



EL SABER DE MIS HIJOS
HARÁ MI GRANDEZA

UNIVERSIDAD DE SONORA

DIVISIÓN DE INGENIERÍA

DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA QUÍMICA Y METALURGIA

RECUPERACIÓN DE ORO Y PLATA POR MEDIO DE CONCENTRACIÓN POR FLOTACIÓN Y LIXIVIACIÓN CON CIANURO

TESIS

Que para obtener el título de:

INGENIERO QUÍMICO

Presentan:

ZAHER ABDIEL DUEÑAS CABRERA

JESUS FRANCISCO GRAFF RUIZ

Hermosillo, Sonora

Diciembre de 2018

Universidad de Sonora

Repositorio Institucional UNISON



**"El saber de mis hijos
hará mi grandeza"**



Excepto si se señala otra cosa, la licencia del ítem se describe como openAccess

AGRADECIMIENTOS

ZAHER ABDIEL DUEÑAS CABRERA

Agradezco de todo corazón a todas aquellas personas que me impulsaron a culminar esta etapa, en especial a mi madre Refugio Dueñas y a mi mamá Guillermina Cabrera por su paciencia, apoyo y cariño. A mis hermanos y padrastro por siempre estar ahí para brindarme su apoyo.

A mi familia, primos, tíos y sobrinos, por ser mi inspiración y motivo de superación ante cualquier circunstancia.

Un agradecimiento especial a la memoria de mi tío Antonio Padilla, por ser mi fuente de inspiración y gran motivo para elegir esta carrera, que me brindo las mejores experiencias.

Al Dr. Leobardo Valenzuela por su incondicional apoyo, siendo mi gran guía a lo largo de mi carrera, así como a mis compañeros de laboratorio por las enseñanzas y vivencias brindadas.

A mi amigo, compañero de tesis y aventuras Jesús Graff, por compartir esta experiencia y todos aquellos momentos que nos ayudaron a crecer como personas y profesionistas.

A mis compañeros: Alejandra, Cruz, Fotz, Xio, Malon, Fernando, Gomeo, Goque, Hilary, Orlando, y muchos más que se convirtieron en mi segunda familia, sin ellos esto no hubiese sido lo mismo.

AGRADECIMIENTOS

JESÚS FRANCISCO GRAFF RUIZ

Le doy gracias a mis padres Francisco Santiago Graff y Guadalupe Ruiz por apoyarme en todo momento, por los valores que me han inculcado, y por haberme dado la oportunidad de tener una excelente educación. Por su motivación a lograr mis metas y sobre todo, por ser un gran ejemplo de fortaleza.

A mis hermanos, por ser mi ejemplo a seguir y al mismo tiempo ser en un paradigma para ellos.

A mis abuelos René y Paula, por ser mi fortaleza en los momentos de debilidad, a mi tía Mary y mi prima Mónica por siempre brindarme su apoyo, y al resto de mis familiares por ser parte importante de mi vida y representar el apoyo incondicional.

A Zaher Dueñas por haber sido un excelente compañero en los 4 años y medio de carrera, sobre todo, ser un amigo que se convirtió en mi hermano.

A mis amigos Viviana, Lupita, Adriana, Sarahí, Danny, Cruz, Fox y Fernando por haber hecho de mi etapa universitaria un trayecto de vivencias que nunca olvidare, por todo ese tiempo unidos, a tal manera que nos convertimos en una familia.

AGRADECIMIENTOS GENERALES

Agradezco a la Universidad de Sonora por ser nuestra casa de estudios, permitiéndonos desarrollar nuestros conocimientos y habilidades basados en una buena formación.

Se agradece la confianza, apoyo, amistad y dedicación de tiempo a nuestro director de tesis Dr. Jesús Leobardo Valenzuela García, por creer en Abdiel y en mí, y habernos brindado la oportunidad de desarrollar nuestra tesis profesional, ofreciéndonos sus conocimientos y guía a lo largo de este proceso.

Al Dr. José Refugio Parga Torres, por la confianza, tiempo y dedicación que nos brindó al momento de realizar la presente investigación.

A los sinodales Dr. Martin Antonio Encinas Romero, Dr. Alejandro Valenzuela Soto y Dr. Jesús Humberto Coronado López, por su tiempo y consejos.

Agradecemos a los maestros de la carrera, M.A. Manuel Balcázar Meza, Ing. Marco Antonio Núñez Esquer, Dr. Víctor Manuel Sánchez Corrales e Ing. Juan Jiménez, por su valiosa aportación a nuestra formación académica.

Al Dr. Guillermo Tiburcio Munive y a la Dra. Kareen Encinas Soto por el apoyo al realizar los análisis químicos requeridos, así como a todo el personal del laboratorio de servicios analíticos del departamento de ingeniería química y metalurgia.

Al Instituto Tecnológico de Saltillo, especialmente al Departamento de Metal-Mecánica, por el apoyo brindado en los análisis de muestras.

A todas las personas del laboratorio de procesamiento acuoso: M.C. María Bracamontes, M.C. Fabián Coronado, M.C. Guadalupe Martínez y M.C. Carlos Soto, por todos los conocimientos y consejos que nos brindaron en el trayecto de la licenciatura hasta la presentación de Tesis.

RESUMEN

Esta investigación presenta el estudio de métodos de concentración por flotación selectiva y lixiviación a presión con cianuro, el propósito es obtener mayor recuperación de oro y plata con la dosificación de reactivos adecuada. La materia prima que se utilizó es mineral proveniente de mina “Bacís” ubicada en la zona de las quebradas, en las cercanías de los poblados de San José de Bacís y Cardos en el municipio de Otáez, Durango, México. Para realizar la siguiente investigación, es de suma importancia la caracterización mineralógica, ya que, gracias a dicho estudio, se logra identificar características importantes del mineral, como lo son los elementos presentes, tamaño de partícula, morfología y color. El mineral se obtuvo de 4 compositos, el cual se fue procesando de manera particular uno por uno. La caracterización del mineral y concentrado se realizó por medio de microscopía electrónica de barrido, Difracción de rayos X, y Ensaye al fuego, en donde el composito que presentó mayor ley fue el C, con 3.72 g/ton de Au y 488 g/ton de plata; el de menor ley es el composito A, con una ley de Au de 2.52 g/ton y 365 g/ton de Ag. Las principales especies identificadas son Cuarzo y Pirita.

Posteriormente, el mineral fue sometido al proceso de flotación selectiva, utilizando como reactivos principales Xantato isopropilico de sodio (X-343), el cual se utilizó como colector y Sulfato de Cobre (CuSO_4) como activador. Los parámetros a estudiar son el porcentaje de sólidos, el cual es de 35% en flotaciones Rougher, 30% en Scavenger, con un tamaño de partícula de -200 mallas, con tiempos de flotación de 5 minutos y de limpia 3 minutos. De las 4 muestras, la de mejores resultados corresponde al composito C, obteniendo una ley de oro en el concentrado de 124.1 g/ton, con una recuperación de 94.82 % y de plata una ley de 18,519 g/ton, con una recuperación correspondiente al 94.8 %.

En la última etapa de la presente investigación de este mineral, se llevó a cabo la lixiviación con cianuro de un concentrado obtenido de la planta de concentración en Bacís, el cual contaba con una ley de 82 g/ton de Au. Las pruebas de lixiviación a presión se llevaron a cabo en un reactor Parr de 1 litro, con controlador de temperatura Controller Parr 4848, en donde el intervalo de fue de 60 a 90°C, correspondientes a presiones de 340 a 540 KPa, y la concentración de cianuro fue de 5.26 hasta 10.52 g/L, todo esto, teniendo como constante el porcentaje de sólidos. La prueba que obtuvo mejores resultados fue la número 8, con un 87% de extracción de Au y 89% de Ag, esto a las condiciones de 10.52 g/L de NaCN, 65°C y 340KPa de presión de oxígeno.

Al finalizar el tratamiento del mineral de Bacis, se estudió el método de concentración de oro y plata de un mineral refractario por medio de flotación, proveniente de Minera William, unidad Velardeña, el cual contaba con una ley de oro de 1.63 g/ton y 22 g/ton de Ag. Se le aplicaron los mismos procedimientos que al mineral de Bacis, a diferencia de dosificación de promotores. La máxima recuperación de oro obtenida fue de 66%.

CONTENIDO

Introducción y Objetivos	1
1.1. Introducción	1
1.2. Objetivos.....	2
ANTECEDENTES	3
2.1 Aspectos generales de la flotación de minerales	3
2.2. Métodos de flotación	4
2.2.1. Flotación por espuma.....	4
2.2.2. Flotación Flash.....	4
2.2.3. Flotación en columna	5
2.3 Química de la Flotación	5
2.3. Reactivos de Flotación.....	7
2.4.1. Colectores	7
2.3.1. Activadores	8
2.3.2. Depresores	9
2.3.3. Espumantes.....	9
2.4. Factores que afectan la flotación.....	11
2.6. Diagramas de flujo. O circuitos de flotación.....	11
2.5. Aspectos generales de la lixiviación	12
2.6. Métodos de Lixiviación	13
2.6.1. Lixiviación en terreros (Heap leaching)	14
2.6.2. Lixiviación en montones. (Dump Leaching)	15
2.6.3. Lixiviación in situ. (En el mismo sitio)	15
2.6.4. Lixiviación agitada. (En tanques).....	15
2.7. Química de la Cianuración	16
2.8. Principales factores que afectan la lixiviación.....	17
2.8.1. Tamaño de partícula	17
2.8.2. Potencial de Hidrogeno (pH)	18
2.8.3. Temperatura	20
2.8.4. % solidos	20

2.8.5.	Presión.....	21
2.8.6.	Refractariedad.	21
2.9.	Investigaciones Realizadas.....	22
Metodología Experimental.....		24
3.1.	Material y equipo.....	25
3.2.	Muestreo y reducción de tamaño	26
3.2.1.	Mineral de Bacis	27
3.2.2.	Mineral de Velardeña	28
3.3.	Caracterización Mineralógica de la muestra.....	28
3.3.1.	MEB. Microscopia electrónica de barrido.	29
3.3.2.	Microscopia óptica.	29
3.3.3.	Difractograma de Rayos X.	29
3.3.4.	Absorción Atómica. (AA).	29
3.4.	Selección de Reactivos	29
3.4.1.	Bacis.....	30
3.4.2.	Velardeña	30
3.5.	Etapas del proceso.	30
3.5.1.	Etapa 1: Flotación selectiva	34
3.5.2.	Etapa 2. Flotación con retroalimentación.	36
3.5.3.	Etapa 3: Lixiviación con Cianuro	38
Resultados y Discusión.		41
4.1.	Muestreo y reducción de tamaño.	41
4.2.	Caracterización del mineral.....	42
4.2.1.	Bacis.....	42
4.2.2.	Velardeña	47
4.3.	Flotación selectiva muestra A, B, C, D mineral Bacis	50
4.3.1.	Resultados Rougher	50
4.3.2.	Resultados Scaveger 1.	53
4.3.3.	Resultados Scavenger 2	55
4.3.4.	Resultado de Limpia (cleaner).....	57
4.3.5.	Sulfurización de Colas.	59
4.4.	Flotación con retroalimentación Bacis.	63

4.4.1. Resultados Bacis	68
4.5. Flotación selectiva muestra E. Mineral Velardeña	70
4.5.1. Resultados Rougher-Scavenger	71
4.5.2. Resultados Limpia.....	74
4.5.3. Resultados depresión Zn y Pb	77
4.5.4. Resultados depresión de Fe	78
4.5.5. Adición de Ácido Sulfúrico.....	80
4.6. Flotación con retroalimentación Velardeña.....	82
4.6.1. Resultados Velardeña.....	84
4.7. Lixiviación con cianuro	87
4.7.1. Cianuración de Mineral	87
4.7.2. Consumo de Cianuro	87
4.7.3. Lixiviación presión.....	88
Conclusiones y recomendaciones	93
BIBLIOGRAFIA.	95
Apéndices.	97
7.1. Selección de reactivos	97
7.2. Pruebas de flotación cíclicas Bacis.	100
7.3. Balance de contenido metálico de solución rica y colas.	105

LISTA DE FIGURAS.

Figura 1. Producción de metales en el estado de Durango (INEGI 2018).....	1
Figura 2. Representación del Ángulo de contacto. [14]	6
Figura 3. Factores que afectan en flotación. [14]	11
Figura 4. Diagrama de Pourbaix de Oro-Cianuro. (Pourbaix, 1974).....	18
Figura 5. Diagrama de Pourbaix del sistema Cianuro-Agua.	19
Figura 6. Efecto de la temperatura en la extracción de oro en matriz de minerales refractarios con presiones moderadas. (Soto, 2013).	20
Figura 7. Alternativas de tratamiento para minerales refractarios de oro. (Valenzuela, 2000)	22
Figura 8. Metodología general para las pruebas de flotación.	24
Figura 9. Formato para prueba de flotación.....	26
Figura 10. Metodología de homogenización de muestras por método de cuarteo. (Gómez, 2003).	28
Figura 11. Circuitos de Flotación aplicados en la investigación 1.	32
Figura 12. Circuitos de Flotación aplicados en la investigación 2.	33
Figura 13. Circuitos de flotación con retroalimentación	37
Figura 14. Reactor Parr, laboratorio de procesamiento acuoso.	39
Figura 15. Porcentaje de contenido acumulado en prueba granulométrica. (Mineral Bacis)	41
Figura 16. Porcentaje de contenido acumulado en prueba granulométrica. (Mineral Velardeña).....	42
Figura 17. Microscopia electrónica de barrido para muestra C (Mineral Bacis).....	43
Figura 18. Difractograma de rayos X del concentrado obtenido en flotación.	46
Figura 19. Microscopia electrónica de barrido, muestra E.	48
Figura 20. Difractograma de rayos X del concentrado, muestra E.	49
Figura 21: Relación de ley de cabeza-recuperación de oro en concentrado primario	52
Figura 22: Relación de ley de cabeza-concentrado primario de Au.	52

Figura 23. Recuperación de flotación primaria respecto a recuperación en secundaria1.	54
Figura 24. Recuperación en flotación secundaria 2 respecto a recuperación acumulada (Suma de recuperación en flotación primaria y secundaria 1).....	56
Figura 25. Comportamiento de ley de oro en concentrado con y sin limpia	57
Figura 26. Comportamiento de relación de concentración en el proceso con y sin limpia.	58
Figura 27. Ley de oro en concentrado (figura superior) y recuperación del mismo (Figura inferior) obtenidas con sulfurización de colas.	61
Figura 28. Ley de plata en el concentrado (Figura superior) y recuperación de la misma (Figura inferior) obtenida con sulfurización de colas.	62
Figura 29. Comportamiento del porcentaje en peso del concentrado en pruebas cíclicas, muestra A.	63
Figura 30. Comportamiento de ley de oro y plata en concentrado de prueba cíclica, muestra A.	64
Figura 31. Comportamiento del porcentaje en peso de concentrado en pruebas con retroalimentación, muestra B.	64
Figura 32. Comportamiento de ley de oro y plata en concentrado de prueba con retroalimentación, muestra B.	65
Figura 33. Comportamiento del porcentaje en peso del concentrado en pruebas cíclicas, muestra C.	65
Figura 34. Comportamiento de ley de oro y plata en concentrado de prueba con retroalimentación, muestra C.	66
Figura 35. Comportamiento del porcentaje en peso de concentrado en pruebas de retroalimentación, muestra D.	66
Figura 36. Comportamiento de ley de oro y plata en concentrado de pruebas con retroalimentación, muestra D.	67
Figura 37. El circuito recomendado Bacis.....	69
Figura 38: Recuperación de Au y Ag en flotación primaria.....	72
Figura 39. Ley de Au en concentrado primario.	72

Figura 40. Recuperación en flotación Agotativa respecto a recuperación obtenida en flotación primaria.....	74
Figura 41. Ley de oro en el concentrado obtenido pruebas E-3, E-4.	76
Figura 42. Relación de concentración en pruebas con y sin limpia.....	76
Figura 43. Efecto de $ZnSO_4$ y $Na_2S_2O_5$ en el Concentrado.....	78
Figura 44. Efecto de Adición de $NaCN$ en el concentrado.....	79
Figura 45. Efecto del H_2SO_4 en la ley de concentrados.....	81
Figura 46. Comportamiento del porcentaje en peso de concentrados, prueba con retroalimentación, muestra E.	82
Figura 47. Comportamiento de ley de oro en concentrados de pruebas con retroalimentación, muestra E.	83
Figura 48. Circuito de flotación recomendado Velardeña.....	85
Figura 49. Recuperación de Au y Ag en cianuración ambiental	87
Figura 50. Cianuro libre en prueba de lixiviación atmosférica.....	88
Figura 51. Efecto del aumento de la presión y la temperatura en la extracción de Oro ..	89
Figura 52. Efecto de la concentración de cianuro en la extracción de Oro.	90
Figura 53. Efecto del aumento de la presión y la temperatura en la extracción de Plata	91
Figura 54. Efecto de la concentración de cianuro en la extracción de Plata.....	91

LISTA DE TABLAS

Tabla I Clasificación de especies minerales.	8
Tabla II. Reactivos inorgánicos utilizados como Depresores.	10
Tabla III. Reactivos con dosificación constantes en pruebas de flotación	35
Tabla IV condiciones de pruebas cianuración ambiental	38
Tabla V. Parámetros establecidos en pruebas de lixiviación a presión.	40
Tabla VI. Análisis de mineral por método de Absorción Atómica (ERSA GLOBAL). .	44
Tabla VII. Análisis EDS de la región seleccionada en el análisis de Microscopia Electrónica de Barrido.	45
Tabla VIII. Especies encontradas mediante análisis de difracción de rayos X.	46
Tabla IX. Análisis químico mineral Velardeña.	47
Tabla X. Análisis EDS de muestra E.	49
Tabla XI. Resultados de Flotación primaria en primer circuito.	51
Tabla XII. Resultados de Flotación agotativa en primer circuito.	53
Tabla XIII. Resultados de flotación agotativa 2 del primer circuito	55
Tabla XIV. Resultados de etapas de limpia.	57
Tabla XV. Resultados preliminares de sulfurización de colas.	59
Tabla XVI. Resultados de sulfurización de colas.	60
Tabla XVII. Dosificación de reactivos para pruebas de flotación cíclicas.	68
Tabla XVIII. Resultados de pruebas preliminares (Flotación primaria superior y flotación agotativa inferior)	70
Tabla XIX. Reactivos con dosificación constante en flotación 1-12.	71
Tabla XX. Resultados de flotación primaria en pruebas E-1 y E-2.	71
Tabla XXI. Resultados de flotación agotativa en pruebas E-1 y E-2.	73
Tabla XXII. Condiciones y resultados de etapa de limpia.	74
Tabla XXIII. Resultados obtenidos con la implementación de ZnSO ₄ y Na ₂ S ₂ O ₅	77

Tabla XXIV. Resultados de prueba de Separación de Pirita y Arsenopirita con adición de NaCN.	79
Tabla XXV. Resultados de prueba de flotación con la adición de H ₂ SO ₄	80
Tabla XXVI. Dosificación de reactivos para pruebas de flotación cíclicas	84

INTRODUCCIÓN Y OBJETIVOS

1.1. Introducción

La minería en Durango, como en una gran cantidad de estados de la república mexicana, en donde se registra que tiene sus inicios desde la época precolombina, además se alcanzó su mejor auge en la época de la colonia, se encontró un yacimiento de hierro alrededor del año de 1552, encontrado por el Capitán español Ginés Vázquez de Mercado. Tal hallazgo, fue el que dio el hincapié para que se lograra formar la hoy conocida ciudad de Durango. Con esto, para el año 1897 se contaban con 69 haciendas de beneficio y 709 minas, en las cuales, los principales yacimientos de minerales metálicos se localizaban, donde actualmente se conocen como Ciénega de Nuestra señora, La Platosa, Velardeña, La Parrilla, Bacís, Magistral del oro, entre otras.

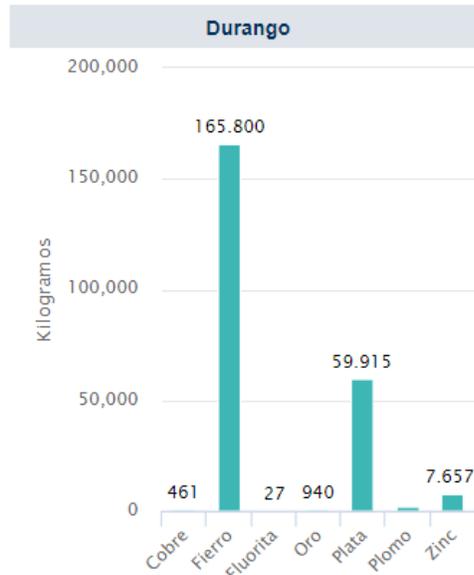


Figura 1. Producción de metales en el estado de Durango (INEGI 2018)

En la figura 1 se muestra la producción de algunos metales en el estado de Durango, este se encuentra en el Quinto lugar en estados productores de oro y el tercero en plata, dentro la república mexicana [7].

En cuanto respecta al área de los no-metálicos, el estado de Durango, es un excelente productor de Bentonita, Mármol, carbonato de calcio y perlita, estando así en los primeros lugares a nivel nacional. También, se cuenta con producción a más baja escala de fluorita, yeso, barita, caliza arena y grava.

1.2. Objetivos.

Objetivo General

Estudio de la extracción de oro y plata, del mineral de la unidad el herrero en Bacís, Durango. En donde se analizará el método de concentración por flotación y posterior lixiviación a presión de concentrados.

Objetivos Específicos

- Caracterización del mineral y concentrado para conocer sus características químicas y físicas.
- Seleccionar y determinar la dosificación de reactivos en flotación.
- Determinar el arreglo adecuado para el circuito de flotación para un mineral.
- Estudiar el efecto de las variables en lixiviación a presión.
 - Concentración de Cianuro de Sodio
 - Presión
 - Temperatura

ANTECEDENTES

2.1 Aspectos generales de la flotación de minerales

La flotación de minerales consiste en separar especies valiosas de una matriz mineral de la ganga, o aquellas especies minerales que no tienen ningún valor para el proceso. Esto se logra, poniendo en contacto, el mineral en una fase acuosa con una gaseosa, provocando así que los minerales valiosos sean arrastrados por la fase gaseosa para su separación. Para que este proceso se lleve a cabo, una burbuja de aire se debe unir a una partícula de mineral y ser ascendida hacia la superficie, pero esto solo se puede dar con partículas, donde su peso no supere la fuerza de adhesión, entre la partícula y la burbuja de aire, ya que, si lo supera la partícula caerá. (Linares, 2010)

Existen varios métodos de flotación, todos hacen uso de las propiedades superficiales de los minerales en la matriz, la principal de estas es su capacidad de ser mojados por el agua o su mojabilidad. Esta es una medida de la atracción que tiene el mineral hacia la fase líquida, y es posible modificarla con la adición de reactivos que favorezcan o inhiban esta propiedad. Para que el proceso de flotación convencional sea efectivo, se necesita que el mineral presente características hidrofóbicas o, una baja afinidad a la fase acuosa. (Marsden y House, 2006)

Los reactivos utilizados en flotación se clasifican según su uso como colectores, activadores, depresores, dispersantes y espumantes. “La selección de los reactivos es usualmente dependiente de las características, la concentración de los constituyentes del mineral, la ley que se quiere alcanzar en el concentrado y la recuperación”. [14]

Por definición la flotación es un proceso fisicoquímico, por lo tanto, indica que ambas partes, la física y la química son muy importantes; los factores químicos incluyen la química interfacial en las tres fases encontradas en el proceso, y esta parte es controlada por los reactivos utilizados en la flotación. la parte física o mecánica, abarca todo lo relacionado con los equipos y sus componentes, así como las velocidades de la pulpa, mineralogía, tamaño de partícula entre otras, de esta manera, se puede afirmar que el proceso de flotación es muy complejo, teóricamente si se mantuvieran constantes las variables físico-mecánicas del proceso, y se cambia alguna variable química, esta sería notable en el proceso y así viceversa, pero esto realmente no es tan sencillo de percibir en el proceso. (Cytec Mining Chemicals Handbook, 2010).

2.2. Métodos de flotación

2.2.1. Flotación por espuma.

El proceso consiste en poner en contacto los sólidos minerales en una fase acuosa, dentro de una celda de flotación con aire, agitación y reactivos que favorezcan sus características hidrófobas, de esta manera, los sólidos hidrófobos se adhieren a la burbuja de aire para así llevar a cabo su separación.

Este proceso, se lleva a cabo en un banco de celdas de flotación, en los que su configuración y acomodo pretenden recuperar la mayor cantidad de valores, del mineral en el concentrado, el proceso se divide en varias etapas que serán presentadas más adelante.

2.2.2. Flotación Flash

Consiste en una flotación de espuma convencional, pero esta se aplica a minerales de tamaño grueso una vez liberado, las celdas se ubican en la salida de los molinos y sirve como un clasificador en los circuitos de molienda.

Puede ser aplicada para la recuperación de minerales valiosos de un tamaño grueso en las primeras etapas del circuito de flotación, usualmente requieren celdas diseñadas especialmente para el tratamiento de minerales gruesos.

La flotación flash de minerales de oro grueso en los circuitos de molienda ha sido usada desde 1940.

Alguno de sus beneficios son los siguientes.

1. Reduce la pérdida de oro en los circuitos de molienda.
2. Rápida flotación de las partículas gruesas de oro.
3. Se evita la sobre-molienda de los sulfuros.
4. Se remueven partículas grandes de oro, que necesitan prolongados tiempos de lixiviación. [3]

2.2.3. Flotación en columna

Las celdas convencionales son cambiadas por celdas de columnas, particularmente en los circuitos de limpieza. Estas tienen la ventaja de recuperar partículas finas, y producir altas leyes en los concentrados, debido a la alta eficacia de la limpieza por una gran altura de espuma y un sistema de lavado. Tienen ventajas adicionales, como el bajo costo de operación y menor área superficial que las celdas convencionales, mientras la química de flotación sigue siendo muy similar. [3]

2.3 Química de la Flotación

La flotación se puede definir como un proceso fisicoquímico, donde se utilizan las características superficiales de los minerales para su separación. La principal característica que requiere el mineral para este proceso, es una baja afinidad a la fase acuosa, conocida como hidrofobicidad. Una manera de medir dicha propiedad, consiste en el equilibrio trifásico entre el sólido, el líquido y el gas, dado por la sumatoria de las tensiones superficiales del líquido-gas γ_{LG} , sólido-

líquido γ_{SL} y sólido-gas γ_{SG} . Una medida de la mojabilidad está dada por el ángulo que se forma cuando una gota de agua es puesta sobre la superficie de un mineral. Si la gota se extiende por la superficie, entonces, el ángulo de contacto θ_{H_2O} es grande y la superficie se considera hidrofílica.

En el caso del proceso de flotación, si el agua no se extiende sobre la superficie, y se forman gotas, entonces, θ_{H_2O} el ángulo de contacto es bajo (ver figura 2) y la superficie se considera hidrófoba. Por lo tanto, si se tienen estas condiciones en un medio ideal, la flotación debería llevarse a cabo. “En un sistema ideal en equilibrio, este fenómeno se puede describir por la ecuación de Young”. [3].

$$\gamma_{SG} = \gamma_{SL} + LG \cos \theta \quad \text{Ec. (1)}$$

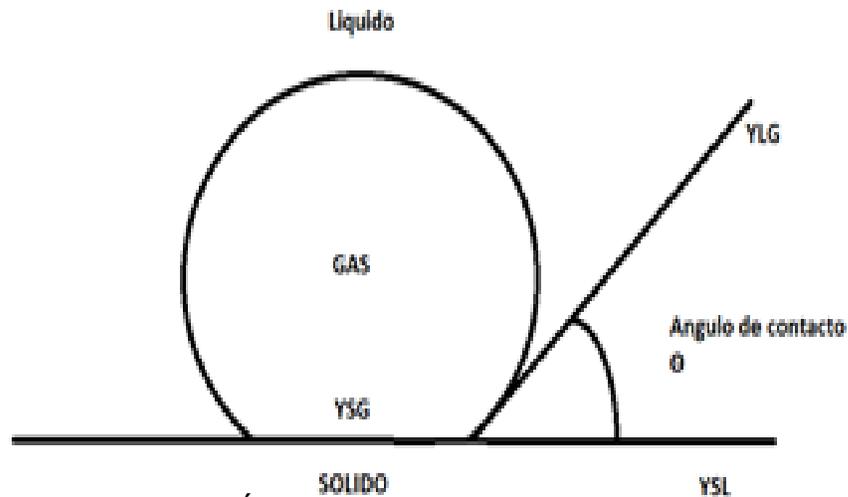


Figura 2. Representación del Ángulo de contacto. [14]

Modificación de las características superficiales

La mayor parte de los minerales no tienen características hidrófobas, por lo tanto, es necesario la adición de los reactivos de flotación a la pulpa. Los reactivos químicos utilizados para cambiar las propiedades superficiales para el proceso

de flotación son clasificados como sigue: colectores, activadores, depresores, dispersantes y espumantes.

Para poder entender el funcionamiento de los reactivos, se debe de conocer las características de los minerales, estos se pueden clasificar en dos grandes grupos: polares y no polares. Los minerales con un fuerte enlace superficial covalente o iónico, se conocen como de tipo polar y exhiben altos valores de energía libre en la superficie polar, la cual reacciona fuertemente con las moléculas de agua, por lo tanto, son hidrofílica. Algunos ejemplos de minerales apolares son el grafito, el azufre, la molibdenita, el diamante, el carbón y el talco.

Los minerales, polares se subdividen en varias clases que dependen de la magnitud de la polaridad, la cual se incrementa del 1 al 5 como se muestra en la tabla I. [12].

2.3. Reactivos de Flotación

2.4.1. Colectores

Son compuestos orgánicos que vuelven al mineral hidrófobo, existen diferentes mecanismos para esto dependiendo del tipo de colector que se utilice, como son, la absorción de moléculas y/o iones sobre la superficie del mineral. Las moléculas del colector, pueden ser compuestos iónicos dissociables en el agua o, compuestos que no pueden ser ionizados, volviendo repelente al agua o hidrófoba la superficie del mineral, cubriéndolo con una delgada capa, como es el caso de los aceites. (Manual Cyanamid de Productos Químicos para la Minería, 1984).

Tabla I Clasificación de especies minerales. [12]

Grupo 1	formula	Grupo 2	formul a	Grupo 3	formula
Galena	PbS	Barita	BaSO ₄	Cerusita	PbCO ₃
Covelita	CuS	Yeso	CaSO ₄	Malaquita	CuCO ₃ *Cu(OH) ₂
Bornita	Cu ₅ FeS ₄			Azurita	2CuCO ₃ *Cu(OH) ₂
Calcocita	Cu ₂ S			Fluorita	CaF ₂
Esfalerita	ZnS			Calcita	CaCO ₃
Au, Ag, Pt	nativos			Magnesit a	MgCO ₃
Grupo 4	formula	Grupo 5	formul a		
Hematita	Fe ₂ O ₃	Zircón	ZeO ₂		
Magnetita	Fe ₃ O ₄	Ilmenita	ZnSiO ₄		
Ilmenita	FeTiO ₃	Cuarzo	SiO ₂		
Corindón	Al ₂ O ₃				
Rutilo	TiO ₂				

2.3.1. Activadores

Los activadores son productos químicos, usados para alterar la naturaleza química de la superficie de algunos materiales, que de otra forma sería muy difícil o imposibles de flotar con el solo uso de colectores y espumantes, ya que estos presentan o ya sea una alta polaridad o están cubiertos de capas inhibitoras, que no permiten ser colectados.

Los activadores son generalmente sales solubles, que se ionizan en solución y reaccionan entonces con la superficie mineral. El ejemplo más común encontrado, es el del sulfato de cobre CuSO₄ que es utilizado para la reactivación

de la esfalerita en circuitos de flotación diferencial Pb-Zn, la Marmatita y en algunos casos las piritas y Arsenopiritas. [3,13]

2.3.2. Depresores

Los depresores son reactivos que inhiben la capacidad de algunos minerales a ser flotados, o en otras palabras los vuelven hidrofílicos, esto con la intención de separar minerales, que tienen flotabilidad similar con respecto a cualquier combinación de colectores-activadores-espumantes algunos se muestran en la tabla II.

El funcionamiento general de estos es que forman capas pasivadoras sobre la superficie activa del mineral, inhibiendo la acción del colector y por lo tanto reduciendo drásticamente la capacidad de flotar del mineral. [3,13]

2.3.3. Espumantes

Son usualmente compuestos no iónicos, heteropolares y surfactantes que contienen una parte polar hidrofílica, que lo vuelve soluble en cierta medida y una parte no polar hidrófoba. Las características surfactantes o tensoactivas, le permiten ser absorbidos en la interfaz agua-aire, en la cual se orientan con la parte polar, hacia el agua y la no polar hacia el aire. [14]

En flotación son usados para generar una espuma que sea lo suficientemente fuerte, para soportar el peso del mineral flotado, esto se logra, utilizando las fuerzas de tensión superficial, que ofrecen estos compuestos para generar una interfaz aire-agua más resistente.

