



INSTITUTO POLITÉCNICO NACIONAL
UNIDAD PROFESIONAL INTERDISCIPLINARIA DE INGENIERÍA
ZACATECAS

“Estudio de la flotación de piritas auríferas utilizando diferentes colectores y espumantes para la Unidad Minera Fresnillo PLC”

Trabajo escrito correspondiente a la opción de titulación
Curricular

Que para obtener el grado de
Ingeniero Metalúrgico

Alumnos

C. Simón García Félix

C. Samuel Esaú Guzmán Félix

Asesoran:

Dr. Alfonso Nájera Bastida
Ing. Adrián Tolentino Licona.

Octubre del 2019





Folio
UPIIZ/ESA/110/2022

Asunto
AUTORIZACIÓN DE IMPRESIÓN DE TRABAJO DE TITULACIÓN
SAMUEL ESAÚ GUZMÁN FÉLIX
INGENIERÍA METALÚRGICA
BOLETA: 2016670120
GENERACIÓN: 2015-2019

Zacatecas, Zac., a 13 de abril de 2022

El suscrito tengo el agrado de informar a usted, que habiendo procedido a revisar el trabajo de titulación que presenta con fines de titulación denominada:

"Estudio de la flotación de piritas auríferas utilizando diferentes colectores y espumantes para la Unidad Minera PLC"

Encontré que el citado **Trabajo de Titulación**, reúne los requisitos para **autorizar** la impresión y proceder a la presentación del Examen Profesional debiendo tomar en consideración las indicaciones y correcciones que al respecto se hicieron.

Dr. Alfonso Nájera Bastida





EDUCACIÓN
SECRETARÍA DE EDUCACIÓN PÚBLICA



Instituto Politécnico Nacional
"La Técnica al Servicio de la Patria"



Unidad Profesional Interdisciplinaria
de Ingeniería Zacatecas

Folio

UPIIZ/ESA/109/2022

100 Aniversario de la Escuela Superior de Ingeniería y Arquitectura
50 Aniversario de la UPIICSA
50 Aniversario del CECyT 10 "Carlos Vallejo Márquez"
25 Aniversario del CIECAS, CIITEC y del CIIDIR, Unidad Sinaloa

Asunto

DESIGNACIÓN DE ASESORES SAMUEL ESAÚ GUZMÁN FÉLIX
INGENIERÍA METALÚRGICA
BOLETA: 2016670120
GENERACIÓN: 2015-2019

Zacatecas, Zac., a 13 de abril de 2022

**C. SAMUEL ESAÚ GUZMÁN FÉLIX
PRESENTE**

Mediante el presente se hace de su conocimiento que este Departamento acepta que el **Dr. Alfonso Nájera Bastida** sea el **Asesor**, en el tema que propone usted a desarrollar como prueba escrita de la opción Curricular, con el título y contenido siguiente:

"Estudio de la flotación de piritas auríferas utilizando diferentes colectores y espumantes para la Unidad Minera PLC".

Se concede un plazo de máximo de un año, a partir de esta fecha, para presentarlo a revisión por el jurado asignado.



SECRETARÍA DE EDUCACIÓN PÚBLICA
INSTITUTO POLITÉCNICO NACIONAL
UNIDAD PROFESIONAL INTERDISCIPLINARIA
DE INGENIERÍA CAMPUS ZACATECAS
DEPARTAMENTO DE EVALUACIÓN
SEGUIMIENTO ACADÉMICO

[Signature]
Jefa del Departamento de Evaluación
y Seguimiento Académico



SECRETARÍA DE EDUCACIÓN PÚBLICA
INSTITUTO POLITÉCNICO NACIONAL
UNIDAD PROFESIONAL INTERDISCIPLINARIA
DE INGENIERÍA CAMPUS ZACATECAS
DIRECCIÓN

[Signature]
DR. Fernando Flores Mejía
Director de la UPIIZ



Autorización de uso de obra
INSTITUTO POLITÉCNICO NACIONAL

P r e s e n t e

Bajo protesta de decir verdad el que suscribe **Samuel Esaú Guzmán Félix**, estudiante del programa de **Ingeniería metalúrgica**, con número de boleta **2016670120**, adscrito a la Unidad Profesional Interdisciplinaria de Ingeniería campus Zacatecas; manifiesto ser autor y titular de los derechos morales y patrimoniales de la obra titulada **“Estudio de la flotación de piritas auríferas utilizando diferentes colectores y espumantes para la Unidad Minera PLC”**, en adelante **“El Trabajo Terminal”** y del cual se adjunta copia, por lo que por medio del presente y con fundamento en el Artículo 27 Fracción II, inciso b) de la Ley Federal del Derecho de Autor, otorgo al Instituto Politécnico Nacional, en adelante el **“IPN”**, autorización no exclusiva para comunicar y exhibir públicamente total o parcialmente en medios digitales (para fines académicos y de investigación, en el acervo bibliográfico digital de la Institución) **“El Trabajo Terminal”** por un periodo de 2 años, contado a partir de la fecha de la presente autorización, dicho periodo se renovará automáticamente en caso de no dar aviso expreso al **“IPN”** de su terminación.

En virtud de lo anterior, el **“IPN”** deberá reconocer en todo momento mi calidad de autor de **“El Trabajo Terminal”**.

Adicionalmente, y en mi calidad de autor y titular de los derechos morales y patrimoniales de **“El Trabajo Terminal”**, manifiesto que el mismo es original y que la presente autorización no contraviene a ninguna otra otorgada por el suscrito respecto de **“El Trabajo Terminal”**, por lo que deslindo de toda responsabilidad al **“IPN”** en caso de que el contenido de **“El Trabajo Terminal”** o la autorización concedida afecte o viole derechos autorales, industriales, secretos industriales, convenios o contratos de confidencialidad o en general cualquier derecho de propiedad intelectual de terceros y asumo las consecuencias legales y económicas de cualquier demanda o reclamación que puedan derivarse del caso.

Zacatecas, Zac., a 13 de abril de 2022.

Atentamente



Samuel Esaú Guzmán Félix

Autorización de uso de obra

**Instituto Politécnico Nacional
P r e s e n t e**

Bajo protesta de decir verdad *los* que suscriben **Simón García Félix y Samuel Esaú Guzmán Félix**, estudiante del programa de Ingeniería Metalúrgica, con numero de boleta **2016670026 y 2016670120 respetivamente**, adscrito a la Unidad Profesional Interdisciplinaria de Ingeniería campus Zacatecas; manifiesto ser autores y titular(es) de los derechos morales y patrimoniales de la obra titulada **“Estudio de la flotación de piritas auríferas utilizando diferentes colectores y espumantes para la Unidad Minera Fresnillo PLC”**, en adelante “El Trabajo de Titulación” y de la cual se adjunta copia, por lo que por medio del presente y con fundamento en el artículo 27 fracción II, inciso b) de la Ley Federal del Derecho de Autor, otorgo a el Instituto Politécnico Nacional, en adelante El IPN, autorización no exclusiva para comunicar y exhibir públicamente total o parcialmente en medios digitales “El Trabajo de Titulación” por un periodo **indefinido** contando a partir de la fecha de la presente autorización, dicho periodo se renovará automáticamente en caso de no dar aviso expreso a “El IPN” de su terminación.

En virtud de lo anterior, “El IPN” deberá reconocer en todo momento mi calidad de autor de “El Trabajo de Titulación”.

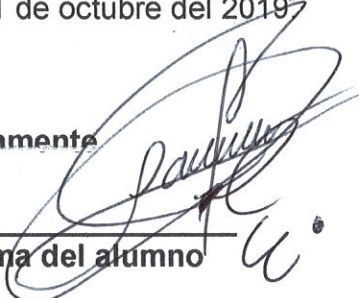
Adicionalmente, y en mi calidad de autor y titular de los derechos morales y patrimoniales de “El Trabajo de Titulación”, manifiesto que la misma es original y que la presente autorización no contraviene ninguna otorgada por el suscrito respecto de “El Trabajo de Titulación”, por lo que deslindo de toda responsabilidad a El IPN en caso de que el contenido de “El Trabajo de Titulación” o la autorización concedida afecte o viole derechos autorales, industriales, secretos industriales, convenios o contratos de confidencialidad o en general cualquier derecho de propiedad intelectual de terceros y asumo las consecuencias legales y económicas de cualquier demanda o reclamación que puedan derivarse del caso.

Zacatecas, Zac., a 31 de octubre del 2019

Atentamente

Simón García Félix

Nombre y firma del alumno



Agradecimientos

Dedico este trabajo principalmente a mis padres Josefina Félix y Héctor García por a haberme apoyado en cada proyecto y por haberme dado la oportunidad de poder estudiar y formarme como profesional. A mi madre, por ser el pilar más importante y por demostrarme siempre su aprecio y apoyo incondicional.

El presente trabajo está dedicado todas las personas que se han esmerado para poder llevar esto a cabo, principalmente a mis padres Raúl Alfonso Guzmán Fernández y Máyela Félix Salazar que no ser por su gran apoyo, cariño y comprensión que se me ha brindado no habría sido esto posible. Le agradezco profundamente a mi familia por haber estado conmigo apoyándome durante esta etapa.

Gracias a los profesores que nos fueron formando durante esta carrera, alentándonos a superarnos y a ser cada día mejores, en especial a nuestros asesores, el Dr. Alfonso Nájera Bastida, Ing. Adrián Tolentino, al Dr. Roberto Zárate, y al Dr. José Emmanuel Borjon Rivera. Por ser de gran apoyo en la elaboración del presente trabajo, guiándonos de la mejor manera para tener el mejor trabajo.

Gracias a la Unidad Minera Fresnillo PLC, por habernos abierto las puertas en la empresa y darnos la oportunidad de desarrollar la experimentación debida para llevar a cabo este proyecto además de habernos brindado el apoyo y las herramientas necesarias para llevarlo a cabo. Un especial agradecimiento a las personas de la Unidad Minera por el gran apoyo brindado durante este periodo de tiempo que se laboró en la empresa.

Índice General

Índice de tablas	I
Índice de figuras.....	VI
Nomenclatura.....	VII
Resumen.....	1
Abstrac	2
CAPITULO I.....	4
1.Introducción.....	4
1.2 Antecedentes (Agregar antecedentes).....	6
1.3 Justificación.....	10
1.4 Planteamiento del problema.....	10
1.5 Hipótesis.....	11
1.6 Objetivo general	11
1.6.1 Objetivo específico.....	11
CAPITULO II.....	12
2. Marco teórico.....	12
2.1. Flotación	12
2.1.1 Fase Gaseosa	13
2.1.2 Fase liquida.	14
2.1.3 Fase solida	14
2.2 Fisicoquímica de Superficies.....	15
2.2.1 Tensión Superficial.	15
2.2.2 Efecto del pH	16
2.2.3 Potencial Zeta.....	17
2.3 Termodinámica de adhesión partícula-mineral.....	18
2.3.1 Angulo de contacto	18

2.3.2 Propiedades superficiales.....	19
2.3.3 Reacción redox.....	20
2.4 Reactivos de flotación	21
2.4.1 Clasificación de los reactivos.....	22
2.4.2 Colectores.....	22
2.4.2.1 Clasificación de los colectores.....	22
2.4.2.2 Colectores aniónicos.....	23
2.4.2.2.1 Colectores aniónicos sulfhidrúlicos.....	23
2.4.2.2.1.1 Xantatos.....	23
2.4.2.2.1.2 Ditioposfosatos	24
2.4.2.2.1.3 Ditiocarbamatos	24
2.4.2.2.1.4 Tioles mercaptanos.....	24
2.4.2.2.1.5 Dixantogenatos	25
2.4.2.2.2 Colectores aniónicos oxidrúlicos	25
2.4.2.3 Colectores catiónicos	25
2.4.2.4 Colectores no-iónicos.....	26
2.5 Mecanismo de colección	26
2.6 Teoría física de adsorción	27
2.7 Modificadores	27
2.8 Agentes activadores	28
2.9 Agentes depresores	29
2.10 Agentes reguladores del medio y dispersantes.....	30
2.11 Espumantes	30
2.11.1 Naturaleza química de los espumantes	31
2.12 Flotación selectiva.....	32

2.13 Etapas de un circuito de flotación.....	32
2.14 Mecanismo de flotación.....	33
CAPITULO III METODOLOGIA Y EXPERIMENTACION	34
3.1 Matriz de combinaciones.....	34
3.2 Desarrollo experimental.....	34
3.2.1 Toma de muestra.....	35
3.2.2 Homogenización del compuesto de colas y jales.....	37
3.2.3 Pruebas de flotación.....	37
3.2.4 Preparación de reactivos.....	38
3.2.5 Flotaciones	38
3.2.6 Pruebas de molienda.....	40
3.2.7 Determinación de tamaño de partícula en el cyclocizer.....	42
3.2.8 Análisis químico de muestras.....	42
3.2.9 Análisis de muestras por la vía seca.....	44
CAPITULO IV	45
4. Análisis de resultados y discusión.....	45
4.1.1 Determinación de tiempo de molienda.....	47
4.1.2 Flotaciones de pirita (Reactivos Teutón)	50
4.1.2.1 Compósito de Colas de Zn.....	50
4.1.2.2 Comportamiento de ORP vs Tiempo	53
4.1.3 Pruebas de flotación (Reactivos Flottec).....	54
4.1.3.1 Compósito de colas de Zn	54
4.1.3.2 Comportamiento de ORP vs Tiempo	58
4.1.4 Combinaciones de reactivos con mayor recuperación de Oro, Plata y Hierro para el compuesto de Colas de Zn.....	59

