

## CAPÍTULO 4

# FLOTACIÓN COLECTIVA PIRITA-ARSENOPIRITA-ORO DE LOS RESIDUOS DE NOCHE BUENA, ZAC., Y SU SEPARACIÓN EN CONCENTRADOS PIRITA-ORO Y ARSENOPIRITA

*Data de submissão: 26/11/2024*

*Data de aceite: 02/01/2025*

### **Ma. M. Salazar-Hernández**

Departamento de Ingeniería en Minas, Metalurgia y Geología Ugt, Ex-Hacienda de San Matías S/N, Guanajuato, Gto.

### **Ma. del C. Salazar-Hernández**

Unidad Profesional Interdisciplinaria de Ingenierías Campus Guanajuato. Instituto Politécnico Nacional, Silao de la Victoria Gto., México.

### **M. A. Corona-Arroyo**

Departamento de Ingeniería en Minas, Metalurgia y Geología Ugt, Ex-Hacienda de San Matías S/N, Guanajuato, Gto.

### **E. Elorza-Rodríguez**

Departamento de Ingeniería en Minas, Metalurgia y Geología Ugt, Ex-Hacienda de San Matías S/N, Guanajuato, Gto.

**RESUMEN:** Siempre ha existido interés por el retratamiento de residuos de antiguas operaciones mineras. Durante los 70-80's del siglo XX se concentró Scheelita por medios gravimétricos a partir de residuos de flotación, hoy día, el interés lo es por aquellos que contienen oro, tierras raras, entre otros. Los antiguos residuos de flotación de Noche Buena, Melchor

Ocampo Zac., los cuales totalizan 1.2 Mton, con concentraciones de oro y plata de 3.0 y 40 g/ton, respectivamente, fueron caracterizados y sometidos a un estudio metalúrgico con la finalidad de definir el proceso o combinación de procesos que permita la concentración-extracción de los metales preciosos. Estudios con materiales similares y la caracterización mineralógica de estos residuos hace suponer una íntima asociación entre el oro y alguno de los sulfuros, pirita o arsenopirita. Los resultados de este estudio indican que una remolienda a un K80 = 50 micras, seguida por una concentración por flotación posibilitan la recuperación de 70-75% del oro en un concentrado colectivo de pirita-arsenopirita. La separación de este último, usando como oxidante peróxido de hidrógeno a un ORP de +450 mV y pH de 6.0, producen un concentrado de pirita-oro con un grado de 7.20 g Au/Ton y recuperación global mayor a 50% del oro en residuos. La asociación pirita-oro fue confirmada a través de la caracterización mineralógica sobre una porción de concentrado colectivo pirita-arsenopirita-oro, usando Microscopía Electrónica de Barrido (MEB) de manera indirecta, electrones retrodispersados. No obstante que la asociación pirita-oro es

favorable para su comercialización; arsenopirita quedaría en residuos, con ella la recuperación global de oro se reduce a 50%. En el caso de no hacer separación, la recuperación de oro pudiera ser mayor a 70%, en este caso el arsénico deberá ser recuperado, estabilizado y confinado de manera segura.

**PALABRAS CLAVE:** Residuos de oro, oro asociado a sulfuros de hierro y/o arsénico.

**ABSTRACT:** There has always been an interest in the retreatment of wastes from old mining operations. During the 70-80's of the 20th century, Scheelite was concentrated and recovered by gravimetric methods from flotation residues, today, the interest is for those that contain gold, rare earths, among others. The old flotation residues of Noche Buena, Melchor Ocampo Zac., totalizing 1.2 Mton with gold and silver concentrations of 3.0 and 40 g / ton, respectively, were characterized and subjected to a metallurgical study to define the process or combination of processes that allows the concentration-extraction of precious metals. Studies with similar materials and the mineralogical characterization suggest an intimate association between gold and sulfides, pyrite or arsenopyrite. The results of this study point towards that a regrind at K80 = 50 microns, followed by a concentration by flotation, enables the recovery of 70-75% of the gold in a bulk pyrite-arsenopyrite concentrate. The separation of the latter, using hydrogen peroxide as oxidant at an ORP of 450 mV and pH of 6.0, produces a pyrite-gold concentrate with a degree of 7.20 g Au / Ton and an overall recovery of 50-55% of the gold in residues. Pyrite-gold association was confirmed by mineralogical characterization on a portion of the bulk pyrite-arsenopyrite gold bearing concentrate, using indirect scanning electron microscopy (SEM), backscattered electrons. Even though, the pyrite-gold association is favorable for concentrate commercialization; arsenopyrite would remain in waste, flotation separation reduces global recovery of gold to only 50%. In case separating is not done, gold recovery will be greater than 70%, however, the arsenic must be recovered and safely confined.

**KEYWORDS:** Gold residues, gold associated with iron and/or arsenic sulfides.

## INTRODUCCIÓN

De acuerdo con Fleming (2014), la producción de oro a nivel mundial se ha mantenido creciendo, esto como resultado de su alta cotización en el mercado, esta producción disminuyó por **covid** en 2019 de 3300 toneladas a 3200 en 2020, no obstante, los analistas prevén que esta tendencia se revertirá para 2023, estimando una producción de oro de 3742 Toneladas (*World-Energy-Trade, 2023*). A diferencia de otros metales, cuyos precios son dictados por factores de oferta-demanda, los del oro son influenciados por factores como interés e inflación, debiéndose hacer notar que el sentimiento de los inversionistas es voluble y no debe subestimarse (*Adams, 2016*).

La producción de oro en México en 2020 observó una reducción durante los dos meses posteriores a marzo, cuando se decretó el cierre por pandemia. Con esta producción se ocupó el noveno lugar a nivel mundial de este metal, China ha pasado a ser el primer productor de oro, dejando atrás a Sudáfrica, esto debido, principalmente, al uso de antiguos métodos de minado-producción. En cuanto a reservas, Norte y Central América poseen el

31% de las reservas de oro en el mundo, seguido por Sudáfrica con el 20%, Australia 12%, entre otros (Adams, 2016; INEGI, 2021).