Tabla II. Reactivos inorgánicos utilizados como Depresores. [3]

Compuesto	Efecto
Cianuro	Depresión de sulfuros de hierro como piritita, Pirrotita y Arsenopiritita, deprime minerales de Zn durante la flotación Pb-Zn
Especies sulfonilo	Depresión de sulfuros de Zn y Fe durante la flotación de Cu y Pb y depresión de minerales de Pb.
Sulfato de Zn	Se utiliza solo o en combinación con cianuro para la depresión de minerales de Zn en flotación diferencial Pb/Zn y Cu/Pb/Zn
Dicromatos	Usado para la depresión de minerales de Pb durante la separación Cu/Pb
Sulfuro de sodio	Usado para deprimir minerales de Cu y Fe durante la flotación Cu/Mo
DETA di-etil-triamina	Usado para la depresión de Pirrotita en la flotación Cu/Ni
Permanganato y agentes oxidantes	Se puede usar en la separación de piritita y arsenopiritita

2.4. Factores que afectan la flotación

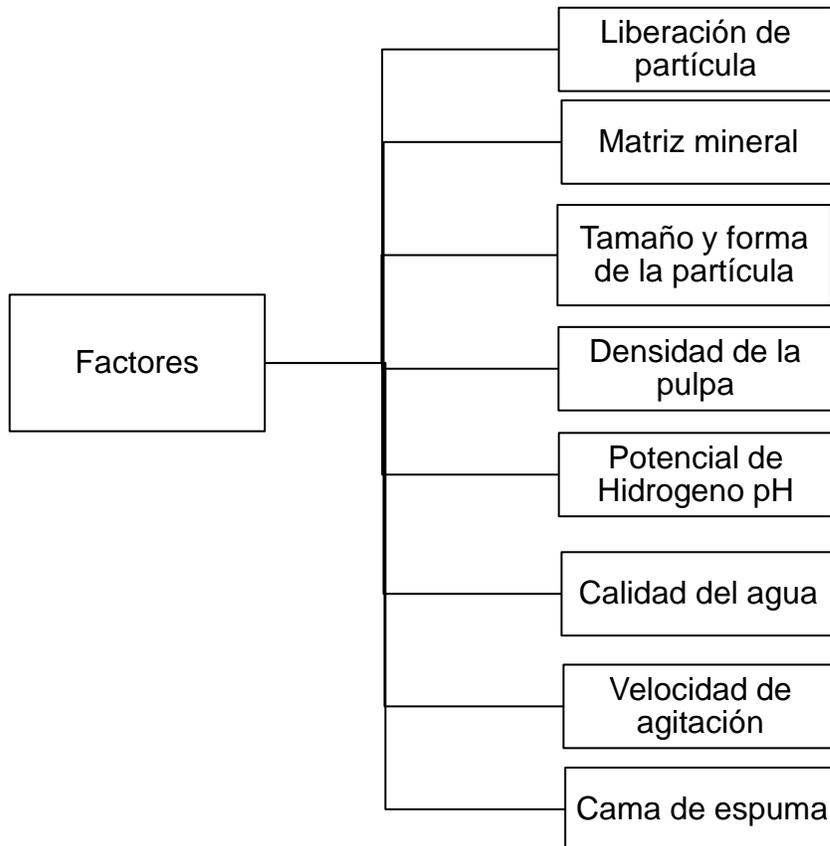


Figura 3. Factores que afectan en flotación. [14]

2.6. Diagramas de flujo. O circuitos de flotación

Dentro de los circuitos de flotación existen diferentes etapas y acomodos de éstas, para lograr la mayor recuperación, estas son las siguientes:

Flotación Primaria (Rougher): Una flotación bulk, donde se maximiza la mayor recuperación de mineral y se minimiza la flotación de la ganga, sin tener en cuenta la selectividad.

Flotación Secundaria (Scavenger): Son etapas de agotamiento, que se utilizan para recuperar el mineral valioso de las colas de las etapas de flotación primaria y algunas veces de limpieza.

Limpieza: Segunda etapa de concentración, en esta etapa se reprocesan los concentrados de las etapas de flotación primaria y secundaria, esto, para aumentar la ley del concentrado, varias etapas de limpieza pueden ser necesarias, para lograr una ley de concentrado comercial.

El acomodo de las diferentes etapas, determina la ley final. Las recirculaciones en los circuitos pueden llegar a ser muy complejas, así como sistemas de remolienda para lograr una buena recuperación.

Pruebas con Retroalimentación

Las pruebas que mejor muestran el comportamiento en planta son las retroalimentadas. Para fines de este estudio, un ciclo se considera como una prueba Batch, considerando cada etapa de flotación, obteniendo sus productos: concentrado, medios (productos recirculados) y colas (relaves). En este tipo de pruebas, los medios son recirculados hacia una o más etapas de tratamiento en el siguiente ciclo de pruebas. La disposición de estas corrientes deberá ser determinada durante las pruebas Batch de laboratorio. Para cada prueba de ciclo, se obtienen un concentrado final y los relaves finales, con excepción de la prueba del último ciclo, donde también se obtienen productos intermedios.

2.5. Aspectos generales de la lixiviación

El proceso de lixiviación es una operación unitaria que por medio de una solución lixivante, se logra la disolución de metales valiosos de un mineral o concentrado: en condiciones ideales las colas de lixiviación deben tener una cantidad de

material valioso lo suficientemente pequeña para que este sea descartado, la operación produce colas de lixiviación y una solución enriquecida con iones metálicos que con procesos posteriores se pueden recuperar.

Los reactivos lixiviantes más usados son el ácido sulfúrico H_2SO_4 para minerales cuprosos, y los cianuros ya sean de sodio NaCN, de potasio KCN o de calcio $Ca(CN)_2$ para minerales auríferos. (Gutiérrez, 1988). “En el contexto de la extracción de oro, la lixiviación es la disolución de un metal o un mineral en un líquido”. [14].

En el aspecto más básico, la lixiviación consiste en poner en contacto un mineral que contenga el metal deseado, ya sea previamente triturado y molido o directamente desde la mina, con una solución que contenga un agente lixivante que disuelva selectivamente el valor metálico contenido en el mineral, esta solución posteriormente es recolectada, purificada y concentrada por procesos hidrometalúrgicos para al final pasar a una etapa de electrodeposición donde se obtiene el metal purificado.(Habashi, 1999)

2.6. Métodos de Lixiviación

Las diferentes formas de poner en contacto el mineral con la solución lixivante son variadas, y depende de las condiciones de la mena que se procesa, depende de su composición, la concentración que tenga de minerales valiosos, su tamaño son diferentes y variados los factores que influyen, pero las tecnologías para tratarla no difieren mucho unas de otras, estas pueden ser heap Leaching, vat Leaching, in situ, agitada, y en autoclaves.

2.6.1. Lixiviación en terreros (Heap leaching)

Esta es una Técnica de lixiviación en la cual el mineral es apilado en montones, el cual es denominado terrero. La preparación del mineral antes de apilarlo se basa en la reducción de tamaño la cual varía entre 1 y 6 pulgadas, en donde el tamaño más común es de 3/8 de pulgada.

Esta técnica se utiliza preferentemente para minerales oxidados, no obstante, también se puede realizar para sulfuros, pero la duración del proceso para tener una misma disolución de los valores puede ser de 4 a 5 veces mayor. El terrero se comienza con la preparación del terreno, se deben colocar ciertas capas arena, grava para tener solides y los ángulos de inclinación necesarios para la correcta evacuación de la solución, pero lo más importante, una geomembrana de polietileno de alta densidad impermeable esto para evitar la filtración de la solución lixivante al subsuelo y la pérdida de los valores además evitando así la contaminación de este último. Cuando se colocan todas estas capas anteriores al mineral, es necesario instalar una red de tuberías en la cual la solución rica que resulte de la lixiviación pueda tener salida, previniendo la acción de derrames. Una vez instalado todas estas capas el transporte del mineral una vez que ha pasado por las etapas de quebrado, se hace en una banda transportadora o en un tornillo sin fin, dependiendo de la distancia, se coloca el mineral a las dimensiones que se tengan establecidas según el terreno disponible, se coloca una red de riego, que puede ser por goteo o un riego por aspersion; El método de riego depende principalmente del costo, y condiciones climatológicas de la región. Una vez que el sistema de riego este instalado, comienza a verterse la solución lixivante sobre el mineral, percolando entre las paredes y los poros de las partículas.

Para el proceso de descarga de solución rica, se debe contar con una serie de pilas de almacenamiento, las cuales son la de vertimiento de solución rica y 2

pilas de contención. Estas últimas se tienen por seguridad para evitar que se ocasione un derrame. [6]

2.6.2. Lixiviación en montones. (Dump Leaching)

Es una operación de lixiviación en donde su principal característica es que el mineral puede procesarse tal y como se obtiene de la explotación minera, sin necesidad de llevar a cabo un proceso de reducción de tamaño. Este método se utiliza cuando la ley del mineral es baja y no puede pagar el proceso de quebrado. [6]

2.6.3. Lixiviación in situ. (En el mismo sitio)

Es una técnica en la cual el mineral se lixivia directamente de donde está el yacimiento. No es necesaria alguna etapa de reducción de tamaño ni tampoco se utiliza una geomembrana. Para que este proceso se lleve a cabo es necesario que el mineral tenga la porosidad necesaria para que la solución percole libremente, disuelva el metal, y esta misma suba a la superficie ya con la concentración de metal deseada. [6]

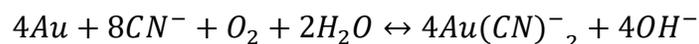
2.6.4. Lixiviación agitada. (En tanques)

Esta técnica se utiliza cuando el mineral tiene una alta ley, además que este último tenga características no porosas o que formen muchos finos, impidiendo que la solución lixivante percole el terrero. El proceso consiste en tener un método de agitación ya sea mecánico o neumático. La agitación da como beneficio mayor contacto entre las fases líquidas y sólidas, provocando así que se generen mayores extracciones del metal en un menor tiempo. Los arreglos de estos tanques pueden ser diferentes, con agitadores de muchos tipos o con el

burbujeo de aire de distinta manera, en donde el más utilizado es el tanque de burbujeo tipo Pachuca. [6]

2.7. Química de la Cianuración

La lixiviación de oro, utilizando sales de cianuro en un medio alcalino fue estudiada por Elsner, su ecuación es la más aceptada para modelar el proceso.



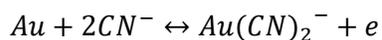
Las sales simples de cianuro se ionizan en agua para formar su respectivo catión de metal y los iones de cianuro libre.



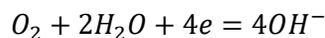
Las sales de cianuro de sodio y potasio son las más usadas comercialmente.

La complejación del oro, por medio de los iones cianuro se considera una reacción de media celda, ya que por una parte se oxida el oro para poder complejarlo y formar el complejo de aurocianuro Au(I), $Au(CN)_2^-$ y por otra ocurre una reducción de oxígeno para obtener la celda completa.

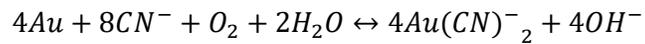
La reacción anódica se considera para fines prácticos.



La disolución del oro es acompañada por la reacción catódica de reducción del oxígeno.



Así la reacción completa



Esta es correcta estequiométricamente, pero no describe completamente las reacciones catódicas asociadas con la disolución.

El comportamiento del sistema Redox, se entiende mejor utilizando los diagramas de Pourbaix, como se muestra en la figura 4, donde se muestran las regiones de estabilidad de los diferentes compuestos formados con la reacción. [14]

2.8. Principales factores que afectan la lixiviación

Existen algunos factores que afectan la velocidad de disolución de los minerales mediante la Cianuración, tales como, el pH, la temperatura, la presión, el tamaño de la partícula, y el efecto de los diversos metales que también se encuentran en la matriz.

2.8.1. Tamaño de partícula

El mineral para ser lixiviado se reduce de tamaño para maximizar la liberación de los metales valiosos, la molienda se lleva hasta un tamaño en que optimice la recuperación de oro y la disminución de costos, regularmente 80% sobre 150 μm y 45 μm . Un aspecto importante de la molienda es no alcanzar un porcentaje de finos mayor al 20%, ya que estos tienden a aglutinarse y en consecuencia no dejan pasar la solución lixivante. (Jara, 2011)

2.8.2. Potencial de Hidrogeno (pH)

Cuando un proceso se desarrolla en un medio ácido o alcalino, es determinante a la hora de procesar un mineral por Cianuración, ya que, dependiendo de este es posible la aparición de las especies de interés. Un ejemplo claro es al observar el diagrama Eh-PH para el cianuro- H_2O , mostrado en la figura 5. En este se observa claramente que a pH menores a 10, se genera el ácido cianhídrico HCN, que es muy volátil y ocasionara perdidas, además que tiene una baja disolución de oro, lo que imposibilita la recuperación del metal. [14].

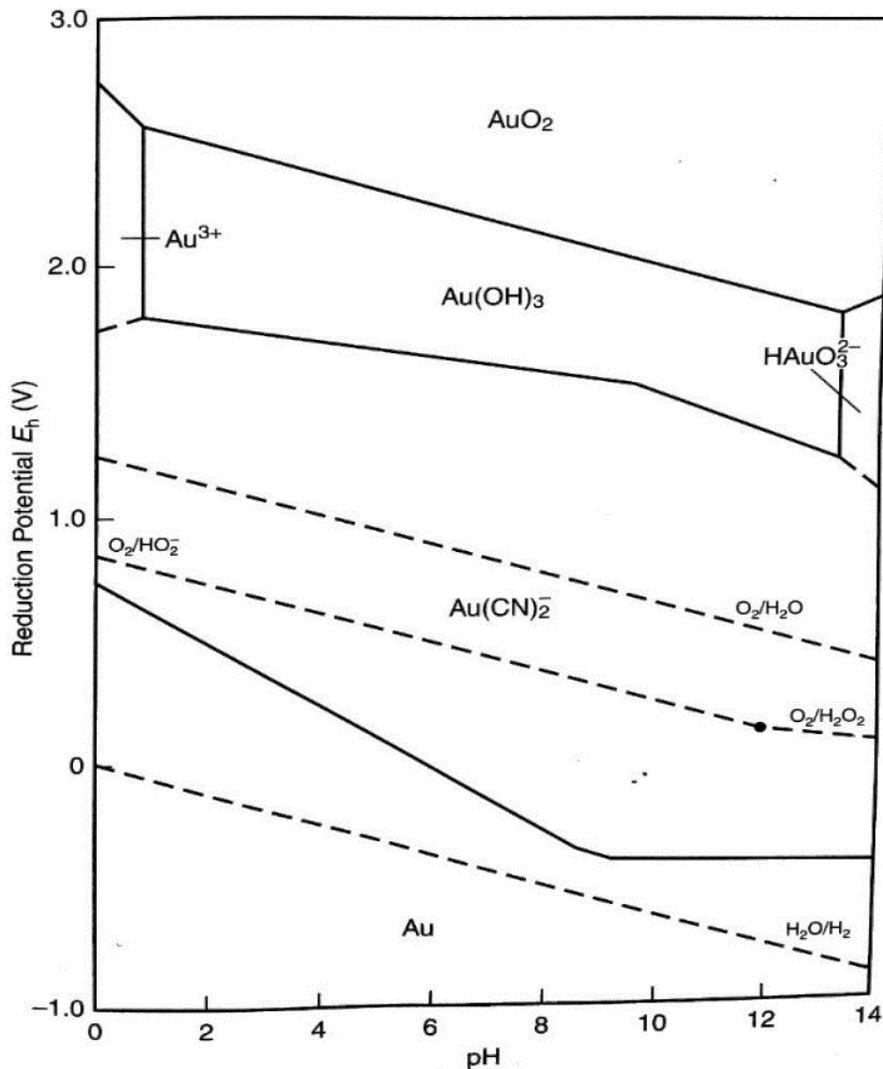


Figura 4. Diagrama de Pourbaix de Oro-Cianuro. (Pourbaix, 1974)

Cuando se observa el diagrama Eh-pH de las especies involucradas, Au, CN y H₂O, se observa que la curva de reducción de las especies de aurocianuro a oro metálico, se encuentra a potenciales relativamente bajos, en pH > 10, lo que facilitará su recuperación en posteriores procesos electrometalúrgicos; Lo mismo sucede con la plata. La mayoría de los sistemas lixiviantes, operan entre pH de 10 y 11, la adición de álcali en las diferentes etapas del proceso puede ser necesaria para mantener el pH deseado. [14]

Para el caso de minerales no ácidos o no alcalinos, la concentración de hidróxido de calcio (como álcali), está en el rango de 0.15 a 0.25 g/L, en el caso de la cal regularmente es de 0.15 a 0.5 kg/ton, esto para minerales no ácidos. [8]

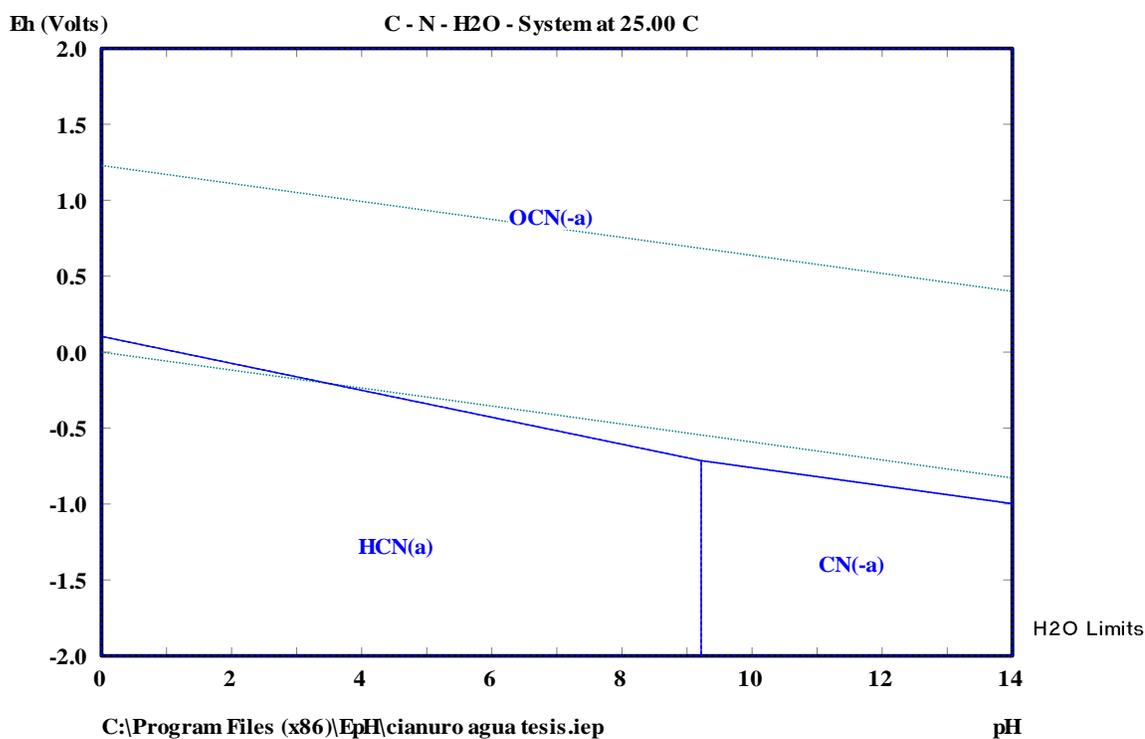


Figura 5. Diagrama de Pourbaix del sistema Cianuro-Agua.

2.8.3. Temperatura

Como resultado del incremento de las velocidades de difusión de las especies a reaccionar, la velocidad de disolución del oro aumenta hasta aproximadamente 85°C, sin embargo, a esta temperatura la solubilidad del oxígeno disminuye, por lo tanto, los beneficios del incremento de la temperatura se dejan de observar. [14]. Este efecto se puede observar en la figura 6, donde la extracción de Au muestra una línea asintótica al 90% a dicha temperatura.

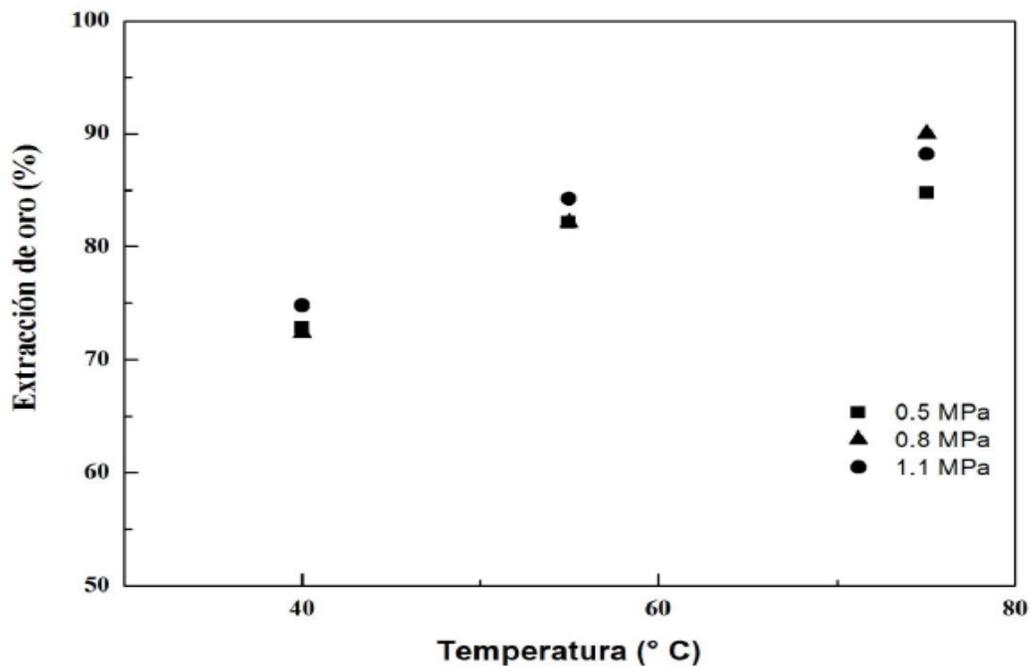


Figura 6. Efecto de la temperatura en la extracción de oro en matriz de minerales refractarios con presiones moderadas. (Soto, 2013).

2.8.4. % sólidos

La lixiviación se lleva a cabo generalmente a una concentración del 35-50% sólido, dependiendo de la gravedad específica de los sólidos, tamaño de partícula y mineralogía. Las densidades bajas de mezcla favorecen el transporte de masa, esto en reactores para este fin tanques agitados.

2.8.5. Presión

La disponibilidad de oxígeno disuelto aumenta con la presión, por lo que se esperaría el incremento de la disolución de oro, sin embargo, la temperatura es factor en la disolución de oxígeno, por lo tanto, el efecto de aumentar la temperatura y la presión simultáneamente hasta cierto punto $T > 75^{\circ}\text{C}$ termina siendo contraproducente para el proceso. (Parga, Valenzuela, et al, 2012)

2.8.6. Refractariedad.

Existen minerales que muestran una baja eficiencia al momento de extraer los valores en ellos, a este tipo de minerales en metalurgia se les conoce como refractarios.

Este tipo de menas incluyen minerales que contienen sulfuros metálicos, como lo son los sulfuros de hierro, minerales complejos de hierro y arsénico que encapsulan al oro libre dentro de su matriz y los minerales con altos contenidos de cianicidas, que aumentan el consumo de cianuro lo que conlleva a altos costos de operación. (Bracamontes, 2015)

Este tipo de minerales, necesitan un pretratamiento para lograr la correcta liberación de los metales valiosos, varios estudios se han realizado para la recuperación de estos minerales, tales como procesos de tostación (Coronado, et al, 2012), tratamientos oxidativos con ozono y oxígeno, oxidación química con pretratamientos químicos con sulfato ferroso $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$. A su vez, también se han realizado pretratamientos a base de bacterias originarias del mineral que logren la oxidación de los sulfuros.

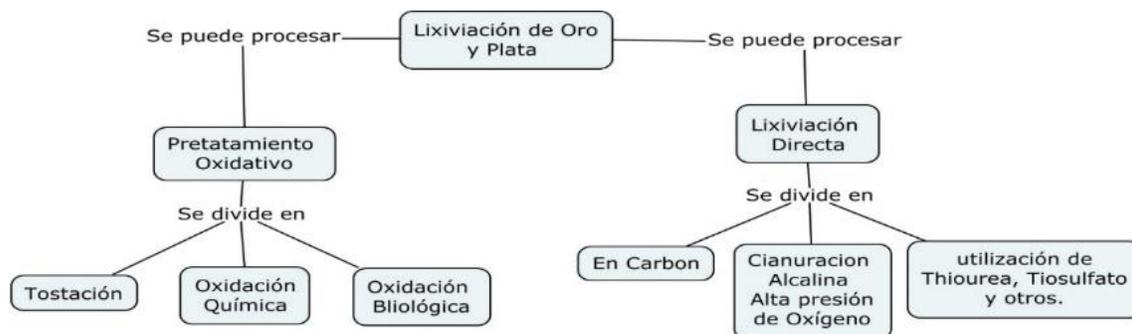


Figura 7. Alternativas de tratamiento para minerales refractarios de oro. (Valenzuela, 2000)

2.9. Investigaciones Realizadas.

Bracamontes (2015). Estudió la extracción de oro y plata para un mineral refractario de matriz sulfurosa, utilizando oxidación en medio ácido y lixiviación con cianuro, en donde se determinó que el retratamiento con 0-5 H_2SO_4 y 0.5 $Fe_2(SO_4)_3$, resultó ser el de mayor extracción de oro y plata en el proceso de lixiviación convencional, con extracciones superiores al 95%. En cuanto a la parte de lixiviación a presión, los resultados de extracción de oro resultaron ser inferiores al 80% y los de plata menor al 18%. También se especifican recomendaciones para investigaciones posteriores en donde se aclara que las recuperaciones pueden aumentar modificando el tiempo de residencia en la autoclave.

Soto (2015). Realizó un estudio cinético de la extracción de oro de un mineral sulfuroso, utilizando lixiviación oxidativa a presión, en donde el intervalo de temperatura trabajado fue de 40 a 75°C y de 0-5 a 1.1 MPa de presión de oxígeno y una concentración de cianuro de 0.4 a 0.8% en peso. A la par del estudio, se realizó una lixiviación convencional en la cual se logró un 45% de extracción de oro, esto a una duración de 48 horas. En cuanto a las lixiviaciones a presión, se

observó la influencia de la temperatura, la cual logró un incremento de 10% de extracción de oro para las temperaturas anteriormente mencionadas.

Quiroz (2010). Evaluó los efectos de los procesos de oxidación a presión y lixiviación simultáneamente, en un mineral de sulfuro de hierro. Primeramente, se realizaron pruebas ambientales, las cuales, la disolución de oro vario de 38 a 39%. Con ello, se dio hincapié a realizar la oxidación y lixiviación a presión simultaneas, en donde se obtuvieron porcentajes disolución de oro del 81 al 86%, siendo las condiciones más adecuadas para el proceso: $T = 120^{\circ}\text{C}$, $P = 603.3$ kPa, $[\text{NaCN}] = 8$ g/L, $t = 1$ hora, $\text{pH} > 11$ y agitación constante.

Jara (2011). Estudió la recuperación de oro y plata, por medio de un proceso metalúrgico en un medio cianurado a presiones normales y moderadas, En este estudio se utilizó 100 gramos de concentrado con 570ml de agua, teniendo como dosificación de mejores resultados, 6 gramos de Cianuro de Sodio y 1.6 gramos de Cal, obteniendo recuperaciones de oro y plata cercanos al 92%.

METODOLOGIA EXPERIMENTAL

En la figura 8, se muestra esquemáticamente el procedimiento para las pruebas de flotación.

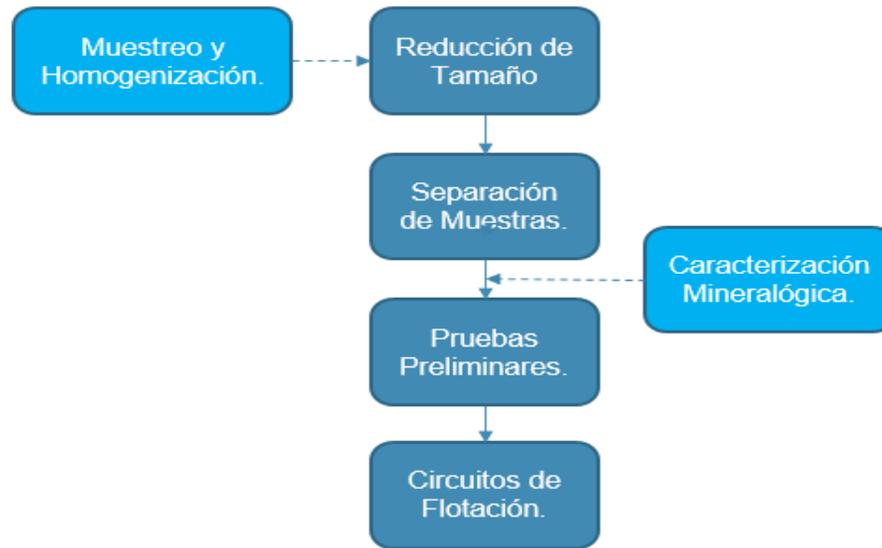


Figura 8. Metodología general para las pruebas de flotación.

El formato que se utilizó en la presente investigación es el de la figura 9 en donde especificaba datos de la prueba, como el tipo, tamaño de partícula, duración, dosificación de reactivos y al final se mostraba el balance metalúrgico.

Los balances para la recuperación de los metales se calcularon de la siguiente manera:

$$\text{contenido} = \text{peso} * \text{ley} \quad (\text{Ec. 2})$$

Una vez obtenido el contenido total o Cabeza Calculada del sistema sumando los contenidos de cada corriente, por ejemplo: (contenido concentrado) +(contenido medios) + n producto, se calcula la recuperación, que, en este caso, se entiende

como el porcentaje del contenido total que se recuperó en cada corriente; la suma de todas las recuperaciones siempre debe ser igual a 100.

$$Cabeza\ Calculada = \sum_i^n contenido_i \quad (Ec. 2)$$

$$Recuperación_i = \frac{contenido_i}{Cabeza\ Calculada} * 100 \quad (Ec. 3)$$

$$\sum_i^n Recuperación_i = 100 \quad (Ec. 4)$$

En estas ecuaciones “i” representa alguno de los productos de flotación por ejemplo concentrado, medios, colas etc.

3.1. Material y equipo

El mineral que se utilizó durante la investigación es proveniente de la Mina Bacis, localizada en el municipio de Otaez, Durango, al cual se le realizaron pruebas de flotación y lixiviación a presión. El segundo mineral, es proveniente de la presa de jales número 3, en la unidad Velardeña de Minera William, ubicada en el municipio de Cuencamé, Durango, México. A este último se le realizaron solo pruebas de Flotación.

Para las pruebas de flotación, se utilizó una celda Marca Denver, modelo 533000, con capacidad registrada de hasta 3500 RPM, con celdas de diferente volumen de 5, 3.5 y 1.5 L para cada proceso, un potenciómetro para medir pH y material básico de laboratorio.

La lixiviación se llevó a cabo en una autoclave Parr con capacidad de 1 litro utilizando oxígeno gaseoso para elevar la presión y sistema de control Parr 4848 para temperatura, agitación y presión. Para la Caracterización mineralógica, se

utilizaron un Microscopio electrónico de Barrido, difractor de rayos X y un equipo de espectroscopia de absorción atómica.

Fecha Prueba			Identificación muestra			Tipo de celda										
Objetivo	DETERMINAR LOS PARAMETROS OPTIMOS DE FLOTACION CON RESPECTO LA RECUPERACION DE ORO, PLATA						Velocidad (rpm)									
Diametro de partícula 80% malla -200 (micrones)			Peso de la muestra (grs.)			Tipo de prueba de flotacion	Tiempo de molienda (min.)									
SECCION FLOTACION	PARAMETROS				REACTIVOS DE FLOTACION											
	Tiempo (min)	% solidos	pH inicial	pH final	Cal (kg/ton)	CuSO ₄ (gr/ton)	promotor DP6 (gr/ton)	promotor P208 (gr/ton)	Promotor P404 (gr/ton)	X343 (gr/ton)	Promotor 3418 (gr/ton)	Espumante 1065 (gr/ton)	H ₂ SO ₄ (kg/ton)	Na ₂ S (Kg/ton)	Oil (Lt/ton)	Otro reactivo
Reactivos Molienda																
Acondicionamiento																
PRIMERA FLOT.																
Agotativo 1																
Agotativo 2																
CONSUMO TOTAL REACTIVOS DE FLOTACION					0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0

Prueba ABIERTA	PESO		ENSAYES QUIMICOS						CONTENIDO DEL ELEMENTO					RECUPERACIONES %						
Etapas	gr	% peso	Au (gr/ton)	Ag (gr/ton)	% Pb	% Zn	% Cu	% Fe	Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Fe	% Au	% Ag	% Pb	% Zn	% Cu	% Fe
concentrado																				
1 gotativo																				
2 Agotativo																				
colas																				
Total			CABEZA CALCULADA																	
			CABEZA ENSAYADA																	

Figura 9. Formato para prueba de flotación

3.2. Muestreo y reducción de tamaño

Una vez quebrado el mineral se realizó una granulometría valorada para saber en qué tamaños se concentraba la mayor cantidad de valores metálicos para esto se tomaron 500 gr de mineral previamente homogenizado en este caso de la

muestra C de la mina Bacis y la muestra E proveniente de Velardeña. El caso de la minera Bacis ya que presentaba altos valores de oro y plata ambos fueron considerados y en el caso de Velardeña los valores de interés fueron el oro, arsénico y hierro ya que se conoce que este mineral es alto en piritas y Arsenopirita.

