



UNIVERSIDAD MICHOACANA DE SAN NICOLAS DE HIDALGO
INSTITUTO DE INVESTIGACIONES METALURGICAS.

**“LIBERACIÓN, CARACTERIZACIÓN Y CONCENTRACIÓN DE
UN MINERAL AURÍFERO DEL YACIMIENTO DE BETA
GRANDE, LOCALIZADO EN EL ESTADO DE JALISCO,
MICHOACÁN”**

QUE PARA OBTENER EL TÍTULO DE:
MAESTRO EN METALURGIA Y CIENCIAS DE LOS MATERIALES

PRESENTA:
JAVIER ESPINOSA ARREOLA

ASESOR:
DR. RAMIRO ESCUDERO GARCÍA

Morelia, Michoacán, México, Agosto, 2012

AGRADECIMIENTOS.

Quiero agradecer el apoyo brindado para la realización de éste trabajo a mi asesor:

Dr. Ramiro Escudero García

Además de la aportación de sus conocimientos que me han sido de mucha utilidad, le agradezco que haya motivado en mí con su ejemplo y dedicación el amor a la investigación.

Al Consejo Nacional de Ciencias y Tecnología (**CONACYT**), por el apoyo económico que me brindo mediante la Beca durante 2 años.

Al **Instituto de Investigaciones Metalúrgicas de la Universidad de San Nicolás de Hidalgo**, por permitirme pertenecer al programa de maestría en Ciencias en Metalurgia y Ciencias de los materiales.

A los doctores que me dieron clase y que día a día me motivaban a seguir adelante.

A Jaime Osvaldo y Martin Reyes quienes me brindaron todo su apoyo y ayuda, y a quienes directa e indirectamente contribuyeron al desarrollo de este trabajo de investigación les digo gracias.

DEDICATORIA.

Quiero dedicar con todo mi amor y respeto el presente trabajo, a mis padres quienes me dieron la existencia, y me motivaron para superarme:

Francisco Javier Espinosa González

Hermelinda Arreola Chávez

A mis hermanos, por su motivación y ayuda que siempre me han brindado para ser una persona mejor.

José de Jesús Espinosa Arreola

Francisco Espinosa Arreola

Berenice Espinosa Arreola

A mi novia **Mónica Celia Chávez Paredes**, por haberme motivado a terminar esta tesis y por toda su comprensión y apoyo que me ha brindado.

A todos mis amigos que creyeron en mí, y que me animaban a terminar la maestría.

ÍNDICE GENERAL

AGRADECIMIENTOS.....	I
DEDICATORIA.....	II
ÍNDICE GENERAL.....	III
ÍNDICE DE FIGURAS.....	VII
ÍNDICE DE TABLAS.....	XI
RESUMEN.....	XII
ABSTRACT.....	XIII
CAPITULO I.....	1
1.- INTRODUCCIÓN.....	1
CAPITULO II.....	4
2.- FUNDAMENTOS TEÓRICOS.....	4
2.1.- El oro.....	4
2.2.- Usos del oro.....	4
2.3.- Mineralogía y ocurrencia del oro.....	6
2.4.- La plata.....	9
2.5.- Usos de la plata.....	11
2.6.- Procesamiento de minerales.....	12
2.7.- Reducción de tamaño de partículas minerales.....	14
2.8.- Trituración.....	15
2.9.- Equipos para trituración y molienda.....	15
2.9.1.- Trituradoras primarias.....	16
2.9.2.-Trituradoras de quijada.....	16
2.9.3.- Trituradoras secundarias.....	16
2.9.4.- Trituradoras de rodillos.....	16
2.9.5.- Trituradoras Terciarias.....	17
2.9.6.- Molienda.....	17
2.9.7.- Equipos para molienda.....	17
2.11.- Flotación.....	19
2.11.2.- Variables Operacionales en el Proceso de Flotación.....	21
2.11.3.- Flujo superficial de gas o velocidad superficial de gas (Jg).....	23
2.11.4.- Fracción de gas en la columna o Gas (Eg).....	23

2.11.5.- Flujo volumétrico de gas (Qg).....	24
2.11.6.- Tiempo de residencia (τ).....	24
2.11.7.- Diámetro de burbuja (db).....	25
2.11.8.- Flujo superficial de burbujas (sb).	25
2.11.9.- Reactivos Usados en la Flotación.	26
2.12.- Lixiviación.....	29
2.13.- Analizador de la distribución del tamaño de partícula.	30
2.14.- Microscopio electrónico de barrido.....	31
2.15.- Difracción de rayos x.....	31
2.16.- Análisis al fuego (cuantificación por copelación).	32
2.17.- Espectroscopia de Absorción Atómica.....	34
2.18.- El Método ICP.	34
2.19.- Características del potencial zeta.....	36
2.19.1.- La Electrocínética y el Comportamiento de los Coloides.....	36
2.19.2.- La Doble Capa [14].....	37
2.19.3.- Dos Maneras de Visualizar la Doble Capa.	38
2.19.4.- El Potencial Zeta.	39
2.19.5.- Aplicaciones del Potencial Zeta (Minerales).	40
CAPITULO III	41
3.- DESARROLLO EXPERIMENTAL.....	41
3.1.- Caracterización del mineral.	42
3.1.1. Distribución de tamaño de partícula.....	42
3.1.2. Análisis químico cualitativo y cuantitativo.....	42
3.1.3. Densidad del Mineral.	44
3.2.- Análisis de liberación.	45
3.2.1.- Reducción de tamaño de partícula y caracterización de partículas.....	45
3.3.- Análisis químico cuantitativo de oro y plata en el mineral.	48
3.4.-Caracterización electrocinética de las partículas minerales.	50
3.5.- Flotación en columna.....	51
3.5.1. Condiciones de operación de la columna.	51
3.5.2. Flotación del mineral con colectores aniónico y catiónico.	53
3.6. Lixiviación de las muestras de las 3 corrientes de la columna.	54
CAPITULO IV	56
4.- RESULTADOS Y DISCUSIÓN.....	56

4.1.- Caracterización del mineral de cabeza.	56
4.1.1. Análisis químico cualitativo y especies minerales presentes.	56
4.1.2. Análisis químico cuantitativo mediante ICP de masas.	59
4.1.3. Análisis químico cuantitativo mediante ensayo al fuego.	60
4.1.4. Densidad del mineral.	62
4.2.- Análisis de liberación.	63
4.3. Estudio electrocinético del mineral.	75
4.5.- Flotación en columnas.	77
4.5.1.- Condiciones de operación de la columna.	77
4.5.2.- Flotación del mineral aurífero.	80
4.5.3.- Resultados con el colector aniónico.	80
4.5.4.- Resultados con el colector catiónico.	81
4.5.5.- Recuperación de oro y plata con el colector aniónico.	82
4.5.6.- Recuperación de oro y plata con el colector catiónico.	84
CAPITULO V	86
5.- CONCLUSIONES.	86
CAPITULO VI.	89
6.- CITAS Y REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS.	89
Anexo A.	92
Anexo B.	93
Anexo C.	94
Anexo D.	96

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 2. 1.- Oro nativo	7
Figura 2. 2.- Yacimiento Aurífero en Vetas.	7
Figura 2. 3.- Explotación de Oro en Placeres (Ríos).	8
Figura 2. 4.- Explotación a Tajo Abierto de Oro Diseminado	8
Figura 2. 5.- Obtención de Oro como subproducto de fundición.	9
Figura 2. 6.- Plata nativa.	9
Figura 2. 7.- Mineral de plata con Plomo y Zinc.	10
Figura 2. 8.- Trituradora primaria de mandíbula o quijada.	16
Figura 2. 9.- Trituradora de rodillos.	17
Figura 2. 10.- Molinos de bolas.	18
Figura 2. 11.- Celda de Flotación.	20
Figura 2. 12.- Figura representativa de una columna de Flotación para la determinación de la fracción de gas (Eg).	23
Figura 2. 13.- Tapón poroso por donde se inyecta el Aire a la columna.	24
Figura 2. 14.- Programa drift flux, utilizado para la determinación del diámetro de burbuja en la experimentación, realizado en LabVIEW.	25
Figura 2. 15.- Tipo de carga de las partículas en los coloides.	37
Figura 2. 16.- Comportamiento de la Doble Capa.	38
Figura 2. 17.- Representaciones del cambio en densidad de carga en la Capa Difusa.	39
Figura 3. 1.- Diagrama de bloques de la experimentación.	41
Figura 3. 2.- Fotografía del equipo Beckman Coulter, utilizado para determinar la distribución de tamaño de partícula de las muestras minerales motivo de este estudio.	42
Figura 3. 3.- Difractómetro de rayos X empleado para identificar las especies mineralógicas contenidas en el mineral de estudio.	43
Figura 3. 4.- Detalle del microscopio electrónico de barrido (MEB) que se usó para el análisis químico cualitativo e identificar el grado de liberación del mineral.	43
Figura 3. 5.- Picnómetro para estimar la densidad del mineral, de acuerdo a la norma estandarizada INV E-707-07.	44
Figura 3. 6.- Aspecto del mineral motivo del presente estudio. Tamaño de partícula del mineral de cabeza con $d_{80} = - 10 \text{ cm}$	45
Figura 3. 7.- Trituradora de quijadas empleada para la reducción primaria de tamaño de partícula.	46

Figura 3. 8.- Trituradora de rodillos empleados para la reducción secundaria de las partículas provenientes de la trituración primaria.	47
Figura 3. 9.- Pulverizador de discos para reducir el tamaño de las partículas hasta un $d_{80} = -70 \mu\text{m}$	47
Figura 3. 10.- Molino de bolas de cerámica utilizado para la molienda del mineral y lograr reducciones de tamaño con $d_{80} = -20 \mu\text{m}$	48
Figura 3. 11.- Arreglo del equipo para medir potencial zeta a las partículas de sílice y magnetita.	51
Figura 3. 12.- Fotografía de la celda porta muestras donde se induce el movimiento electroforético de las partículas.	51
Figura 3. 13.- Detalle superior de la columna de flotación utilizada en este trabajo experimental.	52
Figura 3. 14.- Fotografía del dispersor poroso instalado en la base interna de la columna.	52
Figura 3. 15.- Arreglo experimental de la columna empleada para la flotación de las especies de oro y plata del mineral de estudio.	53
Figura 3. 16.- Arreglo experimental del proceso de lixiviación de las muestras provenientes de la flotación.	55
Figura 4. 1.- Apariencia del mineral aurífero del estado de Jalisco, proveniente del yacimiento de Veta Grande.	56
Figura 4. 2. Representación acumulada de tamaños de partícula $d_{80} -500 \mu\text{m}$, para la muestra mineral resultante de la trituración y molienda durante 12 hrs.	57
Figura 4. 3.- Resultados de Difracción de Rayos X del mineral con tamaño de partícula $d_{80} -500 \mu\text{m}$	58
Figura 4. 4.- Resultados del microanálisis por EDS a partículas con $d_{80} -500 \mu\text{m}$ mediante MEB.	59
Figura 4. 5.- Resultados de difracción de rayos X al metal dore, donde se indican contenidos de sílice, oro y plata.	61
Figura 4. 6.- Microanálisis por EDS usando el microscopio electrónico de barrido al metal dore, donde se muestran contenidos de Au y Ag.	62
Figura 4. 7.- Mapeo de distribución de oro mediante MEB, de los polvos analizados en la figura 4.5.	62
Figura 4. 8.- Distribución de tamaño para la primera etapa de molienda. Partículas con $d_{80} = -500 \mu\text{m}$	64
Figura 4. 9.- Resultados de Difracción de Rayos X del mineral con tamaño de partícula $d_{80} -500 \mu\text{m}$, para la primera etapa de molienda.	65
Figura 4. 10. Resultados del microanálisis por EDS a partículas con $d_{80} -500 \mu\text{m}$ mediante MEB, para el mineral de la figura 4.8.	66

Figura 4. 11.- Representación acumulada de tamaños de partícula para la segunda etapa de molienda. $d_{80} = -37 \mu\text{m}$.	66
Figura 4. 12.- Resultados de Difracción de Rayos X del mineral con tamaño de partícula $d_{80} -37 \mu\text{m}$, correspondiente a la primera etapa de molienda.	66
Figura 4. 13.- Resultados del microanálisis por EDS a partículas con $d_{80} -37 \mu\text{m}$ mediante MEB, para la segunda etapa de reducción de tamaño.	68
Figura 4. 14.- Distribución de oro y plata por mapeo a las partículas con $d_{80} -37 \mu\text{m}$ mediante MEB.	69
Figura 4. 15.- Representación acumulada de tamaños de partícula para la segunda etapa de molienda. $d_{80} = -31 \mu\text{m}$.	69
Figura 4. 16.- Resultados de Difracción de Rayos X del mineral con tamaño de partícula $d_{80} -31 \mu\text{m}$.	70
Figura 4. 17.- Resultados del microanálisis por EDS a partículas con $d_{80} -31 \mu\text{m}$ mediante MEB, para el mineral pulverizado en una segunda etapa.	71
Figura 4. 18.- Distribución de oro y plata por mapeo de las partículas con $d_{80} -31 \mu\text{m}$ mediante MEB.	71
Figura 4. 19.- Representación acumulada de tamaños de partícula $d_{80} -25 \mu\text{m}$, para la muestra mineral después de la cuarta etapa de molienda (48 horas).	72
Figura 4. 20.- Resultados de Difracción de Rayos X del mineral con tamaño de partícula $d_{80} -25 \mu\text{m}$, para la muestra mineral molida durante 48 Hrs.	73
Figura 4. 21.- Resultados del microanálisis por EDS a partículas con $d_{80} -25 \mu\text{m}$ mediante MEB, para el mineral pulverizado durante 48 Hrs.	74
Figura 4. 22.- Distribución de oro y plata por mapeo de las partículas con $d_{80} -25$ mediante MEB, para el mineral de la etapa de molienda cuatro.	74
Figura 4. 23.- Relación entre el pH del medio acuoso y el potencial zeta de las partículas de las especies SiO_2 y Fe_3O_4 en el mineral.	76
Figura 4. 24.- pH vs Potencial Z para el oro.	76
Figura 4. 25.- Presentación gráfica de los datos obtenidos para la fracción de gas y el flujo de aire, para diferentes concentraciones de espumante (MIBC). Sistema aire-agua.	78
Figura 4. 26.- Relación entre el diámetro de burbuja y el flujo de aire para diferentes concentraciones de espumante (MIBC). Sistema aire- agua.	79
Figura 4. 27.- Variaciones en el área superficial de burbujas con el flujo superficial de aire para diferentes concentraciones de espumante (MIBC). Sistema aire – agua.	79
Figura 4. 28.- Resultados experimentales de recuperación acumulada de masa mineral al incrementar la concentración de colector aniónico.	81

Figura 4. 29.- Recuperación acumulada de especies minerales que contienen oro y plata al variar la concentración de colector catiónico.	82
Figura 4. 30.- Recuperación de masa mineral que contiene oro y plata al variar la concentración de colector aniónico.	83
Figura 4. 31.- Ley mineral que contiene oro y plata al variar la concentración de colector anionico.	83
Figura 4. 32.- Recuperación (%) de masa mineral que contiene oro y plata al variar la concentración de colector catiónico.	84
Figura 4. 33.- Ley (%) del mineral que contiene oro y plata al variar la concentración de colector catiónico.	85
Figura C. 1.- Difractograma típico de las muestras de alimentación a la columna.	94
Figura C. 2.- Difractograma típico de las muestras del concentrado a la columna.	95
Figura C. 3.- Difractograma típico de las muestras en la corriente de colas en la columna.	96

ÍNDICE DE TABLAS.

Tabla II. 1.- Usos del oro [25].	6
Tabla II. 2.- Usos de la plata [25].	12
Tabla IV. 1.- Composición química del mineral de veta grande, determinado utilizando un equipo de ICP de masas.	59
Tabla IV. 2.- Datos de pesos de las muestras en cada paso del ensaye a fuego para calcular el contenido de oro en la muestra mixta.	60
Tabla IV. 3.- Datos experimentales para el cálculo de la densidad del mineral de acuerdo a la norma INV E-707-07.	62
Tabla IV. 4.- Resultados de la medición del potencial zeta (ζ), para las especies sílice (SiO_2) y magnetita (Fe_3O_4), contenidas en el mineral aurífero.	75
Tabla A. 1.- Resultados de la caracterización de la columna en un sistema agua-aire-espumante. 20 ppm de espumante.	92
Tabla A. 2.- Resultados de la caracterización de la columna en un sistema agua-aire-espumante. 40 ppm de espumante.	92
Tabla A. 3.- Resultados de la caracterización de la columna en un sistema agua-aire-espumante. 60 ppm de espumante.	93
Tabla B. 1.- Resultados de la recuperación, utilizando dos diferentes colectores.	93
Tabla D. 1.- Resultados en ppm de las lecturas de absorción atómica.	96

RESUMEN

El mineral motivo de estudio en el presente trabajo de investigación proviene del yacimiento de beta grande, del estado de Jalisco Michoacán. El estudio por microscopia de barrido, ICP de masas y difracción de rayos x, confirman que el mayor componente de la muestra es cuarzo en un 94.94 %.

La caracterización de la muestra por el método de difracción de rayos x, se observan los siguientes minerales: cuarzo (principalmente), minerales de hierro (hematita y magnetita), feldespatos, plumbogumita, especies de oro asociadas a aluminio, plata y cobre, así como ganga; los cuales se encuentran como partículas muy pequeñas que dificultan su tratamiento. Por otra parte las especies que contienen oro y plata se liberan a partir de tamaños de partícula $d_{80} - 25 \mu\text{m}$ aunque en porcentajes menores al 1% y esta liberación es evidente a porcentajes mayores al 50% para tamaños de partícula de al menos 10 micrómetros.

De acuerdo a los resultados del potencial zeta se agregó un colector anionico para flotar las especies de cuarzo y magnetita que se encuentran en mayor proporción, haciendo una flotación inversa, en caso contrario para las partículas de oro y plata se utilizo un colector cationico para asegurar la concentración de estas especies. Experimentalmente se demostró que la columna de flotación es útil para beneficiar este mineral aurífero ya que los resultados muestran que la ley del oro se aumenta del 14 % al 86 %, y para la plata del 6.6% hasta un 78 %.

ABSTRACT

The ore matter of this research comes from a large reservoir located in the state of Jalisco, Mexico. The study by scanning microscopy and ICP mass x-ray diffraction confirms that the largest component of the quartz in a sample is 94.94%.

The characterization of ore sample through the method of x-ray diffraction, shows that the mineral is mainly composed by: quartz, iron ore (hematite and magnetite), feldspar, plumbogumite, species associated with aluminum, gold, silver and copper and bargains; which are found as very small particles which hinder their treatment. The first results indicate that gold and silver are species liberated in particle sizes smaller than 25 μm ($d_{80} = 25 \mu\text{m}$).

According to zeta potential measurements, a reverse flotation can be applied by floating the species associated to quartz and iron, using an anionic type collector. In this case the valuable species were collected through the tailings stream. During flotation using a cationic collector the ore species containing both gold and silver, were removed from the top of the column as a concentrate. Experimentally it was demonstrated that a column flotation device can be used to benefit a gold mineral since the experimental results here showed that the ore grade improved from 14 to 86% (for gold), and from 6.6 to 78% for silver reverse flotation, if not for gold and silver particles was used to ensure a cationic collector the concentration of these species according to the graph found in the literature for gold.

CAPITULO I

1.- INTRODUCCIÓN.

La explotación de minerales para su aprovechamiento (p.e., para la obtención de elementos base como plata, oro, cobre etc.) ha conducido al agotamiento de menas relativamente ricas y actualmente se procesan minerales de baja ley ó se reprocesan desechos de labores mineras un tanto cuanto antiguas (jales). Este último factor implica que para liberar especies minerales se hace necesario mayores reducciones de tamaño del mineral reutilizado.

Se tiene caracterizados una gran diversidad de minerales auríferos, como son el oro nativo, electrum y teluros; minerales del platino y minerales de plata; mientras que los minerales de ganga más comunes en las menas auríferas son el cuarzo, los minerales de fierro (hematita, limonita, magnetita), micas, feldespatos y minerales arcillosos en general [1, 16, 18], en algunos casos, la recuperación de oro por métodos convencionales es limitada y pobre, debido a que algunos constituyentes que acompañan al metal precioso hacen difícil o imposible el beneficio metalúrgico [9, 13].

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 aprovechado para realizar el trabajo de molienda. 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 [16]. Un ejemplo de lo último es establecido por [1, 13], donde señalan que la mayoría de los minerales que son beneficiados en sistemas de flotación requieren tamaños de partícula 80% menor es a 400 μm .

Los métodos empleados para recuperar los metales de sus minerales dependen en gran medida de sus propiedades físicas y químicas, su mineralización y el modo de ocurrencia de estos en los yacimientos [1, 3, 11, 13, 15, 16], de tal forma que puedan ser procesados eficientemente. La separación selectiva de cada componente mineral requiere de la

caracterización efectiva de la misma incluyendo análisis químico cualitativo y cuantitativo, así como de un estudio de liberación de especies mediante el análisis de imágenes [17].

En el laboratorio de la industria de beneficio de minerales se llevan a cabo estudios de factibilidad de concentración de especies relacionando el tamaño de partícula con el grado de liberación de cada especie mineral contenida en la mena [16].

El denominado grado de liberación es una expresión cuantitativa de la magnitud en que la molienda es capaz de obtener partículas minerales “libres”; su determinación solo es posible mediante la utilización de estudios microscópicos, y dado que es un parámetro de importancia decisiva tal determinación debe basarse en una metodología técnica y científicamente bien fundamentada, ya que el grado de liberación puede prestar una ayuda invaluable para diseñar procesos de tratamiento, que incrementen la eficiencia de plantas en operación e incluso, para evaluar el rendimiento del equipo de molienda y clasificación [11, 22, 26]. La determinación del grado de liberación no solo es indispensable como investigación previa al diseño de cualquier tipo de proceso de tratamiento, sino que también resulta muy valiosa para evaluar el rendimiento de los equipos de molienda o de clasificación y para incrementar la eficiencia de plantas en operación.

Si el mineral liberado va a ser procesado mediante técnicas de flotación, resulta indispensable identificar las fases mineralógicas contenidas en el mineral, para determinar sus propiedades de superficie y diseñar correctamente la química del proceso de concentración que garantice recuperaciones mayores al 80% [4, 13, 8, 26].

Una vez que los componentes del mineral son identificados y caracterizados, se establecen sus respectivas propiedades de valor (p.e., susceptibilidad magnética, gravedad específica, mojabilidad, entre otras, [13]).

El uso de equipos para análisis químico cualitativo (Difracción de Rayos X, Microscopía Electrónica de Barrido, determinación de distribuciones de tamaño de partícula,) y cuantitativo (Análisis al fuego (copelación), Espectroscopia de Absorción Atómica y de infrarrojo), son herramientas fundamentales cuya información se procesa estadísticamente mediante analizadores de imágenes para predecir recuperaciones de especies minerales

tomando ventaja de las propiedades de valor de las mismas (densidad, susceptibilidad magnética, apariencia, mojabilidad, etc.), [17].

En el estado de Jalisco existen yacimientos principalmente ferrosos y de metales preciosos como oro y plata. Incluso, en labores mineras antiguas persisten desechos que contienen ciertos contenidos de oro y plata que aún son económicamente factibles de procesar.

Es bien conocido que a pesar de encontrar varios yacimientos de un mismo tipo de mineral, su composición y asociación química es diferente de cada región e incluso cambia en el mismo yacimiento dependiendo del punto de muestreo. Lo anterior ocasiona que el proceso tradicional de beneficio de mineral este continuamente cambiando o ajustándose de acuerdo a las características de los minerales explotados.

Por lo tanto, en este trabajo de investigación se diseñara un método de concentración para este mineral en específico, con el objetivo de separar la especie aurífera contenida en el mineral del yacimiento de “*Beta Grande*” localizado en el estado de Jalisco, aprovechando la diferencia entre los valores de propiedad de las especies contenidas en el mineral. Se realizará una Caracterización química y física del mineral, seguida de un análisis de liberación (tamaño de partícula de la especie liberada), determinación de los valores de propiedad de las especies contenidas (mojabilidad, gravedad específica, etc.), un estudio de potencial zeta, y por último se realizaran ensayos de beneficio o concentración a nivel laboratorio, (pruebas de beneficio a escala piloto, columna 0.07 m de diámetro), el cual aportara la información necesaria para que los dueños de la mina de Beta Grande, tengan la información necesaria y puedan beneficiar este mineral correctamente.

CAPITULO II

2.- FUNDAMENTOS TEÓRICOS.

2.1.- El oro.

El **oro** es un elemento químico de número atómico 79 situado en el grupo II de la tabla periódica. Su símbolo es **Au** (del latín *aurum*). El oro es un metal de transición blando, brillante, amarillo, pesado, maleable, dúctil que no reacciona con la mayoría de productos químicos, pero es sensible al cloro y al agua regia. De hecho, una onza (28,35 g) de oro puede moldearse en una sábana que cubra 28 m². Como es un metal blando, las aleaciones con otros metales le proporcionan dureza. El metal se encuentra normalmente en estado puro y en forma de pepitas y depósitos aluviales y es uno de los metales tradicionalmente empleados para acuñar monedas. El oro se utiliza en la joyería, la industria y la electrónica. Se trata de un metal muy denso, con un alto punto de fusión y una alta afinidad electrónica. Sus estados de oxidación más importantes son +1 y +3 [25].

2.2.- 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 usados en joyería, fabricación de monedas y como patrón monetario [25].

En Joyería se utilizan diferentes aleaciones para obtener diferentes colores y matices, a saber [25]:

- Oro amarillo = 1000 gr de oro amarillo contiene 750 gr de oro, 125 de plata y 125 de cobre.
- Oro rojo = 1000 gr de oro rojo contienen 750 gr de oro y 250 gr de cobre.
- Oro rosa = 1000 gr de oro rosa contienen 750 gr de oro, 50 gr de plata y 200 gr de cobre.
- Oro blanco = 1000 gr de oro blanco tienen 750 gr de oro y de 100 a 160 gr de paladio y el resto de plata.

- Oro gris = 1000 gr de oro gris tienen 750 gr de oro, alrededor de 150 gr de níquel y el resto de cobre.
- Oro verde = 1000 gr de oro verde contienen 750 gr de oro y 250 gr 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, algunas de sus aplicaciones incluyen:

- El oro ejerce funciones críticas en Europa en ordenadores, comunicaciones, naves espaciales, motores de aviones a reacción.
- 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, y para dar conductividad a las muestras para ser analizadas por el (SEM).
- Se emplea como recubrimiento en muchos satélites debido a que es un buen reflector de la luz infrarroja.