Antes de 1989 los métodos de procesamiento-extracción de menas de oro eran: gravimetría (14.1%), gravimetría + lixiviación (30.0%), cianuración (50.3 %) y métodos para refractarios (5.6%). Para 2006, se infería que la proporción de oro producido a partir de menas refractarias era superior a 30%, siendo los métodos de pre- o tratamientos usados predominantemente oxidantes. El análisis de la industria del procesamiento-extracción de menas de oro por Adams en 2016, indica que, más del 38% provenía de menas refractarias, seguido de lixiviación en montones con 30%, cianuración/CIL de oro liberable por molienda con 18% y con 14% proveniente de la fundición de concentrados de plomo-cobre. Las rutas de tratamiento para menas refractarias incluyeron: 21% de tostación (ROAST), 10% oxidación a presión (POX), 5% molienda ultrafina (UFG) y 2% de lixiviación con bacterias (BIOX) (Grewal *et al.*, 2014; Elorza, 2020).

Sin lugar a duda, el gran cambio en la producción de oro es la proporción proveniente del tratamiento de menas refractarias, en la que la tostación contribuye con 21%. Este porcentaje es inesperado, ya que en épocas previas a 2012, se llegaron a considerar estos como vías altamente contaminantes. Asimismo, sobresale el que grandes compañías como, Outotec ofrezcan y construyan plantas llave en mano de biolixiviación, definitivamente esto ha influido en el porcentaje de refractarios tratados por esta vía. Actualmente, en México, existe un gran interés por el tratamiento-recuperación de la fracción de oro asociado a pirita-arsenopirita tanto en residuos de concentraciones por flotación vigentes (Peñasquito, Minera William, Saucito) como de operaciones antiguas (Noche Buena, El Oro México). La recuperación de este oro se realiza flotando un concentrado colectivo de piritas, molienda ultrafina a tamaños de aproximadamente 10 micras y lixiviación con cianuro de los valores de oro. En casos de oclusión la extracción del oro sólo es posible mediante un pretratamiento que involucre la destrucción de la matriz; entre estos procesos cabe mencionar: biolixiviación, oxidación en autoclave-cianuración; 125 lb/pulg<sup>2</sup> y 125 °C, o tostación-cianuración (Suárez, 2006; Adams, 2016; Islas y Elorza, 2018).

## ANTECEDENTES

Aproximadamente del total de reservas disponibles de oro, el 40% corresponde al tipo: pirita, arsenopirita y pirrotita (Chanturiya *et al.*, 2003). La pirita es el segundo mineral huésped más común de las especies de oro, es un sulfuro relativamente estable, recurrentemente acompaña a los minerales de oro y plata. Esta asociación puede mostrar muy diversa complejidad, es decir, el oro puede encontrarse finamente diseminado sobre las piritas, pero expuesto. En otras puede encontrarse incluido a tamaño muy fino (0.10 a 1.0  $\mu\text{m}$ ) dentro de granos pirita de entre 5 a 15 micras, o bien dentro de la red cristalina de la pirita (oro invisible). Bajo estas dos últimas asociaciones, es necesaria una remolienda

a tamaño finos para obtener una completa o parcial liberación de las partículas de los metales preciosos o bien la oxidación de los sulfuros antes de proceder a su extracción.

El retratamiento de residuos de oro ofrece ventajas de no costos de minado y “bajos” de reducción de tamaño, no obstante, la alta concentración del metal precioso en residuos, comúnmente, infiere algún problema de refractariedad. Los residuos de oro comúnmente caen dentro de tres categorías: finos, tamaño de partícula de aproximadamente 70-75% a -74 micras; arenas, 10-20% pasando 74 micras; y rocas de descapote (Muir *et al.*, 2016). La concentración de oro en estos materiales suele ser baja, 0.15-0.35 g Au/Ton, no obstante, en algunos casos cuando hay presencia de sulfuros sus concentraciones pueden ser mayores (Islas y Elorza, 2018; Grammatikopoulos y Downing, 2019). La recuperación metalúrgica de estos residuos puede incluir procesos como: concentración gravimétrica, flotación y cianuración, entre otros. Esta última suele realizarse usando parámetros y condiciones estándar como: 42% Sólidos w/w, 0.20-0.30% NaCN, álcali protector 0.05% CaO y 18 a 24 horas de tratamiento, así como carbón activado. La flotación colectiva de metales preciosos suele ser también una opción viable para obtener productos de mayor concentración, no obstante es importante reconocer que las recuperaciones no sobrepasan el 60-70% (Muir *et al.*, 2016). Cuando los valores de oro se asocian a sulfuros de pirita-arsenopirita, lo recomendable es flotar un concentrado colectivo, el cual sea posteriormente sometido a una separación, esta última con la finalidad de alcanzar la mayor concentración de oro posible, así como delimitar el proceso de recuperación de oro. La separación es importante debido a los estrictos límites de la concentración de arsénico que deben tener los concentrados, la presencia simultánea de pirita y arsenopirita en muchas de las menas limita su concentración por flotación, y prácticamente excluye su tratamiento por cualquier proceso pirometalúrgico (Iglesias *et al.*, 1992; Subramanian *et al.*, 2005).

La separación pirita-arsenopirita de sus concentrados bulk, ha visto en la última década un gran número de propuestas, entre las que sobresalen: humeato de sodio (HA)- $\text{Na}_2\text{CO}_3$ , peróxido de hidrógeno ( $\text{H}_2\text{O}_2$ ), dióxido de cloro ( $\text{ClO}_2$ ), hipoclorito ( $\text{ClO}^-$ ), entre otras. Sales inorgánicas y reactivos orgánicos, aducen proporcionar resultados favorables, procesos simples y controlables, los que pudieran ser de interés para la industria minero-metalúrgica (Subramanian *et al.*, 2005; Dong *et al.*, 2019; Xiaopeng *et al.*, 2019; Zaizheng *et al.*, 2019; Forson *et al.*, 2021).

## MATERIALES Y MÉTODOS

El material de prueba para esta investigación fue extraído del confinamiento de residuos de las antiguas operaciones de Noche Buena a través de un exhaustivo muestreo. Consistente este en la sistemática perforación de pozos-toma de muestras, secado, pesado, compositado y finalmente homogeneización de las porciones extraídas en proporciones definidas tomando en cuenta la segregación que ocurre durante el confinamiento de colas

de un tratamiento en una presa de jales (Muir *et al.*, 2016; Pérez-Pérez *et al.*, 2017).