3.2.1. Mineral de Bacis

El mineral con el que se trabajó fue enviado desde la mina Bacis, el cual ya se encontraba muestreado y separado en 4 regiones, que se denominaron A, B, C y D, en donde estas formaban un total de aproximadamente 1 tonelada de mineral. Dicho mineral se encontraba a diferentes tamaños de partícula, los cuales variaban desde $\frac{1}{2}$ hasta 5 pulgadas de diámetro. Las muestras fueron totalmente homogenizadas en sus respectivas regiones y reducidas hasta una muestra representativa de 50 Kg por el método de cuarteo, representado en la figura 10. Para reducir el tamaño de partícula, el mineral fue sometido a un proceso primario de quebrado, el cual reducía las partículas hasta $\frac{1}{4}$ de pulgada, esto para obtener un tamaño adecuado para la entrada posterior al molino de bolas, en donde se reducía el tamaño de partículas en un rango de malla de 140 hasta los -200.

Posteriormente se hicieron pruebas de molienda para obtener un producto donde el pasante de las partículas se encontrará al 80 % en los tamaños de #-200 mallas.

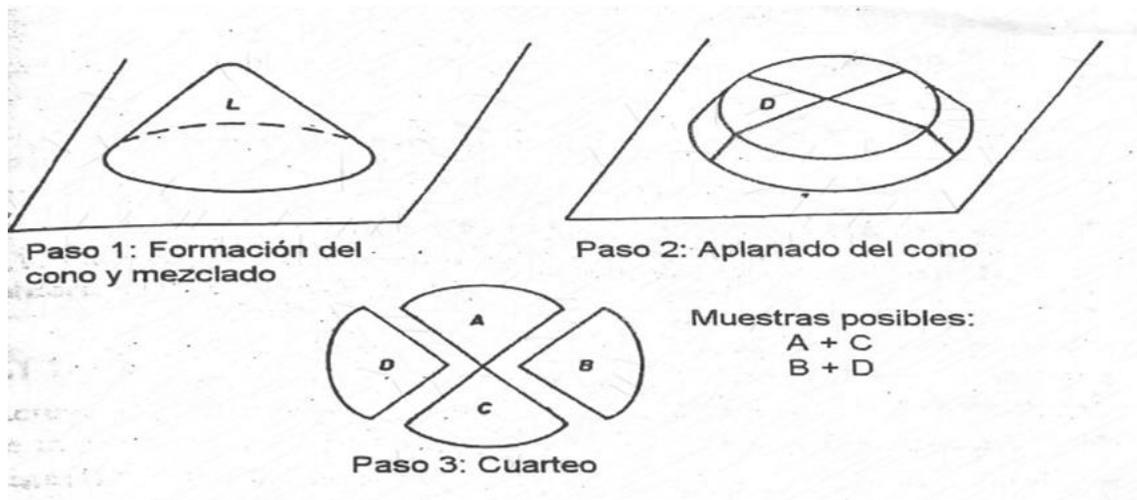


Figura 10. Metodología de homogenización de muestras por método de cuarteo. (Gómez, 2003).

3.2.2. Mineral de Velardeña

El mineral se obtuvo por parte del Departamento de Geología en la planta de beneficio Velardeña, el cual se encontraban en bolsas de aproximadamente 3 Kg. Posteriormente, se extrajo 1 kg de cada una de las muestras, éstas fueron secadas y homogenizadas, para así formar un composito único y dar inicio a las pruebas de flotación. En este caso no fue necesaria una molienda prolongada ya que las muestras provenían de la presa de jales número 3, donde éstas ya se encontraban a un tamaño de partícula de #200 mallas en promedio.

3.3. Caracterización Mineralógica de la muestra.

La caracterización del mineral, se realizó por diferentes métodos, los cuales fueron Microscopía Electrónica de Barrido (MEB), Microscopía óptica (OM) Difractograma de rayos X (XRD), espectrometría de Absorción Atómica (AA) y ensaye a fuego.

Estas técnicas se llevaron a cabo para obtener información del mineral, como lo es la cuantificación de elementos, las especies que las contienen, características físicas y morfológicas.

3.3.1. MEB. Microscopia electrónica de barrido.

Se utilizó para analizar la superficie morfológica del mineral, así como también el tamaño, color y distribución de las partículas de oro y plata en la mena. (Características del MEB utilizado)

3.3.2. Microscopia óptica.

Esta técnica se utilizó para observar con mayor claridad la distribución de los cristales, su forma y relieve de una manera preliminar

3.3.3. Difractograma de Rayos X.

Los DRX se utilizaron para hacer un análisis cualitativo, sobre las especies mineralógicas encontradas tanto en la mena como el concentrado, observando así cuales son las especies de mayor abundancia en los mismos.

3.3.4. Absorción Atómica. (AA).

Se utilizó para saber el contenido elemental de los metales de interés, como lo son el Au, Ag, Fe, Cu, Pb y Zn, así como también realizar ensayos químicos a la cabeza del mineral con el mismo fin.

3.4. Selección de Reactivos

Para saber qué tipo de reactivo se utilizará en un proceso de flotación, es necesario conocer las características físicas y químicas del mineral, principalmente las especies que lo constituyen. Existe una gran cantidad de

reactivos, en donde cada uno tiene una acción específica. Sin embargo, aunque dos o más reactivos tengan la misma función, no siempre obtendrán los mismos resultados ya que tienen cualidades diferentes que modificará el rendimiento del proceso.

3.4.1. Bacis

Basado en los análisis realizados se deduce que la mena de oro está en un estado en que la oxidación de los sulfuros se encuentra avanzada al punto en que una parte del oro total es llamado libre, es decir, en forma de electrum, o asociado con sulfuros como la pirita y argentita. Las menas de este tipo generalmente necesitan una combinación de reactivos para favorecer la recuperación de todas estas especies.

En el apéndice 7.1 se muestran los reactivos seleccionados, así como sus características de interés en el proceso.

3.4.2. Velardeña

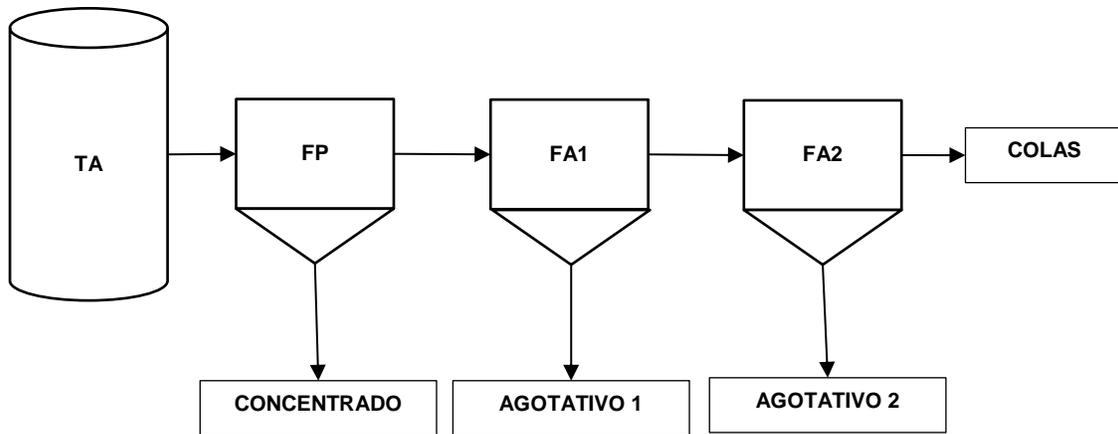
Según los análisis, podemos ver que el mineral proveniente de la presa de jales número 3 de la unidad 1 planta de sulfuros en Velardeña está compuesta enteramente por sulfuros por lo tanto la selección de reactivos se muestra en el apéndice 7.1

3.5. Etapas del proceso.

El estudio consta de 3 etapas principales, la primera inicia con la flotación de las distintas muestras del mineral de Bacis y Velardeña para la selección de los reactivos adecuados, dosificación, orden y estructuración del circuito, en ambos casos tanto para el mineral de Bacis como para el de Velardeña se sigue una metodología similar. Una vez obtenido el concentrado con las características

deseadas, se pasa a la segunda etapa “flotación con retroalimentación”, de donde se obtienen los resultados para la comparación entre pruebas de laboratorio y funcionamiento en planta, ya que en estas pruebas se ve el efecto que tendrán las recirculaciones del circuito de flotación. Una vez obtenido un concentrado con las características esperadas de la flotación en planta se pasa a la tercera etapa, la cual consta de pruebas de lixiviación a presión, para obtener los parámetros adecuados para alcanzar la máxima disolución de los valores metálicos de interés.

PRIMER CIRCUITO



SEGUNDO CIRCUITO

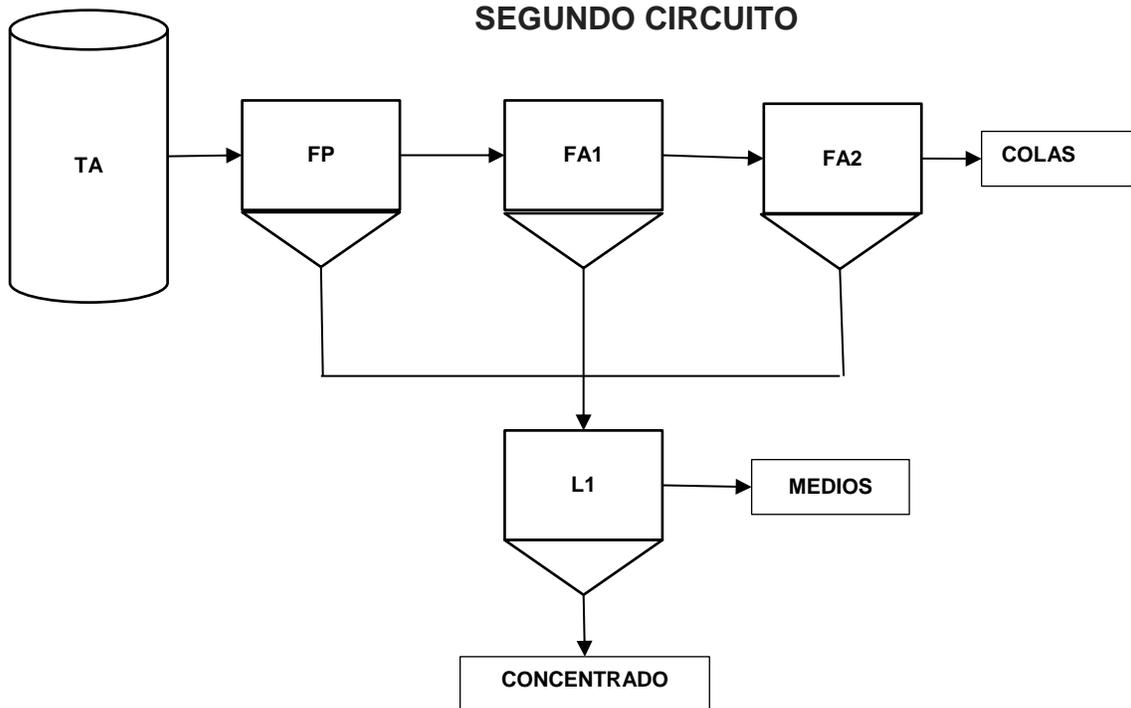


Figura 11. Circuitos de Flotación aplicados en la investigación 1.

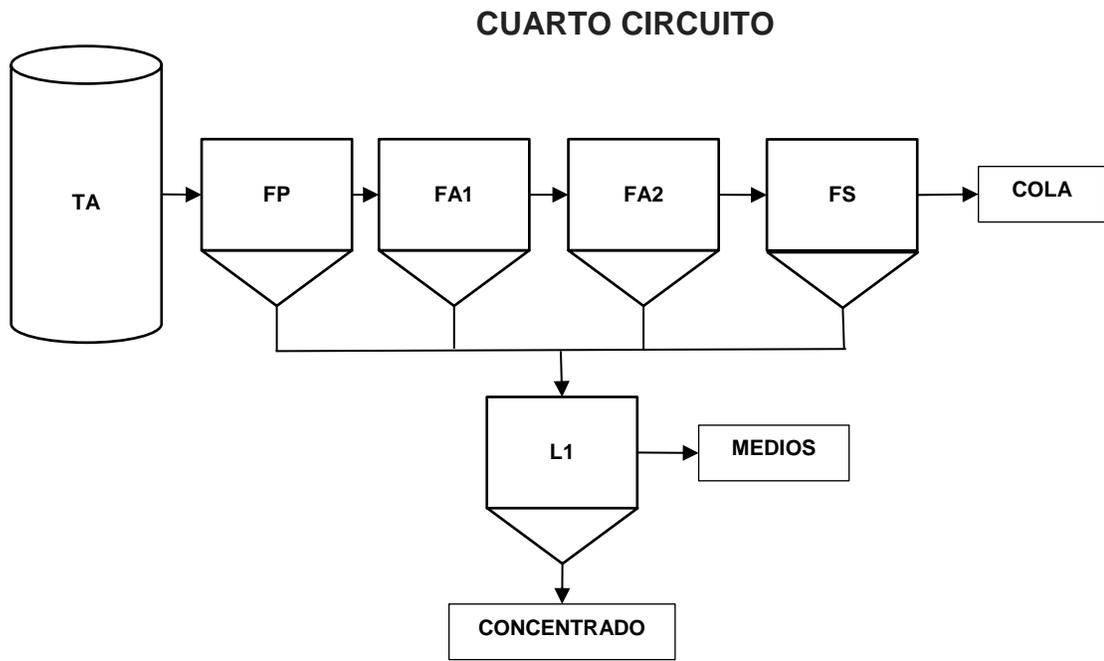
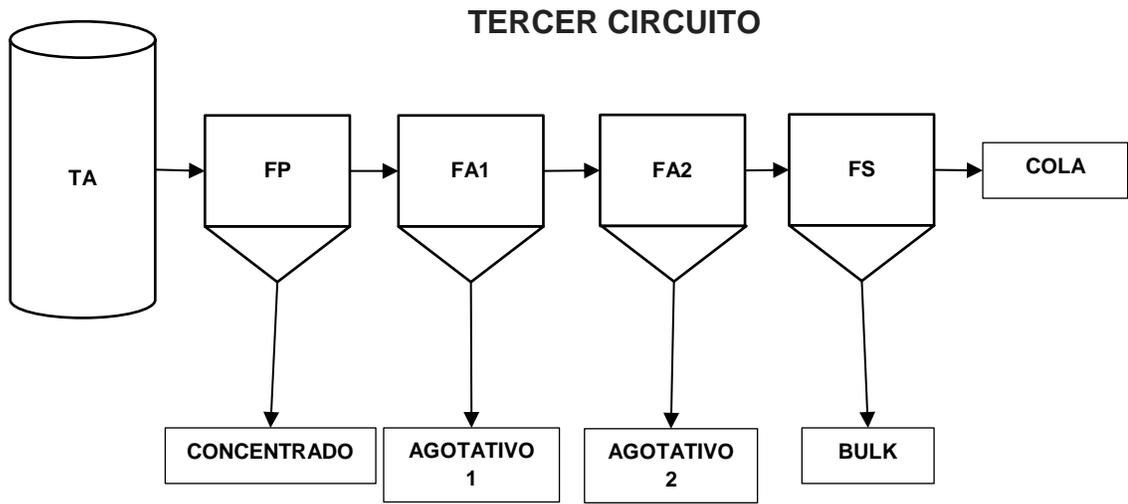


Figura 12. Circuitos de Flotación aplicados en la investigación 2.

3.5.1. Etapa 1: Flotación selectiva

La flotación se llevó a cabo a temperatura y presión ambiental, además de agitación constante, en donde las variables involucradas son la concentración de activador y colector, % sólidos, pH, adición de colectores secundarios, que para el fin del estudio se les llamará Promotores y Modificadores de superficie.

En esta etapa, los reactivos sólidos utilizados se diluyeron al 1% en agua, los cuales eran CuSO_4 , X-343 y X-350. El resto de los reactivos se encontraban en estado líquido, así que se añadieron directamente con un gotero. Cada etapa cuenta con la dosificación indicada de promotores y activadores, para saber la cantidad de estos contenidos en dicha gota, se pesaron éstas a la temperatura en la que se trabajó en el laboratorio.

1.1.1.1. Bacis

En esta investigación se realizó un total de 44 pruebas de flotación, en las primeras 3 de cada muestra se evaluó la dosificación del colector y el activador a utilizar. En este caso se utiliza el CuSO_4 como activador y el Xantato 343 como colector.

En algunas se permaneció constante el activador y se varió el colector, en otras la dosificación fue contraria, dando como hincapié el análisis de la relación sulfato de cobre-X-343. Basado en los resultados de esta relación es como se dio inicio a la aplicación de estos reactivos (ver tabla III).

Tabla III. Reactivos con dosificación constantes en pruebas de flotación

Reactivo Sección de Flotación	DP-6 (g/ton)	P-208 (g/ton)	A-404 (g/ton)	A-3418 (g/ton)	E-1065 (g/ton)
Molienda					
Acondicionamiento	25	14.6	14.6		26
Flotación Primaria				14.4	
Flotación Agotativa 1				14.4	13
Flotación Agotativa 2					13

Para las pruebas de flotación primaria, se agrega el kilogramo del mineral a la celda de flotación, formando una pulpa de 35%-25% de sólidos, a una velocidad de agitación de 1500 rpm, después se agregan CuSO_4 , X-343 y los promotores para iniciar la parte del acondicionamiento, teniendo una duración de 7 minutos. Transcurrido este tiempo, comienza la flotación primaria, en donde el porcentaje de sólidos y la velocidad de agitación permanecen constante, teniendo duración de 5 minutos. Una vez obtenido la espuma de concentrado, se realiza la flotación secundaria, con las colas de flotación primaria, éstas forman una pulpa de 35-25% en sólidos. Se agrega CuSO_4 , X-343 promotores, todo esto a 1500 rpm con un tiempo de flotación de 4 minutos.

Una etapa opcional para evitar la pérdida de valores en los relaves es la Sulfurización y posterior flotación de éstas, en el caso del mineral de Bacis, ya que este se encontraba mayormente oxidado.

Posteriormente, en la etapa de limpias se seleccionan los concentrados de las etapas primaria y secundaria, en donde el porcentaje de sólidos baja al 20%, la cual se realiza en una celda de flotación de 1.5 L y 1200 rpm, modificando las condiciones de pH con la adición de cal. Esta etapa se diferencia a las flotaciones anteriores por tener poca adición de reactivos buscando con esto tener un mayor grado en el concentrado final, ya que dichos reactivos se encuentran adsorbidos en la superficie de las partículas de interés a causa de las etapas de flotación

anteriores (primaria y secundaria). Acorde avanzaba la investigación, se le agregaron nuevas etapas, con dosificaciones específicas, esto para obtener mejores resultados en cuanto a ley y recuperación de oro y plata. Los circuitos utilizados se muestran en las figuras 12 y 13.

3.5.2. Etapa 2. Flotación con retroalimentación.

Una vez obtenido la selección de los reactivos adecuados, dosificación, orden y estructuración del circuito abierto, se da paso a las pruebas retroalimentadas. En esta, se agrega 1 kg de mineral al inicio y se corre la prueba normal, sin embargo, los medios que se definen como las colas resultantes de las etapas de limpia, se adicionan a la segunda etapa junto con 1 Kg de mineral fresco, así sucesivamente hasta llegar a los ciclos definidos.

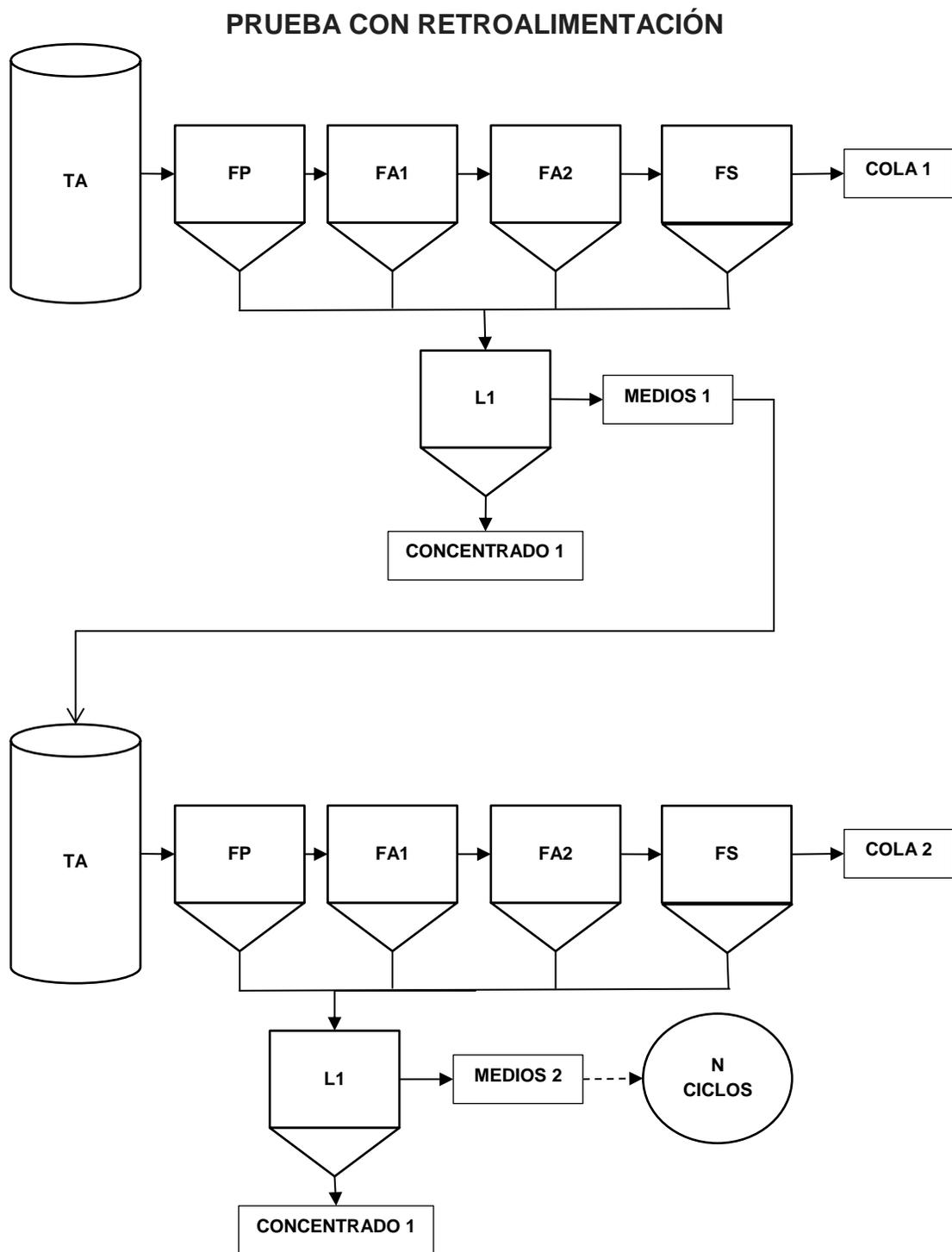


Figura 13. Circuitos de flotación con retroalimentación

3.5.3. Etapa 3: Lixiviación con Cianuro

1.1.1.2. Cianuración de Mineral.

Se realizaron 4 pruebas de cianuración ambiental una para cada muestra proveniente de Bacis A, B, C, D las pruebas se realizaron con aireación utilizando una bomba de aire de 2 L/min, una velocidad de agitación de 300 rpm y un porcentaje de sólidos del 30 % esto, para observar, el porcentaje de dilución de Au y Ag alcanzado en un tiempo de 72 hr, las pruebas se realizaron con un exceso de cianuro para favorecer la disolución. Las condiciones de operación se muestran en la tabla IV.

Tabla IV condiciones de pruebas cianuración ambiental

Condiciones de la prueba	
Concentración CN	9.33 g/L
% sólidos	30 %
pH inicial	11.3
pH final	10.9
Tamaño	-200 #

1.1.1.3. Consumo de cianuro

Se realizó una prueba de cianuro libre para determinar el consumo de cianuro en el caso de las pruebas ambientales, esta prueba, se realizó en las mismas condiciones que la cianuración de mineral, se tomó muestra en los tiempos de 1, 3, 6, 12, 24, 48 y 72 hr. Esto se puede extrapolar a la gráfica de % de recuperación de la especie de interés, esto para pruebas de cinética de lixiviación trabajos realizados con el mismo mineral por Jara Mendivil [8].

El cianuro libre se determinó por el método de titulación con nitrato de plata 0.1N utilizando rodamina al 10 % y Ioduro de Potasio como indicador.

1.1.1.4. Lixiviación con cianuro con presión de O₂.

El presente estudio se llevó a cabo en una autoclave Parr con capacidad de 1 litro, como se muestra en la figura 14. El primer paso es lavar los concentrados obtenidos del proceso de flotación, ya que aún se encuentra cierta cantidad de reactivos en la superficie del mineral, que pueden intervenir con los procesos de lixiviación. Una vez lavado, se genera una pulpa de mineral a un 20% en sólidos, adicionándose cal para aumentar su pH >10.5. Una vez que el medio se encuentre alcalino, se le agrega el cianuro de Sodio variando la concentración indicada para cada prueba. Los parámetros de estudio se muestran en la tabla V.



Figura 14. Reactor Parr, laboratorio de procesamiento acuoso.

La duración de cada prueba fue de 60 min, a una velocidad de agitación constante de 600 rpm, esto debido a que con esta velocidad se disminuyen los efectos por transferencia de masa. En esta prueba solo se analizó la solución rica y las colas de lixiviación.

Tabla V. Parámetros establecidos en pruebas de lixiviación a presión.

Parámetros	
NaCN	[15, 10.52, 5.26] g/L
Temperatura	50, 65, 80 °C
Presión	340, 430, 550 kPa
% Solidos	20 %
Agitación	600 rpm
Tiempo	1 hr

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Muestreo y reducción de tamaño.

La figura 15 muestra el porcentaje de contenido acumulado de oro y plata a los diferentes tamaños de partículas, correspondiente a la granulometría valorada. Se observa que el comportamiento es básicamente igual, lo cual nos dice que el oro y la plata se encuentran en proporciones semejantes, es decir, si el contenido de oro aumenta, el de la plata de igual manera.

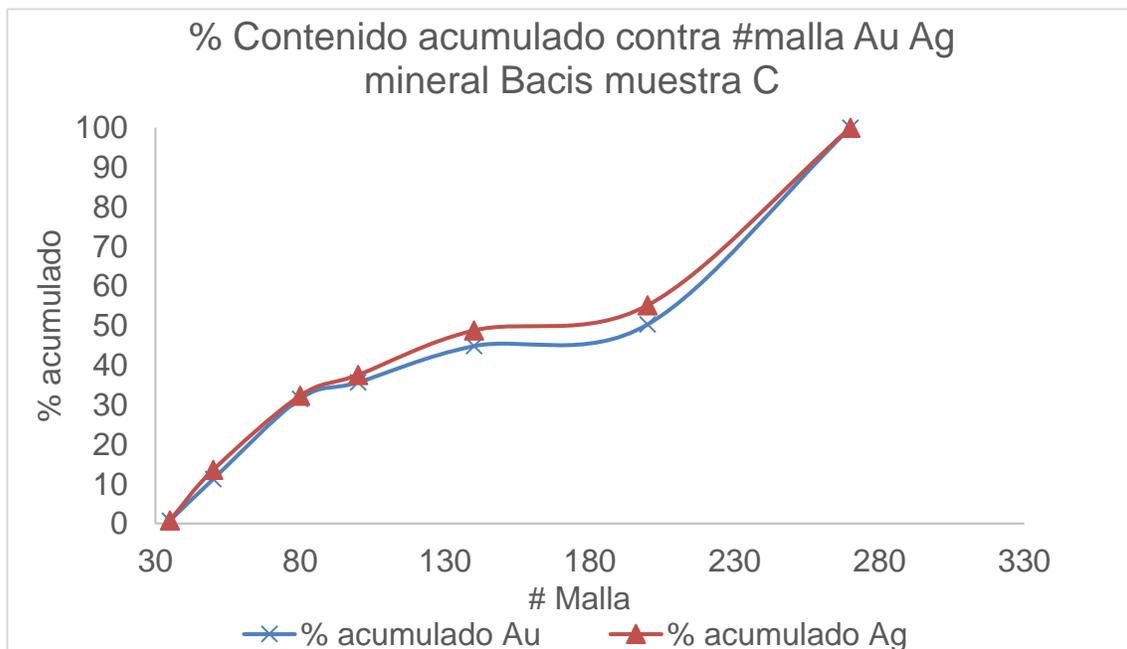


Figura 15. Porcentaje de contenido acumulado en prueba granulométrica. (Mineral Bacis)

No obstante, observando la figura 16 que corresponde al mineral de Velardeña, aunque el hierro y Arsénico tienen el comportamiento similar entre sí, el oro no cuenta con dicho patrón. Sin embargo, a partir de tamaños menores de las 200 mallas, el oro se hace cada vez más presente.

Es importante recordar que el mineral ya fue sometido a un proceso de molienda, por ello, no necesita de otra etapa de reducción de tamaño. Por otra parte, en dicho grafico también se observa que un 80 % de la muestra se encuentra por debajo de la malla 240, siendo esta, y que el oro a partir de la malla 200 comienza a aumentar su cantidad; por ello, se trabajó en la malla -200.

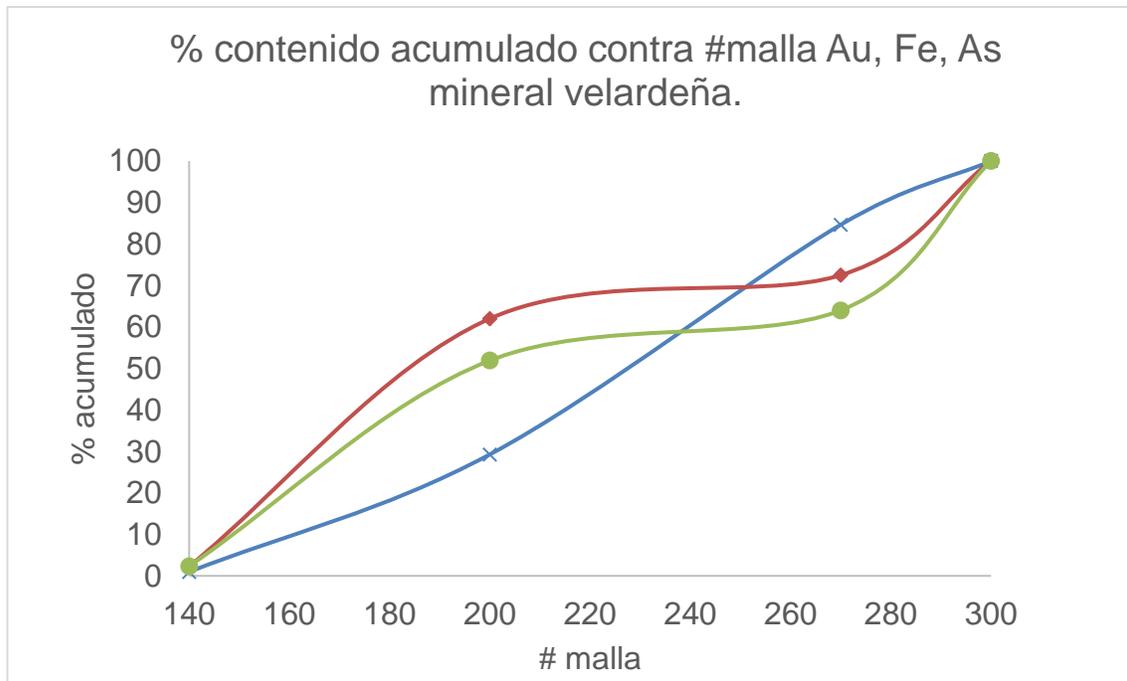


Figura 16. Porcentaje de contenido acumulado en prueba granulométrica. (Mineral Velardeña)

4.2. Caracterización del mineral.

4.2.1. Baxis

En la caracterización mineralógica del mineral y concentrados mediante microscopía electrónica de barrido y dispersión de rayos X (MEB- DRX), se observó que las especies de mayor abundancia era la pirita (FeS_2) y cuarzo (SiO_2). Dentro de las especies secundarias se encontró la calcopirita (CuFeS_2)

esfalerita (ZnS) y galena (PbS). Sin embargo, base a los resultados de flotación nos damos cuenta de que el mineral contaba con electrúm.

Tanto el mineral como el concentrado fueron analizados en el microscopio electrónico de barrido, en el departamento de Metalmecánica ubicado en el instituto tecnológico de saltillo. Con él se logró encontrar los elementos y deducir las especies mineralógicas que se encontraban. Esto a la par del análisis con difracción de rayos X para corroborar los resultados obtenidos.

En la figura 17 se muestra la caracterización del mineral por microscopia electrónica de barrido y en la tabla VI su correspondiente análisis EDS, en donde se muestra la distribución en peso de los elementos encontrados en la región seleccionada.