En la mayoría de las competencias deportivas es entregada una medalla de oro al ganador, entregándose también una de plata al subcampeón y una de bronce al tercer puesto.

Tabla II. 1.- Usos del oro [25].

USOS PRINCIPALES DEL ORO	%
Joyería	44.1
Electrónica	15.0
Odontología	14.6
Reservas	10.2
Otros Usos	16.1

2.3.- Mineralogía y ocurrencia del oro.

Se forma en filones hidrotermales, normalmente relacionados con cuarzo y sulfuros, diseminados en rocas, además en filones de cuarzo y depósitos de aluvión aurífero y pepitas.

La principal ocurrencia mineralógica del oro es como oro nativo y fino en forma de inclusiones dentro de otros minerales: piritas, arsenopiritas, calcopiritas, esfaleritas, limonitas, cuarzo y en materia carbonosa [15, 16].

La mineralogía del oro está determinada por la forma como se presenta [3, 6]:

- *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 plata, cobre y fierro. Además con telurios, selenio, bismuto, mercurio, platino, bismuto.



Figura 2.1.- Oro Nativo

Se debe distinguir la diferencia entre la ocurrencia del oro, si el oro se encuentra de forma libre, encapsulado, en vetas o filones, etc. [2, 3, 15, 16], por ejemplo:

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

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.* El oro se encuentra encapsulado dentro del mineral no valioso.

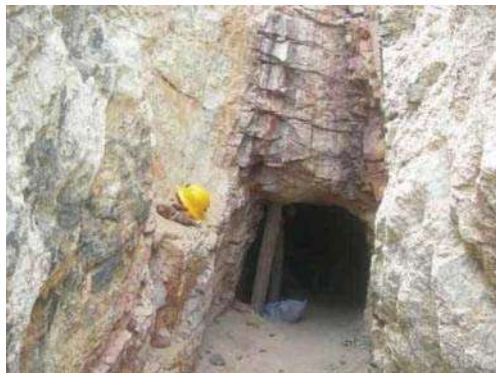


Figura 2.2.- Yacimiento Aurífero en Vetas.

- *Placeres*. En los placeres, 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 deposiciones químicas o ambas [25].



Figura 2.3.- Explotación de Oro en Placeres (Ríos).

- *Diseminados*. 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 baja [25].



Figura 2.4.- Explotación a Tajo Abierto de Oro Diseminado.

- *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 2.5.- Obtención de Oro como subproducto de fundición.

2.4.- La plata.

La plata es un elemento químico de número atómico 47 situado en el grupo 1b de la tabla periódica de los elementos. Su símbolo es **Ag** (procede del latín: *argentum*, desde el Indo-Europea raíz * arg-para "blancos" o "brillante"). Es un metal de transición blanco, brillante, blando, dúctil, maleable [25].

Se encuentra en la naturaleza formando parte de distintos minerales (generalmente en forma de sulfuro) o como plata libre. Es muy escasa en la naturaleza, de la que representa una parte en 10 millones de corteza terrestre. La mayor parte de su producción se obtiene como subproducto del tratamiento de las minas de cobre, zinc, plomo y oro [25].



Figura 2.6.- Plata nativa.

La mayor parte de la producción mundial de plata se obtiene como subproducto del minado de metales base, aun cuando esta sea la de mayor importancia en el mineral. Los minerales de plata frecuentemente constituyen minerales sulfurados complejos y, la clasificación de

los tipos de minerales de plata, desde el punto de vista de su tratamiento, se relacionan principalmente con los metales que se encuentra asociada, como se describe a continuación [2, 3, 6]:

- *Plata con pórfidos de cobre.* Este tipo de depósitos, son la mayor fuente de plata. Los minerales de plata se flotan juntamente con los de cobre y, se recuperan durante la fundición y refinado.
- *Plata con minerales de plomo y zinc.* Casi todos los minerales de plomo-zinc y cobre-plomo-zinc contienen plata.
- *La plata se presenta en forma nativa.* como argentita o como una amplia variedad de sulfo-sales, o bien de manera más frecuente como galena argentífera. La plata se recupera mediante separación gravimétrica y flotación, los concentrados se funden y refinan para extraer la plata conjuntamente con el plomo y el zinc. Las colas o estériles de flotación algunas veces se cianuran.



Figura 2. 7.- Mineral de plata con Plomo y Zinc.

- *Plata con vetas de minerales de cobre.* La plata se presenta con cobre en vetas masivas de sulfuros hidrotermales, así como en pórfidos diseminados. La plata se presenta en estos minerales principalmente como tetraedrita argentífera. Entonces, la plata se produce como concentrados de cobre-plata de flotación, la cual se destina a la fundición.
- *Plata con minerales de cobalto y níquel.* En estos minerales, la plata se presenta principalmente como plata nativa masiva junto con arsénico, cobalto, níquel y hierro y, en ocasiones con cobre. Se procesa mediante concentración por gravedad y

flotación, con su subsecuente fundición y refinado. Los estériles de flotación se llevan a cianuración.

- *Plata en pequeñas cantidades de oro.* Este tipo de mineral normalmente se presenta diseminado en depósitos de baja ley. En general, la plata no está asociada con los sulfuros del metal base. El contenido total de sulfuros en estos minerales es bajo. El tratamiento de estos minerales es por cianuración directa (ejemplo: cianuración in situ), a pesar de que a menudo las recuperaciones del metal son pobres.

2.5.- Usos de la plata.

De la producción mundial de plata, aproximadamente el 70% se usa con fines industriales, y el 30% con fines monetarios, buena parte de este metal se emplea en orfebrería, pero sus usos más importantes son en la industria fotográfica, química, médica y electrónica

Algunos usos de la plata se describen a continuación [25]:

- Armas blancas tales como espadas, lanzas o puntas de flecha
- Fotografía. Por su sensibilidad a la luz (especialmente el bromuro y el yoduro, así como el fosfato). El yoduro de plata se ha utilizado también para producir lluvia artificial.
- Medicina. A pesar de carecer de toxicidad, es mayormente aplicable en uso externo. Un ejemplo es el nitrato de plata, utilizado para eliminar las verrugas.
- Electricidad. Los contactos de generadores eléctricos de locomotoras diesel-eléctricas llevan contactos (de aprox. 1 in. de espesor) de plata pura; y esas máquinas tienen un motor eléctrico en cada rueda o eje. los contactos de las llaves o pulsadores domiciliarios de mejor calidad que no usan sólo cobre (más económico).
- En electrónica, por su elevada conductividad es empleada cada vez más, por ejemplo, en contactos de circuitos integrados y teclados de ordenador.
- Fabricación de espejos de gran reflectividad de la luz visible
- Para fabricar monedas desde 700 A.C.
- En joyería y platería para fabricar gran variedad de artículos ornamentales y de uso doméstico cotidiano, y con menor grado de pureza, en artículos de bisutería.

- En aleaciones para piezas dentales.
- Catalizador en reacciones de oxidación. Por ejemplo, en la producción de formaldehído a partir de metanol y oxígeno.
- Aleaciones para soldadura, contactos eléctricos y baterías eléctricas de plata-zinc y plata-cadmio de alta capacidad.
- En el montaje de ordenadores se suele utilizar compuestos formados principalmente de plata pura para unir la placa del microprocesador a la base del disipador, y así refrigerar el procesador, debido a sus propiedades conductoras de calor.

Tabla II. 2.- Usos de la plata [25].

USOS PRINCIPALES DE LA PLATA	%
Fotografía	34.1
Electrónica	15.0
Joyería	14.6
Acuñación	5.2
Otros Usos	15.8

2.6.- Procesamiento de minerales.

El procesamiento de minerales se define como: la preparación de los minerales para su posterior conversión a producto final [26].

Los minerales que requiere la industria ya sea para aprovecharlos de manera más o menos directa (calcita, dolomita, baritina, talco, gemas, carbón, etc.) o para extraer de ellos una o varias especies minerales, los cuales ocurren mayormente como agregados heterogéneos y asociados entre sí, que presentan muy variado grado de complejidad geométrica.

Generalmente, una asociación mineral contiene una o varias especies minerales aprovechables (menas) y un número igual o mayor de especies minerales estériles e incluso hasta indeseables (gangas), [5, 26], de tal manera que cualquier intento de agrupar selectivamente (concentrar) a las primeras requiere, como condición previa, de tratar de separarlas (liberarlas) lo mejor posible de otras menas y/o de las gangas. Cualquier intento en esa dirección presupone conocer suficientemente la identidad de las especies minerales involucradas entre ellas. Por lo tanto, solo el estudio microscópico es capaz de revelar detalles verdaderamente significativos [19].

Una **Mena** es una acumulación de mineral en cantidad suficiente para permitir su extracción económicamente viable [5, 26]. Los factores que regulan que un depósito de mineral sea apropiado para la explotación son los siguientes:

- Localización y tamaño del depósito.
- Grado, mineralogía y dimensión de la mena.
- Costos de explotación o extracción.
- Manejabilidad de la mena para su posterior tratamiento.
- Demanda y valor del metal o mineral base, entre otras.

El procesamiento de minerales se justifica en cualquiera de las siguientes situaciones:

- **Para obtener un producto** con cierta distribución de tamaño de partícula, ya sea para su mejor manejo o para eficientar su digestión metalúrgica en un proceso determinado.
- **Para exponer o liberar** especies para procesamiento subsecuente.

La metalurgia extractiva del oro se debe principalmente a factores mineralógicos como el tamaño de las partículas de oro junto con otros minerales [6] y su asociación con otras especies [13]). El proceso Mineralógico del Oro, aborda todas las cuestiones relacionadas con el procesamiento del mineral. La metodología es ampliamente utilizada como una herramienta de predicción en los estudios de viabilidad y durante la etapa de desarrollo del proceso, y como una herramienta de solución de problemas en el procesamiento de minerales y las operaciones hidrometalúrgicas

La separación de minerales nunca es perfecta y se requiere más de una operación de separación o concentración [16], por ejemplo lo mencionado por [18], si el mineral contiene inclusiones de grano fino de oro en la pirita, se requiere una molienda más fina, después de una concentración por gravedad o flotación, y seguido de cianuración convencional para que el proceso pueda ser una opción de tratamiento económicamente viable. Generalmente la producción de un concentrado es la fase más compleja del procesamiento de minerales, ya que intervienen las operaciones de liberación, el control de tamaño de partícula y la composición, [2, 5, 7, 26].

Recuperación (R).- Es una forma de medir la eficiencia con la que el separador ha extraído los valores contenidos en la corriente de alimentación.

$$R (\%) = \frac{\text{masa del componente de valor en el producto}}{\text{masa del componente de valor en la alimentación}} \quad (2.1)$$

Grado ó Ley (G).- Es una medida de la calidad de cualquier corriente del mineral.

$$G (\%) = \frac{\text{masa del componente de valor en la corriente}}{\text{masa del componente de valor y de desecho en la corriente}} \quad (2.2)$$

2.7.- Reducción de tamaño de partículas minerales.

Cualquier mineral contiene dos componentes principales: las partículas de *mineral valioso* y la *ganga* o *mineral no deseable*, y que al estar entrelazadas se conocen como medios.

En el procesamiento de minerales hay dos operaciones fundamentales: la liberación de los minerales valiosos de los minerales de desecho, y la separación de esos valores de la ganga o lo que llamamos concentración [3, 5, 16, 19].

La liberación de los minerales valiosos se realiza por medio de la pulverización o molido [19, 26], lo cual implica una reducción de tamaño mediante una trituración, y si es necesario, molienda, hasta un tamaño de partícula tal que el producto sea una mezcla de partículas de mineral valioso y de la ganga separadas una de otra.

La pulverización origina una diversidad de fragmentos que varían desde partículas de mineral valioso y ganga completamente liberadas, hasta partículas con el entrelazamiento original.

La liberación de los minerales es fundamental para la eficiencia de los procesos de tratamientos y como tal, es un tema frecuentemente abordado por los especialistas [2, 5, 19, 26]; sin embargo al revisar la literatura observamos notables diferencias entre lo que cada autor postula, tanto para definir como para medir la “liberación”. Una liberación perfecta sería aquella en que todos los granos de una determinada especie mineral quedaran completamente separados de las otras especies asociadas; ello es prácticamente imposible de obtener fundamentalmente debido a que los esfuerzos mecánicos rompen más fácilmente el “cuerpo” de una especie mineral dada que los bordes entre una especie y otra. Por otro lado, cuanto más compleja la composición mineralógica y la geometría de los entrelazamientos más complejos será su respuesta a los esfuerzos mecánicos de ruptura y en consecuencia una determinada magnitud de molienda producirá tendencias de liberación muy diferenciadas entre una especie mineral y otra como bien señala [5, 6, 12, 19, 26], “la liberación es función de la composición mineralógica de cada partícula en el material considerado y será diferente para cada una de las especies minerales presentes”.

Para la efectividad de los procesos de tratamientos es suficiente que las especies minerales alcancen un cierto grado de liberación al ver que corresponde al máximo rendimiento económico del proceso. Desde este punto de vista, dado que para cierto tamaño de grano una determinada especie mineral puede ocurrir tanto como la forma de partículas monominerales (libres) ó como poliminerales (mixtas), no es suficiente establecer, que ciertas partículas aparecen totalmente libres, si no que es necesario caracterizar cuan libre puede ser considerado dicho mineral en las partículas mixtas en que participa [19, 22, 26].

2.8.- Trituración.

El primer requisito para caracterizar un mineral, es la trituración del mismo, para obtener partículas reducidas a un tamaño adecuado a fin de separar las partículas de interés de las de desecho. La trituración del mineral no debe pasar inadvertida cuando se trata de preparación para los diferentes métodos de concentración de minerales que no se puedan tratar por métodos más económicos [6, 19, 22, 26]. Las trituradoras o quebradoras se han usado por siglos, pero parece que se las ha aceptado tal como son, por más tiempo del debido y sin estudiarlas más detenidamente.

2.9.- Equipos para trituración y molienda.

El término de *trituration* se aplica a las reducciones de tamaño de 30 a 20 mm. Las posteriores reducciones a tamaños más finos se consideran como *molienda*. Tanto la trituración como la molienda pueden subdividirse en etapas: *primaria*, *secundaria*, *terciaria*, y en algunos casos hasta *cuaternaria*.

2.9.1.- Trituradoras primarias.

Este tipo de trituración efectúa el trabajo “pesado de fractura”. Disminuyen el tamaño del mineral para la posterior alimentación a las trituradoras secundarias, descargando un tamaño promedio de 40cm de diámetro equivalente. A continuación se menciona un ejemplo de trituradoras primarias.

2.9.2.-Trituradoras de quijada.

Se componen de dos placas o quijadas de las cuales una permanece fija y la otra se mueve longitudinalmente. La quijada móvil se apoya en un punto fijo llamado pivote y oscila en relación a la quijada fija.

En la práctica estas trituradoras se definen por su tamaño, capacidad de procesamiento de mineral y por la energía que consume en su operación.



Figura 2.8.- Trituradora primaria de mandíbula o quijada.

2.9.3.- Trituradoras secundarias.

Su alimentación proviene del mineral tratado en la etapa primaria. El tamaño promedio en la alimentación es de alrededor de 40 cm. Su operación es en seco y su propósito es la reducción de tamaño adecuado para la molienda.

2.9.4.- Trituradoras de rodillos.

Consisten de dos rodillos horizontales que giran uno hacia el otro. El ajuste de trituración se determina por ajustes de un sin fin que acerca el rodillo movable al rodillo fijo. La reducción de tamaño que realizan es aproximadamente 8 cm de diámetro.



Figura 2.9.- Trituradora de rodillos.

2.9.5.- Trituradoras Terciarias.

Esta etapa toma el producto de la trituración secundaria y lo reduce a fragmentos de 1 cm a 10 mm, los cuales se envían a un molino de barras o bolas según sea el caso. En este tipo de trituración se usan las trituradoras giratorias o de conos.

2.9.6.- Molienda.

Etapa del proceso de concentración que consiste en reducir el mineral a un tamaño comparable al polvo. La molienda ayuda a liberar las especies minerales valiosas de la ganga, previo a la etapa de flotación.

2.9.7.- Equipos para molienda.

La molienda es la última etapa en el proceso de reducción de tamaño de partículas minerales. En esta parte se combinan mecanismos de quebrado por impacto y abrasión, ya sea en seco o en suspensión en agua.

El propósito de la molienda es aplicar estrecho control sobre el tamaño del producto liberado, para un buen procesamiento subsecuente del mineral. Las partículas entre 20 y 250 mm se reducen entre 10 y 400 μ m.

La operación de molienda se lleva a cabo en recipientes cilíndricos rotatorios que se conocen como molinos de carga rotatoria, los cuales contienen una carga suelta de cuerpos de trituración, el medio de molienda libre para moverse dentro del molino. El medio de

molienda puede ser bolas o barras de acero, roca dura, cerámica, y en algunos casos el mismo mineral.



Figura 2.10.- Molinos de bolas.

Una gran diferencia entre las trituradoras y los molinos se refiere a la aplicación de energía. Las quebradoras de quijada y giratorias aplican la energía directamente a las partículas, mientras que los molinos de tambor giratorio la energía se consume en mantener en movimiento el casco o tambor, los medios y el mineral. La molienda se logra por los mecanismos de impacto y compresión, debido a las fuerzas aplicadas casi normalmente a la superficie de la partícula. Estos mecanismos deforman más allá del límite de elasticidad y por consiguiente las fracturan.

Cuando ocurre deformación significativa de las partículas pero sin presentarse la fractura, significa que se ha alcanzado el límite de capacidad de molienda.

El tipo de proceso que se usa para la concentración del metal precioso de un mineral depende de la clase de este último y de sus características que presenta, así como su estructura, tamaño, asociación y composición de la roca mineral [2, 3, 7,15, 16]. Los procesos comúnmente empleados para tratar esos minerales son los siguientes:

2.10.- Concentración gravimétrica.

Los métodos de concentración 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 debido a la gravedad y otras fuerzas, como la que ofrece al movimiento de un cuerpo, dentro de un fluido viscoso, como el agua, aire, etc.

2.11.- Flotación.

Según la definición, la flotación contempla la presencia de tres fases: sólida, líquida y gaseosa. La fase sólida está representada por las materias a separar, la fase líquida es el agua y la fase gas es el aire. Los sólidos finos y liberados y el agua, antes de la aplicación del proceso, se preparan en forma de pulpa con porcentaje de sólidos variables pero normalmente no superior a 40% de sólidos. Una vez ingresada la pulpa al proceso, se inyecta el aire para poder formar las burbujas, que son los centros sobre los cuales se adhieren las partículas sólidas [2, 6, 7, 21,26].

Para lograr una buena concentración se requiere que las especies que constituyen la mena estén separadas o liberadas [5, 26]. Esto se logra en las etapas previas de triturado y molienda. Para la mayoría de los minerales, se logra un adecuado grado de liberación moliendo a tamaños cercanos a los 100 μm (0.1 mm). Al aumentar el tamaño de la partícula, crecen las posibilidades de mala adherencia a la burbuja; en tanto que las partículas muy finas no tienen el suficiente impulso para producir un encuentro efectivo partícula burbuja.

En un proceso de concentración de minerales ideal, la mena mineral se divide en un concentrado enriquecido con el componente útil y una cola con los minerales que componen la ganga. Por su parte, la estabilidad de la burbuja dependerá del espumante agregado.

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 algunas excepciones) a la minería industrial.



Figura 2.11.- Celda de Flotación.

2.11.1.- Mecanismos de Flotación.

Para estudiar el mecanismo de la flotación es necesario conocer lo que sucede con la partícula de mineral y una burbuja de aire para que ellos formen una unión estable.

El proceso de flotación está basado sobre las propiedades hidrofílicas e hidrofóbicas de los sólidos a separar [4, 6, 7, 10, 21, 26]. Se trata fundamentalmente de un fenómeno de comportamiento de sólidos frente al agua, o sea, de mojabilidad de los sólidos. Los metales nativos, sulfuros de metales o especies tales como grafito, carbón bituminoso, talco y otros, son poco mojables por el agua y se llaman minerales hidrofóbicos. Por otra parte, los minerales que son óxidos, sulfatos, silicatos, carbonatos y otros son hidrofílicos, o sea, mojables por el agua. Se puede observar además que los minerales hidrofóbicos son aerofílicos, es decir, tienen gran afinidad por las burbujas de aire, mientras que los minerales hidrofílicos son aerofóbicos, o sea, no se adhieren normalmente a ellas.

En resumen, es necesario incrementar la propiedad hidrófoba en las partículas minerales de una pulpa para facilitar la flotabilidad. Esto se efectúa con los reactivos llamados colectores, que son generalmente compuestos orgánicos de carácter heteropolar, o sea, una

parte de la molécula es un compuesto evidentemente apolar (hidrocarburo) y la otra es un grupo polar con las propiedades iónicas, es decir, con carga eléctrica definida.

La partícula queda cubierta por el colector que se adhiere a su superficie por medio de su parte polar, proporcionándole con la parte polar propiedades hidrofóbicas.

El agregado de espumantes, como se ha dicho, permite la formación de burbujas de tamaño y calidad adecuada para el proceso. Pues bien, el contacto entre las partículas y las burbujas requiere que las primeras estén en constante agitación, la cual la otorga el rotor de la máquina de flotación, de modo que para realizar la unión con las burbujas son necesarios, su encuentro y condiciones favorables para formar el agregado.

El contacto partícula-burbuja se acerca hasta el punto en que la película de agua que las separa es muy fina. En este momento para que la partícula pueda acercarse más a la burbuja tiene que superar lo que se considera una barrera energética. Para las partículas hidrofílicas, en que la asociación de la partícula con las moléculas de agua es muy firme, esta barrera nunca se supera y las partículas no flotan. Para las partículas hidrofóbicas, la barrera queda repentinamente rota por fuerzas no bien conocidas, permitiendo un contacto trifásico (sólido-líquido-gas) [7, 10].

2.11.2.- Variables Operacionales en el Proceso de Flotación.

Algunas de las variables de mayor importancia para el proceso de flotación [7, 10, 26] son:

Granulometría: Adquiere gran importancia dado que la flotación requiere que las especies minerales útiles tengan un grado de liberación adecuado para su concentración.

Tipo de Reactivos: Los reactivos pueden clasificarse en colectores, espumantes y modificadores. La eficiencia del proceso dependerá de la selección de la mejor fórmula de reactivos.

Dosis de Reactivo: La cantidad de reactivos requerida en el proceso dependerá de las pruebas metalúrgicas preliminares y del balance económico desprendido de la evaluación de los consumos.

Densidad de Pulpa: Existe un porcentaje de sólidos óptimo para el proceso que tiene influencia en el tiempo de residencia del mineral en los circuitos.

Aireación: La aireación permitirá aumentar o retardar la flotación en beneficio de la recuperación o de la ley, respectivamente. El aire es uno de los tres elementos imprescindibles en el proceso de flotación, junto con el mineral y el agua.

Regulación del pH: La flotación es sumamente sensible al pH, especialmente cuando se trata de flotación selectiva. Cada fórmula de reactivos tiene un pH óptimo ambiente en el cual se obtendría el mejor resultado operacional.

Tiempo de Residencia: El tiempo de residencia dependerá de la cinética de flotación de los minerales de la cinética de acción de reactivos, del volumen de las celdas, del porcentaje de sólidos de las pulpas en las celdas y de las cargas circulantes.

Calidad del Agua: En las Plantas la disponibilidad de agua es un problema. Normalmente se utiliza el agua de recirculación de espesadores que contiene cantidades residuales de reactivos y sólidos en suspensión, con las consecuencias respectivas derivadas por este flujo de recirculación.

Para poder llevar a cabo la flotación de las especies de interés, se toman en cuenta las variables de operación del dispositivo de concentración (en este caso es una columna de flotación), tales como la capacidad del equipo área y volumen, que se determina por medio de las ecuaciones 2.3 y 2.4 en donde se obtiene el volumen de la columna para así poder saber con exactitud cuanta pulpa se va a alimentar.

$$A = \pi r^2 = (\pi)(3.5\text{cm})^2 = 38.48\text{cm}^2 \quad (2.3)$$

Donde: A = Área; r = Radio.

$$V = LA = (270\text{cm})(38.48\text{cm}^2) = 10290.84\text{cm}^3 \quad (2.4)$$

Donde: V = Volumen, L = Largo del separador, A = Área.

Como; $1000 \text{ cm}^3 = 1\text{L}$ ∴ $V = 10.290 \text{ L}$

Durante su operación se utilizan parámetros que definen tanto las condiciones de operación de las columnas como el comportamiento de las mismas. Los términos más comunes se describen a continuación:

2.11.3.- Flujo superficial de gas o velocidad superficial de gas (J_g).

Es el flujo volumétrico de gas alimentado (Q), dividido por el Área transversal de la columna (A_c).

$$J_g = \frac{Q}{A_c} = \frac{cm^3 / s}{cm^2} = cm / s \quad (2.5)$$

2.11.4.- Fracción de gas en la columna o Gas (E_g).

Cuando el gas es inyectado en la columna, la fase continua es desplazada (líquido). La fracción volumétrica de líquido desplazado representa la fracción de gas en la columna o gas retenido (ecuación 2.6).

Una forma de medir localmente la fracción de gas es mediante lecturas de presión. En este caso la presión se evaluó en dos puntos (P_1) y (P_3), conociéndose la distancia entre ambos (L) como se muestra en la Figura 2.12.

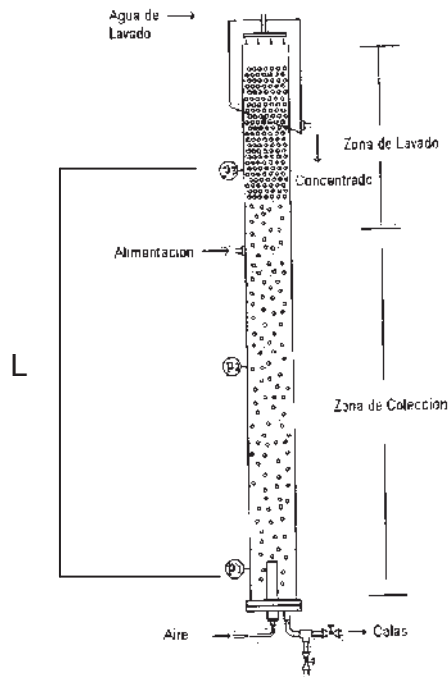


Figura 2.12.- Figura representativa de una columna de flotación para la determinación de la fracción de gas (E_g).

$$E_g = 1 - \frac{\Delta p}{\ell L \Delta H} \times 100 \quad (2.6)$$

En donde: E_g = Fracción de gas (%), Δp = Diferencia de presiones (cm de H₂O), ρ_L = Densidad del líquido (1), ΔH = Diferencia de alturas entre las presiones ó L (cm)

2.11.5.- Flujo volumétrico de gas (Q_g).