4.1.5 Flotaciones de pirita (Teutón).....	61
4.1.5.1 Compósito de Colas de Zn y Jales.	61
4.1.5.2 Comportamiento de ORP vs Tiempo	64
4.1.6 Pruebas de flotación (Flottec).....	65
4.1.6.1 Compósito colas y jales	65
4.1.6.2 Comportamiento de ORP vs Tiempo	68
4.1.7 Combinaciones de reactivos con mayor recuperación de Oro, Plata y Hierro para el compósito de CJ.....	69
4.1.8 Análisis de los resultados de ORP con el diagrama de Pourbaix.....	71
4.1.9 Determinación de óxidos con EDTA.....	72
CAPITULO V	74
5.1 Conclusiones.....	74
5.3 Referencias	76
5.4 Anexos	78

Índice de figuras

Figura 1 Mineral de Pirita [1]	5
Figura 2 Comportamiento de las partículas en la flotación. [4].....	6
Figura 3 Esquema representativo de la máquina de flotación [1].....	13
Figura 4 Interacción de las fases (líquido, sólido, gaseoso) de flotación. [4].....	15
Figura 5 Potencial Z vs pH. [10]	16
Figura 6 Doble capa eléctrica donde la superficie sólida está cargada positivamente y, por lo tanto, los iones negativos se acumulan en las proximidades de la superficie sólida. [11].....	17
Figura 7 Potencial Z [3]	18
Figura 8 Angulo de contacto en las interfaces, teniendo ángulos mayores a 90° corresponde a partículas hidrofóbicas y ángulos menores a 90° corresponden a partículas hidrofílicas. [5].....	19
Figura 9 ORP vs Concentración de los colectores [11].....	20
Figura 10 Reactivos de flotación. [6]	21
Figura 11 Diagrama de proceso general para la experimentación de las pruebas de flotación.....	35
Figura 12 Diagrama de proceso para la toma de muestras provenientes de cola de Zn en circuito de flotación.....	36
Figura 13 Esquema de flotación estándar	40
Figura 14 Diagrama de proceso de las pruebas de molienda.	41
Figura 15 Diagrama del proceso de Vía húmeda.....	43
Figura 16 Diagrama de proceso de vía seca.....	44
Figura 17 Inclusión de oro electrum en amkerita. Fracción +270 mallas.....	45
Figura 18 Inclusiones de especies de plata en cuarzo. Fracción +270 mallas.....	46
Figura 19 Aguilarita como inclusión en pirita y en contacto con galena. Fracción +270 mallas.....	46
Figura 20 Distribución AC (-) vs Tamaño de micras, empleando 1000gr de mineral del compuesto jales y colas de Zn.....	47

Figura 21 Distribución AC (-) vs Tamaño de micras, empleando 1000gr de mineral del compósito jales y colas de Zn, a una remolienda de 3 min en el molino Vertí-mil.	48
Figura 22 Distribución AC (-) vs Tamaño de micras, empleando 1000gr de mineral del compósito jales y colas de Zn, a una remolienda de 5 min en el molino Vertí-mil.	48
Figura 23 Distribución AC (-) vs Tamaño de micras, empleando 200 gr de mineral del compósito jales y colas de Zn.....	48
Figura 24 Distribución AC (-) vs Tamaño de micras, empleando 200gr de mineral del compósito jales y colas de Zn, a una remolienda de 3 min en el molino Vertí-mil.	49
Figura 25 Distribución AC (-) vs Tamaño de micras, empleando 200 gr de mineral del compósito jales y colas de Zn, a una remolienda de 5 min en el molino Vertí-mil.	49
Figura 26 Flotaciones %REC.ACUM. Fe vs Tiempo (min) de Fe, para pruebas de flotación empleando 1000g de mineral de Colas de Zn y diferentes combinaciones de reactivos.	51
Figura 27 Flotaciones %REC.ACUM. Fe vs %REC.ACUM. Au, para pruebas de flotación empleando 1000g de mineral de Colas de Zn y diferentes combinaciones de reactivos.	51
Figura 28 Flotaciones %REC.ACUM. Fe vs %REC.ACUM. Au, para pruebas de flotación empleando 1000g de mineral de Colas de Zn y diferentes combinaciones de reactivos.	52
Figura 29 Flotaciones %REC.ACUM. Fe vs %REC.ACUM. Zn, para pruebas de flotación empleando 1000g de mineral de Colas de Zn y diferentes combinaciones de reactivos.	52
Figura 30 Grafico de ORP vs Tiempo para las diferentes combinaciones de reactivos del compósito de Colas de Zn.	53
Figura 31 Grafico de pH vs Tiempo para las diferentes combinaciones de reactivos del compósito de Colas de Zn.....	53

Figura 32 Grafico de recuperación acumulada de Fe para cada combinación de reactivos, para el compósito de Colas de Zn.....	54
Figura 33 Grafico de recuperación acumulada de hierro vs recuperación acumulada de oro para el compósito de colas de Zn.	55
Figura 34 Grafico de recuperación acumulada de hierro vs recuperación acumulada de plata para el compósito de colas de Zn.....	56
Figura 35 Grafico de recuperación acumulada de hierro vs recuperación acumulada de zinc para el compósito de colas de Zn.	57
Figura 36 Grafico de ORP vs tiempo para todas las combinaciones de reactivos para el compósito de colas de Zn.....	58
Figura 37 Grafica de pH contra tiempo para las diferentes combinaciones de reactivos.....	59
Figura 38 Grafico de por ciento de recuperación acumulado de oro contra tiempo.	60
Figura 39 Grafico de por ciento de recuperación acumulado de Ag contra tiempo.	60
Figura 40 Grafico de por ciento de recuperación acumulado de Fe contra tiempo.	61
Figura 41 Flotaciones %REC.ACUM. Fe vs Tiempo (min) de Fe, para pruebas de flotación empleando 1000g de mineral de Colas de Zn y Jales para diferentes combinaciones de reactivos.	62
Figura 42 Flotaciones %REC.ACUM. Fe vs %REC.ACUM. Au, para pruebas de flotación empleando 1000g de mineral de Colas de Zn y Jales para diferentes combinaciones de reactivos.	62
Figura 43 Flotaciones %REC.ACUM. Fe vs %REC.ACUM. Au, para pruebas de flotación empleando 1000g de mineral de Colas de Zn y Jales para diferentes combinaciones de reactivos.	63
Figura 44 Flotaciones %REC.ACUM. Fe vs %REC.ACUM. Zn, para pruebas de flotación empleando 1000g de mineral de Colas de Zn y Jales para diferentes combinaciones de reactivos.	63

Figura 45 Grafico de ORP vs Tiempo para las diferentes combinaciones de reactivos del compósito de Colas de Zn y Jales.....	64
Figura 46 Grafico de pH vs Tiempo para las diferentes combinaciones de reactivos del compósito de Colas de Zn.....	64
Figura 47 Grafico de recuperación acumulada de Fe para cada combinación de reactivos, para el compósito de Jales y Colas.....	65
Figura 48 Grafico de recuperación acumulada de hierro vs recuperación acumulada de oro para el compósito de colas y jales	66
Figura 49 Grafico de recuperación acumulada de hierro vs recuperación acumulada de plata para el compósito de colas y jales.....	67
Figura 50 Grafico de recuperación acumulada de hierro vs recuperación acumulada de plata para el compósito de colas y jales.....	67
Figura 51 Grafico de ORP contra tiempo para pruebas con el concentrado de colas más jales.	68
Figura 52 Grafico de pH contra Tiempo para las diferentes combinaciones de reactivos.....	69
Figura 53 Grafico de por ciento de recuperación acumulado de oro contra tiempo.	69
Figura 54 Grafico de por ciento de recuperación acumulado de plata contra tiempo.	70
Figura 55 Grafico de por ciento de recuperación acumulado de plata contra tiempo.	71
Figura 56 Diagrama de porubaix para un sistema Fe-S-H ₂ O.	71
Figura 57 Porcentaje de Pb oxidado en el compósito de CJ.....	72
Figura 58 Porcentaje de Zn oxidado en el compósito de CJ.	73
Figura 59 Porcentaje de Fe oxidado en el compósito de CJ.	73
Figura 60 Balance metalúrgico acumulativo para prueba con reactivo KAX-41-T-225	84
Figura 61 Balance metalúrgico acumulativo para prueba con reactivo KAX-41-T-240	85

Figura 62 Balance metalúrgico acumulativo para prueba con reactivo KAX-41-1-AG	85
Figura 63 Balance metalúrgico acumulativo para prueba con reactivo XAP-T-225	85
Figura 64 Balance metalúrgico acumulativo para prueba con reactivo XAP-T-240	86
Figura 65 Balance metalúrgico acumulativo para prueba con reactivo XAP-1-AG	86
Figura 66 Balance metalúrgico acumulativo para prueba con reactivo KAX-41-T-225	86
Figura 67 Balance metalúrgico acumulativo para prueba con reactivo KAX-41-T-240	87
Figura 68 Balance metalúrgico acumulativo para prueba con reactivo KAX-41-1-AG	87
Figura 69 Balance metalúrgico acumulativo para prueba con reactivo XAP-T-225	87
Figura 70 Balance metalúrgico acumulativo para prueba con reactivo XAP-T-240	88
Figura 71 Balance metalúrgico para prueba con reactivo XAP	88
Figura 72 Balance metalúrgico acumulativo para prueba con reactivo XAP	88
Figura 73 Balance metalúrgico para prueba con reactivo SIPX	88
Figura 74 Balance metalúrgico acumulativo para prueba con reactivo SIPX	89
Figura 75 Balance metalúrgico para pruebas con reactivo 2041	89
Figura 76 Balance metalúrgico acumulativo para pruebas con reactivo 2041	89
Figura 77 Balance metalúrgico para pruebas con reactivo 2044	89
Figura 78 Balance metalúrgico acumulativo para pruebas con reactivo 2044	89
Figura 79 Balance metalúrgico para pruebas con reactivo 2091	89
Figura 80 Balance metalúrgico acumulativo para pruebas con reactivo 2091	89
Figura 81 Balance metalúrgico para pruebas con reactivo XAP	90
Figura 82 Balance metalúrgico acumulativo para pruebas con reactivo XAP	90
Figura 83 Balance metalúrgico para pruebas con reactivo SIPX	90
Figura 84 Balance metalúrgico acumulativo para pruebas con reactivo SIPX	90

Figura 85 Balance metalúrgico para pruebas con reactivo 2041.....	90
Figura 86 Balance metalúrgico acumulativo para pruebas con reactivo 2041.	90
Figura 87 Balance metalúrgico para pruebas con reactivo 2044.....	91
Figura 88 Balance metalúrgico acumulativo para pruebas con reactivo 2044.	91
Figura 89 Balance metalúrgico para pruebas con reactivo 2091.....	91
Figura 90 Balance metalúrgico acumulativo para pruebas con reactivo 2091.	91

Índice de tablas

Tabla 1 Reactivos que modifican en pH.....	17
Tabla 2 Clasificación de colectores.	23
Tabla 3 Clasificación de los activadores.	29
Tabla 4 Clasificación de los espumantes.	32
Tabla 5 Matriz de combinación para reactivos de la empresa Flottec.....	34
Tabla 6 Matriz de combinación de reactivos de la empresa Química Teutón	34
Tabla 7 Tabla de preparación de reactivos usados en las pruebas de flotación. ...	38
Tabla 8 Tamaño de partícula del mineral del composito de Jales y Colas de Zn a diferente tiempo de remolienda. (Ver anexo 1)	50
Tabla 9 Propiedades físicas del Colector 2041	78
Tabla 10 Propiedades físicas del Colector 2044	79

Símbolos y nomenclaturas.

IDENTIFICACIÓN	ABREVIATURA
Potencial Oxido Reducción	ORP
Potencial de hidrogeno	pH
Micrómetros	µm
Análisis granulométrico	ANGRA
Gramos por tonelada	g/t
Porcentaje de recuperación	%REC
Porcentaje de recuperación acumulada	%REC.ACUM.
Tamaño 80%, pasante en el producto que va a flotación.	P80
Acumulativo positivo	AC(+)
Acumulativo negativo	AC(-)
Compósito de colas de Zn y Jales	CJ
Cal	Ca(OH) ₂
Ceniza de soda	Na ₂ CO ₃
Acido sulfuroso	H ₂ SO ₄
Acido Etilendiamino-tetracético de sodio	EDTA
Plomo	Pb
Cobre	Cu
Hierro	Fe
Zinc	Zn
Oro	Au
Plata	Ag
Azufre	S
Agua	H ₂ O
Remolienda	Remol.
Minuto	Min.

Por ciento de hierro extractable	%Feex
Por ciento de plomo extractable	%Pbex
Por ciento de zinc extractable	%Znex
Potencial (v)	Eh
Microscopio electrónico de barrido.	MEB

Resumen

La creciente demanda de los metales preciosos que se crea a lo largo de los años en el mundo es cada vez más grande lo que hace que los procesos de explotación de yacimientos sean cada vez más difíciles ya que las leyes de los metales han ido bajando. La constante innovación en la industria minero-metalúrgica ha creado las tecnologías necesarias para la explotación de menas con leyes cada vez más bajas, teniendo cada vez mejores recuperaciones. El mineral de pirita es uno de los óxidos más abundantes en el planeta el cual se encuentra mayormente asociado a metales valiosos como el oro, es por esto que cada vez se ha hecho más interesante el beneficio de este mineral.

Para el presente trabajo se desarrollaron pruebas de flotación para la unidad minera de Fresnillo PLC S.A de C.V. en las cuales se estuvo trabajando con mineral proveniente de las colas finales del proceso de flotación y con un compósito elaborado de una mezcla de Jales (34%) y colas (66%) las cuales se trabajaron con una granulometría a un p80 de 22 μ m, para obtener esta granulometría se realizó una experimentación en el molino vertical realizando pruebas a tiempos de 0, 3, y 5 min.

