



UNIVERSIDAD MICHOACANA DE SAN
NICOLAS DE HIDALGO

INSTITUTO DE INVESTIGACIONES
METALURGICAS

**LIXIVIACION DE ESPECIES DE ORO DE UN MINERAL AURIFERO
MEDIANTE CIANURACION**

Tesis para optar al grado de:
Maestro en Metalurgia y Ciencias de los Materiales

JAIME OSVALDO GUERRA GARCIA DE ALBA

Ingeniero mecánico, Escuela de ingeniería mecánica, UMSNH, 7 de diciembre de 2000

ASESOR: DR. RAMIRO ESCUDERO GARCIA

Morelia, Michoacán, México; Febrero del 2013

AGRADECIMIENTOS

Quiero agradecer sinceramente a todas las personas que de manera directa e indirectamente colaboraron en la realización del presente trabajo a:

 Mi asesor Dr. Ramiro Escudero por su orientación, dedicación y esfuerzo para la realización de este trabajo.

 A los Drs. Sandra Bribiesca, Rafael García y Víctor Hugo López, por las muestras apoyo, aliento y amistad que siempre me brindaron para continuar adelante.

 A mis compañeros Ing. Martín Reyes e Ing. Javier Espinoza por su compañerismo y amistad que me brindaron.

 A los técnicos del IIM por su ayuda rápida y oportuna. Que gracias a ello pude realizar gran parte de mi trabajo.

 Al Sr. Juan Michel dueño de la mina “Veta Grande” Ubicada en Tequila Jalisco por aportar el mineral y permitir el muestreo del yacimiento para la realización del presente trabajo.

 Al Ing. Ricardo Balderas por compartir sus conocimientos y brindarme su apoyo y amistad en todo momento.

 A mis padres y hermanos que se que aunque lejos cuento con su apoyo y cariño.

A todos ustedes gracias!

DEDICATORIA

El presente trabajo esta dedicado con todo mi amor y cariño a mi esposa Marleni y mis hijos: Kelubai Lilyette y Jordam Osvaldo. Gracias por haberme permitido utilizar parte del tiempo que tenia para ustedes en la realización de este proyecto que con mucho gusto compartiré con ustedes, pero sobre todo por el apoyo incondicional que recibí con amor cariño y comprensión.

Dedicatoria especial al **Sr. Francisco Guerra Lucas**, mi padre, que con su trabajo de gambusino me enseñó el camino y el gusto por la minería y los minerales.

INDICE GENERAL

Resumen	-----	1
Objetivo General	-----	2
Objetivo Especifico	-----	2
Hipótesis	-----	3
Justificación del tema de estudio	-----	3
CAPITULO I. GENERALIDADES		
1.0	Introducción -----	5
1.1	Oro -----	9
1.2	Historia del Oro -----	10
1.3	Principales países productores de oro en el Mundo -----	11
1.4	Producción de oro en México -----	12
1.5	Características fisicoquímicas del oro -----	15
1.6	Geoquímica del oro -----	15
1.7	Usos del oro -----	17
1.8	Mineralogía y ocurrencia del oro -----	20
CAPITULO II. PROCESOS METALURGICOS PARA EL BENEFICIO DE MINERALES AURIFEROS		
2.1	Métodos Gravimétricos -----	25
2.1.1	Jigs -----	26
2.1.2	Canaletas -----	27

2.1.3 Conos	28
2.1.4 Espirales	29
2.1.5 Mesas Concentradoras	30
2.1.6 concentradoras Centrifugas	31
2.2. Métodos hidrometalúrgicos	32
2.2.1 Amalgamación	32
2.2.2 Flotación	34
2.2.3 Lixiviación	36

CAPITULO III. LIXIVIACION

3. Lixiviación	38
3.1 Lixiviación como modelo de reacción solido-liquido	38
3.2 Lixiviación en montones	39
3.3 Lixiviación en montones con aglomeración	40
3.4 Lixiviación en batea	41
3.5 Lixiviación por Agitación	41
3.6 Bio Lixiviación	42
3.7 Agentes de Lixiviación de Oro	44
3.7.1 Cianuro	44
3.7.2 Tiourea	45
3.7.3 Tiosulfato	46
3.7.4 Tiocianato	47

3.7.5 Amoniac	-----	47
3.7.6 Bisulfuro	-----	48
3.7.7 Halógenos	-----	48
3.7.8 Malonitrilo	-----	49
3.8 Tecnologías de recuperación de oro a partir de licores de lixiviación		50
3.8.1 Carbón activado	-----	50
3.8.2 Carbón en Columna	-----	51
3.8.3 Carbón en pulpa	-----	51
3.8.4 Carbón en lixiviación	-----	51
3.8.5 Resinas de intercambio Iónico	-----	51
3.8.6 Cementación	-----	52
3.8.7 Electrodeposicion	-----	53

CAPITULO IV: DESARROLLO EXPERIMENTAL

4 Desarrollo experimental	-----	55
4.1 Análisis de liberación	-----	55
4.2 Reducción de tamaño de partícula	-----	55
4.3 Caracterización de las partículas minerales	-----	56
4.4 Densidad del mineral “veta grande”	-----	58
4.5 Lixiviación del mineral	-----	59
4.6 Prueba de Botella	-----	60

CAPITULO V: RESULTADOS Y DISCUSIÓN

5.1 Caracterización del mineral	-----	63
---------------------------------	-------	----

5.2	Densidad del mineral	-----	66
5.3	Estudio de Liberación mineral veta grande	-----	66
	5.3.1 Análisis de liberación muestra M1	-----	67
	5.3.2 Estudio de liberación muestra Mixta	-----	70
5.4	Análisis cuantitativo mineral veta Grande	-----	73
5.5	resultados de la lixiviación del mineral	-----	76
	5.5.1 Termodinámica de la cianuración	-----	76
	5.5.2 Ensayo de Máxima recuperación de oro por lixiviación:		
	Prueba de Botella	-----	77
	5.5.3 Lixiviación Mineral veta Grande	-----	79
	5.5.4 Comparación de Lixiviación de concentrados por Flotación		86
6.	Conclusiones	-----	88
7.	Referencias	-----	90
8.	Anexos		
	Anexo 1. Ensayo a Fuego	-----	95
	Anexo 2. Prueba de Botella	-----	98
	Anexo 3. Resultados de la muestra M2	-----	100
	Anexo 4. Resultados de la muestra M3	-----	103

INDICE DE FIGURAS

Figura 1.1. Representación esquemática de la liberación de especies de valor y de ganga después de la fractura de partículas. -----	6
Figura 1.2. Curvas de separabilidad de diversas especies A, B, C y D contenidas en una mena por medios físicos como son trituración y molienda ----	7
Figura 1.3. Lingote de Oro -----	9
Figura 1.4 Principales países productores de oro a nivel mundial, durante 2011----	11
Figura 1.5 Producción de oro en México, durante 2011 -----	12
Figura 1.6 Oro Nativo -----	21
Figura 1.7 Yacimiento Aurífero en Vetas -----	21
Figura 1.8 Explotación de Oro en Placeres (Ríos) -----	22
Figura 1.9 Explotación a Tajo Abierto de Oro Diseminado -----	22
Figura 1.10 Obtención de Oro como subproducto de fundición -----	23
Figura 2.1 Jigs -----	27
Figura 2.2 Canaletas -----	28
Figura 2.3 Cono -----	29
Figura 2.4 Espirales -----	30
Figura 2.5 Mesa Concentradora -----	31

Figura 2.6 Concentrador centrifugo “Falcon”	-----	32
Figura 2.7 Amalgamación Artesanal	-----	33
Figura 2.8 Amalgama de Oro	-----	34
Figura 2.6 Celda de Flotación	-----	35
Figura 3.1 Representación esquemática de una celda de corrosión local de una superficie de oro en contacto con una solución de oxígeno-cianuro	---	39
Figura 3.2 lixiviación en montones “Dump leaching”. Leyes menores a 1 gr/TM	--	40
Figura 3.3 lixiviación en montones con aglomeración “HEAP leaching”.	-----	40
Figura 3.4 lixiviación en batea, “Vat leaching”.	-----	41
Figura 3.5 lixiviación por agitación.	-----	42
Figura 3.6 Representación de oro atrapado en el carbón Activado	-----	50
Figura 3.7 Resina de intercambio iónico.	-----	52
Figura 4.1 Imagen del picnómetro	-----	59
Figura 4.2. Muestra el proceso de lixiviación en el laboratorio con los sensores tomando lectura de ORP, Conductividad, pH y Oxígeno disuelto.	-----	60
Figura 4.3. Prueba de botellas sobre el sistema de rodillos con los que se administra la agitación al sistema.	-----	61
Figura 5.1. Apariencia del mineral aurífero del estado de Jalisco, proveniente del yacimiento de Veta Grande	-----	63
Figura 5.2. Análisis químico cualitativo por DRX a la muestra recibida con d80 -10 cm.	-----	64

Figura 5.3. Representación acumulada de tamaños de partícula $d_{80} - 38\mu\text{m}$, para el mineral de veta grande, después de la trituración y molienda de la muestra M1. -----	67
Figura 5.4. Resultados de difracción de rayos X de la muestra mineral M1 con $d_{80} - 38 \mu\text{m}$. -----	68
Figura 5.5. Microanálisis por EDS a partículas con $d^{80} - 38 \mu\text{m}$ mediante MEB, para el mineral de veta grande (M1). -----	69
Figura 5.6. Distribución de oro y plata por mapeo a las partículas con $d^{80} - 38 \mu\text{m}$ mediante MEB, para el mineral de veta grande (M1). -----	69
Figura 5.7. Resultado del análisis de distribución de tamaño de partícula a la muestra mixta. -----	70
Figura 5.8. Resultados de Difracción de Rayos X del mineral con tamaño de partícula $d_{80} = -25 \mu\text{m}$, para la muestra mineral mixta. -----	71
Figura 5.9. Resultados del microanálisis por EDS a partículas con $d^{80} - 25 \mu\text{m}$ mediante MEB, para la muestra mixta. -----	72
Figura 5.10. Mapeo de las partículas analizadas en la figura 5.9 mediante MEB, correspondientes a la muestra mixta. -----	72
Figura 5.11. Difractograma usando Difracción de Rayos X al metal dore, muestra contenidos de Si, Au, Ag. -----	74

Figura 5.12. Microanálisis por EDS usando el microscopio electrónico de barrido al metal dore, muestra contenidos de Au y Ag. -----	75
Figura 5.13. Resultados del microanálisis por EDS al metal dore mediante MEB.--	75
Figura 5.14. Comportamiento del potencial Oxido-Reducción...-----	81
Figura 5.15. Cambios en el pH del medio acuoso... -----	82
Figura 5.16. Comportamiento de la conductividad del medio acuoso... -----	83
Figura 5.17. Resultados de medición del oxígeno disuelto del medio acuoso... ---	84
Figura 5.18. Recuperación de Au durante la lixiviación... -----	85
Figura 5.19 muestra la recuperación de Au por el proceso de flotación... -----	87
Figura 8.1 Perla de metal Doré obtenida mediante la técnica cuantitativa de ensayo a Fuego, en el paso No 9 de copelación. -----	97
Figura 8.2 Muestra la prueba de botella. -----	99
Figura 8.3 Representación acumulada de tamaños de partícula $d_{80} -38 \mu m$, para el mineral de beta grande... -----	100
Figura 8.4. Resultados de difracción de rayos X de la muestra mineral M2 con $d_{80} -38 \mu m$. -----	101
Figura 8.5 Microanálisis por EDS a partículas con $d_{80} -38 \mu m$ mediante MEB, para el mineral de veta grande (M2). -----	102
Figura 8.6. Distribución de oro y plata por mapeo a las partículas con $d_{80} -38 \mu m$ mediante MEB, para el mineral de veta grande (M2). ----	102
Figura 8.7. Representación acumulada de tamaños de partícula $d^{80} -38 \mu m$,	

para el mineral de veta grande... -----	103
Figura 8.8 Resultados de difracción de rayos X de la muestra mineral M3	
con d ₈₀ -38 μm. -----	104
Figura 8.9 Microanálisis por EDS a partículas con d ⁸⁰ -38 μm mediante	
MEB, para el mineral de beta grande (M3). -----	105
Figura 8.10 Distribución de oro y plata por mapeo a las partículas con	
d ₈₀ -38 μm mediante MEB, para el mineral de beta grande (M3). -----	105

INDICE DE TABLAS

Tabla 5.1. Composición química del mineral de veta grande, por las técnicas de ICP de masas y ensaye a fuego .	-----	65
Tabla 5.2. Datos experimentales para el cálculo de la densidad del mineral de acuerdo a la norma ASTM D-854.	-----	66
Tabla 5.3. Datos de pesos de las muestras en cada paso del ensaye a fuego para calcular el contenido de oro en la muestra mixta.	-----	73
Tabla 5.4. Reacciones que ocurren durante la cianuración al mineral de veta grande.	-----	76
Tabla 5.5. Resultados de la prueba de botella, máxima recuperación de Au mediante lixiviación.	-----	77
Tabla 5.6. Resultados de lixiviación al mineral de “Veta Grande”. Por 72 hrs	-----	79
Tabla 5.7. Resultados de lixiviación a los concentrados obtenidos en cuatro etapas de flotación	-----	86

Resumen

La lixiviación de minerales auríferos, puede realizarse mediante soluciones diluidas de cianuro para la recuperación de oro y plata aplicable a minerales de baja ley, partículas de la corriente de colas de la etapa de flotación, y directamente de los yacimientos minerales con micro partículas de especies de valor. Es clara la importancia en el control de los parámetros que regulan la eficiencia del proceso de lixiviación, a pesar de esto, no se monitorea el potencial electroquímico del medio acuoso, el pH del mismo, y la temperatura a la que se está llevando a cabo la disolución de especies por lixiviación.

Este trabajo de investigación tiene el propósito principal de lixiviar un mineral aurífero del estado de Jalisco, previo análisis termodinámico que permita establecer o predecir los sistemas de reacción que describen las zonas de estabilidad de las especies sólidas y líquidas que afectan la cinética de disolución.

El análisis químico cuantitativo señala que el mineral en cuestión contiene principalmente 94.94% de sílice, 3.67% de aluminio, 1% de hierro, 0.0014% de oro, y 0.00039% de plata.

Los resultados experimentales muestran que es factible la disolución de especies de oro y plata para su posterior recuperación como metales base. Los resultados de la prueba de botella indican que se disuelve hasta 93% del total del oro contenido en la muestra mineral.

A partir del análisis de liberación al mineral motivo de estudio, se lixivió el 83% del oro a tamaños de partícula que pasaron la malla 400 ($d_{80} = -38 \mu\text{m}$). Para las partículas gruesas que pasan la malla # 1/4" ($d_{80} = -6.4\text{mm}$) se disolvió solamente el 25%; este último tamaño de partícula, tal y como se utilizan en la práctica minera.

Las limitaciones de la capacidad de lixiviación de oro en el mineral se explica termodinámicamente en base a la reacción que tiene lugar preferentemente entre el hierro y la solución de cianuro, antes que la disolución de la especie de oro.

Para este mineral en particular la separación de otras especies como la sílice, mediante flotación en columnas, incrementan el grado del mineral, tal y como se observó después de separar especies de oro en la corriente de colas. El contenido de oro se elevó de 14 ppm en el análisis de cabeza a 98.1 ppm después de la concentración por flotación. De lo anterior,

es posible proponer un procedimiento de lixiviación del mineral de “veta grande”, que consiste en las etapas de liberación de especies, concentración por flotación y seguida por la lixiviación del mineral, previa eliminación de hierro contenido en la mena.

OBJETIVO GENERAL

El objetivo general de este proyecto de investigación será establecer los parámetros físicos y químicos óptimos de lixiviación, para la disolución efectiva mediante cianuración de las especies de oro, de un mineral aurífero extraído del yacimiento “Veta Grande”, del estado de Jalisco.

Para alcanzar el objetivo general se establecerá trabajar en los siguientes objetivos particulares.

OBJETIVOS ESPECIFICOS

1. Se hará caracterización física y química del mineral de estudio.
2. Se hará análisis de liberación del mineral, y caracterización química del mismo en cada etapa de liberación.
3. Se hará análisis termodinámico del sistema mineral-cianuro.
4. Se harán ensayos de lixiviación a diferentes concentraciones de cianuro.

HIPOTESIS

El alto consumo de reactivo lixivante, y los tiempos largos de disolución son reflejo de la mala operación del proceso de lixiviación, al no controlar la temperatura, el pH y el potencial electroquímico del sistema.

Controlando el pH, será posible controlar el (Eh) potencial electroquímico del sistema, y esto permitirá acortar el tiempo de disolución de especies de oro contenidas en un mineral aurífero y disminuirá considerablemente el consumo de reactivo, haciendo un proceso más eficiente y de menor riesgo para los obreros mineros y contaminara en menor medida el medio ambiente.

JUSTIFICACION DEL TEMA DE ESTUDIO

Es bien conocido que a pesar de que existen varios yacimientos de un mismo tipo de mena, su composición y asociación química es diferente, incluso dentro del mismo yacimiento; además de lo anterior, la falta de control en las variables del proceso, ocasiona que la eficiencia de la operación disminuya y se abandonen las labores mineras por atribuir la baja recuperación al tipo de yacimiento y al proceso.

CAPITULO I

GENERALIDADES

1.0 Introducción

El ORO es un elemento muy apreciado por sus características físicas y químicas, que lo hacen útil en la fabricación de elementos electrónicos, prótesis, y con fines ornamentales o de atesoramiento. Debido a su bajo contenido en los minerales se hace muy difícil de analizar químicamente, esto y sus propiedades, hacen que el oro tenga un valor en el mercado muy alto, lo que hace que las operaciones mineras extraigan el metal de menas con leyes de oro muy bajas en el rango de partes por millón (ppm), y que su exploración por lo mismo requiera el conocimiento preciso de contenidos de oro en las rocas en el rango de partes por billón (ppb)[1].

La explotación de minerales para su aprovechamiento, es decir, para la obtención de elementos metálicos base, ha conducido al agotamiento de menas relativamente ricas, actualmente se procesan minerales de baja ley y jales (desechos de labores mineras antiguas). Esto implica que para liberar las especies de valor es necesaria una mayor reducción de tamaño del mineral.

Por otra parte la factibilidad económica y metalúrgica de las operaciones unitarias durante el concentrado o beneficio de minerales requiere de distribuciones de tamaño de partículas y grados de liberación específicos. En la industria de beneficio de minerales se llevan a cabo estudios de laboratorio de la factibilidad de concentración de especies relacionando el tamaño de partícula con el grado de liberación de cada especie de valor contenida en la mena.

Liberación de especies significa liberar fases o componentes de valor mediante trituración y molienda, para después separarlas por algún procedimiento que aproveche las características de las especies minerales contenidas.

Es ampliamente conocido el hecho de que la mayor inversión en una planta de beneficio integral, se refiere a la reducción de tamaño de partículas; esto, además de tomar en cuenta que de la energía total alimentada a una máquina de reducción de tamaño solamente el 10% es aprovechada para realizar el trabajo de fractura [2][31].

La Figura 1.1 muestra esquemáticamente el concepto de liberación de especies por medios físicos como son trituración y molienda; donde se aprecia especies de valor liberadas otras entrampadas mecánicamente, incluso algunas otras formando aleaciones, que son las mas comunes.

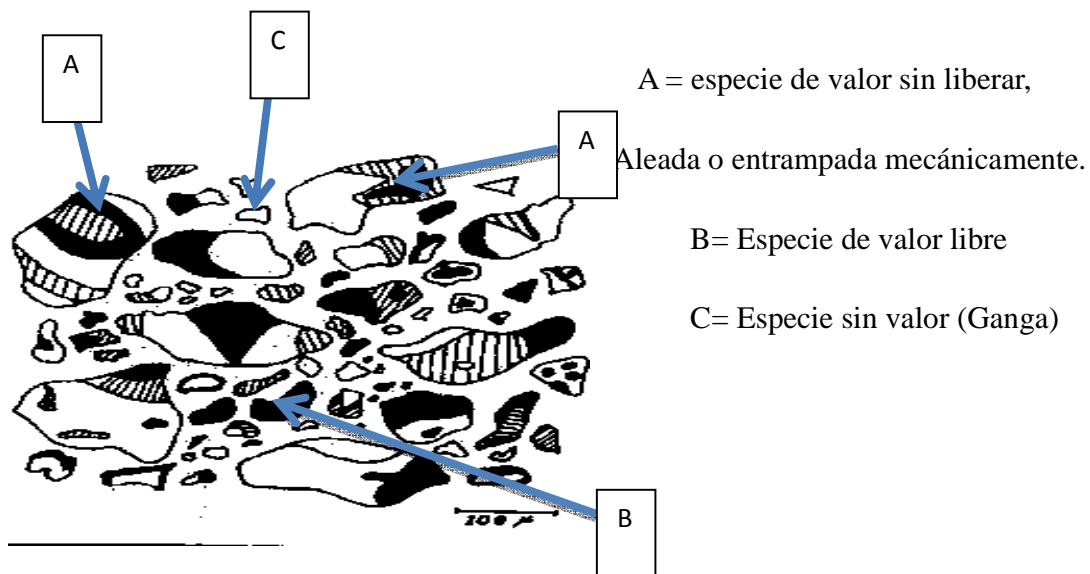


Figura 1.1. Representación esquemática de la liberación de especies de valor y de ganga después de la fractura de partículas.[31]

Por otra parte en el procesamiento de minerales se diseñan curvas de separabilidad, que indican el grado de separación o liberación de especies, en base a la medición cuantitativa de sus propiedades de valor por ejemplo gravedad específica, debido a que la liberación de especies difícilmente es perfecta o total, por ejemplo, en la Figura 1.2 la especie C nunca se separará completamente de las especies A, B y D y siempre estará como un contaminante de las mismas; y lo mismo pudiera suceder si la que se quiere separar es A o B o D.[2]

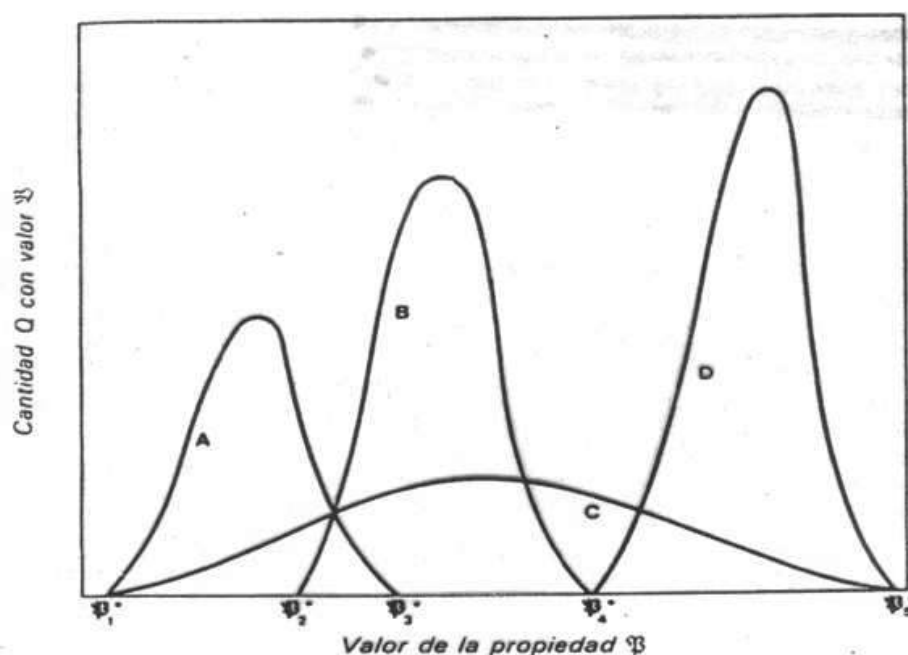


Figura 1.2. Curvas de separabilidad de diversas especies A, B, C y D contenidas en una mena por medios físicos como son trituración y molienda. [2]

La separación selectiva de cada componente mineral requiere de la caracterización efectiva de la misma, incluyendo análisis químico cualitativo y cuantitativo, para predecir recuperaciones de especies minerales tomando ventaja de las propiedades de valor de las mismas, como son: densidad, susceptibilidad magnética, apariencia, mojabilidad, etc.[2]

En el caso específico de la lixiviación de minerales auríferos, es común en la práctica disolver minerales con tamaños de partícula de 1 hasta 5 cm, dejando partículas con material de valor sin disolver. Esto por el efecto que pueden tener algunos iones presentes en el mineral durante la cianuración, como son el Fe, Cu, Ag, Na, Mg, K según puede observarse por los valores de la energía libre de Gibbs obtenidas en el presente trabajo después de haber realizado el análisis químico, seguido de un análisis termodinámico del mineral en estudio, donde las primeras reacciones en ocurrir y que consumen el cianuro libre son con los elementos Fe y Cu, antes que el Au y Ag los cuales son los de mayor valor y de principal interés de este trabajo y de la aplicación del método de lixiviación.

El complejo $\text{Fe}[\text{CN}]_6^{-4}$ es estable en el rango de pH que se usa para la cianuración, lo que indica que el elemento Fe contenido en el mineral compite fuertemente por el oxígeno y cianuro lo que incrementa el consumo de reactivo y como consecuencia reduce la eficiencia de la lixiviación del ORO.