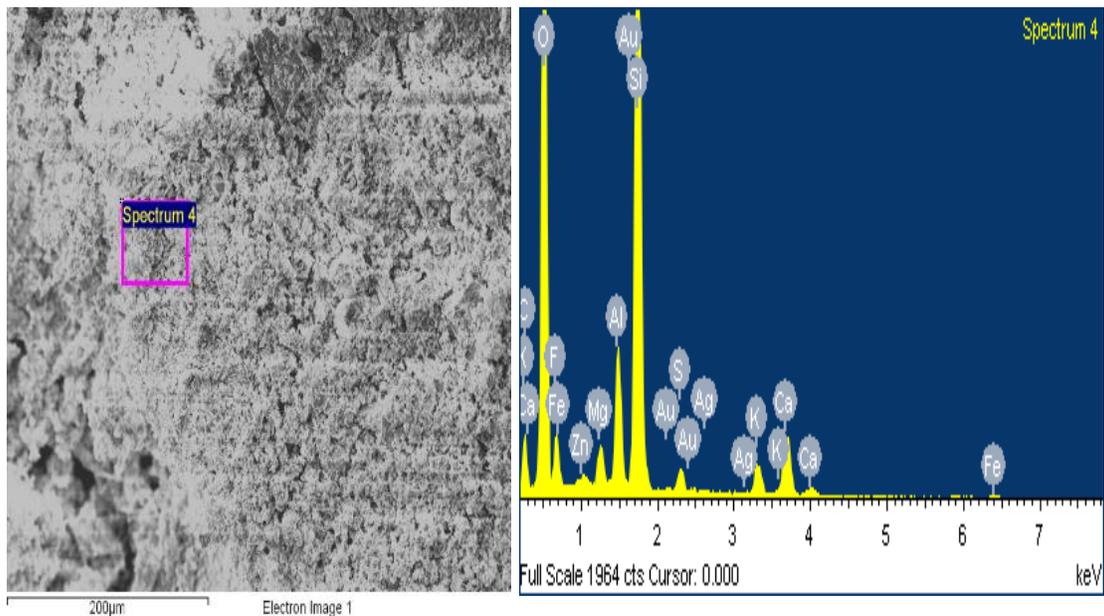


Figura 17. Microscopia electrónica de barrido para muestra C (Mineral Bacis)

Con este análisis se corrobora que el oro se encuentra en proporciones semejantes a la plata, lo que nos afirma que se puede realizar una flotación selectiva simultánea para ambos metales. Es importante observar que se dé

igual manera, los elementos con mayor porcentaje en peso son el oxígeno y sílice, haciendo más claro que la mayor parte está conformada por Cuarzo.

Una vez obtenidos los resultados preliminares de los análisis de MEB, se analizó una muestra representativa de cada zona A, B, C, y D, por métodos de ensaye al fuego y AA en los laboratorios de ERSA Global, ubicados en la ciudad de Torreón, Coahuila, para obtener la cuantificación de elementos. Los resultados obtenidos se muestran en la tabla VI.

Tabla VI. Análisis de mineral por método de Absorción Atómica (ERSA GLOBAL).

Análisis de mineral Bacis.										
Muestra	g/ton		%							
	Au	Ag	Pb	Cu	Zn	As	Fe	CaO	SiO ₂	Insolubles
A	2.52	365	0.073	0.011	0.09	0.005	1.84	5.42	38.9	50.1
B	3.67	495	0.041	0.011	0.09	0.002	1.63	7.8	39.9	45.1
C	3.72	488	0.04	0.011	0.08	0.002	1.3	5.24	41.15	48
D	3.12	334	0.134	0.024	0.4	0.001	2.61	3.62	40.2	49.3

Los valores metálicos en el mineral proveniente de la mina Bacis se encuentran en una matriz mixta, en su mayoría de óxidos, silicatos, carbonatos y una pequeña cantidad de sulfuros como lo mostraron los resultados del MEB y los análisis lo corroboraron, siendo estos últimos de interés ya que son los que fácilmente pueden ser flotados.

Tabla VII. Análisis EDS de la región seleccionada en el análisis de Microscopia Electrónica de Barrido.

Elemento	Peso %	Atómico %
C	6.13	9.98
O	49.57	60.63
F	4.57	4.71
Mg	1.05	0.85
Al	3.59	2.60
Si	21.22	14.79
S	1.26	0.77
K	2.72	1.36
Ca	6.67	3.26
Fe	2.77	0.97
Zn	0.19	0.06
Ag	0.13	0.02
Au	0.14	0.01
Total	100.00	

Caracterización del Concentrado.

Para corroborar las especies mineralógicas de interés a las que se le aplicara la flotación selectiva, una muestra representativa de un concentrado en este caso la zona C, ya que esta contaba con características estándares a las otras zonas, se envió a analizar por DRX.

El concentrado fue analizado por Difracción de rayos X por la industria Peñoles en la ciudad de Torreón Coahuila, con el fin de corroborar los datos obtenidos por el análisis de absorción atómica y microscopia electrónica de barrido.

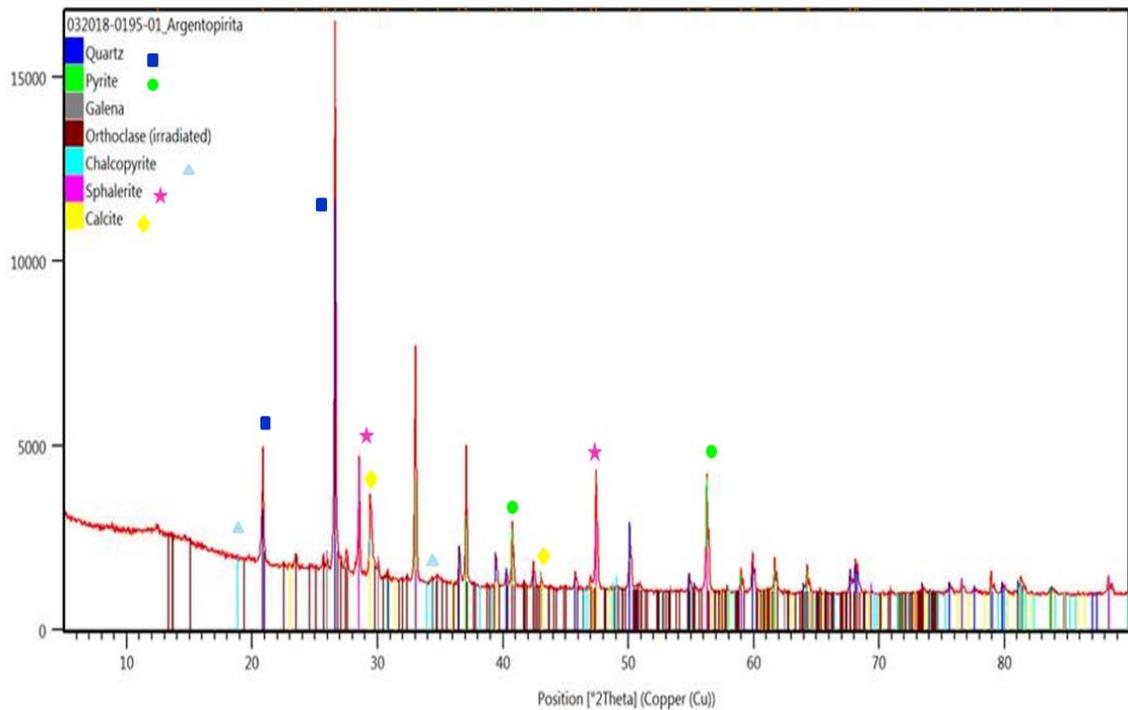


Figura 18. Difractograma de rayos X del concentrado obtenido en flotación.

Tabla VIII. Especies encontradas mediante análisis de difracción de rayos X.

Especies identificadas		Composición (% en peso)
Pirita	FeS ₂	36
Cuarzo	SiO ₂	32
Ortoclasa	KAlSi ₃ O ₈	16
Esfalerita	ZnS	4
Calcita	CaCO ₃	4
Calcopirita	CuFeS ₂	2
Galena	PbS	1
Otros*		5

Este tipo de análisis nos hace saber de cierta manera en que forma se encuentran los metales de interés, en el caso del oro y la plata, en la figura 18 se ilustra cómo éstos se encuentran íntimamente asociados con el Cuarzo, por ello se observa que la pirita se encuentra en similar proporción al cuarzo (ver tabla VIII). Otra especie que cabe señalar es la Ortoclasa, esta forma parte de la familia de feldespatos y silicatos, como en esta tenemos cuarzo, es normal que también se encuentren asociados varias especies de silicatos, teniendo como principales estos últimos.

4.2.2. Velardeña

El mineral fue caracterizado por microscopia electrónica de barrido MEB, (ver figura 19) para saber características físicas y químicas como las que se buscaban en el mineral de Bacis. Partiendo del análisis químico mostrado en la tabla IX y del análisis EDS de cabeza de dicho mineral, el cual se muestra en la tabla X, se observa que el contenido de oro es mayor cuando el arsénico tiene valores altos, lo que nos afirma que la mayor parte del oro se encuentra ocluido en partículas de Arsenopirita. Partiendo de la información de la tabla IX, se corrobora que el mayor contenido de oro se encuentra en la Arsenopirita ($AsFe_2S$), esto se sabe por los altos valores de arsénico, hierro y azufre. Otro dato importante es la presencia de oxígeno, lo que indica que el mineral se encuentra parcialmente oxidado, siendo así un mineral mixto.

Tabla IX. Análisis químico mineral Velardeña.

Identificación de Muestra	Au g/ton	Ag g/ton	Pb %	Zn %	Cu %	As %	Fe %
Mineral Zona A	1.63	22	0.178	0.265	0.031	0.72	6.12
Mineral Zona A Testigo 1	1.63	22	0.18	0.266	0.031	0.72	6.2
Mineral Zona A Testigo 2	1.6	21	0.183	0.268	0.031	0.71	6.27

Posteriormente, una vez realizadas las pruebas de flotación, se realiza un análisis de Difractograma de rayos X para conocer las especies mineralógicas encontradas en el concentrado y así conocer cuál es la que se encuentra con mayor abundancia.

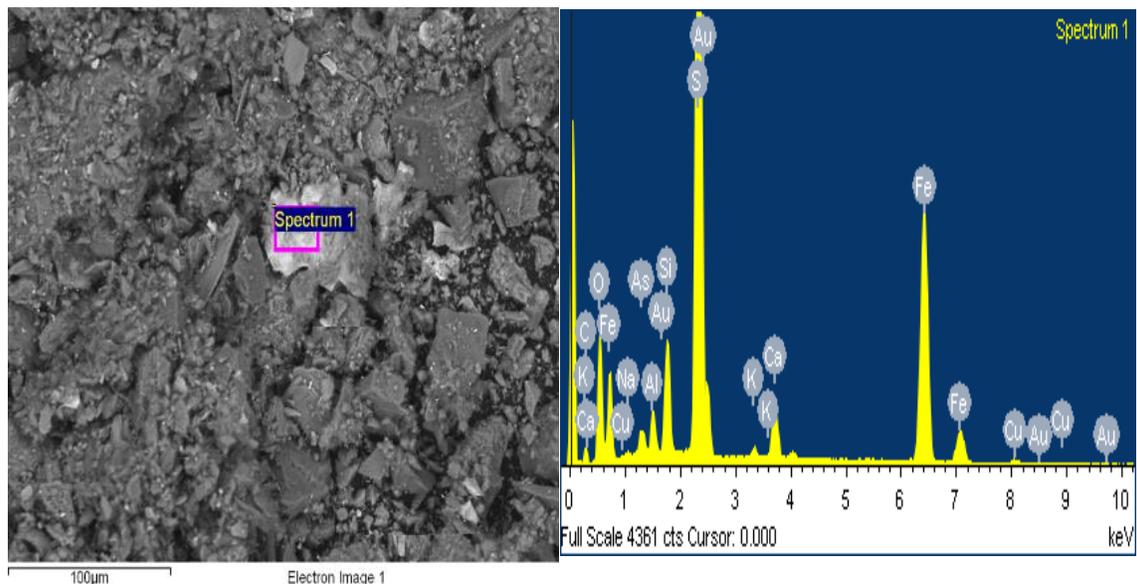


Figura 19. Microscopía electrónica de barrido, muestra E.

En la figura 20, se muestran las especies encontradas con el difractograma de rayos X para el concentrado de la muestra E, en donde las principales son Pirita, Cuarzo, Esfalerita, Carbonato de calcio y Arsenopirita. En la tabla IX se muestra el porcentaje en peso de las especies mencionadas

Tabla X. Análisis EDS de muestra E.

Element	Peso %	Atomic%
C	12.23	26.06
O	18.71	29.92
Na	0.32	0.36
Al	1.14	1.08
Si	3.23	2.94
S	30.05	23.98
K	0.36	0.23
Ca	2.27	1.45
Fe	28.44	13.03
Cu	0.84	0.34
As	1.37	0.47
Au	1.05	0.14
Total	100.00	

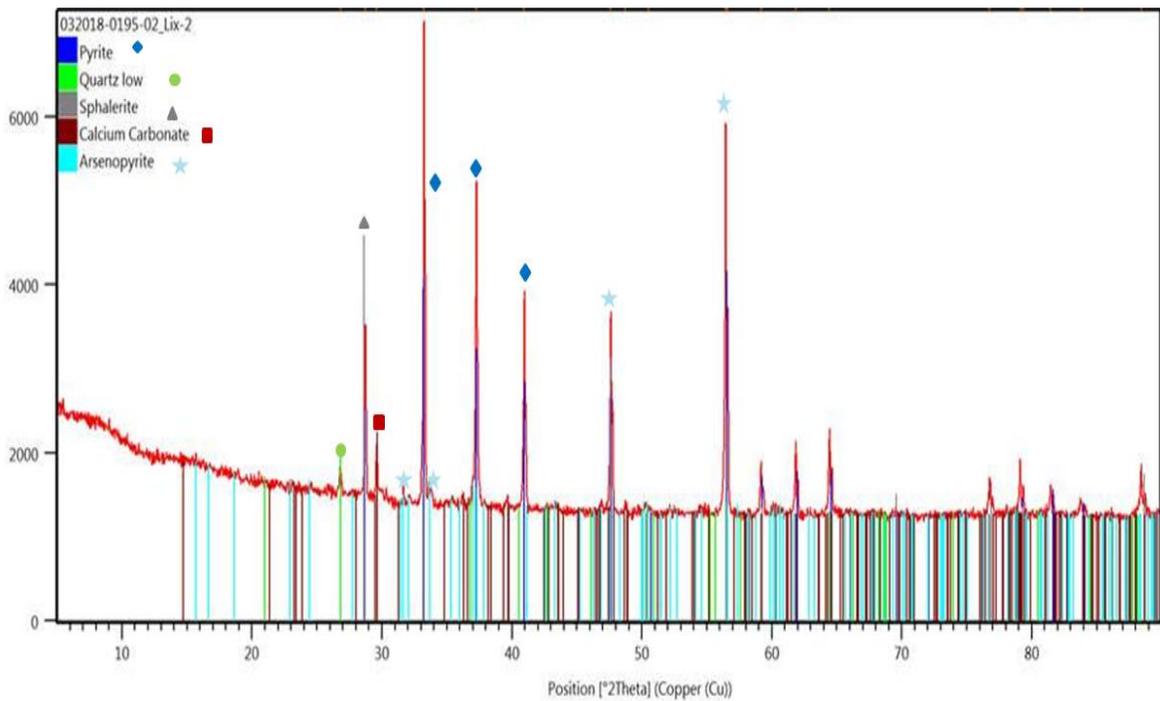


Figura 20. Difractograma de rayos X del concentrado, muestra E.

4.3. Flotación selectiva muestra A, B, C, D mineral Bacis

4.3.1. Resultados Rougher

Las variantes de mayor importancia en estas pruebas, fue la relación dosificación de Colector- Activador. En la tabla XI se muestran los resultados obtenidos, en donde se incluye la ley y recuperación de oro y plata, así como la RXC correspondiente a cada una de ellas. En la figura 21 se ilustran los resultados. La relación de $X/C= 2$ obtuvo mejores resultados para ley de mineral intermedias de oro, es decir para la prueba B y D, mientras que la relación $X/C= 1.67$ demostró mejores resultados en termino de ley de concentrado para las muestras A y C, en donde en esta última se logra ver que tuvo un concentrado cuya ley de oro fue de 127.3 g/ton.

Estos resultados se tienen que emparejar con los de recuperación de los metales de interés. En la figura 22 se muestra el grafico de recuperación de oro respecto a las muestras, donde de igual manera, la relación $X/C=2$ logró extraer la mayor cantidad de los metales para las leyes intermedias (muestra B y D), en las pruebas de flotación Rougher se busca obtener la mayor recuperación posible por lo tanto la ley de concentrado pasa a ser un objetivo secundario, por esta razón las pruebas que obtuvieron la mayor recuperación serán evaluadas en las siguientes etapas del estudio.

Tabla XI. Resultados de Flotación primaria en primer circuito.

Pruebas Rougher											
Muestra	# prueba	Condiciones.			Ley de cabeza		Ley de concentrado		Recuperación		
		CuSO ₄ g/ton	Xantato 343 g/ton	Relación X/C	Au (g/ton)	Ag (g/ton)	Au (g/ton)	Ag (g/ton)	% Au	% Ag	RXC
A	1	10	20	2			35.77	4922	81.86	86.42	13.48
	2	15	25	1.67	2.52	365	60	7833	88.32	87.07	19.3
	3	20	20	1			84.8	11768	79.24	75.64	38.5
B	1	10	20	2			55.53	8144	87.15	88.26	17.73
	2	15	25	1.67	3.67	495	49.93	7378	82.11	83.30	19.31
	3	20	20	1			94.8	14318	78.76	81.47	38.46
C	1	10	20	2			98.13	15499	74.54	80.50	37
	2	15	25	1.67	3.72	488	81.6	13751	79.97	82.64	33.33
	3	20	15	0.75			127.3	19551	73.60	76.89	47.6
D	1	10	20	2			62.53	5831	92.43	91.75	14.22
	2	15	25	1.67	3.12	334	55.85	5552	90.39	93.81	16.4
	3	20	15	0.75			62.09	6456	89.54	89.05	21.14

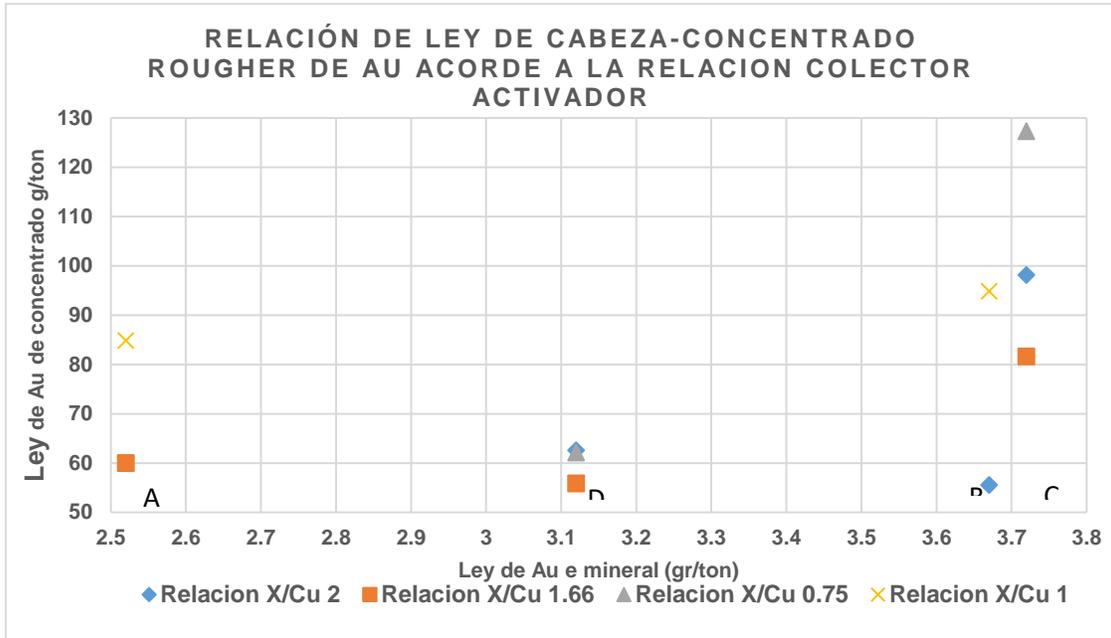


Figura 21: Relación de ley de cabeza-concentrado primario de Au.

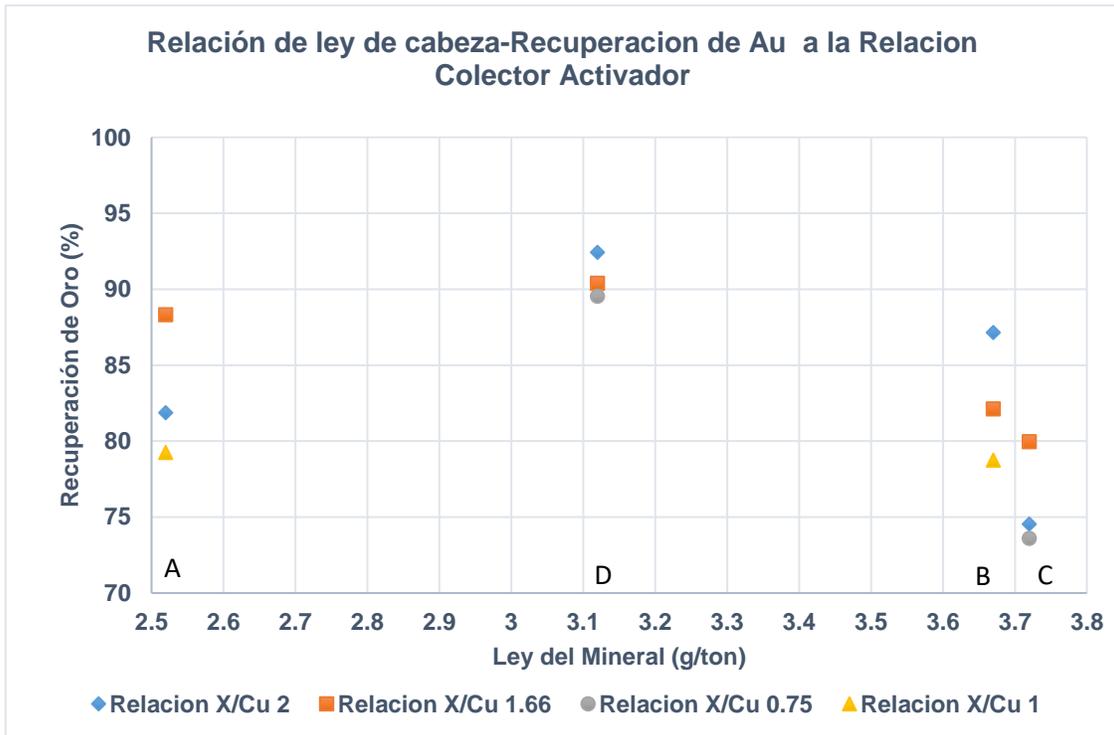


Figura 22: Relación de ley de cabeza-recuperación de oro en concentrado primario

4.3.2. Resultados Scavenger 1.

Tabla XII. Resultados de Flotación agotativa en primer circuito.

Flotación Agotativa 1 (Scavenger)														
Muestra	# Prueba	Condiciones			Ley de cabeza		Ley de concentrado		Recuperación en Rougher		Recuperación en Scavenger		Recuperación Acumulada	
		CuSO ₄ g/ton	Xantato-343 g/ton	Relación X/C	Au (g/ton)	Ag (g/ton)	Au (g/ton)	Ag (g/ton)	%Au	%Ag	%Au	%Ag	%Au	%Ag
A	1	10	15	1.5			12	4922	81.86	86.42	4.62	4.22	86.48	90.63
	2	15	15	1.00	2.52	365	4.1	655	88.32	87.07	2.59	3.13	90.91	90.20
	3	10	15	1.5			18	3172	79.24	75.64	4.14	5.01	83.38	80.65
B	1	10	15	1.5			3.4	524	87.15	88.26	2.72	2.90	89.87	91.16
	2	15	15	1.00	3.67	495	6.87	1038	82.11	83.30	4.86	5.04	86.97	88.34
	3	10	15	1.5			12.33	1813	78.76	81.47	2.52	2.53	81.28	84.00
C	1	10	15	1.5			7.7	1082	74.54	80.50	3.59	3.55	78.13	84.05
	2	15	15	1.00	3.72	488	12	1765	79.97	82.64	4.31	3.89	84.28	86.53
	3	15	15	1			16	2279	73.60	76.89	3.92	3.79	77.52	80.68
D	1	10	15	1.5			5.5	832	92.43	91.75	1.41	2.27	93.84	94.02
	2	15	15	1.00	3.12	334	4.33	597	90.39	93.81	1.83	2.64	92.22	96.45
	3	15	15	1			4.3	550	89.54	89.05	2.28	2.79	91.82	91.84

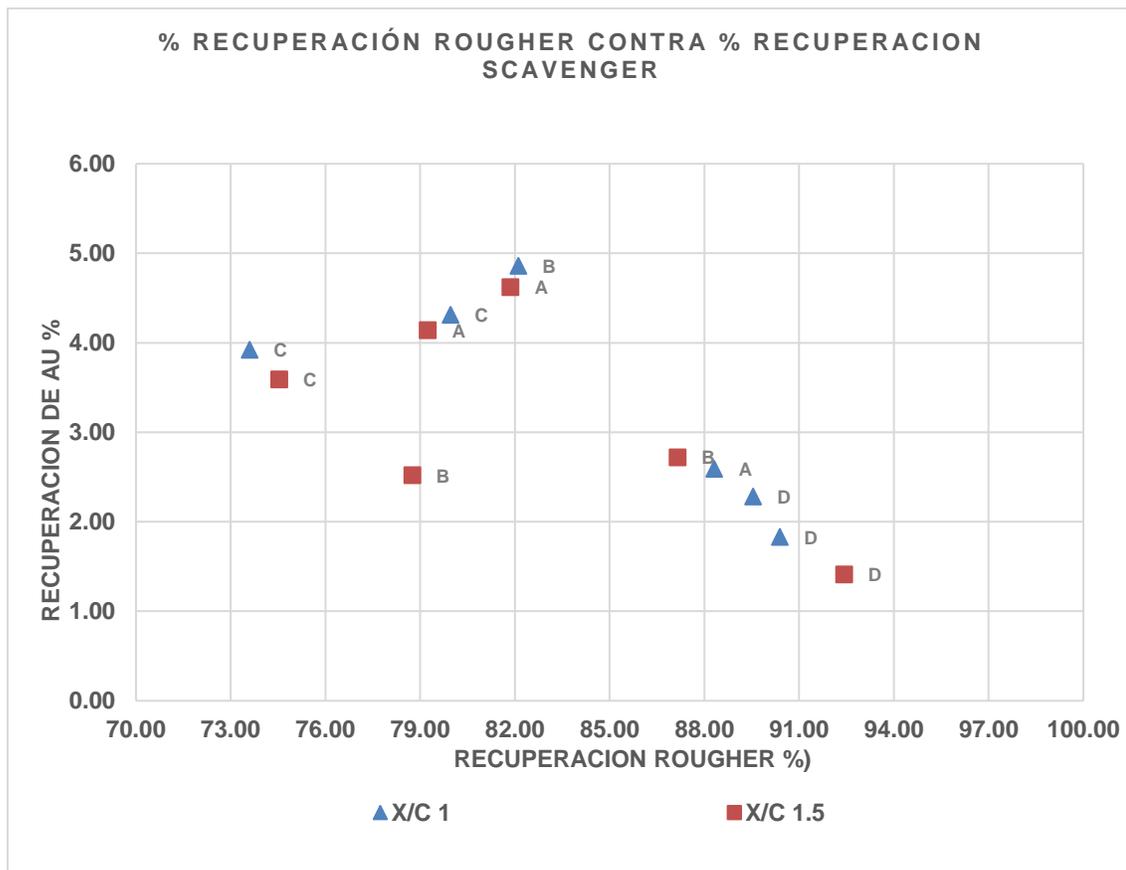


Figura 23. Recuperación de flotación primaria respecto a recuperación en secundaria1.

En la figura 23 y la tabla XII se muestra la recuperación obtenida en la prueba Scavenger (Agotativa 1), respecto a la recuperación que se generó en la etapa de flotación primaria (Rougher), en donde la relación $X/C = 1$ dio mejores resultados en la muestra B, C y D. Contrariamente, la muestra A obtuvo mejor recuperación en flotación agotativa con una relación $X/C = 1.5$. No obstante, se observa que la mayoría de los valores de recuperación de oro en agotativo primario, se encontraron en el rango de 2.5 a 5 fue la dosificación de $X/C = 1.5$.

Sin embargo, los valores de recuperación para todas las pruebas, estuvo en el rango de 1 a 5 %, lo que a nivel económico puede ser incosteable, ya que, para este aumento en la recuperación, se necesitó una etapa de flotación completa.

4.3.3. Resultados Scavenger 2

Tabla XIII. Resultados de flotación agotativa 2 del primer circuito

Flotación Agotativa 2 (Scavenger 2)																
Muestra	# prueba	Condiciones			Ley de cabeza		Ley de concentrado		Recuperación Rougher		Recuperación Scavenger		Recuperación Scavenger 2		Recuperación Acumulada	
		CuSO ₄ g/ton	Xantato 3-43 g/ton	Relación X/C	Au g/ton	Ag g/ton	Au g/ton	Ag g/ton	%Au	%Ag	%Au	%Ag	%Au	%Ag	%Au	%Ag
A	1	10	15	1.5			2.1	283	81.86	86.42	4.62	4.22	1.76	1.82	88.24	92.45
	2	10	15	1.5	2.52	365	2.2	267	88.32	87.07	2.59	3.13	1.38	1.26	92.29	91.46
	3	10	15	1.5			2.15	293	79.24	75.64	4.14	5.01	0.09	12.59	83.48	93.24
B	1	10	15	1.5			2.25	335	87.15	88.26	2.72	2.90	0.84	0.86	90.71	92.02
	2	10	15	1.5	3.67	495	2.2	292	82.11	83.30	4.86	5.04	1.54	1.40	88.51	89.74
	3	10	15	1.5			5.67	689	78.76	81.47	2.52	2.53	7.79	6.48	89.07	90.48
C	1	10	15	1.5			4.5	511	74.54	80.50	3.59	3.55	2.02	1.57	80.15	85.62
	2	10	15	1.5	3.72	488	9.5	1090	79.97	82.64	4.31	3.89	2.35	1.65	86.63	88.18
	3	10	15	1.5			7.25	938	73.60	76.89	3.92	3.79	2.13	1.88	79.65	82.56
D	1	10	15	1.5			1.5	218	92.43	91.75	1.41	2.27	0.46	0.72	94.30	94.74
	2	10	15	1.5	3.12	334	1.25	170	90.39	93.81	1.83	2.64	0.54	0.78	92.76	97.23
	3	10	15	1.5			1.88	144	89.54	89.05	2.28	2.79	0.83	0.64	92.65	92.48

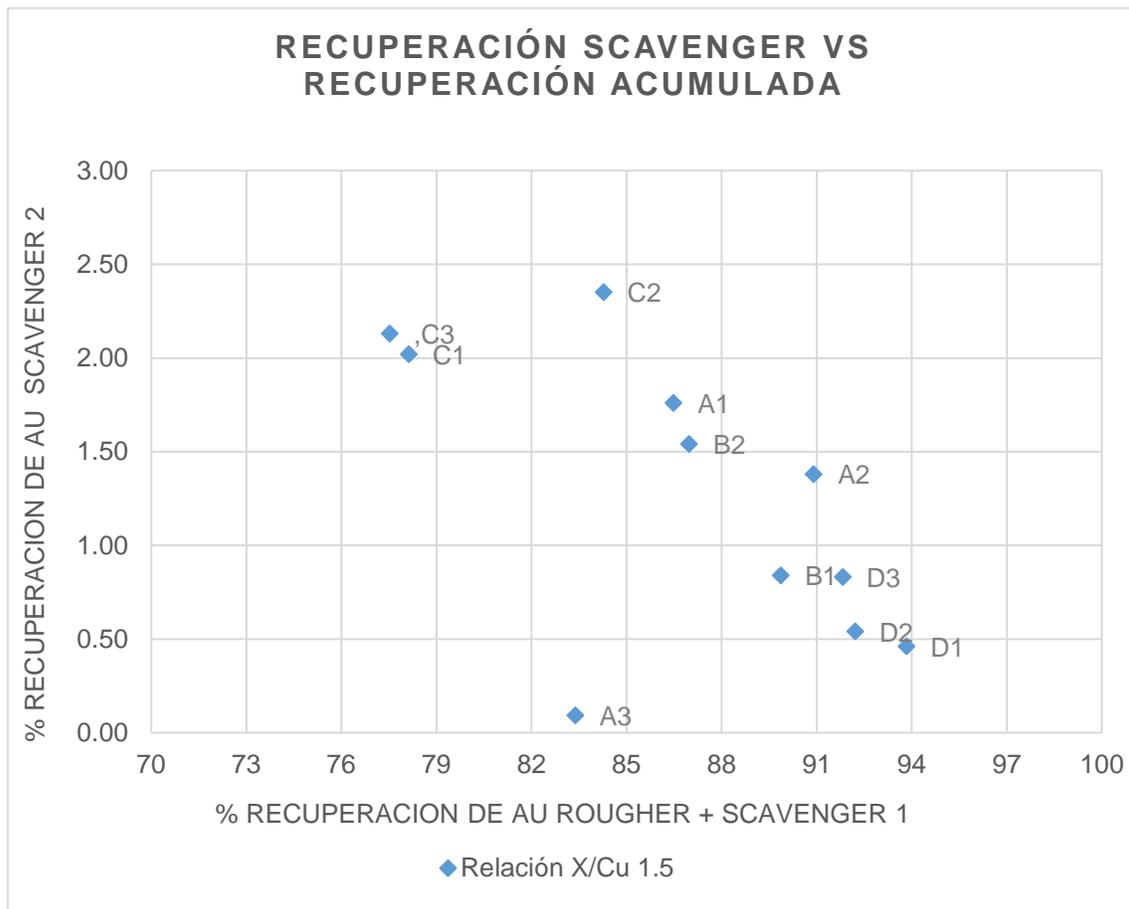


Figura 24. Recuperación en flotación secundaria 2 respecto a recuperación acumulada (Suma de recuperación en flotación primaria y secundaria 1)

Como se mencionó anteriormente, la dosificación de $X/C=1.5$ fue la que, en promedio, obtuvo mejores resultados, por ello se decidió continuar con su aplicación para la etapa de segunda flotación Agotativa.