La muestra primaria se obtuvo de la perforación de 34 barrenos con profundidades variables de 0-6 o 0-14 metros. Cada dos metros de barrenación constituyeron una muestra (5-8 kilogramos), totalizando estas 161 con una masa total de aproximadamente 1.5 toneladas. Una porción de 50-60 kg del compósito general fue provista para su caracterización mineralógica a SGS (Estados Unidos), y una masa similar fue entregada para su estudio metalúrgico al Departamento de Minas, UGTO.

## Caracterización Física

La determinación de distribución de tamaño de partícula se realizó en húmedo, lavando una porción sobre la malla 325. Las fracciones retenidas en mallas una vez pesadas, se analizaron por absorción atómica y gravimetría. La Figura 1, muestra la distribución de tamaño de partícula  $S_u K_{80}$  de 160 micras, clasifica los residuos como finos ( $\sim 70\% @ 74$  micras).

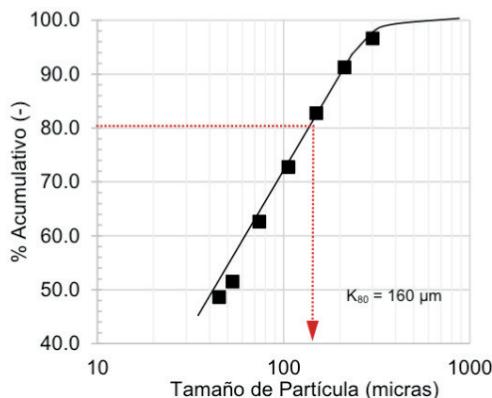


Figura 1.- Distribución de tamaño de partículas de los residuos de oro de Nochebuena.

## Caracterización Química

La muestra de estudio (50 kg) fue provista con un anexo digital, con información de su caracterización química y mineralógica, no obstante, la que una vez homogeneizada y pesada en porciones de un kilo se repitieron análisis químicos. La Tabla 1, lista los ensayos químicos incluidos en el anexo digital, así como los realizados en el departamento.

MUESTRA	Ley g/Ton		Ensajes %				Fuente
	Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Fe	
Residuos Noche Buena	3.05	42	1.99	0.84	0.05	9.11	Anexo Digital
Residuos Noche Buena-M	2.77	16				8.61	Dept. Minas

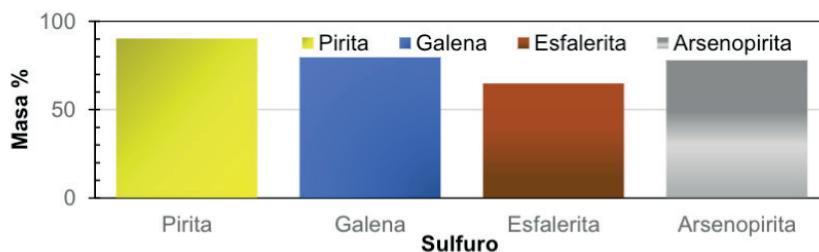
**Tabla 1.-** Concentración de metales base y preciosos en muestra de residuos (*Grammatikopoulos y Downing, 2019*).

## Caracterización Mineralógica

El análisis por microscopía electrónica de barrido (SEM-EDS) indica que, la muestra consiste principalmente de **calcita** (34.6%), **cuarzo** (22.3%), wollastonita (9.2%), micas (2.0%), tremolita (1.9%), feldspato K (1.7%), plagioclasa (1.7%), otros silicatos (1.2%), y cantidades traza de talco, óxidos-Fe, otros óxidos, carbonatos, cloritas y otros minerales. Pirlita (14.1%) es el principal sulfuro, seguido por arsenopirita (3.9%), galena (3.3%), esfalerita (1.0%), y otros sulfuros (0.12%). Tabla 2 resume los resultados de la difracción de rayos-X y la Figura 2 los porcentajes de liberación de sulfuros en residuos (*Grammatikopoulos y Downing, 2019*).

Muestra	Mayor	Moderado	Menor	Trazas
Noche Buena	Calcita	Cuarzo, Wollastonita	Pirlita, mica, yeso, arsenopirita	Montmorillonita, galena, calcopirita

**Tabla 2.-** Resultados del análisis de difracción de rayos-X de los residuos de oro de Noche Buena (*Grammatikopoulos y Downing, 2019*).



**Figura 2.-** Porcentaje de liberación de las principales especies en los residuos de oro Noche Buena (*Grammatikopoulos y Downing, 2019*).

Dada la concentración de oro en residuos, la microscopía de barrido no lo detectó, y no fue posible identificar su asociación a alguno de los sulfuros de ganga.

# EXPERIMENTACIÓN

## Residuos de Oro

El diagrama de bloques de la Figura 3, muestra el esquema general de experimentación. Por la importancia económica de los metales preciosos, la experimentación-resultados se centró en la concentración por flotación y separación de los minerales de pirita y arsenopirita, uso de depresores de arsénico, y lixiviación de residuos con cianuro de sodio.

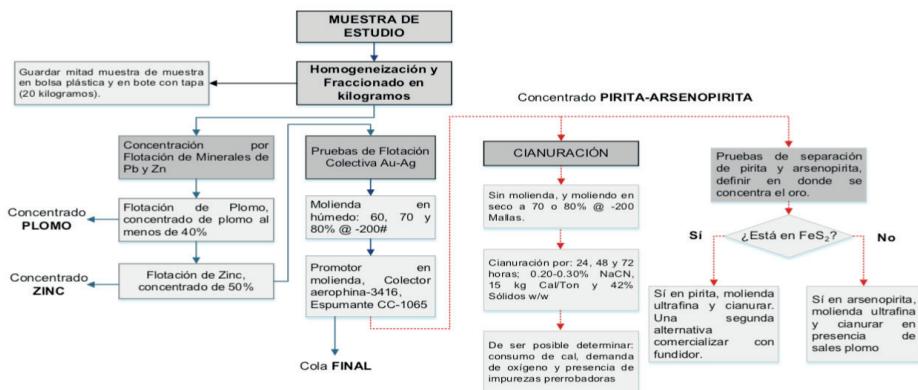


Figura 3.- Diagrama de bloques del proceso experimentación a los jales de Noche Buena (A P Pérez-Lozano, 2021).