Otros óxidos de hierro como hematita (Fe_2O_3) y magnetita (Fe_3O_4), son normalmente insolubles en soluciones alcalinas de cianuro. Carbonatos de hierro como la siderita (FeCO_3) y otros carbonatos pueden descomponerse en baja alcalinidad en soluciones a pH menores de 10. Los sulfuros de hierro generalmente se descomponen en soluciones alcalinas de cianuro en la forma de ferrocianidas, lo que promueve la formación de una capa de hidróxido de hierro en la superficie, teniendo como consecuencia una baja eficiencia del proceso de lixiviación. [9]

Estudios de especies cianuradas de Cu, Au y Ag hechas por J.C. Pérez et al. [5], establecen que para que se formen compuestos de cobre cianicidas como los cianocupratos debe cumplirse una relación molar entre el cianuro y la concentración de iones de cobre disueltos $\text{CN}/\text{Cu} < 3$, depende de esta relación en un rango de pH de 10 a 12; si no cumple esta relación no formara especies cianicidas, por lo que, con este antecedente y el valor de la energía libre de Gibbs obtenida se concluye que el Cu si es potencial consumidor de cianuro. [5]

Minerales como la calcopirita (CuFeS), la cual es uno de los minerales más comunes del cobre muestran baja solubilidad en soluciones cianuradas y a concentraciones entre 300 y 400 ppm en solución, no afectan la lixiviación del oro, sin embargo otros minerales como calcosita (Cu_2S) y cuprita (Cu_2O) tienen una solubilidad más alta y la posibilidad de competir por oxígeno y el cianuro aumenta. [9]

El Aluminio y Magnesio, termodinámicamente no forman compuestos cianicidas pero al entrar en un medio acuoso tienden a hidrolizarse y formar capas pasivas las cuales se depositan en la superficie de la partícula, impidiendo la difusión del cianuro hacia el interior de la partícula., al tiempo que compiten por los iones OH^- afectando de este modo la lixiviación al aumentar la concentración del ion H^+ . [3]

El efecto de la galena (PbS) sobre los rangos de disolución del oro es diferente frente a otros minerales sulfurosos, dado que la galena causa un incremento significativo en la disolución del oro bajo condiciones atmosféricas y a 8 ppm de O₂. Esto porque pequeñas cantidades de iones metálicos son disueltos; en contraste los rangos de disolución de oro disminuyen bajo condiciones de oxígeno enriquecido 20 ppm O₂, donde grandes cantidades de galena o arsenopirita son disueltas.[5]

1.1 Oro

Del latín *aurum*. Elemento químico de símbolo **Au**, con una densidad de 19.3 g/ml, número atómico 79, peso atómico de 196.967 gramos/mol y un punto de fusión de 1063°C. Es un metal muy denso, blando y de color amarillo intenso Figura 1.3, el oro se clasifica como metal pesado y noble; en el comercio es el más común de los metales preciosos situado en el grupo II de la tabla periódica. El oro es un metal de transición que no reacciona con la mayoría de productos químicos, pero sensible al cloro y al agua regia. [57]



Figura 1.3. Lingote de Oro

1.2 Historia del oro

El oro probablemente fue el primer metal que llamó la atención del hombre, ya que es uno de los pocos que se encuentran en la naturaleza en un estado relativamente puro y resiste la acción del fuego sin ennegrecerse o experimentar ningún daño. En el estado nativo suele tener una gran belleza, ello atrajo poderosamente la atención del hombre primitivo; a esta cualidad hay que añadir que, al contrario de lo que aconteció con los otros metales, el oro no pierde su brillo en presencia del aire, es relativamente blando y puede trabajarse fácilmente con martillo, propiedad que les permitió elaborar adornos, brazaletes, anillos y collares que se hallaron como restos en las tumbas del hombre neolítico. Al final de la época neolítica el hombre comenzó a sustituir la piedra por el metal; no se sabe cómo llegó a este resultado, pero es probable que recogiera los metales que aparecen puros en la superficie de la tierra, como el oro, la plata y el cobre.

Aunque el oro haya sido el primer metal que atrajo la atención del hombre, su uso aún para ornamentos de carácter simple no fue alcanzado hasta tanto que el arte de fundirlo no fuera inventado en la edad de bronce. De cualquier manera el oro ha influido favorablemente en el progreso de la civilización pues el afán de poseerlo ha llevado al hombre a explotar y colonizar territorios.

En Egipto, a fines del paleolítico, seis milenios antes de nuestra era comenzó la edad del oro, no había empezado aun la primera dinastía faraónica, cuando los ribereños del Nilo, adornaban con mango de oro sus cuchillos de sílex. El oro de Egipto en esa época provenía de Nubia, al sur del Sudan, donde los placeres auríferos cubrían extensas áreas que fueron trabajadas hasta una profundidad de dos metros. Los primitivos instrumentos utilizados en esos comienzos de la minería del subsuelo, fueron martillos de piedra y la roca aflojada por calentamiento directo por el fuego; una vez caliente se arrojaba agua fría provocando así el resquebrajamiento. Se han encontrado objetos de oro en tumbas egipcias de la edad de piedra. Los primeros trabajos mineros para la extracción de oro en Nubia documentados, provienen de uno de los monumentos de la Cuarta Dinastía, referente a un minero lavando oro. En Egipto se han hallado los documentos más antiguos sobre el oro, ya que el signo que lo representa aparece en diversas inscripciones de la época y no solo esto, sino que Egipto, según parece, fue la mayor potencia aurífera de los tiempos antiguos, donde se desarrolló la metalurgia del oro y la técnica minera hasta alcanzar un nivel elevado. [52]

1.3 Principales países productores de oro en el Mundo

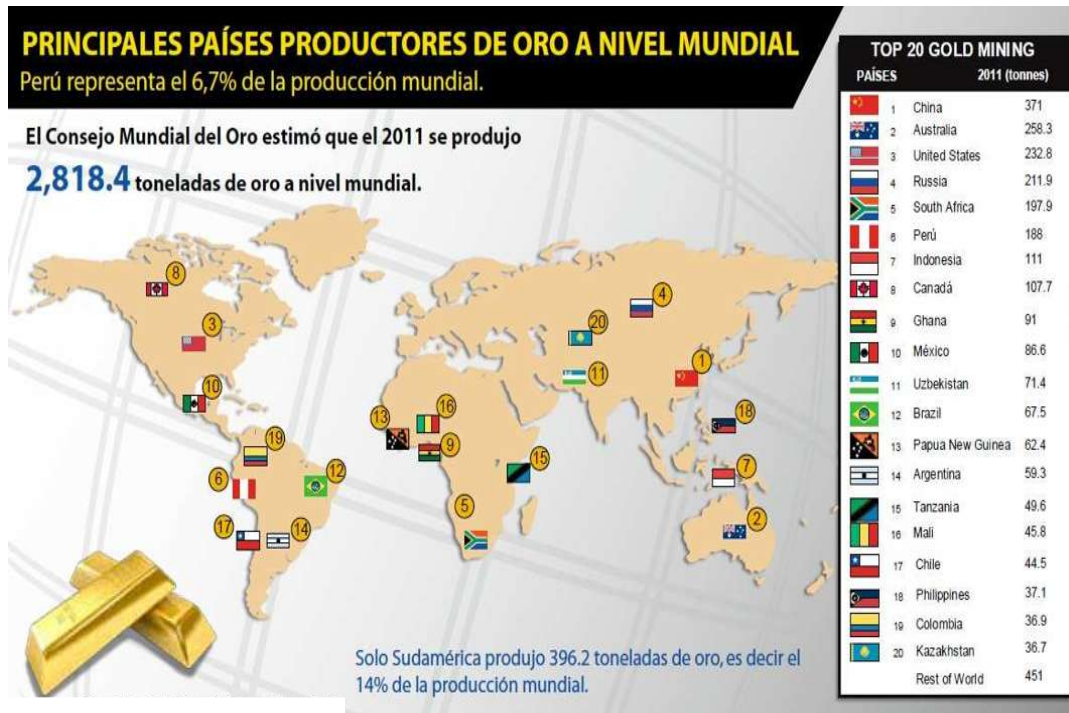


Figura 1.4. Principales países productores de oro a nivel mundial, durante 2011.

Según se desprende de los datos del Consejo Mundial del Oro, publicado en su página web China sigue manteniendo el liderazgo a nivel del globo en la producción del metal precioso con 371 toneladas, seguido por Australia (258.3), Estados Unidos (232.8), Rusia (211.9) y Sudáfrica (197.9).

Perú continuó liderando, el año pasado, en Sudamérica, con una producción de 188 toneladas de oro. Brasil ubicado en el puesto 12 con una producción 67.5 toneladas, Argentina en el puesto 14 con 59.3 Tn., Chile en el 17 con 44.5 Tn. y Colombia en el puesto 19 con 36.9 Tn.

Los demás países productores de oro que completan los 20 mayores productores de oro a nivel mundial se muestran en la Figura 1.4 donde destacan Indonesia en el puesto 7 con 111 toneladas, Canadá en el puesto 8 con 107.7 toneladas, Ghana en la ubicación 9 con 91 Tn.

Por su parte, México se ubica en la décima posición con 86.6 Tn., Uzbekistan en el puesto 11 con 71.4, Papua New Guinea con 62.4 toneladas en el puesto 13. Tanzania y Malia, se ubican en decima quinta y decima sexta ubicación con 49.6 y 45.8 toneladas de oro, respectivamente. Cierra el ranking Kazakhstan con 36.7 toneladas.

El Consejo Mundial del Oro estimó que en el 2011 se produjeron 2,818.4 toneladas de oro a nivel mundial. Solo Sudamérica produjo 396.2 toneladas de oro, es decir el 14% de la producción mundial. La producción de México, representa el 3% de la producción mundial.

Según un reciente informe del Servicio Geológico de los Estados Unidos (USGS), Chile es cuarto en el mundo -después de Rusia y arriba de EE.UU.- en términos de tener grandes reservas de oro que no han sido extraídas hasta ahora.[55]

1.4 Producción de oro en México.

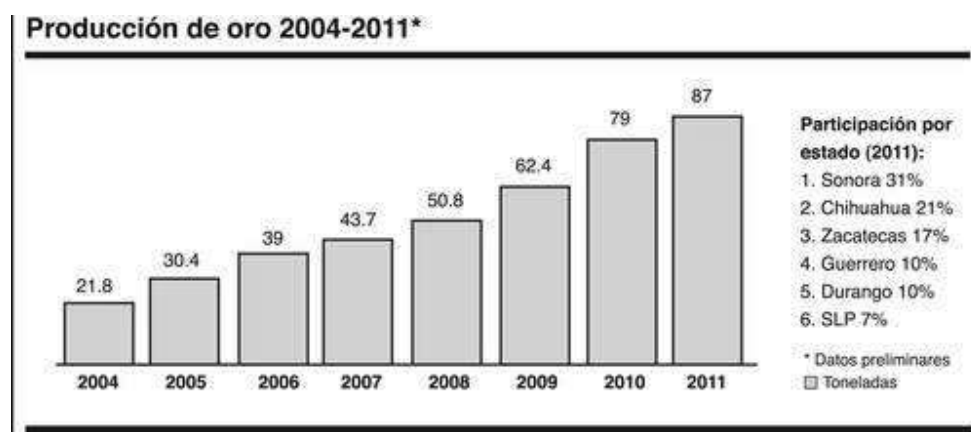


Figura 1.5. Producción de oro en México, durante 2011[56]

La producción de oro en México, dominada por empresas extranjeras, en su mayoría canadienses, se incrementó 100 por ciento en lo que va de la presente administración, al pasar de 43.7 toneladas en 2007, primer año de gestión del gobierno de Felipe Calderón, a 87 toneladas en 2011 como lo indica la grafica de la Figura 1. La empresa canadiense Goldcorp Inc se consolidó como la mayor productora de oro en México, revelan informes preliminares de la Cámara Minera Mexicana (Camimex).

El incierto entorno de la economía global, con bajas tasas de interés, un dólar estadounidense debilitado y la guerra de divisas, mantuvo al oro como un refugio de las grandes inversiones, lo que también aceleró la apertura de nuevas operaciones mineras y disparó la inversión en la exploración del metal.

La onza de oro pasó de una cotización de alrededor de 700 dólares en 2007 a mil 851 dólares por onza en julio de 2011, lo que significa un aumento de 164 %.

Debido a la flexibilidad de las leyes mexicanas para otorgar concesiones, México ocupó por segundo año consecutivo el cuarto lugar mundial y el primero en América Latina en atracción de capitales destinados a la exploración. Sólo lo superan Canadá, Australia y Estados Unidos.

Con base en la información proporcionada por los grupos de productores a la Camimex, el valor total de la producción minera en 2011 alcanzó 19 mil millones de dólares, de los cuales 25 por ciento proviene de la explotación de oro, 20 por ciento de la plata, 17 por ciento del cobre y el 38 por ciento restante se distribuye en minerales como zinc, coque, hierro y carbón, entre otros.

Sonora, Chihuahua y Zacatecas fueron las entidades que concentraron 70 por ciento de la extracción de oro en el país. El restante 30 por ciento se distribuyó entre Guerrero, Durango y San Luis Potosí.

En febrero de 2010 comenzó la operación comercial de la mina Peñasquito, ubicada en Zacatecas. Para 2011 su programa de operación planteó producir 350 mil onzas de oro a 100 por ciento de su capacidad, y se prevé que sea la mina más grande de oro del país. A su vez, Los Filos, localizada en Guerrero, resultó en 2010 la mina más grande de oro en México.

Por su parte, la empresa Fresnillo Plc, listada en la bolsa de Londres y que representa el segundo mayor productor de oro en el país, informó que en 2010 obtuvo un incremento de 33.4 por ciento en la producción proveniente de sus unidades.

La canadiense Gammon Gold Inc. informó que en 2010 su mina Ocampo, localizada en Chihuahua, alcanzó una producción de 103 mil 200 onzas de oro (3.2 toneladas), lo que refleja una disminución de 5 por ciento con respecto a lo obtenido en 2009.

Otra empresa canadiense Argonaut Gold Inc produjo en su mina El Castillo, localizada en Durango, 51 mil 324 onzas de oro (1.59 toneladas), lo que representó un incremento de 78 por ciento con respecto a las 28 mil 768 onzas producidas en 2009.

New Gold Inc, operadora de la mina de oro y plata Cerro San Pedro, en San Luis Potosí, incrementó su producción de oro 24.2 por ciento con respecto a lo obtenido en 2009. La extracción total en 2010 sumó 118 mil 708 onzas (3.7 toneladas).

La canadiense Yamana Gold Inc continúa con la construcción y preparación de la mina de oro y plata Mercedes, localizada en el norte de Sonora, en la cual se ha programado el comienzo de operaciones en 2012; deberá producir 125 mil onzas de oro equivalente.

A partir del 2011 Timmins Gold Corp tenía planeado producir 100 mil onzas anuales de oro en su mina San Francisco, en Sonora.

La estadounidense US Gold avanza de manera agresiva en su proyecto de oro y plata El Gallo, en Sinaloa. Con una inversión de 100 millones de dólares, US Gold estima lograr una producción de 50 mil 250 onzas de oro a partir de 2014.

La australiana Cerro Resources NL informó que está desarrollando el estudio de factibilidad del proyecto Cerro del Gallo, localizado en Guanajuato. Los resultados del estudio concluyeron en marzo de 2011 y, de ser positivos, el arranque de las operaciones se prevé en 2012. Cerro del Gallo cuenta con 69.9 millones de toneladas de mineral con contenidos de 0.66 gr./ton de oro y 13.6 gr./ton de plata.

Además, continúan los trabajos de exploración de Goldcorp Inc en los proyectos satélite de Camino Rojo, en Zacatecas.

A nivel internacional, de acuerdo con el *Mineral Commodity Summaries 2011*, China volvió a ubicarse como el mayor productor de oro del mundo con 345 toneladas, lo que representó un incremento de 15 por ciento, seguido por Australia y Estados Unidos, con 255 y 230 toneladas, respectivamente.

Detrás se ubican Rusia y Sudáfrica, con 190 toneladas cada una; sigue Perú con 170, Indonesia con 120, y Ghana con 100 toneladas anuales.[56]

1.5 Características fisicoquímicas del oro

EL oro se ioniza en el agua a Au^+ y Au^{3+} , de los cuales solo el último es estable en soluciones acuosas. El oro tiene un radio atómico en coordinación octaédrica y su enlace metálico es de 1.44 Angstroms. Debido al tamaño atómico y a sus características geológicas, el oro no sustituye a ningún otro elemento en los silicatos, carbonatos y sulfuros, lo cual produce que su mineralogía sea sencilla pues solo se presenta como aleaciones (enlace metálico) con plata y en menor proporción con cobre por tener el tamaño del átomo más pequeño, (-11%), y ocasionalmente como teluros en donde el enlace Au-Te en parte se comporta como intermetálico. En los silicatos y óxidos el oro solo ocurre ocasionalmente como átomos neutros (metálico) incluidos en los defectos de las redes cristalinas de los minerales. Comúnmente el oro se encuentra en cantidades pequeñas en forma de partículas discretas de electrum conocidas como pepitas sin ningún patrón de distribución definido, pues puede ser aleatorio o incluso sesgado para el caso de que las partículas se encuentren alojadas a lo largo de micro vetillas o irregularidades de la roca que presenta cierta orientación. Se puede decir que el contenido de oro en minerales y rocas depende exclusivamente de la concentración del oro del sistema que lo precipita y no en la presencia de determinados minerales o tipo de rocas, por lo cual es impredecible.[1]

1.6 Geoquímica del Oro (siderofílico)

El oro es un elemento muy escaso en la tierra, es un elemento muy raro por su poca abundancia, en las rocas ígneas alcanza un promedio de 3.9 ppb, siendo las rocas félsicas las más pobres en oro 1.5 ppb y las rocas ultramáficas las más ricas en oro 6.6 ppb; el contenido de oro en las rocas sedimentarias refleja su origen en las rocas ígneas mostrando contenidos similares a las mismas, aunque más bajos por el efecto que tienen en promedio las rocas carbonatadas de origen bioquímico 2.7 ppb, las rocas metamórficas tienen contenidos muy variables, siendo el valor más alto 8.5 ppb, para los hornfels, debido a su origen en los contactos con las rocas ígneas y soluciones que circulan por el mismo, hasta los mármoles producto de la recristalización de las rocas carbonatadas con 1.5 ppb en promedio que refleja su origen.

Los contenidos de oro en la biósfera son algo mayores que a los de las rocas, debido a los procesos propios de concentración que suceden en la misma y que producen un contenido mayor de oro en materiales como los suelos producto de la lixiviación de los elementos solubles de la roca de donde proviene; los suelos asociados a yacimientos minerales de oro tienen en promedio 200 ppb de Au. Las plantas terrestres debido a la acción cianicida de sus raíces que producen la disolución, entre otros, de los metales y su posterior concentración en las ramas, tienen un promedio de 8 ppb de Au en los árboles y 62 ppb de Au en los líquenes y musgos; las plantas en zonas áridas llegan a concentrar hasta 150 veces el contenido del oro en el suelo que lo subyace. Los organismos marinos tienden a concentrar el oro por procesos biológicos alcanzando un promedio de 55 ppb de Au. El agua contiene muy poco oro, incluso aquella asociada a sistemas geotérmicos 0.01 ppb, lo cual contrasta fuertemente con el “sinter”, material sólido producto de la precipitación de sílice en la superficie a partir del agua geotérmica, que tiene muchas veces contenidos de hasta 1.5 ppm de Au en el mismo lugar.

En resumen, se puede indicar que el contenido de oro en las rocas y materiales de la corteza terrestre es muy bajo, y en promedio varía de 4 a 8 ppb de Au, y los únicos materiales que contienen oro en mayor cantidad, fuera de aquellos relacionados a procesos biológicos, son los sulfuros en los que se alcanza concentraciones de hasta 10^5 ppb. [1]

1.7 Usos del oro

El oro puro es demasiado blando para ser usado normalmente y se endurece aleándolo principalmente con plata y/o cobre para ser usado en joyería, fabricación de monedas y como patrón monetario.

En joyería se utilizan diferentes aleaciones para obtener diferentes colores y matices, a saber:

- ✓ Oro amarillo = 1000 g de oro amarillo tienen 750 g de oro, 125 de plata y 125 de cobre
- ✓ Oro rojo = 1000 g de oro rojo contienen 750 g de oro y 250 de cobre.
- ✓ Oro rosa = 1000 g de oro rosa contienen 750 g de oro, 50 g de plata y 200 de cobre.
- ✓ Oro blanco = 1000 g de oro blanco tienen 750 g de oro y de 100 a 160 de paladio y el resto de plata.
- ✓ Oro gris = 1000 g de oro gris tienen 750 g de oro, alrededor de 150 de níquel y el resto de cobre.
- ✓ Oro verde = 1000 g de oro verde contienen 750 g de oro y 250 g de plata.

Debido a su buena conductividad eléctrica y resistencia a la corrosión, así como una buena combinación de propiedades químicas y físicas, se comenzó a emplear a finales del siglo XX como metal en la industria donde tiene las siguientes aplicaciones:

- ✓ El oro ejerce funciones críticas en ordenadores, comunicaciones, naves espaciales, motores de aviones a reacción, y otros muchos productos.
- ✓ Su alta conductividad eléctrica y resistencia a la oxidación ha permitido un amplio uso como capas delgadas electro depositadas sobre la superficie de conexiones eléctricas para asegurar una conexión buena, de baja resistencia.
- ✓ Como la plata, el oro puede formar fuertes amalgamas con el mercurio que a veces se emplea en empastes dentales.
- ✓ El oro coloidal (nano partículas de oro) es una solución intensamente coloreada que se está estudiando en muchos laboratorios con fines médicos y biológicos. También es la forma empleada como pintura dorada en cerámicas.
- ✓ El ácido cloro áurico se emplea en fotografía.

- ✓ El isótopo de oro ^{198}Au , con un periodo de semi-desintegración de 2,7 días, se emplea en algunos tratamientos de cáncer y otras enfermedades.
- ✓ Se emplea como recubrimiento de materiales biológicos permitiendo ser visto a través del microscopio electrónico de barrido (SEM).
- ✓ Se emplea como recubrimiento protector en muchos satélites debido a que es un buen reflector de la luz infrarroja.
- ✓ En la mayoría de las competiciones deportivas es entregada una medalla de oro al ganador.
- ✓ En la medicina dental para rellenar los huecos de las caries y para fabricar implantes dentales.
- ✓ En 1927 se comenzó a explorar los beneficios del oro en tratamientos para la artritis reumatoide, lo que hoy se conoce como la “Crisoterapia”.
- ✓ Con posterioridad también se utilizó este tipo de terapias a base de sales de oro se ha utilizado en tratamientos paliativos del asma, lepra, sífilis y tuberculosis, además de presentar efectos favorables en enfermedades a la piel, como el lupus discorde.
- ✓ También se han estudiado los beneficios del oro en tratamientos contra el cáncer. En una primera etapa se usó para detectar y tratar el cáncer a la próstata con muy buenos resultados, los doctores podían identificar exactamente la posición de la próstata del paciente durante el tratamiento. La exactitud mejorada permite una dosis de radiación más exacta y un área apuntada para el tratamiento del tumor. El oro es el material de la opción para los órganos de colocación porque es denso y opaco a los rayos X. Las propiedades inmejorables del oro hacen que el organismo lo absorba rápidamente, lo retenga por período prolongados y lo elimine fácilmente. Lo mejor de todo es que no es tóxico para el organismo. Hoy se investiga el oro como una fuente radiactiva en los tratamientos contra varios tipos distintos de cáncer. De hecho investigadores de la Universidad de California y del Instituto de Tecnología de Georgia encontraron en el oro un gran aliado para matar células cancerígenas, en tratamientos no invasivos contra la enfermedad. Esta conclusión se basó en estudios previos, en los que utilizaban las nano partículas de oro para detectar el cáncer.

- ✓ Podemos mencionar que el oro también ha sido utilizado como la materia prima de implementos quirúrgicos, específicamente en aquéllos que se utilizan en operaciones cardíacas. También hoy se encuentra presente en los rayos láser para cirugías, que cauterizan rápidamente las heridas o cortes, siendo un elemento de gran precisión[51]
- ✓ Una pequeña cantidad de oro se utiliza en casi todos los dispositivos electrónicos. Esto incluye: teléfonos celulares, asistentes personales, calculadoras, unidades de GPS, entre otros.
- ✓ El oro también se utiliza en muchos componentes de las computadoras. El oro cumple estos requisitos mejor que cualquier otro metal. Los conectores que se usan para ensamblar el microprocesador y los chips de memoria sobre la placa madre contienen oro, así también los conectores usados para fijar todos los cables.
- ✓ Las bolsas de aire (air bags) que se han instalado en más de 30 millones de automóviles en todo el mundo cuentan con contactos eléctricos bañados en oro para asegurarse de que los dispositivos de seguridad funcionen cuando es necesario.
- ✓ En las ventanas de los edificios nuevos se usan pequeñas cantidades de oro porque éstas reflejan un alto porcentaje de calor sin disminuir la luz. El costo extra de este proceso se puede compensar con costos más bajos de aire acondicionado. Las ventanas de la cabina del piloto en los jets modernos están recubiertas de una lámina muy delgada de oro para desviar los efectos dañinos de los rayos solares y resistir temperaturas extremas. En cientos de naves espaciales, el oro ha sido usado como una película para cubrir muchas partes de su interior. Esta película ayuda a reflejar la radiación infrarroja y a estabilizar la temperatura de la nave espacial. Además, en telescopios –como el Hubble- se ha utilizado oro como revestimiento para aumentar su resistencia a la corrosión y a las conexiones eléctricas. [51]

1.8 Mineralogía y ocurrencia de oro

El ORO se forma en filones hidrotermales, normalmente relacionados con cuarzo y sulfuros, diseminados en rocas, depósitos de aluvión aurífero y pepitas.

La principal ocurrencia mineralógica del oro es como oro nativo Figura 1.6 y fino en forma de inclusiones dentro de otros minerales: piritas, arsenopiritas, calcopiritas, esfaleritas, limonitas, cuarzo y en materia carbonosa.