Es el flujo superficial de gas alimentado (J_g), multiplicado por el Área transversal de la columna (A_c). El flujo volumétrico de gas (Q_g), se determinó variando el flujo de aire en el rotámetro, (en este caso Aire por medio de un tapón poroso el cual se muestra en la fig. 2.13) por medio del siguiente cálculo matemático, ecuación 2.7.

$$Q_g = J_g \times A_c = (1 \text{ cm}) (38.48 \text{ cm}^2 / \text{s}) = 38.48 \text{ cm}^3 / \text{s} \quad (2.7)$$

$$38.48 \text{ cm}^3 / \text{s} \left[\frac{1 \text{ L}}{1000 \text{ cm}^3} \right] \left[\frac{60 \text{ s}}{1 \text{ min}} \right] = 2.3 \text{ L/min}$$

$$Q_g = 2.3 \text{ L / min}$$



Figura 2.13.- Tapón poroso por donde se inyecta el aire a la columna.

2.11.6.- Tiempo de residencia (τ).

Es el tiempo que le toma a las partículas para desplazarse desde la entrada hasta la salida del dispositivo ó el tiempo de permanencia de las partículas en el dispositivo. La pulpa que se alimentó se dejó dos tiempos de residencia, que son los que se necesitan para que el mineral se estabilice dentro de la columna (los cuales se determinaron por la Ecuación 2.8).

$$T = \frac{\text{Volumen de la columna}}{\text{velocidad de la bomba de colas}} \quad (2.8)$$

Volumen = 10.390 L

Aplicando la ecuación 2.8, se tiene:

$$T = \frac{10.390L}{2.5L/min} = 4.15min$$

$$T = 4.15 \text{ min} \quad \therefore \quad 2T = 8.3 \text{ min.}$$

2.11.7.- Diámetro de burbuja (db).

Es el tamaño de la burbuja que se forma dentro del dispositivo de flotación, al alimentar aire por medio de un tapón poroso. El diámetro de burbuja (db) se determinó en base al programa drift flux [23] figura 2.16. Los valores obtenidos se encuentran en las tablas 4.5 a 4.7.

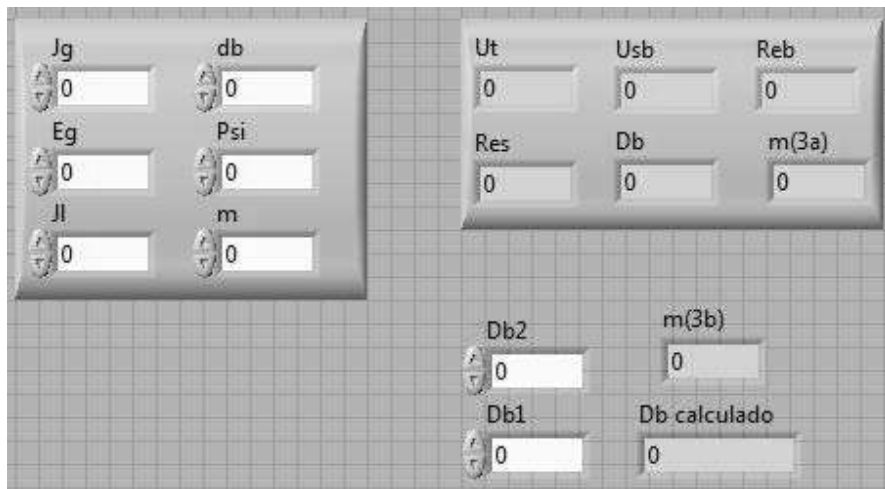


Figura 2.14.- Programa drift flux, utilizado para la determinación del diámetro de burbuja en la experimentación, realizado en LabVIEW.

2.11.8.- Flujo superficial de burbujas (sb).

Es el área superficial de burbujas que atraviesan una unidad de área transversal por unidad de tiempo. Para determinar el flujo superficial de burbujas (sb) dentro de la columna de flotación se utilizó la siguiente relación.

$$S_b = 6 \frac{J_g}{d_b} = \frac{1}{s_g} \quad (2.9)$$

La cantidad de mineral que se agrega a la pulpa, se determina en base al peso de los sólidos (mineral *W sólidos*) y el peso del agua (*W agua*) mediante la Ecuación 2.8.

$$\% S = \frac{W \text{ solidos}}{W \text{ agua} + W \text{ solidos}} \quad (2.10)$$

2.11.9.- Reactivos Usados en la Flotación.

Los reactivos de flotación corresponden a sustancias orgánicas que promueven, intensifican y modifican las condiciones óptimas del mecanismo físico-químico del proceso.

Pueden clasificarse en:

Colectores: Son sustancias orgánicas que se adsorben en la superficie del mineral, confiriéndole características de repelencia al agua (hidrofobicidad).

Para determinar la cantidad de colector que se va a agregar se realiza el cálculo siguiente:

Se realizaron dos pruebas de flotación distintas, utilizando dos tipos de colectores diferentes para este trabajo, Tiosulfato de sodio (cationoco) y dodecilamina (dodecilamina).

* Para el Tiosulfato de sodio.

- Se determinó el peso molecular del colector:

$$PM \quad Na_2S_2O_3 = 158.11 \text{ gr/mol}$$

- Se hace la conversión de gr / mol a gr / Lt

$$Na_2S_2O_3 = 158.11 \text{ gr/mol} \times [1 \times 10^{-5} \text{ mol/Lt}] = 1.58 \times 10^{-3} \text{ gr/Lt}$$

- Como el colector no tiene una pureza al 100 % se hace la siguiente consideración para determinar la cantidad real de colector.

$$\begin{array}{rcl} 1.58 \times 10^{-3} \text{ gr/Lt} & \text{—————} & 99.8 \% \\ ? & \text{—————} & 100 \% \end{array}$$

$$\text{Colector} = \frac{(100)\left(\frac{1.58 \times 10^{-3} \text{ gr}}{\text{lt}}\right)}{99.8} = 1.58 \times 10^{-3} \text{ gr/Lt} \quad (2.11)$$

- El valor que obtuvimos se multiplica por los litros de Agua que se van a usar en la columna de Flotación, para obtener los gramos que se van a adicionar de colector a la pulpa.

$$(30\text{lt})(1.58 \times 10^{-3} \text{ gr/Lt}) = 0.04749 \text{ gr}$$

0.04749 gr. de Tiosulfato de sodio para 30 lt.

*** Para la dodesylamina.**

- Se determinó el peso molecular del colector:

$$\text{PM } \text{CH}_3(\text{CH}_2)_{11}\text{NH}_2 = 185 \text{ gr/mol}$$

- Se hace la conversión de gr / mol a gr / Lt

$$\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3 = 185 \text{ gr/mol} \times [1 \times 10^{-5} \text{ mol/Lt}] = 1.85 \times 10^{-3} \text{ gr/Lt}$$

- Como el colector no tiene una pureza al 100 % se hace la siguiente consideración para determinar la cantidad real de colector.

$$\begin{array}{rcl} 1.85 \times 10^{-3} \text{ gr/Lt} & \text{-----} & 98 \% \\ ? & \text{-----} & 100 \% \end{array}$$

Aplicando la ecuación 2.11 se tiene:

$$\text{Colector} = \frac{(100)\left(\frac{1.58 \times 10^{-3} \text{ gr}}{\text{lt}}\right)}{98} = 1.88 \times 10^{-3} \text{ gr/Lt}$$

- El valor que obtuvimos se multiplica por los litros de Agua que se van a usar en la columna de Flotación, para obtener los gramos que se van a adicionar de colector a la pulpa.

$$(30\text{lt})(1.88 \times 10^{-3} \text{ gr/Lt}) = 0.0755 \text{ gr}$$

0.0755 gr De Tiosulfato de sodio para 30 lt.

Espumantes: Son agentes tenso-activos que se adicionan a objeto de:

1. Estabilizar la espuma
2. Disminuir la tensión superficial del agua
3. Mejorar la cinética de interacción burbuja - partícula
4. Disminuir el fenómeno de unión de dos o más burbujas (coalescencia).

Para determinar las partes por millón (ppm) de espumante (para este caso MIBC) que se adiciona a la pulpa mineral, se hacen los siguientes cálculos (Ecuación 2.12):

$$\text{ppm} = \frac{(0.001 \text{ gr/l})}{1 \text{ ppm}} (\text{lt de agua}) = \text{gr en lt de H}_2\text{O} \quad (2.12)$$

Considerando la densidad del espumante que es diferente a la del agua.

$$\delta = \frac{\rho}{v} = \frac{0.89}{1} = 0.89 \text{ gr/ml} \quad (2.13)$$

$$\frac{(0.89 \text{ gr/ml}) \times (\text{gr en lt de H}_2\text{O})}{1} = \text{gr/ml}$$

Espumante Metil-isobutil carbinol: el MIBC, es usado ampliamente como espumante en la flotación de minerales sulfurados de cobre y en la flotación de oro y plata. Se utiliza también una mezcla con otros espumantes cuando se requiere de una formación de espuma más resistente.

La velocidad de la espuma del MIBC es mayor que la obtenida con otros espumantes. Esta menor persistencia es ventajosa en aquellos casos en que desea obtener un manejo adecuado de los concentrados en instalaciones en las cuales un exceso de espuma no es recomendable.

El MIBC permite un excelente control del proceso de flotación por que no tiene características colectoras.

Precauciones de manejo: El MIBC debe ser manejado con los cuidados que requiere un producto inflamable y deben tomarse las precauciones pertinentes. En caso de inflamación debe ser utilizado un extintor tipo B ó C. La práctica usual recomienda una dosificación entre 30 y 70 g/ton de mineral alimentado al circuito.

Modificadores. Estos reactivos, por otro lado, tales como activadores, depresores o modificadores de pH, se usan para intensificar o reducir la acción de los colectores sobre la superficie del material.

2.12.- 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 [6, 24, 25]. 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.

Debido a que usualmente se utiliza el cianuro como agente lixivante, a continuación se mencionan los cuatro métodos de lixiviación más usuales.

La lixiviación con cianuro es el método comúnmente usado para beneficio de minerales auríferos, sin embargo este lixivante -además de los elevados niveles de toxicidad- muestra además de que es altamente contaminante y venenoso y muestra bastantes limitaciones respecto a minerales refractarios los cuales normalmente son sometidos a pre-tratamientos muy costosos [6, 25].

El tratamiento metalúrgico de las menas de oro está basado principalmente en las propiedades inusuales del oro nativo y sus posibles aleaciones con plata (electrum). Esto es por su alto peso específico comparado con los de la ganga asociada y por otro lado por su solubilidad en soluciones alcalinas diluidas de cianuro de sodio o potasio. La separación gravitacional y la cianuración de menas trituradas o molidas constituyen los métodos más comunes.

El uso de equipos para análisis químico cualitativo (Difracción de Rayos X, Microscopía Electrónica de Barrido,) y cuantitativo (Análisis al fuego, Espectroscopia de Absorción Atómica) son los que mayormente se utilizan en la evaluación de minerales preciosos (Donald M. Hausen 2000), los cuales se describen a continuación:

2.13.- Analizador de la distribución del tamaño de partícula.

El analizador de la distribución del tamaño de partícula, es un instrumento de aplicación universal para la determinación de la distribución del tamaño de partícula de suspensiones, emulsiones y polvo mediante la difracción láser [19]. Estos equipos pueden incorporar un software opcional para la determinación de la forma. En contraste con los métodos de medición “clásicos” como el tamizado, la sedimentación o el análisis de imagen, la difracción láser ofrece múltiples ventajas, como tiempos de medición cortos, buena reproducibilidad y precisión, calibración sencilla, amplio rango de medición y elevada versatilidad.

Gracias a estas ventajas, actualmente se ha establecido mundialmente y ha substituido a los métodos tradicionales. Con la incorporación de los componentes apropiados, puede diseñarse un sistema perfectamente adaptado a cada aplicación, con la versatilidad y eficacia garantizada por FRITSCH como especialista en la tecnología de medición del tamaño de partícula.

El rango de medición es de 0.01 a 1000 μm . Los instrumentos para la determinación del tamaño de partícula basados en la difracción láser utilizan el principio físico de la dispersión de las ondas electromagnéticas. Las partículas expuestas a un rayo láser paralelo desvían la luz con un ángulo sólido fijo que depende del diámetro de las partículas. Una lente enfoca la luz dispersada en los anillos de un sensor montado en el plano focal de la lente. La luz no difractada converge en el punto focal del eje óptico.

Con la ayuda de matemáticas complejas ó en la actualidad por medio de software, la distribución de la intensidad de la luz dispersada puede utilizarse para calcular la distribución del tamaño de partícula del colectivo de las partículas. Se obtiene como resultado, un diámetro de partícula que corresponde a la difracción láser de una partícula esférica con un diámetro equivalente. Se mide el promedio volumétrico de diámetros y la distribución del tamaño de partícula resultante es una distribución en función del volumen.

2.14.- Microscopio electrónico de barrido.

El Microscopio electrónico de barrido (o SEM, de *Scanning Electron Microscopy*), se basa en la obtención de una imagen de la muestra a partir del barrido de la misma con un haz de electrones, como resultado de las interacciones entre los electrones incidentes y la muestra [11, 19]. Tiene una gran profundidad de campo, la cual permite que se enfoque a la vez una gran parte de la muestra. También produce imágenes de alta resolución, que significa que características espacialmente cercanas en la muestra pueden ser examinadas a una alta magnificación. La preparación de las muestras es relativamente fácil pues la mayoría de los SEMs sólo requieren que estas sean conductoras. En casos donde los materiales no son conductores, éstos se metalizan al depositar una fina capa (del orden de nanómetros) de cobre ó de oro. En el caso particular del mineral de estudio de este trabajo de investigación no se metalizaron las muestras para su observación y análisis químico mediante este equipo para evitar su influencia en los resultados de liberación e identificación de cobre y oro.

En el microscopio electrónico de barrido la muestra es recubierta con una capa de metal delgado, y es barrida con electrones enviados desde un cañón. Un detector mide la cantidad de electrones enviados que arroja la intensidad de la zona de muestra, siendo capaz de mostrar figuras en tres dimensiones, proyectadas en una imagen de TV. Su resolución está entre 3 y 20 nm, dependiendo del microscopio. Permite obtener imágenes de gran resolución en materiales pétreos, metálicos y orgánicos. La luz se sustituye por un haz de electrones, las lentes por electroimanes y las muestras se hacen conductoras metalizando su superficie. Los electrones secundarios se asocian a una señal de TV.

En su modalidad de equipo para análisis químico por la Técnica de Electrones Electro-Dispersados (EDS) el microscopio electrónico de barrido observa una sensibilidad del 1% v/v, lo que significa que detectará solamente aquellos elementos contenidos en el mineral mayores al 1% en volumen.

2.15.- Difracción de rayos x.

La difracción de rayos X es un método de análisis estructural, que permite identificar los minerales por su estructura cristalina. No se trata pues de un método analítico químico, pero, permite indirectamente estimar la composición de la muestra analizada con una buena aproximación del contenido en elementos mayoritarios [11].

La denominación rayos X designa a una radiación electromagnética, invisible, capaz de atravesar cuerpos opacos y de impresionar las películas fotográficas. La longitud de onda está entre 10 a 0,1 nanómetros, correspondiendo a frecuencias en el rango de 30 a 3.000 PHz (de 50 a 5.000 veces la frecuencia de la luz visible).

Los rayos X son producto de la desaceleración rápida de electrones muy energéticos (del orden 1000eV) al chocar con un blanco metálico. Según la mecánica clásica, una carga acelerada emite radiación electromagnética, de este modo, el choque produce un espectro continuo de rayos X (a partir de cierta longitud de onda mínima). Sin embargo experimentalmente, además de este espectro continuo, se encuentran líneas características para cada material.

Este tipo de radiación se genera en un tubo de rayos X que puede variar dependiendo de la fuente de electrones y puede ser de dos clases: tubos con filamento o tubos con gas.

2.16.- Análisis al fuego (cuantificación por copelación).

El análisis al fuego es el método tradicional más usado para análisis de oro y plata [13, 27] y es un elemento integral en muchas partes de un estudio típico mineralógico de oro, ya que proporciona información de mayor equilibrio de oro y es reconocido en todo el mundo como el método más exacto para la determinación del contenido de oro en los minerales, y que complementa la información mineralógica obtenida de otras técnicas.

Fundición de minerales de oro y plata utilizando plomo como colector.

Equipo utilizado.

- Balanza analítica.
- Horno tipo mufla.
- Crisoles de barro.
- Copelas fabricadas con ceniza de huesos.
- Pinzas para crisol.
- Pinzas para copela.
- Espátula.
- Martillo (marro).
- Guantes de asbesto.

- Molde de fierro que se le conoce como payonera.

Fundentes:

- Petróleo.
- Carbonato de sodio (ceniza de soda ligera) Na_2CO_3
- Tetraborato de sodio (borax) $\text{Na}_2\text{B}_4\text{O}_7$.
- Harina.
- Litargirio (PbO).

Muestra mineral: mineral con valores de oro y plata.

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

A la técnica analítica se le llama ensaye por fuego (en inglés fire assay) y básicamente comprende 3 operaciones:

1. La fusión de la muestra utilizando plomo en forma de óxido (litargirio) para coleccionar 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 tiene 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. Es 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 o copelación que se usa más sobre lingotes y reservas de oro que sobre artículos artísticos o de joyería debido a que es un método destructivo.

2.17.- Espectroscopia de Absorción Atómica.

La espectroscopia de absorción atómica (a menudo llamada AA) es un método que determina una gran variedad de elementos al estado fundamental como analitos.

Es un método instrumental que está basado en la atomización del analito en matriz líquida y que utiliza comúnmente un nebulizador pre-quemador (o cámara de nebulización) para crear una niebla de la muestra y un quemador con forma de ranura que da una llama con una longitud de trayecto más larga, en caso de que la transmisión de energía inicial al analito sea por el método "de llama". La niebla atómica es dispersada y expuesta a una energía a una determinada longitud de onda emitida ya sea por la dicha llama, ó una Lámpara de Cátodo hueco construida con el mismo analito a determinar o una Lámpara de Descarga de Electrones (EDL).

La temperatura de la llama es lo bastante baja para que la llama de por sí no excite los átomos de la muestra de su estado fundamental. El nebulizador y la llama se usan para dispersar y atomizar la muestra, pero la excitación de los átomos del analito es hecha por el uso de lámparas que brillan a través de la llama a diversas longitudes de onda para cada tipo de analito.

En AA la cantidad de luz absorbida después de pasar a través de la llama determina la cantidad de analito existente en la muestra. Hoy día se utiliza frecuentemente una mufla de grafito (u horno de grafito) para calentar la muestra a fin de dispersarla y atomizarla, aumentando la sensibilidad.

2.18.- El Método ICP.

EL método analítico de Inducción de Plasma Acoplada es una técnica usada para detectar las trazas de metales en muestras provenientes del medio ambiente. La meta del ICP es hacer que los elementos emitan su onda específica de luz la cual puede ser medida. La tecnología para el método ICP fue empleada por primera vez en 1960 con la intención de mejorar el estudio de crecimiento de cristales.

Desde ese entonces, el ICP se ha ido perfeccionando y usado en conjunto de otros procedimientos para el análisis cuantitativo.

El hardware del ICP está diseñado para generar plasma, el cual es un gas en el que hay átomos presentes en estado ionizado. La alineación básica del ICP consiste en 3 tubos concéntricos, hechos de sílice. Estos tubos, que son el anillo externo, el anillo intermedio y el anillo interno, forman lo que es la antorcha del ICP. La antorcha está situada entre una bobina enfriada a agua con un generador de frecuencias de radio. A medida de que los gases son introducidos en la antorcha, su campo de ondas de radio se activa y el gas en la región del embobinado se hace eléctricamente conductor. La secuencia de dichos eventos forma el “Plasma”.

Esta formación es dependiente hacia la fuerza de un campo magnético adecuado, y el patrón característico de las corrientes de gas que llevan y forman un patón rotacional simétrico. El plasma se mantiene gracias al calor inductivo de los gases a corriente. La inducción del campo magnético genera una gran frecuencia eléctrica a corriente anular por medio del conductor, El conductor, es a su vez calentada por una resistencia.

Para prevenir un corto circuito así como una fundición, el plasma debe estar separado del resto del equipo. Esta separación se logra debido al flujo en contra corriente de los gases en el sistema. Son tres los gases que fluyen en este sistema, el exterior, interior y el conductor. El exterior es frecuentemente Argón o Nitrógeno. Este sirve para varias cosas pero en especial para dar mantenimiento al plasma, para estabilizar su posición y para separar térmicamente a esta, del tubo exterior. El argón se utiliza como el gas intermedio y como el gas conductor.

El ICP necesita estrictamente que las muestras a analizar estén en solución. Es preferible que sea una solución acuosa a comparación con una solución orgánica, ya que estas últimas necesitan una preparación especial extra antes de ser inyectadas dentro del ICP. Se puede literalmente tapar la instrumentación si se meten cuerpos sólidos, por eso esto no es aceptado.

El nebulizador transforma la solución acuosa en aerosol, La luz emitida por los átomos de algún elemento en el ICP deben ser convertidos a señales eléctricas las cuales puedan ser medidas cuantitativamente. Esto se logra al resolver la luz en su radiación componente (por difracción), y luego se mide la intensidad de la luz con un tubo foto multímetro, al largo de onda de cada elemento. La luz emitida por los iones o los átomos en el ICP son convertidas

a señales eléctricas por el foto multímetro, en el espectrómetro. La intensidad de la señal de electrón es luego comparada con intensidades medidas previamente de una concentración conocida del elemento y una concentración es archivada. Cada elemento puede tener muchas ondas en el espectro que es usado para su análisis. Pero claro está que la selección de la mejor línea de la aplicación analítica requiere de experiencia acerca de las ondas del ICP.

Aplicaciones: El ICP se puede usar para el análisis cuantitativo en las siguientes áreas: Materiales naturales como rocas, minerales, tierra, aire sedimentado, agua, tejidos de planta y animales, en las áreas de geoquímica, mineralogía, agricultura forestación, cría de animales, ecología química, ciencias ambientales, industrias alimenticias, distribución y purificación de agua, para identificar Sulfuro, Boro, Fósforo, Titanio, y Zirconio, que no se pueden identificar por el método AAS.

2.19.- Características del potencial zeta.

2.19.1.- La Electrocinética y el Comportamiento de los Coloides.

Los coloides están en todas partes y la medición del potencial zeta puede ser utilizado para su conocimiento y control. Entre ellos pueden incluirse complejos sistemas biológicos como la sangre o sistemas funcionales como las pinturas.

Los sistemas coloidales pueden ser tan espesos como una pasta, tipo cemento, o tan diluidos como las que enturbian las aguas de los lagos. El agua, la leche, el vino, el barro, las pinturas, la tinta, el papel y algunos productos farmacéuticos son buenos ejemplos de sistemas coloidales. Las suspensiones coloidales son comúnmente acuosas, aunque también pueden ser utilizadas suspensiones no acuosas [14].

Podremos cambiar las características de una suspensión al comprender las interacciones de un coloide individual con otro. En ocasiones buscamos maximizar las fuerzas repulsivas entre ellos, para así producir suspensiones estables.

Las repulsiones mutuas entre partículas adyacentes impiden la unión de grandes y rápidas sedimentaciones de aglomerados. En los tratamientos de purificación de agua se debe, por el contrario, minimizar las fuerzas de repulsión entre las partículas que las enturbian, para qué así se formen grandes aglomerados que sedimenten y filtren fácilmente.

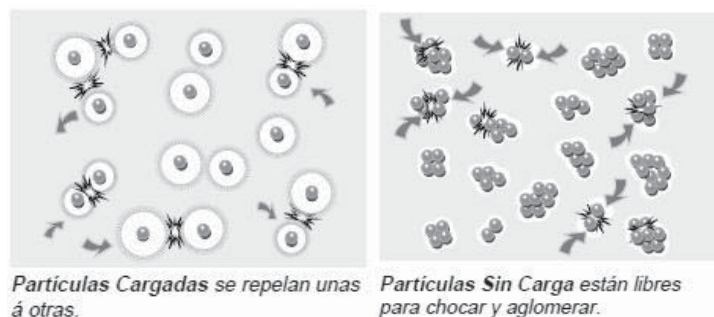


Figura 2.15.- Tipo de carga de las partículas en los coloides.

Por su tamaño microscópico, las fuerzas de unión en la superficie del coloide y el líquido son las que determinan su comportamiento. Uno de los mayores efectos de la superficie son los fenómenos electro cinéticos. Cada coloide contiene una carga eléctrica que suele ser de naturaleza negativa, aunque también puede ser positiva. Estas cargas producen fuerzas de repulsión electrostática entre los coloides vecinos. Si la carga es suficientemente elevada los coloides permanecen discretos, dispersos y en suspensión. Reduciendo o eliminando estas cargas se obtiene el efecto opuesto y los coloides se aglomeran y sedimentan fuera de la suspensión.

2.19.2.- La Doble Capa [14].

Se usa el modelo de la doble capa para visualizar la atmósfera iónica en la proximidad del coloide cargado y para explicar cómo actúan las fuerzas eléctricas de repulsión. Es posible entender este modelo como una secuencia de etapas que ocurren alrededor de un solo coloide negativo, si los iones que neutralizan sus cargas son repentinamente sacados.

Veamos primero el efecto del coloide sobre el ion positivo (llamado *contra-ion*) en la solución. Inicialmente, la atracción del coloide negativo hace que algunos iones positivos formen una rígida capa adyacente alrededor de la superficie del coloide; esta capa de contra-iones es conocida como la *capa de Stern*.

Otros iones positivos adicionales son todavía atraídos por el coloide negativo, pero estos son ahora rechazados por la capa de Stern, así como por otros iones positivos que intentan acercarse al coloide [14, 20]. Los contra-iones tienen una alta concentración cerca de la superficie, la cual disminuye gradualmente con la distancia, hasta que se logra un equilibrio con la concentración de los contra-iones en el seno de la disolución [20].

La capa difusa puede ser visualizada como una atmósfera cargada rodeando al coloide [12].