## Celda de Flotación Aireación Forzada-Reactor de Vidrio

El estudio de flotación se realizó en una celda de flotación FLSmidth de aireación forzada, provista con los elementos de control y activación respectivos, tales como: botón de encendido, a un lado de este se localiza otro botón, el cual fija la velocidad del impulsor a una velocidad específica, comúnmente entre 500 a 700 rpm; mayores velocidades a esta causan vórtices o excesiva pérdida de pulpa, ver Figura 4.

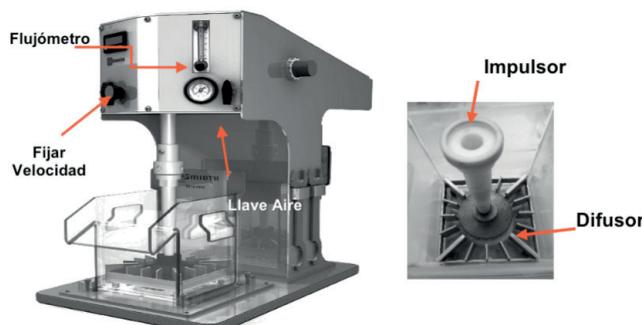


Figura 4.- Celda de flotación Essa-FTM101 y sus elementos (FLSmidth): botón de encendido, botón velocidad, flujómetro, llave aire, celda-difusor e impulsor.

El flujo de aire se condiciona al tamaño de la celda, específicamente al área de celda, de manera que la velocidad de aire en celda sea de 0.5-2.5 cm/s. Por ejemplo, para la celda de un litro con dimensiones transversales de 17.5 cm x 17.5 cm, con un flujo de aire 10 L/min la velocidad de ascenso de aírea ( $J_g$ ) es de 0.54 cm/s.

## Metodología

Tanto las pruebas de flotación como de lixiviación fueron realizadas considerando diversos procedimientos estándar o normados: Flotación, **ASTM Coal Standar e ISO Committee on Coal Testing**; Lixiviación, **Contreras, McClelland y Muir** (Contreras, 1967; McClelland, 1988; Crozier, 1992; Muir et al., 2016). La descripción de estos procedimientos y sus mejoras pueden ser encontrados y consultados en trabajos previos de los autores (Suárez, 2006; E B Suárez-Chávez et al., 2007; García-Torres et al., 2013; Prieto, 2013; Pérez, 2015).

Las pruebas iniciales de flotación colectiva piritita-arsenopiritita-oro fueron abiertas, y tuvieron como finalidad maximizar la recuperación y grado de oro variándose tiempos de remolienda (12, 14, 16, 24 y 30 minutos), consumo de reactivos y tiempos de flotación. El diagrama de flujo de pruebas lo conformó una etapa primaria (4'), una agotativa (2.5') y dos-tres etapas de limpias (2.5' c/u). Es importante resaltar un cambio en el esquema de concentración por flotación; retomado este de la experiencia industrial de minera **William**, siendo este la recirculación del total de productos intermedios: concentrado agotativo y medios de limpias, a la cabeza del primario, lo que permite maximizar grado y recuperación de los valores de oro.

Definidas las condiciones de la flotación colectiva, se realizarán pruebas cíclicas (cuatro ciclos), el concentrado de estas se sometió a separaciones a ORP entre + 450 - + 500 mV a pH's de 6 y 11, los oxidantes a probados lo fueron permanganato de potasio 1 M ( $KMnO_4$ ), peróxido de hidrógeno ( $H_2O_2$ , 30%) e hipoclorito de sodio. Las pruebas de separación se realizaron sobre masas de 120 o 200 gramos de concentrado  $FeS_2$ -AsFeS-Au, el procedimiento general de estas es resumido a continuación.

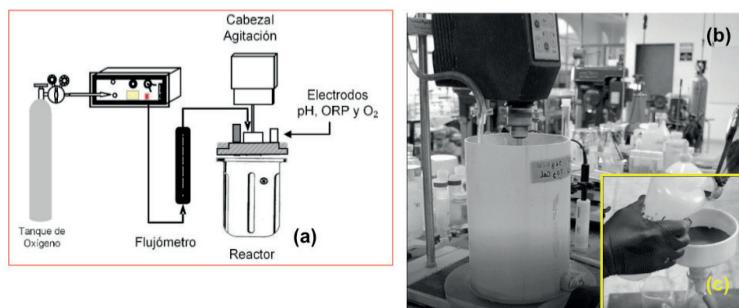
La masa de concentrado se colocó en celda de un cuarto de kilogramo, se agrega agua y se ajusta al pH de prueba según sea el caso (6 o 11), se coloca probeta de ORP en celda y se agrega solución oxidante hasta alcanzar el valor de +450 mV, se acondiciona por un tiempo de diez (10) minutos, al término se agrega espumante MIBC y se colecta flota por espacio de dos minutos el primer concentrado de piritita. Previo a colectar el segundo concentrado, se ajusta nuevamente el pH, ORP se mantiene entre +430 - +460 mV, se adicionan 28 g A-404/Ton, se acondiciona 5 minutos, finalizados estos se agrega espumante y se flota el segundo concentrado de piritita por dos minutos.

También se realizaron pruebas abiertas usando un depresor de arsénico, Solvay 7261, esto con la finalidad de evaluar el reducir su concentración, y analizar la alternativa

de evitar o facilitar la separación pirita-arsenopirita.

Las pruebas de lixiviación con cianuro se realizaron sobre los residuos sin y con remolienda (24 min) de concentrado colectivo y concentrado  $FeS_2$ -Au remolido a 25 micras. Las condiciones de prueba fueron: 0.05% CaO libre, 0.30% NaCN, 42% de sólidos (Dilución 1.4:1) y 48 horas de tratamiento. Como en la flotación, los procedimientos de prueba seguidos han sido descritos en trabajos previos o textos (Contreras, 1967; McClelland, 1988; A P Pérez-Lozano, 2021).

Las lixiviaciones se realizaron usando el sistema experimental mostrado en la Figura 5, constituido por un recipiente de plástico con capacidad de 3 L o bien de vidrio de 1 L, ambos provistos de bafles. La agitación del sistema la provee un cabezal Cafram de torque constante con motor de 1/2 HP, al que se adosa una flecha-propela tipo turbina de seis alabes y 5 cm de diámetro. La toma de muestras se realiza a través de la salida localizada en la parte baja del recipiente.