En ésta, la mayoría del contenido de oro ya se encontraba recuperado en las etapas anteriores, es por ello que en esta etapa fueron más bajas. En la tabla XIII se muestran los resultados que se ilustran en la figura 24 en donde, los valores de recuperación obtenidos, se encontraban en un rango de 0.5 % al 3%.

4.3.4. Resultado de Limpia (cleaner)

Tabla XIV. Resultados de etapas de limpia.

Flotación Limpia (Cleaner)								
Muestra	# prueba	Condiciones.			Ley de Concentrado de Au (g/ton)		Relación de Concentración	
		pH	Promotor 242 (g/ton)	Relación X/C	S/n limpia	Limpio	S/n limpia	Limpio
A	4	7.9	64	1.5	35.77	75.67	14.25	36.49
	5	7.65	64	1.00	60	102.7	16.39	33.33
B	4	7.7	64	2	55.53	159.2	17.73	48.08
	5	7.8	64	1.67	49.93	168.7	19.3	54.35
C	4	7.8	64	2	98.13	60.3	37.03	23.98
	5	7.9	64	1.67	81.6	106.73	33.33	41.84
D	4	7.8	64	2	62.53	105.26	14.22	34.49
	5	7.6	64	1.67	55.85	101.06	16.39	33.33

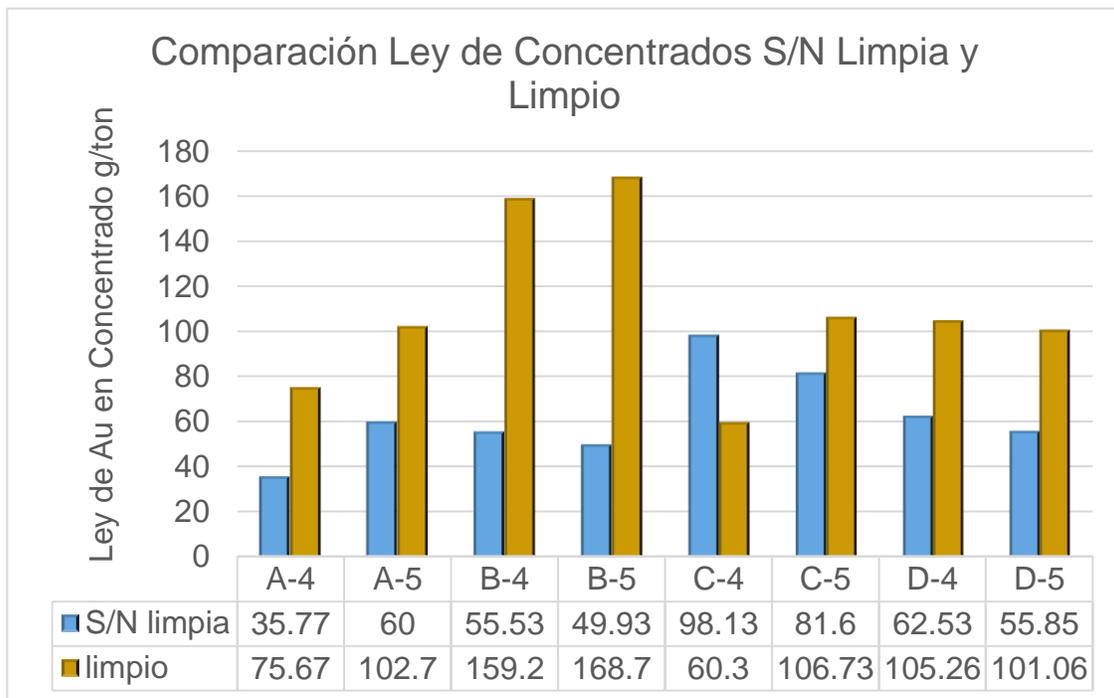


Figura 25. Comportamiento de ley de oro en concentrado con y sin limpia

En la figura 25 se muestra la comparación de ley entre el concentrado sin limpiar y el limpio, en donde claramente se observa que aumenta de manera significativa que en el concentrado limpio se obtiene una ley más alta. Todas las pruebas, a excepción del C-4 y C-5, lograron duplicar el valor de ley de oro.

Otro aspecto importante en los procesos de limpieas es la relación de concentración, en donde se hace relación del peso del concentrado respecto al peso total de alimentación del proceso. Este parámetro es de mucha importancia, ya que se puede obtener una ley muy elevada, sin embargo, puede tener un peso de concentrado muy pequeño, viéndose reflejado en el contenido de oro obtenido.

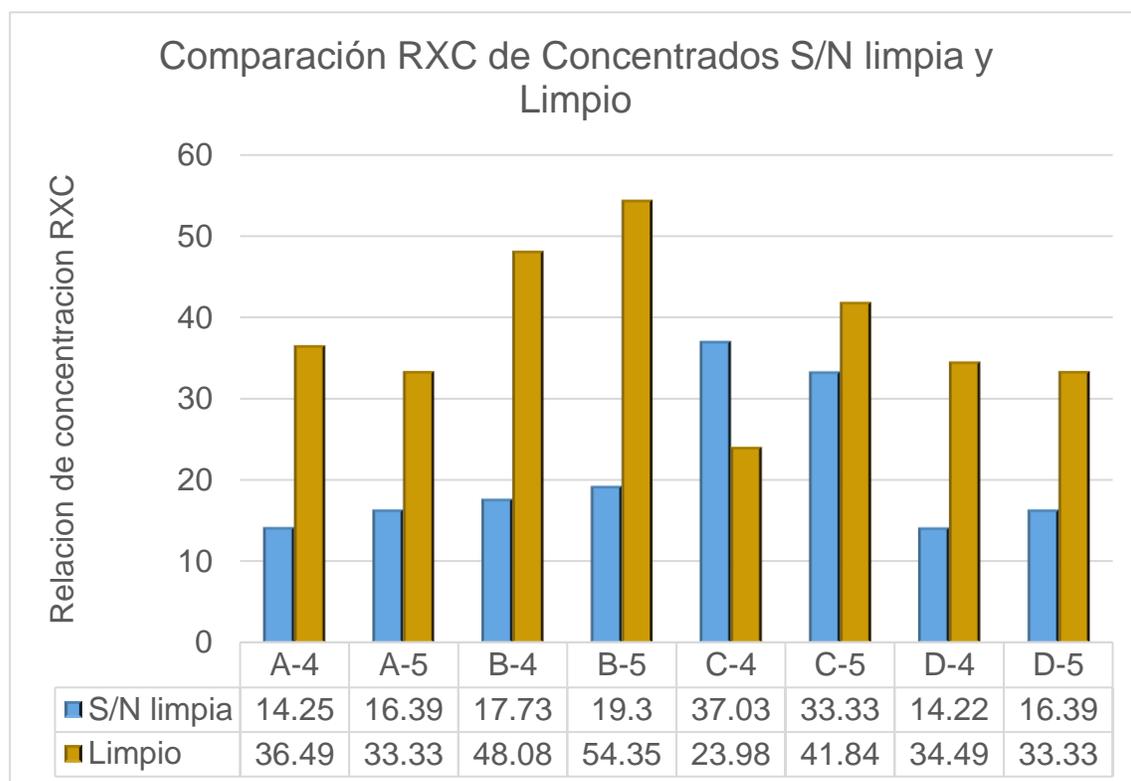


Figura 26. Comportamiento de relación de concentración en el proceso con y sin limpia.

En la Figura 26 se muestra la relación de concentración del concentrado antes y después de implementarse la etapa de limpieas. En la mayoría de las pruebas, la relación de concentración se multiplica al doble. Esto es importante ya que haciendo análisis a la par con la figura 25, se nota que la ley y la RXC aumentaron considerablemente, siendo favorable la implementación de una etapa de limpia.

4.3.5. Sulfurización de Colas.

Tabla XV. Resultados preliminares de sulfurización de colas.

Preliminar Sulfurización de Colas									
Muestra	# Prueba	Condiciones.			Ley Au g/ton		Recuperación Au		
		Na ₂ S	X-350	H ₂ SO ₄ L/ton	Cola	Cola sulfurizada	Promedio en pruebas 1-5	Concentrado Sulfurización	Global
		Kg/ton							
A	6	10	60	10	0.354	0.3	10.5	17.15	1.80
B	6	10	60	10	0.395	0.36	9.81	15	1.47
C	6	10	60	10	0.504	0.46	15.68	14.84	2.33
D	6	10	60	10	0.355	0.3	8.74	21.08	1.84

Analizando los resultados de la Figura 27 y la tabla XVI, se deduce que la dosificación 1 es la que obtuvo una menor pérdida en colas, cerca del 1 % menor a la prueba donde no se realizó la etapa de sulfurización. A grandes rasgos, puede parecer que la pérdida es muy pequeña, sin embargo, a nivel industrial, esto puede significar grandes pérdidas en valores de oro y plata que se desecha en las colas.

De igual manera que el oro, la dosificación que obtuvo menos pérdidas en las colas después del proceso de sulfurización es la dosificación 1 (ver tabla X). Se evaluará el uso de la sulfurización como una etapa opcional, ya que, para esto, es necesario un análisis económico y corroborar si es viable a nivel industrial.

Tabla XVI. Resultados de sulfurización de colas.

Resultados de sulfurización de colas														
Muestra	# Prueba	Dosificación	Reactivos			Ensayes Químicos		Recuperación		Promedio de recuperación % de Au en colas (perdidas)				
			H2SO4 L/ton	Na2S (Kg/ton)	X-350 g/ton	Au (g/ton)	Ag (g/ton)	Au %	Ag %	Sin sulfurización	Dosificación 1	Dosificación 2	Dosificación 3	
A	1	0	0	0	0	0.43	36.00	11.75	7.55	11.18	13.08	22.64		
	8	1	3	3	20	0.50	44.00	11.18	9.49	10.27	10.84	11.87		
	9	2	3	3	30	0.43	36.00	13.08	8.46	8.02	9.26	11.87		
	10	3	5	3	3	0.75	20.00	22.64	5.24	8.66	9.10	11.87		
B	3	0	0	0	0	0.37	47.00	10.93	9.51	9.53	10.57	14.56		
	8	1	3	3	20	0.40	39.00	10.27	7.22					
	9	2	3	3	30	0.40	49.00	10.84	9.38					
	10	3	5	3	20	0.45	41.00	11.87	7.66					
C	2	0	0	0	0	0.43	62.00	13.36	11.82	Promedio de recuperación % de Ag en colas (perdidas)	Sin sulfurización	Dosificación 1	Dosificación 2	Dosificación 3
	8	1	3	3	20	0.33	45.00	8.02	7.32					
	9	2	3	3	30	0.33	51.00	9.26	9.64	9.49	8.46	5.24		
	10	3	5	3	30	0.40	81.00	11.87	15.87	7.22	9.38	7.66		
D	3	0	0	0	0	0.26	28.00	7.29	7.51	11.82	9.64	15.87		
	8	1	3	3	20	0.30	27.00	8.66	7.59	7.51	9.47	9.20		
	9	2	3	3	30	0.30	24.00	9.10	9.47	7.91	9.24	9.49		
	10	3	5	3	30	0.27	35.00	7.23	9.20					

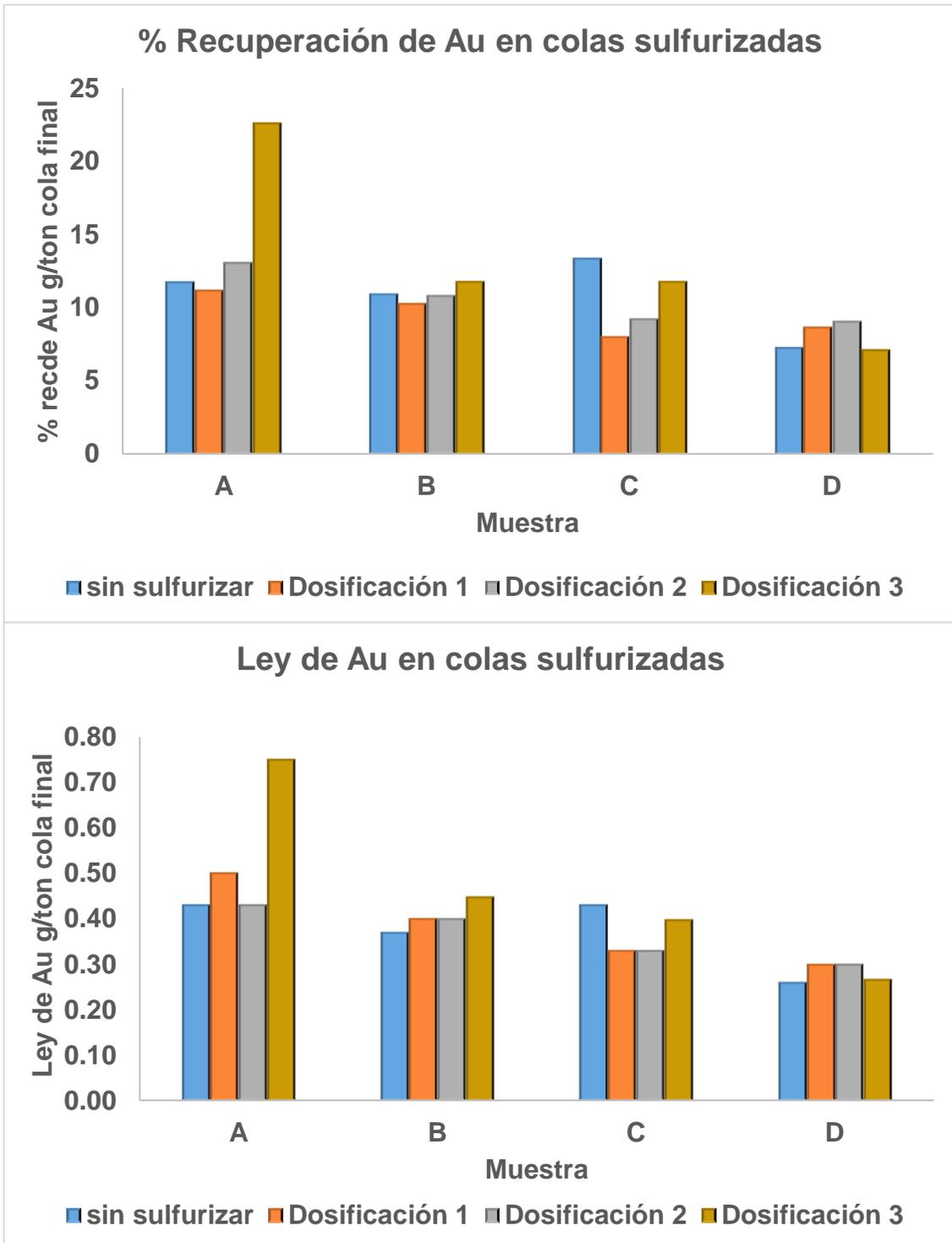


Figura 27. Ley de oro en concentrado (figura superior) y recuperación del mismo (Figura inferior) obtenidas con sulfurización de colas.

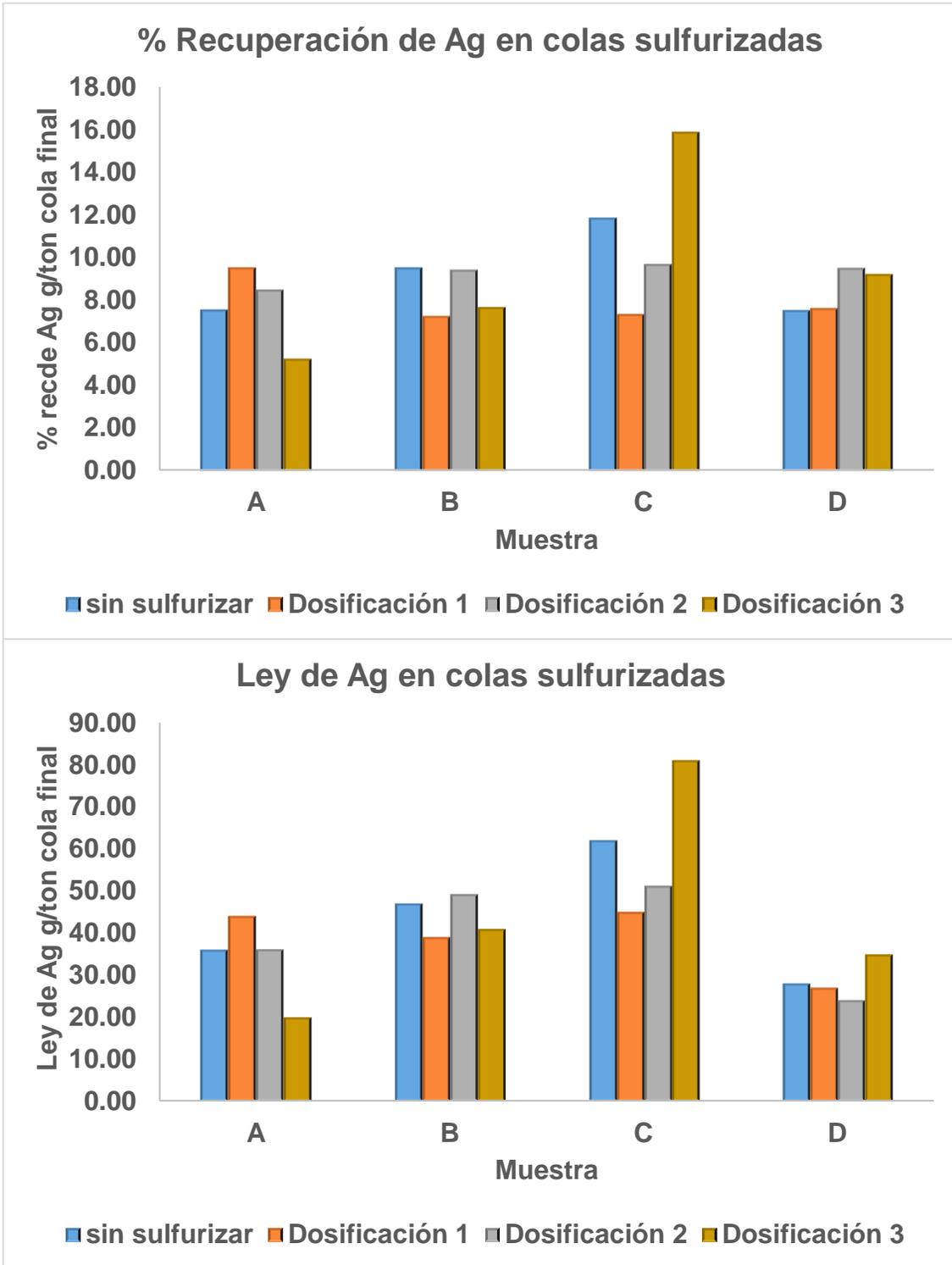


Figura 28. Ley de plata en el concentrado (Figura superior) y recuperación de la misma (Figura inferior) obtenida con sulfurización de colas.

4.4. Flotación con retroalimentación Bacis.

Las pruebas cíclicas fueron realizadas con los mejores resultados obtenidos para las pruebas de ciclo abierto. A continuación, se muestran los mejores resultados para cada muestra.

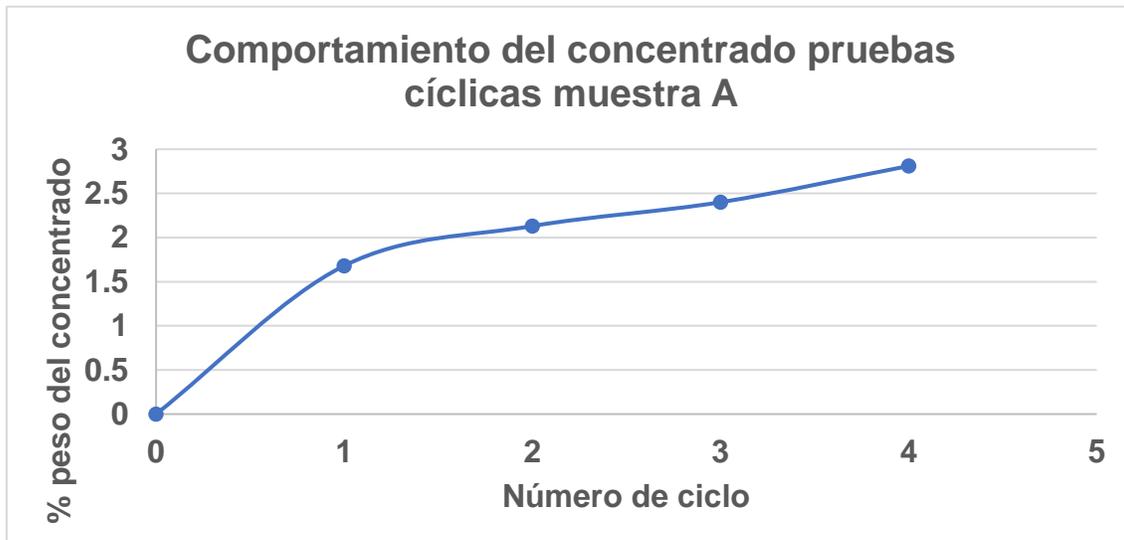


Figura 29. Comportamiento del porcentaje en peso del concentrado en pruebas cíclicas, muestra A.

Observando la figura 29, la muestra A en una prueba de cuatro ciclos, mostró que alcanzara el equilibrio de su peso en concentrado cerca del 3 % de la carga adicionada. Esto nos muestra una relación de concentración RXC de 66-33, además de una carga circulante de 1.3 % en peso, pero muy bajos contenidos lo que es muy beneficioso para el proceso.

En cuanto a la ley, el efecto de las cargas circulantes produjo una reducción de la ley de oro en concentrado como se observa en la figura 30, alcanzando un equilibrio en la ley de oro cerca de los 90 g/ton y para la plata cerca de los 14 kg/ton.

En el apéndice 7.2 se pueden observar los resultados completos.

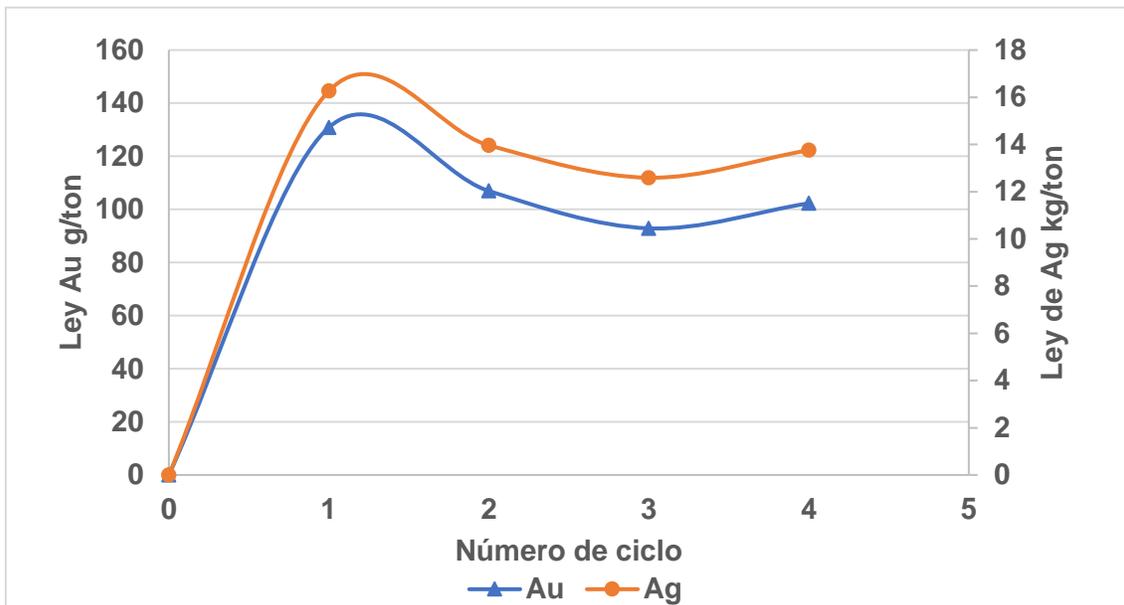


Figura 30. Comportamiento de ley de oro y plata en concentrado de prueba cíclica, muestra A.

La muestra B se comporta con similar tendencia a la muestra A, pero, se alcanza la estabilidad del concentrado cerca del 2.5 % de la alimentación con cargas circulantes de 1.6 % (figura 31). Sin embargo, ésta a diferencia de la muestra A tiene gran porcentaje de contenido en cargas circulantes, lo que no favorece al proceso.

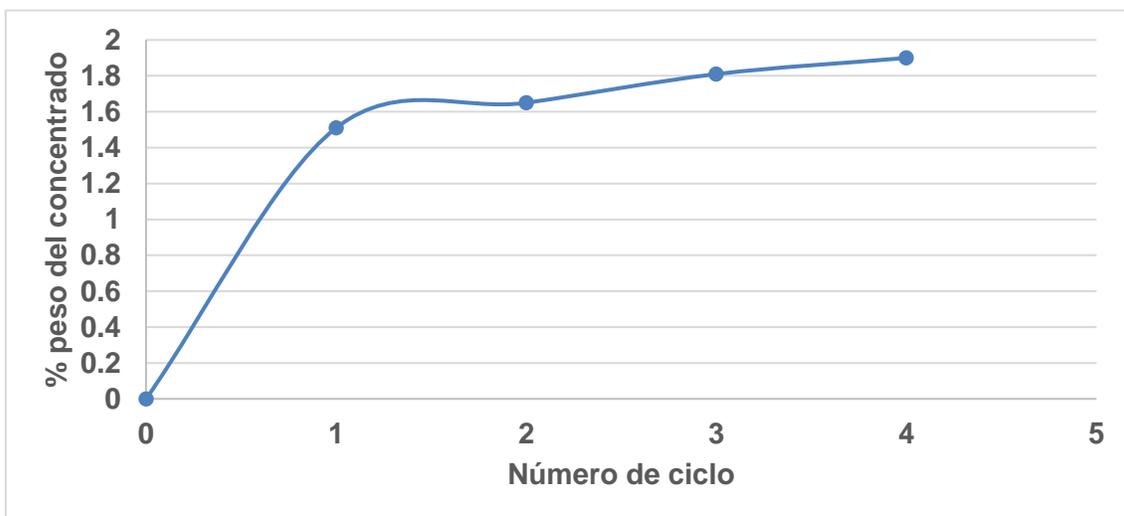


Figura 31. Comportamiento del porcentaje en peso de concentrado en pruebas con retroalimentación, muestra B.

Respecto a la ley de concentrados estas se estabilizaron cerca de los 80 g/ton de Oro y 15 kg/ton de Plata (figura 32).

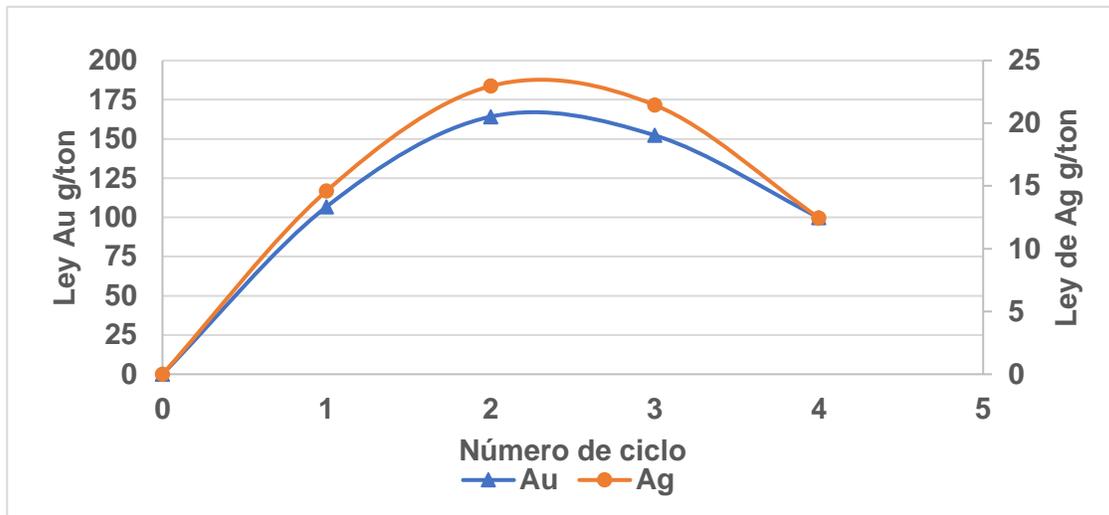


Figura 32. Comportamiento de ley de oro y plata en concentrado de prueba con retroalimentación, muestra B.

La prueba C muestra el mismo comportamiento asintótico hacia 3 % en el concentrado (figura 33). Respecto a la ley los resultados cíclicos son muy similares con concentrados de 100-90 g/ton de Oro y 15 kg/ton de Plata.

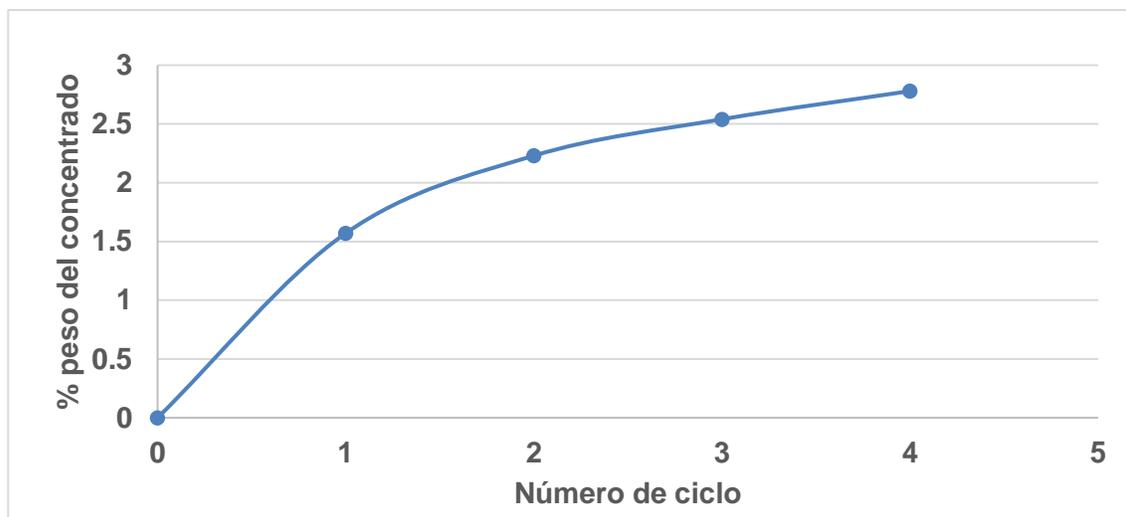


Figura 33. Comportamiento del porcentaje en peso del concentrado en pruebas cíclicas, muestra C.

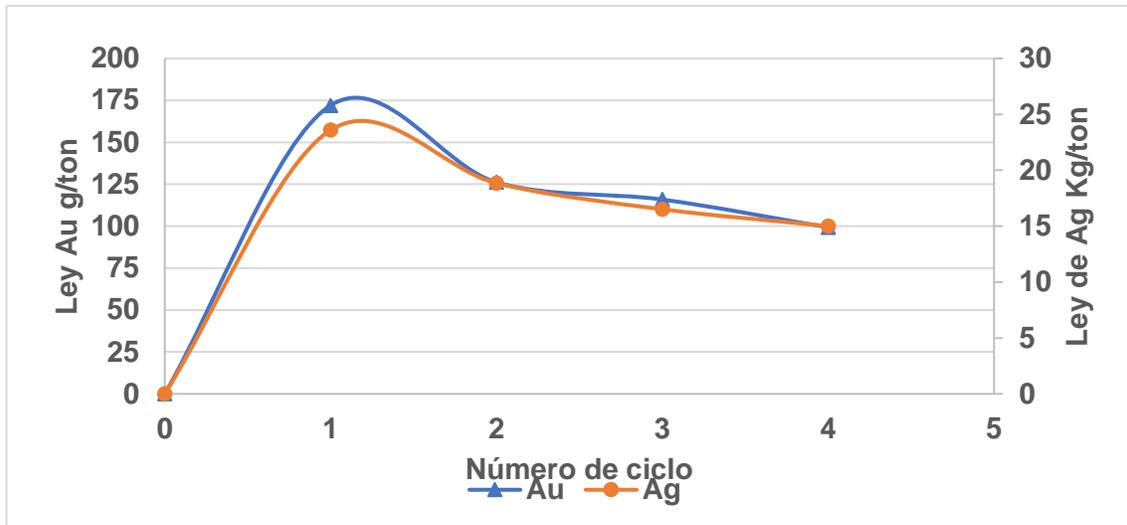


Figura 34. Comportamiento de ley de oro y plata en concentrado de prueba con retroalimentación, muestra C.