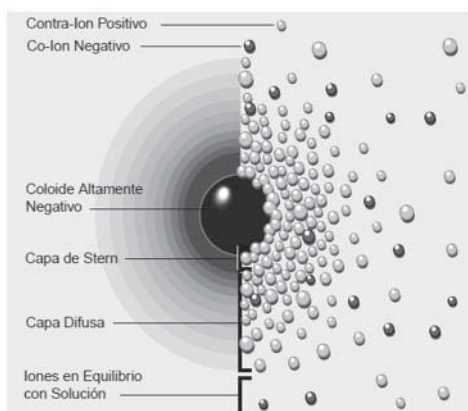


Figura 2. 16.- Comportamiento de la Doble Capa.

2.19.3.- Dos Maneras de Visualizar la Doble Capa.

La fig. 2.17 muestra del lado izquierdo el cambio en la densidad de carga alrededor del coloide. La derecha muestra la distribución de iones positivos y negativos alrededor del coloide cargado.

La capa difusa puede ser visualizada como una atmósfera cargada rodeando al coloide [12]. A cualquier distancia de la superficie, la densidad de carga es igual a la diferencia de concentración entre iones positivos y negativos.

La densidad de carga es mucho mayor cerca del coloide y gradualmente disminuye a cero cuando las concentraciones de iones positivos y negativos se asemejan.

Los contra-iones de la capa de Stern y de la capa difusa son los que juntos llamaremos la *doble capa* [14, 20]. El espesor de esta doble capa depende del tipo y concentración de los iones de la solución.

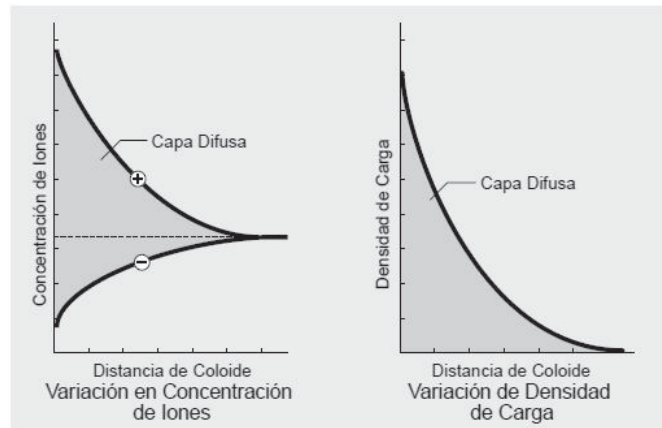


Figura 2.17.- Representaciones del cambio en densidad de carga en la Capa Difusa.

La fig. 2.17, son dos representaciones del cambio en densidad de carga en la capa difusa. La primera muestra la variación en la concentración de iones positivos y negativos con la distancia de un coloide negativo. La segunda enseña el efecto neto; eso es, la diferencia en la densidad de carga positiva y negativa.

2.19.4.- El Potencial Zeta.

El coloide negativo y su alrededor cargado positivamente producen un potencial eléctrico relativo a la solución. Este tiene un valor máximo en la superficie y disminuye gradualmente con la distancia, aproximándose a cero fuera de la capa difusa. La caída del potencial y la distancia desde el coloide es un indicador de la fuerza repulsiva entre los coloides en función de la distancia a las cuales estas fuerzas entran en juego.

Un punto de particular interés es el potencial donde se unen la capa difusa y la de Stern. Este potencial es conocido como el potencial zeta [14], el cual es importante porque puede ser medido de una manera muy simple, mientras que la carga de la superficie y su potencial no pueden medirse. El potencial zeta puede ser una manera efectiva de controlar el comportamiento del coloide puesto que indica cambios en el potencial de la superficie y en las fuerzas de repulsión entre los coloides.

La teoría DLVO (llamada así por Derjaguin, Landau, Verwey y Overbeek) es la clásica explicación de los coloides en suspensión [12]. Esta se basa en el equilibrio entre las

fuerzas opuestas de repulsión electrostática y atracción tipo van der Waals y explica por qué algunos coloides se aglomeran mientras que otros no lo hacen.

Por lo tanto, la medición del potencial zeta es una técnica que proporciona la información suficiente de la distribución de carga superficial en la interfase sólido/agua. Es en este sentido que el estudio del potencial superficial puede ser utilizado para la evaluación y conocimiento de los procesos de separación por flotación espumante [20].

2.19.5.- Aplicaciones del Potencial Zeta (*Minerales*).

Se separan muchos elementos de los minerales [14] tales como cobre, plomo, zinc y tungsteno del mineral al mezclarlos con un colector y al suspenderlos en agua. Luego se les somete a flotación. Se inyecta aire a la mezcla y el colector hace que las partículas se adhieran a las burbujas y así puedan recubrir la superficie de la burbuja. La eficiencia de este proceso depende del grado de adsorción entre el colector y el mineral, el cual puede ser controlado por el potencial zeta de las partículas.

CAPITULO III

3.- DESARROLLO EXPERIMENTAL.

La fig. 3.1 muestra en forma de diagrama de bloques el procedimiento seguido para caracterizar, liberar, concentrar y lixiviar el mineral motivo de este estudio.

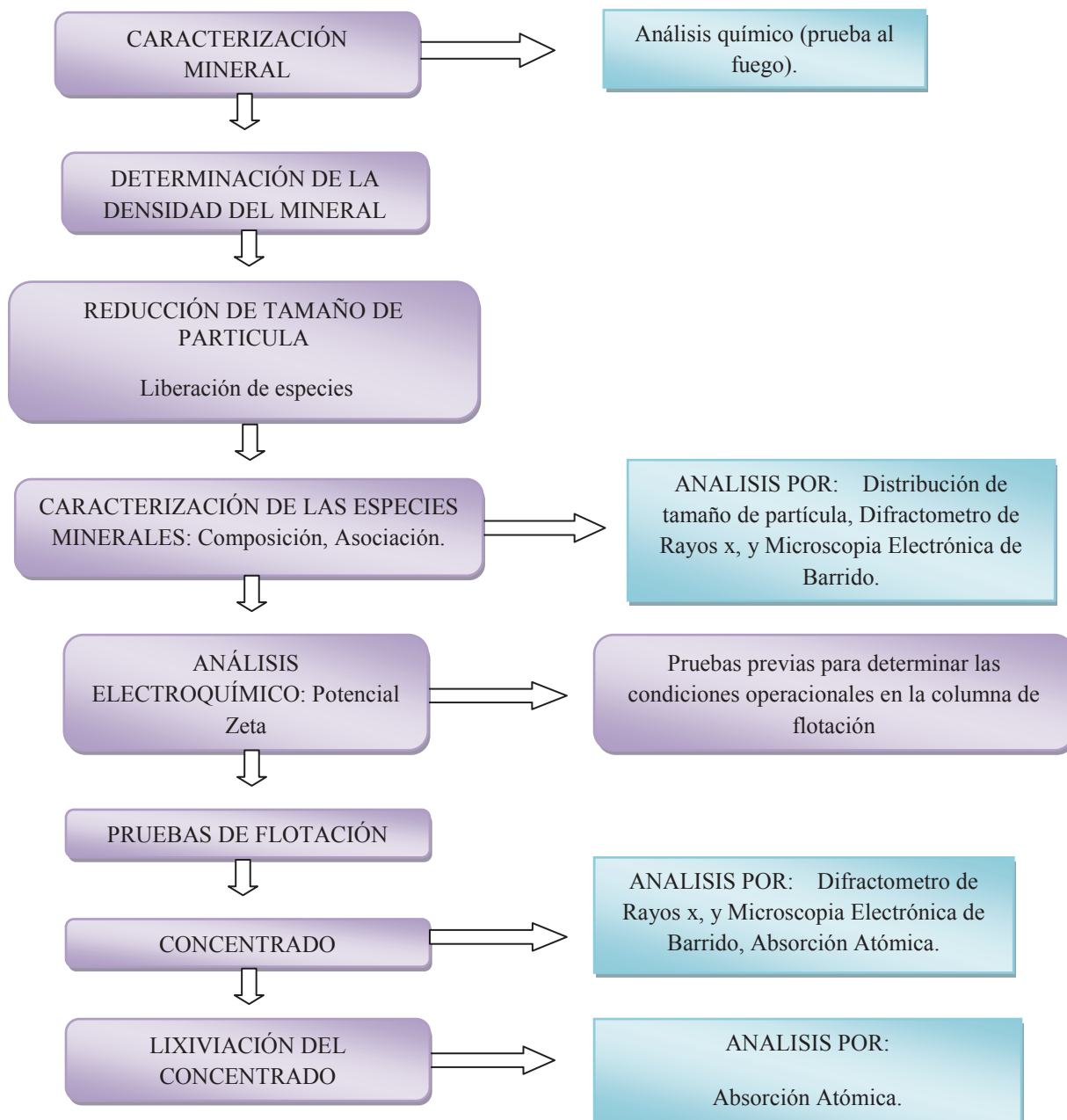


Figura 3. 1.- Diagrama de bloques de la experimentación.

3.1.- Caracterización del mineral.

El mineral Aurífero, motivo de este estudio, se obtuvo de la mina de Beta Grande, que se encuentra localizado en el estado de Jalisco, Michoacán, (las muestras fueron donadas por los dueños de esta mina), previamente fue caracterizado por su distribución de tamaño de partícula, densidad, composición y asociación química; esto último, estableciendo las fases mineralógicas presentes.

3.1.1. Distribución de tamaño de partícula.

Para medir el tamaño de partícula y establecer las correspondientes distribuciones de tamaño, se utilizó un determinador de tamaño de partícula Beckman Coulter (Modelo LS 1000) mostrado en la fig. 3.2.



Figura 3. 2.- Fotografía del equipo Beckman Coulter, utilizado para determinar la distribución de tamaño de partícula de las muestras minerales motivo de este estudio.

3.1.2. Análisis químico cualitativo y cuantitativo.

El análisis químico cualitativo del mineral se llevó a cabo mediante difracción de rayos X (DRX), utilizando un difractómetro marca Siemens (Modelo 5000), mostrado en la fig. 3.3. Independientemente de la etapa del proyecto (caracterización de la muestra recibida o durante el análisis de liberación), el tamaño de partícula siempre fue menor a $75\ \mu\text{m}$ ($d_{80} = 75\ \mu\text{m}$).



Figura 3. 3.- Difractómetro de rayos X empleado para identificar las especies mineralógicas contenidas en el mineral de estudio.

Para el análisis químico cuantitativo puntual y de distribución de elementos se empleó el microscopio electrónico de barrido (MEB) Jeol (modelo 5910), mientras que para el análisis químico cuantitativo se empleó un ICP de masas (modelo JY 2000 2). Detalles del MEB son mostrados en la fig. 3.4. Los microanálisis usando el microscopio electrónico de barrido se realizaron mediante un analisis general y despues se realizaron analisis puntuales a todas las diferentes muestras analizadas.



Figura 3. 4.- Detalle del microscopio electrónico de barrido (MEB) que se usó para el análisis químico cualitativo e identificar el grado de liberación del mineral.

3.1.3. Densidad del Mineral.

La densidad del mineral se determinó utilizando un picnómetro, de acuerdo a la norma estandarizada INV E-707-07 (esta norma describe los procedimientos que se deben seguir para la determinación de la Densidad y Gravedad Específica de los minerales sólidos, mediante el empleo de un picnómetro), que consiste de aplicar el siguiente procedimiento:

1. Se llena el picnómetro con agua destilada y se coloca la tapa para eliminar el excedente de agua, para ser pesado.
2. Pesar la muestra del mineral problema.
3. Se agrega el mineral dentro del picnómetro, se llena de agua, se coloca la tapa y finalmente se pesa.

Este procedimiento se aplicó ocho veces y el resultado reportado es el promedio de las determinaciones de la densidad.



Figura 3. 5.- Picnómetro para estimar la densidad del mineral, de acuerdo a la norma estandarizada INV E-707-07.

A continuación se muestran el procedimiento de cálculo de la densidad del mineral.

$$\rho = \frac{W}{V} \quad (3.1)$$

Donde W es el peso del mineral, y V el volumen de agua desplazado por el mineral en el picnómetro. Para este caso el volumen (V) pertenece a la cantidad de agua desplazada por el mineral al ser depositado dentro del picnómetro, de tal manera que este volumen se calcula de la siguiente manera:

$$V = W_3 - W_2 \quad (3.2)$$

Siendo: $W3$ = Peso del picnómetro aforado con agua + peso del mineral, y $W2$ = Peso del picnómetro con el mineral (volumen de agua desplazado, paso 3).

3.2.- Análisis de liberación.

3.2.1.- Reducción de tamaño de partícula y caracterización de partículas.

Se hizo el estudio de liberación de especies a un lote de mineral aurífero-cuarcífero de 100 Kg de peso. El mineral se recibió con un tamaño de partícula inicial $d_{80} = - 10 \text{ cm}$ (d_{80} es el diámetro equivalente de la abertura del tamiz por donde pasa el 80% de las partículas en cuestión; es decir, el 80% acumulativo del tamaño que pasa este tamiz, y el signo menos significa menor al valor que se presenta). La fig. 3.6 muestra la apariencia del mineral tal y como se extrajo de la mina.



Figura 3. 6.- Aspecto del mineral motivo del presente estudio. Tamaño de partícula del mineral de cabeza con $d_{80} = - 10 \text{ cm}$.

Se realizó la reducción del mineral con la finalidad de iniciar la liberación de las especies de interés (en este caso Au y Ag), para lo cual, Se seleccionaron muestras representativas del lote de mineral para reducir el tamaño de partícula y establecer el momento en que las especies de valor están liberadas en al menos el 85 % en volumen (v), para su posterior concentración. La muestra inicial de 500 gramos se obtuvo por el método del cuarteo y fue sometida a un proceso de reducción de tamaño de partícula, la etapa de reducción primaria se llevo a cabo en una trituradora de quijada marca Joy Denver, durante 72 horas, seguida de una etapa de reducción secundaria, la cual se llevó a cabo en una trituradora de rodillos marca Joy Denver, realizada en un tiempo de 96 horas. La tercera etapa de reducción de

tamaño de la muestra, se efectuó en un pulverizador de discos marca Bico Denver, durante una semana.

Finalmente para cerrar el circuito de reducción de tamaño de las partículas minerales, se llevó a cabo la molienda del mineral, la cual fue realizada mediante un molino bolas con medios de cerámica, con la finalidad de no contaminar el mineral, o para evitar que se crearan especies de hierro en la superficie de los minerales molidos, esta etapa se llevo a cabo durante tiempos de 12, 24, 36, 48 y 60 horas, con la finalidad de determinar en qué tiempo las especies de interés se encontraban liberadas en más de un 50%. Para cada caso se determinaron las correspondientes distribuciones de tamaño y composición química cualitativa y cuantitativa, en cuanto al contenido de oro y plata.

Las figs. (3.7 a la 3.10) muestran los equipos para reducción de tamaño de partícula empleados en este trabajo de investigación.



Figura 3. 7.- Trituradora de quijadas empleada para la reducción primaria de tamaño de partícula.



Figura 3. 8.- Trituradora de rodillos empleados para la reducción secundaria de las partículas provenientes de la trituración primaria.



Figura 3. 9.- Pulverizador de discos para reducir el tamaño de las partículas hasta un $d_{80} = -70 \mu\text{m}$.



Figura 3. 10.- Molino de bolas de cerámica utilizado para la molienda del mineral y lograr reducciones de tamaño con $d_{80} = - 20 \mu\text{m}$.

3.3.- Análisis químico cuantitativo de oro y plata en el mineral.

Se aplicó la técnica conocida como “ensaye a fuego” (para cuantificar los contenidos de oro y plata [13, 27] en las respectivas muestras minerales). La correcta aplicación de esta técnica requiere que el mineral a ensayar observe un tamaño de partícula con $d_{80} = - 50 \mu\text{m}$, para después seguir los siguientes pasos:

1. Se agregan 40 gramos de muestra mineral y el fundente dentro de los crisoles de barro con capacidad de 160 gramos, adicionando dos gramos de harina al final.
2. El horno se precalentó a 800°C de 30 a 40 min hasta obtener un color naranja dentro del horno.
3. Se introducen los crisoles al horno y se aumenta la temperatura a 1100°C , durante 90 minutos se mantiene a esta temperatura, para asegurar la fusión de la muestra mineral.
4. Se vierte el mineral fundido en lingoteras y se deja enfriar.
5. Se separa el metal de la escoria y se modifica la forma geométrica del metal para formar un cubo.
6. Se colocan cada uno de los cubos en un crisol llamado “copela”, la cual fue previamente pre-calentada, y se introduce al horno a 900°C durante 1 hora. En este

paso es retirado 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).

7. Al retirar las copelas del horno se obtiene una perla de metal dore, el cual se pesó, para obtener una relación oro y plata.
8. Una vez registrado el peso se introduce el metal dore en una solución débil de ácido nítrico (1:7) por 15 minutos, y después a otra dilución más fuerte (1:3) durante 15 minutos, para asegurar que toda la plata pasa a solución.
9. Se separan los sólidos de la solución y se enjuagan, después se secan y se pesan. Mediante la diferencia de pesos (gramos en paso 9 – gramos en paso 7) se determina el contenido exacto de oro y plata en el mineral en gr/ton, que equivale a las partes por millón (ppm) contenidas en la muestra mineral analizada.

El cálculo del fundente, inicialmente se tomo de la literatura [27] y se fue ajustando, en base a análisis previos realizados en el IIM de la UMSNH, para tener un estándar fijo con respecto a los crisoles que se utilizaron en esta prueba, (capacidad del crisol 170 gr). Se encontró que la relación en peso, fundente, muestra mineral, para los crisoles utilizados (debido a su tamaño) en la prueba realizada en el IIM de la UMSNH es de 160 gr de fundente y 40 gr de muestra mineral para las condiciones y el equipo manejado para esta prueba. El fundente se prepara mezclando los siguientes componentes:

- 10 Kg de litargirio (PbO).
- 2Kg de carbonato de sodio (NaCO_3) ligero (anhidro).
- 250 ml de petróleo.
- 1 Kg de Borax.
- Harina

Se mezcló el litargirio y petróleo por separado (con la finalidad de que el plomo no cristalice y se esparza en el ambiente, ya que es cancerígeno), posteriormente se adiciona el bórax con el NaCO_3 .

Otro aspecto importante es observar la coloración de la escoria durante la fundición del mineral, que ayuda a identificar algunos elementos contenidos en el mineral, e incluso para

asegurar la correcta fusión del mineral. A continuación se dan algunas coloraciones de la escoria debida al tipo de mineral presente en la muestra:

- Azul – Cobalto
- Café – Hierro
- Verde – Cobre
- Opaco – Falto fundir

*Las tonalidades se refieren al elemento presente en la composición del mineral.

3.4.-Caracterización electrocinética de las partículas minerales.

Se realizó un estudio de potencial zeta (ζ) a las especies de SiO_2 y de Fe_3O_4 contenidas en el mineral en estudio, con la finalidad de determinar la carga superficial de algunas especies que están contenidas en el mineral, y así poder determinar el tipo de colector adecuado para la separación de las especies de oro y plata contenidas en el mineral.

Se separó manualmente el cuarzo del mineral con la ayuda de un microscopio estereográfico, y el mineral de Fe (magnetita) se retiró con un imán. Se pulverizaron por separado las muestra de cuarzo y magnetita y se prepararon para el estudio de potencial Zeta de acuerdo al principio de electroforesis.

Para el análisis del potencial ζ a las muestras, se mezclaron 0.011 gr de SiO_2 o de Fe_3O_4 en 20 ml de agua des-ionizada. Se modificó el pH de las mezclas en valores de 3, 5, 7, 9, 11, y 13, y se llevaron al zeta-metro para construir curvas de carga superficial contra pH. El pH del medio se modificó agregando ácido clorhídrico (HCl) o hidróxido de amonio (NH_4OH) según fuera el caso.

Dos electrodos colocados en los extremos de la celda electroforética se conectan a una fuente de poder, creándose un campo eléctrico que cruza la celda. Las partículas cargadas migran en el campo y su movimiento y dirección están relacionados con su potencial zeta. Las figs. 3.11 y 3.12 muestran el equipo de potencial zeta y la celda de movilidad electroforética de las partículas, respectivamente.



Figura 3. 11.- Arreglo del equipo para medir potencial zeta a las partículas de sílice y magnetita.

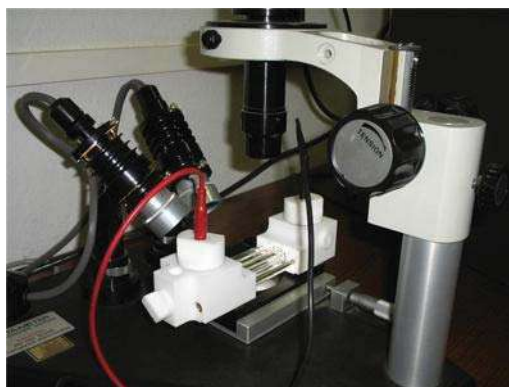


Figura 3. 12.- Fotografía de la celda porta muestras donde se induce el movimiento electroforético de las partículas.

Una vez caracterizado el mineral, se procedió a establecer las variables de operación de la columna de flotación para la separación de las especies de valor y las consideradas de ganga.

3.5.- Flotación en columna.

3.5.1. Condiciones de operación de la columna.

Para poder llevar a cabo la flotación de las especies de interés del mineral aurífero se establecieron las condiciones de operación de la columna; esto, en un sistema aire-agua con espumante. Las condiciones a establecer son flujo superficial de aire (J_g , cm/s), flujo superficial de alimentación y de colas (J_l , cm/s), concentración de espumante, y las

características de la dispersión (diámetro de burbuja, d_b ; volumen de gas, E_g ; y área superficial de burbujas, S_b).

Se utilizó una columna fabricada con tubo acrílico transparente de 0.07 m de diámetro y 2.7 m de altura. Se alimentó agua corriente a la columna (previamente acondicionada con espumante), mediante una bomba peristáltica. El flujo de agua en la corriente de desechos se controló utilizando también una bomba peristáltica de velocidad variable.



Figura 3. 13.- Detalle superior de la columna de flotación utilizada en este trabajo experimental.

Las burbujas fueron generadas en el fondo de la columna mediante un dispersor poroso de acero inoxidable con diámetro nominal de poro de 2 micrómetros. El flujo de aire alimentado a la columna a través del dispersor fue controlado mediante un rotámetro. Para cada concentración de espumante, se modificó el volumen de aire (Q_g) desde 0.5 hasta 4.0 l / min. El sistema se operó de manera continua.



Figura 3. 14.- Fotografía del dispersor poroso instalado en la base interna de la columna.

Se adicionaron 20, 40 y 60 ppm de espumante (Metil-isobutil carbinol) en 30 litros de agua para variar la tensión superficial del líquido y generar modificar el diámetro de burbuja. El espesor o altura de la zona de espuma en la columna se mantuvo en 10 cm para todos los experimentos de flotación.

Las variables monitoreadas fueron: el flujo volumétrico de agua alimentada a la columna (Q_f), el flujo de agua en la corriente de colas o desechos (Q_t), el flujo volumétrico de aire alimentado al dispersor (Q_g), y las caídas de presión en dos puntos de la columna para calcular la fracción volumétrica de gas (E_g).

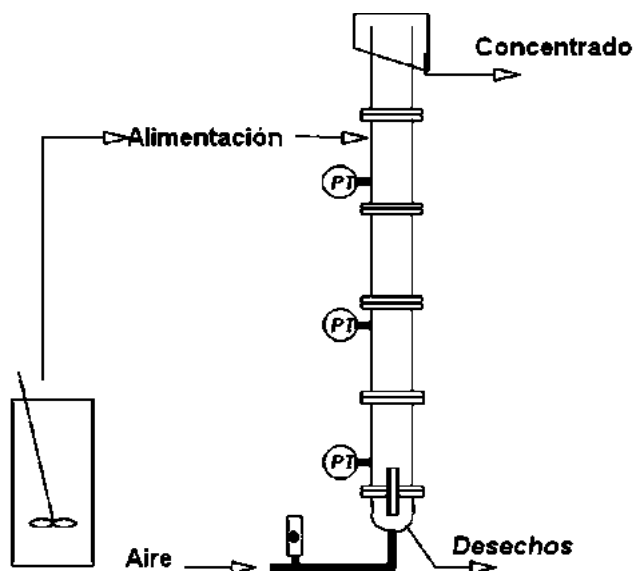


Figura 3. 15.- Arreglo experimental de la columna empleada para la flotación de las especies de oro y plata del mineral de estudio.

El diámetro promedio de burbuja (d_b) se estimó resolviendo el sistema de ecuaciones conocido como drift flux, a través del programa LabView (ver fig. 2.14).

3.5.2. Flotación del mineral con colectores aniónico y catiónico.

Una vez establecidas las condiciones de operación de la columna se efectuaron las pruebas de flotación utilizando separadamente un colector catiónico y un colector aniónico.

El colector catiónico utilizado fué el tiosulfato de sodio ($\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$), mientras que el colector aniónico fué la dodecilamina ($\text{CH}_3(\text{CH}_2)_{11}\text{NH}_2$). La concentración de colector se varió desde 1×10^{-5} hasta 1×10^{-4} molar.

El contenido de sólidos en la pulpa se fijó en 1 y 3 % en peso (w). A manera de asegurar que después de cada cambio en las variables experimentales se alcance la estabilidad de la columna, se deja transcurrir dos tiempos de residencia (calculados de acuerdo a la ecuación 2.8), en este caso el tiempo de residencia calculado para la columna utilizada es de 4.15 minutos (ver ecuación 2.8).

En cada punto experimental donde se involucraron los sólidos, se colectaron muestras de la pulpa en cada corriente en el siguiente orden: concentrado, colas y alimentación. Las muestras colectadas fueron preparadas para su análisis químico cualitativo y cuantitativo (en cuanto al contenido de oro y plata).

Con la información del análisis químico cuantitativo y el peso de cada muestra, se realizó el balance de masa correspondiente y los cálculos de recuperación y grado o ley, también para cada punto experimental.

3.6. Lixiviación de las muestras de las 3 corrientes de la columna.

Cada muestra de pulpa en cada punto experimental, se lixivió mediante cianuración [24, 25] para determinar los contenidos de oro y plata en la solución preñada y de esta manera comparar los resultados del análisis por la técnica de copelación y mediante lixiviación.

La lixiviación del mineral se efectuó con una solución diluida de cianuro de sodio (1 gramo de NaCN por litro de agua a un pH de 11.5). El pH del medio se acondiciono mediante adiciones de CaO, a razón de 4 gramos por cada 6 litros de agua; esto, a temperatura ambiente y presión atmosférica. La fig. 3.16 muestra el arreglo experimental para llevar a cabo la lixiviación del mineral concentrado.