**Figura 5.-** (a) Sistema global, (b) Sistema de agitación, extracción muestra, y (c) filtrado y lavado de sólidos para ensayo químico (A P Pérez-Lozano, 2021).

## Procedimientos Analíticos

Los análisis de oro y plata se realizaron por gravimetría, ensaye vía seca. Para este se pesan cantidades de 5 a 20 gramos de muestra, se funden en una mezcla de fundente, las masas fundidas se vacían y dejan solidificar. Solidificadas las mezclas, se conforman a cubos. Estos últimos son copelados hasta que solo queda en el fondo de las copelas un minúsculo botón de doré. Pesado el doré se aparta la plata con una disolución de  $HNO_3$  (3:1 y 7:1), con las masas registradas antes y después del apartado se calculan las leyes de Au y Ag (Haffy *et al.*, 1965; F. de J; Pérez-Lozano, 2015).

Las determinaciones elementales de Pb, Cu, Zn y Fe se realizaron vía absorción atómica de acuerdo con las normas 3500-PbB, -CuB, -ZnB y -FeB. Se pesa una determinada masa de muestra, 0.20 – 1.0 g, se digiere en caliente con ácidos (190-200 °C). Realizada la digestión, cada muestra se filtra y recibe en matraces de 100 mL (papel filtro Whatman 41 o 42), se afora y se agita. De cada muestra, se hacen dos diluciones, ello según la concentración esperada del metal en solución (1/10 o 1/20, etc.), finalmente

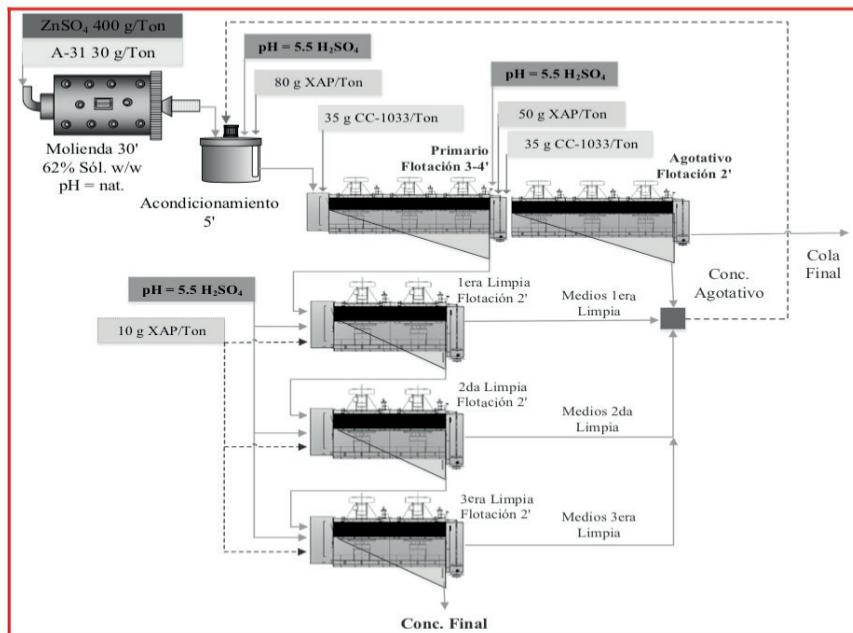
la muestras concentradas y diluciones son analizadas en un espectrómetro de absorción atómica (*Clesceri et al., 1989*).

## ANÁLISIS RESULTADOS Y DISCUSIÓN

Las pruebas abiertas de flotación colectiva se realizaron bajo las condiciones resumidas en Tabla 3 y diagrama de flujo de la Figura 6.

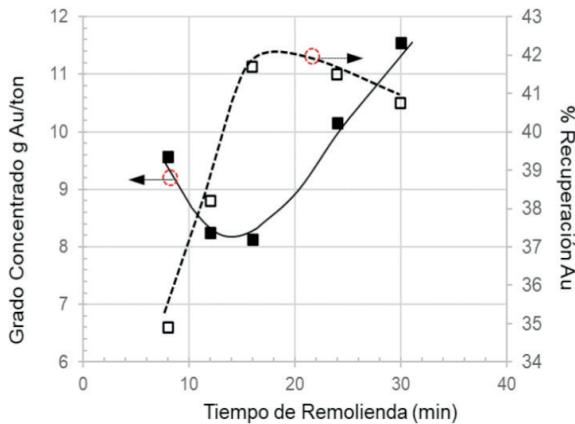
ETAPA	pH	Tiempo (min)	CONSUMO DE REACTIVOS (g/Ton)			
			A-31	ZnSO <sub>4</sub>	XAP	CC-1033
<b>Molienda</b>	nat	8.0	30.0	400.0		
<b>Acondicionamiento</b>	5.5	5.0			80.0	
<b>Primario</b>	5.5	4.0				35.0
<b>Agotativo</b>	5.5	2.0			50.5	35.0
<b>1era, 2da y 3era Limpia</b>	5.5	2.0			10.0	

**Tabla 3** .- Condiciones de pruebas abiertas para probar depresor de arsénico 7006 de Solvay, así como acumular masa de concentrado colectivo FeS<sub>2</sub>-AsFeS-Au para separación con NaClO.



**Figura 6.**- Diagrama de flujo de flotación colectiva de los residuos Noche Buena, comprendiendo las etapas: primario, agotativo y tres limpias.

Los resultados de prueba a diferentes tiempos de molienda y extendiendo el tiempo de flotación de la etapa primaria a cuatro minutos (4), son resumidos en Figura 7.



