

$$P=(1,0) \left(1\,000 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}\right) \left(1 \frac{1}{\text{s}}\right)^3 (1,09)^5$$

$$P=8,13 \text{ kW}$$

- Altura de la solución en el tanque agitado

$$V_{Lp}-V_T = \frac{\pi \cdot D_i^2 \cdot (H_I - h_T)}{4} \quad [\text{AVII.43}]$$

$$18,48 \text{ m}^3 - 1,64 \text{ m}^3 = \frac{\pi \cdot (2,73 \text{ m})^2 \cdot (H_I - 0,55)}{4}$$

$$H_I = 3,42 \text{ m}$$

La altura de la solución en el tanque durante el proceso de agitación indica que el sobredimensionamiento empleado es correcto

FILTRO PRENSA PARA LA OXIDACIÓN

Para la selección del filtro prensa se determinó su capacidad a través de la siguiente ecuación y parámetros:

$$V_T = \frac{V_t \cdot P_s \cdot \rho \cdot Sp}{\rho_{st} \cdot P_{st}} \quad [\text{AVII.44}]$$

Donde:

$V_T = \text{capacidad del filtro prensa}$

$V_t = \text{volumen total de la alimentación}$

$P_s = \text{porcentaje de sólidos}$

$\rho = \text{densidad}$

$Sp = \text{peso específico de la pulpa}$

$\rho_{st} = \text{densidad de la torta}$

P_{st} = porcentaje de sólidos de la torta

$$V_T = \frac{(1730 \text{ L})(0,25) \left(1,409 \frac{\text{kg}}{\text{L}}\right) (2,306)}{\left(5 \frac{\text{kg}}{\text{L}}\right) (1)}$$

$$V_T = 281,05 \text{ L} \approx 0,3 \text{ m}^3$$

FILTRO PRENSA PARA EL LAVADO

Para la selección del filtro prensa se determinó su capacidad a través de la siguiente ecuación y parámetros:

$$V_T = \frac{V_t \cdot P_s \cdot \rho \cdot Sp}{\rho_{st} \cdot P_{st}} \quad [\text{AVII.45}]$$

Donde:

V_T = capacidad del filtro prensa

V_t = volumen total de la alimentación

P_s = porcentaje de sólidos

ρ = densidad

Sp = peso específico de la pulpa

ρ_{st} = densidad de la torta

P_{st} = porcentaje de sólidos de la torta

$$V_T = \frac{(1140 \text{ L})(0,3333) \left(1 \frac{\text{kg}}{\text{L}}\right) (2,3332)}{\left(5 \frac{\text{kg}}{\text{L}}\right) (1)}$$

$$V_T = 177,3 \text{ L} \approx 0,2 \text{ m}^3$$

FILTRO PRENSA PARA EL CIANURACIÓN

Para la selección del filtro prensa se determinó su capacidad a través de la siguiente ecuación y parámetros:

$$V_T = \frac{V_t \cdot P_s \cdot \rho \cdot S_p}{\rho_{st} \cdot P_{st}} \quad [\text{AVII.46}]$$

Donde:

V_T = capacidad del filtro prensa

V_t = volumen total de la alimentación

P_s = porcentaje de sólidos

ρ = densidad

S_p = peso específico de la pulpa

ρ_{st} = densidad de la torta

P_{st} = porcentaje de sólidos de la torta

$$V_T = \frac{(11400 \text{ L})(0,3333) \left(1 \frac{\text{kg}}{\text{L}}\right) (2,3332)}{\left(5 \frac{\text{kg}}{\text{L}}\right) (1)}$$

$$V_T = 1773 \text{ L} \approx 2 \text{ m}^3$$

FILTRO PRENSA PARA LA CEMENTACIÓN

Para la selección del filtro prensa se determinó su capacidad a través de la siguiente ecuación y parámetros:

$$V_T = \frac{V_t \cdot P_s \cdot \rho \cdot S_p}{\rho_{st} \cdot P_{st}} \quad [\text{AVII.47}]$$

Donde:

V_T = capacidad del filtro prensa

V_t = volumen total de la alimentación

P_s = porcentaje de sólidos

ρ = densidad

S_p = peso específico de la pulpa

ρ_{st} = densidad de la torta

P_{st} = porcentaje de sólidos de la torta

$$V_T = \frac{(1848 \text{ L})(0,01) \left(1 \frac{\text{kg}}{\text{L}}\right) (1)}{\left(1 \frac{\text{kg}}{\text{L}}\right) (1)}$$

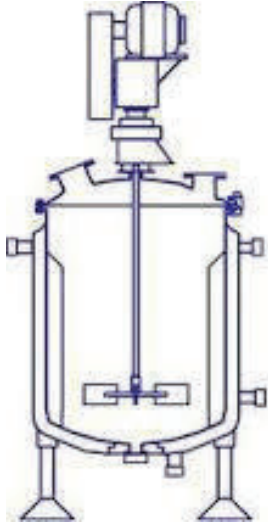
$$V_T = 18,48 \text{ L} \approx 0,02 \text{ m}^3$$

ANEXO VIII
FICHAS TÉCNICAS DE EQUIPOS

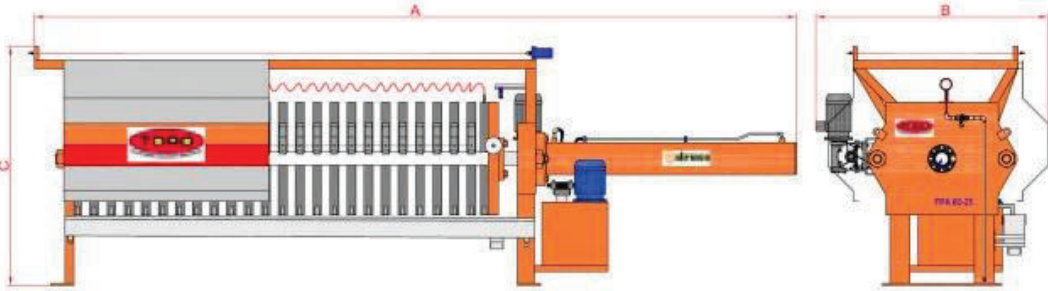
Ficha Técnica de Equipo N° 01

Nombre del Equipo: Tolva de almacenamiento		
Fabricante: MARTIN MAQ	Modelo: TRI-650	Material de construcción: acero AISI 304
		Número en planta: 1
Dimensiones: Longitud: 4,990 m Ancho: 1,500 m Altura: 1,000m	Parámetros de agitación: Potencia: 1kW	Capacidad: Almacenamiento: 3,5 t Descarga: 15 – 25 t/h
Principio de funcionamiento: En este equipo se almacena el mineral que llega a la planta, teniendo un exceso del 300% con el fin de garantizar la operación de la planta por tres días.		
Modalidad de operación: Batch		
Esquema del Equipo:		
		
Figura AVIII.1. Tolva de almacenamiento		

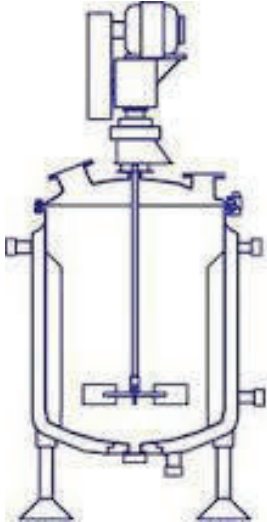
Ficha Técnica de Equipo N° 02

Nombre del Equipo: Tanque de oxidación		
Fabricante: N.A.	Modelo: N.A.	Material de construcción: acero AISI 304
Número en planta: 2		
Dimensiones: Diámetro: 1,3 m Altura: 1,95 m	Parámetros de diseño: Volumen: 2,78m ³ Altura cilindro: 1,95 m Espesor: 7 mm Tipo de tanque: abierto Tipo de tapa: toriesférica Espesor de tapa: Volumen de tapa: Resistencia: 23 937,82 Eficacia de soldadura: 0,85 Sobredimensionamiento: 50%	Parámetros de agitación: Tipo de impulsor: hélice Agitación: mecánica Diámetro impulsor: 0,52 m Potencia: 0,64 kW Altura de impulsor: 0,52 m Numero de deflectores: 4 Ancho deflector: 0,13 m Altura solución: 1,44 m
Principio de funcionamiento: La pulpa está compuesta por el mineral sulfurado aurífero refractario y una solución 3N de ácido nítrico; el proceso presenta una duración de 2 horas, transcurrido este tiempo la solución oxidada sale por la parte inferior de este tanque.		
Modalidad de operación: Batch		
Esquema del Equipo:		
		