Se realizaron 11 diferentes combinaciones de reactivos las cuales se utilizaron para diferentes pruebas de flotación en los dos compósitos de minerales que se obtuvieron con el objeto de determinar cuál de estas se ve más benéfica para una buena recuperación de piritas, en conjunto con la recuperación de oro. En las diferentes pruebas de flotación se evaluó el uso de las diferentes combinaciones de reactivos, utilizando las mismas dosificaciones y trabajando con los mismos parámetros para todas las pruebas de flotación realizadas. Durante las pruebas se estuvo monitoreado el ORP y pH para conocer con estos valores en que rangos se encuentra la partícula, con la ayuda del diagrama de Pourbaix se conoció en que zona se encuentra el mineral y como nos beneficia o afecta esto en la flotación.

Se encontró que las combinaciones de reactivos más selectivos para la recuperación de piritas en comparación con la recuperación de oro y plata fueron las combinaciones 2044, 2091, KAX41-T225, XAP-T225, XAP-T240.

Palabras claves: Mineral, pirita, óxidos, metales, pruebas de flotación, compósito, granulometría, p80, 22 μ m, reactivos, recuperación, dosificación, ORP y pH.

Abstract

The growing demand for precious metals that is created over the years in the world is increasingly large which makes the processes of exploitation of deposits are increasingly difficult as the laws of metals have been declining. The constant innovation in the mining-metallurgical industry has created the necessary technologies for the exploitation of ores with ever-lower grades, having better and better recoveries. The mineral of pyrite is one of the most abundant oxides on the planet, which is mostly associated with valuable metals such as gold, which is why the benefit of this mineral has become increasingly interesting.

For the present work, flotation tests were developed for the mining company Fresnillo PLC S.A de C.V. in which work was carried out with mineral from the final tails of the flotation process and with a composite made from a mixture of Jales (34%) and tails (66%) which were worked with a granulometry at a p80 of 22 μ m, To obtain this granulometry, an experiment was carried out in the vertical mill performing tests at times of 0, 3, and 5 min.

Eleven different combinations of reagents were used which were used for different flotation tests in the two mineral composites that were obtained in order to determine which of these is more beneficial for a good recovery of pyrites, in conjunction with the recovery of gold. In the different flotation tests, the use of the different combinations of reagents was evaluated, using the same dosages and working with the same parameters for all the flotation tests carried out. During the tests, the ORP and pH were monitored to know with these values in which ranges it is, with the help of the Pourbaix diagram it was known in which zone the mineral is and how it benefits or affects this in the flotation.

It was found that the most selective reagent combinations for the recovery of pyrites compared to gold and silver recovery were combinations 2044, 2091, KAX41-T225, XAP-T225, XAP-T240.

Keywords: Mineral, pyrite, oxides, metals, flotation tests, compound, granulometry, p80, 22um, reagents, recovery, dosage, ORP, and pH.

CAPITULO I

1. Introducción

La pirita es un mineral conocido desde la antigüedad. Los griegos denominaban como pirita a algunos minerales que al ser golpeados o frotados desprendían chispas. En el siglo XVI se restringió a los sulfuros metálicos y en el siglo XVIII se acordó que las piritas eran tres: arsenopirita, calcopirita y pirita propiamente dicha. Hasta el siglo XIX el término no adquirió su significado actual. La pirita ha engañado a más de un buscador inexperto de oro por su semejanza con el metal precioso (por eso se la denominó oro de los tontos). [1]

Aparece en grandes concentraciones de distinto origen. Así es un mineral muy común en todos los yacimientos de sulfuros metálicos y en casi todas las rocas. La pirita es un mineral de la clase de los sulfuros. La pirita es opaca, de color amarillo, brillo metálico, gran dureza (D 6-6.5 en la escala de Mohs, no se raya con el acero), y color de la raya pardo-oscuro verdoso (el color de la raya se obtiene frotando la muestra sobre una superficie de porcelana sin vidriar).

En la naturaleza se encuentra como cristales aislados en forma de cubos, cubo-octaedro, piritoedros o en macla de cruz de hierro. Las caras de los cubos están normalmente rayadas con estrías. También lo hace de forma masiva, con este hábito suele confundirse con la calcopirita (más amarilla, con menor dureza, ya que se raya con el acero, y en la mayoría de los casos con costras verdes o/y azules) y la marcasita (poliformo de la pirita; se diferencia de ésta por presentar un color más claro y por el hábito: estalactítico, reniforme). En ocasiones se presenta de forma framboidal. utónicas, volcánicas, sedimentarias, y metamórficas. Propiedades de la pirita:

- Color: Amarillo- latón.
- Densidad: 4.95-5.10 g/cm³.
- Sistema cristalino: Cubico.
- Dureza: 6-6.5 en la escala de Mohs.
- Fractura: Concoidea.
- Brillo: Metálico.



Figura 1 Mineral de Pirita [1]

La pirita es un mineral del grupo de los sulfuros cuya fórmula química es FeS_2 . Se compone de un 53,48% de azufre y un 46,52% de hierro. [2]

La flotación es uno de los procesos de concentración de minerales más usados en la industria minera debido a que es un proceso versátil que funciona igualmente bien en mezclas de sulfatos, óxidos, sílices y otros minerales. Está basado en fenómenos fisicoquímicos, los fenómenos físicos son aquellos que le permiten conservar sus características propias y su forma inicial, y los fenómenos químicos son aquellos cambios que se producen en la materia y hace que tenga propiedades distintas. [1]

El método de flotación por espumas fue patentado en 1906 y ha permitido la explotación de yacimientos complejos y de bajos contenidos metálicos, los cuales habrían sido dejados como marginales sin la ayuda de la flotación. En su forma más simple, es un proceso de gravedad modificado en el que el mineral metálico finamente triturado se mezcla con un líquido, generalmente agua. El metal o compuesto metálico suele flotar, mientras que la ganga se va al fondo. En algunos casos ocurre lo contrario. En la mayoría de los procesos modernos se emplean aceites u otros agentes tenso activos para ayudar a flotar al metal o a la ganga.

Los procesos de flotación contemplan la presencia e interacción de tres fases:

- Fase sólida. Son los minerales, los cuales se van a separar.
- Fase líquida. Es el agua, que tiene propiedades específicas que la convierten en el medio ideal para la separación.

- Fase gaseosa. El gas más utilizado en las separaciones es el aire, el cual se inyecta en la pulpa, neumática o mecánicamente, para poder formar las burbujas.

La flotación es un proceso fisicoquímico de separación de minerales o compuestos finamente molidos, basados en las propiedades superficiales de los minerales (mojabilidad), que hace que un mineral o varios se queden en una fase o pasen a otra. Se trata fundamentalmente de un fenómeno de comportamiento de sólidos frente al agua. Los metales nativos, sulfuros o especies como el grafito, carbón bituminoso, talco y otros son poco mojables por el agua y se llaman minerales hidrofóbicos. Por otra parte, los sulfatos, carbonatos, fosfatos, etc. Son hidrofílicos o sea mojables con el agua. [3]

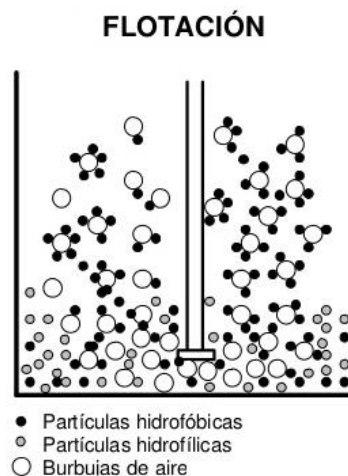


Figura 2 Comportamiento de las partículas en la flotación. [4]

Los procesos de flotación derivan del principio fundamental de Arquímedes es un principio físico que afirma que: «Un cuerpo total o parcialmente sumergido en un fluido en reposo, recibe un empuje de abajo hacia arriba igual al peso del volumen del fluido que desaloja».

1.2 Antecedentes

- 1.2.1. Los ingenieros (Zhao Cao, Xumeng Chen, Yongjun Peng) [5], en el año de 2018. Trabajaron con minerales de pórfido donde se estudió el uso de sulfosales de sodio para la flotación de pirita deprimida en la

flotación calcopirita. El oro se encuentra comúnmente presente como oro libre, oro asociado al cobre y oro asociado a la pirita, que se recuperan a través de separación por gravedad, y procesos de flotación para el cobre y la pirita, en la flotación de cobre, el oro es atrapado con minerales de cobre, mientras que la pirita se deprime con el fin de producir un concentrado de cobre-oro vendible. Después de esto, la pirita deprimida se activa y se flota para recuperar el oro restante asociado con pirita. Para la activación de la pirita se utilizaron sulfosales de sodio, la recuperación de pirita aumento agregando la Na_2S donde se encontró que para tener recuperaciones de pirita de un 74% se tiene que aplicar una dosis de 484 g/t de Na_2S . indicando que se produjeron algunos productos hidrófobos con la adición de este reactivo lo cual promovió la flotación de la pirita. Se han realizado pocos estudios para entender el papel del Na_2S en la flotación de la pirita contenida en la calcopirita. [5]

- 1.2.2. (Xialing Yang, Boris Albijan, Guangye Liu en el año de 2012) [6]. Trabajaron con la relación entre la estructura y la actividad que tienen los xantatos con diferentes grupos hidrófobos en la flotación de pirita. Se realizaron investigaciones con colectores de xantato que han sido utilizados industrialmente para la flotación de pirita por la industria del oro. En este trabajo el método de la teoría funcional utilizando la densidad, las propiedades químicas cuantitativas de los derivados de xantatos y sus interacciones con Fe^{3+} , $\text{Fe}(\text{OH})^{2+}$, y el grupo de la pirita. Se evaluaron los efectos de la solvatación junto con el rendimiento de los Xantatos. Se encontró que basándose en las energías de interacción de los xantatos de alquilo con $\text{Fe}(\text{OH})^{2+}$, y el grupo de la pirita, la quimisorción de los xantatos de alquilo en la estructura de la pirita es favorable. Y los compuestos de los xantatos hidroxoférricos forman la capa hidrófoba responsable de la flotación de la pirita. [6]
- 1.2.3. B. McFaczean, SS Mhlang, CT O'Connor, (2013) [7]. Trabajaron con las mezclas de colectores que se utilizan comúnmente en la flotación

de sulfuros de metales base. En el estudio actual la investigación que se realizó para la fase espuma, se introdujo para determinar los beneficios que se observan durante las microflotaciones realizadas. Las pruebas se realizaron con los minerales galena y pirita, siendo probados por separado, los resultados prueban que se obtuvo una recuperación de galena más alta (92.5%) cuando se utiliza la mezcla 10:90 de Xantato de etilo con dietil di fosfato, El mejor colector de pirita fue la mezcla 75:25 de xantato isobutilico. Logrando la recuperación más alta de 93.4%. Por lo tanto se encontró que las mezclas seleccionadas podrían aumentar la recuperación sobre la adición de un colector, estos se encontraron al ser mezclas de colectores débiles y fuertes. [7]

- 1.2.4. De acuerdo a (Valderrama Pausin, Castillo L.) [4]. se realizó la investigación se tuvo por objetivo estudiar la factibilidad técnica de obtener un concentrado de pirita a partir del relave de cobre de la planta Manuel Antonio Matta Ruiz. Fueron realizada pruebas en tubo Hallimond para determinar la flotabilidad de la pirita en el intervalo de pH de 5 a 11, previo acondicionamiento del material a pH 11 con el colector AERO 404, determinándose que la pirita posee una excelente flotabilidad en pH 5 a 8. Una segunda etapa consistió en realizar pruebas de flotación en la celda Denver D-12, de acuerdo a un diseño experimental del tipo 2n, las variables a estudiar fueron dosificación de colector A-404 entre 10 a 50 g/t, espumantes MIBC y D-250 en el rango de 5 a 10 g/t y el tiempo de acondicionamiento. El análisis de las variables indicó que la de mayor importancia en los índices de recuperación metalúrgica y ley de pirita en el concentrado fue la dosificación de colector, las otras variables en estudio presentaron una incidencia de poca importancia. Además, mediante cinéticas fueron determinados los tiempos de flotación rougher en 10 minutos; scavenger y cleaner en 10 minutos y second cleaner en 3,6 minutos. [4]

1.2.5. De acuerdo al estudio realizado en el año del 2002 en Venezuela por los Ingenieros (C. di Yorio, B. Calles, Y. Peña, E García Carcedo, J.N. Ayala, N. Cornejo, A. Hernández y N. Munroe) [8]. Se muestra en el presente trabajo, el estudio de la flotabilidad de la pirita aurífera mediante el uso de la flotación en columna, tomando en consideración su granulometría, extremadamente fina, y la presencia de cianuro residual del propio proceso de cianuración. A la vista de los resultados preliminares, se decidió estudiar tres variables: pH, dosis de reactivo (Aero promotor 407) y tiempo de acondicionamiento. El pH se varió entre 4.5 y 6.0; la dosis de reactivo entre 33.3 y 133.3 g/t y el tiempo de acondicionamiento entre 1 y 5 min; todas las demás condiciones se mantuvieron fijas. Se analizó el contenido de azufre para todos los concentrados obtenidos en los ensayos de flotación. Se determinó que el pH de la pulpa y la interferencia iónica sobre la adsorción del colector en la superficie del mineral ejercen una notable influencia sobre la recuperación y la calidad de los concentrados. Los mejores resultados se obtuvieron a condiciones de pH 4.5 y 5.0, con 1 y 3 min de acondicionamiento, respectivamente. La cantidad de reactivo más satisfactoria fue 66.6 g por tonelada de desechos de procesos de cianuración [8]

1.3 Justificación

La pirita es el mineral tipo sulfuro más comúnmente asociado a metales preciosos como el oro. Hasta hace unos años atrás, la pirita era considerada como ganga mineral y generalmente no es deseable en el beneficio de minerales. Sin embargo, la pirita es recuperada y concentrada cuando contiene valores de elementos como oro y plata.