La mineralogía del oro está determinada por la forma como se presenta:

- Electrum*: Cuando el contenido de plata es 20 % o más.
- Minerales oxidados*: La oxidación y otras alteraciones hidrotérmicas permite el rompimiento de la estructura de la roca, incrementando su permeabilidad.
- Minerales sulfurados* : Asociaciones comunes con piritas, arsenopiritas
- Minerales carbonáceos*: Los componentes de carbón adsorben el oro disuelto durante la lixiviación (preg-robbing).
- Teluros*: Química de tratamiento compleja. Formas comunes Silvanita, Calaverita, Petzita. El oro nativo se presenta generalmente aleado con plata como la principal impureza y en aleaciones con cobre y hierro. Además con teluros, selenio, bismuto, mercurio y platino.

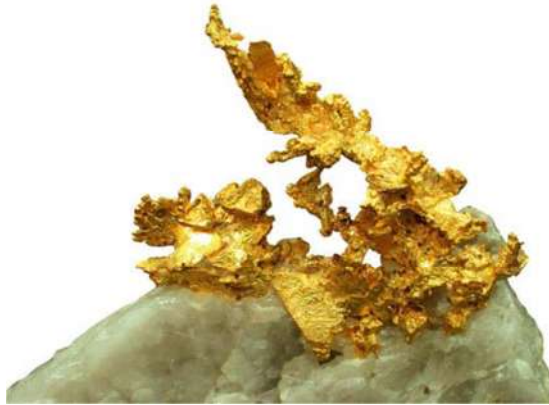


Figura 1.6. Oro Nativo

Se debe distinguir entre:

Oro libre.- Posee bordes de contacto propio con otros minerales, ejemplo: Oro en vetillas

Y Oro encapsulado.- El oro se encuentra alojado al interior de otro mineral de tamaño bastante mayor.

Los yacimientos auríferos están clasificados en:

- *Vetas y filones* Figura 1.7. El oro se encuentra atrapado dentro de lo no valioso



Figura 1.7 Yacimiento Aurífero en Vetas[54]

• *Placeres*. En los placeres Figura 1.8, el oro metálico aparece mezclado con guijos, arena o arcilla, al haber sido transportado desde su lugar de origen por la acción del agua y depositado en su nuevo emplazamiento por acción mecánica, por deposición química o por una y otra.



Figura 1.8. Explotación de Oro en Placeres (Ríos)[54]

• *Diseminados*. En los Yacimientos diseminados Figura 1.9, el oro se encuentra libre, fino y esparcido o diseminado en grandes extensiones de terreno formando bolsones. El cuerpo mineral está cubierto por una capa de poco espesor de material no mineralizado. La ley de oro en este tipo de ocurrencia por lo general es relativamente bajo.



Figura 1.9. Explotación a Tajo Abierto de Oro Diseminado [54]

- *Oro como sub-producto.* Oro asociado a sulfuros (ejemplo calcopiritas) que fue concentrado juntamente con el metal base (cobre), tratado por métodos piro-metalúrgicos y separado en los procesos de electro-refinación, Figura 1.10.



Figura 1.10. Obtención de Oro como subproducto de fundición.

CAPITULO II

PROCESOS METALURGICOS PARA EL BENEFICIO DE MINERALES AURIFEROS

2.1 Métodos gravimétricos

La concentración gravimétrica es esencialmente un método para separar partículas minerales de diferente peso específico, por las diferencias en movimiento en respuesta a las acciones que ejercen sobre ellas simultáneamente la gravedad y otras fuerzas, como la hidráulica y de fricción. Es el método más sencillo y más económico de todos los métodos de concentración. Su aplicación se recomienda cuando sea practicable, porque permite la recuperación de minerales en tamaños tan gruesos como sea posible, reduciendo costos en trituración, molienda y concentración, y disminuyendo pérdidas en los finos que generalmente se forman en las operaciones de reducción de tamaños.

Los métodos de concentración gravimétrica se agrupan en tres categorías:

- 1) separación por medio pesado, en la cual las partículas se introducen en un fluido de densidad intermedia, de tal manera que partículas de bajo peso específico flotan y las de alto peso específico se hunden.
- 2) separación por corrientes verticales, en la que se aprovechan las diferencias en velocidades de sedimentación, como en el caso de los Jigs.
- 3) separación en corrientes superficiales, como en el caso de las mesas concentradoras y los espirales.[59]

A tamaños finos, las fuerzas hidráulicas y de fricción rebasan a la de gravedad, por lo cual la eficiencia de separación de los concentradores gravimétricos disminuye drásticamente. Para superar esto, se han diseñado concentradores que intensifican las fuerzas gravitacionales para que la separación se lleve a cabo a un valor de varias veces la fuerza de gravedad G . Con estos concentradores, se han resuelto muchos de los problemas para la aplicación de la concentración gravimétrica en la recuperación de oro libre en circuitos de molienda; como es la recuperación de oro de tamaño fino (< 150 micras), el balance de agua, la capacidad, el mantenimiento y el control de la operación de los concentradores en los circuitos.

Los métodos de separación gravimétrica se usan para tratar una gran variedad de minerales, que varían desde los sulfuros pesados como la galena (peso específico 7,5) hasta el carbón (peso específico 1,3), y tamaños de partículas en algunos casos por debajo de 50 μm . Las plantas de concentración gravimétrica tienen dos propósitos:

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

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

Para una separación efectiva es esencial que exista una marcada diferencia de densidades entre el mineral y la caja. Una idea del tipo de separación posible puede obtenerse de la relación:

$$\frac{D_h - D_f}{D_l - D_f}$$

Donde D_h es el peso específico del mineral pesado, D_l es el peso específico del mineral liviano, y D_f es el peso específico del medio fluido. En términos generales, cuando el cociente es mayor que 2,5, ya sea positivo o negativo, la separación gravimétrica es fácil. Cuando este valor va decreciendo, la eficiencia de la separación también decrece, y por debajo de 1,25 la separación gravimétrica ya no es factible económicamente. [2]

Los procesos gravimétricos son muy sensibles a la presencia de lamas, consiguientemente se debe evitar en lo posible la generación de finos (lamas). Los equipos más conocidos de separación gravimétrica de oro son:

2.1.1 Jigs.- A pesar que en estos métodos también están presentes las fuerzas de separación de corrientes longitudinales, los efectos causados por las corrientes verticales les confieren características propias y por eso son estudiados en forma separada. El equipo que utiliza corrientes verticales para la concentración de minerales es el jig, Figura 2.1 en los cuales las corrientes verticales son generadas por el movimiento de pulsaciones en el agua.

son normalmente usado para concentrar material relativamente grueso y, si el material de alimentación es relativamente uniforme, entre 3 – 10 mm, no es difícil lograr una buena separación de minerales con un rango de pesos específicos estrecho en la alimentación por ejemplo fluorita, peso específico 3.2, del cuarzo, peso específico 2.7 y si la diferencia de pesos específicos es mayor la separación será mejor. [61]

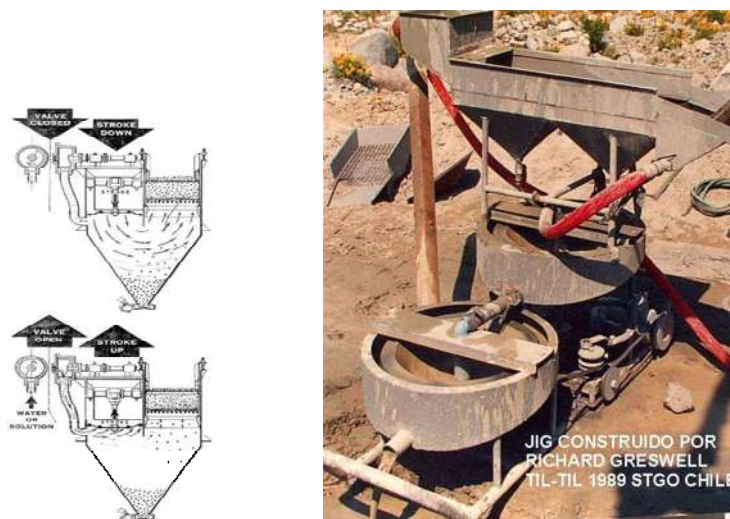


Figura 2.1 Jigs

2.1.2 Canaletas.- Las canaletas son posiblemente los aparatos concentradores más primitivos que se conocen. Son usados principalmente para el tratamiento de menas de aluvion en los cuales el mineral valioso se encuentra libre en granulometría fina y la diferencia de su peso específico en relación al de los minerales de la ganga es grande.

Su aplicación principal es en la concentración del oro, platino y casiterita. Generalmente son construidas de tablas y contienen el piso tacos de madera, bloques, reglas, gradas, etc. para aprisionar los minerales pesados.

La selección de la forma del “riffles” ideal depende de las necesidades de transporte, tamaño y cantidad de material valioso. Todas ellas son construidas en módulos que facilitan su instalación y su remoción. El tamaño de las canaletas es variable. Existen canaletas de 12 pulgadas hasta 10 pies de ancho por 6 pulgadas hasta 4 pies de profundidad. Presentan una inclinación que depende principalmente de los tamaños mayores de la alimentación y de la cantidad de agua disponible. Su largo depende de la fineza y del peso específico de los

minerales valiosos y de la distancia que los elementos sin valor deben ser transportados. La operación de las canaletas es intermitente. La alimentación se realiza por la parte superior y dura el tiempo necesario para saturar la canaleta. Posteriormente los “riffles” son desmontados y el material pesado es recogido. En el caso del oro, este material aún puede ser enriquecido en bateas. [63]



Figura 2.2 Canaletas

2.1.3 Conos.- El elemento básico del concentrador es un cono construido de fibra de vidrio con revestimiento de goma en las zonas de mayor desgaste, midiendo 2 metros de diámetro y con inclinación de 17° . El sistema consiste de un montaje de conos, uno sobre otro, de tal forma que el cono superior queda encajado exactamente sobre el cono inferior. Son construidos conos simples, dobles y triples, este arreglo permite un aumento del área útil de separación dentro de la máquina sin aumentar la altura o la superficie del cono. El cono superior recibe la pulpa de una caja distribuidora existente en su parte superior y la distribuye alrededor de su periferia, alimentando enseguida los conos inferiores. No hay efecto de concentración en el cono superior, el cual funciona distribuyendo la pulpa homogéneamente para los conos inferiores. El principio de operación es similar al de una canaleta. El flujo de pulpa, entretanto, no es restringido o influenciado por la acción de paredes, lo que generalmente ocurre en las canaletas. Mientras la pulpa fluye para el centro del los conos inferiores ocurre la separación. Las partículas más densas sedimentan más rápidamente y se desplazan en el fondo del film en dirección al centro, donde son

removidas por una abertura anular. Las partículas más livianas son arrastradas por la corriente y fluyen sobre la abertura, siendo colectadas por un tubo central. La eficiencia de este proceso es relativamente pequeña y para obtener una buena separación, la operación debe ser repetida varias veces, repasándose el concentrado en otros conos.[63]



Figura 2.3 Cono

2.1.4 Espirales.- El concentrador de espiral consiste en una canaleta helicoidal con cuatro a siete vueltas. Su funcionamiento puede ser comparado con el de una batea cónica, donde las partículas livianas se mueven por la acción del agua hacia el borde y las partículas pesadas se concentran en el centro. Se puede considerar al concentrador de espiral como una serie de bateas superpuestas y conectadas. Las partículas más pesadas se reúnen en el fondo, donde la fricción y el lastre actúan para aminorar la velocidad del material. Debido a la forma de espiral del lecho de la canaleta, las fuerzas centrífugas en la pulpa llevan al material más liviano hacia afuera, hacia el borde de la espiral, mientras que el material pesado permanece adentro.

Las espirales pueden ser utilizadas para una variación de tamaño de grano desde 2 mm hasta aprox. 30 mm y con una densidad de pulpa entre 30-40% de sólidos, para alcanzar resultados óptimos de concentración, por lo general, las espirales se caracterizan por su alta recuperación, pero también por su bajo factor de enriquecimiento, y es debido a este motivo que las espirales son utilizadas exitosamente en la fase de pre concentración. Las espirales

no son apropiadas para el enriquecimiento de los concentrados obtenidos a través del lavado en canaletas. Sin embargo, pueden ser utilizadas efectivamente incluso como un reemplazo de las canaletas, combinadas con otro equipo para la concentración secundaria por ejemplo, mesas concentradoras.

Las espirales no requieren de impulsión motriz, requieren poco mantenimiento, también son resistentes al desgaste mecánico y cada unidad puede tratar hasta 2 t/h, requieren poco espacio y son fáciles de operar. En comparación con las mesas vibradoras y con los concentradores centrífugos, las espirales son significativamente más económicas.[62]



Figura 2.4 Espirales

2.1.5 Mesas Concentradoras.- La mesa concentradora Figura 2.5, es una superficie plana ligeramente inclinada a la cual llega la pulpa con un 25 % de sólidos en peso, por medio de un cajón alimentador y es distribuida a lo largo; el agua de limpieza es suministrada a lo largo de la canaleta. La mesa vibra longitudinalmente, por medio de un mecanismo, usando una carrera adelante lento y un retorno rápido, el cual hace que las partículas de mineral se arrastre lentamente a lo largo de la mesa y paralela a la dirección de su movimiento. [61]



Figura 2.5 Mesa concentradora

2.1.6 Concentradores centrífugos.- Los concentradores centrífugos Figura 2.6, constituyen la principal innovación realizada a los implementos de concentración gravimétrica de oro. En un tiempo muy corto, han ganado gran aceptación para la recuperación gravimétrica de oro en minas grandes; frecuentemente en los circuitos de molienda para separar oro libre y evitar sobre molienda y antes de plantas de cianuración o flotación para recuperar el oro grueso. También existen muchas aplicaciones en plantas industriales en la minería aurífera aluvial. Otra aplicación especial para los concentradores centrífugos es la recuperación del oro como un producto secundario, por ejemplo en canteras de grava. Todos los concentradores centrífugos operan con el mismo principio: básicamente, un recipiente que rota efectúa la separación gravitacional de la carga en un campo centrífugo. Los tipos de concentradores centrífugos más utilizados están basados en el mismo principio pero difieren en su diseño técnico. Se encuentran los Knelson, Knudsen, Falcon, etc.[63]



Figura 2.6 Concentrador centrífugo “Falcon”

2.2 Métodos hidrometalúrgicos

En esta rama, la obtención del metal o de su producto base se hace por vía húmeda en una sucesión de pasos de: lixiviación o solubilización del metal en cuestión, separación de los líquidos fértiles y los sólidos agotados, y recuperación de metal a partir de los líquidos.

2.2.1. Amalgamación

La amalgamación es un proceso que se aplica para recuperar oro y plata nativa de materiales auríferos o argentíferos. El oro y sus compuestos son capaces de alearse con el mercurio. Dichas aleaciones se conocen como amalgamas. La amalgamación en la minería aurífera sirve para recuperar el oro en forma de amalgama y así separarlo de los minerales acompañantes. La amalgama se forma por el contacto entre mercurio y oro en una pulpa con agua, Figura 2.7.

El oro libre, nativo, en un tamaño de grano entre 1 a 2 mm es apropiado para la amalgamación. El oro grueso se puede recuperar fácilmente con métodos gravimétricos. En el proceso de amalgamación, el oro se disuelve mínimamente en el mercurio. La amalgama

contiene generalmente partículas de oro superficialmente aleadas con el mercurio y ligadas entre sí por el mismo.



Figura 2.7 Amalgamación Artesanal [54]

En principio, todo el oro libre y limpio no cubierto por óxidos de hierro, se amalgama. Sin embargo, frecuentemente el mineral bruto puede contener ciertos minerales acompañantes o impurezas con efectos negativos para el proceso de amalgamación. Algunos de tales problemas se describen a continuación:

- Los sulfuros de arsénico, antimonio y bismuto reaccionan con el mercurio, produciendo una pérdida significativa del mineral precioso y mercurio. En un ambiente oxidante como las aguas ácidas de mina, también la pirrotina y en menor grado la piritita y calcopiritita pueden tener un efecto negativo sobre la amalgamación. La adición dosificada de cal neutraliza parcialmente dichos efectos.
- Los lubricantes y las grasas son extremadamente problemáticos, porque se fijan al mercurio y tienden a atrapar sulfuros, talco, arcillas y otros minerales formando una sólida película de finas partículas. Adicionalmente, los lubricantes o grasas causan la flotación del oro, el cual es alejado del contacto con el mercurio. Tales factores, naturalmente bajan la recuperación del metal precioso en un proceso de amalgamación. Las medidas preventivas para evitar dichos factores negativos son, agentes limpiadores, algún detergente fuerte o la savia (“jugo”) de una planta; el objetivo de su uso es neutralizar el aceite y la grasa.
- Los metales como el aluminio, cobre, plomo, zinc pueden amalgamar, consumir y ensuciar el mercurio; dispersándose en forma de partículas finísimas bajo condiciones

oxidantes.

- La baritina, el talco, la esteatita y otros silicatos hidratados de magnesio y aluminio también podrían interrumpir el proceso e incrementar las pérdidas de oro y mercurio.

Finalmente, la amalgama es sometida a un quemado directo al ambiente para eliminar el mercurio y dejar libre el oro Figura 2.8.[54]



Figura 2.8 Amalgama de Oro [54]

2.2.2. Flotación

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

La flotación se utiliza muy poco en la minería aurífera para sólo recuperar oro libre, y sí más a menudo para recuperar sulfuros auríferos junto con el oro liberado, como la pirita (FeS_2) y arsenopirita (FeAsS). Existen diferentes tipos de celdas de flotación en uso, en las que se combina la agitación de la pulpa y su aireación. En varios casos, la flotación ha sido probada para separar el oro libre de concentrados de sulfuros, reemplazando la amalgamación. Esto funciona solamente para un tamaño limitado de granos, debido a que

el oro más grueso, por su masa, no flota tan fácilmente. También es difícil hacer flotar las partículas ultra finas. Sin embargo, en un tamaño de grano apropiado (aproximadamente 100 a 20 μm), la separación del oro y sulfuros puede funcionar.

El uso de la flotación implica otros problemas ambientales, porque es necesario el uso de varios reactivos, especialmente cal, para el ajuste del pH, colectores (xantatos), espumantes y otros, como en el caso de una flotación selectiva de oro, donde se emplea cianuro o cromato para deprimir la pirita. Generalmente, las minas pequeñas no disponen de los conocimientos ni de los fondos de inversión necesarios para controlar eficientemente estos reactivos, que son después vaciados a los ríos. Además, el mismo proceso de flotación, por su complicado manejo (control de pH, dosificación de reactivos, tiempos de acondicionamiento, etc.), presupone un grado de conocimientos técnicos que rara vez se encuentra entre pequeños mineros. Por esto, el uso de la flotación queda restringido (con algunos excepciones) a la minería industrial.

Los parámetros usuales de operación en la flotación de piritas auríferas son: pH = 6-7, Molienda: 55% -200 Malla. Por otro lado, los reactivos más usados en la flotación de menas auríferas son: Xantato Amílico de Potasio y Aeropromter 404 como colectores; Teuton 100 como espumante; NaCO_3 modificador de pH que sirve para separar sulfuros y dispersar lamas; Cal para deprimir oro si es lo que se desea; CuSO_4 para activar la arsenopirita, es el más usado en la flotación de oro. Como depresor es más usado el silicato de sodio para deprimir cuarzo.[44]



Figura 2.6 Celda de Flotación

2.2.3. Lixiviación

En el contexto de extracción de oro, la lixiviación es la disolución de un metal o mineral en un líquido, la reacción primaria es la disolución del oro en una solución acuosa. Solo un limitado número de ligantes forman complejos lo suficientemente estables para usarse en la extracción del oro. El cianuro (CN) es usado universalmente a un costo relativamente bajo con una gran efectividad en la disolución del oro y una selectividad para el oro y la plata sobre otros metales. EL proceso del cianuro se implemento desde 1889 y aunque se han investigado otros métodos con otros tipos de reactivos no han podido implementarse comercialmente o a gran escala.

El proceso completo de extracción suele comprender la recuperación por separado del solvente y del soluto. [44]

CAPITULO III

LIXIVIACION

3. Lixiviación

La lixiviación es una operación unitaria que consiste en una extracción sólido líquido empleada para separar los constituyentes solubles de un sólido inerte con un solvente. El proceso completo de extracción suele comprender la recuperación por separado del solvente y del soluto.

La extracción sólido-líquido tiene gran importancia en un gran número de procesos industriales. En metalurgia en la extracción de: cobre con ácido sulfúrico, oro y plata con cianuro, etc.

3.1. La lixiviación como modelo reacción sólido – líquido.

La lixiviación es una operación unitaria que consiste en una extracción sólido-líquido empleada para separar los constituyentes solubles de un sólido inerte con un solvente.



Una reacción fisicoquímica, en la cual se hallan involucradas una fase sólida y otra líquida se realiza en las cinco etapas siguientes, y esquematizada en la Figura 3.1.

1. Difusión de los reactantes desde la solución hasta la interface sólido-líquido.
2. Adsorción de los reactantes en la superficie del sólido.
3. Reacción en la superficie.
4. Desorción de los productos de la reacción de la superficie del sólido.
5. Difusión de estos productos de la interface sólido-líquido a la solución.

En todos los casos donde el oro es sometido a un proceso de lixiviación, la disolución está regida por los principios electroquímicos de la Corrosión, en donde el mecanismo de reacción depende de cada sustancia lixivante.

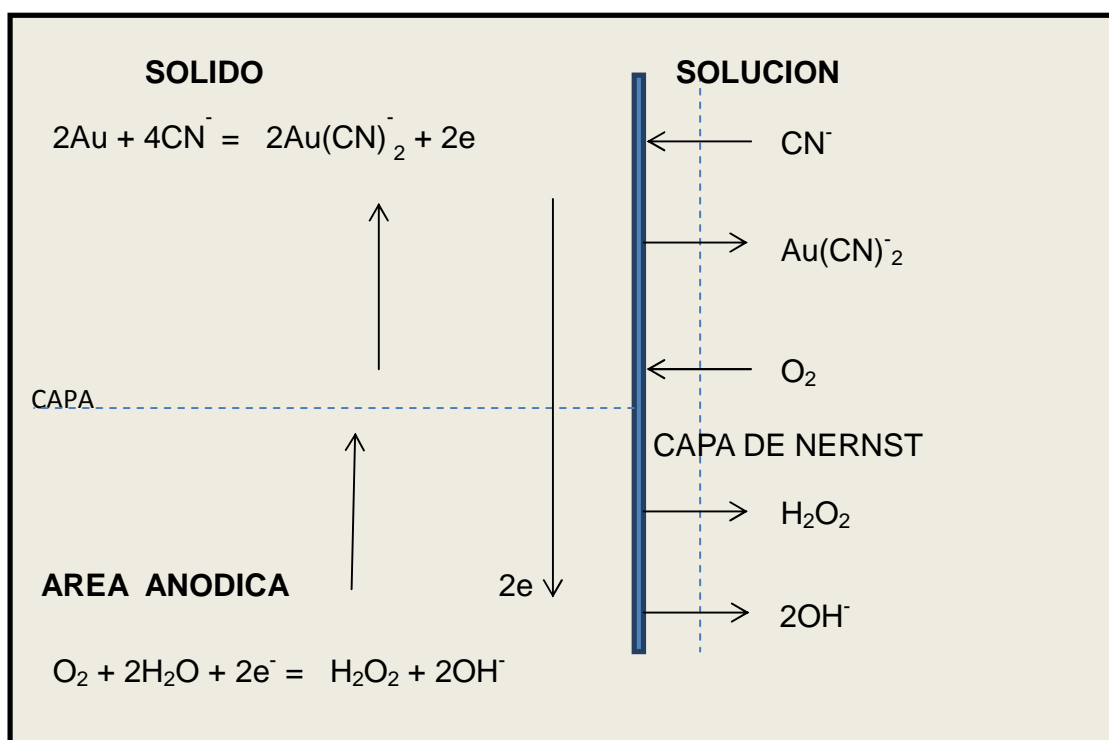


Figura 3.1 Representación esquemática de una celda de corrosión local de una superficie de oro en contacto con una solución de oxígeno-cianuro [44]

3.2.- Lixiviación en montones o “Dump Leaching”- Su campo de aplicación está enfocado a los minerales permeables con las soluciones lixiviantes debido que utilizan un sistema de percolación. Este método consiste en el amontonamiento del mineral tal como sale de la Mina, Figura 3.2, con el menor manipuleo del material, se procesan en gran volumen (millones de toneladas) con camas de una altura de más de 80 metros, su sistema de riego es por goteo con soluciones cianuradas de bajísima concentración, los minerales tratados son de leyes bajas,. [44]



Figura 3.2 Lixiviación en montones o “DUMP leaching”.
Leyes menores a 1 gr/TM [35]

3.3.- Lixiviación en montones con aglomeración o “Heap Leaching”.- Este método es similar al de lixiviación en montones, con la diferencia de que en este método, el mineral es previamente aglomerado. Figura 3.3, la analogía es el apilamiento o lo que es lo mismo formar pilas de mineral para ser rociadas por soluciones cianuradas por el sistema de goteo, aspersión o tipo ducha. El volumen de material es menor que el de lixiviación en montones, pero los contenidos de oro son mayores a 1 gramos por tonelada, lo que permite en la mayoría de las operaciones de lixiviación en montones con aglomeración tenga por lo menos una etapa de chancado a un tamaño de $\frac{1}{4}$ de pulgada al 100 %. [44]



Figura 3.3 Lixiviación en montones con aglomeración o “Heap leaching”. Leyes menores a 3 gr/TM[35]

3.4.-Lixiviación en batea o “Vat Leaching”.- El nombre del método está referido a que el mineral esta en un recipiente tipo batea, Figura 3.4, entonces el método consiste en el acumulamiento de mineral en una batea o un equivalente que pueden ser pozas de concreto, tanques de acero recubiertos o mantas transportables, en el que se agrega las soluciones cianuradas y el mineral es completamente sumergido en la solución, las operaciones pueden ser de diverso tamaño, las leyes en oro deben justificar la molienda, previamente a los riegos de soluciones cianuradas, se realiza una trituración del material, normalmente de ¾” a ½”, dado que las bateas son muy dinámicas son apropiadas solamente para minerales que presentan una cinética de disolución muy rápida, el ciclo de lixiviación es muy corto de 6 a 12 días, el costado de una batea sirve para la siguiente formando una serie de 10 a 12 bateas en línea. [30]



Figura 3.4 Lixiviación en batea “Vat leaching”. Leyes mayores a 6 gr/TM [35]

3.5.- Lixiviación por agitación.- Se requiere que el mineral este finamente molido, por eso se aplica a minerales frescos de leyes altas, que por su mayor valor contenido justifican una molienda húmeda, a cambio de una mayor recuperación y de un menor tiempo de proceso, o bien, a concentrados o calcinados del proceso de tostación, que por sus menores volúmenes permiten justificar el gasto de una agitación. Así se aumenta el área expuesta a la lixiviación y la agitación permite disminuir la capa límite de difusión, al mismo tiempo que se maximiza el área de la interface gas-liquido. La agitación puede proporcionarse por medios mecánicos o bien con aire en reactores conocidos con el nombre de “Pachuca” Figura 3.5.[30]



Figura 3.5 Lixiviación por agitación. Leyes mayores a 8 gr/TM [35]

3.6. Bio-lixiviación

Después del proceso de cianuración, las extracciones de oro y plata deben estar entre el 90-96 %. Sin embargo, existen algunos materiales de los cuales se extrae solamente entre el 5-60 % de su contenido en oro. Se trata de menas refractarias al proceso de cianuración estándar. En general, se considera que una mena de oro es refractaria si el nivel de extracción mediante un proceso de cianuración convencional dinámica nos supera el 80 %, incluso después de una molienda fina, y no permite una recuperación económica de este metal. La refractariedad puede tener su origen en fenómenos de distinta naturaleza. Puede ser física, en la que el oro está ocluido en una matriz y el cianuro no puede acceder a él. Puede ser química, debida a la presencia de especies que se combinan y consumen el cianuro y el oxígeno necesarios para acomplejar el oro. Puede tratarse de un fenómeno electroquímico en el que el oro se pasiva y, en consecuencia, no se disuelve. Y puede deberse también a la presencia de especies carbonáceas que adsorben el complejo de oro cianurado. En todos los casos, estos minerales deben ser tratados previamente, ya sea para liberar el metal precioso encapsulado y permitir así su contacto con el cianuro, o para destruir las especies que impiden que tenga lugar la cianuración y la existencia del complejo cianurado en disolución.