Figura AVIII.2. Tanque de oxidación		

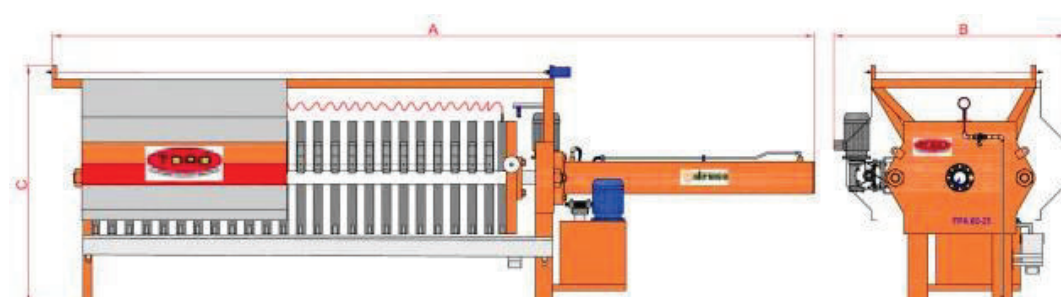
Ficha Técnica de Equipo N° 03

Nombre del Equipo: Filtro prensa del proceso de oxidación.		
Fabricante: Draco	Modelo: FPA-80	Material de construcción: acero AISI 304, filtros de polipropileno
		Número en planta: 3
Dimensiones: A: 4,385 m B: 1,700 m C: 1,700 m	Parámetros de diseño: Capacidad del filtro: 320 L/min Potencia: 2,2 kW Presión: <1,0 Mpa Área de filtrado: 20,7 m ² Número de placas: 20 Número de cámaras: 19 Ancho de las placas: 0,06 m Volumen depósito: 75 L	
Principio de funcionamiento: La pulpa se transporta al filtro mediante una bomba de lodos a una presión menor a 1,0 Mpa, los sólidos son retenidos en las placas para luego pasar a una bandeja en la parte inferior del equipo. La solución clarificada sale del filtro para su posterior tratamiento.		
Modalidad de operación: Batch		
Esquema del Equipo:		
		
Figura AVIII.3. Filtro prensa del proceso de oxidación		

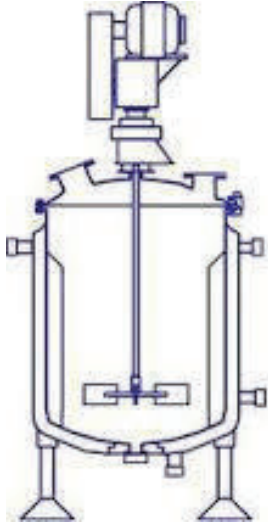
Ficha Técnica de Equipo N° 04

Nombre del Equipo: Tanque de lavado		
Fabricante: N.A.	Modelo: N.A.	Material de construcción: acero AISI 304 Número en planta: 4
Dimensiones: Diámetro: 1,16 m Altura: 1,74 m	Parámetros de diseño: Volumen: 1,953 m ³ Altura cilindro: 1,74 m ³ Espesor: 7 mm Tipo de tanque: abierto Tipo de tapa: toriesférica Espesor de tapa: Volumen de tapa: Resistencia: 23 937,82 Eficacia de soldadura: 0,85 Sobredimensionamiento: 30%	Parámetros de agitación: Tipo de impulsor: hélice Agitación: mecánica Diámetro impulsor: 0,464 m Potencia: 0,25 kW Altura de impulsor: 0,464 m Numero de deflectores: 4 Ancho deflector: 0116 m Altura solución: 1,22 m
Principio de funcionamiento: La pulpa está compuesta por el mineral sulfurado aurífero refractario y una solución 3N de ácido nítrico; el proceso presenta una duración de 2 horas, transcurrido este tiempo la solución oxidada sale por la parte inferior de este tanque.		
Modalidad de operación: Batch		
Esquema del Equipo:		
		