El desarrollo y selección de nuevos reactivos de flotación se puede tratar desde dos puntos de vista. El primero, punto de vista teórico, es la de obtener información sobre las interacciones químicas entre los grupos funcionales de los átomos y los iones de la red cristalina mineral. El segundo, punto de vista experimental, es la de obtener la mayor recuperación del mineral de interés en función de la combinación de reactivos utilizados.

El presente trabajo tiene como enfoque principal evaluar experimentalmente diferentes combinaciones de reactivos de flotación, colectores y espumantes sobre la selectividad de piritas auríferas. Dicho concentrado representará la alimentación para la planta de lixiviación dinámica en la Unidad Minera Fresnillo PLC.

1.4 Planteamiento del problema

Las tendencias actuales en la mejora y uso eficiente de los agentes de flotación cubren el desarrollo de reactivos altamente selectivos para los minerales de interés comercial. Esto ha permitido lograr una mayor recuperación de minerales con leyes bajas. Además, las necesidades ambientales y económicas del tratamiento de minerales considerados como desechos, han conducido al desarrollo y adaptación de distintos métodos de recuperación.

Una selección correcta de los reactivos de flotación para un mineral de piritas dará como resultado una mejor selectividad para el mineral de interés, así como para los minerales valiosos contenidos en dos tipos de muestras. La primera es la cola final del proceso del beneficio del mineral en la planta y la segunda, un compósito generado por colas de zinc y jales (CJ).

1.5 Hipótesis

Con la realización de pruebas de flotación estándar y variando diferentes combinaciones de reactivos, colectores y espumantes, se dará pauta a evaluar cuantitativamente la selectividad de estos agentes sobre la recuperación de la pirita. La obtención de la o las combinaciones más prominentes dará un punto de partida para la realización de un estudio más profundo para el mejor entendimiento del fenómeno de flotación de piritas, específicamente para la Unidad Minera Fresnillo PLC.

1.6 Objetivo general

Evaluar diferentes combinaciones de reactivos en la recuperación de piritas por el método de flotación por espumas para la unidad minera Fresnillo PLC.

1.6.1 Objetivo específico.

- Realizar pruebas de flotación estándar con diferentes combinaciones de reactivos.
- Realizar flotaciones comparativas para cola de zinc y compuesto de colas de Zn más jales.
- Determinación del tamaño de partícula para las diferentes muestras de minerales.
- Realizar mediciones de pH y ORP
- Determinación de óxidos con EDTA.
- Realización de remoliendas para la generación de superficies fresca en la muestra de compuesto.

CAPITULO II

2. Marco teórico

2.1. Flotación

El proceso de flotación por espuma es una de las alternativas más utilizadas para la separación selectiva de minerales que contienen especies económicamente valiosas de las que no lo son, denominadas ganga. La flotación por espumas utiliza diferentes propiedades fisicoquímicas superficiales de los minerales para conseguir la separación específica. Las partículas hidrófobas se adhieren a las burbujas de aire que ascienden formando una capa de espuma en la parte superior de la celda de flotación, mientras que las partículas hidrófobas permanecen en la suspensión formando la cola.

La flotación es un proceso fisicoquímico, dentro del cual se presenta tres fases que coexisten en el sistema (sólida, líquida y gaseosa), la cual depende de los reactivos usados en el proceso; los colectores, espumantes, activadores, depresores y modificadores (ORP y/o pH). Los factores físico- mecánicos que incluyen los componentes de los equipos son el diseño de las celdas, la hidrodinámica de la misma, la configuración y control del banco de flotación. Los componentes operacionales incluyen el procesamiento, la mineralogía, el tamaño de partícula, porcentaje de sólidos, entre otros. [1]

La flotación es un proceso de separación de materias de distinto origen, que se efectúa desde pulpas acuosas por medio de burbujas de aire y en base a las propiedades hidrofílicas e hidrofóbicas de estas materias; se destaca el hecho que el proceso se basa en el contacto íntimo entre tres fases: una sólida, una líquida y una gaseosa. Las dos últimas están, casi siempre, representadas por el agua y el aire respectivamente. El sólido está constituido por minerales a tratar procedentes de superficies o interior mina con diferentes composiciones esto depende sobre su mineralogía. [9]

Los minerales presentes en la pulpa se pueden separar entre sí, después de ser molidos y acondicionados con los reactivos, lo que provoca el aumento de la

selectividad durante la flotación con espumas al momento de pasar las burbujas a través de la pulpa, las partículas hidrofóbicas se adhieren a la burbuja de aire por la agitación presente en la celda de flotación, mientras que las partículas hidrofílicas se mojan y se sedimentan al fondo de la celda de flotación.

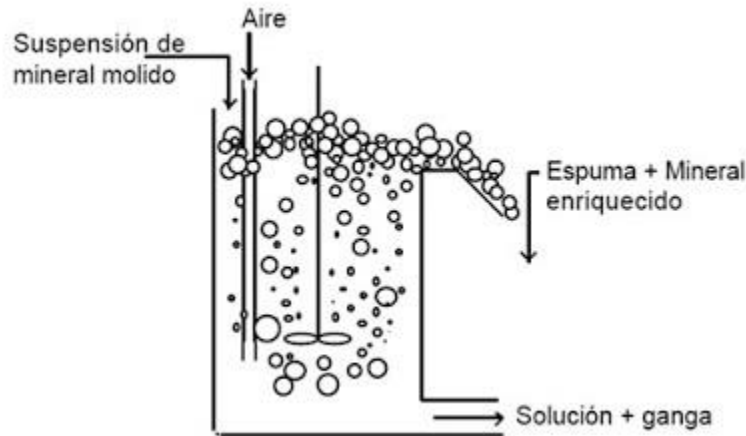


Figura 3 Esquema representativo de la máquina de flotación [1]

Previamente a la flotación, el mineral debe estar en interacción con diferentes reactivos para acondicionar la partícula con diferentes reactivos. Los cuales tienen como objetivo, preparar la superficie de las partículas para la adsorción de los reactivos (modificadores), aumentar las propiedades hidrofóbicas (colectores) o hidrofílicas (depresores) de los minerales y facilitar la formación de una cama de espuma pareja y estable (espumantes). [10]

2.1.1 Fase Gaseosa

Es el aire que se inyecta en la pulpa neumática o mecánicamente para poder formar las burbujas que son los centros sobre los cuales se adhieren las partículas sólidas.

La función del aire en la flotación tiene distintos aspectos de los cuales los principales son:

- a) El aire influye rápidamente en el proceso de flotación.
- b) Es el método de transporte de las partículas de mineral hasta la superficie de la pulpa.

La fase gaseosa se introduce y dispersa en la forma de pequeñas burbujas en las cuales son introducidas en los equipos de flotación por auto aireación o inducida por compresión a través de un tubo central alrededor del eje del rotor.

2.1.2 Fase líquida.

Está constituida por agua con reactivos y contaminantes en el agua, siendo esta la causa de la hidratación superficial de algunos minerales en soluciones acuosas. Contiene generalmente iones (Cl^- , Na^+ , K^+ , Ca^{++} , SO_4 , etc.), impurezas y contaminantes naturales. La dureza del agua, que se le atribuye a la contaminación natural causada por sales de calcio, magnesio y sólido, puede cambiar completamente la respuesta de la flotación en algunos casos, ya sea por consumo excesivo de reactivos o formación de sales insolubles. [9]

2.1.3 Fase sólida

Está constituida por partículas de mineral finamente molidas o a un cierto tamaño. Las propiedades superficiales de los minerales dependen de su composición y estructura y mineralógicas. En esta fase juegan un rol importante los siguientes factores:

- Carácter de la superficie creada en la ruptura del sólido (tipo de superficie, fuerzas residuales de enlaces).
- Imperfecciones en la red cristalina natural (vacancias, reemplazos de iones, etc.).
- Contaminaciones provenientes de los sólidos, líquidos y gases (oxidación de la superficie, etc.).
- La presencia de elementos traza, que pueden concentrarse en la superficie de los granos y tener una influencia mucho mayor que su concentración en el mineral [9]

En la siguiente figura se muestra la coexistencia de las tres fases ya mencionadas durante el proceso de flotación, así como la adsorción de la partícula en la burbuja de aire.

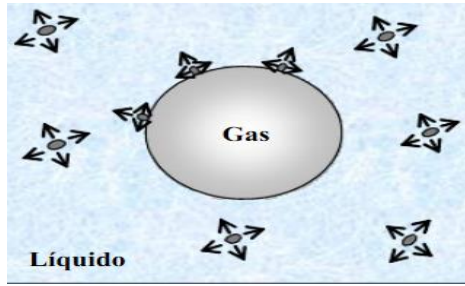
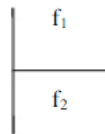


Figura 4 Interacción de las fases (líquido, sólido, gaseoso) de flotación. [4]

2.2 Fisicoquímica de Superficies

2.2.1 Tensión Superficial.

La propiedad que controla la adhesión entre partícula y burbuja, es la energía libre superficial. La adhesión ocurre en agua, donde las partículas forman una pulpa mineral, y donde se generan las burbujas de aire. Se establece un sistema trifásico, sólido (mineral) – líquido (agua) - gas (aire). Si se supone un sistema formado por dos fases, se establece una interface (plano de separación física entre dos fases), que puede ser:



Líquido - gas, sólido - líquido, sólido - gas o líquido - líquido.

La propiedad más importante de la interfaces es la Energía Libre Interfacial, G^S , las propiedades de la interfaces son distintas a las propiedades de cada fase. [11]

Se puede derivar la ecuación fundamental de la química de superficie, a través de las siguientes expresiones de la termodinámica:

$$\gamma = \left(\frac{dG}{dA} \right)_{T,P,n} \dots\dots [1]$$

Ecuación 1 Ecuación de la tensión superficial

La flotación se produce cuando el balance de las tensiones superficiales en el sistema trifásico mineral/gas/líquido son favorables ya que actúa como una fuerza que se opone al aumento en el área de un líquido. [11]

2.2.2 Efecto del pH

La selectividad del proceso depende en forma crítica y compleja del tipo de reactivos, de su concentración y del pH.

Modificando el pH de la pulpa, dentro del equipo, se puede modificar la potencial zeta. Lo anterior se puede ver en la Figura 5. El punto donde la potencial zeta se hace cero se denomina *Punto Isoelectrico*.

Se prefiere trabajar en medio alcalino, pues la mayoría de los colectores son estables y los equipos sufren menos corrosión. Para controlar el pH se pueden utilizar los siguientes productos:

- $\text{Ca}(\text{OH})_2$ (cal), Na_2CO_3 ; para aumentar el pH de la pulpa.
- H_2SO_4 o ácido sulfuroso; que se utiliza para reducir el pH de operación.

Los reactivos a utilizar en el proceso de flotación dependen del pH de trabajo y, por lo tanto, del potencial zeta. [12]

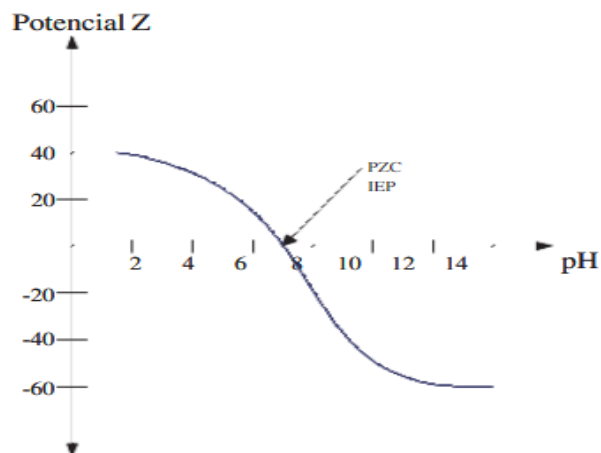


Figura 5 Potencial Z vs pH. [13]

En la siguiente tabla se muestran algunos ejemplos de los reactivos para modificar el pH.

Tabla 1 Reactivos que modifican en pH

Regulador de pH ácido		Regulador de pH básico	
Nomenclatura	Nombre	Nomenclatura	Nombre
H ₂ SO ₄	Súlfurico	CaO	Oxido de calcio
HCl	Clorhídrico	CaOH	Calhidra
HF	Fluorhídrico	NaOH	Sosa Cáustica
Na ₂ HCO ₃	Carbonato ácido de sodio.	Na ₂ CO ₃	Ceniza de Soda

2.2.3 Potencial Zeta

Los minerales quedan polarizado eléctricamente producto del proceso de reducción de tamaño. Al entrar en contacto con un medio polar, como es el caso del agua, las cargas superficiales comienzan a desplazarse y se reordenan de tal manera de lograr el equilibrio eléctrico lo cual modifica el potencial eléctrico de la superficie, ver Figura 3. Se genera una capa estancada, conocida como *Capa de Stern* la cual enmascara la carga real de la superficie del mineral. Por lo tanto, se define un potencial eléctrico que considera el efecto de la capa estancada, conocido como *Potencial Zeta*, ver Figura 6.