Una alternativa a estos métodos puede ser la biolixiviación, proceso biológico en el que los sulfuros son oxidados por la acción de microorganismos. La aplicación de este método a

menas refractarias es un concepto relativamente nuevo en comparación con la tostación y la oxidación química, y se está estableciendo rápidamente como una alternativa viable. A través de ensayos comparativos se ha podido demostrar que la biolixiviación iguala e, incluso, supera a estos procedimientos en términos de tipos de minerales y tratamientos convencionales

Dentro de los microorganismos empleados en biolixiviación destaca la bacteria *Thiobacillus ferrooxidans* que es un bacilo corto, de aproximadamente $0,5 \times 1 \mu\text{m}$, de extremos redondeados, gramnegativo, mótil, flagelado y no formador de esporas. En general, esta bacteria se encuentra aislada o emparejada y rara vez forma cadenas. Se caracteriza por ser quimiolitótrofa, pues obtiene de la oxidación del ion ferroso y de formas reducidas del azufre la energía necesaria para su crecimiento y demás procesos vitales. Es una bacteria autótrofa estricta ya que utiliza el CO_2 como única fuente de carbono celular. Vive en condiciones acidas y aerobias. Presenta actividad metabólica importante entre los 20 y los 40°C de temperatura.

La biolixiviación puede seguir dos mecanismos: el mecanismo de contacto directo, que requiere un íntimo contacto físico entre la bacteria y el mineral a lixiviar, y el de contacto indirecto en el que el sulfuro es oxidado por el ion férrico que la bacteria genera. En el mecanismo de contacto indirecto se pueden distinguir dos fenómenos. Por una parte, el ion Fe^{3+} oxida al sulfuro metálico, según la ecuación química general:



donde M es un metal. El Fe^{2+} y el azufre elemental producido en R1 son oxidados por las bacterias a Fe^{3+} y ácido sulfúrico respectivamente, según:



En el caso de la pirita, el ataque se da, casi exclusivamente, a través de un mecanismo de contacto directo, según la reacción:



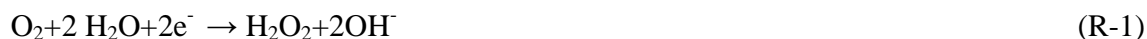
los resultados de las experiencias de biolixiviación de menas refractarias de oro realizadas en los últimos años en laboratorio, en todos los casos, el contacto entre la mena, el medio de cultivo y los microorganismos se ha llevado a cabo de forma simultánea. El microorganismo más empleado, con mucha diferencia, es la bacteria *Thiobacillus ferrooxidans*, siendo muy limitado el número de trabajos realizados con termófilos. En general, el uso de termófilos no está justificado ni desde el punto de vista energético ni desde el punto de vista cinético. [50]

3.7 Agentes de lixiviación de oro

El cianuro es el agente universalmente usado para la disolución del oro, y aunque otros procesos han sido investigados extensamente en el laboratorio y presentan un serio potencial, ninguno es aplicado comercialmente o a gran escala.

3.7.1. Cianuro

Dado que todo fenómeno de corrosión está basado en la formación de dos medias celdas de reacción, una catódica y otra anódica; la reducción del oxígeno sobre la superficie metálica en la zona catódica va acompañada por la oxidación del oro en la zona anódica de acuerdo a las siguientes reacciones:



La ecuación fundamental de cianuración según Elsner es:



La cianuración requiere de condiciones básicas y concentraciones de cianuro libre relativamente diluidas.

En valores de pH por debajo de 10, el cianuro se hidroliza lo que ocasiona mayor consumo por formación de gases HCN lo cual es altamente tóxico. En pH mayores de 12, la velocidad de cianuración se inhibe. El rango de pH recomendado está entre 10.5 y 11.5.

En lo que respecta a la concentración del cianuro libre en la solución la mayoría de especialistas coinciden en que los valores recomendados oscilan entre 0.05 y 0.1% de porcentaje en peso. Las concentraciones bajísimas de cianuro del orden de 0.001% o menores no disuelven el oro. Del mismo modo, a altas concentraciones de cianuro, por encima de 0.25% provocan la pasivación del oro por las reacciones colaterales con otros elementos que provocan la formación de películas sobre las partículas de metal. [29]

3.7.2. Tiourea

Tiene mayores ventajas que el cianuro sobre todo en minerales refractarios. Es el lixiviante alternativo que mayor atención ha recibido por parte de los investigadores interesados en la lixiviación de oro y plata. Este interés se debe sobre todo a tres factores:

- (1) Es un agente relativamente no tóxico, por lo que se convierte en una mejor alternativa para el medio ambiente.
- (2) Tiene altos índices de disolución.
- (3) Los rangos de lixiviación con soluciones de tiourea son muy rápidos.

Las principales características inherentes del proceso son:

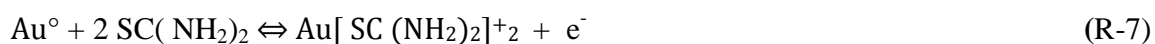
- Operación en medio ácido, pH entre 1.5 y 3.0
- Posibilidad de usar varios agentes oxidantes, entre ellos el Fe^{3+} .
- La disolución de oro involucra la formación de un complejo catiónico a diferencia de la cianuración que es un complejo aniónico.

El mecanismo de reacción está dado por las siguientes etapas:





La reacción global de disolución para la formación del complejo catiónico está representado por:



[44]

3.7.3. Tiosulfato

La limitación principal de tiosulfato parecería consistir en su aplicabilidad (la mayoría de pruebas han sido realizados en minerales tipo carbonáceos). Similar a la tiourea, la reacción de lixiviación es muy sensible al potencial de pH y Redox. El tiosulfato es también inherentemente metaestable y se descompone fácilmente a sulfato por una serie de especies de oxígeno – azufre (principalmente tetrionato) y sulfuros. Por consiguiente, su reutilización no parecería ser posible. Sin embargo, la oxidación (desintoxicación) a sulfato es posible, pero esto sería sumamente costoso ya que la demanda química de oxígeno sería considerable y los costos operativos aumentarían significativamente puesto que cuatro moles de oxígeno son requeridas por mol de tiosulfato para obtener sulfato.

El uso de tiosulfato como un lixivante ha pasado a ser un método alternativo principalmente en regiones donde las regulaciones ambientales no permiten el uso del cianuro o los minerales en cuestión consumen grandes cantidades de cianuro. El pH de operación varía entre 8 y 11.

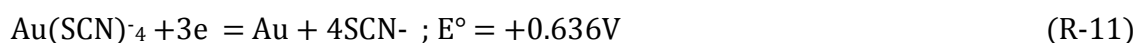
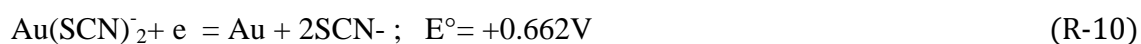
La reacción de disolución del oro está dado por:



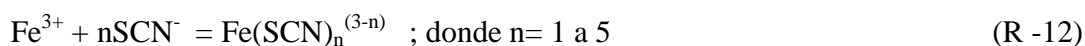
[44]

3.7.4. Tiocianato

Por mucho tiempo se ha sabido que el tiocianato actúa como un lixiviante del oro. En soluciones acidas de tiocianato el oro disuelto forma los complejos Au^{1+} y Au^{3+} dependiendo del potencial de la solución:



El ion Fe^{3+} es el oxidante mas adecuado para la reacción, desde la cinetica de disolución es muy lento si se utiliza oxígeno y el tiocianato se oxida rápidamente por el peróxido de hidrogeno, además la estabilidad del ion tiocianato se incrementa con la presencia del Fe^{3+} formándose el siguiente compuesto:



Aunque la solución acida de tiocianato se ve como una promesa como un lixiviante alternativo para el oro, se requiere de mas trabajo para optimizar las condiciones, como son minimizar el consumo de tiocianato y el desarrollo de un método efectivo para la recuperación de las aguas producto de la lixiviación del oro.[44]

3.7.5. Amoniac

El oro es soluble en soluciones acuosas amoniacales en presencia de un oxidante como el oxígeno, hipoclorito, peróxido de hidrogeno, o bromuro. La disolución procede a través de la formación de especies Au^{1+} como $(Au(NH_3)_2^+)$, que potencialmente forma una amina estable compleja Au^{3+} dependiendo del potencial de la solución:



En el caso donde el oxígeno se utiliza como oxidante, se requieren altas concentraciones de amoníaco (2 a 8 M) y elevadas temperaturas, mayores a 100°C, para que sea aplicada la reacción y los rangos del procedimiento sean aceptables, por lo que este sistema tiene un potencial limitado para su aplicación comercial. [44]

3.7.6. Bisulfuro

Hunter y otros investigadores de YES Technologies describieron un proceso visionario que usa bisulfuro como lixivante de oro. El tiempo de residencia demasiado largo y circuito cerrado, que probablemente sería requerido, significaría altos costos de capital para la inversión en una planta de lixiviación. Sin embargo, la disponibilidad y el precio razonable de bisulfuro y sus fuentes indican una economía razonable de extracción y porque el HS₂ es regenerado desde sulfato usando bacteria. Los costos operativos consideran desintoxicación, sin embargo, sería muy alto, porque una demanda química alta de oxígeno también sería necesaria.

Una de las limitaciones parecería la aplicabilidad exclusiva de este proceso a minerales bio-oxidados, porque una fuente de ión sulfato es requerida para la regeneración del bisulfuro. Este proceso es reciclable, pero teóricamente una oxidación a sulfato también sería posible, aunque este también costaría caro.

Ninguna aplicación a gran escala de este proceso es conocida por los autores. [6]

3.7.7. Halógenos

El bromuro, el cloruro y el yoduro, especialmente cloruro, son conocidos como lixiviantes del oro. En el caso del bromuro y del cloruro, la economía de extracción pareciera ser razonable. Sin embargo, el uso de un oxidante, usualmente el halógeno del haluro mismo, conduciría altos costos de capitales de inversión para la prevención de corrosión y el uso de un circuito cerrado. La disponibilidad de los halógenos no es una restricción, sin embargo, los haluros, siendo iones, no pueden ser tratados y podrían requerir oxidación electroquímica para reciclarlo. La ventaja del uso de haluros / halógenos podrían dar la

aparición de su aplicabilidad universal a la mayoría de tipos de mineral como es el caso de la cianuración.

Comparado a la cianuración, se ha publicado que la viabilidad económica es similar, con respecto a los costos de operación e inversión de capitales. Sin embargo, los autores esperan, que la regeneración eléctrica de los halógenos y el circuito cerrado necesario conduzcan a una menor economía favorable. El factor limitante aquí es, sin embargo, que los oxidantes usados son sobre todo el halógeno de los haluros mismos, que tienen valores límite permisibles VLP (=TLV) mucho más bajos que los del cianuro de hidrógeno. Es también posible que puedan formar compuestos orgánicos halogenados, los que son generalmente muy tóxicos incluso en concentraciones muy bajas. Por lo tanto, los haluros no se pueden considerar como alternativas favorables al cianuro. [6]

Las reacciones de los haluros con el oro son:



Donde: $X = \text{Cl}, \text{Br}, \text{I}$

3.7.8. Malonitrilo

El malonitrilo es un reactivo orgánico cuya fórmula es $\text{C}_3\text{H}_2\text{N}_2$. La cinética de disolución del oro presenta una velocidad de reacción bastante alta en comparación a la cianuración. Sin embargo, su alta toxicidad y su naturaleza explosiva no han permitido llevar a cabo ensayos más allá del nivel laboratorio. Las primeras pruebas con este reactivo publicadas se hicieron en 1977 donde se obtuvieron recuperaciones del orden del 95% con una solución 0.05% a las pocas horas de iniciado la prueba. Los otros nombres con los que se les conoce son: ciano acetonitrilo, di ciano metano, dinitrilo Malónico. [6]

3.8. Tecnologías de recuperación de oro a partir de licores de lixiviación

3.8.1.- Carbón activado

A diferencia de la extracción por solventes, el mecanismo de adsorción es enteramente físico, ligado a las propiedades superficiales del carbón, su porosidad y su estructura molecular, Figura 3.6. No tiene lugar un intercambio iónico sino toda la molécula compleja de cianuro de oro es atraída y retenida en los poros superficiales del carbón activado, sin ionización ni reacción química. Las propiedades más importantes que se utilizan en la extracción del oro son:

- Capacidad de absorción
- Rango de absorción
- La resistencia mecánica y al desgaste
- Características de reactivación
- Distribución del tamaño de partícula
- Bajo costo
- Viabilidad

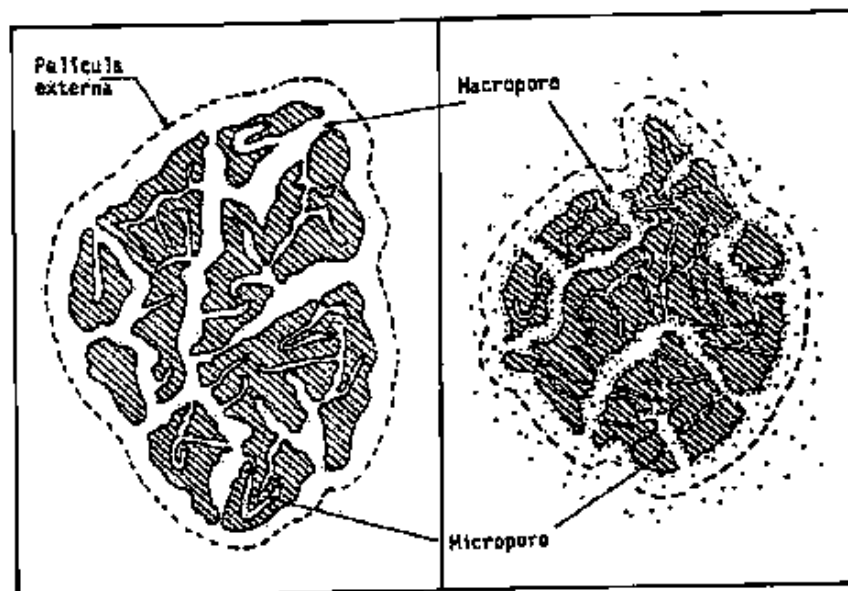


Figura 3.6 Representación de oro atrapado en el carbón activado[6]

La tecnología del uso del carbón activado comprende 3 técnicas a saber

3.8.2.- Carbón en columna (CIC).- Aplicable a soluciones claras salientes de lixiviación por percolación en bateas o pilas, normalmente en varias etapas y en contracorriente.

3.8.3.- Carbón en pulpa (CIP).- Aplicable a pulpas salientes de lixiviación por agitación. Se trata sin separación sólido/líquido, en tanques separados en varias etapas y en contracorriente.

3.8.4.- Carbón en lixiviación (CIL).- Consiste en adsorber el oro en carbón durante y no después de la lixiviación, llevándose a cabo la misma en los mismos estanques lixivadores, pero moviendo el carbón en contracorriente con la pulpa del mineral.

Una vez que el complejo Au-CN se ha cargado sobre el carbón activado, es necesario disolverlo para obtener una solución más concentrada la cual podrá ser sometida a un proceso de electrodeposición. Pero cuando se trabaja en pequeña escala, es más conveniente calcinar el carbón para obtener el oro metálico. [44]

3.8.5.- Resinas de intercambio iónico (Resina en pulpa – RIP).

Poco después de que las resinas de intercambio iónico fueron usadas comercialmente para la purificación de agua, los metalurgistas iniciaron la investigación de su posible uso en la recuperación de metales a partir de soluciones diluidas. El trabajo pionero para la posible recuperación de oro desde soluciones de cianuro fue realizado por Hussey en Salt Lake City una sucursal de la United States Bureau of Mines. Desde entonces, numerosas marcas están disponibles en el mercado.

Comercialmente la tecnología de las resinas de intercambio iónico Figura 3.7, (RIP) compite con el carbón activado por su selectividad, resistencia mecánica, los requerimientos en la solución, y el proceso de regeneración, sin embargo, las resinas ofrecen ventajas químicas sobre el carbón activado y tienen un excelente técnica potencial en el sistema de extracción de oro.

- (1) Los procesos de elusión y regeneración para las resinas pueden ser más simples que para el carbón activado, haciendo al RIP el favorito para plantas más pequeñas.
- (2) El proceso RIP puede mantener su eficiencia cuando la materia orgánica (reactivos de flotación, etc.) está presente en la pulpa.

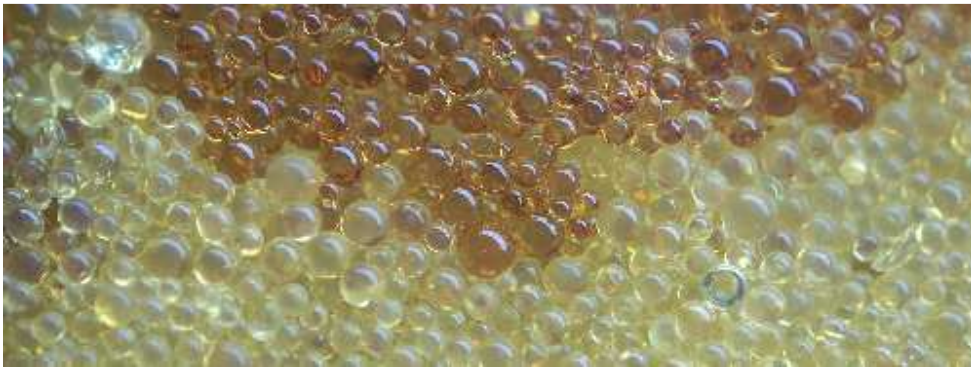


Figura 3.7 Resina de intercambio iónico

Tal como en la Desorción del carbón activado, la elución del complejo AuCN desde Las resinas es necesario para su posterior electrodeposición. Las características de la elucion son propias de cada tipo de resinas y de las recomendaciones del fabricante.

3.8.6.- Cementación

Como en cualquier otro proceso de cementación, la química está basada en el hecho de que el metal a ser recuperado (oro o plata) a partir de la solución, es más noble que el metal usado para la cementación (Fe, Zn, Al).

Mientras el oro es noble en comparación a la mayoría de metales, el hecho de estar presente en forma de complejo en la solución impregnada ha limitado la selección de metales que puedan ser usados para efectuar la cementación.

El polvo de aluminio es preferentemente usado para precipitar oro a partir de soluciones que contienen el complejo Au-TU, pero también es usado para cementar oro desde soluciones de cianuro de electroplating en joyería. Mientras que el uso del polvo de zinc se ha generalizado en la cementación desde soluciones cianuradas, este método es conocido como Merrill Crowe y la reacción simplificada es: [44]



3.8.7.- Electrodeposición

La aplicación de electrodeposición está limitada a soluciones con altos contenidos de oro en la solución, de por lo menos 80 ppm, esto debido a las bajísimas eficiencias de corriente que se obtienen con soluciones más diluidas. Esto significa que las soluciones impregnadas que salen de los procesos de lixiviación necesariamente deben ser concentradas en el contenido del complejo iónico aurífero para poder electro depositar el oro. Esta concentración se logra con la tecnología del carbón activado o con las resinas de intercambio iónico. Tanto los cationes como los aniones también se pueden concentrar mediante Membranas de intercambio iónico. Esta técnica se denomina electrodiálisis.[44]

CAPITULO IV

DESARROLLO EXPERIMENTAL

4. Desarrollo experimental

Se realizó un muestreo en tres puntos del yacimiento mineral ubicado en la región de Tequila, a 200 km al Noroeste de la capital del estado de Jalisco, México. 100 kilogramos de mineral fueron homogeneizados para llevar a cabo este estudio. El yacimiento mineral se conoce como “Veta Grande”.

4.1. Análisis de liberación.

Se llevó a cabo el análisis de liberación de las especies de valor contenidas en el mineral, para determinar el tamaño de partícula (d_{80}) donde se liberan las especies de valor de oro y plata para su posterior separación mediante un procedimiento de concentración, o la obtención del metal base mediante lixiviación.

En este estudio de liberación, las partículas que salen en cada etapa de trituración son analizadas con la finalidad de establecer el tamaño de partícula en el cual el oro ha sido liberado, y establecer la forma en que se encuentra el oro en este yacimiento, es decir, si esta libre, grueso, fino o formando aleaciones con otros elementos; esta caracterización es mediante difracción de rayos x, microscopia electrónica de barrido.

4.2. Reducción de tamaño de partícula

Este trabajo inicia con la reducción del tamaño de partícula del mineral recibido del yacimiento, partiendo con un d_{80} -10 cm, la reducción de tamaño de partícula se hace con la finalidad de liberar las especies de valor oro (Au), cabe destacar que el circuito de molienda se proceso en seco.

Primeramente la operación de trituración primaria el mineral se llevó a cabo en una trituradora de quijada marca con una apertura de alimentación que acepta tamaño de partículas de 10 cm, y un tamaño de salida de 6mm con una capacidad de procesamiento de 10 Ton/hr. El mineral pasa a una trituración secundaria la cual se efectuó en un molino de

rodillos de la marca Joy Denver con una apertura que acepta tamaño de partículas de 2.5 cm, entrega un tamaño de partículas de 1mm con una capacidad de trituración de 10 ton/hr, el mineral de aquí paso a una trituración terciaria la cual se realizo en un pulverizador de discos marca Bico Denver, el cual tiene una apertura que acepta tamaños de partícula de 6mm con una salida de 38 μ m, cabe señalar que este tamaño de partícula lo entrega haciéndolo en tres pasadas del mineral reduciendo la separación de los discos en cada paso, por lo que en este trabajo se opto por solo darle al mineral la primer pasada, por lo que este equipo nos entrego un tamaño de partícula aproximadamente 0.5mm. La Molienda final se llevo a cabo en un molino de bolas de cerámica y medios del mismo material, con la finalidad de no contaminar el mineral con partículas de hierro que se desprenden tanto de los medios de molienda como de la coraza del molino. En este molino se metieron muestras de mineral de aproximadamente 2 kg, el cual se selecciono mediante el método del cuarteo y se trabajaron cada una a diferentes tiempos de molienda con la única finalidad de establecer el tamaño de partícula a la cual se encontraba el oro liberado, el cual resulto en un tamaño aproximado de partícula (d_{80}) de 25 μ m, lo cual nos llevo a la conclusión de que el oro en este yacimiento se encuentra en tamaños sub atómicos y diseminado.

4.3 Caracterización de las partículas minerales

El mineral fue caracterizado de acuerdo a las fases mineralógicas presentes mediante el análisis químico cualitativo que se efectuó en un difractómetro de rayos X marca Siemens (Modelo 5000). Se comprobó la presencia de los elementos de valor (Au) mediante el análisis químico cualitativo realizado en el microscopio electrónico de barrido Jeol (modelo 5910).