**Figura 7.-** Calidad y recuperación de concentrado final colectivo a diferentes tiempos de molienda, pruebas abiertas.

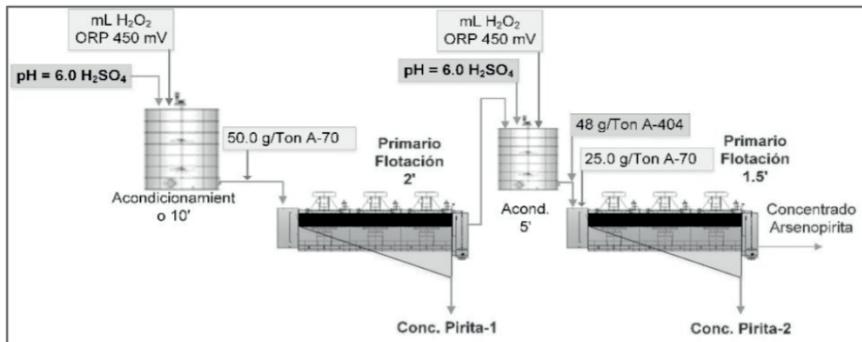
Los resultados de pruebas 5 y 6 se usaron para estimar las posibles recuperaciones operacionales. Los cálculos se basaron en el procedimiento de balance de materia denominado **seudo-equilibrio**, la Tabla 4 resume grado y recuperación de oro en concentrado colectivo  $\text{FeS}_2\text{-AsFeS-Fe}$ .

PRODUCTO	Peso %	LEY (g/Ton)		% Distribución	
		Au	Ag	Au	Ag
Conc. Final (Pba-5)	14.9	10.161	29.33	60.76	24.34
Conc. Final (Pba-6)	17.4	11.55	66.95	67.97	46.97

**Tabla 4.-** Grado y distribución de oro en concentrado colectivo, resultados base Pruebas 5 y 6.

### Pruebas de Separación $\text{FeS}_2\text{/AsFeS}$

El arsénico es un elemento de alto riesgo ambiental, y requiere precauciones especiales en las operaciones de fundición. Uno de los pocos usos del arsénico es como preservador de madera, la producción excedente de arsénico ( $\text{As}_2\text{O}_3$ ) debe ser confinada en bloques de permafrost, por el contrario, un concentrado de pirita-oro podría ser comercializado y tratado. Figura 8 muestra el diagrama de pruebas de separación, y Tabla 5 resume algunos resultados de separación usando permanganato (Pba. 7), peróxido de hidrógeno (Pba. 8) e hipoclorito de sodio (Pba. 9) como oxidantes. El peróxido de hidrógeno a pH de 6.0 mostró ser una opción de separación bastante más estable y controlable que usando permanganato ( $\text{KMnO}_4$ ). Con hipoclorito de sodio también se observan resultados prometedores, y su fuerza y bajo costo lo hacen que deba considerarse para pruebas posteriores.



Prueba-07: 150 gramos, oxidante  $\text{KMnO}_4$ , pH = 5.5.

MUESTRAS	PESO %	Ensajes g/Ton		Ensajes %		Distribución %			
		Au	Ag	Fe	As	Au	Ag	Fe	As
<b>Cabeza</b>	100.0	2.94	109.2						
Pba-7 Conc.1 ( $\text{FeS}_2$ -Au)	5.1	8.83	145.7	25.18	4.08	4.4	13.9	4.1	4.0
Pba-7 Conc.2 ( $\text{FeS}_2$ -Au)	6.1	8.35	125.2	23.48	4.37	5.0	14.2	4.5	5.1
Pba-7 Conc $\text{FeS}_2$	11.2	8.57	134.5	24.25	4.24	9.4	28.1	8.6	9.1
Pba-7 Cola (AsFeS)	88.8	10.4	60.0	32.41	5.31	90.6	71.9	91.4	90.9
<b>Total</b>	100.0	10.2	68.3	31.5	5.19	100.0	100.0	100.0	100.0

Tabla 5.- Resultados de las pruebas de separación, usando permanganato de potasio y peróxido de hidrógeno.

Prueba-08: 150 gramos, oxidante  $\text{H}_2\text{O}_2$  (6 mL al 50%), pH = 6.0

MUESTRAS	PESO %	Ensajes g/Ton		Ensajes %		Distribución %			
		Au	Ag	Fe	As	Au	Ag	Fe	As
<b>Cabeza</b>	100.0	2.90	109.2						
Pba-8 Conc.1 ( $\text{FeS}_2$ -Au)	69.8	6.9	75.0	34.9	1.0	47.5	75.5	72.6	12.0
Pba-8 Conc.2 ( $\text{FeS}_2$ -Au)	11.4	9.2	65.0	33.1	5.2	10.3	7.7	11.3	10.8
Pba-8 Conc $\text{FeS}_2$	81.2	7.20	73.6	34.6	1.6	57.8	83.2	83.9	22.8
Pba-8 Cola (AsFeS)	18.8	22.7	33.0	28.8	22.8	42.2	16.8	16.1	77.2
<b>Total</b>	100.0	10.1	66.0	33.5	6.2	100.0	100.0	100.0	100.0

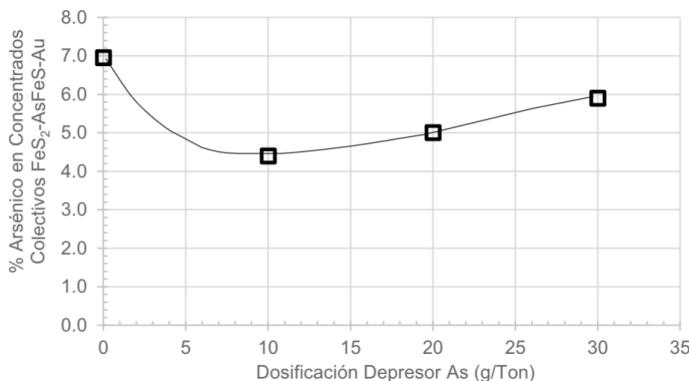
Prueba-09: 150 gramos, oxidante  $\text{NaClO}$ , pH = 10.0

MUESTRAS	PESO %	Ensajes g/Ton		Ensajes %		Distribución %			
		Au	Ag	Fe	As	Au	Ag	Fe	As
<b>Cabeza</b>	100.0	2.90	109.2						
Pba-9 Conc.1 ( $\text{FeS}_2$ -Au)	13.7	12.42	344	13.91	3.50	19.5	28.0	12.6	8.2
Pba-9 Conc.2 ( $\text{FeS}_2$ -Au)	38.5	12.54	140	15.09	3.90	55.4	32.1	38.5	25.6
Pba-9 Conc $\text{FeS}_2$	52.2	12.51	194	14.78	3.80	74.9	60.1	51.1	33.8
Pba-9 Cola (AsFeS)	47.8	4.56	140	15.44	8.10	25.0	39.9	48.9	66.2

	100.0	8.91	168	15.09	5.86	100.0	100.0	100.0	100.0
--	-------	------	-----	-------	------	-------	-------	-------	-------

**Figura 8.-** Diagrama de flujo de separación pirita-arsenopirita usando como oxidante peróxido de hidrógeno a pH de 6.0.