Figura 3. 16.- Arreglo experimental del proceso de lixiviación de las muestras provenientes de la flotación.

Las muestras lixiviadas fueron llevadas a analizar a absorción atómica, para determinar la cantidad de oro y plata en las distintas corrientes de flotación, los resultados obtenidos se encuentran en el anexo D.

CAPITULO IV

4.- RESULTADOS Y DISCUSIÓN.

4.1.- Caracterización del mineral de cabeza.

Un lote de 100 kg de mineral aurífero-cuarcífero se destinó para este estudio de investigación. Esta cantidad de mineral pertenece a tres muestras colectadas en igual número de puntos diferentes dentro de la mina denominada como “*Beta Grande*”, las cuales fueron caracterizadas por separado y después se homogenizaron al observar prácticamente la misma composición y asociación química.

4.1.1. Análisis químico cualitativo y especies minerales presentes.

El mineral se recibió con un tamaño de partícula con $d_{80} = -10 \text{ cm}$ (d_{80} es el tamaño de la abertura del tamiz por donde pasa el 80% de las partículas en cuestión, es decir, el 80% acumulativo del tamaño que paso), como se observa en la fig. 4.1.



Figura 4. 1.- Apariencia del mineral aurífero del estado de Jalisco, proveniente del yacimiento de Veta Grande.

El mineral se pulverizó para su análisis químico mediante difracción de rayos X (DRX) y microscopía electrónica de barrido (MEB) para observar su composición química semi-cuantitativa y asociación o especies minerales presentes. La fig. 4.2 muestra la distribución de tamaño de partícula de las muestras analizadas.

De acuerdo con la fig. 4.2, se observa un tamaño de partícula d_{80} -500 μm aunque muy pequeñas fracciones de masa observan tamaños menores a 10 μm .

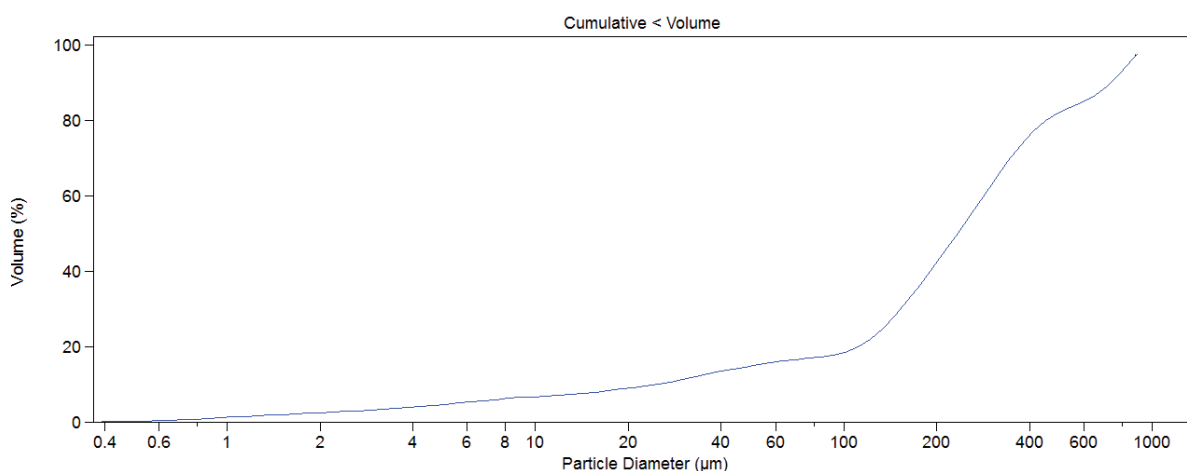


Figura 4. 2. Representación acumulada de tamaños de partícula d_{80} -500 μm , para la muestra mineral resultante de la trituración y molienda durante 12 hrs.

El resultado del análisis químico cualitativo mediante difracción de rayos X muestra que el mineral contiene las siguientes especies minerales: cuarzo, feldespatos, plumbogumita, hematita, magnetita microclina y aunque no de manera definitiva, señala indicios de posible contenido de especies de oro, plata y cobre, fig. 43; esto, por la posición de los picos característicos en el difractograma, aunque las especies de valor se encuentran atrapadas formando fases minerales complejas, y para estimar el contenido de oro y plata se requiere del análisis químico cuantitativo.

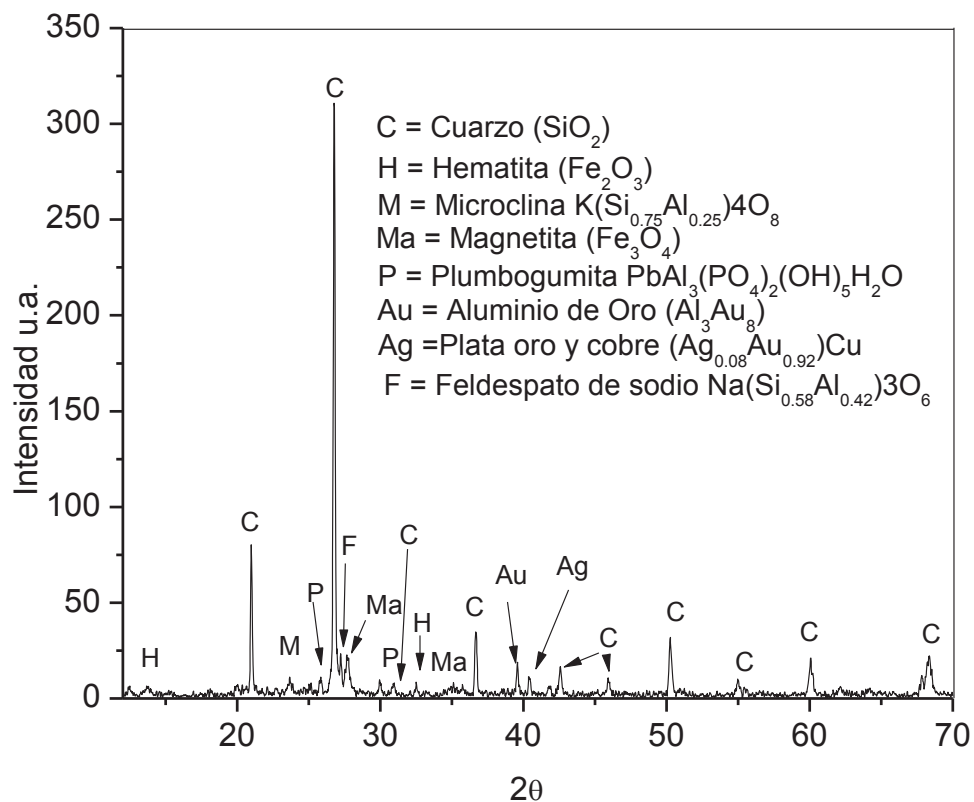


Figura 4. 3.- Resultados de Difracción de Rayos X del mineral con tamaño de partícula d_{80} -500 μm .

Por su parte los microanálisis por EDS de la fig. 4.4, usando el microscopio electrónico de barrido a estas partículas muestran contenidos de Fe, Mg, Si, Al, Na, K, Ca, no se detectó la presencia de oro para este tamaño de partícula d_{80} -500 μm . Mediante esta técnica no se detectaron especies minerales de oro y plata posiblemente porque el mineral de interés todavía no está liberado por el tamaño de partícula que presenta, o por que el límite de detección no es suficiente para detectar la presencia de estas especies.

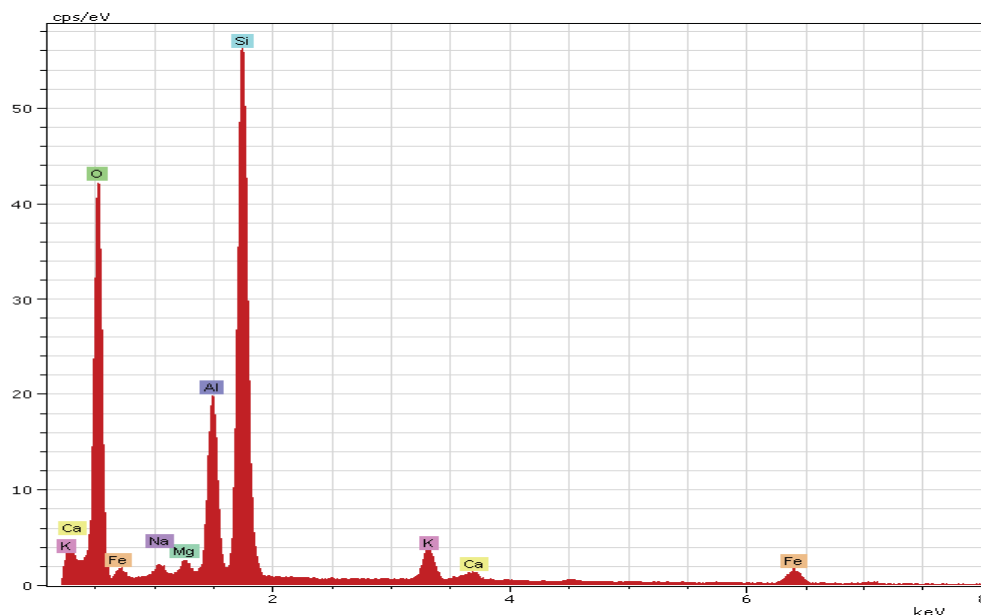


Figura 4. 4.- Resultados del microanálisis por EDS a partículas con d_{80} -500 μm mediante MEB.

De la información anterior, se establece que el mineral de veta grande está envuelto dentro de un cuerpo de roca extrusiva de composición ácida, con textura afanítica, cuyos minerales característicos son Feldespato potásico, Plagioclasas sódica y cuarzo, por lo que se infiere que se trate de una riolita según los análisis de DRX y de EDS por MEB. Sus elementos de alteración o secundarios son cuarzo, Mg, Al, Au, Ag, Fe, Ca, y Na.

4.1.2. Análisis químico cuantitativo mediante ICP de masas.

En cuanto al análisis químico cuantitativo practicado a este mineral, en la tabla 4.1 se muestra el resultado del análisis obtenido mediante la técnica de ICP de masas.

Tabla IV. 1.- Composición química del mineral de veta grande, por medio de ICP.

Elemento	% (v)
Au	0.0014
Ag	0.00066
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 4.1, se establece que el mineral es considerado como de alta ley en cuanto al contenido de oro principalmente (14 g/ton) y de plata (6.6. g/ton). Esta razón lo hace económicamente explotable.

4.1.3. Análisis químico cuantitativo mediante ensayo al fuego.

La Tabla 4.2 muestra los resultados del análisis químico cuantitativo al mineral de estudio mediante la técnica de ensaye al fuego o “copelación”. La tabla incluye los pesos de los aditivos, reactivos y de contenido de los metales de valor.

Tabla IV. 2.- Datos de pesos de las muestras en cada paso del ensaye a fuego para calcular el contenido de oro en la muestra mixta.

Peso de la muestra en gr	Peso del litargirio en gr	Peso de la Harina en gr	Peso de los cubos en gr	Peso del metal dore (Au + Ag) en gr	Peso del oro en gr
40.0098	160.06	2	21.1888	0.00085	0.00058

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

$$\text{gr / Ton} = \frac{(\text{peso de la muestra}) \times (1\,000\,000)}{\text{peso de la muestra mineral}} \quad (3.3)$$

De la ecuación 3.3 se saca el cálculo del oro y la plata, como se muestra a continuación:

$$\text{gr / Ton} = \frac{(0.00058) \times (1\,000\,000)}{40.0098} = 14.49 \text{ gr por tonelada de oro}$$

Por diferencia de peso del metal doré se obtiene el peso de plata en el metal doré.

Aplicando la ecuación 3.3:

$$\text{gr / Ton} = \frac{(0.00027) \times (1000000)}{40.0098} = 6.74 \quad \text{gr por tonelada de plata}$$

La fig. 4.5 muestra los resultados de identificación del metal dore mediante DRX, mientras que las figs. 4.6 y 4.7 indican la presencia de oro y plata en las mismas muestras pero mediante microscopía electrónica de barrido.

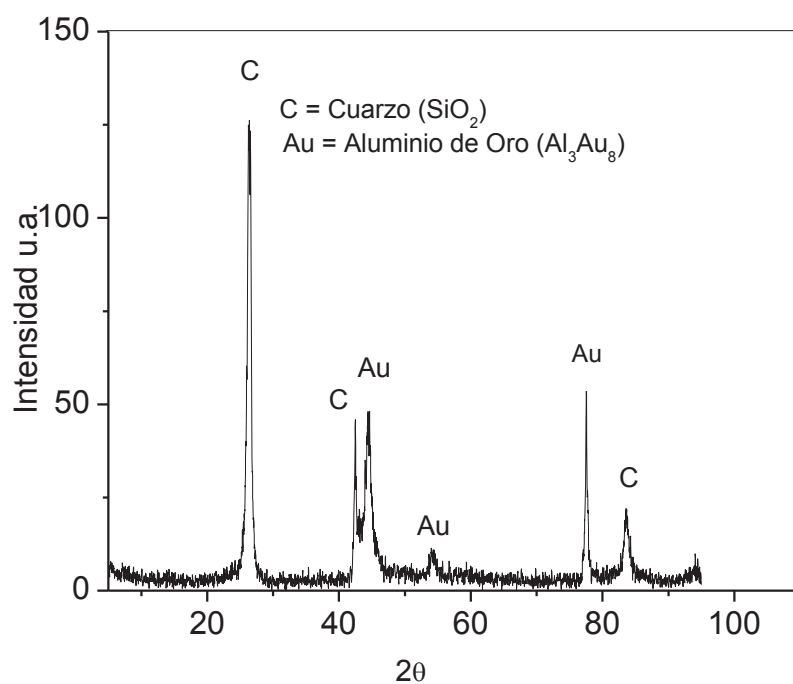


Figura 4. 5.- Resultados de difracción de rayos X al metal dore, donde se indican contenidos de sílice, oro y plata.

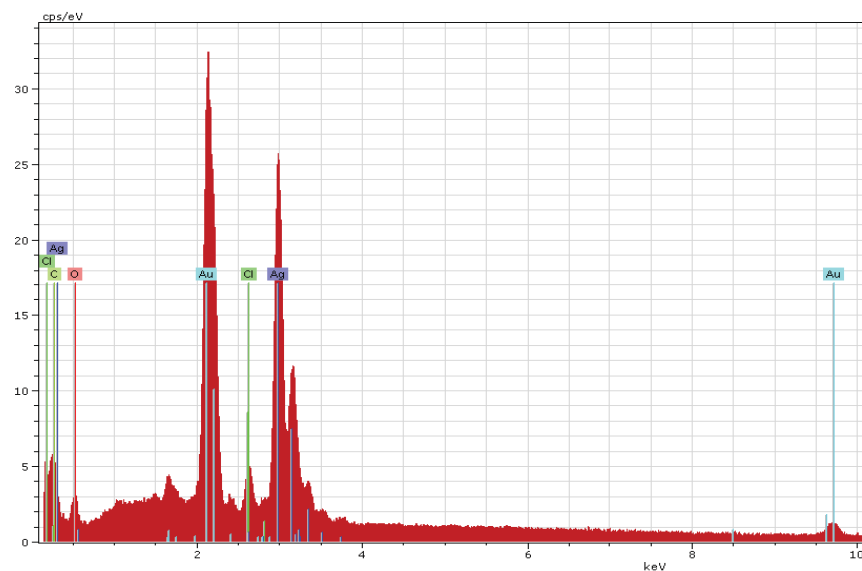


Figura 4. 6.- Microanálisis por EDS usando el microscopio electrónico de barrido al metal dore, donde se muestran contenidos de Au y Ag .

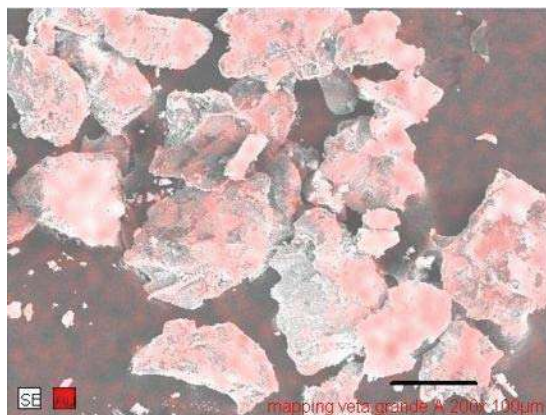


Figura 4. 7.- Mapeo de distribución de oro mediante MEB, de los polvos analizados en la figura 4.5.

4.1.4. Densidad del mineral.

La tabla 4.3 muestra los resultados experimentales del cálculo de la densidad del mineral de Beta Grande, utilizando la ecuación 2.13.

Tabla IV. 3.- Datos experimentales para el cálculo de la densidad del mineral de acuerdo a la norma INV E-707-07.

Muestra	W ₃	W ₂	W mineral	ρ, g/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	2.904
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	2.546

De la tabla 4.3, se muestra el resultado de la densidad, promediada, de la muestra mineral aurífera determinada mediante el método del picnómetro, la cual fue de 2.71 gr/cm³ (como lo reportado por O. Pavez [1], 2004, quienes reportan una densidad de 2.91 gr/cm³ para una mena de oro con composición aproximada al mineral de Beta Grande).

Considerando que la densidad de la fase mineral que se encuentra en mayor proporción, que es la sílice, es de alrededor de 2.5 g/cm³, se concluye 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 [26].

4.2.- Análisis de liberación.

A continuación se muestran los resultados obtenidos en el análisis de liberación del mineral de Beta Grande. La fig. 4.8 muestra la distribución de tamaño de partícula después de la trituración y molienda del mineral para la primera etapa de reducción de tamaño (12 horas de molienda).

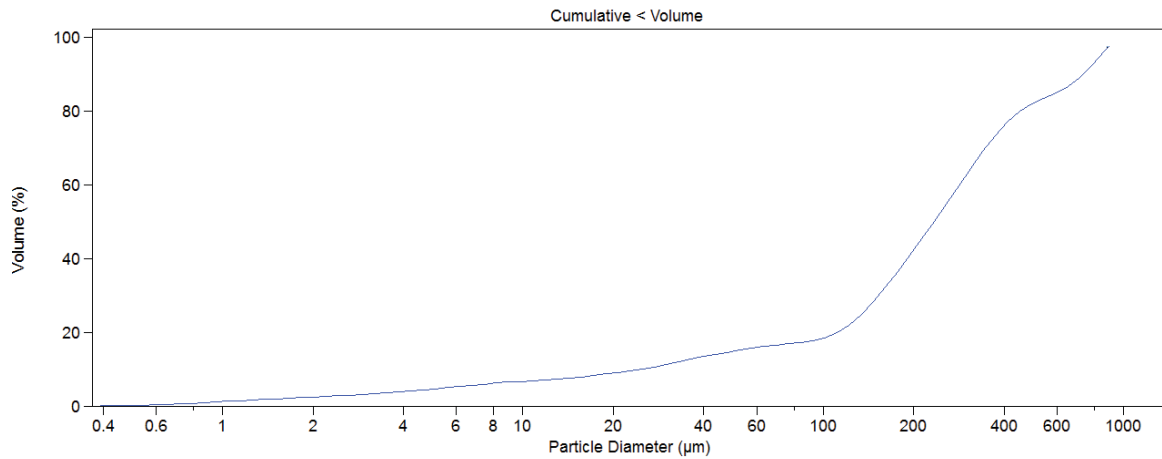


Figura 4. 8.- Distribución de tamaño para la primera etapa de molienda. Partículas con $d_{80} = -500 \mu\text{m}$.

De acuerdo con la fig. 4.8, se observa un tamaño de partícula $d_{80} -500 \mu\text{m}$ aunque muy pequeñas fracciones de masa observan tamaños menores a $120 \mu\text{m}$.

El resultado de análisis químico cualitativo mediante difracción de rayos x muestra que el mineral contiene cuarzo, feldespatos, plumbogumita, hematita, magnetita, microclina y aún no muestra evidencia definitiva de la presencia de especies de oro, plata y cobre, fig. 4.9, por lo que se hace necesario reducir más el tamaño de partícula (aumentar la liberación).

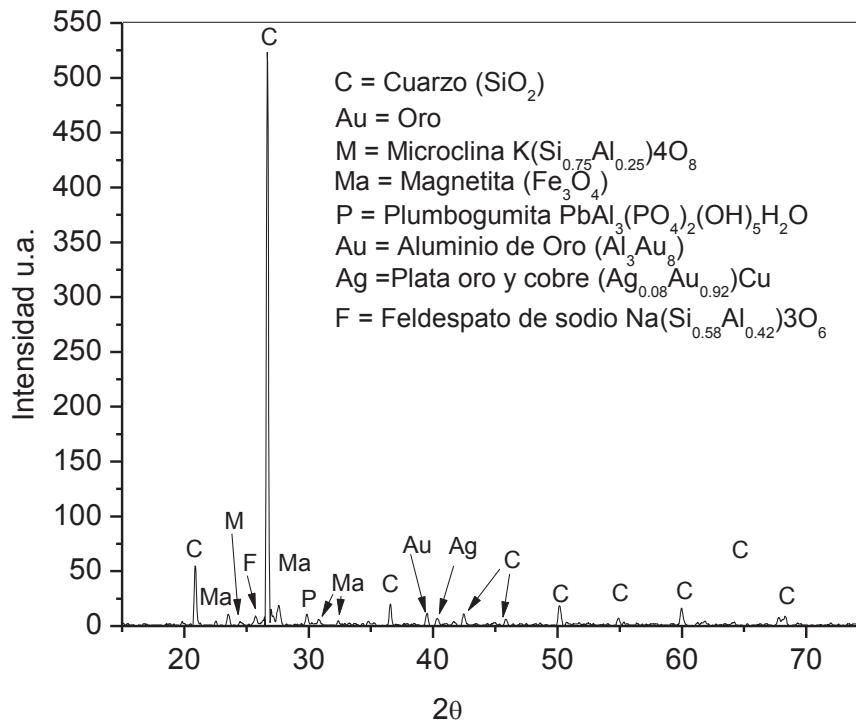


Figura 4. 9.- Resultados de Difracción de Rayos X del mineral con tamaño de partícula d_{80} -500 μm , para la primera etapa de molienda.

Por su parte los microanálisis por EDS usando el microscopio electrónico de barrido, fig. 4.10 a estas partículas muestran contenidos de Fe, Mg, Si, Al, Na, K, Ca, no se detectó la presencia de oro para este tamaño de partícula d_{80} -500 μm . Mediante esta técnica no se detectaron especies minerales de oro y plata posiblemente porque el mineral de interés todavía no está liberado para este tamaño de partícula, ó se encuentra fuera del límite de detección del equipo.

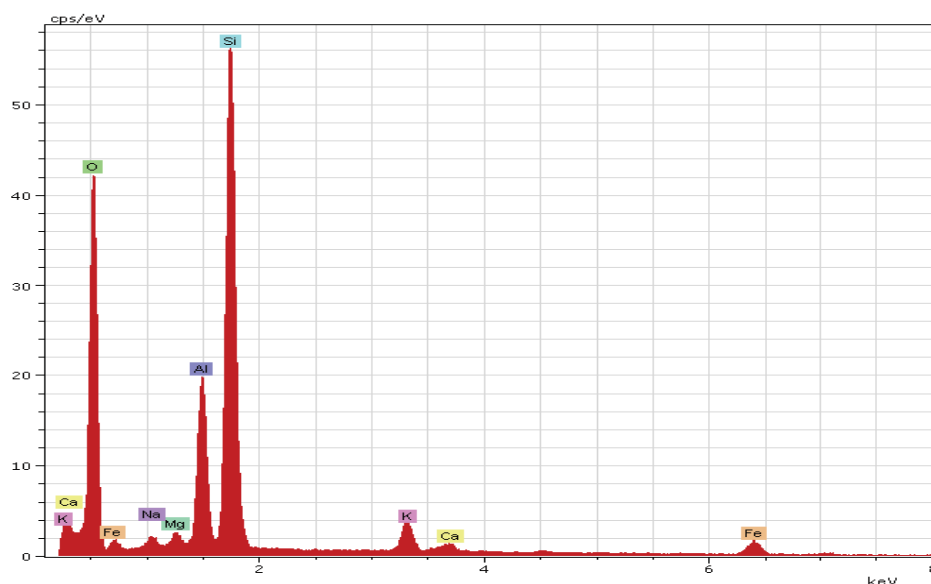


Figura 4. 10. Resultados del microanálisis por EDS a partículas con d_{80} -500 μm mediante MEB, para el mineral de la figura 4.8.

Para la segunda etapa de pulverización que duró 24 horas, el mineral presentó un tamaño de partícula $d_{80} = -31 \mu\text{m}$, tal como lo muestra la distribución de tamaño de la fig. 4.11.

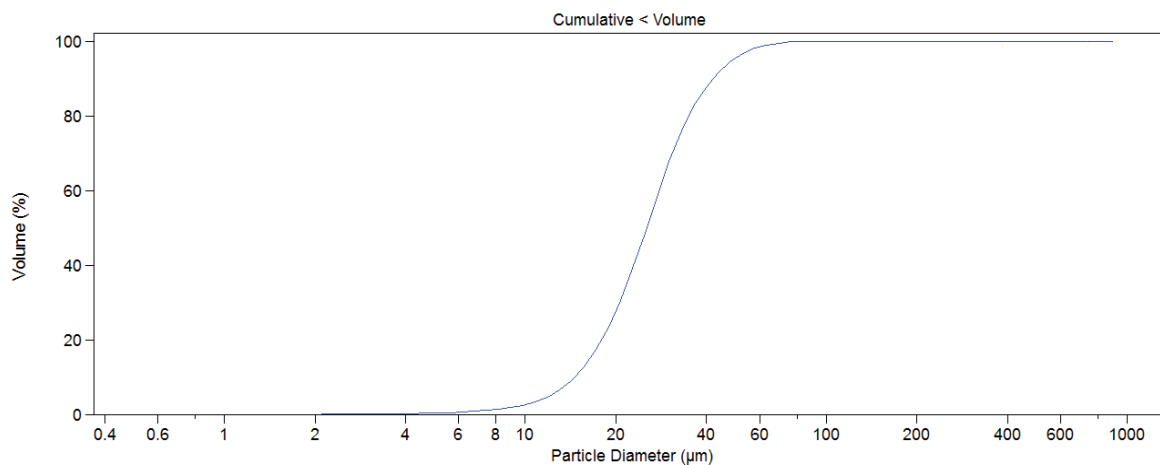


Figura 4. 11.- Representación acumulada de tamaños de partícula para la segunda etapa de molienda. $d_{80} = -37 \mu\text{m}$.