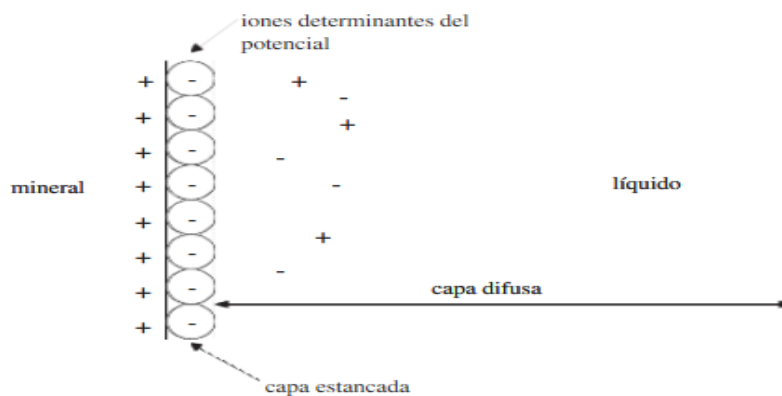


Figura 6 Doble capa eléctrica donde la superficie sólida está cargada positivamente y, por lo tanto, los iones negativos se acumulan en las proximidades de la superficie sólida. [14]

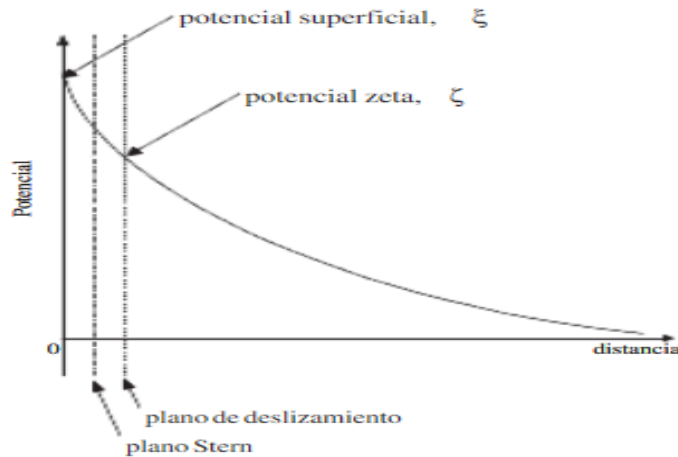


Figura 7 Potencial Z [3]

El potencial Z, indica la energía necesaria para penetrar la capa iónica que se encuentra alrededor de una partícula. En el modelo de la doble capa se le conoce como potencial Z a al punto donde se unen las dos capas, la difusa y la Stern.

2.3 Termodinámica de adhesión partícula-mineral.

2.3.1 Angulo de contacto

Las fuerzas de tensión desarrollan un ángulo denominado ángulo de contacto entre la superficie del mineral y la superficie de la burbuja. [12] Para la teoría de flotación el ángulo de contacto tiene una gran importancia ya que relaciona las propiedades hidrofóbicas de un mineral (o de un reactivo hidrofobizador) con su flotabilidad, es decir, para relacionar la mojabilidad de un mineral. [15]

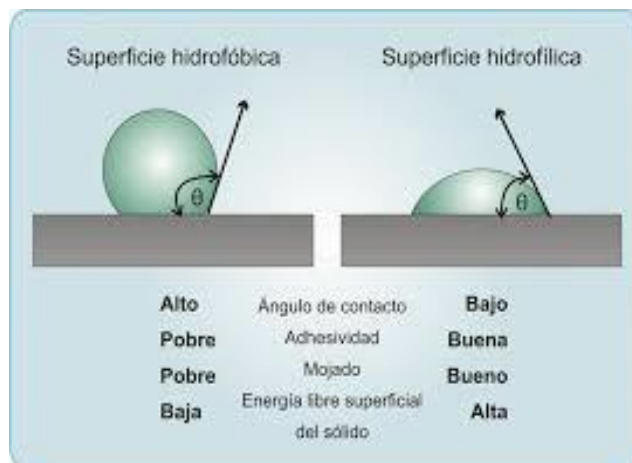


Figura 8 Angulo de contacto en las interfaces, teniendo ángulos mayores a 90° corresponde a partículas hidrofóbicas y ángulos menores a 90° corresponden a partículas hidrofílicas. [16]
Young supuso que se establece un equilibrio de fuerzas entre un líquido, un medio gaseoso y un sólido. [12]

$$\gamma_{SG} = \gamma_{SL} + \gamma_{LG} * \cos \theta \dots\dots [2]$$

Donde:

- θ .- corresponde al ángulo de contacto que satisface el equilibrio de fuerzas de la ecuación.
- γ_{SG} .- Corresponde la tensión superficial de la fase solido-gas
- γ_{SL} .- Corresponde la tensión superficial de la fase solido-liquido
- γ_{LG} .- Corresponde la tensión superficial de la fase liquido-gas

Si $\theta > 0^\circ$ se regirá por la adhesión partícula-burbuja (mineral hidrofóbico), por otra parte, si $\theta = 0^\circ$ se regirá el proceso por la no adhesión partícula-burbuja (mineral hidrofílico). [13]

2.3.2 Propiedades superficiales.

Estas son fundamentales para los procesos de flotación y floculación, y dependen de:

- a) Naturaleza del mineral.
- b) Heterogeneidad (liberación, diseminación, asociación).
- c) Forma de las partículas.
- d) Topografía de las partículas (rugosidad)

La superficie de los minerales es hidrofílica debido a las cargas eléctricas asociadas a la polarización generada durante el proceso de reducción de tamaño del mineral. Dicho proceso fractura el mineral y, por lo tanto, rompe enlaces químicos razón por la cual quedan cargas eléctricas expuestas debido a la polarización del mineral. Estas cargas se asocian con los iones de las moléculas de agua, que rodean las partículas, para lograr el equilibrio eléctrico. [13]

2.3.3 Reacción redox

En la flotación no existe selectividad frente a los colectores tiólicos para los diferentes sulfuros de minerales, ya que flotan todo conjuntamente. En cambio, en los óxidos y no metálicos, hay algunos que no flotan en las condiciones elegidas. Esto lleva a la necesidad de controlar la flotación. [13]

Analizando la reacción de oxidación del ion disulfuro, y a partir de la ecuación de Nerst se determina que:

$$E = E^{\circ}_{X_2/X} + \frac{RT}{nF} \ln \frac{[X_2]}{[X]^2} = E^{\circ}_{X_2/X} + \frac{RT}{nF} \ln[X_2] \ln[X] \dots [3]$$

$S(X_2) = 10^{-5}$ (muy baja solubilidad), por eso se supone que se trabaja con solución saturada, por lo tanto su actividad es unitaria, entonces:

$$E = E^{\circ}_{X_2/X} - \frac{2.3RT}{F} \log [X^-] = E^{\circ}_{X_2/X} - 0.059 [X^-] \dots [4]$$

Este corresponde al potencial al cual comienza a oxidarse el xantato a dixantógeno.

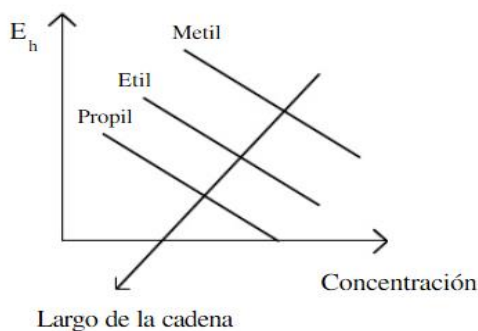


Figura 9 ORP vs Concentración de los colectores [13]

Como se puede observar en la figura 9, al aumentar la concentración del colector mejora la respuesta en la flotación, pues se requiere menor potencial para formar dixantógenos, y también la adsorción [13]. El E_h no es el de la solución, sino el de

la interfaz mineral-solución y se puede determinar experimentalmente fabricando electrodos con las diferentes especies minerales.

2.4 Reactivos de flotación

Son el componente y la variable más importante del proceso debido a que la flotación no se puede realizar sin ellos. El número de materias de alta flotabilidad es tan restringido (grafito, talco, azufre y unos pocos más) y su importancia relativa tan limitada que no es posible afirmar que la flotación contemporánea se pueda efectuar sin ellos. Por otra parte, hay que recordar que la flotación no se puede realizar sin espumantes o modificadores del medio. De este modo queda establecido que los reactivos de flotación son absolutamente necesarios para cualquier flotación.

Siendo un elemento tan indispensable en el proceso, los reactivos de flotación lo influyen además con una extraordinaria sensibilidad. No solamente influye el tipo de reactivo que se agrega, sino que también toda la combinación de reactivos (fórmula de flotación), su cantidad relativa y absoluta, punto y método de adición y múltiples otros factores que a veces escapan a una definición precisa.

Es conveniente destacar la complejidad del problema que representa la selección de una fórmula apropiada de flotación. Como se sabe, la adsorción de reactivos se basa en un equilibrio de iones de la pulpa que determina los potenciales cinéticos, electroquímico y la hidratación de las partículas minerales. Este equilibrio es difícil de controlar o prever, tomando en consideración que aparte de los reactivos introducidos conscientemente en la pulpa, hay una considerable variedad de iones provenientes de las impurezas que trae el mineral mismo y de las aguas industriales.



Figura 10 Reactivos de flotación. [9]

2.4.1 Clasificación de los reactivos

Se clasifican en tres grupos principales:

a) Colectores: cuya función principal es proporcionar propiedades hidrofóbicas a las superficies de los minerales. Hay una gran variedad de colectores a emplearse y se determina el más conveniente de acuerdo a los minerales a flotar.

b) Modificadores: que sirven para regular las condiciones de funcionamiento de los colectores y aumentar su sensibilidad y selectividad.

c) Espumantes: que sirven para la formación de una espuma estable, de tamaño de burbujas apropiado para llevar los minerales al concentrado.

2.4.2 Colectores

Los colectores son compuestos orgánicos de carácter heteropolar. Su grupo polar es la parte activa que los une a la superficie de un mineral en base a un mecanismo de adsorción (química o física). La interpretación de este fenómeno contempla la eliminación de una parte de la capa hidratada con formación de un contacto trifásico entre el aire, agua y mineral: las interfaces sólido-líquido y líquido-gas son de gran importancia en la formación de un contacto estable, y es precisamente la función de un colector el influirlas en la dirección deseada. La adsorción de un colector sobre la superficie de un mineral es favorecida por un bajo potencial electrocinético y una vez que se efectúa, disminuye en forma notable la capa hidratada del mineral, creando las condiciones favorables para su unión con las burbujas de aire. [7]

2.4.2.1 Clasificación de los colectores

De acuerdo a su ionización se clasifican en:

- Colectores aniónicos
- Colectores catiónicos
- Colectores no-iónicos

Los colectores aniónicos son los más empleados en la flotación y pueden a su vez subdividirse en dos tipos en función de su grupo polar en sulfhidrúlicos y oxidrúlicos. Esta clasificación concuerda en amplio grado con su aplicación, es decir, los primeros resultan adecuados para minerales sulfurosos y los segundos para

minerales no sulfurosos. Forman parte de los colectores sulfhidrúlicos todas las sustancias que tienen como mínimo un átomo de azufre en la parte polar. Mientras que los colectores oxidrúlicos poseen como mínimo un átomo de oxígeno en su grupo polar. En otras palabras, en los primeros el catión está unido a un átomo de azufre en los segundos asume ese papel el átomo de oxígeno. El esquema siguiente muestra la clasificación mencionada. [7]

Tabla 2 Clasificación de colectores.

CLASIFICACIÓN (De acuerdo a su ionización)			
Aniónicos		Catiónicos	No-lónicos
SULFHIDRILICOS	OXIDRILICOS	GRUPO DE LAS AMINAS	ACEITES POLARES
Xantatos Ditiofosfatos Ditiocarbamatos Mercaptanos Dixantogenatos	Carboxilatos Sulfonatos Alquilsulfatos	Acetato de aminas grasas Acetato de amina grasa de coco Acetato de amina grasa esteárica hidrogenada Acetato de oleiamina	

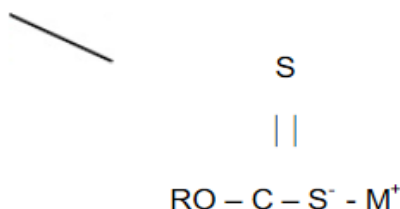
2.4.2.2 Colectores aniónicos

2.4.2.2.1 Colectores aniónicos sulfhidrúlicos

2.4.2.2.1.1 Xantatos

Son sales del ácido ditio carbónico. Se obtienen de la reacción del CS₂ (Sulfuro de carbón) un alcohol alifático R⁺OH (alcohol) y una base NaOH o KOH:

Su fórmula estructural es:



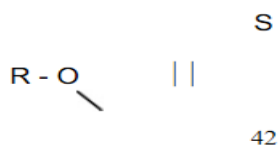
R: largo de la cadena (radical alquil)

M: metal alcalino

Compuesto orgánico heteropolar, en que R es un hidrocarburo alquílico apolar que imparte hacia el agua la propiedad hidrofóbica. La parte polar es aniónica y es la que reacciona con la superficie del mineral absorbiéndose en ella. Su poder colector depende del largo de la cadena del hidrocarburo, ésta varía entre 2 y 6 átomos de carbono, el cual se lo da el alcohol empleado en su fabricación (Etil-Hexil). Actúan en un medio alcalino, pues en un medio ácido se descomponen.

2.4.2.2.1.2 Ditifosfatos

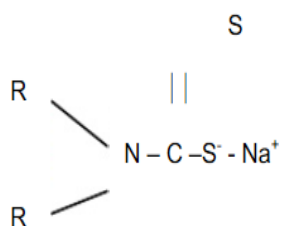
Son sales del ácido ditio fosfórico. Productos de la reacción del P_2S_5 con alcoholes alquílicos y amílicos.



2.4.2.2.1.3 Ditiocarbamatos

Son productos de la reacción de las aminas con CS_2 y un hidróxido de Na o K.

Su fórmula estructural es:



2.4.2.2.1.4 Tioles mercaptanos

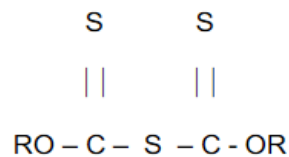
Estos colectores pertenecen más bien al grupo de los sulfuros orgánicos. Son llamados también como alcoholes azufrados.

Los mercaptanos de hidrocarburos de cadena larga, son poco solubles en agua. Buenos colectores para la flotación selectiva de sulfuros de Cu y Zn, además para sulfuros parcialmente oxidados.

2.4.2.2.1.5 Dixantogenatos

Son colectores obtenidos por la oxidación de los xantatos, son poco solubles en agua, por lo que requieren mayor acondicionamiento.