Para determinar la distribución de tamaño de partícula en cada una de las etapas de trituración y molienda se utilizó un determinador de tamaño de partícula Beckman Coulter (Modelo LS 1000).

Para cuantificar el contenido de oro en las muestras minerales se aplicaron dos técnicas de análisis químico cuantitativo:

1. **Digestión del mineral**, la cual consiste en coloca una muestra mineral entre 0.25gr y 1.00 gr, dentro de un recipiente y disolverla mediante la adición de ácidos esto aunado a un incremento en la presión y temperatura controladas mediante el horno de microondas (Multiwave 500, Anton Paar), esta técnica se complementa con una lectura de la solución acuosa resultante de la digestión por medio un espectrofotómetro de absorción atómica (Perkin Elmer 3100). Dicha lectura en este equipo se realiza elemento por elemento, en este caso solo se leyó el elemento oro, con este resultado se introduce a una formula matemática la cual arroja como resultado los gramos por tonelada de este elemento contenido en el mineral.

2. **Ensayo a fuego**, “Fire Assay”. La cual consiste en meter una muestra del mineral entre 30gr y 60gr, dentro de un crisol, generalmente de barro recocido, con una adición de fundentes en este caso y el más utilizado para la cuantificación del elemento oro es el litargirio (PbO) en las proporciones establecidas, y se mete dentro de un horno aproximadamente a 1000°C por 1 ½ horas luego de lo cual se hace la colada, la cual una vez fría se desmolda y se retiran las escorias quedando un bloque de plomo el cual en su interior se encuentra atrapado el oro en aleación con plata, ya que el plomo es selectivo para el oro y la plata, por lo tanto los atrapa en aleación siempre y cuando estén contenidos en el mineral. Por lo que para extraer el oro es necesario separarlo del plomo, para lo cual se coloca el bloque de plomo dentro de un crisol, este puede ser de cemento portland o una mezcla de yeso con hueso molido, con la finalidad de que el hueso absorba el plomo, en este trabajo se utilizo la segunda opción, un crisol formado por una mezcla de yeso con hueso llamado también “Copela”, este crisol con el bloque de plomo se introduce en el horno a 900°C por una hora aproximadamente o hasta que se agote el plomo sin adicionar ningún otro reactivo, quedando una perla de metal dore, es decir el oro y la plata en aleación, por lo que es necesario separarlos para poder cuantificar el oro y si se desea también la plata.
Para separar la plata (Ag), se agrega una solución diluida de acido nítrico (NH₃O) en agua destilada 1:7, por 15 minutos y después se cambia a una solución mas fuerte 1:3 por otros 15 minutos o hasta que deje de reaccionar la plata con al acido

nítrico quedando como residuos polvo de oro, este se lava, se seca y se pesa y lectura de peso se aplica en una fórmula matemática la cual nos dará como resultado el contenido de oro en la muestra mineral en gramos por tonelada. Esta técnica se describe en el **Anexo 1**.

4.4 Densidad del mineral “Veta Grande”

La densidad del mineral se determinó mediante un picnómetro Figura 4.1, de acuerdo a la norma ASTM D-854. El procedimiento es el siguiente:

1. Se pesa el picnómetro vacío
2. Se toman cantidades arbitrarias de muestra y se pesan (8 o 15 veces).
3. Se llena el picnómetro con agua destilada y se pesa.
4. Se colocan ambos recipientes sobre la balanza (el picnómetro con agua y el que contiene la muestra mineral); y se pesan
5. Se introduce el mineral al picnómetro y se pesa.
6. Se repite la operación para cada peso de muestra, se calcula la densidad mediante la fórmula que se muestra y se calcula un promedio. Este promedio es la densidad del mineral.

La fórmula para determinar la densidad del mineral es:

$$\delta = \frac{W_{\text{mineral}}}{WT} \quad (4.1)$$

Donde

$$WT = W_3 - W_2 \quad (4.2)$$

W_3 = Peso del picnómetro con agua + peso del mineral.

W_2 = Peso del picnómetro con agua + mineral dentro del picnómetro.



Figura 4.1. Imagen del picnómetro

4.5. Lixiviación del mineral

La lixiviación del mineral se efectuó mediante una solución diluida de cianuro de sodio (NaCN). Los experimentos se llevaron a cabo tomando dos tamaños de grano: malla ¼” ($d_{80} - 6.4\text{mm}$) y malla 400 ($d_{80} - 38\mu\text{m}$), respectivamente, esto responde a el tamaño de partícula en el cual se encontró el oro expuesto, casi libre, y la otra granulometría se selecciono por ser el tamaño promedio que nos da el equipo de trituración secundaria, tamaño con el que se pretende establecer el método de lixiviación en este yacimiento, para la prueba de botella y posteriores pruebas de laboratorio la solución cianurada se hizo con una dilución de 1 gramo de cianuro de sodio (NaCN) por litro de agua a pH 11.5. El pH del medio se acondiciono mediante adiciones de CaO, a razón de 4 gramos por cada 6 litros de agua; la experimentación se corrió a temperatura ambiente y presión atmosférica.

Las variables monitoreadas fueron el potencial óxido-reducción (ORP) mediante un potenciómetro (Orion 3 star, Thermo electron Corporation), conductividad eléctrica (modelo HQ14d), pH Orion 3 star, “Thermo científico”, y oxígeno disuelto, OD (potenciómetro Orion 3 star, Thermo electron Corporation)



Figura 4.2. Muestra el proceso de lixiviación en el laboratorio con los sensores tomando lectura de ORP, Conductividad, pH y Oxígeno disuelto.

4.6. Prueba de botella

La prueba de botella se realiza a los minerales auríferos para conocer cuál será la máxima recuperación del oro contenido, aplicando soluciones diluidas de cianuro mediante la técnica de lixiviación.

Se utilizó como reactor una botella de plástico, material inerte a la reacción; como reactivo una solución diluida de cianuro, con una relación sólido líquido de 1:2. La prueba se llevó a cabo con los dos tamaños de grano seleccionados previamente y con la finalidad de acelerar la reacción se utilizó el sistema lixiviación con agitación la cual se aplicó al colocar la botella sobre sistema de 4 rodillos de 3" diámetro por 0.8 m de largo alineados e

impulsados por un motor de $\frac{1}{2}$ HP y 1800 rpm acoplado a un reductor 40 a 1 con una velocidad promedio 45 m/s y hacerlos girar por 72 hrs a temperatura ambiente (25 °C) y presión atmosférica. La técnica se describe en el **Anexo 2**.



Figura 4.3. Prueba de botellas sobre el sistema de rodillos con los que se administra la agitación al sistema

CAPITULO V

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

5.1 Caracterización del mineral

El mineral de veta grande esta encajonado dentro de un cuerpo de roca extrusiva de composición acida, con textura afanítica, cuyos minerales característicos son feldespato potásico, plagioclasas sódicas y cuarzo, por lo que se infiere que se trate de una riolita según los análisis de DRX y de EDS por MEB. Sus minerales de alteración o secundarios son cuarzo, Mg, Al, Au, Ag, Fe, Ca, y Na. La Figura 5.1 muestra la apariencia de este mineral,



Figura 5.1. Apariencia del mineral aurífero del estado de Jalisco, proveniente del yacimiento de veta grande.

La Figura 5.2 muestra el resultado del análisis por DRX a la muestra originalmente recibida ordinariamente llamado “ensayo de cabeza”. Los componentes minerales en la mena, detectados por esta técnica de análisis son: cuarzo, feldespato de potasio, plumbogumita, magnetita, microclina, y hematita. No se detectaron especies auríferas o asociaciones con plata, esto probablemente se debe a los límites de detección del equipo de difracción de rayos X.

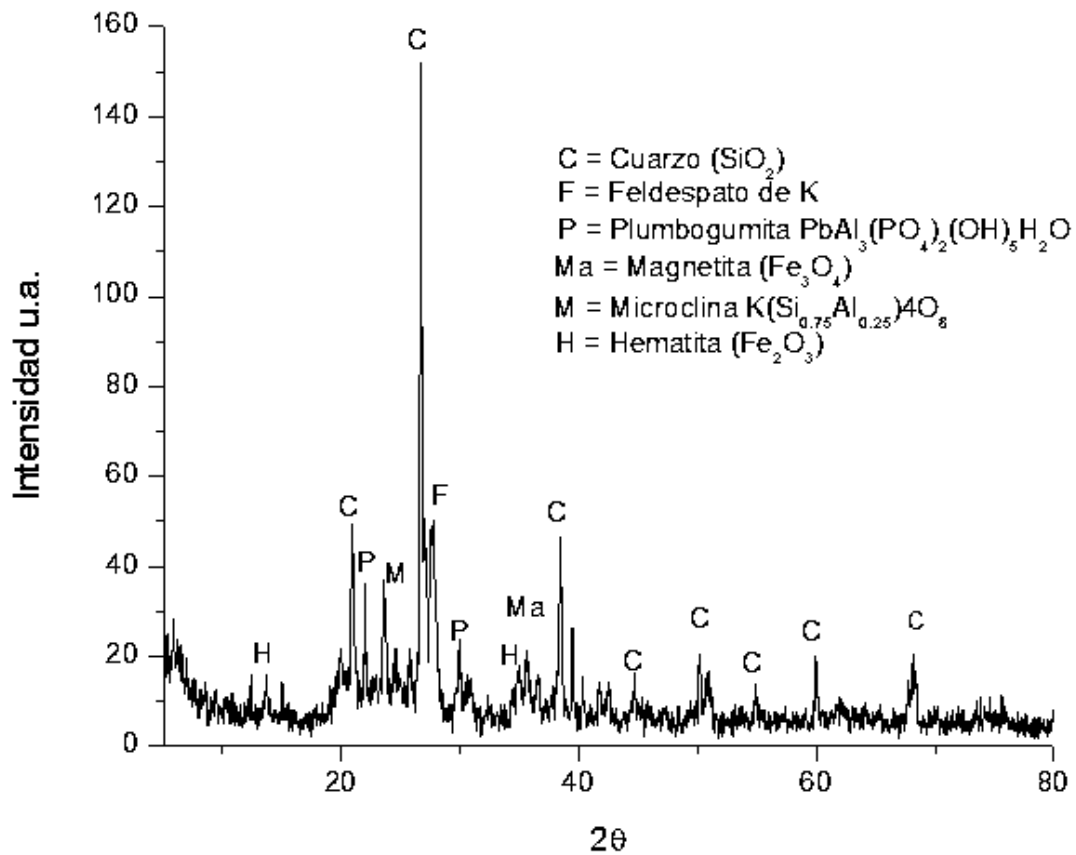


Figura 5.2. Análisis químico cualitativo por DRX a la muestra recibida con d₈₀ -10 cm.

Por su parte la Tabla 5.1 muestra el resultado del análisis químico a la muestra, mediante la técnica de ICP de masas previa digestión de la muestra mineral.

Los contenidos de oro y plata se determinan por la técnica de ensaye a fuego “Fire assay”, la cual se describe en el (anexo 2).

Tabla 5.1. Composición química del mineral de veta grande, por las técnicas de ICP de masas y ensaye a fuego.

Elemento	%, v/v
Au	0.0014 (14 gr/ton)
Ag	0.00039 (3.9 gr/ton)
Fe	1
Cu	0.0024
Pb	0.0017
S	0.06
Al	3.67
Mg	0.061
Zn	0.005
Na	0.067
K	0.00002
Ca	0.17
Si	94.94

De la tabla anterior, se considera que el mineral es de alta ley en cuanto al contenido de oro como elemento de valor (14 g/ton), esta razón lo hace económicamente explotable.

5.2 Densidad del mineral

La Tabla 5.2 muestra los resultados experimentales para calcular la densidad del mineral motivo de este trabajo de investigación.

Tabla 5.2. Datos experimentales para el cálculo de la densidad del mineral de acuerdo a la norma ASTM D-854.

Muestra	W ₃ , gr	W ₂ ,gr	W mineral, gr	Δ gr/cm ³
1	47.7919	46.9171	2.4569	2.808
2	46.2578	45.9194	0.9227	2.726
3	46.8380	46.2660	1.5043	2.629
4	47.0706	46.4716	1.7396	2.9041
5	47.6883	46.8316	2.3554	2.749
6	48.1781	47.0719	2.8452	2.572
7	47.3110	46.5939	1.9789	2.759
8	49.0183	47.5698	3.6893	2.5469

De la anterior información se establece que la densidad del mineral es de 2.71 g/cm³. Considerando que la densidad de la fase mineral que se encuentra en mayor proporción, la sílice, con una densidad de alrededor de 2.5 g/cm³, se establece que la separación por gravedad (líquidos pesados), no es posible, debido a que el cálculo de la facilidad de concentración (FC) es menor a 2.5.

5.3. Estudio de liberación del mineral de veta grande

De tres muestras de mineral que se recibieron, y que corresponden a tres puntos de muestreo diferentes dentro del yacimiento, se les realizó el análisis de liberación. Las muestras se denominaron M1, M2, M3, y de estas tres se conformó una muestra mezclando M1, M2 y M3, llamando a esta última muestra mixta.

5.3.1 Análisis de liberación muestra M1

La Figura 5.3 muestra la distribución de tamaño de partícula después de la trituración y molienda del mineral. De acuerdo con la figura, se observa un tamaño de partícula d_{80} -38 μm , aunque se tienen partículas desde 4 hasta 60 μm .

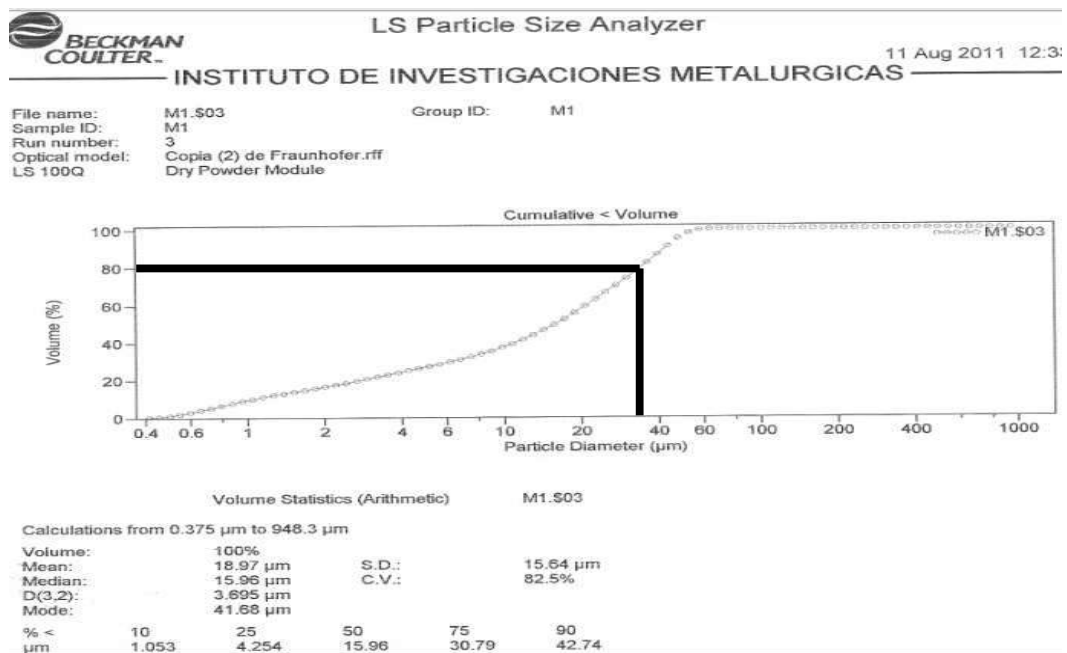


Figura 5.3. Representación acumulada de tamaños de partícula d_{80} -38 μm , para el mineral de veta grande, después de la trituración y molienda de la muestra M1.

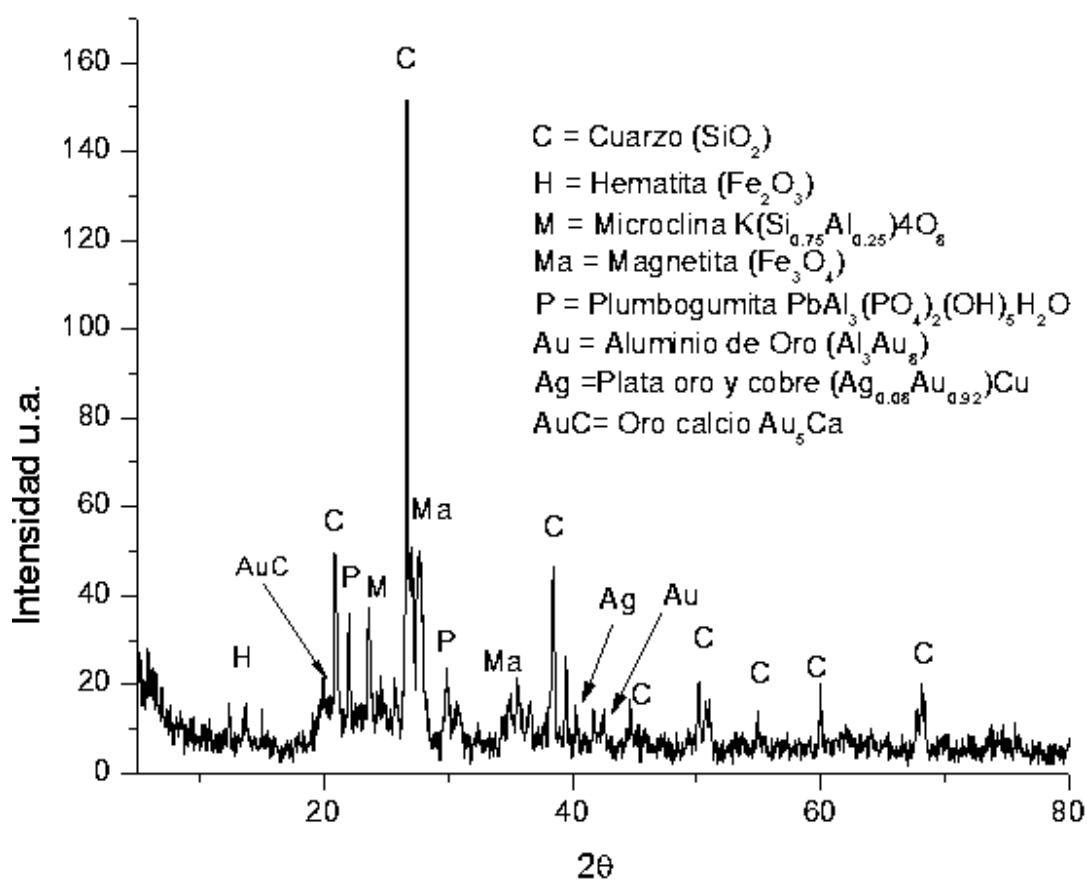


Figura 5.4. Difracción de rayos X de la muestra mineral M1 con d_{80} -38 μm .

El resultado de análisis químico cualitativo mediante DRX mostrado en la Figura 5.4 muestra que el mineral contiene especies de oro asociados con aluminio, plata, cobre, y calcio, además de especies de fierro, plomo y cuarzo; pero no se localiza oro libre aun en este tamaño de partícula que es el elemento de interés, posiblemente esto se deba a la sensibilidad del equipo. Cabe señalar que el equipo de difracción detecta compuestos contenidos en la muestra analizada, en cantidad mayor al 1% v/v.

Por su parte el microanálisis por EDS a estas partículas (Figura 5.5) detecta contenidos de Fe, Si, Al, Mg, Na, K, Ca, pero entrampados mecánicamente como lo señala el mapeo en la Figura 5.6. La presencia de estos elementos nos permite establecer que el mineral es un feldespatos de sodio y potasio.

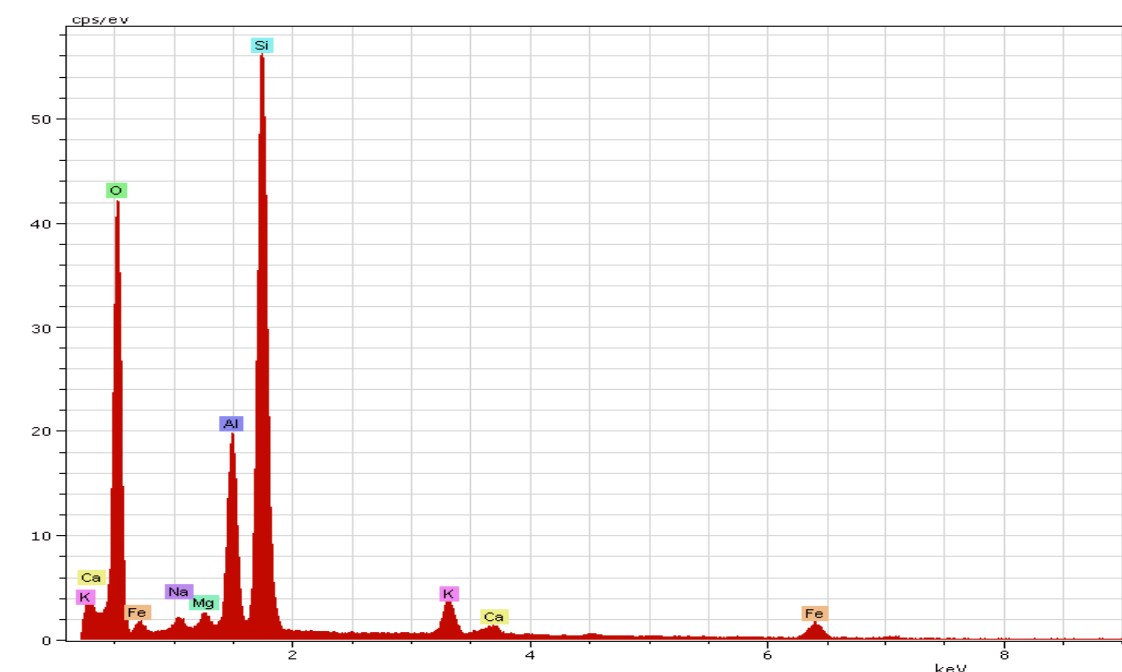


Figura 5.5. Microanálisis por EDS a partículas con d_{80} -38 μm mediante MEB, para el mineral de veta grande (M1).

Del mapeo a las partículas de la muestra M1, indica que tanto el oro como la plata están contenidas en la muestra mineral, aunque para ser liberadas es necesario disminuir el tamaño de partícula de 38 μm .

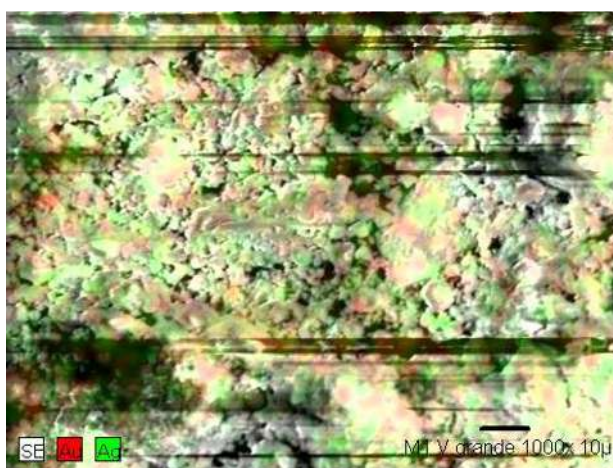


Figura 5.6. Distribución de oro y plata por mapeo a las partículas con d_{80} -38 μm mediante MEB, para el mineral de veta grande (M1).

Resultados similares a los presentados en las figuras 5.4, 5.5, y 5.6, correspondientes a la muestra M1, se obtuvieron para las muestras M2 y M3. Los resultados de los análisis se incluyen en el **Anexo 3**.

5.3.2 Análisis de liberación muestra Mixta.

Después de homogenizar las muestras M1, M2, y M3 y obtener mediante cuarteo una nueva muestra representativa, se analizó al igual que las anteriores muestras, presentándose los resultados en las siguientes figuras.

La gráfica de distribución de tamaño de partícula indica que el d_{80} es de alrededor de $25 \mu\text{m}$ (Figura 5.7)

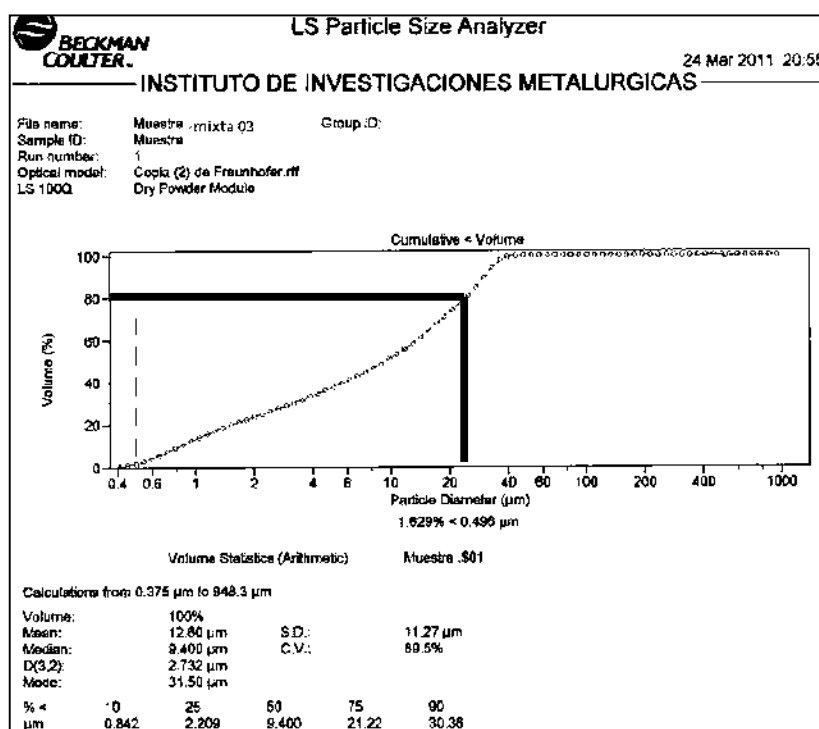


Figura 5.7. Resultado del análisis de distribución de tamaño de partícula a la muestra mixta.