De acuerdo con la fig. 4.11, el tamaño de partícula tiene un d_{80} de -37 μm , aunque muy pequeñas fracciones de masa observan tamaños menores a 15 μm .

El resultado de análisis químico cualitativo mediante difracción de rayos x a la muestra anterior, muestra que el mineral contiene especies de aluminio, con la observación de que

no se tiene todavía la evidencia de liberación y contenido de especies de oro y plata., fig. 4.12.

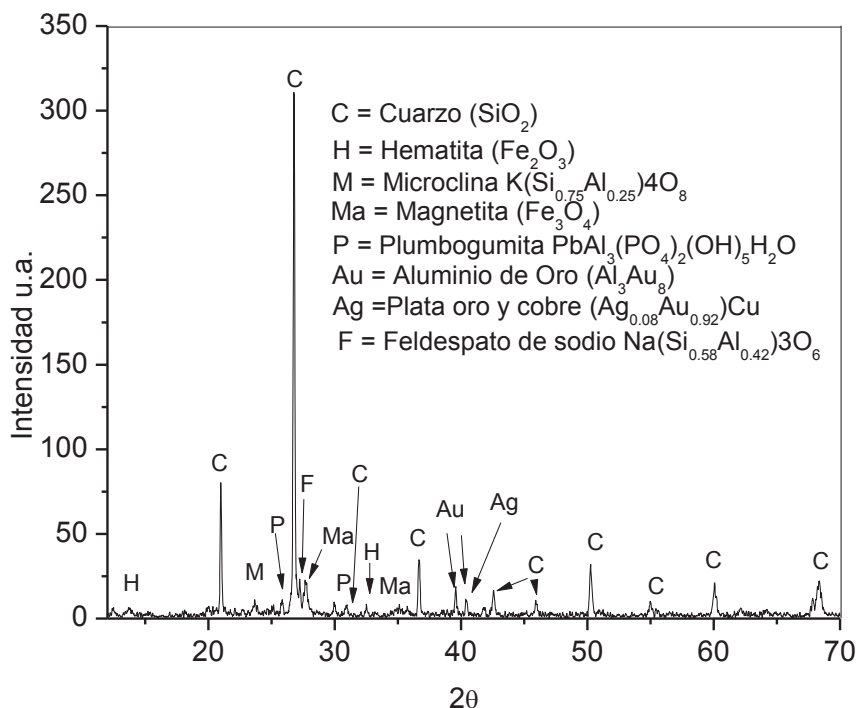


Figura 4. 12.- Resultados de Difracción de Rayos X del mineral con tamaño de partícula $d_{80} - 37 \mu\text{m}$, correspondiente a la segunda etapa de molienda.

El resultado de difracción muestra la presencia de especies mineralógicas de oro asociado con calcio, aluminio, cobre y plata; mientras que la plata está asociada al oro y cobre.

Por su parte los microanálisis por EDS en la fig. 4.13, usando el microscopio electrónico de barrido a estas partículas muestran contenidos de Fe, Si, Al, Mg, Na, K, Ca. Mediante esta técnica no se detectaron especies minerales de oro y plata posiblemente porque el mineral de interés todavía no está liberado para este tamaño de partícula, ó tal vez debido al grado de sensibilidad del equipo.

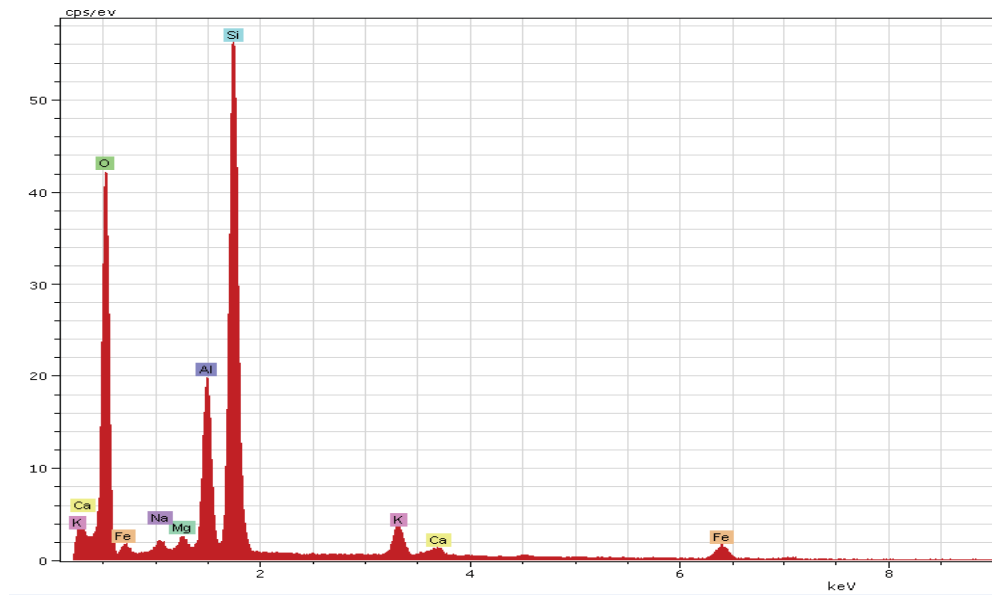
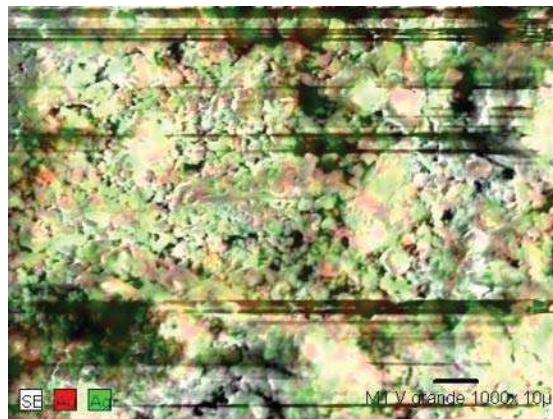


Figura 4. 13.- Resultados del microanálisis por EDS a partículas con d_{80} -37 μm mediante MEB, para la segunda etapa de reducción de tamaño.

Del análisis por mapeo a las partículas de la fig. 4.14 se observa la presencia de pequeñas cantidades de Au, y Ag pero, todavía atrapadas mecánicamente en partículas menores a aproximadamente d_{80} -37 μm .



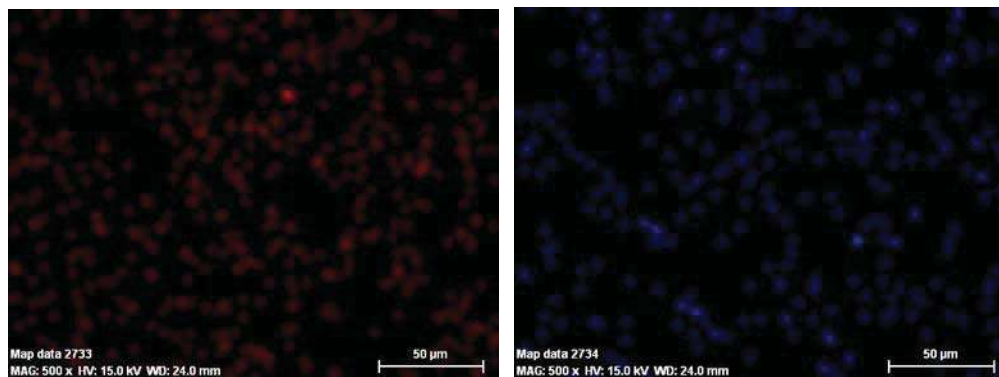


Figura 4. 14.- Distribución de oro (izquierda) y plata (derecha) por mapeo a las partículas con $d_{80} = 37 \mu\text{m}$ mediante MEB.

Buscando la liberación de especies de oro y plata del mineral de Beta Grande, se sometió la muestra a una tercera etapa de pulverizado, moliendo la muestra durante 36 horas. La fig. 4.15 muestra la distribución de tamaño de partícula de la muestra mineral.

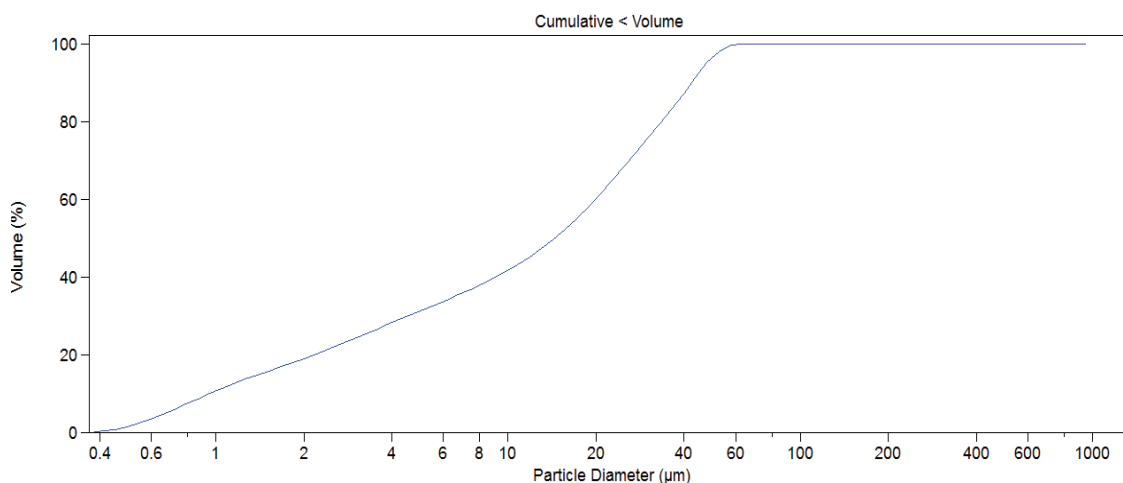


Figura 4. 15.- Representación acumulada de tamaños de partícula para la tercera etapa de molienda. $d_{80} = 31 \mu\text{m}$.

El resultado de análisis químico cualitativo por DRX de la fig. 4.16, indica que para este grado de liberación de partículas, la muestra mineral contiene especies mineralógicas de cobre, plata, aluminio y presumiblemente de oro, con una alta concentración de cuarzo, así como también magnetita, feldespatos y microclina.

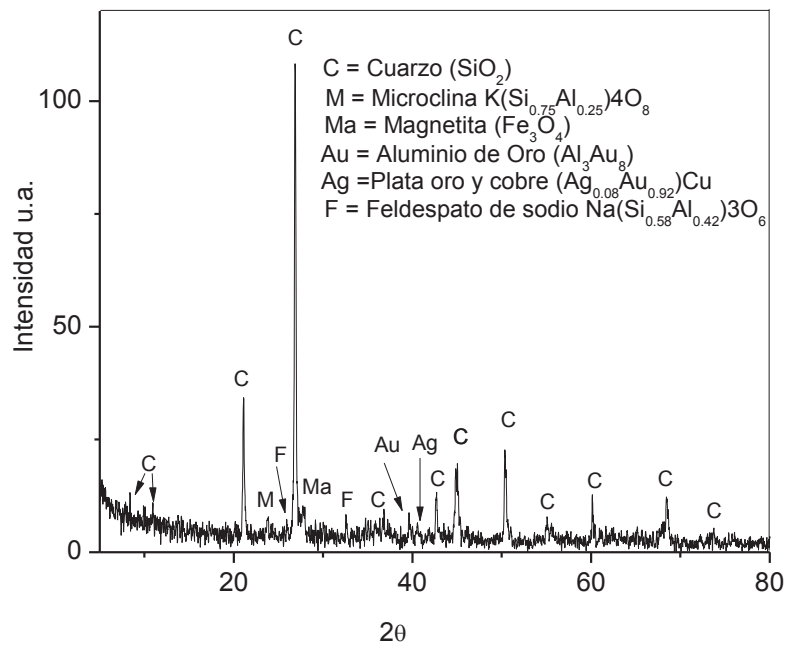


Figura 4. 16.- Resultados de Difracción de Rayos X del mineral con tamaño de partícula $d_{80} - 31 \mu\text{m}$.

Los microanálisis por EDS a estas partículas muestran contenidos de Fe, Si, Al, K, y no detecta la presencia de oro y plata, de acuerdo a la fig. 4.17, sin embargo, el mapeo de la fig. 4.18 señala que el oro y la plata se encuentran todavía atrapados, lo que hace necesaria una mayor reducción de tamaño de partícula, al no estar liberadas las especies de interés.

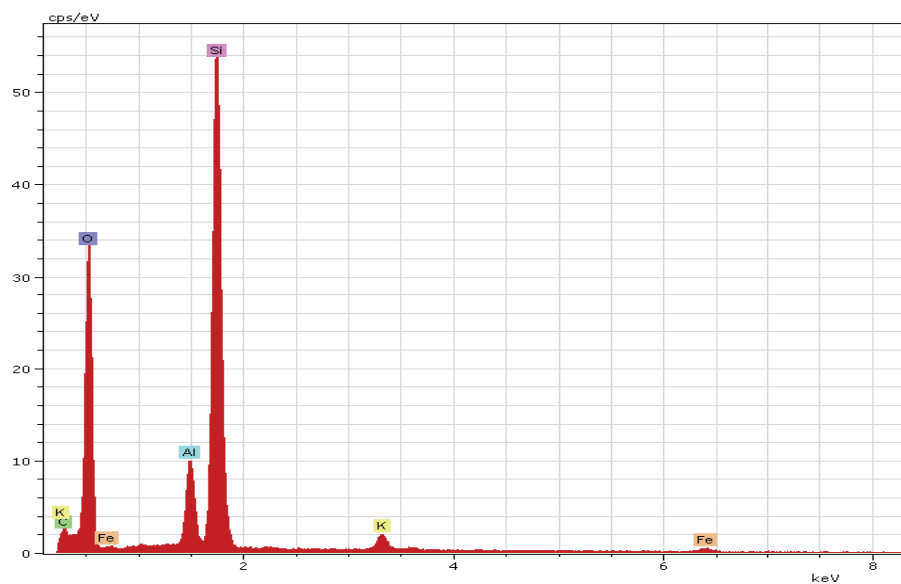


Figura 4. 17.- Resultados del microanálisis por EDS a partículas con d_{80} -31 μm mediante MEB, para la tercera etapa de molienda.

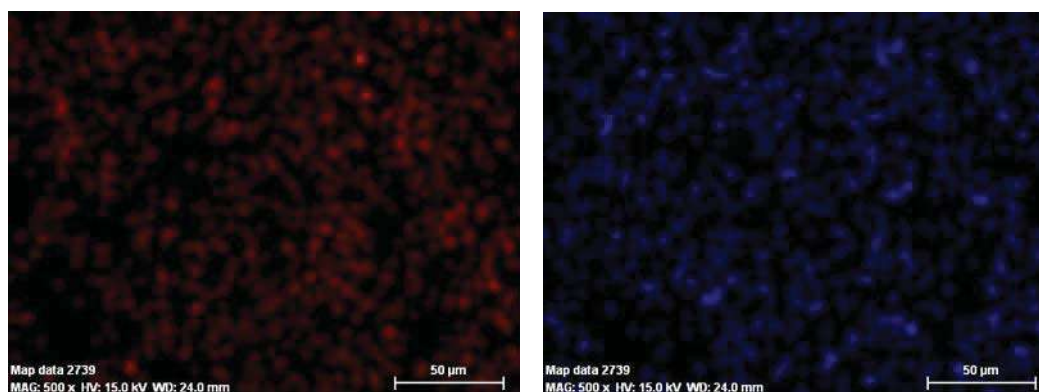
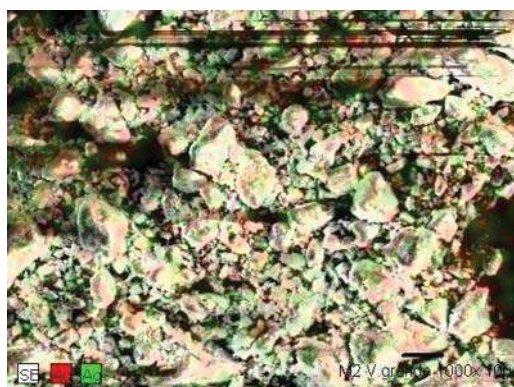


Figura 4. 18.- Distribución de oro (izquierda) y plata (derecha) por mapeo de las partículas con d_{80} -31 μm mediante MEB.

Las partículas de la tercera etapa de molienda se redujeron de tamaño, permaneciendo en el molino ahora durante 48 horas, lo que se refiere a la cuarta etapa de reducción de tamaño de partícula.

En esta etapa de molienda se obtuvieron partículas con distribución de tamaños como la mostrada en la fig. 4.19. Como se puede apreciar, el tamaño de partícula observa un $d_{80} = -25 \mu\text{m}$.

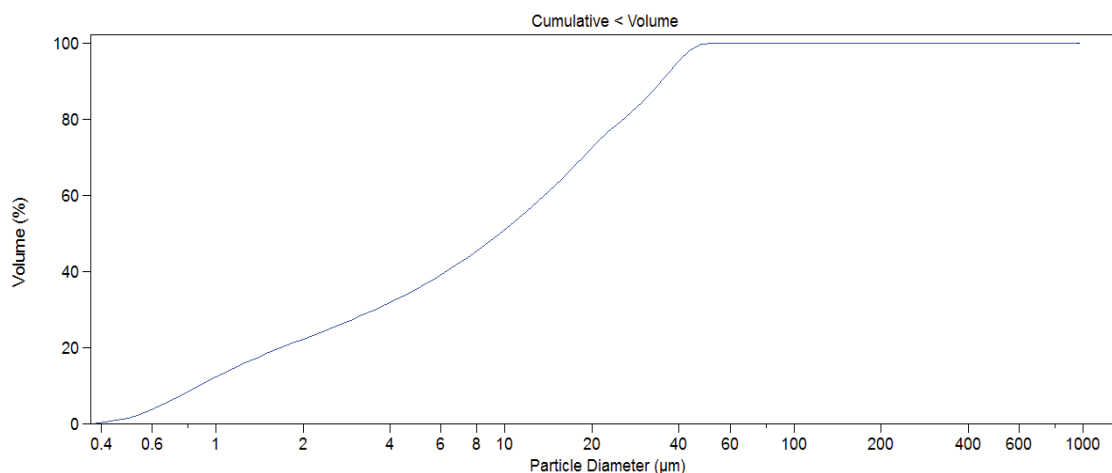


Figura 4. 19.- Representación acumulada de tamaños de partícula $d_{80} -25 \mu\text{m}$, para la muestra mineral después de la cuarta etapa de molienda.

Comparando los respectivos d_{80} de las etapas 3 y 4 de molienda, se deduce que las partículas de este mineral en específico llegaron a su punto máximo de fractura ó ruptura, esto, debido a que se ha alcanzado la deformación significativa de las partículas sin presentarse la fractura mediante esta técnica de reducción de tamaño, como lo establece la literatura [3, 5, 6,], lo que significa que se ha alcanzado el límite de capacidad de molienda y el mineral ya no puede ser quebrado, y el trabajo de fractura que se tiene que aplicar sería demasiado costoso y se invertiría bastante tiempo para lograr que el tamaño de partícula sea menor a 20 micrómetros.

Una prueba de la anterior conclusión se observa mediante el difractograma por DRX de la fig. 4.20, que indica que en estas dos etapas de molienda las mismas especies minerales fueron liberadas (especies de aluminio, oro, plata, cobre, hierro y cuarzo), en cuanto a las especies de oro y plata, la ligera ampliación de sus picos característicos indica que se

liberaron más estas especies comparadas con las anteriores reducciones de tamaño. El análisis por EDS sigue sin identificar oro y plata, fig. 4.21, aunque el mapeo a la misma muestra en la fig. 4.22, señala que existe mayor presencia de oro y plata en las partículas después de la tercer etapa de molienda.

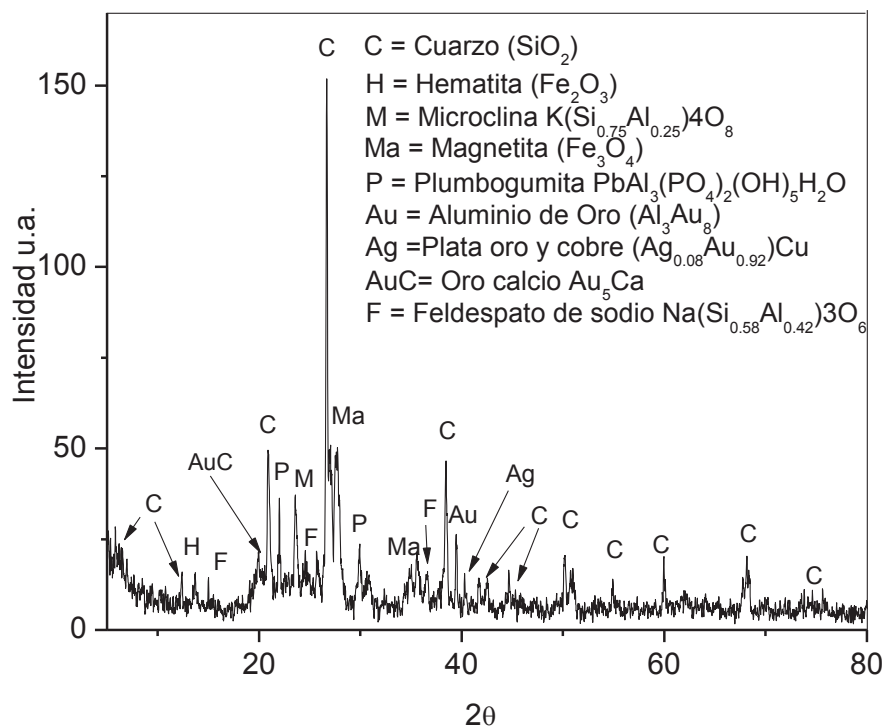


Figura 4. 20.- Resultados de Difracción de Rayos X del mineral con tamaño de partícula $d_{80} - 25 \mu\text{m}$, para la cuarta etapa de molienda.

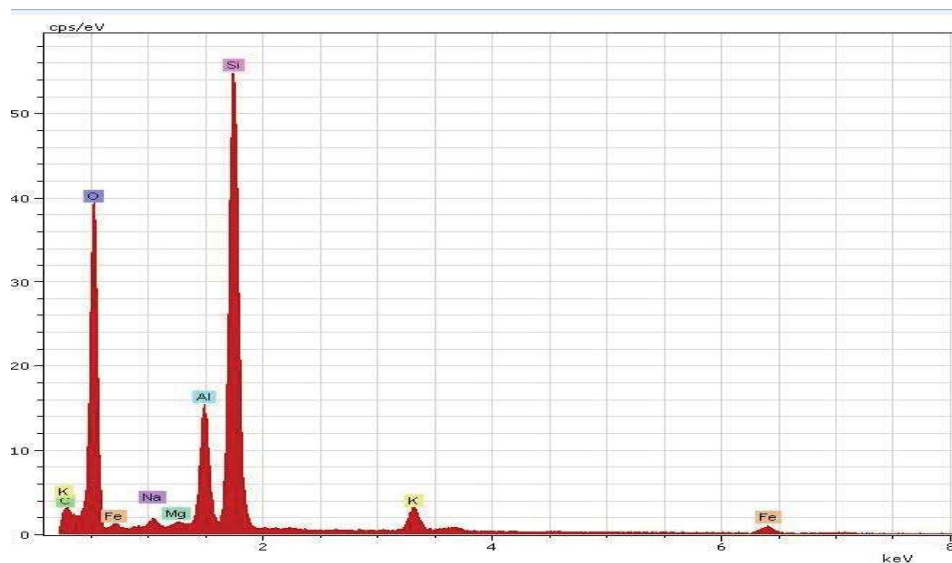


Figura 4. 21.- Resultados del microanálisis por EDS a partículas con d_{80} -25 μm mediante MEB, para el mineral pulverizado durante 48 Hrs.

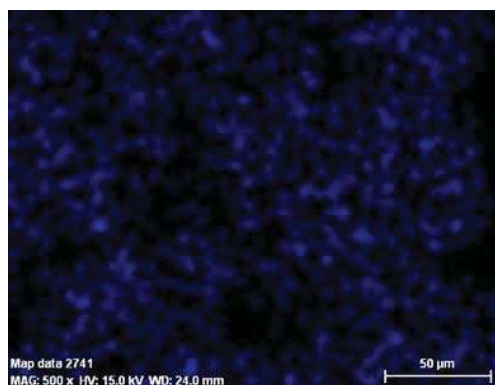
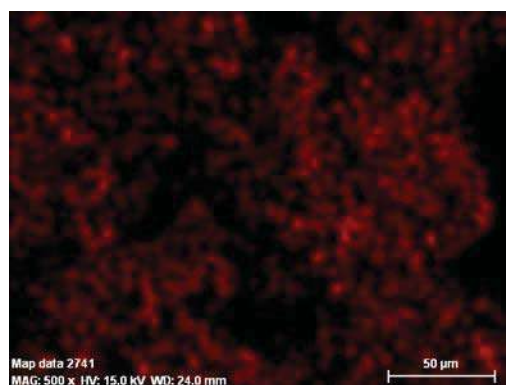
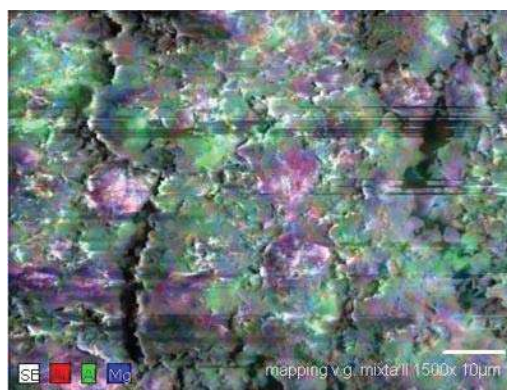


Figura 4. 22.- Distribución de oro (izquierda) y plata (derecha) por mapeo de las partículas con d_{80} -25 μm mediante MEB, para el mineral de la etapa de molienda cuatro.

En esta etapa del trabajo se concluye que la liberación de las especies de oro y plata se alcanza a tamaños de partícula d_{80} igual a -25 μm , ya que al seguir reduciendo las

partículas, estas ya no se fracturan solo se deforman, lo que significa que las partículas liberadas para este mineral en específico deben pasar la malla 400.

4.3. Estudio electrocinético del mineral.

A continuación se muestran los resultados obtenidos en el estudio del potencial Z, para las especies SiO_2 y Fe_3O_4 , ya que estas especies, están contenidas en mayor cantidad en el mineral Aurífero.

Para cada valor de pH se midieron quince valores de potencial zeta por muestra. Los resultados incluidos en la tabla 4.4 representan un promedio de estas quince mediciones.