La muestra D mostró un comportamiento diferente en cuanto a el peso de los concentrados, donde estos alcanzaron cerca del 4% del peso en alimentación y con cargas circulantes de 1.84% (figura 35) pero con leyes de oro y plata de 4.03 y 436 g/ton respectivamente (apéndice 7.2), lo que nos muestra que en sí el sistema se comportara muy similar en todas las muestras.

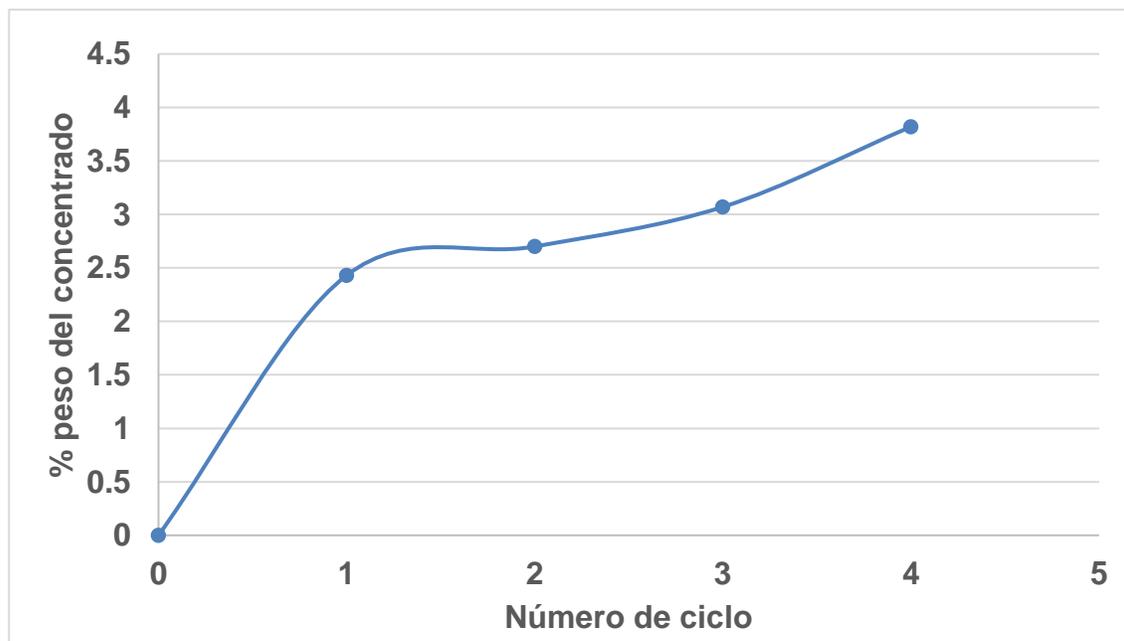


Figura 35. Comportamiento del porcentaje en peso de concentrado en pruebas de retroalimentación, muestra D.

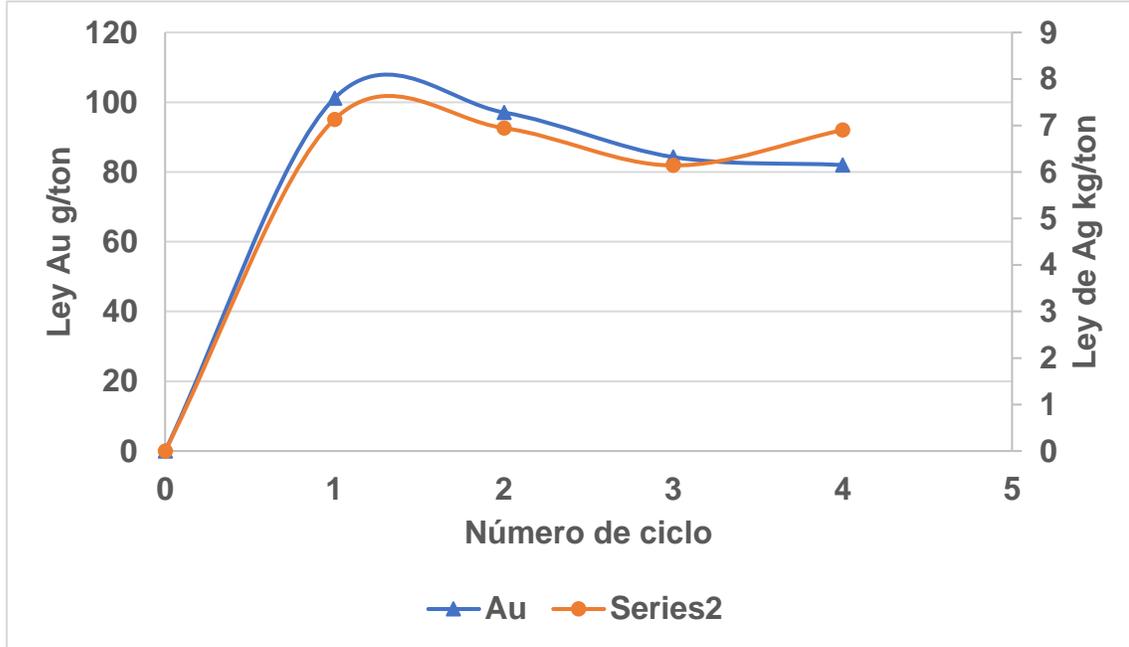


Figura 36. Comportamiento de ley de oro y plata en concentrado de pruebas con retroalimentación, muestra D.

Respecto a la ley los concentrados se obtuvieron con un grado de 80 g/ton de Au y de 6.5kg/ton de Ag (figura 36).

En resumen, las muestras mostraron el mismo comportamiento esto en gran medida a que las dosificaciones son muy similares y la materia prima tiene características muy similares, por lo tanto, se puede tratar con la misma dosificación con modificaciones mínimas en la adición de Activador CuSO_4 y Colector Xantato-343. Con esto se esperan obtener concentrados de 80g/ton de Au y 15kg/ton de Ag. La dosificación se muestra en la tabla XVII.

4.4.1. Resultados Bacis

Tabla XVII. Dosificación de reactivos para pruebas de flotación cíclicas.

Promedio de Reactivos	Parámetros				Reactivos												
	Tiempo (min)	% sólidos	pH Inicial	Agitación rpm	volumen celda L	Cal (kg/ton)	CuSO ₄ (g/ton)	DP6 (g/ton)	A-208 (g/ton)	A-404 (g/ton)	X343 (g/ton)	A-3418 (g/ton)	Espumante 1065 (g/ton)	NazS (kg/ton)	X-350 (g/ton)	A-242 (g/ton)	
Sección Flotación																	
Reactivos Molienda			natural														
Acondicionamiento	7	55	7	1500	5		17.5	25	14.6	14.6	21.25		26				
Flotación primaria	5	35		1500	5												
Flotación Agotativa 1	4	30	7	1500	5		14.5	12.5			19.5	14.2	13				
Flotación Agotativa 2	4	30	7	1500	5		14.5	12.5			19.5	14.2	13				
Flotación óxidos	2	30	6	1500	5			25					13	3	20		
Limpia	4	25	8	1200	3.5	0.3		25					13				30
CONSUMO TOTAL REACTIVOS DE FLOTACIÓN						0.3	46.5	100	14.6	14.6	60.25	28.4	78	3	20		30

Circuito de Flotación Recomendado

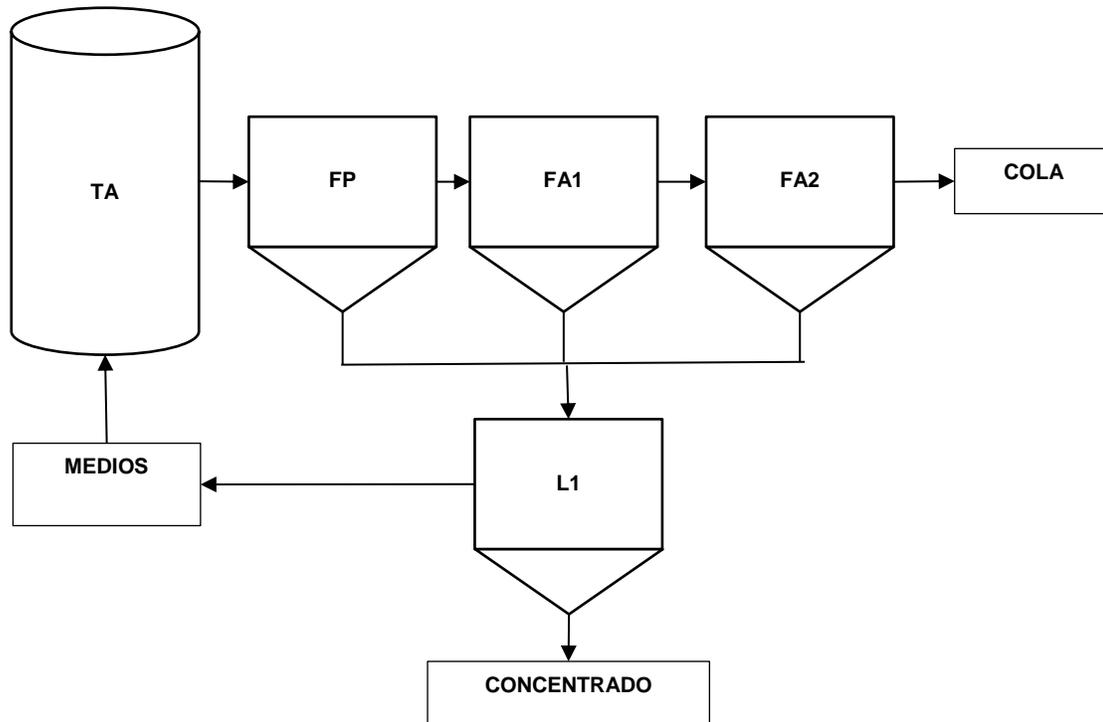


Figura 37. El circuito recomendado Bacis

El circuito recomendado cuenta con una etapa de flotación primaria (FP) y subsecuentemente dos etapas de flotación agotativa (FA 1,2) como una etapa opcional se tiene la flotación con sulfurización, pero esta requiere de un análisis económico para su implementación, los productos de las primeras tres flotaciones van a una etapa de limpieza (L1) de donde se obtiene un concentrado y un medio el segundo se recircularía a el tanque de acondicionamiento.

Los puntos de adición se encuentran en el tanque de acondicionamiento, antes de FA1, de FA2 y de L1.

La sencillez del circuito radica en la facilidad de flotación que presento el mineral.

4.5. Flotación selectiva muestra E. Mineral Velardeña

Se realizaron 15 pruebas en total para la muestra E, Velardeña, donde el mejor resultado obtenido fue de un concentrado con una ley de 16.2 g/ton de Au, las modificaciones en las distintas etapas de flotación se muestran a continuación.

Se realizaron 2 pruebas preliminares para tener un punto de partida los resultados obtenidos se muestran en la tabla XVIII.

Se hizo hincapié en la dosificación de colector y activador como principales parámetros y se tomó una dosificación constante de algunos colectores secundarios que se muestran en la tabla XIX.

Tabla XVIII. Resultados de pruebas preliminares (Flotación primaria superior y flotación agotativa inferior)

Pruebas Primaria										
#	Condiciones g/ton		Relación X/C	ley g/ton				Recuperación %		RXC
				Cabeza		Concentrado				
	CuSO ₄	X-350		Au	Ag	Au	Ag	Au	%Ag	
P-1	100	60	0.6	1.8	22	13.47	169	64.88	50.21	13.48
P-2	100	60	0.6			12.67	81	23.96	17.52	19.3

Pruebas Scavenger										
#	Condiciones g/ton		Relación X/C	Ley cabeza g/ton		Ley concentrado g/ton		Recuperación %		
				Au	Ag	Au	Ag			
	CuSO ₄	X-350		Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	
P-1	50	20	0.4	1.82	22	4.28	130	6.12	11.46	
P-2	50	20	0.4			10.5	46	37.93	19.09	

4.5.1. Resultados Rougher-Scavenger

Con las pruebas preliminares se logra hacer una predicción de cómo se comportará la ley del concentrado con su respectiva recuperación, con una dosificación indicada. Como se muestra en la figura 38, la recuperación se obtuvo alrededor del 60% para oro y 40 % para Plata, lo que nos indica que la dosificación de reactivo indicada fue correcta. Partiendo de estas es como se modificarán los reactivos para los diferentes circuitos.

A diferencia de la recuperación, las leyes de Au variaron aproximadamente 1 g/ton (ver figura 39), lo que nos dice que debemos de modificar la dosificación de reactivos enfocándonos en elevar la ley, siempre y cuando obteniendo una recuperación cercana a la que se logró en estas pruebas.

Tabla XIX. Reactivos con dosificación constante en flotación 1-12

Sección de Flotación	Tiempo min.	% Solidos	g/ton		
			A-404	A-242	E-1065
Molienda	10	55			
Acondicionamiento	5	40	14.6	15	26
Flotación Primaria	5	40			
Flotación Agotativa	5	40	14.6	15	13

Tabla XX. Resultados de flotación primaria en pruebas E-1 y E-2.

Flotación Primaria										
#	Condiciones g/ton		Relación X/C	Ley g/ton				Recuperación %		RXC
	CuSO ₄	X-343		Cabeza		Concentrado		Au	Ag	
				Au	Ag	Au	Ag			
1	100	60	0.6	1.63	22	13.19	102	59.08	38.08	13.48
2	120	70	0.58			12.4	104	63.02	39.21	19.3

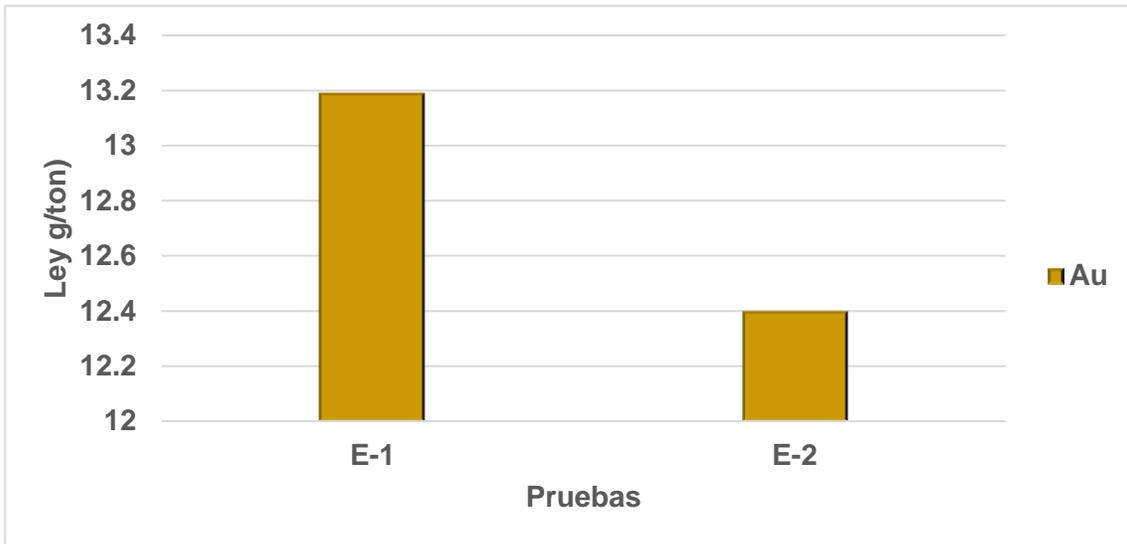


Figura 38. Ley de Au en concentrado primario.

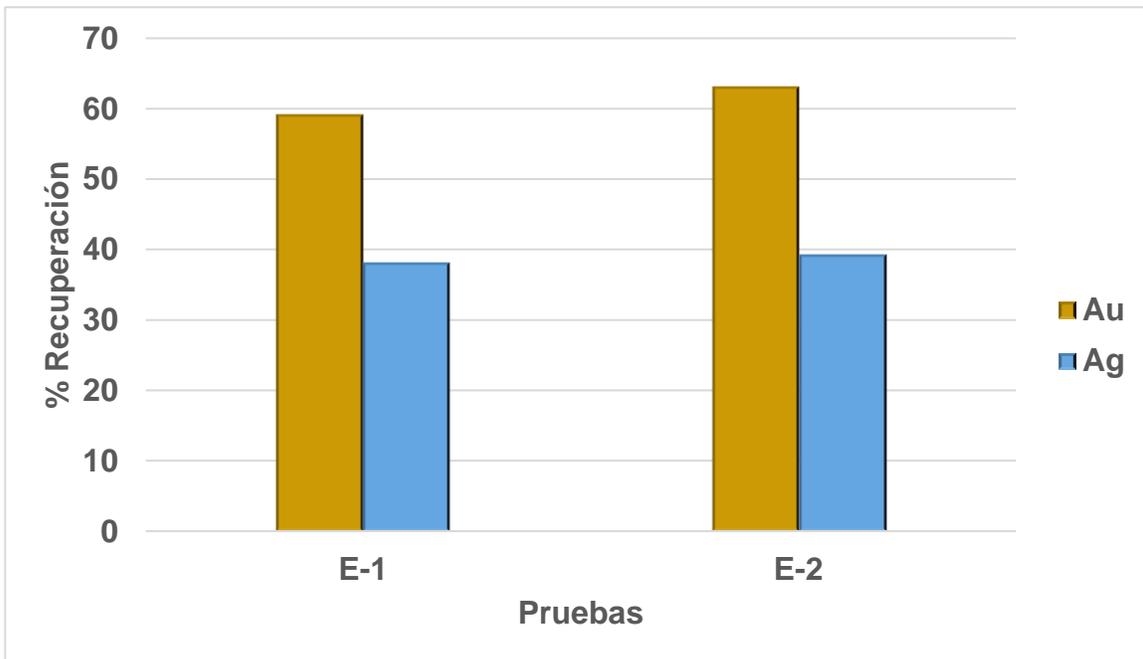


Figura 39: Recuperación de Au y Ag en flotación primaria.

Los resultados de la flotación secundaria se muestran en la tabla XXI, Con una relación de X/C de 0.43 (70 CuSO₄ y 30 de x-343) es cuando se obtuvo una mejor

ley de concentrado de oro y una mejor recuperación, por lo tanto, esta se seguirá usando en las pruebas posteriores.

En la figura 40 se observa la recuperación de oro y plata que se obtuvo en la flotación Agotativa, en donde la mayor fue de 16.54% de recuperación de oro, mientras que de plata para la misma prueba fue de 13.28%.

No obstante, la prueba con X/C de 0.58 no obtuvo resultados muy variantes, con una recuperación de oro de 14.97% y de plata 13.77%.

Tabla XXI. Resultados de flotación agotativa en pruebas E-1 y E-2.

Flotación Agotativa (Scavenger)									
#	Condiciones g/ton		Relación X/C	Ley g/ton				Recuperación %	
	CuSO ₄	X-343		Cabeza		Concentrado		Au	Ag
				Au	Ag	Au	Ag		
1	70	30	0.43	1.63	22	9.43	92	16.54	13.28
2	80	40	0.50			7.49	94	14.97	13.77

En las pruebas de flotación, se suma la recuperación obtenida de la flotación primaria con la o las recuperaciones de flotaciones Agotativas. La prueba con una X/C de 0.6 obtuvo una recuperación de oro acumulada de 75.62% y 51.36% de plata. Para la prueba 2 se recuperó el 77.99% del oro y el 42.98% de plata.

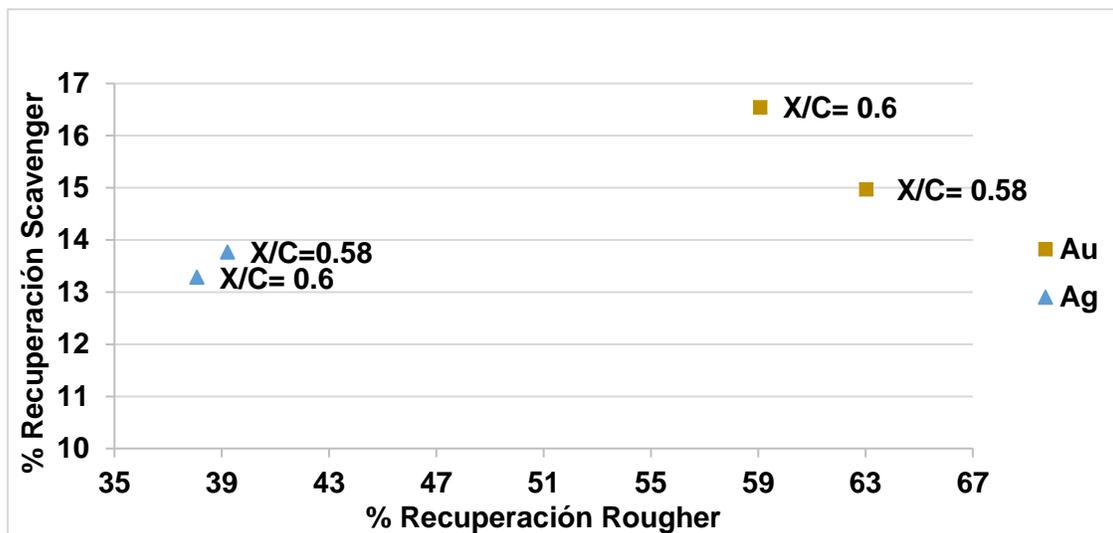


Figura 40: Recuperación en flotación Agotativa respecto a n recuperación obtenida en flotación primaria.

4.5.2. Resultados Limpia

Posteriormente, se realizó un circuito de prueba en donde se agregó una etapa de limpias, en donde se pretende incrementar la ley de concentrado teniendo en cuenta la relación de concentración RXC obtenida.

Tabla XXII. Condiciones y resultados de etapa de limpia.

# prueba	condiciones.				Ley de Concentrado (g/ton)		Relación de Concentración	
	pH	Promotor 404 (g/ton)	Promotor 242 (g/ton)	Relación X/C	S/n limpia	Limpio	S/n limpia	Limpio
3	8.5	30	32	0.6	13.19	15.2	12.24	15.2
4	8.5	30	32	0.58	12.4	15.6	11.78	18.38

En la figura 41, se observa la ley de los concentrados sin limpia (prueba E-1 y E-2) comparados con los concentrados con la adición de limpias (E-3 y E-4). La prueba E-4 fue la que obtuvo mayor ley de oro, comparando con la prueba E-2 con una ley de concentrado de 12.4 g/ton a 15.6 g/ton, teniendo una mejor relación de concentración de 18.38.

Observando la figura 42 se observa que la prueba E-4 fue la que obtuvo una mejor relación de concentración, ya que en la prueba E-2 es la que contaba con la menor, logrando así incrementar hasta los 18.38 anteriormente mencionados.

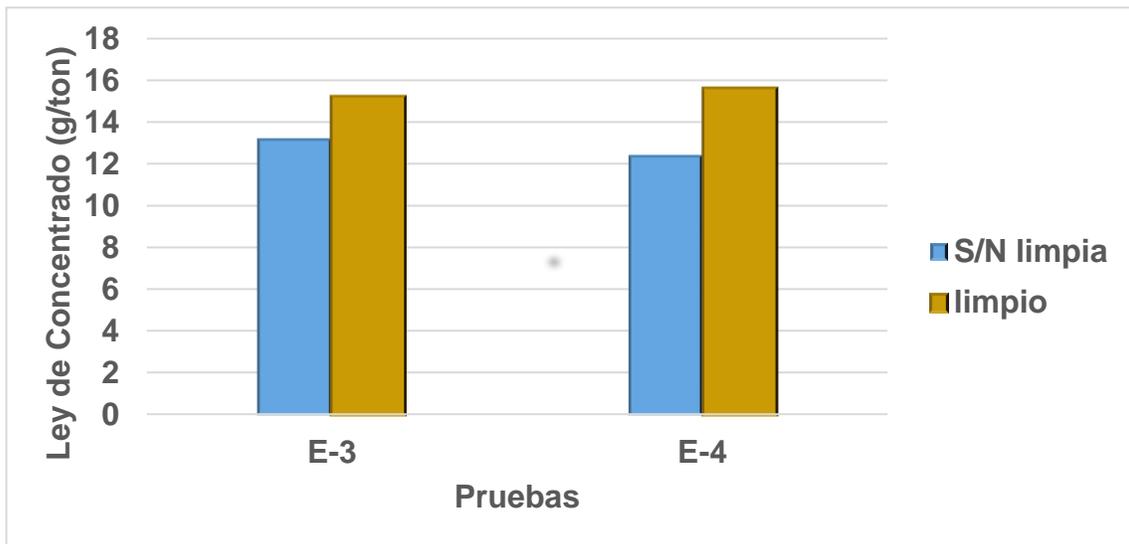


Figura 41: Ley de Au en concentrado obtenido de pruebas E3 y E-4

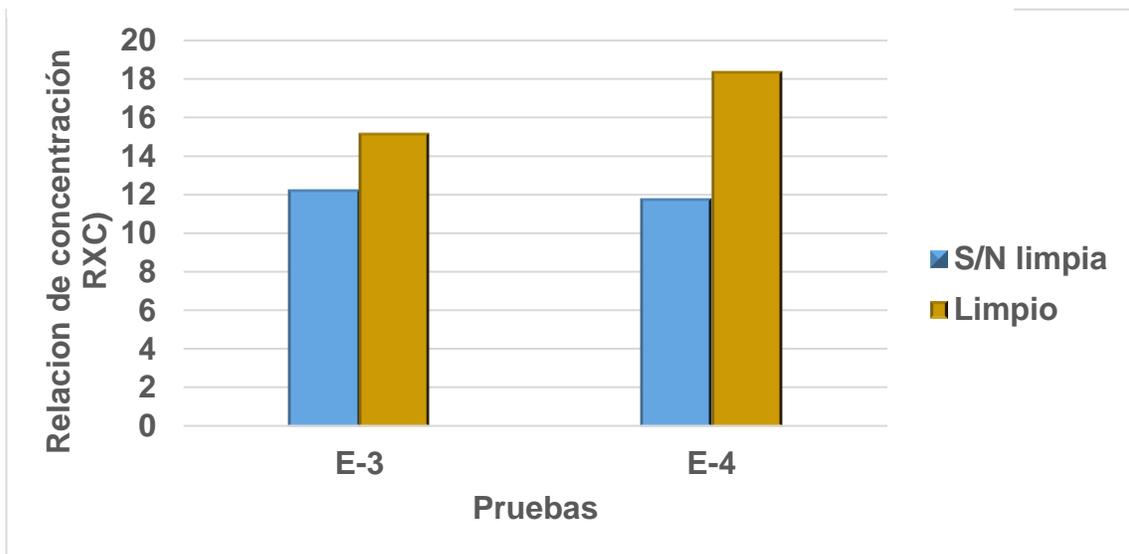


Figura 42: Relación de Concentración en pruebas con y sin limpia.

4.5.3. Resultados depresión Zn y Pb

Posteriormente, se le agregó al circuito anterior un par de reactivos $ZnSO_4$ y $Na_2S_2O_5$, los cuales tenían como función deprimir especies que contienen plomo y zinc. Las especies que contienen dichos elementos en este mineral son Esfalerita y Galena. En la tabla XXIII Se muestran las condiciones de la prueba, así como también los resultados obtenidos.

Tabla XXIII. Resultados obtenidos con la implementación de $ZnSO_4$ y $Na_2S_2O_5$

Muestra	# prueba	Condiciones				Ley de Concentrado (g/ton)			Recuperación			RXC
		cal (limpia) kg/ton	ZnSO ₄ totales g/ton	Na ₂ S ₂ O ₅ totales g/ton	Relación primaria X/C	Au g/ton	As %	Fe %	Au	As	Fe	
E	4	1	0	0	0.58	15.60	4.56	42.47	51.16	44.35	35.64	18.38
	5	1.5	100	100	0.6	15.38	4.40	42.94	63.17	56.06	48.05	13.95
	6	1.5	170	170	0.58	15.79	4.82	44.63	60.69	56.38	43.43	15.36

En la figura 43, se observa que la ley de oro en el concentrado aumenta de 15.6 g/ton a 15.79 g/ton, lo que nos indica que la implementación de sulfato de zinc y metabisulfito de sodio ayudan a tener un concentrado de mayor grado de oro. Los gráficos de la figura 43 sirvieron para corroborar los datos ilustrados en la figura 41 Siendo visible el aumento en el porcentaje de hierro y arsénico en el concentrado, esto ocasionado por haber generado que el poco contenido de esfalerita y galena en el mineral, se haya ido en la ganga del proceso.

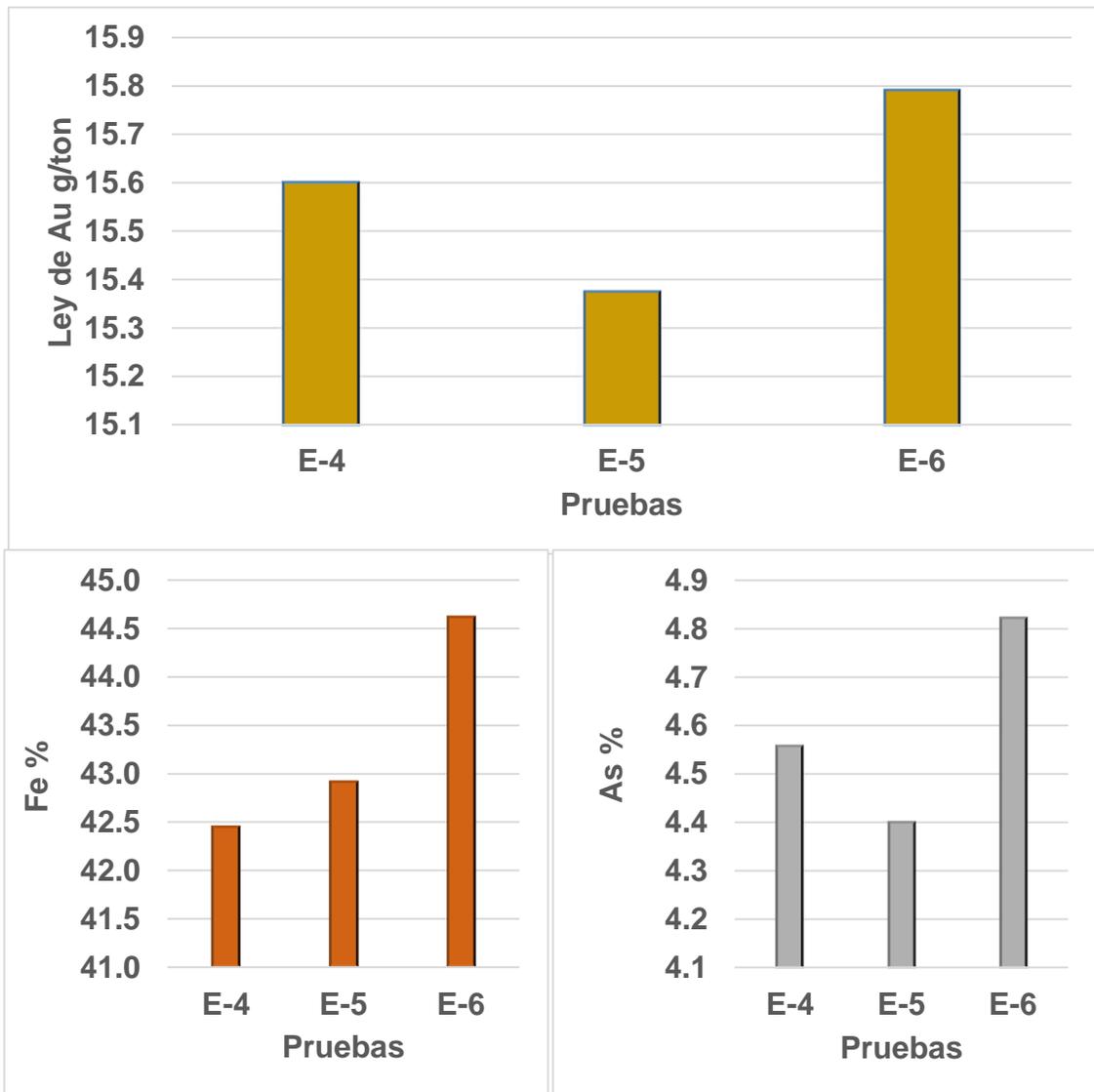


Figura 43: Efecto de $ZnSO_4$ y $Na_2S_2O_5$ en el Concentrado.

4.5.4. Resultados depresión de Fe

Una vez obtenido un concentrado más limpio, se realizaron 2 pruebas en el cual se buscaba deprimir el hierro con Cianuro de Sodio, es decir, separar la especie que contiene menos oro, la cual es la Pirita, de la Arsenopirita. Los resultados se muestran en la tabla XXIV y gráficamente en la figura 44.

Tabla XXIV. Resultados de prueba de Separación de Pirita y Arsenopirita con adición de NaCN.