Fórmula estructural:



2.4.2.2.2 Colectores aniónicos oxidrónicos

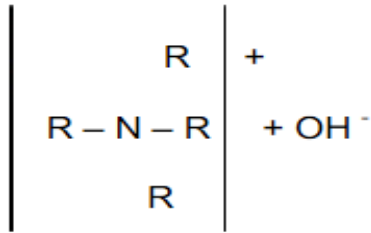
Se agrupan en esta categoría los siguientes tipos de colectores:

- Carboxilatos (ácidos grasos)
- Sulfonatos
- Alquil sulfatos
- Ciertos agentes quelantes

2.4.2.3 Colectores catiónicos

Caracterizado por el único grupo de las aminas, derivadas del amonio, NH_4OH , en que los átomos de H son reemplazados por radicales hidrocarburos alquílicos y arílicos.

Su fórmula estructural es:



De acuerdo al número de H reemplazados por radicales hidrocarburos forman las aminas primarias, secundarias, terciarias o cuaternarias, siendo las aminas primarias las más empleadas en la flotación de colectores.

Las aminas se presentan en dos formas:

- Como aminas originales y como
- Sales de aminas, acetatos de aminas o cloruros de aminas.

Las aminas originales no son solubles en agua, por lo que son empleadas como sales, las que son solubles.

La gran aplicación de las aminas es en la flotación de minerales no-metálicos, especialmente en la flotación de sales potásicas, cuarzo, feldespatos, micas y otros silicatos.

2.4.2.4 Colectores no-iónicos

Pertenecen a los colectores denominados sustancias accesorias o secundarias y no se sabe exactamente hasta qué punto estos pueden absorberse sobre las superficies minerales y producir el efecto de hidrofobación. Se puede considerar que las moléculas no iónicas o moléculas no disociadas activas superficialmente se pueden absorber en las superficies de mineral polares por enlaces de puentes de hidrogeno en capas fuertemente hidratadas adheridas, en el caso de que esté presente en el grupo polar un elemento fuertemente electronegativo.

2.5 Mecanismo de colección

En esta parte del texto nos referiremos al modo de fijación del colector sobre las superficies minerales. Una serie de problemas tales como: cuál es la orientación del colector en la superficie del mineral; cuál es el grosor de su capa; cuál es el

mecanismo de su fijación sobre la superficie del mineral y, por fin, cuál es el tiempo necesario para que esta fijación se efectúe, han sido desde hace tiempo objeto de discusiones científicas, de las cuales han surgido distintas hipótesis, a veces confirmadas experimentalmente.

2.6 Teoría física de adsorción

La teoría química de la fijación del colector, involuntariamente hace ciertas suposiciones que en realidad no son ni claras ni definidas. Por ejemplo, se supone que todos los productos de la reacción provienen de las superficies de los minerales y que todas las reacciones se producen en las superficies mismas. Por consiguiente, los balances estequiométricos consideran todo el colector secuestrado como producto fijado en la superficie y no suponen la posibilidad de que parte del mineral disuelto pueda reaccionar en el agua con el colector y que el producto de la reacción posteriormente se fije sobre las superficies minerales en forma distinta al intercambio iónico, por ejemplo, por adsorción física.

2.7 Modificadores

Los agentes modificadores sirven para el control y la modificación del comportamiento normal de los minerales en una operación de flotación. Por conveniencia se pueden clasificar en tres tipos generales y son:

- a) Agentes activadores
- b) Agentes depresores
- c) Agentes reguladores del medio y dispersantes.

La selección del propio agente o agentes modificadores se convierte en el primer objetivo de investigación metalúrgica. Se puede considerar que estos modificadores tienen que realizar las tres principales funciones:

1. Variación del pH
2. Cubrimiento y recubrimiento de los granos minerales
3. Precipitación de iones indeseables del agua de planta o impedimento de la formación de tales iones durante el proceso de la molienda y flotación.

Actualmente un solo reactivo efectúa estas tres funciones. La cal hace variar el pH y es generalmente agregada con este propósito. Se sabe también, que el ion de calcio añadido es de gran importancia para la depresión de la pirita. El calcio es adsorbido en la superficie de la pirita y evita la adsorción del colector. Por otra parte, la cal puede actuar como precipitante para los iones metálicos presentes en el agua de planta. En el caso de la cal, esto es probablemente de menor importancia. Sin embargo, con carbonato de sodio la precipitación es de suma importancia, ya que este hace precipitar el calcio.

De las diferentes operaciones de flotación, el recubrimiento de los granos minerales para mejorar la selectividad en el proceso de flotación expone la dificultad más grande, debido a los cambios de la mineralogía durante las operaciones industriales o los problemas de desarrollo del flujograma y las combinaciones más apropiadas de reactivos que requieren nuevos minerales. La acción de recubrimiento de los minerales es acompañada por reacciones iónicas o por adsorción física de grandes moléculas, tales como de almidón, dextrina, lignina, etc. Para que sean efectivos estos agentes, deben recubrir selectivamente a un mineral o grupos de minerales y el resultado puede ser de activación o depresión en el mineral, dependiendo de la reacción del colector con el agente adsorbido. En el recubrimiento, se podrá obtener cambios en la superficie del mineral para obtener dispersión o floculación.

2.8 Agentes activadores

Los activadores generalmente son compuestos inorgánicos. Todos los iones metálicos pueden ser considerados como activadores y son empleados para efectuar la flotación de ciertos minerales que normalmente son difíciles o imposibles de flotar si sólo actúa el colector y espumante.

Normalmente se preparan soluciones 5-10 % para ser empleados en los circuitos de flotación. La dosificación usual fluctúa entre 50-1000 g/t.

Tabla 3 Clasificación de los activadores.

Reactivo	Función
Sulfato de Cobre	Activación de sulfuro de Zn y minerales de sulfuro de Fe tales como pirita y pirrotita cuando estos últimos contienen valores tales como Au, Ni.
Nitrito de plomo o acetato de plomo	Utilizado para la activación de minerales de sulfuro de antimonio.
NaHS	Comúnmente utilizado antes de la adición del colector para la activación de minerales de Cu, Pb y Zn
NaCN	Actúa como un agente de limpieza de superficie o "activador" para mejorar la flotación de PbS.

2.9 Agentes depresores

Pueden ser indistintamente compuestos orgánicos o inorgánicos. Sirven para separar un mineral de otro cuando las propiedades flotativas son muy similares para ambos minerales y cuando se emplea un determinado colector o combinación de colectores. Entre los principales depresores inorgánicos tenemos: Los cianuros alcalinos, que son fuertemente depresores para, sulfuro de hierro (pirita, pirrotina, marcasita, arsenopirita) y para deprimir estibina y sulfuros de Ni y Co. Actúa como depresor menos fuerte y si se usa en exceso para los sulfuros de cobre (calcopirita, enargita, tennarita, bornita). Se puede decir que los cianuros deprimen la gran mayoría de los sulfuros con excepción de la galena.

La cal es un depresor para pirita y otros sulfuros de hierro, cobalto y níquel respectivamente, y ciertos minerales de cobre si se usa en exceso puede deprimir el oro y tiene pequeño efecto sobre los sulfuros de plata. Retarda la sulfurización con Na_2S y la flotación de silicatos con colectores catiónicos respectivamente. Se puede emplear en seco o en su forma líquida como lechada de cal. Las cantidades varían desde algunos gramos hasta algunos kilogramos.

Entre los depresores orgánicos más comunes tenemos: El quebracho y el ácido tánico que en cantidades grandes deprimen todos los sulfuros, lo propio con el Au y sulfuros de Ag. En la flotación de fluorita y scheelita deprimen los minerales carbonatados y los residuos de sulfuros cuando se usan colectores aniónicos grasos.

2.10 Agentes reguladores del medio y dispersantes

La función principal de éstos reactivos es controlar la alcalinidad y acidez en las turbias de flotación.

En la mayoría de las operaciones de flotación circuitos alcalinos son usados para el tratamiento de menas sulfurosas como también para otras menas no sulfurosas. En la mayoría de las operaciones de flotación generalmente existe un rango de pH dado en el cual se obtienen resultados óptimos. Por esta razón el control de pH es importante. Los reactivos comúnmente empleados para regular el pH son la cal, carbonatos de sodio, y silicatos alcalinos y el hidróxido de sodio para aumentar la alcalinidad. Ácido sulfúrico y algunas veces ácido fluorhídrico para disminuir el pH.

2.11 Espumantes

Muchos investigadores han reactualizado la idea de que los espumantes actúan conjuntamente con el colector. Otros opinan que la función del espumante es producir más o menos una espuma estable que facilitará la remoción de los granos hidrofobados de la turbia. Se ha probado definitivamente que diferentes espumantes producen cambios en la turbia de flotación además de producir una espuma característica. Este hecho naturalmente ha sido reconocido por muchos operadores quienes están de acuerdo en que los espumantes difieren unos de otros no solamente por el tipo de espuma que producen, sino también por otros aspectos. [3]

Ya se ha nombrado y es posible considerar la flotación como un proceso de separación donde intervienen tres etapas principales:

- a) La modificación de las superficies minerales.
- b) El contacto entre burbuja de gas y grano mineral hidrofobado.

c) La separación de la fase burbuja de gas/mineral de la fase solución acuosa/mineral.

Los espumantes intervienen en la segunda y tercera etapa. Estos son unos compuestos cuya utilización corresponde a la formación de una espuma y por este hecho, permite la separación de las partículas hidrófobas. A partir de 1920 se descubrieron las propiedades espumantes de ciertos aceites y se asociaron estas propiedades a la presencia de ciertos radicales (-OH), (-COOH), (-CO), (-COOR). Posteriormente se sintetizaron ciertos tipos de aceites conteniendo azufre (-OSO₂OH), (-SO₂OH), y luego, finalmente, se encontraron las aminas aromáticas. Así, en numerosos casos, estamos en presencia de propiedades colectoras y espumantes para un mismo reactivo. Es ésta la razón por la cual se realizó un esfuerzo para desarrollar unos colectores no espumantes y espumantes desprovistos de propiedades colectoras, con el fin de poder modular mejor el fenómeno de flotación. [3]

2.11.1 Naturaleza química de los espumantes

La experiencia muestra que un gran número de compuestos con diferentes grupos polares presentan propiedades espumantes. Esos grupos polares extremadamente variados pueden ser los siguientes:

hidróxido	-OH
carboxilo	$ \begin{array}{c} \text{O} \\ \\ -\text{C} \\ \\ \text{OH} \end{array} $
carbonilo	=C=O
amina	-NH ₂
sulfato	-OSO ₂ OH

Los principales espumantes de flotación se representan en la siguiente tabla.

Tabla 4 Clasificación de los espumantes.

N O M B R E	ESTRUCTURA	OBSERVACIONES
Alcoholes alifáticos monovalentes	ROH	R puede ser una cadena recta o ramificada.
Derivados del fenol	ROH	R es un anillo benzol con grupo alquilo como sustituyentes.
Alcoholes de terpeno	ROH	R representa un anillo de terpeno.
Poliéteres hidroxiliados	HO(RO) _x H	Glicoles propilenos con bajos pesos moleculares.
Alcanos sustituidos	R'O(RO) _x H (R'O) _x R	Glicol metaxitripropileno. Trietoxibutano

La estructura de las moléculas del espumante tiene una gran importancia para la formación de la espuma. Para espumantes con un grupo polar, los alcoholes de cadena recta tienen un poder espumante mayor que los alcoholes ramificados. [14]

2.12 Flotación selectiva

Cuando se habla de una flotación selectiva, se habla de la separación de un elemento de valor de la ganga o de los demás elementos de interés, en cuanto al procesamiento de minerales polimetálicos la separación selectiva es comúnmente usada, teniendo así concentrados finales de Pb, Cu, Zn y Fe. [17]

2.13 Etapas de un circuito de flotación

En el diseño de circuitos de flotación existen las siguientes etapas:

- Etapa Rougher (primario): Es la etapa donde se trata de recuperar la mayor cantidad de partículas valiosas a costa de la selectividad.
- Etapa Scavenger (agotativa): Las colas de la etapa rougher generalmente todavía contienen un porcentaje recuperable de mineral valioso, por lo que a este flujo se le somete generalmente a una flotación Scavenger esta etapa es la que flota la última parte recuperable del mineral valioso, las colas de esta etapa son el relave final.
- Etapa Cleaner (limpia): Tiene como finalidad obtener un concentrado final de alta ley aun acosta de la recuperación. [18]

2.14 Mecanismo de flotación

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

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

Es necesario incrementar la propiedad hidrófoba en las partículas minerales de una pulpa para facilitar la flotabilidad. Esto se efectúa con los reactivos llamados colectores, que son generalmente compuestos orgánicos de carácter heteropolar, o sea, una parte de la molécula es un compuesto evidentemente apolar (hidrocarburo) y la otra es un grupo polar con las propiedades iónicas, es decir, con carga eléctrica definida. [19]

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

El agregado de espumantes, como se ha dicho, permite la formación de burbujas de tamaño y calidad adecuada para el proceso. Pues bien, el contacto entre las partículas y las burbujas requiere que las primeras estén en constante agitación, la cual la otorga el rotor de la máquina de flotación. [19]

CAPITULO III METODOLOGIA Y EXPERIMENTACION

3.1 Matriz de combinaciones.

Se presenta las diferentes combinaciones posibles que se utilizaron para los diferentes reactivos empleados en la flotación de piritas, se muestran en 2 tablas por separado para cada una de las empresas proveedoras de reactivos.

Tabla 5 Matriz de combinación para reactivos de la empresa Flottec.