Figura AVIII.4. Tanque de lavado		

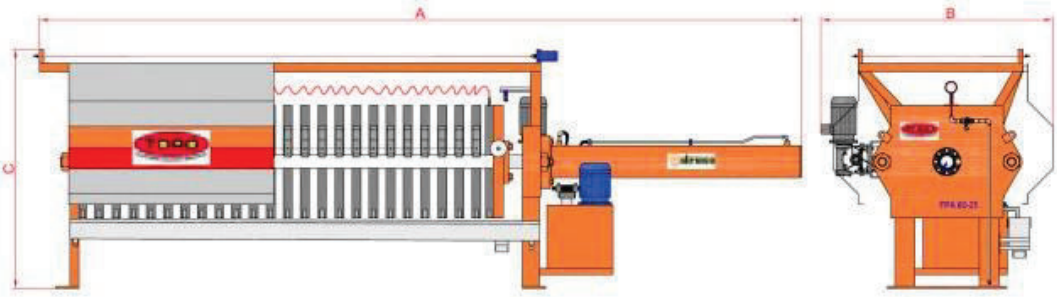
Ficha Técnica de Equipo N° 05

Nombre del Equipo: Filtro prensa del proceso de lavado		
Fabricante: Draco	Modelo: FPA-63	Material de construcción: acero AISI 304, filtros de polipropileno
	Número en planta: 5	
Dimensiones: A: 4,130 m B: 1,450 m C: 1,530 m	Parámetros de diseño: Capacidad del filtro: 320 L/min Potencia: 2,2 kW Presión: <1,0 Mpa Área de filtrado: 12,4 m ² Número de placas: 20 Número de cámaras: 19 Volumen depósito: 58 L	
Principio de funcionamiento: La pulpa se transporta al filtro mediante una bomba de lodos a una presión menor a 1,0 Mpa, los sólidos son retenidos en las placas para luego pasar a una bandeja en la parte inferior del equipo. La solución clarificada sale del filtro para su posterior tratamiento.		
Modalidad de operación: Batch		
Esquema del Equipo:		
		
Figura AVIII.5. Filtro prensa del proceso de lavado		

Ficha Técnica de Equipo N° 06

Nombre del Equipo: Tanque de cianuración		
Fabricante: N.A.	Modelo: N.A.	Material de construcción: acero AISI 304
Número en planta: 6		
Dimensiones: Diámetro: 2,32 m Altura: 3,48 m	Parámetros de diseño: Volumen: 12,41 m ³ Altura cilindro: 3,48 m Espesor: 7 mm Tipo de tanque: abierto Tipo de tapa: toriesférica Espesor de tapa: Volumen de tapa: Resistencia: 23 937,82 Eficacia de soldadura: 0,85 Sobredimensionamiento: 30%	Parámetros de agitación: Tipo de impulsor: hélice Agitación: mecánica Diámetro impulsor: 0,928 m Potencia: 7,57 kW Altura de impulsor: 0,928 m Numero de deflectores: 4 Ancho deflector: 0,232 m Altura solución: 2,92 m
Principio de funcionamiento: La pulpa está compuesta por el mineral sulfurado aurífero refractario y una solución 3N de ácido nítrico; el proceso presenta una duración de 2 horas, transcurrido este tiempo la solución oxidada sale por la parte inferior de este tanque.		
Modalidad de operación: Batch		
Esquema del Equipo:		
		