Por otra parte, del resultado del análisis químico cualitativo mediante DRX se observa que el mineral contiene cuarzo y especies de aluminio, oro, plata, zircón, cobre y sílice, específicamente para este tamaño promedio de partícula (Figura 5.8).

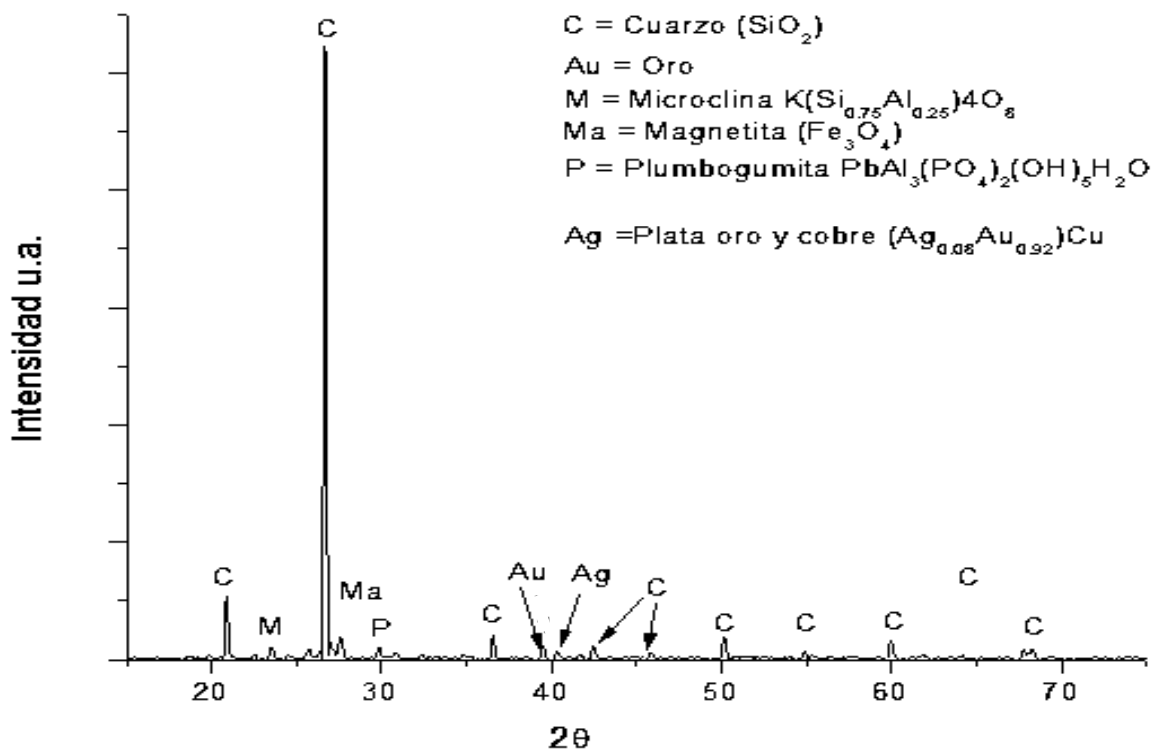


Figura 5.8. Difracción de rayos X del mineral con tamaño de partícula $d_{80} = -25 \mu\text{m}$, para la muestra mineral mixta.

Por su parte los microanálisis por EDS a esta muestra mixta, presentado en la Figura 5.9, muestra contenidos de Fe, Mg, Si, Al, Na, K, sin detectar la presencia de oro por esta técnica de análisis.

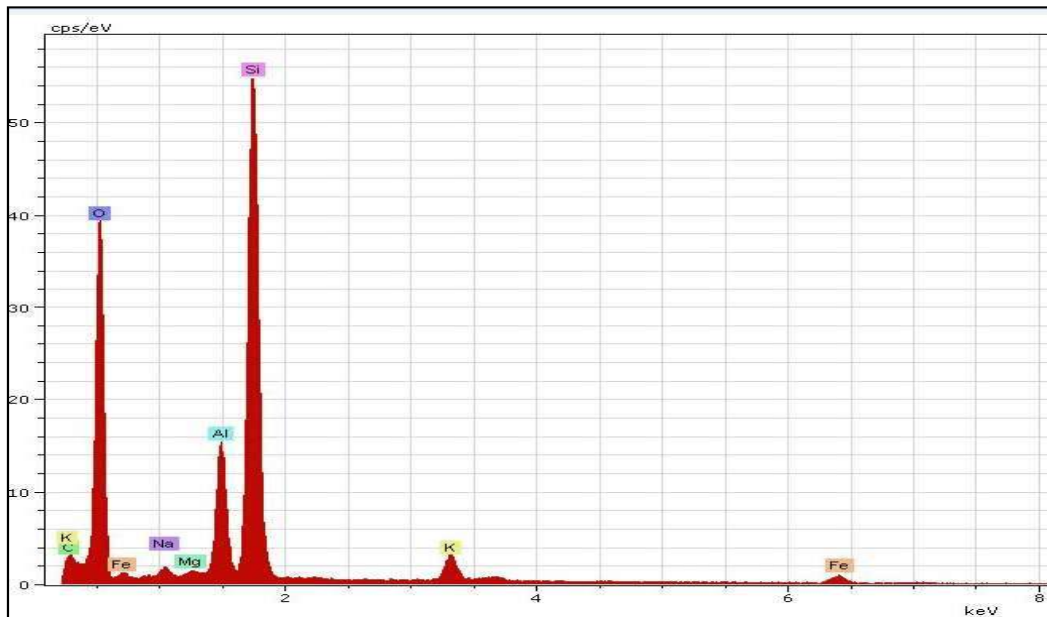


Figura 5.9. Resultados del microanálisis por EDS a partículas con d_{80} -25 μm mediante MEB, para la muestra mixta.

De los resultados de mapeo mostrados en la Figura 5.10 indican la presencia de pequeñas cantidades de Au, Mg y Al, todavía entrampadas en partículas menores a 25 μm aproximadamente.

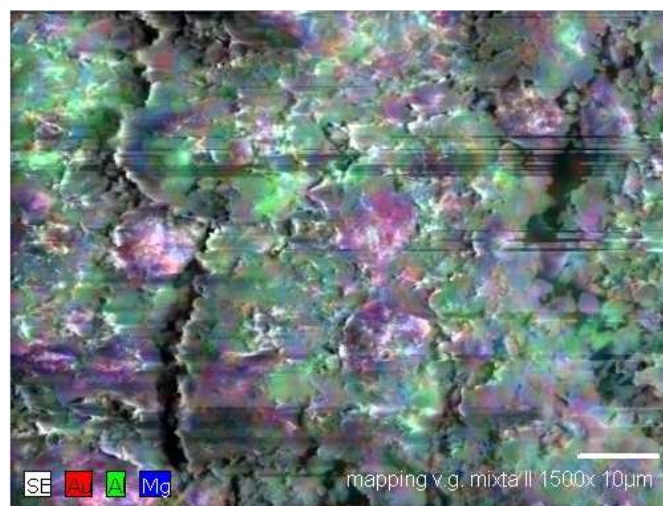


Figura 5.10. Mapeo de las partículas analizadas en la figura 5.9 mediante MEB, correspondientes a la muestra mixta.

5.4 Análisis cuantitativo mineral veta grande

A la muestra mineral homogenizada se le practicó el análisis químico cuantitativo para conocer el contenido de oro y de plata, mediante la técnica de ensayo a fuego. La Tabla 5.3 incluye los pesos de los aditivos, reactivos y el promedio de contenido de los metales de valor, después de aplicar el análisis a 10 muestras.

Tabla 5.3. Datos de pesos de las muestras en cada paso del ensayo a fuego para calcular el contenido de oro en la muestra mixta.

W muestra gr	W litargirio gr	W Harina gr	W cubos gr	W dore (Au + Ag) gr	W Au gr	W Au gr/ton	Dif. Entre mediciones +- 5%
40.0098	160.06	2	21.1888	0.00069	0.00058	14.49	

La determinación del contenido de oro y plata en gr/ton del mineral, se hace en base a la siguiente relación.

$$gr/Ton = \frac{(peso\ del\ Au\ o\ de\ Ag) \times (1000000\ gr)}{peso\ de\ la\ muestra\ mineral}$$

Del cálculo se obtiene que el contenido de oro es:

$$\frac{gr}{Ton} = \frac{(0.00058) \times (1000000\ gr)}{40.0098} = 14.49$$

La figura 5.11 muestra el difractograma realizado mediante DRX al metal dore obtenido por ensayo a fuego. Detecta la presencia de oro y plata.

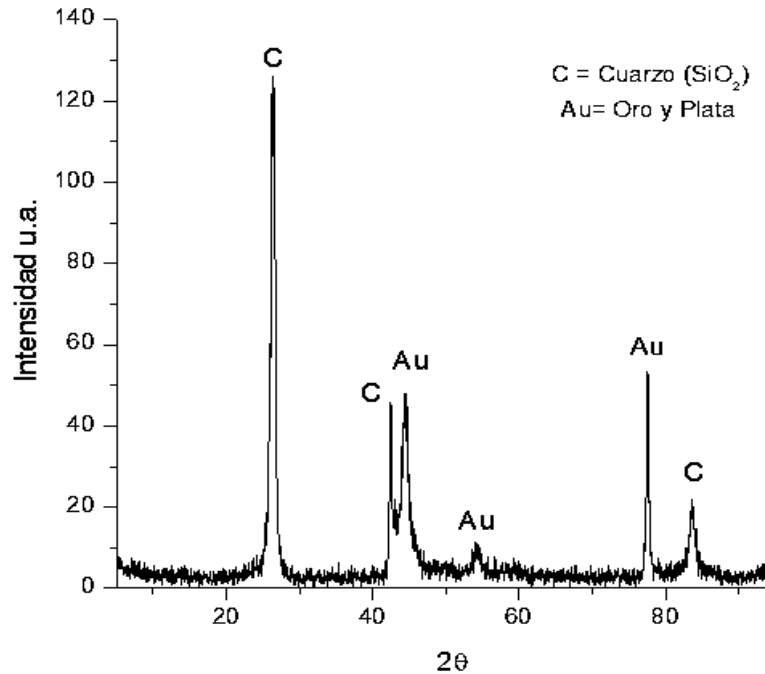


Figura 5.11. Difractograma usando Difracción de Rayos X al metal dore, muestra contenidos de Si, Au, Ag.

Por su parte la figura 5.12 muestra los resultados del microanálisis por EDS al metal dore mediante MEB

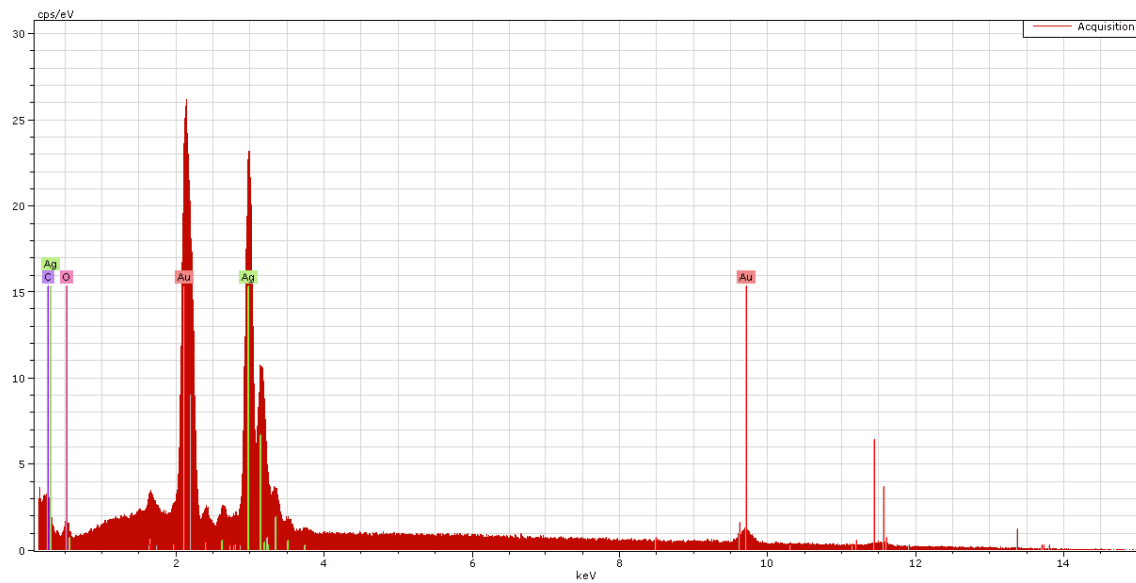


Figura 5.12. Microanálisis por EDS usando el microscopio electrónico de barrido al metal dore, muestra contenidos de Au y Ag.

La figura 5.13 muestra los resultados del mapeo realizado al polvo, residuo después de disolver la plata contenida en el metal dore.

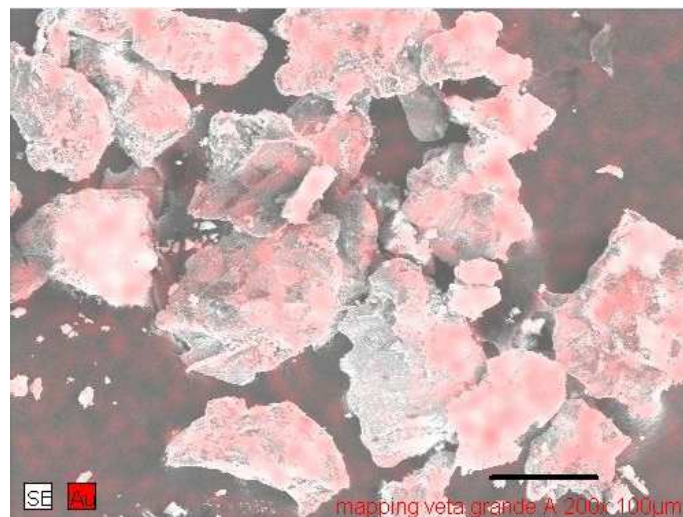


Figura 5.13. Resultados del microanálisis por EDS al metal dore mediante MEB.

5.5 Resultados de la lixiviación del mineral

5.5.1 Termodinámica de la cianuración

De acuerdo a los principales elementos encontrados durante la caracterización del mineral las reacciones que ocurren durante la cianuración y que afectan termodinámicamente el proceso de cianuración son:

Tabla 5.4. Reacciones que ocurren durante la cianuración al mineral de veta grande.

ELEMENTO	REACCION	ΔG Kcal/mol	REACCION
CALCIO	$4 \text{Ca}(\text{CN})^{-2} + 2\text{H}_2\text{O} = 2\text{CaOH} + 8\text{CN}^- + \text{H}_2$	-440.68	1
MAGNESIO	$4\text{Mg} + 8\text{CN}^- + \text{O}_2 + 2\text{H}_2\text{O} = 4(\text{CN})^{-2} + 2\text{MgOH}^- + \text{H}_2 + 2\text{Mg}$	-419.124	2
ALUMINIO	$4\text{Al} + 8\text{CN}^- + \text{O}_2 + 2\text{H}_2\text{O} = 4(\text{CN})^{-2} + 2\text{AlOH}_2^- + \text{H}_2 + 2\text{Al}$	-383.124	3
POTASIO	$4 \text{K}(\text{CN})^{-2} + 2\text{H}_2\text{O} = 2\text{KOH} + 8\text{CN}^- + \text{H}_2$	-367.6	4
AZUFRE	$4 \text{S} + 8\text{CN}^- + \text{O}_2 + 2\text{H}_2\text{O} = 4(\text{CN})^{-2} + \text{H}_2\text{SO}_4 + \text{H}_2 + 3\text{S}$	-229.294	5
FIERRO	$\text{Fe} + 6\text{CN}^- + 3/2 \text{O}_2 + 3\text{H}_2\text{O} = \text{Fe}(\text{CN})_6^{4-} + 6\text{OH}^-$	-142.084	6
COBRE	$4\text{Cu} + 8\text{CN}^- + \text{O}_2 + 2\text{H}_2\text{O} = 4 \text{Cu}(\text{CN})_2 + 4\text{OH}^-$	-119.96	7
ORO	$4\text{Au} + 8\text{CN}^- + \text{O}_2 + 2\text{H}_2\text{O} = 4 \text{Au}(\text{CN})_2 + 4\text{OH}^-$	-93.08	8
PLATA	$4\text{Ag} + 8\text{CN}^- + \text{O}_2 + 2\text{H}_2\text{O} = 4 \text{Ag}(\text{CN})_2 + 4\text{OH}^-$	-74.188	9
PLOMO	$4\text{Pb} + 8\text{CN}^- + \text{O}_2 + 2\text{H}_2\text{O} = 4 \text{Pb}(\text{CN})_2 + 4\text{OH}^-$	0	10
ZINC	$4 \text{Zn}(\text{CN})_2 + 2\text{H}_2\text{O} = 4\text{Zn} + 8\text{CN}^- + 2\text{OH}^- + \text{H}_2$	367.6	11
SODIO	$4 \text{Na}(\text{CN})^{-2} + 2\text{H}_2\text{O} = 2\text{NaOH} + 8\text{CN}^- + 2\text{Na}^+ + \text{H}_2$	367.6	12

De la tabla anterior 5.4, se puede apreciar que el mineral al entrar en contacto con la solución cianurada empiezan a reaccionar los elementos presentes en el mineral unos con el agua y otros con el cianuro, aunque es de destacarse que todas estas reacciones se llevan a cabo casi simultáneamente y los primeros elementos en reaccionar son el calcio, magnesio,

aluminio y el potasio, esto nos indica el efecto de la dureza del agua en la eficiencia de la cianuración, donde el trabajo de cianuración disminuye con el aumento en el contenido del Ca, Mg y K en el agua utilizada.

Por otra parte, antes de disolver el oro y la plata contenidos en el mineral, reaccionara primero con el hierro (Fe) y con el cobre (Cu), elementos considerados como cianicidas.

5.5.2 Ensayo de Máxima recuperación de oro por lixiviación.”Prueba de botella”

La prueba de botella se realiza a los minerales auríferos para conocer cuál será la máxima recuperabilidad del oro contenido, aplicando soluciones diluidas de cianuro mediante la técnica de lixiviación. Los resultados de la lixiviación obtenidos por esta técnica se presentan en la tabla 5.5.

Tabla 5.5. Resultados de la prueba de botella, máxima recuperación de Au mediante lixiviación.

Muestra		solución	pH		Recuperación de oro	
Peso, gr	Malla		inicio	final	ppm	gr/ton
500	400 (38µm)	NaCN	11.55	9.33	6.74	13.48
500	¼” (6.4mm)	NaCN	11.55	9.86	6.45	12.9
500	400(38µm)	KCN	11.17	9.47	6.29	12.58
500	¼” (6.4mm)	KCN	11.17	9.95	6.01	12.02

La máxima recuperación que tenemos es con NaCN de 13.48 gr/ton que representa 93% del total del Au contenido en la mena.

Procedimiento:

1. Se acondiciona el pH del agua (agua potable) entre 9.5 a 11.5. adicionando CaO (cal).
2. Se acondiciona la solución de cianuro, en este caso, cianuro de sodio con una relación de 1 gr de NaCN / 1 lt de agua.
3. Se comprueba el cianuro libre mediante titulación con AgNO₃,
4. Se pesa la muestra mineral con una relación solido líquido 1:1 como mínimo cuidando que no se rebase el 50% del volumen de la botella a utilizar como reactor.
5. Se verifica que la solución este en contacto con la atmosfera para evitar déficit de oxígeno durante la reacción.
6. Se adiciona CaO en seco al mineral (1 gr/kg de muestra). Para asegurar la alcalinidad del sistema.
7. Se introduce primero la muestra mineral y después se adiciona la solución cianurada se cierra la botella y se coloca sobre el sistema de rodillos para dar la agitación al sistema.
8. Se toman muestras de la solución a los tiempos indicados, se filtran y toman lecturas vía absorción atómica.
9. El resultado final es la suma de todas las lecturas en el caso de que cada toma de muestra se cambie la solución, si la solución es la misma de principio a fin, las lecturas no son acumulativas y el total de recuperación de Au es igual al de la última toma de muestra.

5.5.3. Lixiviación mineral “Veta Grande”

Lixiviación, es una operación unitaria que consiste en una extracción solido-liquido empleada para separar los constituyentes solubles de un sólido inerte con un solvente.

Tabla 5.6. Resultados de lixiviación al mineral de “veta grande”. Por 72 hrs

lixiviacion mineral veta grande, condiciones experimentales						
Preparacion						
Agua destilada		2 lts	pH 5.98			
Temperatura		ambiente (20C)				
Ajuste pH con hidroxido de potasio			pH 10.65			
NaCN		1.5 gr/lt				
pH solucion	11.98					
	peso muestra	Tamaño de particula	CaO	solucion		
muestra 1	500 gr	6.4mm	0.1036 gr	1/2 lt		
muestra 2	500 gr	38 µm	0.1066 gr	1/2 lt		
Resultados de lixiviacion Muestra 1						
					Recuperacion Au	
Tiempo	ORP	Conductividad	pH	Oxigeno D.	lectura ppm	g/ton
0	-93.4	5.34	11.98	8	0	0
4	-2.6	5.18	11.57	7	1.03	1.03
8	29	5.2	11.69	7.85	0.48	0.48
24	142	4.95	11.54	7.7	0.7	0.7
36	141	4.96	11.62	7.17	0.43	0.43
48	333	5.05	11.61	7.13	0.43	0.43

72	389	2.93	11.51	6.51	0.43	0.43
					Total	3.5
Resultado de lixiviacion muestra 2						
					Recuperacion Au	
Tiempo	ORP	Conductividad	pH	Oxigeno D.	lec ppm	g/ton
0	-93.4	5.34	11.98	8	0	0
4	14.3	2.13	9.62	6	5.81	5.81
8	36	3.42	10.36	3.7	2.33	2.33
24	142	4.25	10.66	7.7	1.04	1.04
36	205	3.5	10.45	10.9	1.56	1.56
48	313	4.11	10.68	5.14	0.76	0.76
72	367	2.93	10.9	5	0.49	0.49
					Total	11.99

Los resultados de la Tabla 5.6, muestran claramente el efecto del tamaño de partícula en la eficiencia o rapidez de la lixiviación con cianuro. Después de 72 horas las partículas con diámetro aproximado a 38 μ m representa una recuperación del 83% del oro total contenido en el mineral, mientras que para las partículas de mayor tamaño 6.4mm, la recuperación solo alcanzo el 24%.

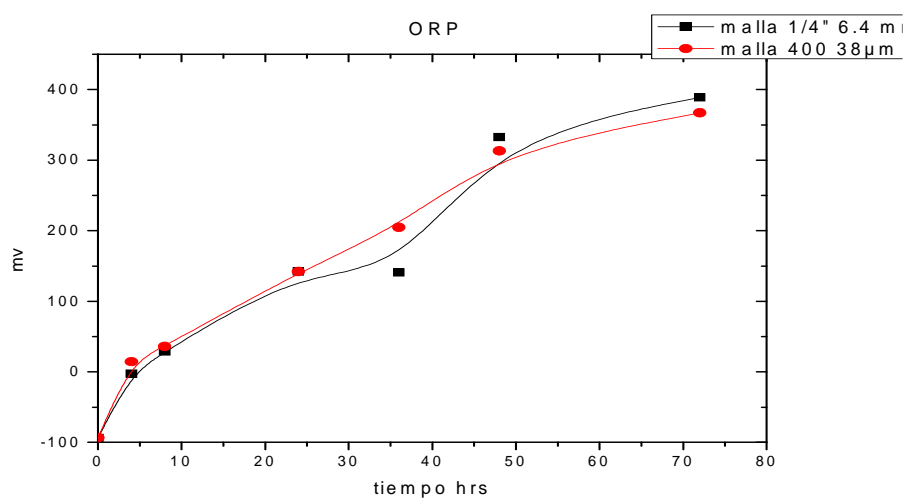


Figura 5.14. Comportamiento del potencial oxido reducción del medio acuoso durante la lixiviación de mineral veta grande, cambiando la solución en cada tiempo de muestreo.

Como se aprecia en la Figura 5.14, el potencial de óxido-reducción aumenta con el tiempo para los dos tamaños de partícula experimentados volviendo el medio muy oxidante, condiciones que favorecen el sistema de lixiviación y que indican que el cianuro está reaccionando satisfactoriamente, aunque en la última etapa del experimento (a partir de 50 horas) observa un cambio de pendiente que indica que el proceso de reacción se desacelera, pero no termina debido a que las reacciones no han cesado.

En el caso de la lixiviación a partículas de $38\mu\text{m}$, el potencial ORP cambia a un valor positivo más rápidamente que en el caso de las partículas gruesas, indicando que la oxidación es más rápida.