Tabla IV. 4.- Resultados de la medición del potencial zeta (ζ), para las especies sílice (SiO_2) y magnetita (Fe_3O_4), contenidas en el mineral aurífero.

Sílice (SiO_2)		Magnetita (Fe_3O_4)	
pH	Potencial Z	pH	Potencial Z
3	34.33	3	9.14
5	76.2	5	4.3
7	63.82	7	-2.36
9	18.35	9	32.32
11	116.96	11	98.24
13	188.47	12	6.93

La relación de potencial zeta y pH del medio se muestra gráficamente en la fig. 4.23. Como se puede apreciar, la especie magnetita tiene dos puntos isoeléctricos (PIE) o puntos de carga cero, a pH 6.2 y 7.1, aproximadamente. Entre estos dos valores de pH el potencial de carga es negativo y entre 3 y 6.1 y de 7.1 a 13, los valores de potencial zeta son positivos.

En el caso de la sílice no se observó la existencia de un PIE, en este caso su potencial de carga superficial se mueve solamente en valores positivos (es decir, la carga superficial de las partículas de sílice presentan carga positiva en todo el rango de pH).

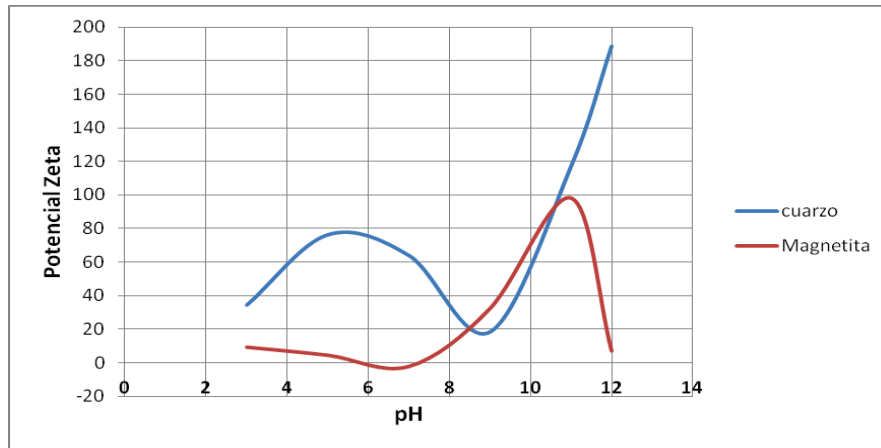


Figura 4. 23.- Relación entre el pH del medio acuoso y el potencial zeta de las partículas de las especies SiO_2 y Fe_3O_4 en el mineral.

A continuación se muestra una grafica del potencial zeta con respecto al pH, encontrada en la literatura para el oro, [12], fig. 4.24.

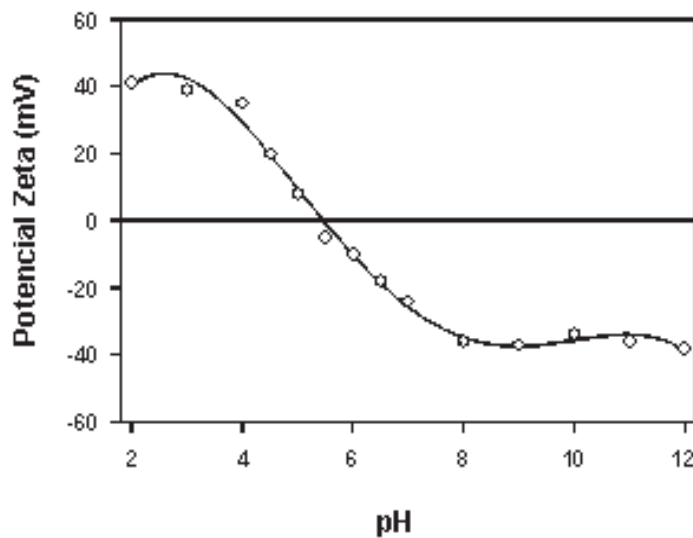


Figura 4. 24.- pH vs Potencial Z para el oro.

Del análisis de los resultados de medición del potencial zeta se puede establecer el tipo de colector a utilizar durante las pruebas de concentración por flotación. Por ejemplo, si se desea concentrar por flotación las partículas de magnetita y sílice, se requiere acondicionar la pulpa mineral a un pH mayor a 7.1 y adicionar un colector aniónico (con su extremo funcional negativo) y si se quiere separar solamente la magnetita entonces el pH de la pulpa

se fija a un pH de 6.5 y se emplea un colector del tipo catiónico (con extremo funcional positivo, ya que a este pH las partículas presentan carga negativa, ver fig. 4.23).

Por lo tanto, en base a la grafica encontrada de la literatura, al utilizar un colector con terminación funcional catiónico se pretende concentrar selectivamente la especie de oro dejando en la corriente de colas las demás especies que no nos interesan como cuarzo, magnetita, etc., esto a un pH mayor a 7, fig. 4.24.

Debido a la información que se tiene en la literatura de la curva entre el pH y el potencial zeta de la especie de oro, y a las pruebas que se realizaron a las especies contenidas en el mineral, las pruebas de flotación de especies se llevaron a cabo utilizando separadamente dos tipos de colector.

4.5.- Flotación en columnas.

Se llevaron a cabo experiencias de flotación en la columna de laboratorio, primeramente en el sistema aire-agua, para establecer las condiciones de operación de la columna de flotación, para posteriormente llevar a cabo las pruebas de flotación en un sistema aire-espumante-pulpa.

4.5.1.- Condiciones de operación de la columna.

Las pruebas se realizaron con 20, 40 y 60 ppm de espumante (MIBC) en 30 litros de agua, acondicionados en un tanque. Las tablas de los resultados obtenidos para estas pruebas se encuentran en el anexo A.

Esto se hace con la finalidad de poder determinar cual concentración de espumante (Metil-isobutil carbinol) es la adecuada para agregar a la pulpa y cual flujo de aire es el idóneo para obtener características de la dispersión máximas (d_b , E_g , y S_b), además de que estas condiciones deben garantizar que se mantendrá una capa de espuma de 10 centímetros en el tope de la columna, sin generar un mezclado excesivo que provoque el desprendimiento de las partículas de valor ya capturadas por las burbujas.

Las siguientes figs. 4.25 a 4.27 muestran gráficamente las relaciones entre las características de la dispersión y la cantidad de aire alimentado y la cantidad de espumante adicionado al sistema de flotación.

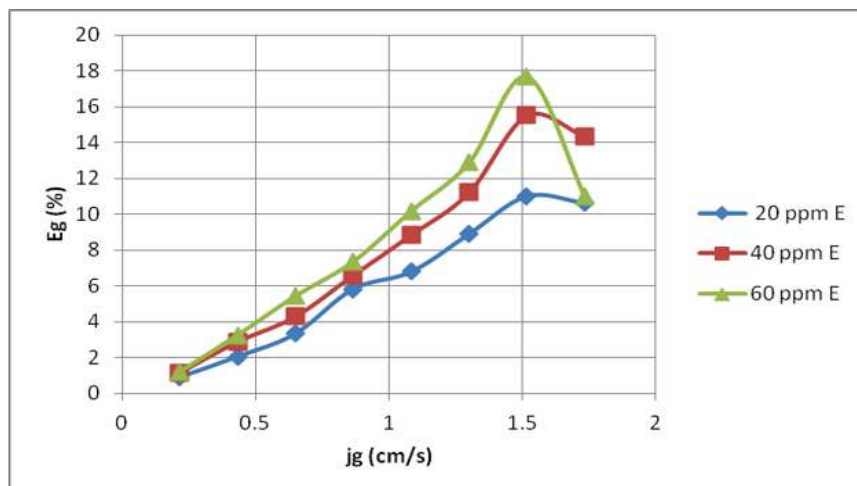


Figura 4. 25.- Presentación gráfica de los datos obtenidos para la fracción de gas y el flujo de aire, para diferentes concentraciones de espumante (MIBC). Sistema aire-agua.

En la fig. 4.25 se observa que la fracción volumétrica de gas aumenta con el flujo superficial de aire alimentado. En las tres concentraciones de espumante se observa un máximo en el valor de E_g ; 11, 15 y 17 % en volumen (v) para las adiciones de 20, 40 y 60 ppm de espumante, respectivamente. Estos valores máximos en E_g se presentan a un valor de J_g de 1.5 cm/s.

Por su parte la fig. 4.26 muestra los cambios en el diámetro de burbuja con la adición de espumante y el aumento en la cantidad de aire inyectado al dispersor poroso. En la figura 4.26, se pueden observar tres comportamientos diferentes: en el rango de J_g de 0.2 a 0.7, el diámetro de burbuja disminuye con el flujo de aire, debido a que la distribución de poros del dispersor no es homogénea y las burbujas se forman primeramente de los poros más grandes y después del resto que son más pequeños. En la segunda zona, el diámetro de burbuja se mantiene estable, hasta un J_g de 1.5. A partir de este flujo superficial de aire se define la tercera zona que es caracterizada por el aumento del diámetro de burbuja, producto del fenómeno de coalescencia de las mismas, y que se refleja en la disminución de E_g de la fig. 4.25.

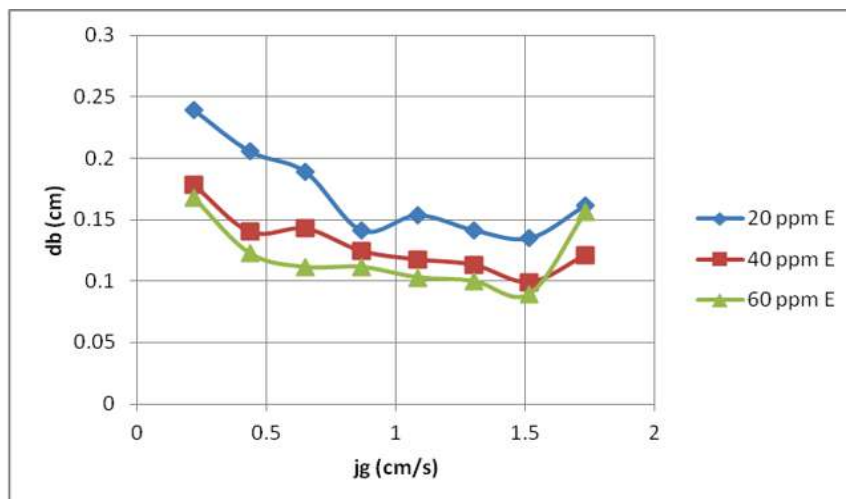


Figura 4. 26.- Relación entre el diámetro de burbuja y el flujo de aire para diferentes concentraciones de espumante (MIBC). Sistema aire- agua.

En cuanto a la otra característica de la dispersión de gas, que es el área superficial de burbujas, la fig. 4.27 muestra que existe de una relación directa entre el comportamiento de E_g con J_g y en este caso, de S_b y J_g .

Se observa un aumento de S_b con el J_g hasta un máximo, cuyo valor es gobernado por la aparición de la coalescencia de burbujas, que al formar una burbuja producto del choque entre dos de ellas, disminuirán el área superficial específica de burbujas y por consiguiente la capacidad de captura y transporte de partículas de valor hacia el concentrado.

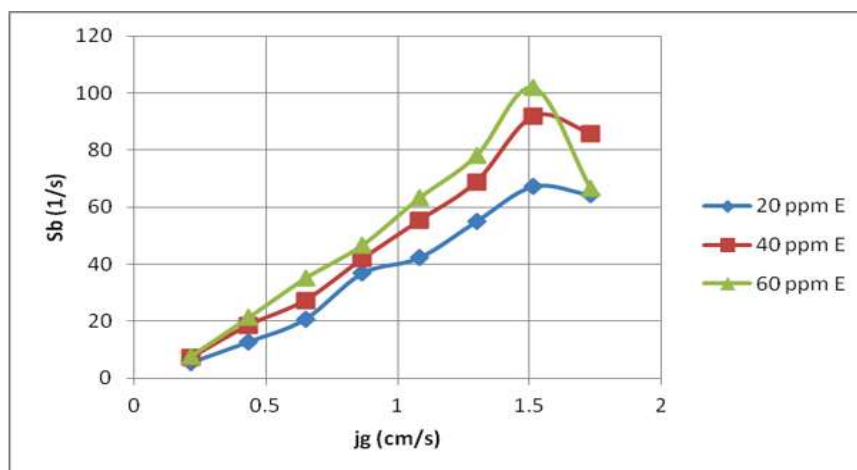


Figura 4. 27.- Variaciones en el área superficial de burbujas con el flujo superficial de aire para diferentes concentraciones de espumante (MIBC). Sistema aire – agua.

De las figuras 4.25 a 4.27, se establece por consiguiente que el valor del flujo superficial de aire que se alimentará a la columna durante toda la experimentación en el sistema agua-aire-sólidos será de 1.5 cm/s.

En cuanto a la concentración de espumante en el líquido, después de 40 ppm este reactivo no afecta la tensión superficial del líquido y por consiguiente se determinó adicionar 60 ppm para toda la experimentación, considerando también la volatilidad del espumante.

4.5.2.- Flotación del mineral aurífero.

Una vez establecidos los valores de J_g y la concentración de espumante se llevaron a cabo las pruebas de flotación en el sistema aire-agua-mineral, para determinar la cantidad de colector adecuado que promueva la captura y concentración de las especies de interés.

En base al análisis de las gráficas de potencial zeta, en los experimentos donde se requiera capturar las partículas de carga superficial positiva se adicionará un colector aniónico (tiosulfato de sodio, $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$), mientras que en el caso de las especies con carga negativa se adicionará al tanque acondicionador el colector del tipo catiónico (dodecylamina, $\text{CH}_3(\text{CH}_2)_{11}\text{NH}_2$), en concentraciones a determinar experimentalmente. El pH del medio se fijó en 9.0 para asegurar concentrar las especies de oro, ya que en este valor, las especies de interés en comparación con las especies de desecho tienen una gran diferencia en base a su carga superficial, ver figs. 4.23 y 4.24.

4.5.3.- Resultados con el colector aniónico.

En las fig. 4.28 se muestra los resultados de la flotación para el oro y la plata al variar la concentración del colector.

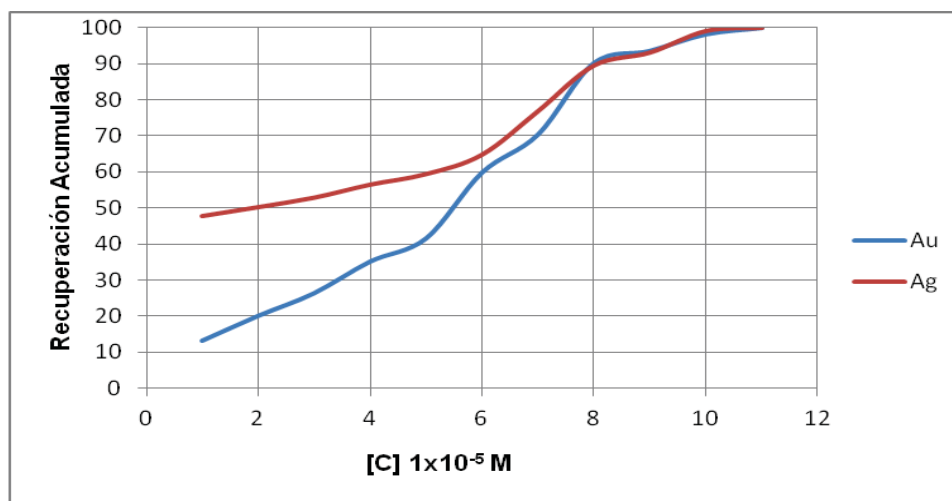


Figura 4. 28.- Resultados experimentales de recuperación acumulada de masa mineral al incrementar la concentración de colector aniónico.

En la fig. 4.28 se observa que la recuperación de masa de mineral que contiene las especie de valor aumenta con la concentración de colector aniónico, a una cierta velocidad; a partir de 8×10^{-5} M se observa un cambio de pendiente en la recuperación, que significa la disminución en la velocidad de recuperación de las especies minerales de valor, al acercarnos a la concentración crítica de micelas (CMC) [1, 4, 7] que anulan el carácter hidrófobo de las partículas de valor, disminuyendo la eficiencia metalúrgica del sistema de flotación.

En el caso donde se usa el colector aniónico, la corriente de concentrado estará compuesta por las especies magnetita y sílice, mientras que en la corriente de desechos se encontrarán el resto de las especies minerales.

4.5.4.- Resultados con el colector catiónico.

Al igual que el caso de las experiencias con el colector aniónico, se llevaron a cabo pruebas de flotación con la finalidad de observar el rendimiento metalúrgico del sistema al utilizar dodecylamina como colector. En este caso se lleva a cabo la flotación inversa, en donde la corriente de concentrado contendrá en su mayoría arena sílica y las especies de valor saldrán por la corriente de colas. Los cálculos de recuperación entonces, se referirán a la masa de mineral valioso en la corriente de colas.

La fig. 4.29 muestra los resultados de concentración de masa de material valioso con la adición de colector catiónico. Se observa que la recuperación de mineral de valor aumenta con la adición del colector, hasta un máximo que es también marcado por el inicio de la concentración crítica de micelas.

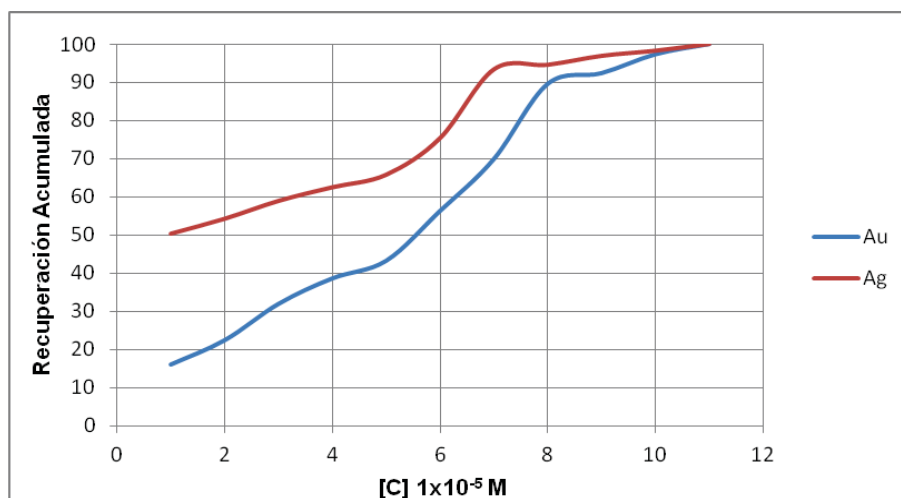


Figura 4. 29.- Recuperación acumulada de especies minerales que contienen oro y plata al variar la concentración de colector catiónico.

En este caso se aprecia que la recuperación máxima se alcanza a una concentración de colector de 7×10^{-5} M. Se espera flotar la arena sílice que se encuentra mayoritariamente en el mineral de estudio y por consiguiente el resto de las especies reportarán a la corriente de desechos o colas.

Las tablas de los resultados obtenidos en estas pruebas se encuentran en el anexo B.

4.5.5.- Recuperación de oro y plata con el colector aniónico.

Acontinuación se muestran los resultados obtenidos para la recuperación y ley del mineral, calculados con las ecuaciones 2.1 y 2.2.

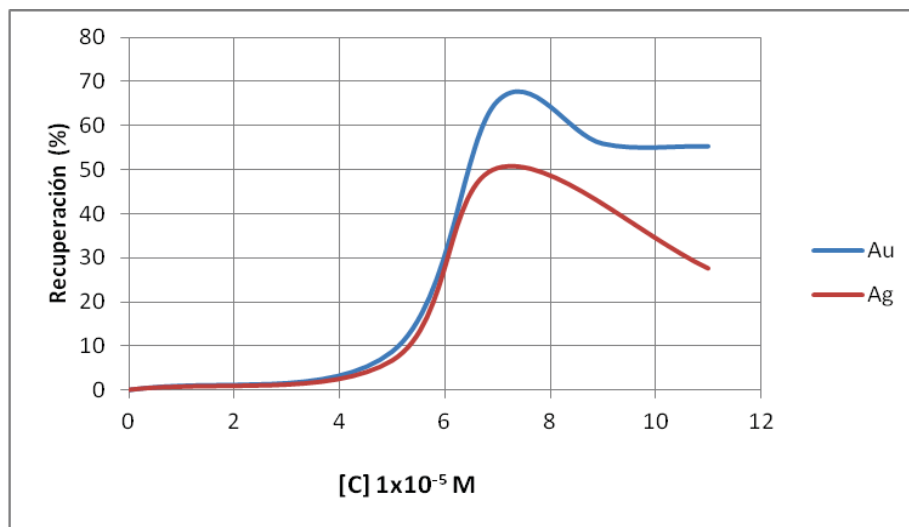


Figura 4. 30.- Recuperación de masa mineral que contiene oro y plata al variar la concentración de colector aniónico.

En la fig. 4.30 se observa que al aumentar la concentración de colector la recuperación del mineral de valor aumenta, aunque en una concentración de colector de 5×10^{-5} las curvas de los metales de interés tienen una caída de pendiente y después tienen un aumento.

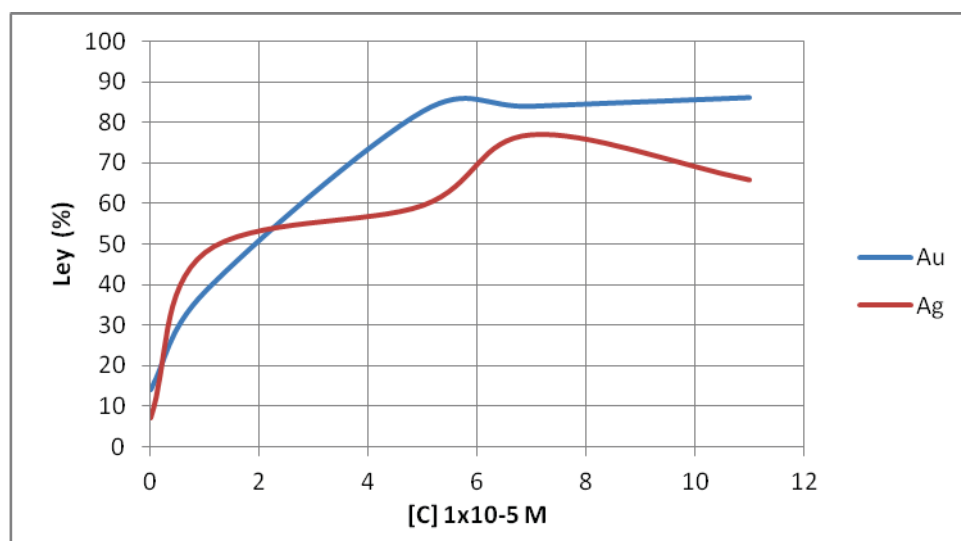


Figura 4. 31.- Ley mineral que contiene oro y plata al variar la concentración de colector aniónico.

En la fig. 4.31 se observa que al aumentar la concentración de colector la ley de los metales de valor aumenta, hasta una concentración de colector de 5×10^{-5} , a partir de este valor la ley de los metales disminuye por el efecto de la concentración crítica micela que invierte la carga superficial de las especies de oro y plata.

4.5.6.- Recuperación de oro y plata con el colector catiónico.

La fig. 4.32 muestra un máximo en la ley del mineral en la corriente de colas, con el aumento en la concentración de colector. La recuperación del mineral de valor en el caso del oro aumenta hasta una concentración de colector de 6×10^{-5} M, después de esta concentración la concentración de mineral decae, para la plata tiene el mismo efecto pero con una concentración de 4×10^{-5} M, a partir de este valor la concentración de este mineral decae (debido a la concentración crítica de micelas).

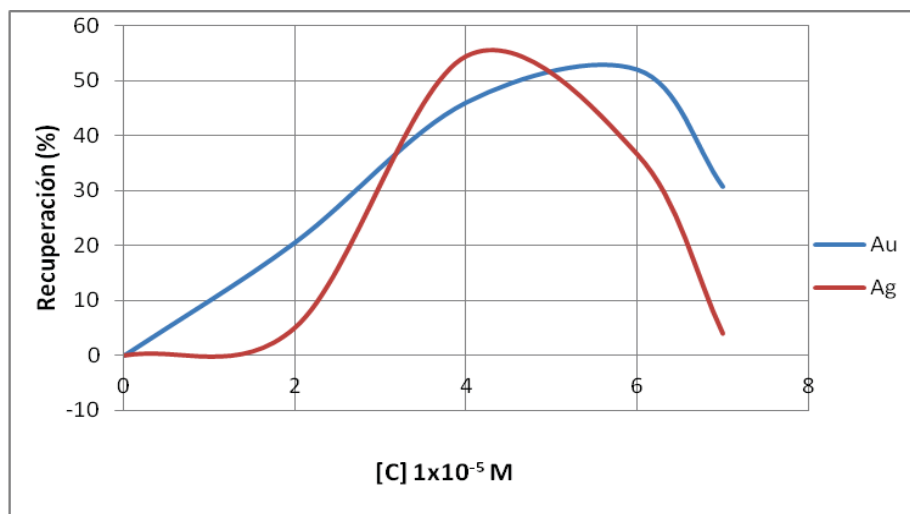


Figura 4. 32.- Recuperación (%) de masa mineral que contiene oro y plata al variar la concentración de colector catiónico.

En lo referente al grado o ley la fig. 4.33 muestra como es de esperarse este mismo máximo al variar la adición de colector catiónico a la pulpa mineral. Se aprecia que al aumentar la concentración de colector la ley de los metales de valor aumenta, hasta una concentración de colector de 5×10^{-5} M para el oro, para la plata hasta una concentración de colector de 4×10^{-5} M, a partir de este valor en la concentración de colector, la ley de los metales de valor disminuye.

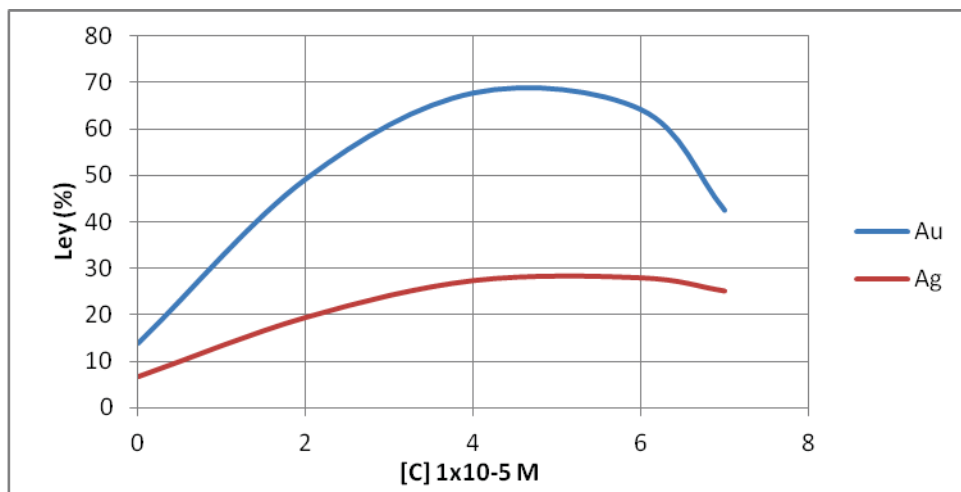


Figura 4. 33.- Ley (%) del mineral que contiene oro y plata al variar la concentración de colector catiónico.