Figura AVIII.6. Tanque de cianuración		

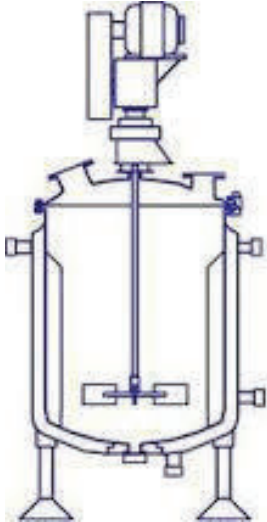
Ficha Técnica de Equipo N° 07

Nombre del Equipo: Filtro prensa del proceso de cianuración		
Fabricante: Draco	Modelo: FPA-120	Material de construcción: acero AISI 304, filtros de polipropileno
	Número en planta: 7	
Dimensiones: A: 6,81 m B: 2,10 m C: 2,10 m	Parámetros de diseño: Capacidad del filtro: 380 L/min Potencia: 4 kW Presión: <1Mpa Área de filtrado: 71,6 m ² Número de placas: 30 Número de cámaras: 29 Volumen depósito: 100 L	
Principio de funcionamiento: La pulpa se transporta al filtro mediante una bomba de lodos a una presión menor a 1,0 Mpa, los sólidos son retenidos en las placas para luego pasar a una bandeja en la parte inferior del equipo. La solución clarificada sale del filtro para su posterior tratamiento.		
Modalidad de operación: Batch		
Esquema del Equipo:		
		
Figura AVIII.7. Filtro prensa del proceso de cianuración		

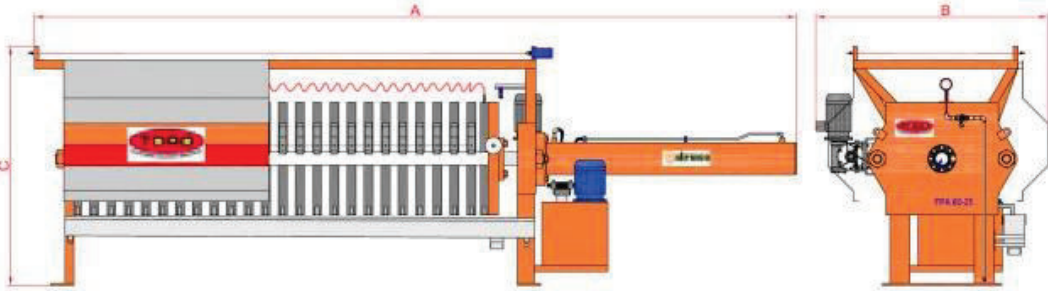
Ficha Técnica de Equipo N° 08

Nombre del Equipo:		
Desgasificador		
Fabricante: Instivalve	Modelo: TDG-100	Material de construcción: acero AISI 304
		Número en planta: 8
Dimensiones: A: 1400 mm A1: 355 mm A2: 300 mm B: 425 mm C: 550 mm D: 350 mm d1: DN32		Parámetros de diseño: Caudal Máximo: 10 m ³ Presión máxima permitida: 0,5 bar Temperatura máxima permitida: 120 °C Concentración mínima de gases: 0,02 mg/L Potencia: 1,5 kW
Principio de funcionamiento: Permite disminuir la concentración de oxígeno presente en la solución cargada de oro, para que este no interfiera en el proceso de cementación. Su operación será de 3 horas cada 10 días.		
Modalidad de operación: Batch		
Esquema del Equipo:		
Figura AVIII.8. Desgasificador		


Ficha Técnica de Equipo N° 09

Nombre del Equipo: Tanque de cementación		
Fabricante: N.A.	Modelo: N.A.	Material de construcción: acero AISI 304
Número en planta: 9		
Dimensiones: Diámetro: 2,73 m Altura: 4,09 m	Parámetros de diseño: Volumen: 25,66 m ³ Altura cilindro: 4,09 m Espesor: 7 mm Tipo de tanque: abierto Tipo de tapa: toriesférica Espesor de tapa: Volumen de tapa: Resistencia: 23 937,82 Eficacia de soldadura: 0,85 Sobredimensionamiento: 30%	Parámetros de agitación: Tipo de impulsor: hélice Agitación: mecánica Diámetro impulsor: 1,09 m Potencia: 8,13 kW Altura de impulsor: 1,09 m Numero de deflectores: 4 Ancho deflector: 0,273 m Altura solución: 3,42 m
Principio de funcionamiento: La pulpa está compuesta por el mineral sulfurado aurífero refractario y una solución 3N de ácido nítrico; el proceso presenta una duración de 2 horas, transcurrido este tiempo la solución oxidada sale por la parte inferior de este tanque.		
Modalidad de operación: Batch		
Esquema del Equipo:		
		