Muestra	# prueba	Condiciones				Ley de Concentrado (g/ton)			Recuperación			RXC
		Cal (limpia) kg/ton	NaCN en Primaria y agotativo g/ton	NaCN en limpias g/ton	Relación primaria X/C	Au g/ton	As %	Fe %	Au	As	Fe	
E	6	1.5	0	0	0.58	15.79	4.82	44.63	60.69	56.38	43.43	15.36
	7	1.5	10,10	10	0.58	14.99	4.14	42.40	57.29	48.45	41.36	15.5
	8	1.5	5,5	3	0.58	15.40	4.03	41.49	54.15	41.62	46.37	16.29

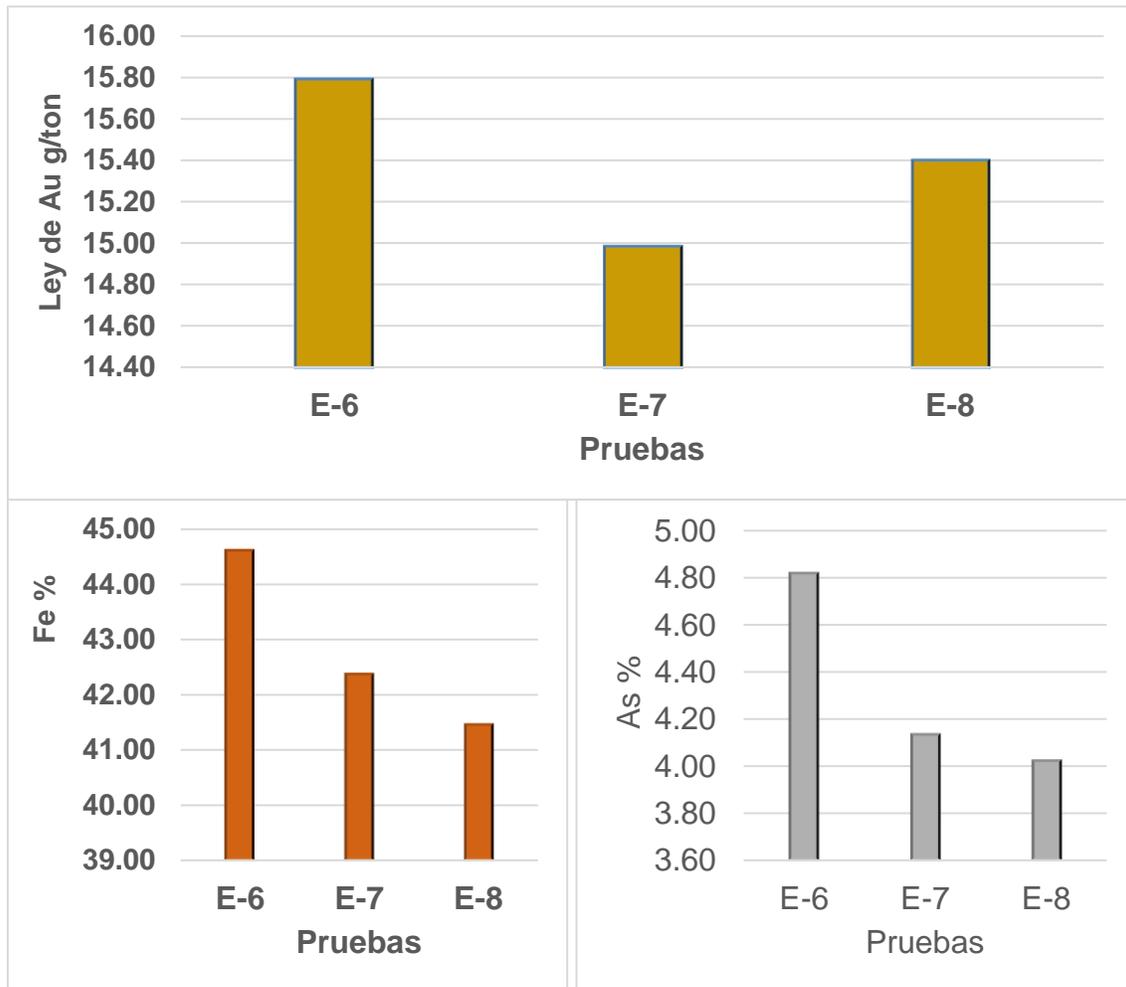


Figura 44: Efecto de adición de NaCN en el concentrado.

Esta prueba fue contraproducente en cuanto a ley de oro en el concentrado, a pesar de que se nota una disminución de hierro y arsénico en el concentrado (Ver figura 44), la ley de oro bajó considerablemente, indicando que efectivamente se deprimió la Piritita, pero también se deprimió parte de la Arsenopiritita.

4.5.5. Adición de Ácido Sulfúrico

El último circuito de flotación al que fue sometido el mineral fue el de adición de ácido sulfúrico, esto para potenciar la selectividad de 2 promotores: A-242 y A-404. Ambos reactivos tienen sus características intrínsecas, sin embargo, al combinarlos, para cierto tipo de mineral, funcionan de mejor manera. Una vez juntos, se potencializan sus características al estar en un pH bajo, es decir, ácido.

Tabla XXV. Resultados de prueba de flotación con la adición de H₂SO₄

Circuito Ácido												
Muestra	# prueba	Condiciones				Ley de Concentrado (g/ton)			Recuperación			RXC
		cal (limpia) kg/ton	NaCN limpia g/ton	H ₂ SO ₄ Flotaciones 1,2,3	Relación primaria X/C	Au g/ton	As %	Fe %	Au	As	Fe	
E	13	0.5,0.5	2,2	10,0,0	0.6	13.19	2.83	39.95	17.50	4.88	14.79	45.05
	14	0.5,0.5	3,3	10,3,3	0.58	16.20	4.36	41.08	66.83	56.38	48.48	13.89
	15	0.5,0.5	0.2,0.2	10,3,3	0.60	15.19	4.62	43.68	61.13	55.56	47.59	15.46

Los resultados obtenidos nos muestran que con este circuito es posible alcanzar leyes de 16.2 g/ton de Au y de 41.08% de Hierro lo que muestra que se está cerca del límite de concentración de la piritita que es de 46.52% de Hierro y superado el de la arsenopiritita que se encuentra en 34.3% de hierro, como el oro se encuentra ocluido dentro de estas dos especies minerales, el grado de concentración a alcanzar dependerá del límite de concentración de estas

especies, por lo tanto se puede decir que para este mineral la flotación ya no es conveniente.

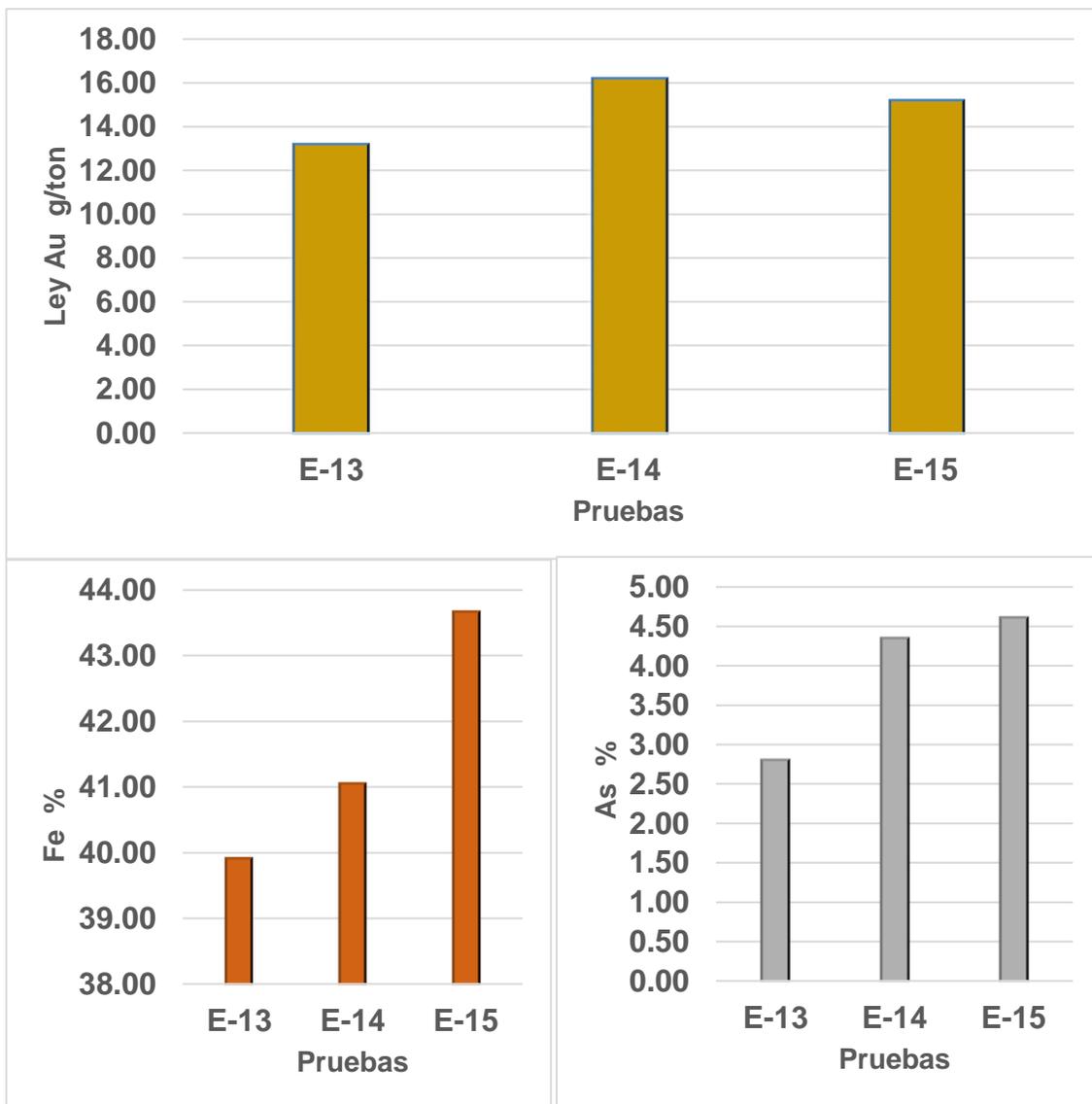


Figura 45: Efecto del Efecto del H₂SO₄ en la ley de concentrados

4.6. Flotación con retroalimentación Velardeña

Las pruebas cíclicas fueron realizadas con los mejores resultados obtenidos para las pruebas de ciclo abierto. A continuación, se muestran los resultados obtenidos para la prueba E proveniente de Velardeña.

Los resultados obtenidos para el peso de concentrado mostraron que este se estabilizaría cerca del 8 % de la alimentación (ver figura 49), esto quiere decir que el 8 por ciento del peso alimentado al sistema se estará recuperando en el concentrado con una relación de concentración RXC de 12.6.

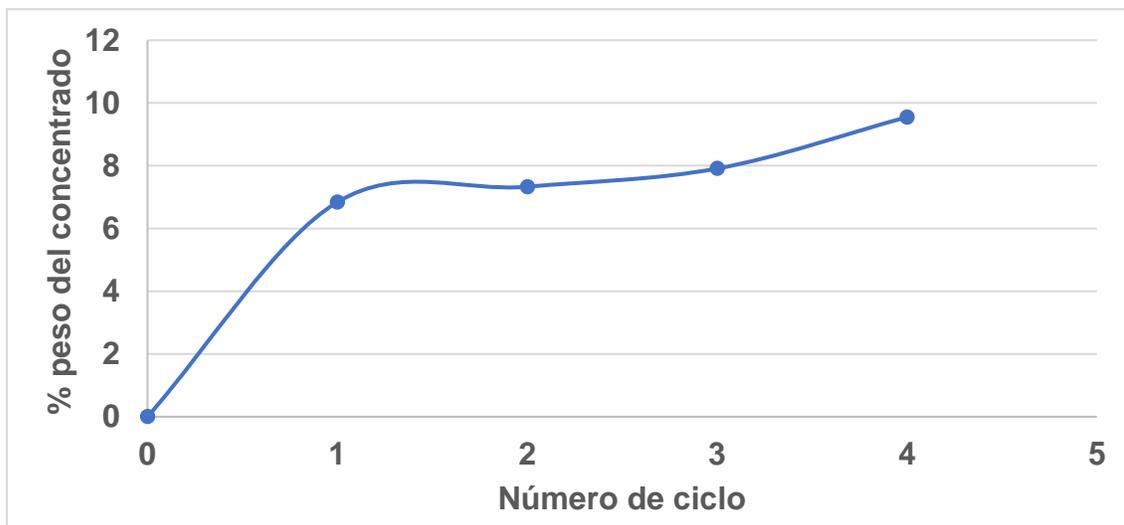


Figura 46: Comportamiento del porcentaje en peso de concentrados, prueba con retroalimentación, muestra E.

Los resultados obtenidos para la ley final de concentrado mostraron una estabilidad cerca de los 14.5 g/ton de Au mientras que para la Plata este se acercó a los 100 g/ton los resultados se observan en la figura 47.

Se evaluaron dos sistemas el sistema ácido y el sistema neutro con adición de depresores de especies de Zn y Pb las pruebas en ciclo abierto mostraron el mismo comportamiento las mayores y más importantes diferencias entre ellas

fueron el grado del concentrado y su relación de concentración siendo en el caso de la flotación acida la mayor de 16.2 g/ton de Au en ley y 13.33 en relación de concentración y de 15.79 g/ton de Au y 15.36 en relación de concentración ambos sistemas tienen sus pros y contras pero se decidió evaluar el sistema ácido ya que lo primordial en este mineral era alcanzar el mayor grado en el concentrado posible.

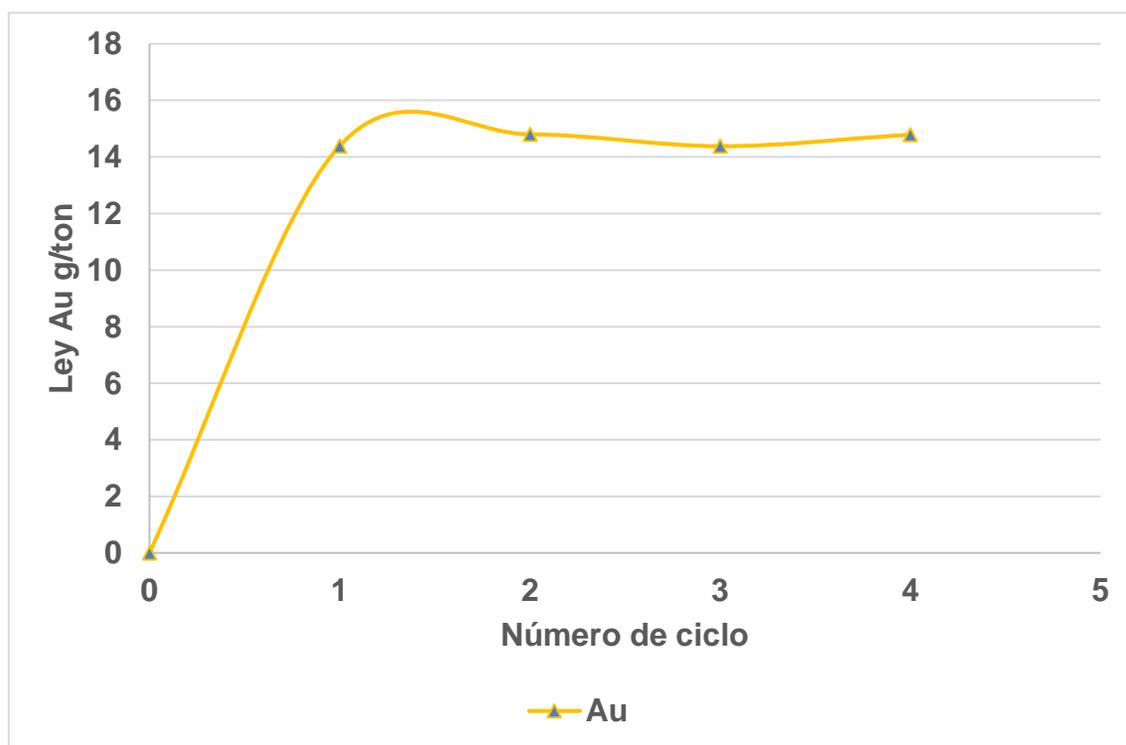


Figura 47: Comportamiento de ley de oro en concentrados de pruebas con retroalimentación, muestra E.

4.6.1. Resultados Velardeña

Tabla XXVI. Dosificación de reactivos para pruebas de flotación cíclicas

Cíclica E	Parámetros					Reactivos											
	Tiempo (min)	% sólidos	pH Inicial	Agitación rpm	volumen celda L	Ca (gr/kg)	NaCN (gr/ton)	ZnSO4 (gr/ton)	DP-6 (gr/ton)	P-208 (gr/ton)	X-343 (gr/ton)	X-350 (gr/ton)	Promotor a-404 (gr/ton)	A242 (gr/ton)	CuSO4 (gr/ton)	H2SO4 (ml/kg)	Espumante 1065 (gr/ton)
Reactivos Molenda	10	55	7.1														
Acondicionamiento	5	35	6.07	1500	5				25	14.6		70	14.6	15	140	10	26
Flot. Primaria	5	35	6.07	1500	5												
Flot. Secundaria	5	35	6.09	1500	5				25	14.6		60	14.6	15	70	3	13
1 limpia	3	25	8.69	1200	3.5	0.5	3	30	25	14.6			14.6	15			13
2 limpia	1	25	10.9	900	1.5	0.5	3	30	25	14.6			14.6	15			13
CONSUMO TOTAL REACTIVOS DE FLOTACION						1	6	60	100	58.4	0	130	58.4	60	210	13	65

La dosificación recomendada para el mineral de la muestra E se puede ver en la tabla XXV además del circuito de flotación para esta dosificación en la figura.

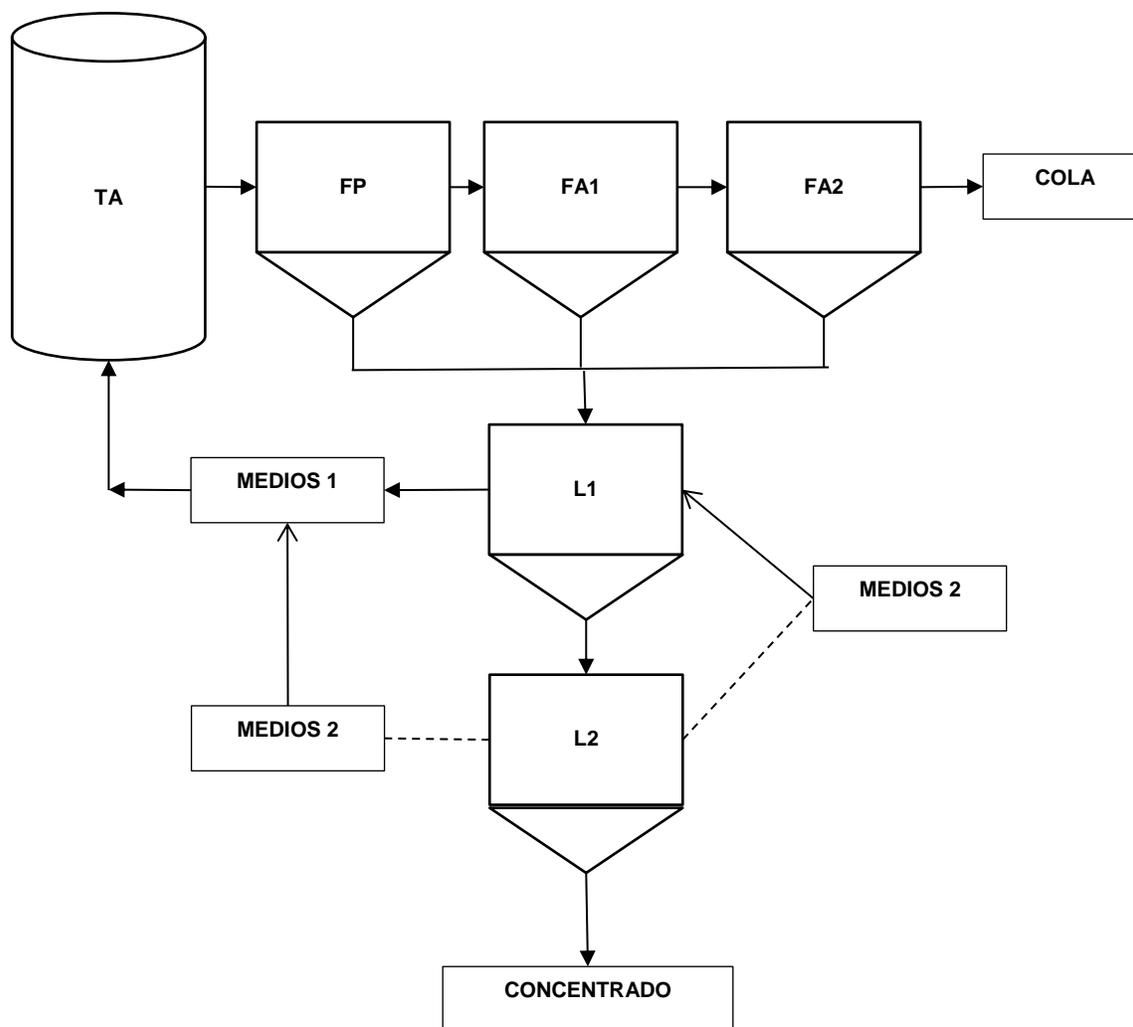


Figura 48: Circuito de flotación recomendado, Velardeña.

El circuito recomendado cuenta con una etapa de flotación primaria (FP) y subsecuentemente dos etapas de flotación agotativa (FA 1,2) los productos de las primeras tres flotaciones van a una etapa de limpieza (L1) de donde se obtiene un concentrado y un medio el segundo se recircularía a el tanque de acondicionamiento, el concentrado limpio entra a una segunda etapa de limpieza L2 de donde se obtienen nuevamente medios y un concentrado final, los medios

se recircularan ya sea el tanque de acondicionamiento o a la etapa de limpia primaria L1, esto dependerá de el volumen de los medios 2 controlándolos para evitar cargas circulantes muy elevadas en las etapas de limpias.

Los puntos de adición se encuentran en el tanque de acondicionamiento, antes de FA1, de FA2, L1 y L2.

La sencillez del circuito radica en la facilidad de flotación que presento el mineral.

4.7. Lixiviación con cianuro

4.7.1. Cianuración de Mineral

Los resultados obtenidos con la cianuración ambiental del mineral fresco proveniente de Bacis nos muestran que es posible su recuperación por métodos de lixiviación convencionales pero los tiempos de lixiviación son muy extensos la similitud en las recuperaciones confirman comunión entre estos dos metales.

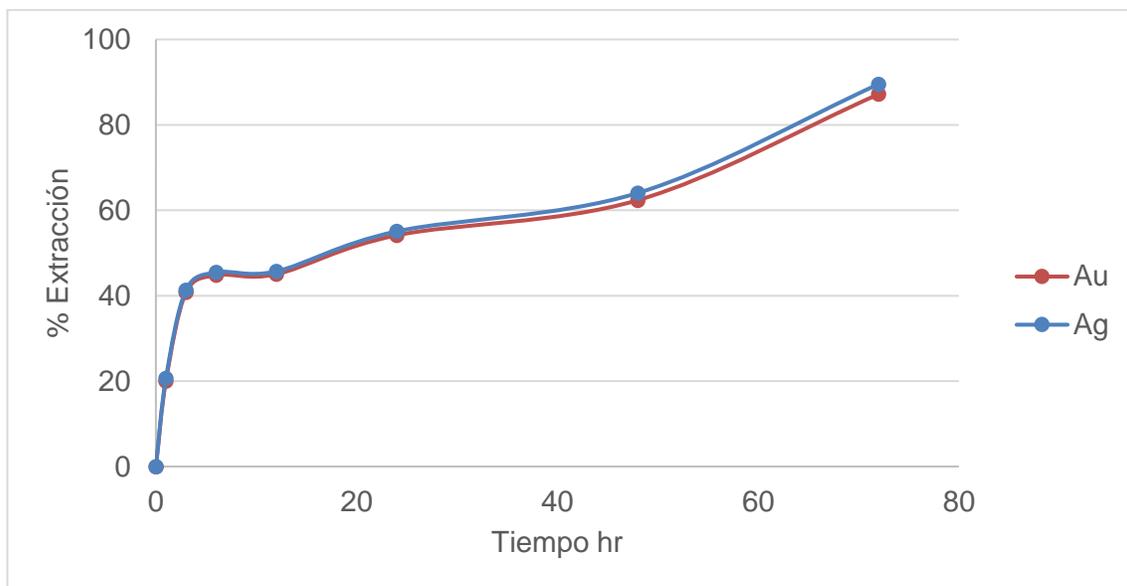


Figura 49: Recuperación de Au y Ag en cianuración ambiental.

4.7.2. Consumo de Cianuro

La prueba de cianuro libre que se observa en la figura 50, nos indica, que el consumo de cianuro a partir de las 24 hr aumentó. Se puede observar en la figura 49 logro una extracción de Au y Ag mayor al 80 %, la cual, se puede considerar que el añadir altas concentraciones de cianuro nos beneficia para obtener estos resultados, sin embargo, el consumo total de cianuro obtenido en esta prueba fue de 55.9 % del añadido y este se encontraba en proporciones mucho mayores a las lixivitaciones convencionales.

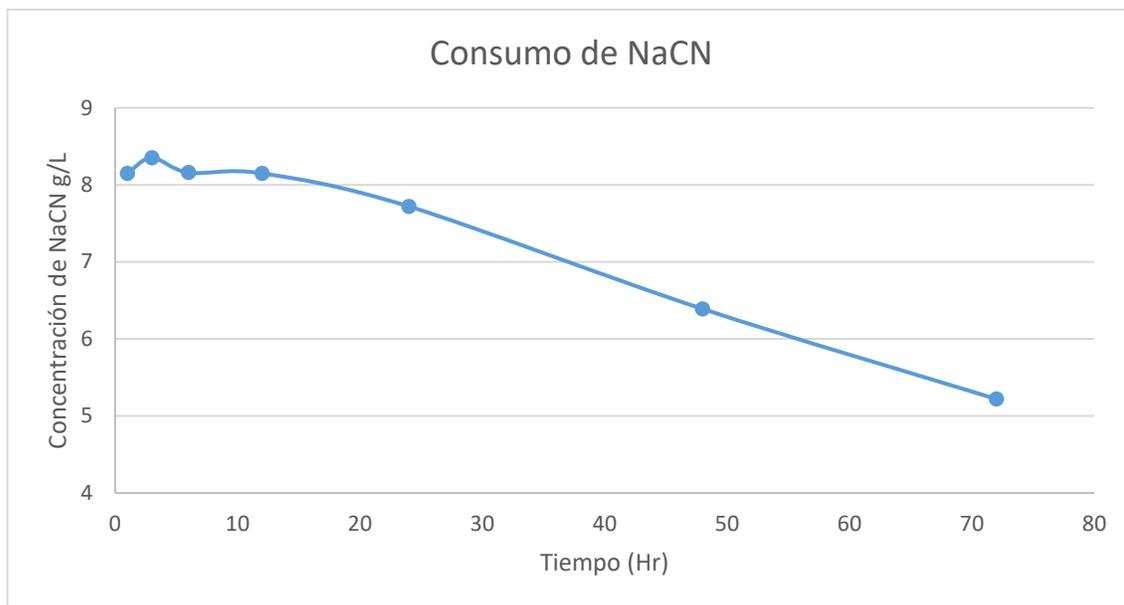


Figura 50: Cianuro libre en prueba de lixiviación atmosférica.

4.7.3. Lixiviación presión.

4.7.3.1. Efecto del aumento de la presión y la temperatura en la extracción de Oro

EL aumento de la presión es fundamental en una lixiviación, debido a que aumenta la cantidad de oxígeno disuelto, promoviendo la extracción de Au.

Observando la figura 51, la mayor extracción de Au en las pruebas de lixiviación a presión fue de 87.42 %, a una presión de 550 KPa, 80 °C de temperatura y 10.56 g/L de cianuro de sodio.

En la figura 51 se observa que dicho porcentaje es el límite de extracción, debido a que en la prueba con una concentración de 15 g/L de NaCN, a partir de ese punto, el porcentaje de extracción de Au comienza a disminuir. Esto se debe a que a temperaturas cercanas y superiores a los 80°C el cianuro comienza a descomponerse, ocasionando que la reacción de cianuración se detenga.

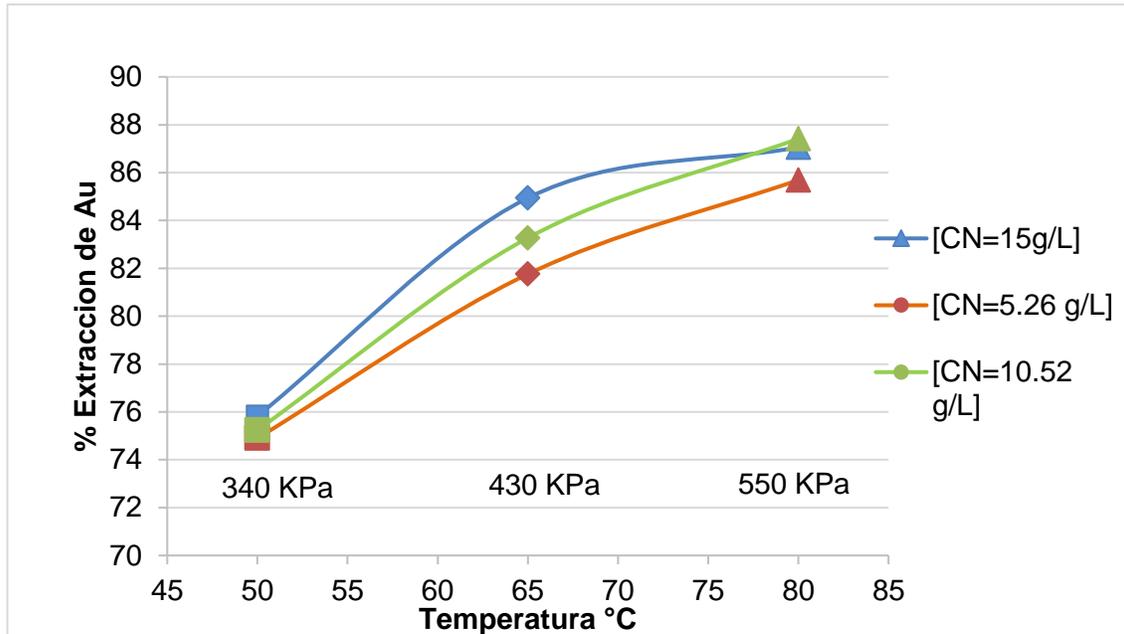


Figura 51: Efecto del aumento de la presión y la temperatura en la extracción de Oro

4.7.3.2. Efecto de la concentración de cianuro en la extracción de Oro

Al aumentar la concentración de cianuro para cada prueba, el porcentaje de extracción de Au aumenta ligeramente, en un rango de 1 al 4 % (ver figura 52). A concentraciones de 15 y 10.52 g/L de cianuro la extracción de Au es similar, indicando que ya no es necesario aumentar su dosificación.

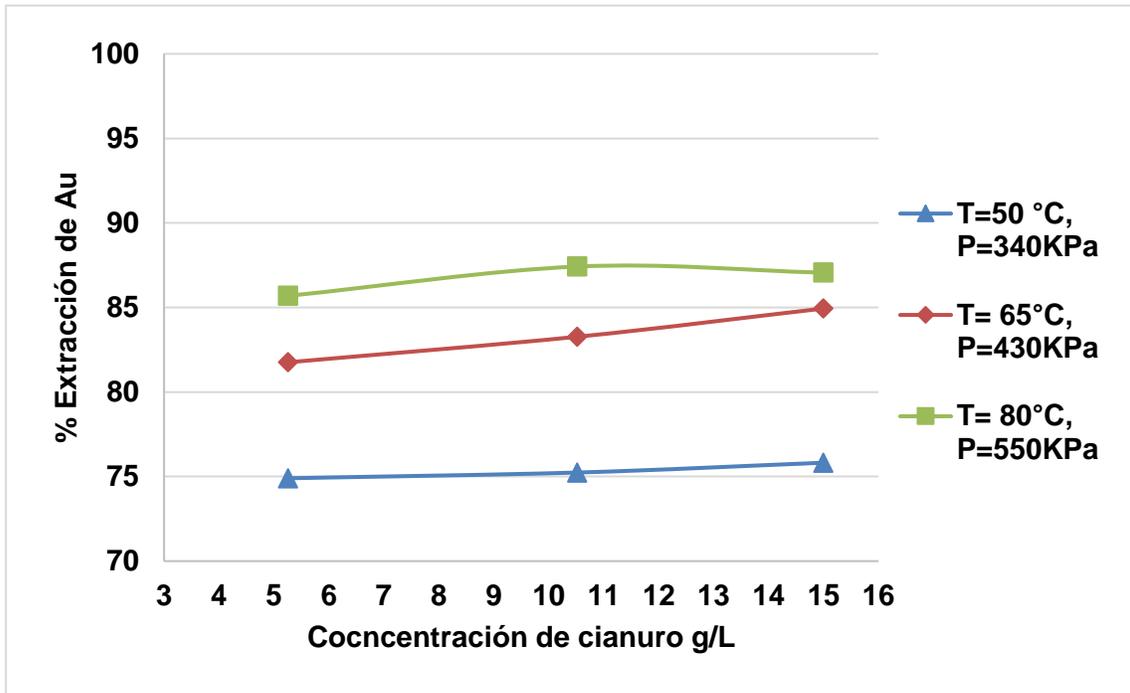


Figura 52: Efecto de la concentración de cianuro en la extracción de Oro.

En la figura 52 se observa que a las condiciones de presión y temperatura medias, es decir, a 65°C y 430 Kpa, al incrementar de 10.52 g/L a 15 g/L la concentración de cianuro, se obtuvo un incremento en el porcentaje de extracción de oro un poco más pronunciado. Sin embargo, este valor solamente supera el 1% en aumento en la extracción de oro, lo cual no es tan significativo.