Los resultados de flotación usando un depresor de arsénico en la concentración colectiva de pirita-arsenopirita son mostrados en la Figura 9, el mínimo se observa a un consumo de depresor S9261 de 10 g /Ton.



**Figura 9.-** Concentraciones de arsénico en concentrados colectivos FeS<sub>2</sub>-AsFeS-Au a distintas dosificaciones de depresor S-9261.

## CONCLUSIONES

Este estudio tuvo como objetivo definir un proceso de concentración-extracción de los metales base-preciosos a partir del retratamiento de los residuos de pirita-arsenopirita de Noche Buena, Zacatecas, teniéndose como conclusiones las siguientes.

1. Tiempos de remolienda de 20, 24 y 30 minutos; tres etapas de limpia y recirculación de concentrado agotativo y medios de limpias a cabeza de flotación, maximizan grado y recuperación de oro, los resultados son resumidos en Tabla 6.

PRODUCTO	Peso %	LEY (g/Ton)	% Distribución	
		Au	Au	Ag
Alimentación	100.0	2.72	100.0	100.0
Concentrado Final (24'), 3' Primario	14.9	10.16	60.8	24.3
Concentrado Final (30'), 4' Primario	17.4	11.55	68.0	47.0

**Tabla 6 .-** Resultados de grado y recuperación del concentrado colectivo con 24 y 30 minutos de remolienda, tres limpias, y recirculación de productos a primario de flotación colectiva (Sharp, 2014).

2. Durante las pruebas de separación pirita-arsenopirita, el ORP de pruebas se controló a +450 mV adicionando oxidantes como permanganato de potasio (KMnO<sub>4</sub>), peróxido de hidrógeno (H<sub>2</sub>O<sub>2</sub>) e hipoclorito de sodio. El peróxido resulta ser bastante

controlable a un pH de 6.0. La cola o concentrado de arsenopirita contiene el 77.2% del arsénico, mientras que el concentrado de pirita tiene el 22.8%. El concentrado de pirita tiene una ley 7.20 g Au/Ton que podría ser aceptable para un fundidor de casa, con una recuperación de 57.8% Au en este concentrado.

Los resultados de separación obtenidos pueden ser mejorados al incrementar liberación (remolienda 24 o 30 minutos). La caracterización mineralógica y pruebas de separación por flotación permitieron determinar que el oro se asocia a la pirita, el concentrado final podría llegar tener un grado máximo de 15 g Au/Ton.

3. Las pruebas de cianuración sobre porciones de muestra sin y remoliendo (16 min), bajo condiciones de 42% de sólidos, 0.30% de concentración de cianuro, 9 kg Cal/Ton y tiempos de 48 horas, observaron mínimas extracciones del oro contenido: 0.66% sin moler muestra ( $K_{80} = 160 \mu\text{m}$ ) y 5.0% remoliendo muestra por dieciséis minutos ( $K_{80} = 60 \mu\text{m}$ ). La recuperación de plata alcanzó una recuperación de 70% remoliendo. La baja extracción de oro implica que la asociación oro-sulfuro es del tipo invisible, por lo que, se debe considerar el concentrar los minerales huéspedes pirita-arsenopirita y su separación.

4. Las recuperaciones de lixiviación con cianuro sobre concentrado colectivo pirita-arsenopirita-oro sin y con remolienda ultrafina (25  $\mu\text{m}$ ) son también bajas, 1.73 y 11.15 %, respectivamente; lo que puede deberse al tamaño de las partículas de oro incluidas en el sulfuro huésped. El análisis mineralógico realizado al concentrado mostró que el oro se encuentra dentro de partículas de pirita arsenical, y de acuerdo con el microanálisis EDS el oro se encuentra como “oro invisible”, presente en cristales de pirita en forma de micro o nano inclusiones o en solución sólida.

5. La alternativa propuesta lo es una flotación selectiva plomo-zinc, seguida de la flotación colectiva de un concentrado pirita-arsenopirita-oro ( $\text{FeS}_2\text{-AsFeS-Au}$ ). Este último se propone sea separado utilizando la alternativa de flotación-oxidación con  $\text{H}_2\text{O}_2$  a pH de 6.0 (*Subramanian et al., 2005; Zaizheng et al., 2019; Ruizing et al., 2020*).

## REFERENCIAS

- A. D. Adams (2016). Overview of the Gold Mining Industry and Major Gold Deposits. Gold Ore Processing, Project Development and Operations. M. Adams, Elsevier, pág.: 25-30.
- L. S. Clesceri, Greenberg, A. E. y Trussell, R. R. (1989). Standard Methods for the Examination of Water and Wastewater.
- D. Contreras (1967). Experimentación de Minerales de Oro y Plata por el Proceso de Cianuración. México, D.F., Comisión de Fomento Minero.
- R. D. Crozier (1992). Flotation, Theory, Reagents and Ore testing. Oxford, England, Pergamon Press.

V. A. Chanturiya, Federov, A. A., Matveyeva, T. N., Nedosekina, T. V. y Ivanova, T. A. (2003). Proceedings of de 22nd International Mineral Processing Congress (IMPC). Theoretical Aspects of Gold-Bearing Sulfides Selective Flotation, Cape Town, South Africa.

Z. Dong, Zhu, Y., Han, Y., Gao, P., Gu, X. y Sun, Y. (2019). "Chemical oxidation of arsenopyrite using a novel oxidant—Chlorine dioxide." *Minerals Engineering* 139: pág.: 1-10.

E B Suárez-Chávez, E Elorza-Rodríguez, F Nava-Alonso y García-Torres, V. (2007). XXVII CONVENCIÓN INTERNACIONAL DE MINERÍA, Veracruz, Ver. Concentración y Extracción de los Valores de Oro-Plata Contenidos en unos Jales de Matriz Pirítica-Arsenopirítica, Veracruz, Asociación de Ingenieros de Minas, Metalurgistas y Geólogos de México, A. C.