CAPITULO V

5.- CONCLUSIONES.

Del estudio de liberación de un mineral Aurífero del yacimiento de Beta Grande en el estado de Jalisco se derivan las siguientes conclusiones:

- El estudio de las asociaciones minerales mediante técnicas cualitativas y cuantitativas, aporta elementos valiosos para la valorización de los depósitos minerales, siempre y cuando el trabajo de muestreo sea adecuado y confiable, desde la fase de exploración a la de estudio de viabilidad del depósito. Las especies mineralógicas contenidas en el mineral de estudio son: cuarzo (principalmente), minerales de hierro (hematita y magnetita), feldespatos, plumbogumita, y en cantidades de gramos por tonelada las especies de oro asociado a aluminio, plata y cobre; esto último, es la causa de la baja intensidad en los picos de los difractogramas correspondientes.
- En particular, el estudio de la textura de las menas (especialmente, el tamaño de grano y los tipos de intercrecimientos) es esencial en el diseño de la trituración de las mismas.. El trabajo de reducción de tamaño observa un límite en la fractura de las partículas al utilizar un molino de bolas con medios de cerámica de laboratorio. La deformación significativa de las partículas sin llegar a la fractura de las mismas se alcanza a un tamaño d_{80} de $-25\ \mu\text{m}$ y para este caso en particular a partir de 48 horas de molienda.
- Los resultados experimentales de este trabajo caracterizan mineralógicamente el mineral aurífero, motivo de este estudio, y permiten proponer tamaños promedio de partícula d_{80} para establecer grados de liberación de especies que contienen oro, plata, cuarzo, magnesio, hierro, para su posterior concentración y purificación hasta llegar a los metales base.
- En base a los resultados mostrados en la recuperación en la Flotación, se cumplió con el objetivo que era la concentración de las especies de Au y Ag.

- De acuerdo a los resultados del potencial zeta se agregó un colector anionico para flotar las especies de cuarzo y magnetita que se encuentran en mayor proporción, haciendo una flotación inversa, en caso contrario para las partículas de oro y plata se utilizo un colector cationico para asegurar la concentración de estas especies conforme a la grafica encontrada en la literatura para el oro.
- Las condiciones óptimas de operación de la columna de Flotación para este mineral en particular son:
 - Tensión superficial de la pulpa (σ) = 61 dinas/cm² (60 ppm de espumante ó 1.602 gr/ml de MIBC).
 - Tiempo teórico de residencia (τ) = 8.3 min
 - Flujo superficial en la bomba de colas J_t = 0.4 cm/s.
 - Flujo superficial de aire (J_g) = 1 cm/s
 - pH de la pulpa = 9
 - Las adiciones de colector aniónico (Tiosulfato de sodio) o catiónico (Dodecylamina), apropiados para evitar la concentración crítica de micelas coincide para ambos casos en 5×10^{-5} M
 - Contenido de sólidos en la pulpa mineral fue de 1 y 3 % en peso (w/w).
 - El nivel de la interface en la zona de limpieza-espuma, se estableció a 1 metro del tope y el nivel de esta interface se reguló con la velocidad de alimentación a la columna (0.6 – 0.9 cm/s).
- Experimentalmente se demostró que la columna de flotación es útil para beneficiar este mineral aurífero ya que los resultados muestran que la ley del oro se aumenta de 14 % a 86 %, y para la plata de un 6.6% hasta un 78%.
- Para este mineral en particular, se propone el uso de un colector cationico (carga positiva) que capturará las especies minerales con carga negativa a un pH de 9. Esto asegura que se recuperará Au y Ag y se desechara, SiO₂, y FeS principalmente.
- La razón por la que el oro aparece en las colas (Anexo C), es debido a que se fue modificando la concentración del colector, y hay un momento en el que deja de

hacer su función, por lo que se llega a la concentración crítica de micelas y por eso el compuesto de oro deja de concentrarse y se va a las colas.

CAPITULO VI.

6.- CITAS Y REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS.

- [1] Osvaldo Pavez, Luís Valderrama, Iván Bravo, Alexis Contreras, **“efecto de diferentes almidones en la flotación de minerales de hematita y cuarzo que forman parte de una mena de oro”**, Volumen 17 (2004) paginas 36-41, Departamento de Ingeniería Metalúrgica, Facultad de Ingeniería, Universidad deAtacama, Chile.
- [2] A.S. Chernyak and V. Zh. Arens, **“chemical and chemical-metallurgical problems of geotechnology and ore beneficiation”**, Metallurgist, volume 43, Nos. 3-4, 1999.
- [3] SACC Ingenieros SRL, **“metalurgia del oro en la franja aurífera palpa- ocoña”** apuntes, Mollehuaca,Ica, Lima 2004, disponible en: http://geco.mineroartesanal.com/tiki-download_wiki_attachment.php?attId=135.
- [4] E. Yalcin, S. Kelebek, **“Flotation kinetics of a pyritic gold ore”** International Journal of Mineral Processing, volume 98 (2011) page 48–54
- [5] Ing. Felipe N. Chipana Huancco, **“procesamiento de minerales auríferos en la minería artesanal”** apuntes, PUNO, 2005, disponible en: [\[PPT\] "CIANURACION DE RELAVES DE AMALGAMACIÓN EN LA MINA.](#)
- [6] Miraflores”**Manual de minería”**, Estudios mineros del Perú S.A.C, libertad 114 – 3C, Lima – Perú, disponible en: <http://es.scribd.com/doc/29987008/Manual-Mineria>.
- [7] Danny Guzmán Méndez, **“Flotación”** Apuntes, Departamento de Metalurgia, 2007, disponible en: <http://es.scribd.com/doc/92461014/Clase-5>.
- [8] Vidal Sixto Aramburú Rojas*, Pablo Antonio Núñez Jara*, Ángel Azañero Ortiz*, Sósimo Fernández Salinas*,Pedro Gagliuffi Espinoza*, Pilar Angélica Avilés Mera*, Elvis Portocarrero Albildo**, Holgel Acosta Cabezas**, **“Gold and silver recuperation of sulphured minerals in a quartz matrix”**, Revista del Instituto de Investigaciones FIGMMG, volumen 10, N° 19, paginas 28-37 (2007) UNMSM.
- [9] Angel Azañero Ortiz1, Pablo Antonio Núñez Jara1, Vidal Sixto Aramburú Rojas1, Elard Felipe León Delgado1, Lourdes Janet Quiñones Lavado1, Manuel Cabrera Sandoval, Luis Puente Santibañez César Díaz Gonzales1, Jesús Angel Cerrón Inga2, Juan Néstor

Alarcón Guizado², **“Factors affecting the selection process to treatment gold complex minerals”**, Revista del Instituto de Investigaciones FIGMMG, volumen 12, N. ° 24, paginas 49-55 (2009) UNMSM.

[10] **Variables operacionales y evaluación del proceso de flotación**, disponible en:

[PPT] 01.[Termodinamica.de.la.Flotaion.ppt](#) - **Agrupación Ex-Alumnos**

[11] Joan Carles Melgarejo^{1*}, Joaquín A. Proenza¹, Salvador Galí¹, Xavier Llovet², **“Técnicas de caracterización mineral y su aplicación en exploración y explotación minera”**, Boletín de la Sociedad Geológica Mexicana, volumen 62, N. ° 1, 2010, paginas 1-23

[12] Jingkun Jiang, Gunter Oberdorster, Pratim Biswas, **“Characterization of size, surface charge, and agglomeration state of nanoparticle dispersions for toxicological studies”**, NANOPARTICLES AND OCCUPATIONAL HEALTH, J Nanopart Res, volume11, 2009, pages 77–89.

[13] Joe Y. Zhou and Louis J. Cabri, **“Gold Process Mineralogy: Objectives, Techniques, and Applications”** volume 1, 2004, pages 49-52.

[14] **“Potencial Zeta”**, Manual, Zeta-Meter, Inc, disponible en: http://depa.fquim.unam.mx/amyd/archivero/PotencialZeta_1246.pdf

[15] K. Kongolo and M.D. Mwema, **“The extractive metallurgy of gold”**, University of Lubumbashi, Zaire, Gécamines Metallurgical Research Centre, Likasi, Zaire, c/o Gécamines Brussels, Boulevard du Souverain 30/32, B-1170 Brussels, Belgium, Hyperfine Interactions, volume 111, 1998, pages 281–289.

[16] Donald M. Hausen, **“Characterizing the Textural Features of Gold Ores for Optimizing Gold Extraction”**, Laboratory, Livermore, California, Microtextural Mineralogy, volume 3, 2000, pages 14-16.

[17] Rolando lastra, **“análisis de imágenes aplicado a metalurgia y procesamiento de minerales”**, natural resources canada, canmet – mmsl (2003).

[18] J.P. Vaughan, **“The Process Mineralogy of Gold: The Classification of Ore Types”**, Gold Process Mineralogy, volume 1, 2004, pages 46-48.

- [19] Microscopia optica y sus aplicaciones en metalurgia, **“la determinación del grado de liberación mineralógica”**, ingeniería metalurgica - universidad nacional del centro del Perú Huancayo, disponible en. <http://es.scribd.com/doc/96908201/Determinacion-Grado-Liberacion-Mineralogica>.
- [20] Cesar Mantilla, Julio Pedraza, Dionisio Laverde, **“Aplication of zeta potential studies in the development of an alternative process for the flotation of feldspar minerals”**, grupo de investigaciones en minerales, biohidrometalurgia y ambiente, universidad industrial de santander, bucaramanga, volumen 154, 2008, paginas. 65-71.
- [21] Dr. Ing. Osvaldo Pavez, **“Concentración de minerales I”**, universidad de atacama facultad de ingeniería, departamento de metalurgia, disponible en: <http://www.metalurgia.uda.cl/apuntes/Pavez/APUNTES%20DE%20CONCENTRACION%20DE%20MINERALES%20I.pdf>
- [22] Dr. Richard R. Klimpel, **“The importance of size reduction in particle processing”** Dow Chemical Company, 1995
- [23] Escudero García Ramiro, Tavera Miranda F.J. **“Viscosidad y determinación del diámetro de burbuja mediante el modelo de arrastre ó drift-flux”**, Instituto de Investigaciones metalúrgicas, Universidad Michoacana de San Nicolas de Hidalgo, foro de ingeniería e investigación en materiales, volumen 4, 2007, paginas 370-375.
- [24] Manrique Martinez, José Antonio, **“Manejo de pilas de lixiviación de oro en minería Yanacocha S.R.L.”**, UNMSN, 2009, disponible en: <http://es.scribd.com/doc/43933141/MANEJO-DE-PILAS-DE-LIXIVIACION-DE-ORO-EN-MINERA>.
- [25] Rudyard Torres, **“Tesis Electro lixiviación de oro con Thiourea”**, 2010, disponible en: <http://dspace.universia.net/handle/2024/549>.
- [26] Dr. Ramiro escudero García, **“Procesamiento de minerales”**, apuntes de clase, Instituto de Investigaciones metalúrgicas, Universidad Michoacana de San Nicolas de Hidalgo, 2010.
- [27] Ricardo Toapanta Cartagena **“Análisis de oro y plata de concentrados gravimétricos auríferos mediante ensayo al fuego utilizando cobre como colector”**,

Anexo A.

Las tablas A.1 a A.3 muestran los resultados de las experiencias de flotación, las cuales son: el flujo superficial de aire (jg), el flujo volumétrico de aire alimentado al dispersor (Qg), las caídas de presión en dos puntos P1 y P2 de la columna para calcular la fracción volumétrica de gas (Eg), el diámetro de burbuja (db), y el área superficial de burbujas (sb); fracción de gas ,para establecer las variables de operación del sistema.

Tabla A. 1.- Resultados de la caracterización de la columna en un sistema agua-aire-espumante. 20 ppm de espumante.

Qg (cm³/s)	P1 (cmH₂O)	P2 (cmH₂O)	Eg (%)	db (cm)	sb (1/s)	jg (cm/s)
0.5	257.3	258.7	0.897436	0.238973	5.4366895	0.216537
1	252.4	255.6	2.05128	0.205439	12.6483092	0.433076
1.5	246.2	251.4	3.33333	0.18865	20.660864	0.649612
2	235.5	244.6	5.83333	0.141272	36.7864403	0.866149
2.5	231.3	241.9	6.79487	0.153723	42.2587381	1.08269
3	222	235.9	8.91026	0.14163	55.0400339	1.29922
3.5	211.7	228.9	11.0256	0.135085	67.3247215	1.51576
4	214.3	230.9	10.641	0.161594	64.3204574	1.7323

Tabla A. 2.- Resultados de la caracterización de la columna en un sistema agua-aire-espumante. 40 ppm de espumante.

Qg (cm³/s)	P1 (cmH₂O)	P2 (cmH₂O)	Eg (%)	db (cm)	sb (1/s)	jg (cm/s)
0.5	256.6	258.4	1.15385	0.178174	7.29187199	0.216537
1	248	252.5	2.88462	0.139981	18.5629193	0.433076
1.5	241.9	248.6	4.29487	0.142586	27.3355869	0.649612
2	232.8	243.1	6.60256	0.124247	41.8271186	0.866149
2.5	224.7	238.5	8.84615	0.117534	55.2703048	1.08269

3	212.8	230.3	11.2179	0.113163	68.8857665	1.29922
3.5	185	209.2	15.5128	0.0991111	91.7612659	1.51576
4	190.2	212.6	14.359	0.121021	85.884268	1.7323

Tabla A. 3.- Resultados de la caracterización de la columna en un sistema agua-aire-espumante. 60 ppm de espumante.

Qg (cm³/s)	P1 (cmH₂O)	P2 (cmH₂O)	Eg (%)	db (cm)	sb (1/s)	jg (cm/s)
0.5	255.8	257.7	1.21795	0.167491	7.75696605	0.216537
1	247.5	252.6	3.26923	0.122373	21.2338996	0.433076
1.5	238.2	246.7	5.44872	0.111253	35.0343092	0.649612
2	229.7	241.2	7.37179	0.111299	46.693088	0.866149
2.5	217.8	233.7	10.1923	0.10277	63.21047	1.08269
3	205.1	225.2	12.8846	0.0998705	78.0542803	1.29922
3.5	174.7	202.3	17.6923	0.0892584	101.890242	1.51576
4	191.2	208.4	11.0256	0.155863	66.6854866	1.7323

Anexo B.

La tabla B.1 muestra los resultados de la recuperación de oro y plata, utilizando Tiosulfato de Sodio (aniónico) y Dodesylamina (catiónico), para los minerales valiosos, en las experiencias de flotación, utilizando la ecuación 2.1.

Tabla B. 1.-Resultados de la recuperación, utilizando dos diferentes colectores.

Etapas	Cantidad de colector	Recuperación acumulada Au (colector catiónico)	Recuperación acumulada Ag (colector catiónico)	Recuperación acumulada Au (colector aniónico)	Recuperación acumulada Ag (colector aniónico)
1	0.04752	15.98	50.36	13.14	47.88
2	0.09504	22.36	54.28	20.05	50.36
3	0.14256	31.89	58.94	26.35	52.98
4	0.19008	38.57	62.51	35.14	56.58
5	0.2376	43.2	65.8	41.57	59.5
6	0.28512	56.24	75.36	59.84	64.87
7	0.33264	69.87	93.37	70.41	76.94

8	0.38016	89.56	94.56	90.25	89.57
9	0.42768	92.36	96.89	93.64	93.14
10	0.4752	97.32	98.24	98.24	99.12
11	0.52272	100	100	100	100

Anexo C.

En este anexo se muestran los difractogramas de las especies contenidas en las corrientes de alimentación, colas y concentrado, después de a ver filtrado y secado los sólidos.

El difractograma de la alimentación indica que la pulpa alimentada a la columna de flotación, contiene óxido de cobre, sílice y compuestos de oro y plata.

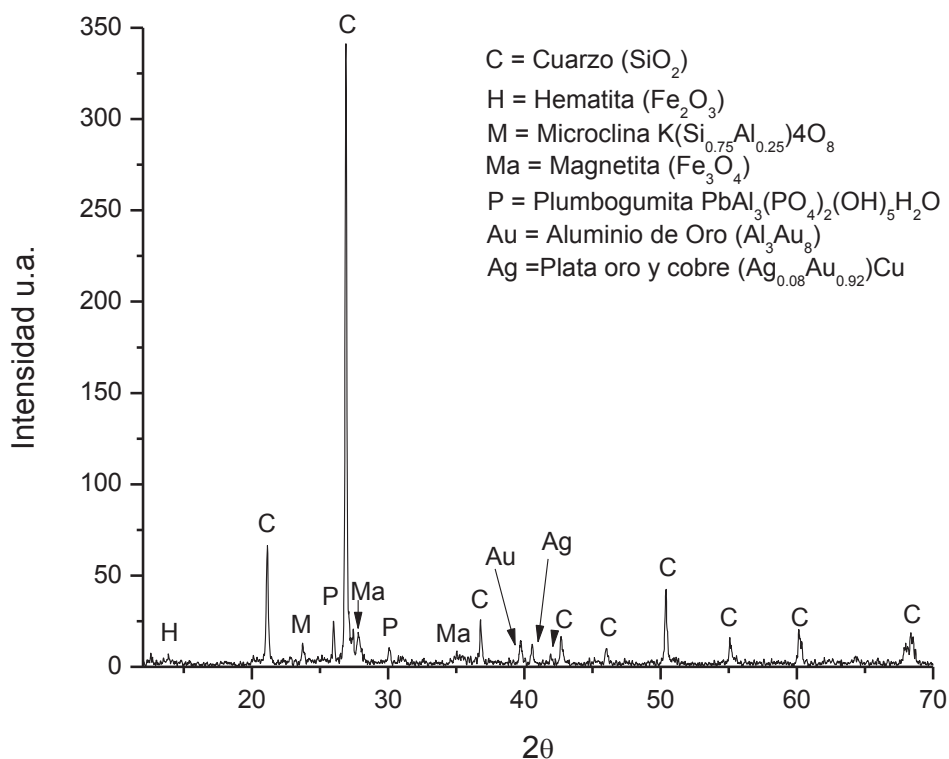


Figura C. 1.- Difractograma típico de las muestras de alimentación a la columna.

Por su parte el difractograma del concentrado, indica que se flotaron las especies que contienen oro, plata y cobre, principalmente, además de especies menores de sílice y pirita.

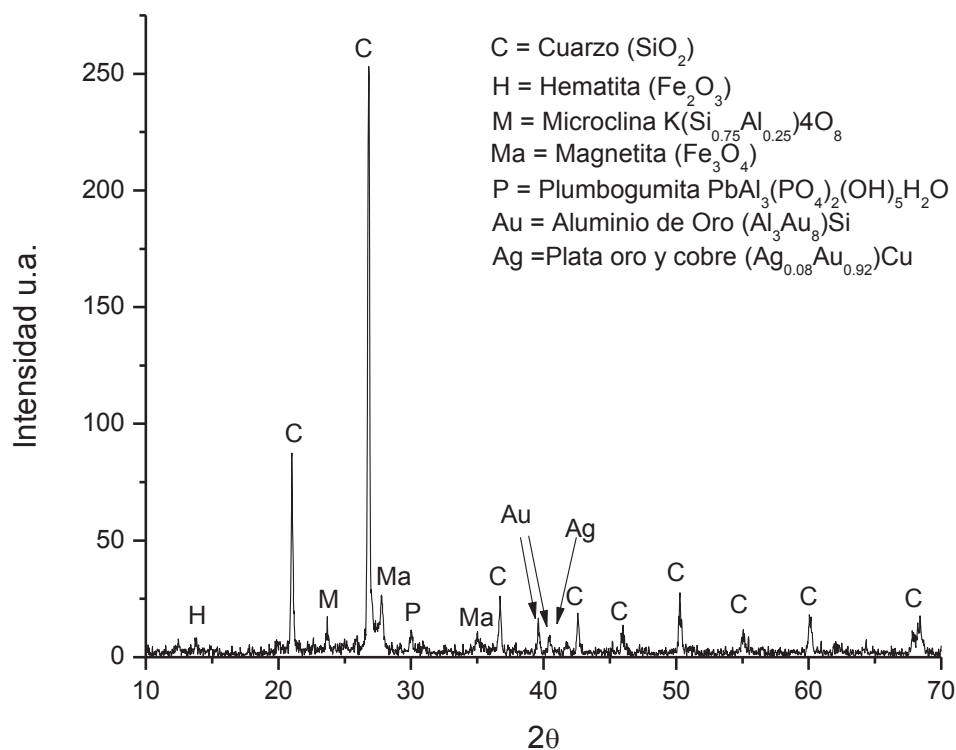


Figura C. 2.- Difractograma típico de las muestras del concentrado a la columna.

Por otra parte el análisis por difracción de rayos x a los sólidos de la corriente de colas señala la presencia del óxido de cobre, sulfuro de hierro y trazas de compuesto de plata y oro.

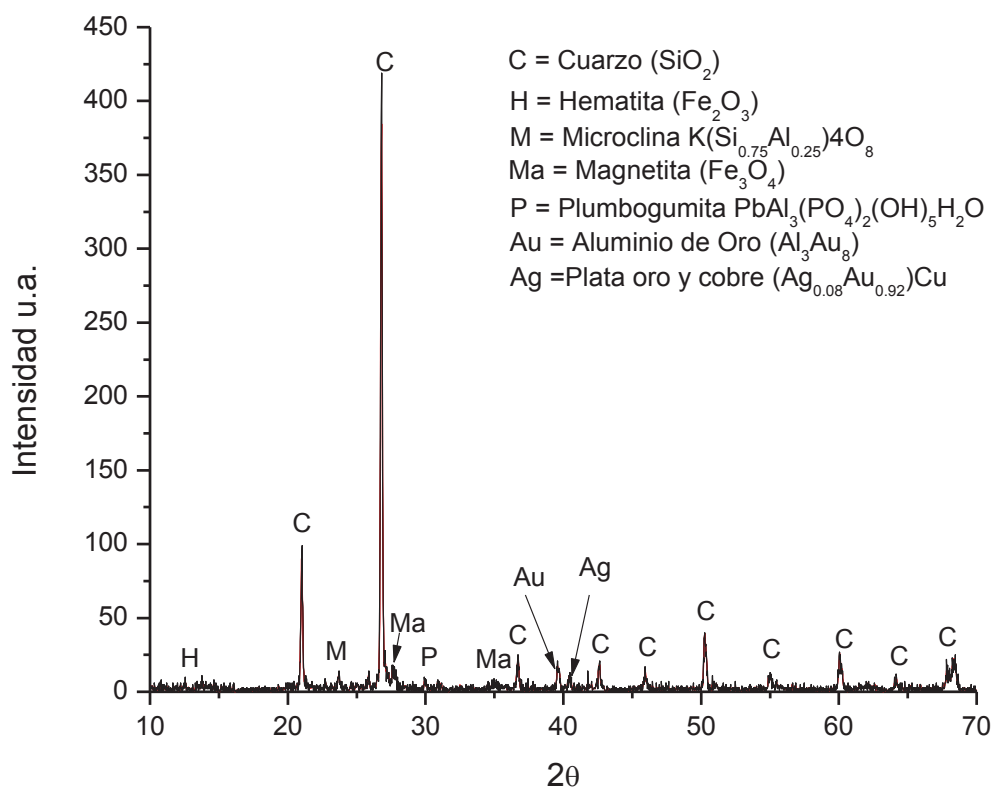


Figura C. 3.- Difractograma típico de las muestras en la corriente de colas en la columna.

Anexo D.

La tabla D.1 muestra los resultados obtenidos de las lecturas realizadas por medio de absorción atómica, a las muestras obtenidas de las corrientes de flotación, con los dos diferentes colectores utilizados en estas experiencias.

Tabla D. 1.- Resultados en ppm de las lecturas de absorción atómica.

Tiosulfato de Na, Muestra	Au (ppm)	Ag (ppm)	Dodesylamina Muestra	Au (ppm)	Ag (ppm)
alimentación 01	0.31	0.26	alimentación 01	0.18	0.41
concentrado 01	0.11	0.09	concentrado 01	0.09	0.15
colas 01	0.23	0.17	colas 01	0.04	0.06
alimentación 02	0.3	0.45	alimentación 02	0.16	0.39

concentrado 02	0.19	0.21	concentrado 02	0.35	1.09
colas 02	0.1	0.25	colas 02	0.09	0.12
alimentación 03	0.25	0.36	alimentación 03	0.25	0.41
concentrado 03	0.09	0.24	concentrado 03	0.16	0.23
colas 03	0.11	0.11	colas 03	0.09	0.18
alimentación 04	0.42	0.21	alimentación 04	0.18	0.58
concentrado 04	0.31	0.11	concentrado 04	0.28	0.51
colas 04	0.11	0.09	colas 04	0.11	0.07
alimentación 05	0.25	0.33	alimentación 05	0.42	0.51
concentrado 05	0.17	0.47	concentrado 05	0.24	0.34
colas 05	0.11	0.18	colas 05	0.18	0.15
alimentación 06	0.37	0.31	alimentación 06	0.3	0.16
concentrado 06	0.14	0.17	concentrado 06	0.47	0.14
colas 06	0.21	0.16	colas 06	0.22	0.02
alimentación 07	0.29	0.38	alimentación 07	0.38	0.25
concentrado 07	0.22	0.42	concentrado 07	0.25	0.11
colas 07	0.1	0.29	colas 07	0.27	0.01
alimentación 08	0.34	0.34			
concentrado 08	0.18	0.3			
colas 08	0.15	0.05			
alimentación 09	0.41	0.27			
concentrado 09	0.26	0.12			
colas 09	0.14	0.15			
alimentación 10	0.19	0.42			
concentrado 10	0.09	0.25			
colas 10	0.11	0.2			
alimentación 11	0.23	0.61			
concentrado 11	0.4	0.1			
colas 11	0.17	0.09			