4.7.3.3. Efecto del aumento de la presión y la temperatura en la extracción de Plata

De igual manera que para el oro, la plata obtuvo una mejor recuperación a las condiciones de presión y temperatura más elevadas, llegando al 93.1 %.

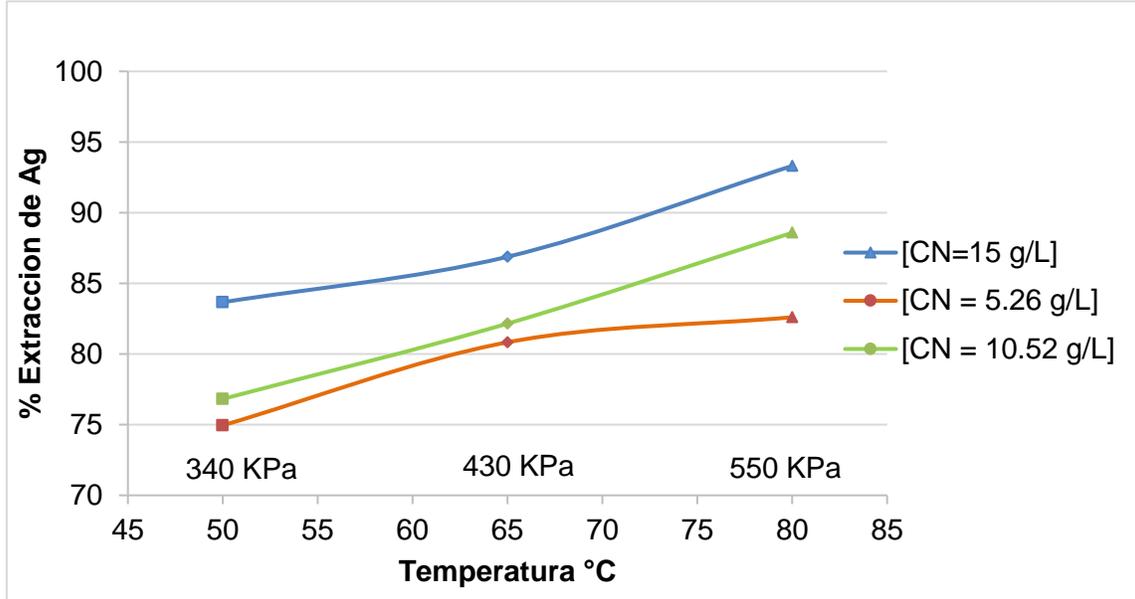


Figura 53: Efecto del aumento de la presión y la temperatura en la extracción de Plata.

4.7.3.1. Efecto de la concentración de cianuro en la extracción de Plata

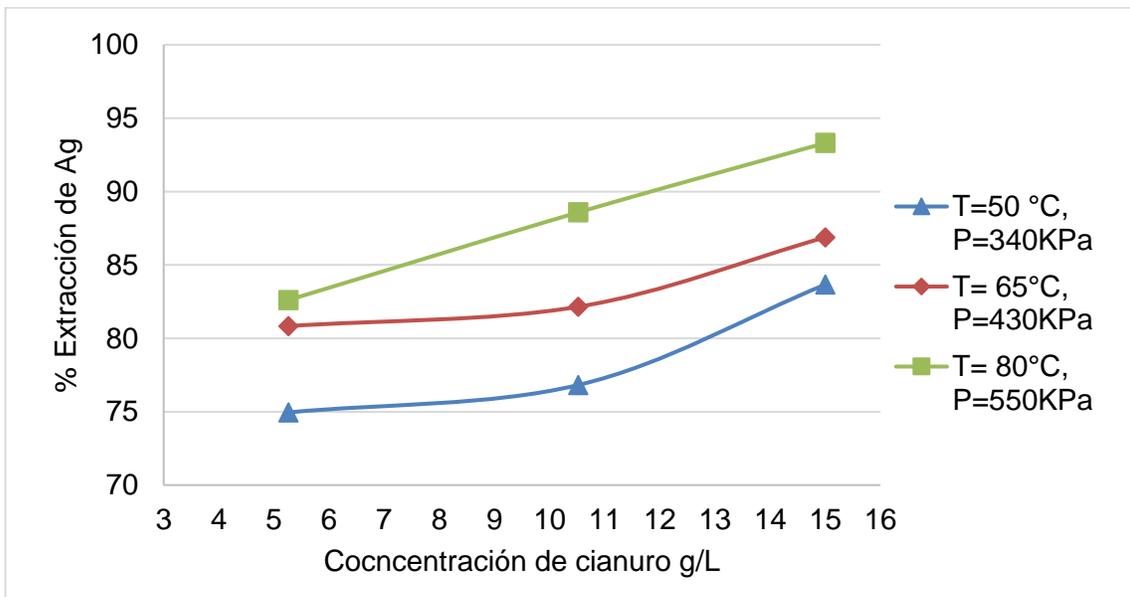


Figura 54: Efecto de la concentración de cianuro en la extracción de Ag.

Para el caso de la plata, se ve más visible que, acorde aumenta la concentración de cianuro, el porcentaje de extracción aumenta, como es el caso de los resultados a condiciones de 80°C y 550 Kpa de presión ilustrados en la figura 54. Al aumentar de 5.26 a 15 g/L de cianuro, dicho porcentaje se incrementó un 10.7 %, siendo más del doble que el incremento obtenido en el Au con mismas condiciones (ver figura 52).

Conclusiones y recomendaciones

- Mineral Bacis

La ley de oro en el mineral variaba de 2.5 a 3.7 g/ton, siendo las principales especies en las que se encontraba cuarzo y pirita. El mineral contaba con gran porcentaje de oro libre.

Los reactivos adecuados para el mineral parten de la relación de Colector activador de 1.6 a 2 gr/ton, teniendo como promotores principales P-208, P-242, A-404 y A-3418.

La prueba que obtuvo mejores resultados fue el circuito para las 4 muestras de la mina Bacis, fue la que contaba con flotación primaria, 2 flotaciones agotativas y una última etapa de limpias. Estos procesos obtuvieron recuperaciones de oro del 75 al 80%. La etapa de sulfurización de colas es opcional, pero con esta se logró sumar un 2% de recuperación de oro total.

En la flotación cíclica, solo en los concentrados primarios, se logró recuperar alrededor del 85 al 90% del oro, permaneciendo constante en porcentaje, en donde la ley de oro generalmente fue superior a los 100 g/ton.

En la etapa de lixiviación a presión del concentrado, las condiciones en donde se obtuvieron mejores resultados fue a 65°C, 340 kpa y una concentración de Cianuro de Sodio de 11.52 g/L, obteniendo una disolución de oro mayores al 87% y de plata cercanas al 93%.

- **Mineral Velardeña**

El oro se encontraba encapsulado en una matriz de Pirita y Arsenopirita, lo cual lo hacía refractario. La ley de oro del mineral era de 1.63 g/ton y 22 g/ton de plata.

En la mejor prueba se obtuvo una ley de oro en el concentrado de 16.20 g/ton, con una respectiva recuperación de oro del 63.83% en el concentrado. La principal característica que la diferencia a otras pruebas es que se le agregó ácido sulfúrico, con una adición de 10 g/ton en flotación primaria y 3 g/ton en flotaciones agotativas 1 y 2, teniendo constante la adición de promotores.

Las flotaciones cíclicas siguieron el circuito en donde se obtuvo la ley de oro 16.20 g/ton, en donde se obtuvo una ley de concentrado de oro cercano al 14.5 g/ ton y de plata 100 g/ton. Todo esto con una recuperación total del oro del 66% y 34% de la plata.

Como trabajos posteriores, se recomienda que se realice análisis económico en cuando al gasto de los reactivos de flotación, debido a que estos se comercializan a diferente precio dependiendo la región.

BIBLIOGRAFIA.

1. Bracamontes, María (2015), pretratamiento oxidativo en medio ácido de un concentrado refractario de sulfuros, seguro de cianuración para la obtención de oro y plata. Hermosillo, Sonora, México.
2. Coronado, J.H., Encinas, M.A., Leyva, J.C., Valenzuela, J.L. (2012) tostación de un concentrado refractario de oro y Plata, Revista de metalurgia, vol. 48, pp165-174.
3. Cytec Mining Chemicals Handbook, 2010.
4. Gómez-Álvarez, A. (2003). Notas de clase de la materia de análisis químico especial. Cap. II: muestreo y preparación de muestras. Departamento. De ingeniería civil y minas, Universidad de Sonora. P. 6-20.
5. Gutiérrez, (1998) lixiviación agitada de colas agotativas de la flotación de cobre, Hermosillo, Sonora, México.
6. Habashi, F. (1999) textbook of hydrometallurgy. Metallurgy extractive Québec. Saint-foy, Québec, Canada
7. INEGI 2018
8. Jara, (2011) Lixiviación de oro y plata de un concentrado de mina bacis a condiciones normales y en reactor a presión, Hermosillo, Sonora, México.
9. Jesús L. Valenzuela (2000). Pretratamientos Oxidativos de Minerales Refractarios de Oro y Plata. Universidad de Sonora División de Ingeniería, Departamento de Ingeniería Química y Metalurgia. Hermosillo, Sonora.
10. Jordan, (2013) Diseño de una planta de recuperación de concentrados de cobre por flotación a partir de un relave poli sulfurado complejo de la provincia de Zamora Chinchipe.
11. José R. Parga, Jesús L. Valenzuela and José A. Díaz (2012). New Technology for Recovery of Gold and Silver by Pressure Cyanidation Leaching and Electrocoagulation, noble metals. Dr. Yen-Hsun Su (Ed.), ISBN: 978-953-307-898-4. Department of Metallurgy and Materials

Science Institute Technology of Saltillo, Saltillo Coahuila, 2 Department of Chemical Engineering and Metallurgy University of Sonora, Hermosillo, Sonora

12. Linares, N., (2010). Agentes químicos de flotación de espuma. Tacna, Perú.
13. Manual Cyanamid de Productos Químicos para la Minería, 1984.
14. Marsden, House, 2006 The Chemistry of Gold Extraction. 2da edition. Englewood, Colorado. EE.UU.
15. Palomino, Ramos, (2008) evaluación en la recuperación del oro y plata a partir de minerales sulfurados en una matriz de cuarzo minera KORICOLQUI.
16. Pourbaix Marcel (1974). Atlas of electrochemical equilibria in aqueous solutions, National association of corrosion engineers Houston, Texas, USA
17. Quiroz castillo Luis Sergio, (2010, mayo), extracción de oro de un mineral piritoso mediante oxidación y lixiviación simultánea a presión. Hermosillo, Sonora
18. Soto Carlos (2013). Estudio Cinético para la Extracción de Oro en una Matriz Sulfurosa Utilizando Lixiviación Oxidativa a Presiones Moderadas. Hermosillo, Sonora, México.

Apéndices.

7.1. Selección de reactivos

Reactivos seleccionados Flotación selectiva mina Bacis					
ACCION	Reactivo	Dosis kg/ton	Forma	Método de alimentación	Especificaciones
colectores primarios	Xantato-343	0.025-0.1	Solido o escamas	Solución 10%	Este xantato es el mas utilizado en la flotación de minerales sulfurosos, debido principalmente a su bajo costo.
	Xantato-350	0.025-0.075	Solido o escamas	Solución 10%	Este es el mas potente de los xantatos. Es útil en las operaciones que requieren un promotor potente y no selectivo para los minerales sulfurosos
Activadores	CuSO4	0.1-2.5	granular	Seco o solución 10%	Activa los sulfuros de zinc ayuda a la recuperación de arsenopirita y sulfuros de hierro, ayuda en la recuperación de oro libre particularmente oro fino o con película de oxidación
	H2SO4	0.25-2.5	liquido	solución 10%	Ayuda en la recuperación de oro en pulpa diluida, ayuda en la recuperación de sulfuros de hierro, especialmente después de su depresión con cal o cianuro
Promotores	AERO - 208	0.005-0.05	liquido	solucion5-10% o sin diluir	Aplicación en menas de oro, plata y cobre, es muy efectivo para la flotación de oro metálico fino liberado de sulfuros y ganga,
	AERO - 208	0.022-0.045 , 0.013-0.027	liquido	solucion5-10% o sin diluir	Cuando el oro se presenta en parte libre en parte asociado con pirita y otros sulfuros, se usa extensamente en combinación con colectores tipo xantatos como promotor secundario
	AERO - 404	0.025-0.25	liquido	solución 5% o sin diluir	Se ha usado con éxito en la flotación de pirita en circuitos neutro ácidos 7-4 pH se considera un excelente promotor para la flotación de pirita aurífera solo en combinación con promotores Aero 242 y xantatos de cadena corta
	AERO - 242	0.01-0.1	liquido	sin diluir o solución 5-10%	Es un promotor fuerte y en combinación con el promotor 404 produce excelentes resultados en la flotación de menas de oro
	AERO 3418 A	0.05-0.1	liquido	solución 5-20% o sin diluir	Colector primario en flotación selectiva en minerales de plomo, oro y plata con bajos contenidos de cobre, complejos de plomo con altos contenidos de plata. Selectivo a minerales de sulfuros de Fe. No activa el zinc. PH neutro
Modificadores de superficie	CC-1065	0.015-0.1	liquido	sin diluir	Espumante alcohólico que beneficia una espuma estable con tamaños de burbuja pequeños
	DP-6	/	liquido	sin diluir	modificador de superficie que minimiza la formación de lamas
Depresores	Cal	0.25-2.5 kg	solido	solido	deprime oro libre
	NaCN	/	solido	solución 10-20%	los cianuros alcalinos son fuertes depresores de los sulfuros de hierro de Arsenopirita y esfalerita. Actúan como depresores de casi todos los minerales sulfurosos a excepción de la galena.
Sulfurizantes	Na2S	0.05-0.15	escamas	Solido	Se utiliza para la sulfurizacion de minerales oxidados , en exceso deprime algunos minerales sulfurosos, por lo tanto en la practica en la flotación de minerales parcialmente oxidados se realiza una flotación de sulfuros antes de la sulfurizacion.

Reactivos seleccionados flotacion selectiva Velardeña					
ACCION	Reactivo	Dosis kg/ton	Forma	Método de alimentación	Especificaciones
colectores primarios	Xantato-350	0.025-0.075	Solido o escamas	Solución 10%	Este es el mas potente de los xantatos. Es útil en las operaciones que requieren un promotor potente y no selectivo para los minerales sulfurados
Activadores	CuSO4	0.1-2.5	granular	Seco o solución 10%	Activa los sulfuros de zinc ayuda a la recuperación de arsenopirita y sulfuros de hierro, ayuda en la recuperación de oro libre particularmente oro fino o con película de oxidación
	H2SO4	0.25-2.5	liquido	solución 10%	Ayuda en la recuperación de oro en pulpa diluida, ayuda en la recuperación de sulfuros de hierro, especialmente después de su depresión con cal o cianuro
Promotores	AERO - 208	0.022-0.045 , 0.013-0.027	liquido	solucion5-10% o sin diluir	Cuando el oro se presenta en parte libre en parte asociado con pirita y otros sulfuros, se usa extensamente en combinación con colectores tipo xantatos como promotor secundario
	AERO - 404	0.025-0.25	liquido	solución 5% o sin diluir	Se ha usado con éxito en la flotación de pirita en circuitos neutro ácidos 7-4 pH se considera un excelente promotor para la flotación de pirita aurífera solo en combinación con promotores Aero 242 y xantatos de cadena corta
	AERO - 242	0.01-0.1	liquido	sin diluir o solución 5-10%	Es un promotor fuerte y en combinación con el promotor 404 produce excelentes resultados en la flotación de menas de oro
Modificadores de superficie	CC-1065	0.015-0.1	liquido	sin diluir	Espumante alcohólico que beneficia una espuma estable con tamaños de burbuja pequeños
	DP-6	/	liquido	sin diluir	modificador de superficie que minimiza la formación de lamas
Depresores	Cal	0.25-2.5 kg	solido	solido	deprime oro libre, depresor de pirita y sulfuros de cobalto
	H2SO4	0.25-2.5	liquido	Solución 10% o sin diluir	para deprimir el cuarzo, se evita la absorción de iones metálicos sobre el cuarzo mediante la supresión de la ionización de los ácidos silicos en la superficie del cuarzo
	ZnSO4	0.01-0.1	solido	Solución 10%	conjuntamente con cianuro, o solo, para deprimir esfalerita
	Na2S2O5	0.01-0.1	solido	solución 10%	se utiliza una mezcla de cianuro y sulfato de zinc con juntamente con el meta bisulfito de sodio para deprimir la esfalerita y sulfuros de cobre.
	NaCN	/	solido	solución 10-20%	los cianuros alcalinos son fuertes depresores de los sulfuros de hierro de Arsenopirita y esfalerita. Actúan como depresores de casi todos los minerales sulfurados a excepción de la galena.

Características de los reactivos 25° Saltillo, Coahuila		
Reactivo	gravedad g/cm ³	especifica concentración mg/gota
DP-6	-	25
P-208	1.15	14.6
P-404	1.15	14.6
CC-1065	1.017	12.9
A-3418	1.14	14.4
P-242	1.18	15

7.2. Pruebas de flotación cíclicas Bacis.

Cíclica A	Parámetros					Reactivos										
	Tiempo (min)	% sólidos	pH Inicial	Agitación rpm	volumen celda L	Cal (kg/ton)	CuSO4 (g/ton)	DP6 (g/ton)	A-208 (g/ton)	A-404 (g/ton)	X343 (g/ton)	A-3418 (g/ton)	Espumante 1065 (g/ton)	Na2S (kg/ton)	X-350 (g/ton)	A-242 (g/ton)
Sección Flotación																
Reactivos Molienda			natural													
Acondicionamiento	7	55	7	1500	5		10	25	14.6	14.6	20		26			
Flotación primaria	5	35		1500	5											
Flotación Agotativa 1	4	30	7	1500	5		13				18	14.2	13			
Flotación Agotativa 2	4	30	7	1500	5		13				18	14.2	13			
Flotación óxidos	2	30	6	1500	5			25					13	3	10	
Limpia	4	25	8	1200	3.5	0.3		25					13			30
CONSUMIVO TOTAL REACTIVOS DE FLOTACION						0.3	36	75	14.6	14.6	56	28.4	78	3	10	30
						Ensayes Químicos										
Etapa	% peso	Au (g/ton)	Ag (g/ton)	% Pb	% Zn	% Cu	% Fe	% Au	% Ag	% Pb	% Zn	% Cu	% Fe	Rxc		
1 concentrado	0.42	130.83	16264	0.86	1.27	0.30	27.18	19.47	17.35	4.57	20.11	6.58	5.73	59.5		
2 concentrado	0.5325	106.93	13964	0.75	1.09	0.26	21.74	20.17	18.89	5.05	21.88	7.24	5.81	46.9		
3 concentrado	0.6	92.87	12593	0.71	0.99	0.21	18.70	19.74	19.20	5.39	22.39	6.58	5.63	41.7		
4 concentrado	0.7025	102.30	13758	0.69	1.03	0.25	8.48	25.46	24.55	6.13	27.28	9.18	2.99	35.6		
∑ concentrados	2.255	106.20	13963	0.74	1.08	0.25	17.81	84.84	79.99	21.13	91.67	29.58	20.17	44.3		
medios	1.3	6.40	1013	0.01	0.17	0.04	3.58	2.95	3.35	0.23	8.33	2.38	2.34			
∑ coias	96.445	0.36	68	0.06	0.00	0.01	1.60	12.21	16.66	78.64	0.00	68.04	77.49			
Total	100							100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0			
CABEZA CALCULADA																
						2.82	393.63	0.08	0.03	0.02	1.99					
CABEZA ENSAYADA																
						2.52	365.00	0.07	0.09	0.01	1.84					

Ciclita C		Parámetros					Reactivos									
Sección Flotación	Tiempo (min)	% sólidos	pH Inicial	Agitación rpm	volumen celda L	Cal (kg/ton)	CuSO ₄ (g/ton)	DP6 (g/ton)	A-208 (g/ton)	A-404 (g/ton)	X343 (g/ton)	A-3418 (g/ton)	Espumante 1065 (g/ton)	Na ₂ S (kg/ton)	X-350 (g/ton)	A-242 (g/ton)
Reactivos Molienda			natural													
Acondicionamiento	7	55	7	1500	5		20	25	14.6	14.6	20		26			
Flotación primaria	5	35		1500	5											
Flotación Agotativa 1	4	30	7	1500	5		15	25			20	14.2	13			
Flotación Agotativa 2	4	30	7	1500	5		15	25			20	14.2	13			
Flotación óxidos	2	30	6	1500	5			25					13	3	20	
Limpia	4	25	8	1200	3.5	0.3							13			30
CONSUMO TOTAL REACTIVOS DE FLOTACION						0.3	50	100	14.6	14.6	60	28.4	78	3	20	30
						Recuperación %										
						Ensayes Químicos										
Etapas	% peso	Au (g/ton)	Ag (g/ton)	% Pb	% Zn	% Cu	% Fe	% Au	% Ag	% Pb	% Zn	% Cu	% Fe	Rxc		
1 concentrado	0.3925	172.00	23586	0.68	1.31	0.29	25.35	19.95	17.80	4.32	8.87	8.60	5.11	63.7		
2 concentrado	0.5575	126.17	18851	0.60	1.07	0.25	19.68	20.78	20.21	5.41	10.29	10.53	5.63	44.8		
3 concentrado	0.635	115.87	16513	0.54	0.97	0.23	20.33	21.74	20.16	5.55	10.63	11.04	6.63	39.4		
4 concentrado	0.695	99.27	15003	0.53	0.94	0.21	16.31	20.38	20.05	5.96	11.27	11.03	5.82	36.0		
Σ concentrados	2.28	122.99	17842	0.58	1.04	0.24	19.81	82.85	78.22	21.24	41.06	41.20	23.19			
medios	1.435	13.60	2290	0.12	0.20	0.04	2.29	5.77	6.32	2.79	4.95	4.23	1.69	43.9		
Σ colas	96.285	0.40	84	0.05	0.03	0.01	1.52	11.38	15.46	75.97	53.99	54.57	75.13			
Total	100							100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0			
CABEZA CALCULADA		3.38	520.06	0.06	0.06	0.01	1.95									
CABEZA ENSAYADA		3.72	488.00	0.04	0.08	0.01	1.30									

Ciclística D	Parámetros					Reactivos										
	Tiempo (min)	% sólidos	pH Inicial	Agitación rpm	volumen celda L	Cal (kg/ton)	CuSO ₄ (g/ton)	DP6 (g/ton)	A-208 (g/ton)	A-404 (g/ton)	X343 (g/ton)	A-3418 (g/ton)	Espumante 1065 (g/ton)	Na ₂ S (kg/ton)	X-350 (g/ton)	A-242 (g/ton)
Sección Flotación																
Reactivos Molienda			natural													
Acondicionamiento	7	55	7	1500	5		20	25	14.6	14.6	20		26			
Flotación primaria	5	35		1500	5											
Flotación Agotativa 1	4	30	7	1500	5	15	25	25			20	14.2	13			
Flotación Agotativa 2	4	30	7	1500	5	15	25	25			20	14.2	13			
Flotación óxidos	2	30	6	1500	5		25	25					13	3	20	
Limpia	4	25	8	1200	3.5	0.3	25	25					13			30
CONSUMO TOTAL REACTIVOS DE FLOTACION						0.3	50	125	14.6	14.6	60	28.4	78	3	20	30
						Recuperación %										
						Ensayes Químicos										
Etapa	% peso	Au (g/ton)	Ag (g/ton)	% Pb	% Zn	% Cu	% Fe	% Au	% Ag	% Pb	% Zn	% Cu	% Fe	Rxc		
1 concentrado	0.6075	101.13	7132	1.56	4.48	0.38	24.68	20.29	17.40	10.70	14.40	8.35	6.36	41.2		
2 concentrado	0.675	97.07	6945	1.44	3.86	0.34	23.27	21.64	18.83	10.98	13.79	8.31	6.66	37.0		
3 concentrado	0.7675	84.27	6140	1.42	3.88	0.34	22.18	21.36	18.92	12.31	15.76	9.44	7.22	32.6		
4 concentrado	0.955	82.00	6901	1.62	4.49	0.38	22.18	25.87	26.47	17.47	22.70	13.13	8.98	26.2		
∑ concentrados	3.005	89.83	6763	1.52	4.19	0.36	22.93	89.16	81.62	51.46	66.65	39.24	29.21			
medios	1.84	4.03	436	0.16	0.44	0.44	4.34	2.45	3.22	3.32	4.29	29.30	3.39	33.3		
∑ colas	95.155	0.27	40	0.04	0.06	0.01	1.67	8.39	15.16	45.22	29.06	31.46	67.41			
Total	100							100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0			
CABEZA CALCULADA						3.03	249.01	0.09	0.19	0.03	2.36					
CABEZA ENSAYADA						3.12	334.00	0.13	0.40	0.02	2.71					

Ciclón E	Parámetros				Reactivos												
	Tiempo (min)	% sólidos	pH Inicial	Agitación rpm	volumen celda L	Cal (gr/kg)	NaCN (gr/ton)	ZnSO4 (gr/ton)	DP-6 (gr/ton)	P-208 (gr/ton)	X343 (gr/ton)	X350 (gr/ton)	Promotor a-404 (gr/ton)	A242 (gr/ton)	CuSO4 (gr/ton)	H2SO4 (ml/kg)	Espumante 1065 (gr/ton)
Reactivos Molenda	10	55	7.1														
Acondicionamiento	5	35	6.07	1500	5			25	14.6			70	14.6	15	140	10	26
Flot. Primaria	5	35	6.07	1500	5												
Flot. Secundaria	5	35	6.09	1500	5			25	14.6			60	14.6	15	70	3	13
1 limpia	3	25	8.69	1200	3.5	0.5	3	25	14.6				14.6	15			13
2 limpia	1	25	10.9	900	1.5	0.5	3	25	14.6				14.6	15			13
CONSUMO TOTAL REACTIVOS DE FLOTACION						1	6	60	58.4	0	130	58.4	60	210	13		65
					Ensayes Químicos												
					Recuperación %												
Etapas	% peso	Au (gr/ton)	Ag (gr/ton)	% Pb	% Zn	% Cu	% As	% Fe	% Au	% Ag	% Pb	% Zn	% Cu	% As	% Fe	Rxc	
1 concentrado	1.71	14.39	92	0.14	0.59	0.09	3.83	38.9871	14.13	6.92	1.53	3.74	4.02	11.56	10.32614	14.6	
2 concentrado	1.8325	14.80	109	0.25	0.63	0.10	4.39	42.928	15.58	8.79	2.97	4.27	4.67	14.20	12.18444	13.6	
3 concentrado	1.9775	14.38	102	0.20	0.59	0.10	4.16	41.1295	16.33	8.88	2.56	4.30	5.08	14.53	12.59769	12.6	
4 concentrado	2.3875	14.79	99	0.23	0.55	0.11	4.75	41.5518	20.28	10.40	3.70	4.89	6.42	19.99	15.36576	10.5	
∑ concentrados	7.9075	14.60	101	0.21	0.59	0.10	4.32	41.2104976	66.33	34.99	10.76	17.20	20.19	60.28	50.47403		
Medios	1.3425	4.00	114	0.39	0.72	0.17	1.60	12.5368	3.08	6.73	3.45	3.56	5.94	3.78	2.606885	12.6	
Medios 2	0.8025	12.00	81	0.20	0.34	0.10	5.24	31.6382	5.53	2.86	1.08	1.02	2.03	7.42	3.932582		
∑ colas	89.9475	0.49	14	0.14	0.24	0.03	0.18	3.085475	25.06	55.41	84.72	78.22	71.85	28.52	42.9865		
Total	100								100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0		
CABEZA CALCULADA																	
					1.74	22.72	0.15	0.57	6.456230818								
CABEZA ENSAYADA																	
					1.63	22.00	0.18	0.72	6.12								

7.3. Balance de contenido metálico de solución rica y colas.

Balance de contenido metálico de oro de solución rica y colas de lixiviación				
Prueba	1	P=340 Kpa	T = 50 °C	[CN]= 5.26 g/L
Componente Au	Peso y volumen	Ley	Contenido	Extracción
	(g, mL)	(g/ton), (ppm)	mg	%
Solución rica	500	11.4	5.7	74.9
Relaves	98.19	19.5	1.91	25.1
Cabeza	100	76.1	7.61	100
Cabeza analizada	82 g/ton	Cabeza calculada:		76.1 g/ton
Componente Ag	Peso y volumen	Ley	Contenido	Extracción
Cabeza	100	8232	823.2	100.00
Solución rica	500	1234	617	74.95
Colas	98.19	2100	206.2	25.05
cabeza analizada	922.4 g/ton			
Componente Au	peso	Ley	Contenido	Extracción
Cabeza	100	76.8	7.68	100.00
Solución rica	500	11.8	5.9	76.82
Colas	97.62	18.2	1.78	23.18
Cabeza Analizada:	82 g/ton	Cabeza Calculada:		76.8 g/ton
Componente Ag	peso	Ley	Contenido	Extracción
Cabeza	100	7251.02	725.1	100.00
Solución rica	500	1114	557	76.82
Colas	97.62	1722	168.1	23.18
Prueba	3	P=340 Kpa	T = 50 °C	[CN]= 15 g/L
Componente Au	peso	Ley	Contenido	Extracción
Cabeza	100	77.15	7.72	100.00
Solución rica	500	11.7	5.85	75.78
Colas	97.16	19.2	1.87	24.22
Cabeza Analizada:	82 g/ton	Cabeza Calculada		77.2 g/ton
Componente Ag	peso	Ley	Contenido	Extracción
Cabeza	100	8570.07	857	100.00
Solución rica	500	1434	717	83.66
Colas	97.16	1441	140.01	16.34

Balance de contenido metálico de oro de solución rica y colas de lixiviación				
Prueba	4	P=430 Kpa	T = 60 °C	[CN]= 5.26 g/L
Componente Au	Peso y volumen	Ley	Contenido	Extracción
	(g, mL)	(g/ton), (ppm)	mg	%
Cabeza	100	86.23	8.62	100.00
Solución rica	500	14.1	7.05	81.79
Colas	98.32	16	1.57	18.21
Cabeza analizada	82 g/ton	Cabeza calculada:		76.1 g/ton
Componente Ag	Peso y volumen	Ley	Contenido	Extracción
Cabeza	100	9353.36	935.34	100.00
Solución rica	500	1512	756	80.83
Colas	98.32	1824	179.34	19.17
cabeza analizada	922.4 g/ton			
Prueba	5	P=430 Kpa	T = 60 °C	[CN]= 10.52 g/L
Componente Au	peso	Ley	Contenido	Extracción
Cabeza	100	79.26	7.93	100.00
Solución rica	500	13.2	6.6	83.23
Colas	98.94	13.4	1.33	16.77
Cabeza Analizada:	82 g/ton	Cabeza Calculada:		76.8 g/ton
Componente Ag	peso	Ley	Contenido	Extracción
Cabeza	100	8630.49	863.04	100.00
Solución rica	500	1418	709	82.15
Colas	98.94	1557	154.05	17.85
Prueba	6	P=430 Kpa	T = 60 °C	[CN]= 15 g/L
Componente Au	peso	Ley	Contenido	Extracción
Cabeza	100	79.47	7.95	100.00
Solución rica	500	13.5	6.75	84.91
Colas	98.12	12.2	1.2	15.09
Cabeza Analizada:	82 g/ton	Cabeza Calculada		77.2 g/ton
Componente Ag	peso	Ley	Contenido	Extracción
Cabeza	100	8725.06	872.51	101.98
Solución rica	500	1516	758	86.88
Colas	98.12	1167	114.51	15.11

Balance de contenido metálico de oro de solución rica y colas de lixiviación				
Prueba	7	P=430 Kpa	T = 60 °C	[CN]= 5.26 g/L
Componente Au	Peso y volumen	Ley	Contenido	Extracción
	(g, mL)	(g/ton), (ppm)	mg	%
Cabeza	100	86.94	8.69	100.00
Solución rica	500	14.9	7.45	85.73
Colas	97.21	12.8	1.24	14.27
Cabeza analizada	82 g/ton	Cabeza calculada:		86.9 g/ton
Componente Ag	Peso y volumen	Ley	Contenido	Extracción
Cabeza	100	8087.6	808.76	100.00
Solución rica	500	1336	668	82.60
Colas	97.21	1448	140.76008	17.40
Prueba	8	P=430 Kpa	T = 60 °C	[CN]= 10.52 g/L
Componente Au	peso	Ley	Contenido	Extracción
Cabeza	100	87.51	8.75	100.00
Solución rica	500	15.3	7.65	87.43
Colas	97.45	11.3	1.1	12.57
Cabeza Analizada:	82 g/ton	Cabeza Calculada:		87.5 g/ton
Componente Ag	peso	Ley	Contenido	Extracción
Cabeza	100	9110.77	911.08	100.00
Solución rica	500	1614	807	88.58
Colas	97.45	1068	104.08	11.42
Prueba	9	P=430 Kpa	T = 60 °C	[CN]= 15 g/L
Componente Au	peso	Ley	Contenido	Extracción
Cabeza	100	87.87	8.79	100.00
Solución rica	500	15.3	7.65	87.03
Colas	96.34	11.8	1.14	12.97
Cabeza Analizada:	82 g/ton	Cabeza Calculada		87.87 g/ton
Componente Ag	peso	Ley	Contenido	Extracción
Cabeza	100	8669.97	867	100.00
Solución rica	500	1618	809	93.31
Colas	96.34	602	58	6.69