Figura AVIII.9. Tanque de cementación		

Ficha Técnica de Equipo N° 10

Nombre del Equipo: Filtro prensa del proceso de cementación		
Fabricante: Draco	Modelo: FPA-47	Material de construcción: acero AISI 304, filtros de polipropileno
		Número en planta: 10
Dimensiones: A: 1,470 m B: 1,170 m C: 1,370 m	Parámetros de diseño: Capacidad del filtro: 75 L/min Potencia: 3 kW Presión: <1 Mpa Área de filtrado: 1,4 m ² Número de placas: 5 Número de cámaras: 4 Ancho de las placas: m Volumen depósito: 39 L	
Principio de funcionamiento: La pulpa se transporta al filtro mediante una bomba de lodos a una presión menor a 1,0 Mpa, los sólidos son retenidos en las placas para luego pasar a una bandeja en la parte inferior del equipo. La solución clarificada sale del filtro para su posterior tratamiento.		
Modalidad de operación: Batch		
Esquema del Equipo:		
		
Figura AVIII.10. Filtro prensa del proceso de cementación		

Ficha Técnica de Equipo N° 11

Nombre del Equipo: Horno de fundición		
Fabricante: Borel	Modelo: SE 1000-45	Material de construcción: acero al crisol en la parte superior, cubierta interna multicapa en fibra de cerámica y ladrillo refractario
Número en planta: 11		
Dimensiones interiores: Diámetro: 0,4 m Altura: 0,4 m	Parámetros de diseño: Peso: 540 kg Temperatura máxima: 1000 °C Potencia: 21 kW	
Dimensiones exteriores: Longitud: 1,02 m Ancho: 1,33 m Altura: 1,19 m		
Principio de funcionamiento: Se calienta el horno a 900 °C para que se logre el proceso de fundido y la separación de las fases metálica y escoria.		
Modalidad de operación: Batch		
Esquema del Equipo:		
		
Figura AVIII.11. Horno de fundición		

ANEXO IX
CÁLCULO DE INDICADORES FINANCIEROS

CÁLCULO DEL VALOR ACTUAL NETO

Para el cálculo de los indicadores financieros se realizó el flujo de fondos completo del proyecto para un tiempo de vida útil de 10 años. Cada valor actual neto correspondiente a cada uno de los periodos se los calculó mediante la Ecuación AVIX.1.

$$\text{Valor actual neto} = \frac{F_n}{(1+d)^t} \quad [\text{AIX.1}]$$

Donde:

F_n =flujo neto del periodo

d =tasa de oportunidad del proyecto

t =periodo considerado

- Función VAN

La función VAN en general se expresa:

$$\text{VAN} = F_0 + \frac{F_1}{(1+d)^1} + \frac{F_2}{(1+d)^2} + \dots + \frac{F_n}{(1+d)^n} \quad [\text{AIX.2}]$$

$$\text{VAN} = -347\,129,15 + \frac{226\,336,904}{(1+0,1984)^1} + \frac{226\,336,904}{(1+0,1984)^2} + \dots + \frac{332\,661,904}{(1+0,1984)^{10}}$$

$$\text{VAN} = 624\,362,50$$

CÁLCULO DE LA TASA INTERNA DE RETORNO

- Indicador financiero TIR

Para el cálculo de la tasa interna de retorno se iguala la Ecuación AIX.3 a cero y se despeja la tasa de oportunidad del proyecto.

$$0 = F_0 + \frac{F_1}{(1+d)^1} + \frac{F_2}{(1+d)^2} + \dots + \frac{F_n}{(1+d)^n} \quad [\text{AIX.3}]$$

$$0 = F_0 + \frac{F_1}{(1+\text{TIR})^1} + \frac{F_2}{(1+\text{TIR})^2} + \dots + \frac{F_n}{(1+\text{TIR})^n}$$

$$0 = -347\,129,15 + \frac{226\,336,904}{(1+\text{TIR})^1} + \frac{226\,336,904}{(1+\text{TIR})^2} + \dots + \frac{332\,661,904}{(1+\text{TIR})^{10}}$$

$$\text{TIR} = 64,91$$