E. Elorza (2020). Concentración Gravimétrica. Notas en la Contigencia. U. d. Guanajuato. Guanajuato: pág.:1-44.

P. Forson, Zanin, M., Skinner, W. y Asamoah, R. (2021). "Diferencial flotation pf pyrite and arsenopyrite : Effect of hydrogen peroxide and collector type." *Minerals Engineering*(163): pág.: 1-11.

V. García-Torres, Salazar-Hernández, M. M. y Elorza-Rodríguez, E. (2013). Memorias del XXI Congreso Internacional de Metalurgia Extractiva. DESARROLLO DEL PROCESO DE TRATAMIENTO PARA UNA MENA DE ALTA LEY DE ORO México, D. F., Universidad Autónoma Metropolitana.

T. Grammatikopoulos y Downing, S. (2019). An Investigation into, MINERALOGY OF A COMPOSITE SAMPLE, TAURO CABEZA, MEXICO Lakefield, Ontario, Cánada, SGS México: pág.: 1-59.

I. Grewal, Kleek, M. V. y MacAlister, S. (2014). Gravity recovery of gold from within grinding circuits. Canada: pag.:1-8.

J. Haffy, Riley, L. B. y Goss, W. D. (1965). A Manual on Fire Assaying an Determinationof the Noble Metals in Geological Materials. USA, Bureau of Mines, pág.: 2-41.

N. Iglesias, Palencia, I. y Carranza, F. (1992). "Eliminación de la Refractariedad de una Mena de Oro en Matriz de Arsenopirita Mediante Sulfato Férrico." *Revista Metalúrgica* 28(4): 251-257.

INEGI (2021). Producción minerometalúrgica. INEGI, Secretaría-Economía.

C. A. Islas y Elorza, E. (2018). Relevancia de Factores de Flotación en la Recuperación de los Metales Preciosos Contenidos en los Jales del Monte de San Nicolás, Gto., bajo un Diseño de Cuadro Latino U. d. Guanajuato. Guanajuato, Verano de Investigación Delfín: pág.:1-28.

G. E. McClelland (1988). Testing of Ore. Introduction to Evaluation, Design and Operation of Previous Metal Heap Leaching Projects. I. P. G. H. y. J. E. K. Dirk J. A. van Zyl. Littleton, Denver, Colorado, Society of Mining Engineers, Inc., Littleton, Colorado: pág.: 61-67.

G. E. McClelland (1988). Testing of Ore. INTRODUCTION TO EVALUATION, DESIGN AND OPERATION OF PRECIOUS METAL HEAP LEACHING PROJECTS. I. P. G. H. y. K. E. K. D J A Van Zyl. Littleton, Colorado, Society of Mining Engineers: pág. : 61 - 67.

A. Muir, Mitchell, J., Flatman, S. y Sabbagh, C. (2016). Retreatment of Gold Residuos. Gold Ore Processing, Project Development and Operations. M. D. Adams, Elsevier: pag.: 709-728.

A. P. Pérez-Lozano (2021). Extracción de Au-Ag de un Concentrado de Piritita-Arsenopirita, Unidad Noche Buena, Zac. Departamento de Ingeniería en Minas, Metalurgia y Geología. Guanajuato, Universidad de Guanajuato. **Licenciatura:** pág.: 1-120.

F. d. J. Pérez-Lozano (2015). Tratamiento de una mena refractaria de oro-plata asociada a carbón. Departamento de Ingeniería en Minas, Metalurgia y Geología. Guanajuato, Gto., Universidad de Guanajuato. **Ingeniero Metalúrgico:** 106.

P. F. Pérez-Pérez, García-Dobarganes, J. E., Caudillo, M. G. y Elorza, E. (2017). ESTUDIO MINERO METALÚRGICO PARA DETERMINAR LA VIABILIDAD TÉCNICA DE BENEFICIO DE LOS DEPÓSITOS DE JALES MINERALES, Ubicados en la Comunidad del Monte de San Nicolás del municipio de Guanajuato, Gto. Guanajuato, Departamento de Ingeniería en Minas, Metalurgia y Geología: pág.:1-64.

F. J. Pérez (2015). TRATAMIENTO DE UNA MENA REFRACTARIA DE ORO-PLATA ASOCIADA A CARBÓN. Departamento de Ingeniería en Minas, Metalurgia y Geología. Guanajuato, Universidad de Guanajuato. Licenciatura: pág.: 1-104.

M. J. D. Prieto (2013). Cinética de Flotación de la Mena de Palmarejo y su Aplicación Industrial. Departamento de Ingeniería en Minas, Metalurgia y geología. Guanajuato, Universidad de Guanajuato. Licenciatura: pág.: 1-151.

L. Ruizing, Jialei, L., Yunwei, W. y Dianwen, L. (2020). "Flotation separation of pyrite from arsenopyrite using sodium carbonate and sodium humate as depressants." *Colloids and Surfaces A*: pág.: 1-5.

A. Sharp (2014). Libro Cálculo de Producción-Reconciliación Concentrados Pb, Zn y Piritita-Au (Excel). Velardeña, Durango, Minera William, Labrí: pág.: 1-32.

E. B. Suárez (2006). Recuperación del Au-Ag de unos Jales con Matriz Piritica y Arsenopirita. Departamento de Ingeniería en Minas, Metalurgia y Geología. Guanajuato, Universidad de Guanajuato. **Licenciatura:** pág.: 1-100.

K. N. Subramanian, Connelly, D. E. y Wong, K. Y. (2005). "Separation of Pyrite and Arsenopyrite in a Gold Sulfide Concentrate." *Centenary of Flotation Symposium*: pág.: 1-8.

World-Energy-Trade (2023). "Perfil de los cinco principales países productores de oro del mundo." Retrieved 30 Julio 2023, from <https://www.worldenergytrade.com/metales/oro/perfilando-los-principales-paises-productores-de-oro-del-mundo>.

N. Xiaopeng, Jianhua, C., Yugiong, L., Liuyin, X., Heyun, S. y Renman, R. (2019). "Correlation of surface oxidation with xanthate adsorption and pyrite flotation." *Applied Surface Science* **495**.

D. Zaizheng, Yimin, Z., Yuexin, H., Pen, G., Xiaotian, G. y Yongsheng, S. (2019). "Chemical oxidation of arsenopyrite using a novel oxidant-Chlorine dioxide." *Minerals Engineering*(139): pág.: 1-10.