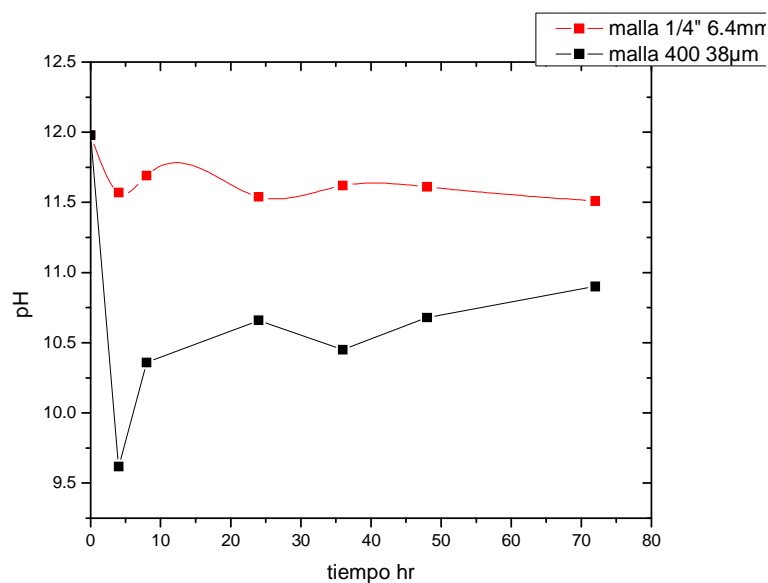


Figura 5.15. Cambios en el pH del medio acuoso durante la lixiviación de mineral veta grande, cambiando la solución en cada tiempo de muestreo

Con respecto a las variaciones del pH del medio, con el transcurso de la lixiviación, en la Figura 5.15 se observa la disminución abrupta del pH durante las primeras 10 horas de la lixiviación, en este periodo y como se menciona en párrafos anteriores, las reacciones de hidrolización del mineral con los iones de Na, K, Mg y Ca, provocan el aumento de la actividad de los iones de hidrogeno (H^+), prevaleciendo sobre la actividad de los iones OH^- , disminuyendo el valor de pH del medio acuoso; en la práctica esto se compensa adicionando cal (CaO), para recuperar los niveles de pH y mantenerlo dentro de los rangos de 9.5 a 11.5, aunque después de cierto tiempo tiende a subir por el efecto de las mismas reacciones ahora de cianuración de las especies Fe, Cu, Au y Ag (ver las reacciones de la Tabla 5.4 de 5.4.1.6 a 5.4.1.9) produciendo iones Hidroxilo (OH^-) que prevalecen sobre los iones (H^+) y mantienen eventualmente el sistema en equilibrio; Para que, cuando terminen las reacciones el valor de pH quedara por debajo del valor de cuando inicio, esto debido a que en el mineral hay una mayor proporción de los elementos que se hidrolizan de los que se cianuran.

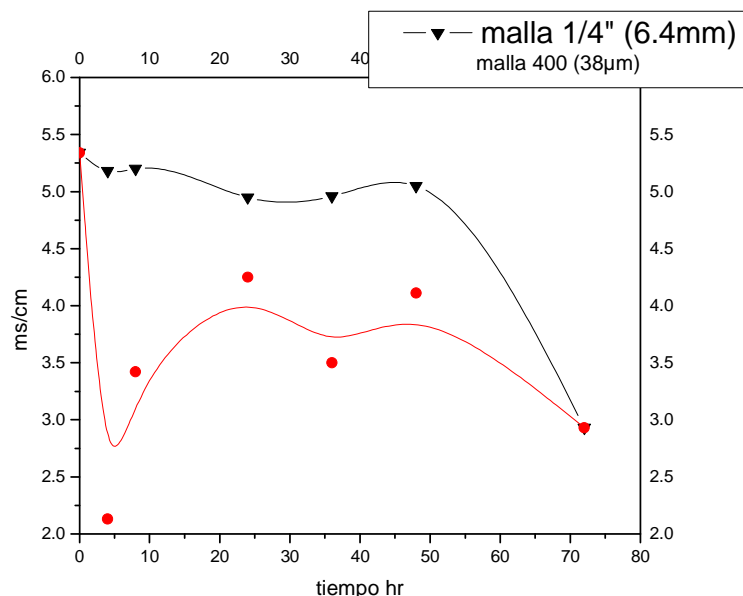


Figura 5.16. Comportamiento de la conductividad del medio acuoso durante la lixiviación de mineral veta grande, cambiando la solución en cada tiempo de muestreo

En cuanto a la variación de la conductividad del medio con el tiempo del experimento, disminuye en ambos casos de tamaño de partícula, aunque es mucho más evidente para la lixiviación de partículas finas (Figura 5.16)

La disminución en la conductividad se debe a que los iones conductores reaccionan con la solución cianurada y forman complejos iónicos menos conductores, hidróxidos de potasio (K), sodio (Na) y calcio (Ca) y también cianatos de Hierro (Fe), Cobre (Cu), Oro (Au) y Plata (Ag)

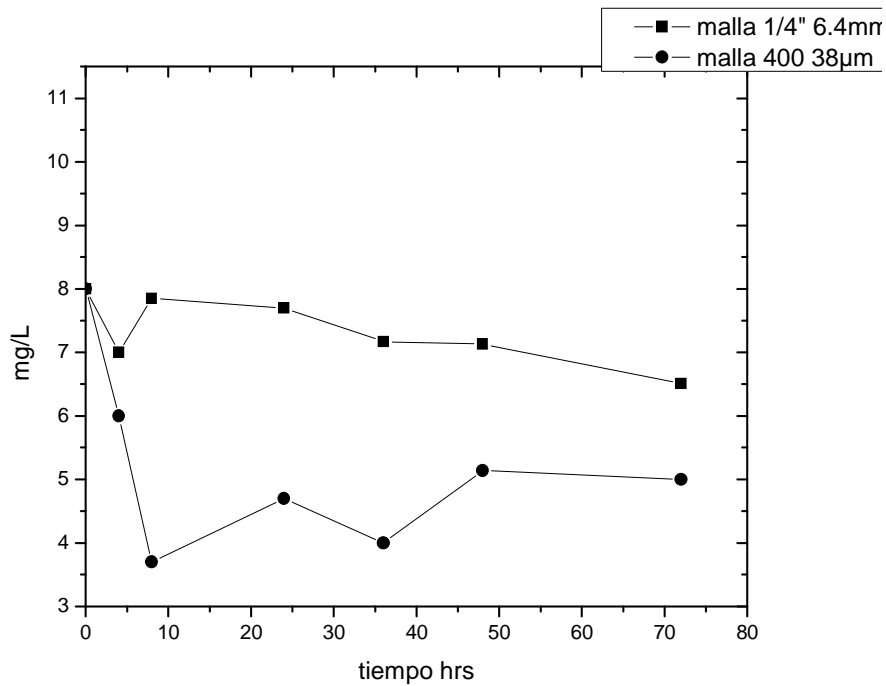


Figura 5.17. Resultados de medición del oxígeno disuelto del medio acuoso durante la lixiviación de mineral veta grande, cambiando la solución en cada tiempo de muestreo.

Referente a la evolución del oxígeno disuelto durante la lixiviación, Figura 5.17 muestra un comportamiento similar a la conductividad y al pH del medio acuoso; una caída drástica en las primeras horas del experimento, lo anterior, debido al consumo de oxígeno que estequiometricamente se requiere para que ocurran las reacciones de la tabla 5.4.

El aumento del oxígeno después de 10 horas de lixiviación es ocasionado por el sistema que busca el equilibrio y toma el oxígeno del ambiente, al tratarse de un sistema abierto.

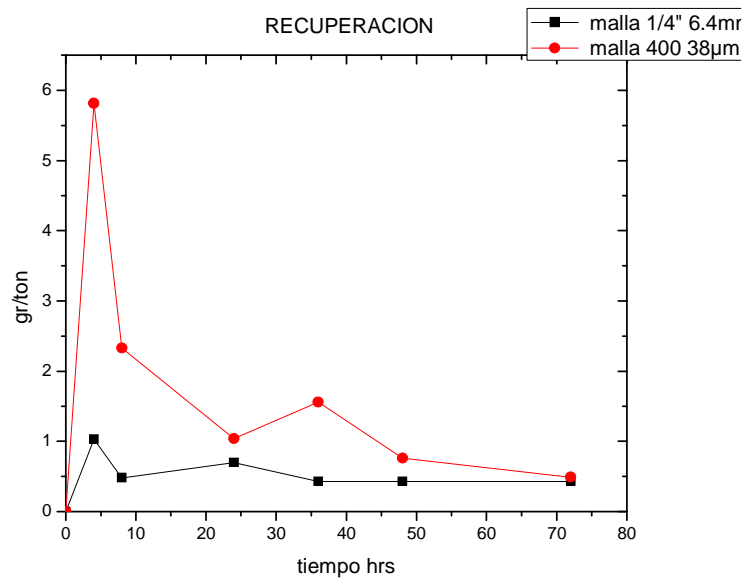


Figura 5.18. Recuperación de Au durante la lixiviación de mineral veta grande, cambiando la solución en cada tiempo de muestreo

De la Figura 5.18 se aprecia que la recuperación mayor por lixiviación se alcanza en las partículas finas, durante las primeras horas del experimento, esto debido al grado de liberación del oro contenido en el mineral que, aunque no se detectaron 100% libres ya se encuentra muy expuesto en la superficie por lo que el cianuro reacciona de inmediato, continuando un poco más lento a medida que el cianuro tiene que penetrar en la partícula para disolver el oro: habiendo en total extraído hasta un 83% después de 72 horas de disolución del mineral con una solución cianurada. Por su parte las partículas gruesas reportan en estas 72 horas una recuperación del 24%, aunque en ambos casos se lograría recuperar casi el 100% del oro contenido en el mineral, con el transcurso del tiempo de lixiviación.

5.5.4. Comparación de lixiviación de concentrados por flotación:

En una prueba experimental adicional, se procesaron mediante flotación en columna, el mineral motivo de este estudio, con la finalidad de obtener concentrados con contenidos mayores de oro, para ser entonces lixiviados mediante cianuración; es decir, se lixiviaron concentrados de mineral con contenidos de oro mayores al 14.49 g/ton.

Esta prueba de flotación se llevó a cabo en cuatro etapas, buscando incrementar en cada una el contenido de oro.

La Tabla 5.7 muestra los resultados de los cálculos de recuperación después de 72 horas de lixiviación a cada una de las etapas de concentrados por flotación al mineral de beta grande

Tabla 5.7. Resultados de lixiviación a los concentrados obtenidos en cuatro etapas de flotación.

Concentrado por Etapa de flotación	Contenido Inicial de Au (gr/Ton) antes de lixiviación	Contenido Acumulado de Au (gr/Ton) por lixiviación
1	26.2	21.8
2	40.9	34
3	53.0	44.0
4	98.1	81.5

Como se aprecia en la tabla anterior y en la Figura 5.17, la concentración previa del mineral de cabeza, ayuda sustancialmente a la recuperación de oro durante la lixiviación, debido al incremento en el contenido de este metal en el mineral a lixiviar, en la figura 5.19 puede verse este incremento con cada etapa de concentración por flotación; aunque más experimentación deberá llevarse a cabo para establecer si otros factores como el contenido

de fierro (que es cianicida) disminuye en el concentrado por efecto de la concentración por flotación.

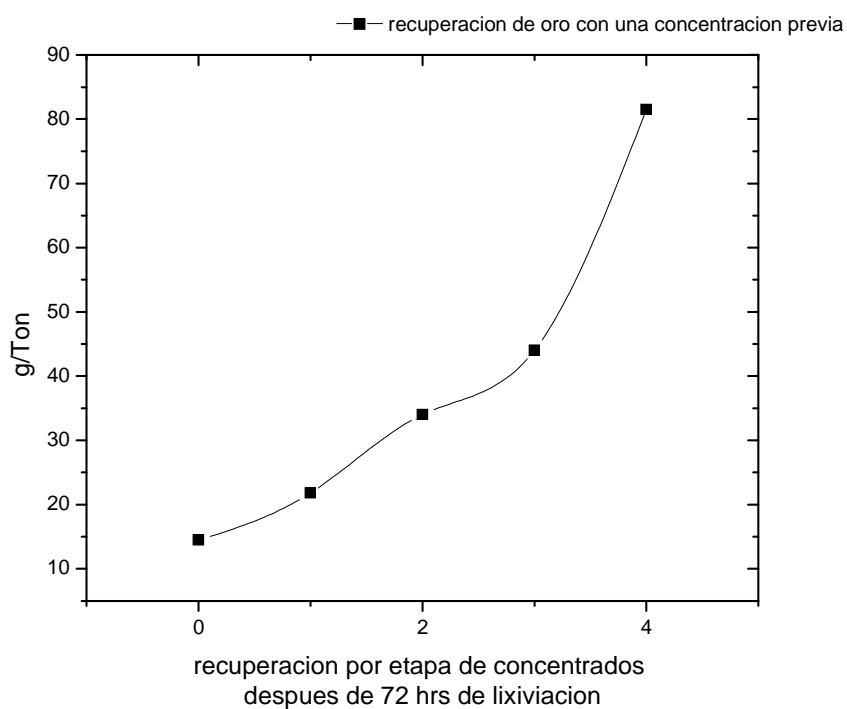


Figura 5.19. Representación gráfica de los resultados de lixiviación a los concentrados mediante flotación en columna, por etapa del mineral de veta grande.

6 CONCLUSIONES

Del trabajo de caracterización y lixiviación a un mineral del estado de Jalisco, que contiene oro y plata, se derivan las siguientes conclusiones:

1. Se demostró que la lixiviación del mineral del yacimiento de “veta grande” mediante cianuración es factible, con una eficiencia del 83%, al recuperar 11.99 gr/ton de oro contenido en la mena, en un tiempo de 72 hrs y un tamaño de partícula $d_{80} = -38\mu\text{m}$.

DE LA CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL:

2. Las especies mineralógicas contenidas en el mineral de estudio son: cuarzo (principalmente), minerales de hierro (hematita y magnetita), feldespatos, plumbogumita, especies de oro asociadas a aluminio, plata y cobre.
3. El análisis químico cuantitativo señala que el mineral contienen principalmente 94.94 % de sílice, 3.6 % de aluminio, 1 % de hierro, 0.0014 % de oro y 0.0039 % de plata.
4. El valor de densidad del mineral (2.71 g/cm^3) indica que las especies de valor no se pueden separar por métodos gravimétricos.

DE LAS EXPERENCIAS DE LIXIVIACIÓN:

5. La prueba de botella demuestra que puede ser recuperado hasta un 93% del Au contenido en la mena.
6. La prueba de lixiviación realizada se llevo cabo por 72 hrs recuperando hasta un 83% en un tamaño de grano de malla 400 y 25% de recuperación en tamaño de grano malla 6.4mm lo que indica que a mayor molienda esta mas liberado el mineral de valor y es más rápido el proceso de cianuración.
7. El potencial de óxido-reducción en el sistema acuoso aumentó con el tiempo para los dos tamaños de partícula experimentados, volviendo el medio muy oxidante a medida que transcurre la cianuración.

8. En la última etapa del experimento (a partir de 50 horas) se observó un cambio de pendiente en la relación ORP-tiempo, indicando cierta desaceleración en el proceso de reacción.
9. Durante la lixiviación se observó una disminución drástica del pH durante las primeras horas de la lixiviación, debido a las reacciones de hidrolización que se llevan a cabo simultáneamente con las reacciones de cianuración.
10. Al ocurrir las reacciones entre el mineral y el medio acuoso, estas reacciones consumen oxígeno a la vez que liberan el ion hidrogeno (H^+) aumentando la actividad del hidrogeno que trae como consecuencia la disminución de oxígeno disuelto en el medio y del pH.
11. En la práctica esto se compensa adicionando CaO para recuperar los niveles de pH (9.5 – 11.5).
12. La conductividad del medio acuoso dentro de las primeras horas de la lixiviación, disminuye debido a la formación de compuestos iónicos complejos (entre los elementos presentes en el mineral como Al, Ca, Na y K y los cianatos que se están formando con Al, Fe, Au y Ag), que no son buenos conductores de electricidad. Con el transcurso de las reacciones esta formación de complejos no conductores disminuye y la conductividad eléctrica del medio se estabiliza.
13. La concentración del mineral mediante flotación permitió obtener mayores contenidos de oro después de la lixiviación con cianuro, obteniendo después de 72 horas de disolución, 81.5 gramos por tonelada de oro acumulado; empero, investigación adicional debe llevarse a cabo para este mineral en particular, para establecer los factores que favorecieron la mayor obtención de oro.

7. REFERENCIAS

- [1] Francisco Querol *Problemática analítica del oro*. Gerente investigaciones Geológicas Cia Fresnillo S.A. de C.V.
- [2] G. Kelly, Errol *Introducción al procesamiento de Minerales*. Limusa, México. 1990
- [3] Waroonkarn Srithammavut *Modeling of gold cyanidation* Lappeenranta University of Technology Department of Chemical Technology Master of Science (Technology) Thesis, 2008
- [4] *The cyanide process for gold and silver ores..* Journal of the south African Institute of mining and metallurgy. M3-B16 mayo 1979
- [5] Julio César Pérez D y Oscar Fabián H, *análisis termodinámico de especies cianuradas de oro, plata y cobre sometidas a cementación con zinc y aluminio* Scientia et Technica. Universidad Tecnológica de Pereira. ISSN 0122-1701 155 Año XIV, No 38, Junio de 2008
- [6] Rudyard Torres, *Tesis Electro lixiviación de Oro con Tiourea*
- [7] Barry A. Wills, Tim Napier-Munn Frank A. Seeton. *Mineral Processing Technology* Publisher: Elsevier Science & Technology Books, 7a Ed. October 2006.
- [8] Daniel Lovera et al. *procesos de tostación – lixiviación de minerales auríferos con metales cianicidas*
- [9] Testing Gold and Silver Ores, in Engineering notebook.
- [10] 59 Informe Quincenal Sociedad Nacional Minería Petróleo y Energía, Agosto.
- [11] Octave Levenspiel. *Ingeniería de las Reacciones Químicas* Departamento de Ingeniería Química de la Universidad del Estado de Oregón, Ediciones Repla s.a. 2ª Ed. 1987.
- [12] K. Kongolo and M.D. Mwema, *The extractive metallurgy of gold*, University of Lubumbashi, Zaire, Gécamines Metallurgical Research Centre, Likasi, Zaire, Hyperfine Interactions 111 (1998) 281–289

- [13] Yu. S. Kononov, G. L. Pashkov, and A. G. Kholmogorov *Recovery of Gold from Cyanide Solutions Using Activated Carbon Sorbent Based on Lignite* Russian Journal of Applied Chemistry, Vol. 76, No. 7, , pp. 1174 -1175, 2003
- [14] Gordon M. Harris, *Cinética Química*, Ed. Reverte, s.a.
- [15] James T. Dyke y Quintus Fernando. *The application of potential – pH Diagrams to solvent extraction systems..* Hydrometallurgy. 6 (1980) 49-62.
- [16] R.J. Davidson. et al. *The use of activated carbon for the recovery of gold and silver from gold-plant solutions*, Journal of the south African Institute of Mining and Metallurgy, mayo 1979, 281-285.
- [17] E. Becker, et al. *Gold recovery from non-metallic secondary raw materials by leaching with thiourea and adsorption on ion exchangers.* Hydrometallurgy 11(1983) 265-275
- [18] G.E. McClelland. *Agglomeration heap leaching operations in the precious metals industry* United states department of interior. 1983.
- [19] *Testing Gold and Silver Ores.* Engineering notebook. Bolletín T4-B35.
- [20] Gustavo Zamorano *Evaluación del distrito minero “el oro”*,.
- [21] *The fire assay for gold and silver. Gold.* Capítulo 21, pgs 475-497.
- [22] James T. Dyke *The application of potential-pH diagrams to solvent extraction systems.* Department of chemistry, university of Arizona, Tucson, Arizona 85721 (USA).
- [23] R.J. Davison *The use of activated carbon for the recovery of gold and silver from gold-plant solution.* journal of the south African institute of mining and metallurgy.
- [24] E. Becker, *Gold recovery from non-metallic secondary raw materials by leaching with thiourea and adsorption on ion exchangers.* Elsevier Science Publishers B.V. 1983
- [25] Charles Burroughs *Metalurgia extractiva no Ferrosa.*, 1989
- [26] Fathi Habashi. *Principles of extractive Metallurgy (Hidrometallurgy)*,
- [27] R.S. Salter. *Proceding of the international symposium on Gold Metallurgy* 26th annual conference of metallurgists, 1987.

- [28] José Antonio Manrique Martínez. *Manejo de pilas de lixiviación de oro de Minera Yanacocha S.R.L*
- [29] Waroonkarn Srithammavut, Modeling of Gold Cyanidation, M.S. Thesis, Degree Programme of Chemical and Process Engineering, Lapperanta University of Technology. 2008.
- [30] Esteban M. Domic, *Hidrometalurgia, fundamentos, procesos y aplicaciones.*
- [31] Ramiro Escudero García, *Procesamiento de minerales*, programa de los cursos de postgrado,. 2006.
- [32] Ramiro Escudero García, *Memoria XII Congreso internacional de metalurgia extractiva, , 2002.*
- [33] Eleazar Salinas et al., *Mejora del proceso de cianuración de oro y plata, mediante la preoxidación de minerales sulfurosos con ozono.*, Rev. Soc. Quím. Méx. 2004, 48, 315-320.
- [34] Osvaldo Pavez y Luís Valderrama, *Efecto de diferentes almidones en la flotación de minerales de hematita y cuarzo que forman parte de una mena de oro.*, Departamento de Ingeniería Metalúrgica, Universidad de Atacama, Chile.
- [35] Rudyard Torres, *Tesis Electro lixiviación de oro con Thiourea*, 2010.
- [36] Severo palacios, *Proceso severo*, AUMIN S.A.C.
- [37] *Hidrometalurgia del oro*, Metalurgia Perú
- [38] Enrique Gonzales Martínez, *Medio ambiente oro sin cianuro*, UAM
- [39] *La minería de oro a cielo abierto y sus impactos ambientales*, lixiviación, AECO-AT para el Frente Nacional de Oposición a la Minería de Oro a Cielo Abierto, Costa Rica
- [40] *Lixiviación cianuro Vs tiourea*, proyecto metalurgia Sección Ingeniería de Minas Pontificia Universidad Católica del Perú.
- [41] Octave Levenspiel, *Ingeniería de las Reacciones Químicas*, Departamento de Ingeniería Química de la Universidad del Estado de Oregón.
- [42] J.M.Smith, *Ingeniería de la Cinética Química*,

- [43] Jaime Téllez y Gerardo Rosas Trejo, Tesis “*Diseño de un proceso no convencional para la obtención de metales preciosos a partir de un mineral aurífero*”, Instituto investigaciones metalúrgicas, 1985.
- [44] John O. Mardsen and C. Lain House *The Chemistry of gold Extraction*, 2da edición, Published by the Society For Mining, Metalurgy, and exploration Inc. E.E.U.U. 2006.
- [45] K. kongolo y M.D. Mwema, *The extractive metallurgy of Gold*. University of Lubumbashi, Zaire. *Hyperfine Interactions* 111 (1998) 281-289.
- [46] R.G. Schulze, *New Aspects in Thiourea Leaching of Precious Metals*, *Journal of Metals*, June 1984.
- [47] R.S. Salter et al. *Sampling and assaying of gold ores*, *Proceedings of the international Symposium on Gold Metallurgy*, Winnipeg, Canada, 1987.
- [48] Barry A. Wills, Tim Napier-Munn *Mineral Processing Technology*, Elsevier Science & Technology Books, 7a Ed, October 2006
- [49] SACC INGENIEROS SRL. *Metalurgia del oro en la franja Aurífera Palpa-Ocona. Módulos de capacitación Técnico Ambiental*. Mollehuaca, Ica, Lima, 2004.
- [50] La bio lixiviación como pre tratamiento de menas auríferas en matriz de sulfuros, N. Iglesias and F. Carranza, Dpto Ing. Química, Sevilla España. 1997
- [51] Barrick, Otros usos del oro: Oro en la medicina. [En línea] disponible **en:** <http://www.construyendodialogo.com/2009/02/19/otros-usos-del-oro-el-oro-en-la-medicina/> consultado 21 mayo 2012
- [52] Zoraida Zambrano Morales [En línea] disponible en: <http://crfzoraida.blogspot.mx/2010/07/los-metalesgeologia-del-oro-en-el-mundo.html> consultado mayo 24 de 2012.
- [53] ASTM E1335 - 08 Standard Test Methods for Determination of Gold in Bullion by Fire Assay Cupellation Analysis <http://www.astm.org/Standards/E1335.htm> consultado 4 junio 2012.
- [54] Minería artesanal en América latina, Gestión de conocimientos para una minería artesanal eco-eficiente, consultado 15 octubre de 2012 [en línea], disponible en: <http://geco.mineroartesanal.com/tiki-index.php?page=geco.mineroartesanal.com>

- [55] “Top 20” mundial de países productores de oro. Horizonte Minero, Revista internacional de Minería y Energía, consultado 25 octubre 2012, [en línea], disponible en:
http://www.horizonteminero.com/index.php?option=com_content&view=article&id=799:top-20-mundial-de-paises-productores-de-oro&catid=77:personal-tech&Itemid=420
- [56] Producción de oro en México, “Empresas extranjeras duplican la extracción de oro del país en 6 años”, Israel Rodríguez, [en línea], consultado 26 octubre 2012, disponible en: <http://www.jornada.unam.mx/2012/07/24/economia/027n1eco>
- [57] Propiedades químicas del oro, [en línea], consultado 2010 – 2012. Disponible en: <http://www.lenntech.es/periodica/elementos/au.htm#ixzz2C7sRm8VS>
- [58] Feldspatos [en línea] consultado 10/12/2011, disponible en:
http://www.ucm.es/info/crismine/Curso_Manue/TECTO_FTOS_TEXTO_2008.pdf
- [59] Separación gravimétrica, [en línea] , consultado 12/12/2010. Disponible en:
<https://www.itescam.edu.mx/principal/sylabus/fpdb/recur/sos/r37414.PDF>
- [60] Evaluación de resinas de intercambio iónico en la recuperación de oro de soluciones cianuradas [en línea] consultado agosto 2012, disponible en:
<http://departamento.pucp.edu.pe/ingenieria/metalurgia/ciuf/E/pdf/Evaluacion.pdf>
- [61] Concentración Gravimétrica, Osvaldo Pavés, [En línea], consultado diciembre 2012,
<http://www.itescam.edu.mx/principal/sylabus/fpdb/recursos/r74369.PDF>
- [62] Concentrador gravimétrico, espirales. [En línea] consultado enero 2013,
<http://www.gama-peru.org/libromedmin/capitulo/5/5-4-2-1-5.htm>
- [63] Osvaldo Pavez, “Concentración de minerales” [en línea] consultado enero 2013,
<http://www.metalurgia.uda.cl/apuntes/Pavez/APUNTES%20DE%20CONCENTRACION%20DE%20MINERALES%20II.pdf>

8. ANEXOS

Anexo 1. Ensayo a fuego.