Espumante/Colector	XAP	SIPX	2041	2044	2094
T-240					
T-240					
T-240					
T-240					

Tabla 6 Matriz de combinación de reactivos de la empresa Química Teutón

Espumante/Colector	XAP	KAX-41
T-240		
T-225		
1-AG		

3.2 Desarrollo experimental.

En el apartado siguiente se describen los diferentes procesos que fueron utilizados para llevar a cabo la experimentación de las pruebas de flotación, utilizando las diferentes combinaciones de reactivos. Al igual se incluyen el diagrama de flujo general del proceso, se especifican los parámetros que se monitorearon y el procedimiento experimental requerido.

La metodología que se empleó para cada proceso se llevó a cabo en base a los procedimientos experimentales que se tienen establecidos en la Unidad Minera Fresnillo PLC S.A. de C.V.

La figura 11 muestra los procesos que se llevaron a cabo para la experimentación de las pruebas de flotación.

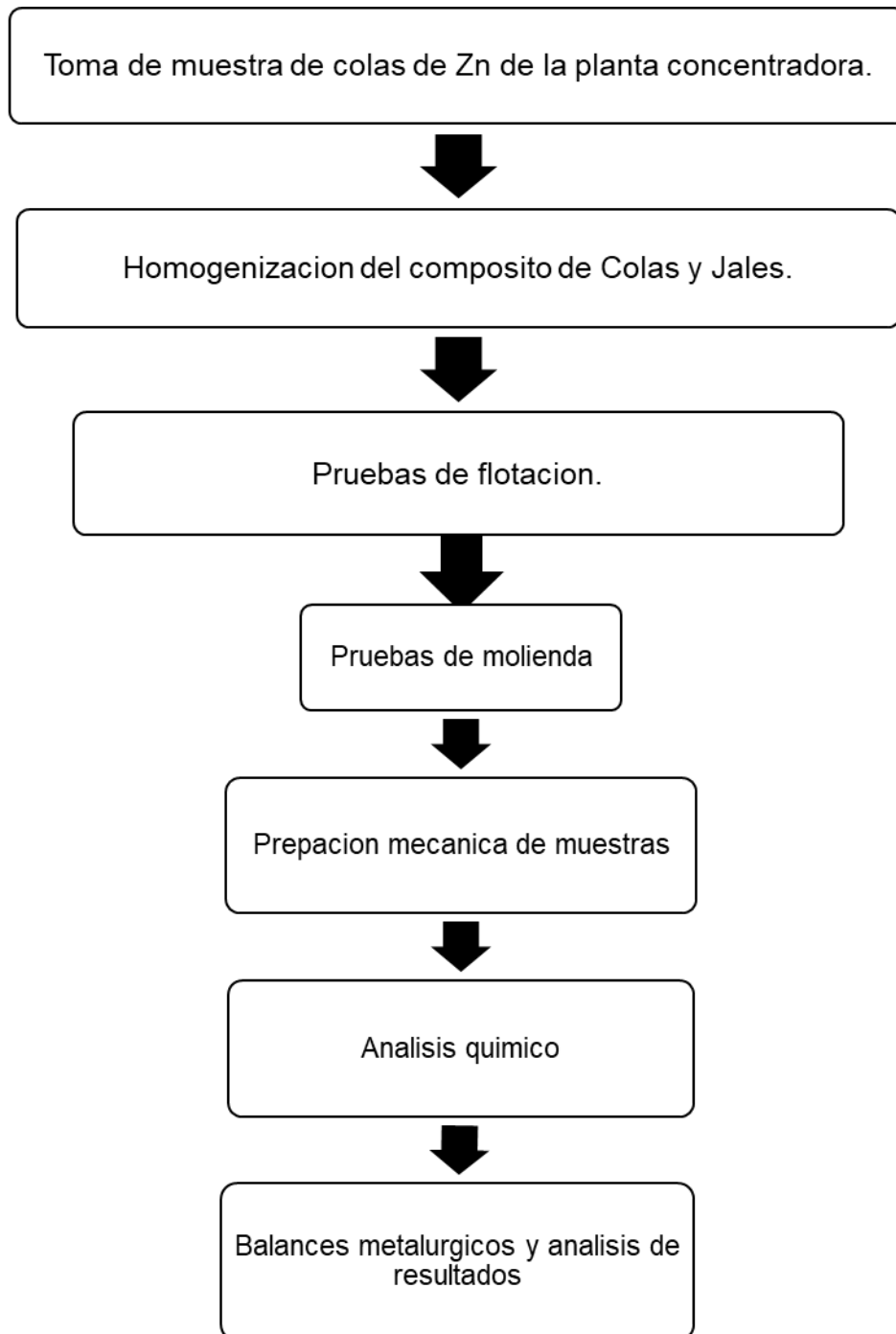


Figura 11 Diagrama de proceso general para la experimentación de las pruebas de flotación.

3.2.1 Toma de muestra.

Para la toma de muestra se dio un recorrido previo en la planta concentradora con el fin de conocer el circuito de flotación e identificar los diferentes puntos posibles a muestrear y de esta manera conocer el lugar exacto donde se tomará la muestra

con la cual se va a trabajar e identificar el tipo de cortador necesario para la correcta toma de muestra.

Se muestra el diagrama de proceso con los pasos a seguir, así como las consideraciones necesarias para tener un buen muestreo.

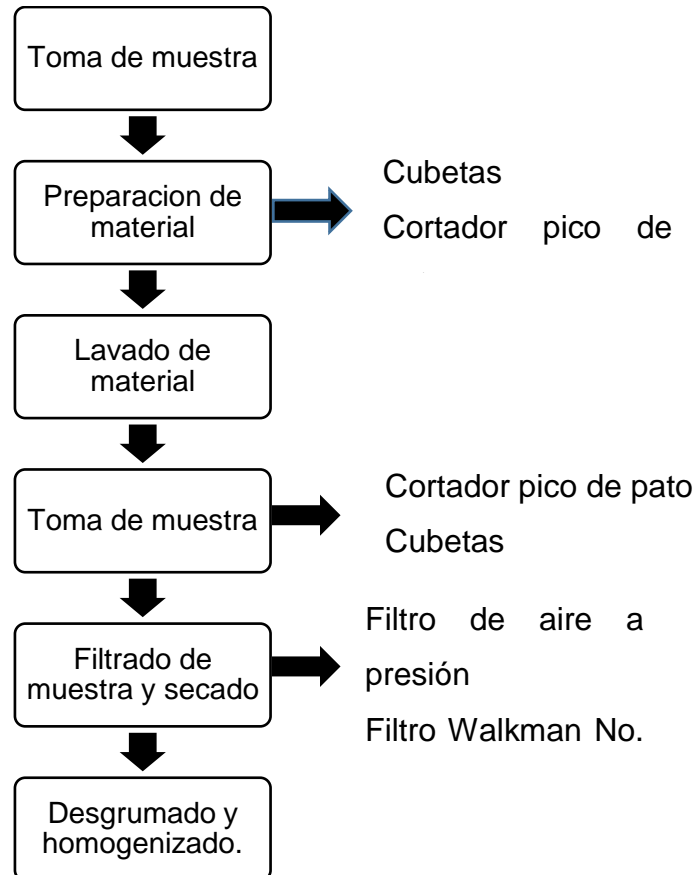


Figura 12 Diagrama de proceso para la toma de muestras provenientes de cola de Zn en circuito de flotación.

Las muestras se tomaron con el cortador pico de pato, el cual tiene una capacidad de 1L, se tomó muestra hasta llenar 6 cubetas de 20L previamente identificadas.

- La muestra se llevó al laboratorio de preparación de muestras en donde se filtró la muestra, y después se puso a secar en el horno durante 18 horas.
- Ya seca la muestra se pasó al desgrumado de cada una de estas hasta pasar el 100% por la malla #10, para poder llevar a cabo la homogenización con los jales.
- La pulpa tiene un porcentaje de solidos de 30% por lo que solo se obtuvo 36 Kg de muestra.

3.2.2 Homogenización del compuesto de colas y jales.

Se realizó un muestreo de Jales provenientes de la Unidad Minera Fresnillo PLC S.A. de C.V. con la finalidad de ser procesados para la obtención de piritas, para este compuesto se mezcló un 36% de mineral proveniente de los jales y un 64% de colas de Zn, teniendo al final 43 Kg de muestra. A continuación, se muestra una descripción de los pasos que se llevaron a cabo para la correcta homogenización.

- Se pesaron las dos muestras para obtener 15.48 Kg de mineral de jales y 27.52 kg de mineral de colas.
- El homogenizado se llevó a cabo en el piso utilizando una pala y con el método de cono cuarteó, el cual consiste en pasar el mineral de un lado a otro en forma de cono, aproximadamente 8 veces.
- Después se utilizó un tapete grande para la homogenización por el método de la cascada.
- Ya estando completamente homogéneo se prepararon muestras de 1kg individuales, para esto se usó el cortador giratorio.
- Se agregó la muestra al cortador giratorio y se obtuvieron 43 muestras de 1 kg las cuales fueron etiquetadas y almacenadas para su uso.
- El cortador giratorio se trabajó a una velocidad constante.

3.2.3 Pruebas de flotación.

Se realizaron 22 pruebas de flotación, 11 con el compuesto de colas y jales, y 11 únicamente con mineral proveniente de colas de Zn. Para estas pruebas se utilizaron 11 diferentes combinaciones de reactivos y la medición del ORP con la finalidad de tener un mejor entendimiento del fenómeno y poder así obtener una mejora en la recuperación de FeS además de evaluar la reacción de cada uno de las diferentes combinaciones de reactivos utilizados para las pruebas de flotación.

3.2.4 Preparación de reactivos.

Tabla 7 Tabla de preparación de reactivos usados en las pruebas de flotación.

Reactivo	Concentración	Preparación
Xantato (XAP)	5%	Sólido, se diluye en 100 mL de agua destilada
Promotor (7310)	0.5%	Líquido, se diluye en 100 mL de agua
Espumante T-240	100%	No se prepara
Espumante T-225	100%	No se prepara
Espumante 1-AG	100%	No se prepara
Colector (2041) Flottec	6%	Líquido, se diluye en 10 mL de agua
Colector (2044) Flottec	6%	Líquido, se diluye en 10 mL de agua
Colector (2091) Flottec	6%	Líquido, se diluye en 10 mL de agua
Colector (SIPX) Flottec	5%	Sólido, se diluye en 10 mL de agua
Colector (KAX-41) Q. Teutón	5%	

Los reactivos a usar fueron preparados en base a la adición que se quiere obtener para la planta de flotación de minerales.

3.2.5 Flotaciones

Las 22 pruebas de flotación que se realizaron se hicieron de la misma manera y tomando en cuenta las mismas consideraciones para todas y evaluando los mismos parámetros de ORP para entender el comportamiento del fenómeno, y poder conocer de qué manera se puede obtener una mayor recuperación de pirritas. En la figura 13 se muestra el diagrama de proceso de flotación.

Parámetros de pruebas de flotación:

1. Velocidad del rotor. - 700rpm para acondicionamiento, 1500rpm para la flotación de primarios y agotativos.
2. Nivel de aire. - 10 LPM

Tabla 83. Tabla de esquema químico estándar para las flotaciones

Etapa	7310 (g/ton)	Xantato Isorpopilico de Potasio (g/ton)	T-240 (gotas)	Tiempo (min)
Primario Fe	10	200	2	6
Agotativo Fe	10	150	1	4

En base a estos parámetros se realizaron las 22 pruebas de flotación.

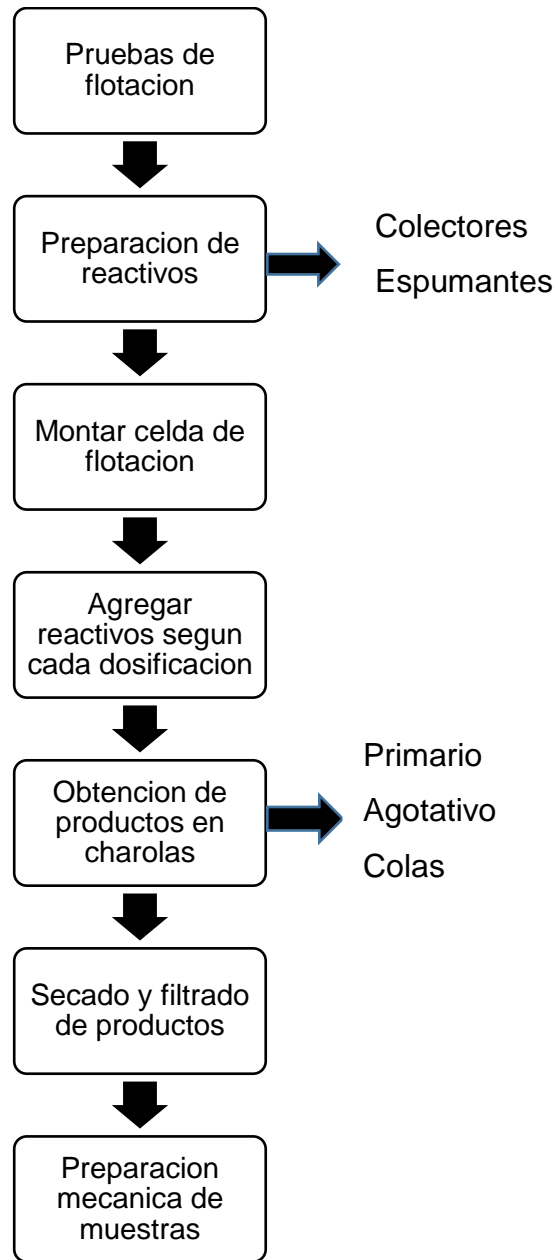


Figura 13 Esquema de flotación estándar

3.2.6 Pruebas de molienda

Las pruebas de molienda se realizaron con la finalidad de estimar el tiempo de molienda óptimo y requerido para lograr obtener un $P_{80} = 22$ micras. Esto se hace con la finalidad de poder mandar un producto con un tamaño óptimo de partícula a las pruebas de flotación para obtener de esta manera, mayor recuperación.