La mayor aplicación de este proceso a nivel mundial es la técnica analítica cuantitativa, para determinar el contenido de oro y plata en minerales, concentrados, precipitados, bullión de plomo, matas de cobre y otros productos metalúrgicos portadores de metales preciosos. La técnica analítica básicamente comprende 3 operaciones:

1. La fusión de la muestra utilizando plomo en forma de óxido (litargirio) para colectar el oro y la plata y fundentes para escorificar los elementos y compuestos químicos constituyentes del mineral; como agente reductor se utiliza harina o azúcar. La fusión se realiza a 1000°C y al término de la misma se obtiene un botón de plomo metálico y la escoria; el plomo contiene el oro y la plata.
2. La copelación es un proceso de oxidación que se realiza a 900°C y el plomo (punto de fusión de 329°C) es absorbido por la copela en forma de óxido, quedando sobre la copela un botón metálico de oro y plata (se le conoce como metal doré).
3. Un proceso químico para separar el oro de la plata utilizando ácido nítrico con densidad de 1.2 y temperatura de 80°C para disolver la plata.

Es el método más exacto de análisis, el ensayo al fuego, que se usa más sobre lingotes y reservas de oro que sobre artículos artísticos o de joyería debido a que es un método destructivo.

Procedimiento del ensaye a fuego

1. Preparación de la muestra mineral
2. Preparación del fundente
3. El horno se precalienta a 800 grados por 30 min.
4. Se introducen los crisoles con las muestras y el fundente.
5. Se aumenta la temperatura a 1100 °C por 1:30hrs aproximadamente.
6. Se hace el vaciado en las lingoteras y se deja enfriar.
7. Se separa el metal de la escoria y se forma un cubo.
8. Se coloca cada uno de los cubos en una copela y se introduce al horno a 900C, por 1 hr. , en este paso es separado el plomo ya que una parte se absorbe en la copela misma y otra se volatiliza quedando únicamente el metal dore (que es una aleación oro-plata).
9. Al retirar las copelas del horno se obtiene una perla de metal dore Figura 8.1, la se pesa, para obtener una relación oro y plata.
10. Una vez tomado el peso se introduce la perla de metal dore en una solución diluida de ácido nítrico 1-7 por 15 minutos, y después a otra solución concentrada 1-3 el tiempo necesario hasta que deje de reaccionar para estar seguros de que toda la plata paso a disolución.
11. Se separan los sólidos de la solución se enjuagan, secan y se pesan. Con este peso se calcula el contenido exacto de oro en el mineral en gr/ton.
12. Finalmente, obtenido el peso del oro se calcula el de la plata.



Figura 8.1. Perla de metal Doré obtenida mediante la técnica cuantitativa de ensayo a Fuego, en el paso No 9 de copelación.

Preparación del fundente.

10 Kg de litargirio (PbO).

2Kg de carbonato de sodio (NaCO₃) ligero (anhidro).

250 ml de petróleo.

1 Kg de Borax.

Se mezcla el litargirio y petróleo por separado (esto se hace con la finalidad de no generar polvo y no respirarlo, ya que es cancerígeno), después se mezcla el bórax con el NaCO₃, y al final se mezcla todo.

Tomar de 90 a 100 gr de fundente para una muestra de 10 gr y 120 gr de fundente para una muestra de 20 gr.

Nota: La relación idónea fundente-mineral encontrada en las pruebas realizadas en el IIM de la UMSNH son: 170 gr de fundente y 40 gr de muestra mineral.

Coloración de la escoria de la fundición.

Azul – Cobalto

Café – Hierro

Verde – Cobre

Opaco – Falto fundir

*Las tonalidades de la escoria indican la composición del mineral, es decir, el elemento principal que podríamos encontrar en el mineral.

Anexo 2. Prueba de botella

Las pruebas de cianuración en botellas son efectuadas para obtener información preliminar sobre el consumo total de reactivos que intervienen en el proceso de lixiviación tales como el cianuro de sodio (NaCN) y el óxido de calcio (CaO); así mismo se puede predecir el porcentaje de recuperación en Au y Ag que podamos obtener. El tamaño del mineral que será utilizada en la prueba, es reducido hasta una granulometría de $\frac{1}{4}$ ". Este material se homogeniza y cuarteo, de aquí se toman muestras para la prueba de cada botella y para análisis de cabeza y granulometría. En el proceso de cianuración se usa cal, que sirve para neutralizar la acidez del mineral y consecuentemente evitar la formación de gas cianhídrico. El constituyente importante del reactivo es su propia alcalinidad, la que debe determinarse en términos de CaO.

Toda prueba se realiza por duplicado, los parámetros ya establecidos en las pruebas son:

Porcentaje de sólidos: 40% (dilución: 1.5)

CN⁻: 500 ppm

Tiempo de agitación: 72 horas

Luego ponemos a girar las botellas sobre los rodillos Figura 8.2, controlando el cianuro consumido y el necesario para mantener 500 ppm de CN⁻ en la solución. Los controles se hacen a las 2, 4, 8, 24, 48 y 72 horas.



Figura 8.2 Muestra la prueba de botella.

Anexo 3. Resultados de la muestra M2

La Figura 8.3 muestra la distribución de tamaño de partícula después de la trituración y molienda del mineral. De acuerdo con la figura, se observa un tamaño de partícula $d_{80} = 38 \mu\text{m}$, aunque se tienen partículas desde 4 hasta 60 μm .

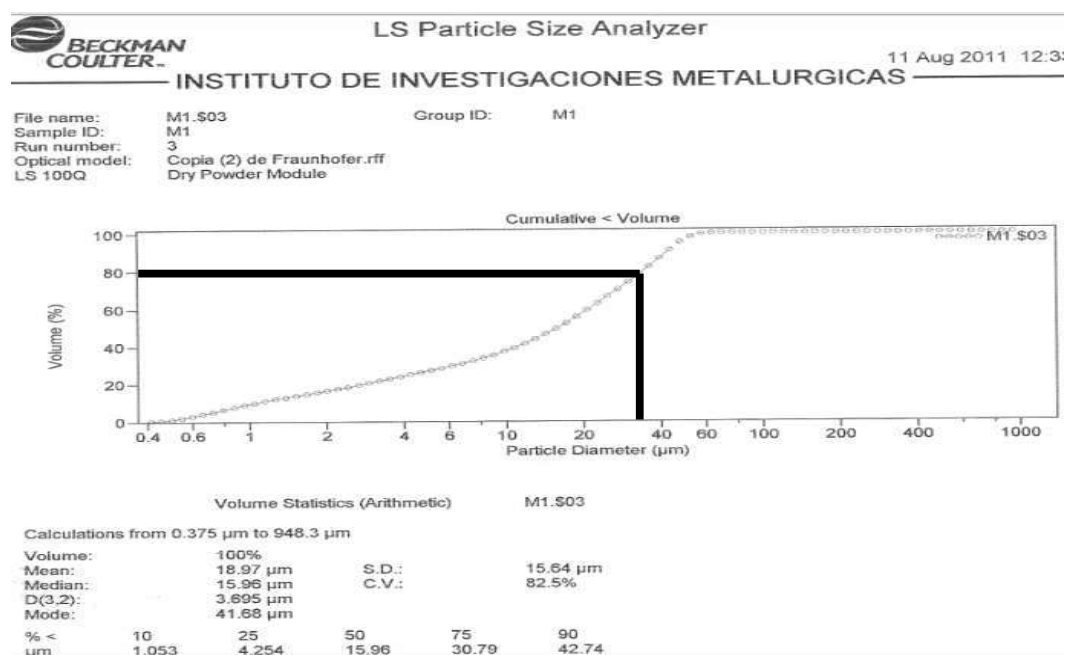


Figura 8.3. Representación acumulada de tamaños de partícula $d_{80} = 38 \mu\text{m}$, para el mineral de veta grande, después de la trituración y molienda de la muestra M2.

El resultado de análisis químico cualitativo mediante DRX mostrado en la Figura 8.4 muestra que el mineral contiene especies de oro asociados con aluminio, plata, cobre, y calcio.

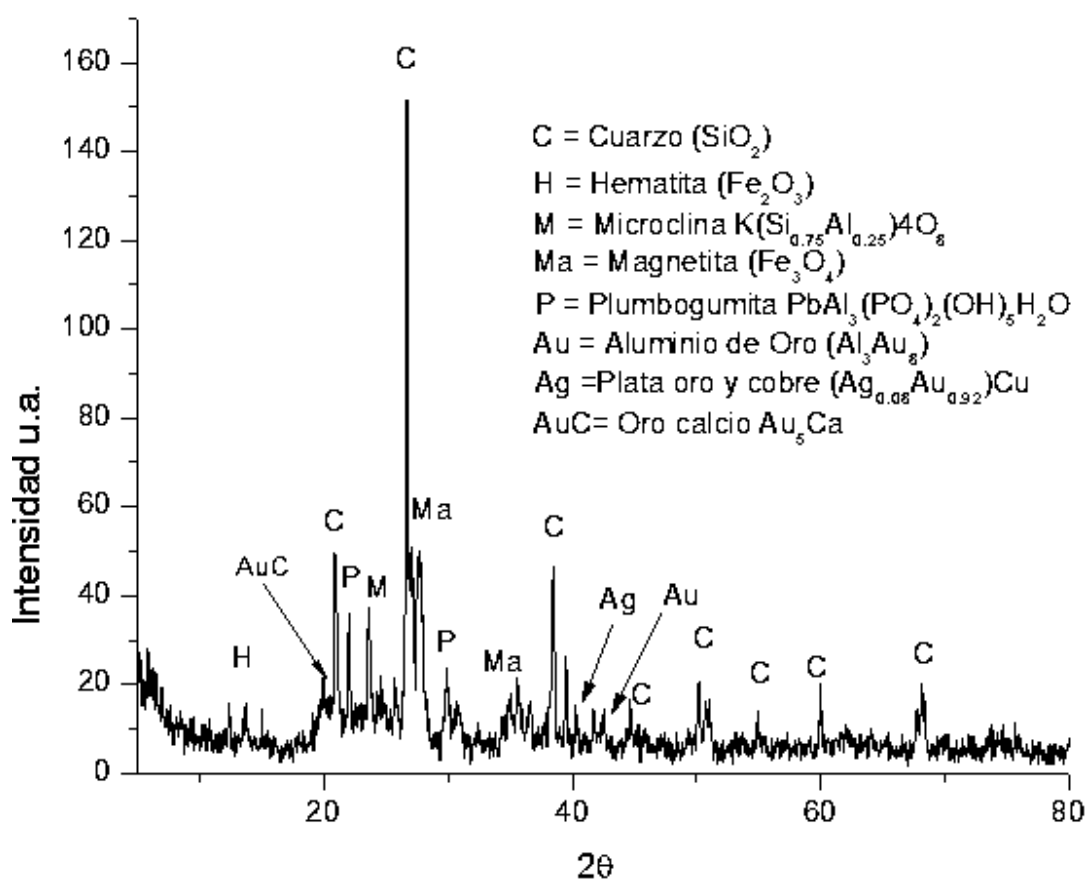


Figura 8.4. Difracción de rayos X de la muestra mineral M2 con d₈₀ -38 μm.

Cabe señalar que el equipo de difracción detecta compuestos contenidos en la muestra analizada, en cantidad mayor al 1% v/v.

Por su parte el microanálisis por EDS a estas partículas muestra contenidos de Fe, Si, Al, Mg, Na, K, Ca, pero atrapados mecánicamente como lo señala el mapeo en la Figura 8.5. La presencia de estos elementos nos permite establecer que el mineral es un feldespato de sodio y potasio.

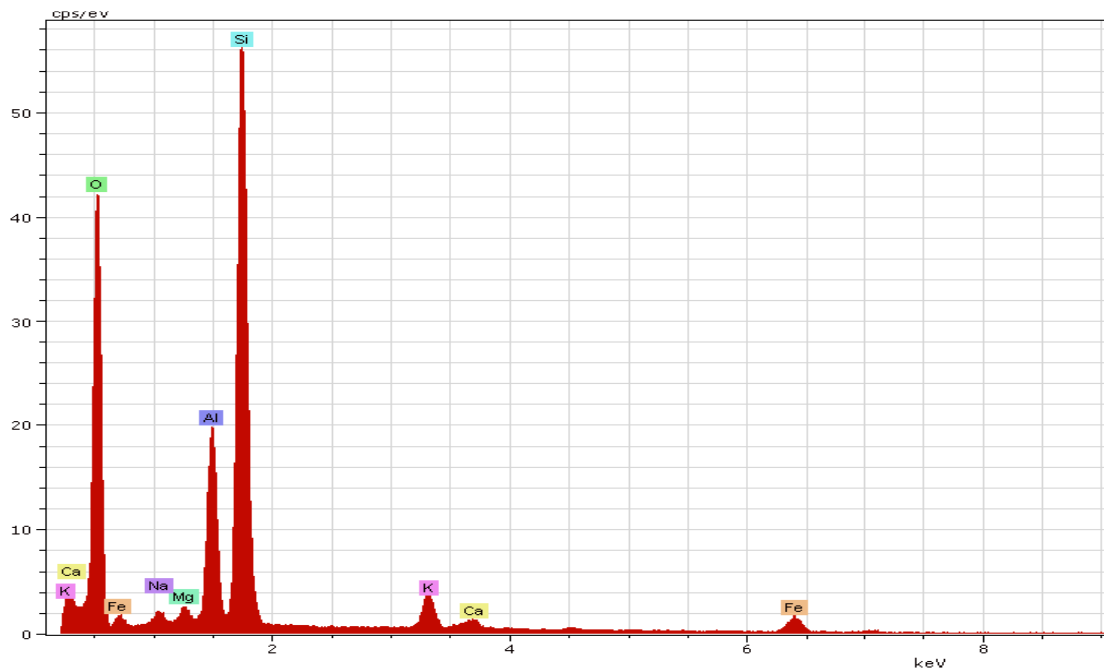


Figura 8.5. Microanálisis por EDS a partículas con d_{80} -38 μm mediante MEB, para el mineral de veta grande (M2).

Del mismo mapeo a las partículas de la muestra M2, Figura 8.6, indica que tanto el oro como la plata están contenidos en la muestra mineral, aunque para ser liberadas es necesario disminuir el tamaño de partícula de 38 μm .

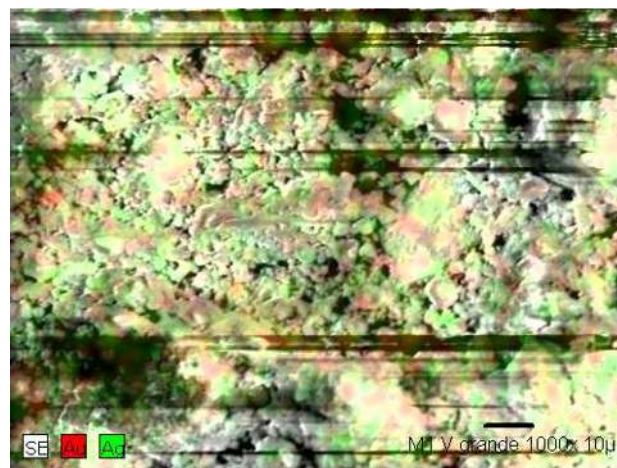


Figura 8.6. Distribución de oro y plata por mapeo a las partículas con d_{80} -38 μm mediante MEB, para el mineral de veta grande (M2).

Anexo 4. Resultados de la Muestra M3

La Figura 8.7 muestra la distribución de tamaño de partícula después de la trituración y molienda del mineral. De acuerdo con la figura, se observa un tamaño de partícula d_{80} -38 μm , aunque se tienen partículas desde 4 hasta 60 μm .

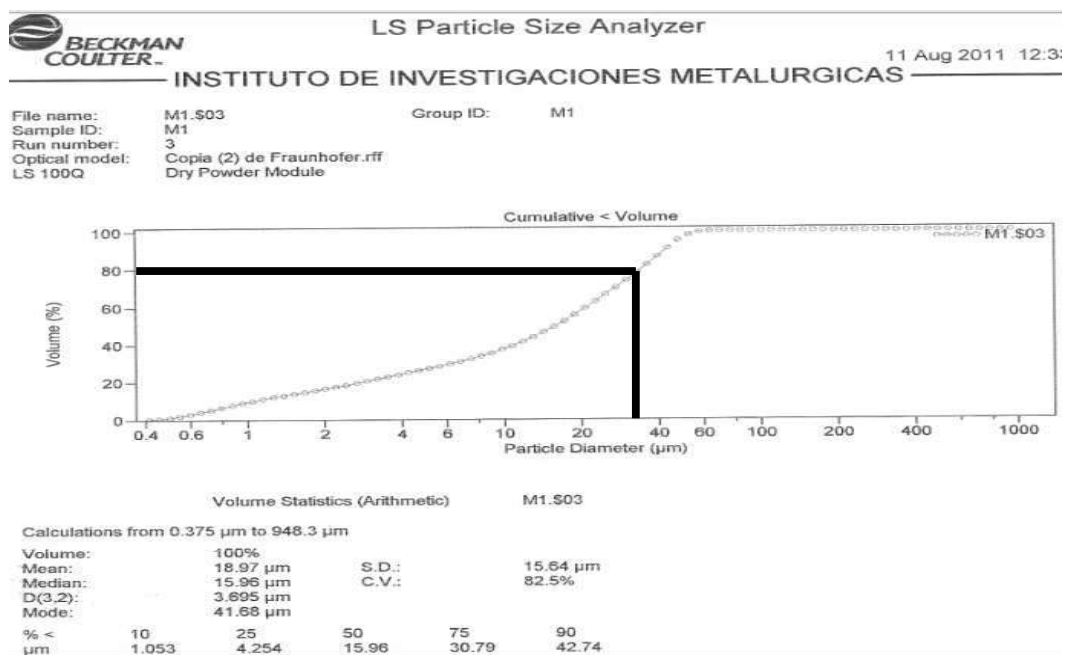


Figura 8.7. Representación acumulada de tamaños de partícula d_{80} -38 μm , para el mineral de veta grande, después de la trituración y molienda de la muestra M3.

El resultado de análisis químico cualitativo mediante DRX mostrado en la Figura 8.8 muestra que el mineral contiene especies de oro asociados con aluminio, plata, cobre, y calcio.

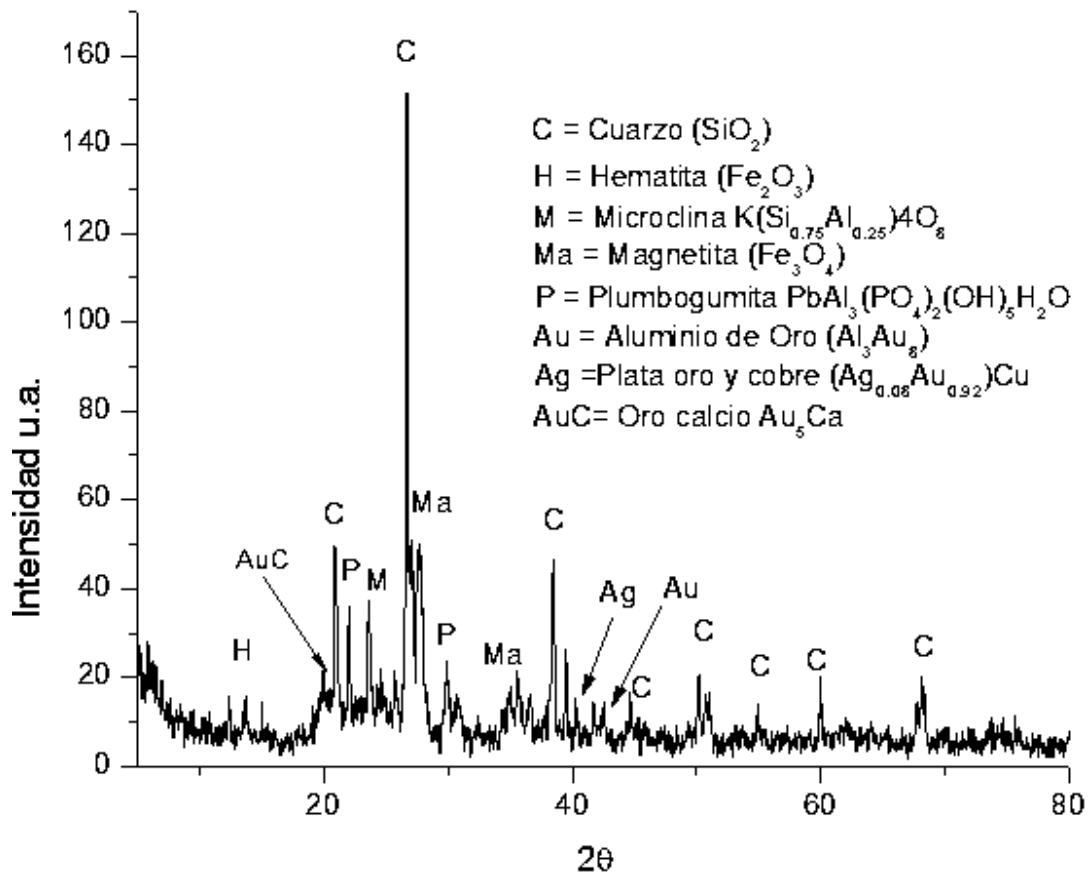


Figura 8.8. Difracción de rayos X de la muestra mineral M3 con d₈₀ -38 μm.

Cabe señalar que el equipo de difracción detecta compuestos contenidos en la muestra analizada, en cantidad mayor al 1% v/v.

Por su parte el microanálisis por EDS a estas partículas muestra contenidos de Fe, Si, Al, Mg, Na, K, Ca, pero entrampados mecánicamente como lo señala el mapeo en la Figura 8.9 La presencia de estos elementos nos permite establecer que el mineral es un feldespato de sodio y potasio.

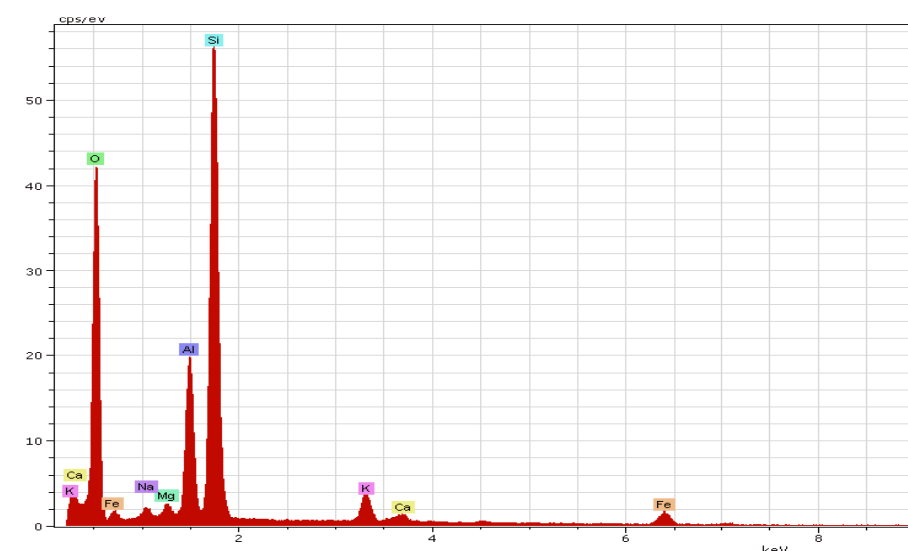


Figura 8.9. Microanálisis por EDS a partículas con d_{80} -38 μm mediante MEB, para el mineral de veta grande (M3).

Del mismo mapeo a las partículas de la muestra M3, Figura 8.10, indica que tanto el oro como la plata están contenidos en la muestra mineral, aunque para ser liberadas es necesario disminuir el tamaño de partícula de 38 μm .

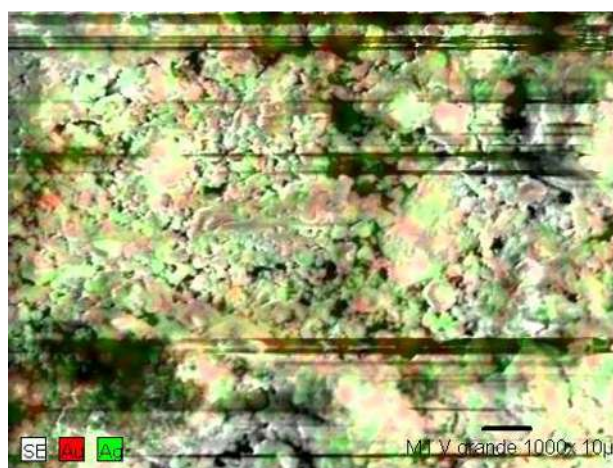


Figura 8.10. Distribución de oro y plata por mapeo a las partículas con d_{80} -38 μm mediante MEB, para el mineral de veta grande (M3).