A continuación, se muestra el diagrama de proceso para las pruebas de molienda que se realizaron, el diagrama de proceso es el mismo para las diferentes pruebas,

en donde la única variable con la que se trabajó fue el tiempo, teniendo tiempos de molienda de 0, 3 y 5 minutos.

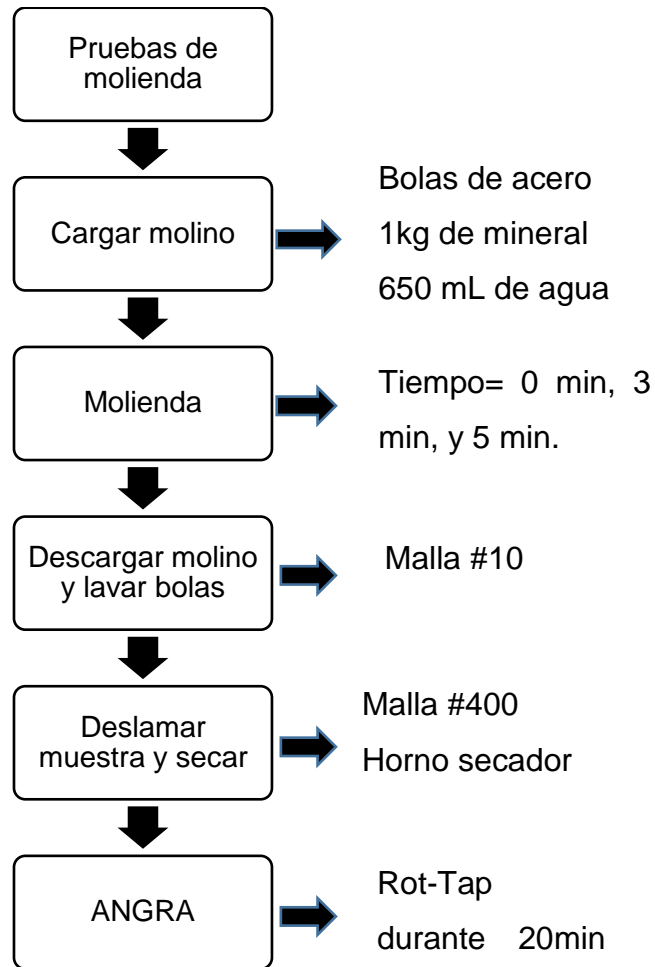


Figura 14 Diagrama de proceso de las pruebas de molienda.

- Para las pruebas de molienda se utilizó el molino de bolas del laboratorio.
- El deslame se realizó en húmedo en la malla #400 con la finalidad de evitar que pasaran cantidades excesivas de mineral al Rot-Tap, evitando que las mallas se cegaran.
- El mineral que pasó por la malla #400 (-#400) se filtró y se secó para su posterior análisis en el cyclocizer.

- La variable con la que se trabajó en las pruebas de molienda únicamente fue el tiempo.

3.2.7 Determinación de tamaño de partícula en el cyclocizer.

La muestra se prepara en forma de suspensión, de tal manera que la cantidad máxima de muestra no debe ser mayor a 15g por cada ciclón (para no exceder esta cantidad se pueden realizar pruebas preliminares con 40g totales), todas las muestras que se van a realizar deberán estar a -400 mallas.

3.2.8 Análisis químico de muestras.

Para el análisis de muestras se tuvieron que mandar las pruebas a analizar al laboratorio de ensaye químico de la unidad minera Fresnillo PLC, las muestras provenientes de la preparación de muestra, son almacenadas en sobres en los cuales se etiquetan con nombre de la muestra, número de prueba, etapa del proceso, y los elementos que se desean analizar.

Las muestras son analizadas por dos métodos principales: vía húmeda, en donde la manera principal de tratar con el análisis de las muestras y por métodos químicos acuosos, y vía seca, los principales métodos de vía seca que se usan en el análisis químico de las muestras implican calor de por medio.

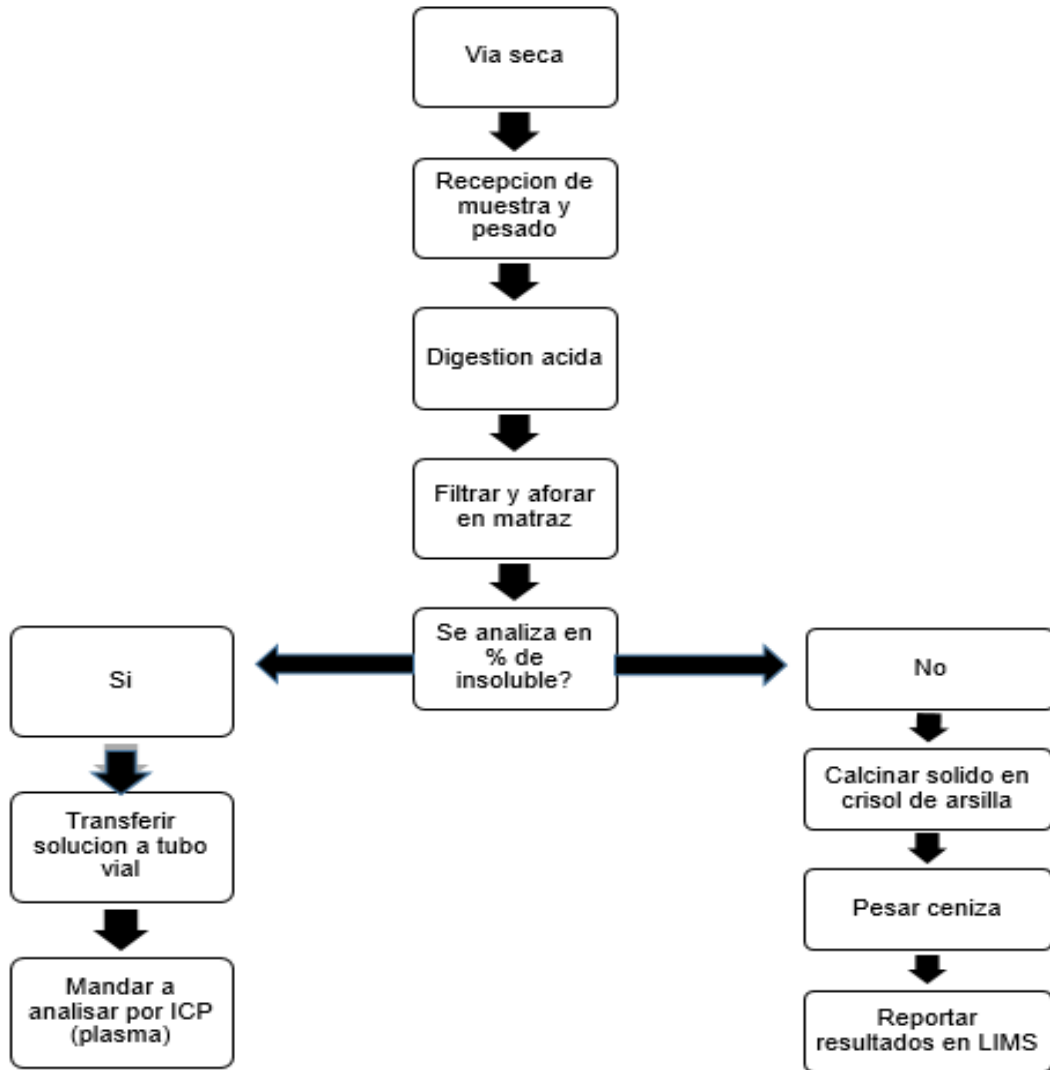


Figura 15 Diagrama del proceso de Vía húmeda.

3.2.9 Análisis de muestras por la vía seca.

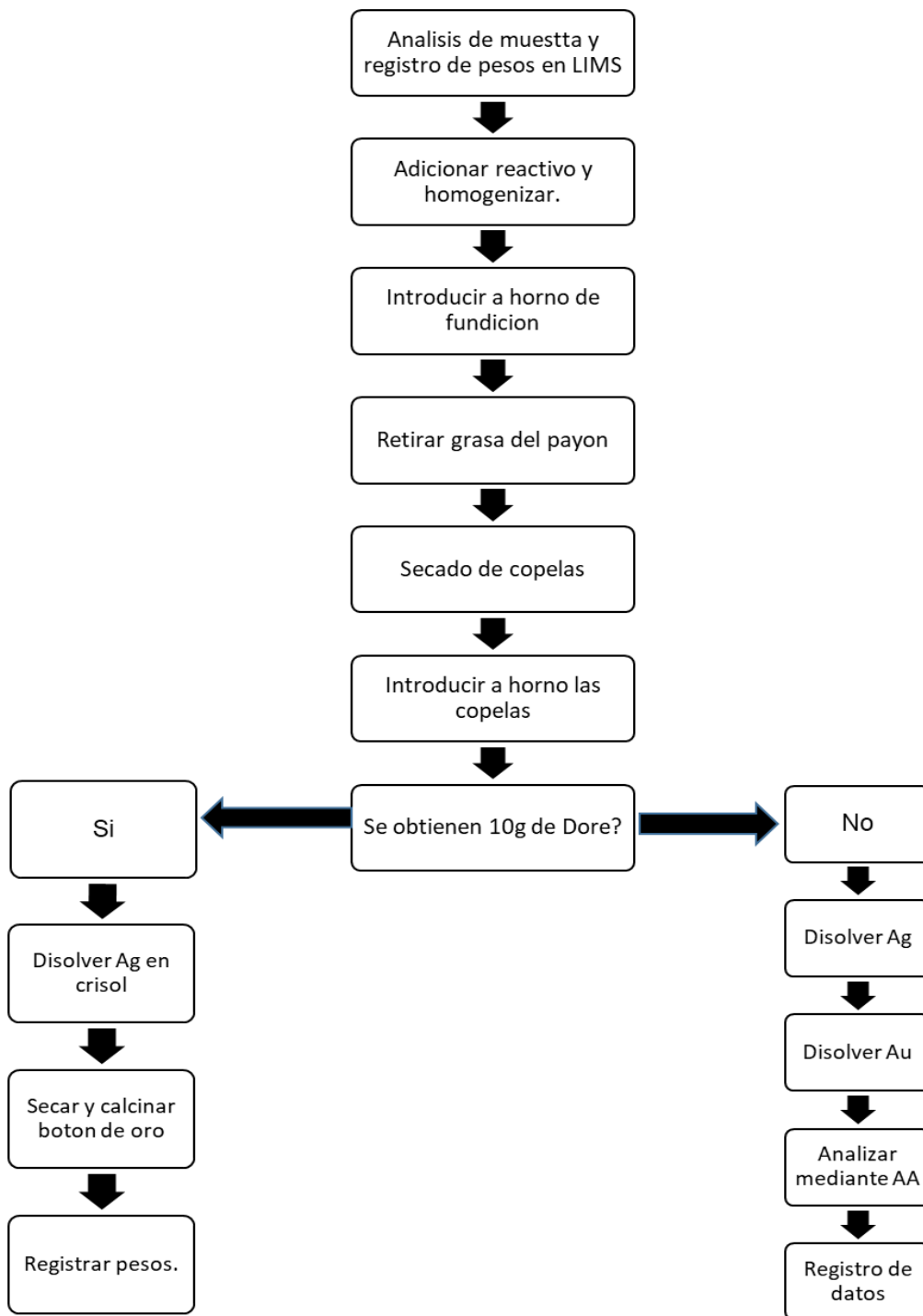


Figura 16 Diagrama de proceso de vía seca.

CAPITULO IV

4. Análisis de resultados y discusión.

Se obtuvieron las siguientes imágenes por medio de la microscopía electrónica de barrido (MEB). Encantarándose minerales valiosos ocluidos en la estructura de la pirita

La unidad minera Fresnillo PLC a través de Centro de Investigación y Desarrollo Tecnológico (CIDT) analizaron muestras de colas de zinc del proceso convencional de flotación selectiva por la técnica de Microscopía Electrónica de Barrido (MEB). En las Figuras 17-19 se observa la presencia de minerales valiosos de manera diseminada y ocluidos en matriz cuarzosa o piritosa.

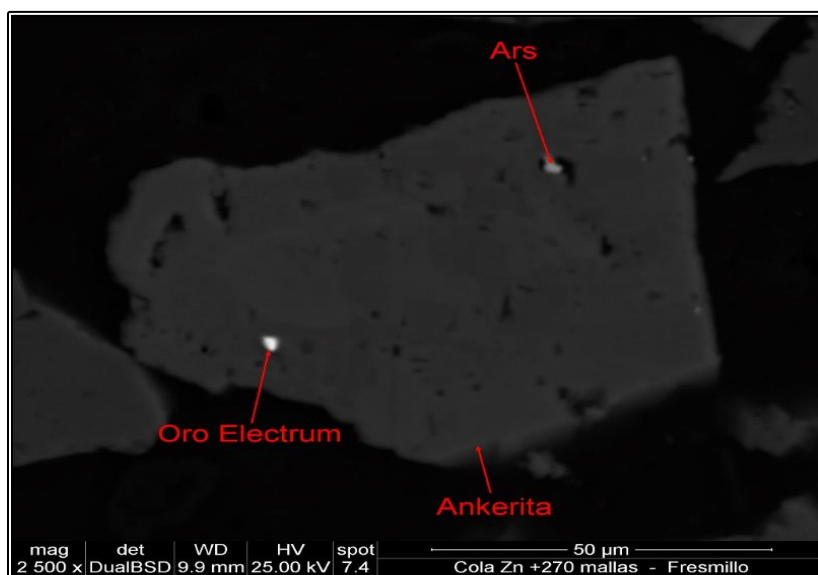


Figura 17 Inclusión de oro electrum en amkerita. Fracción +270 mallas.

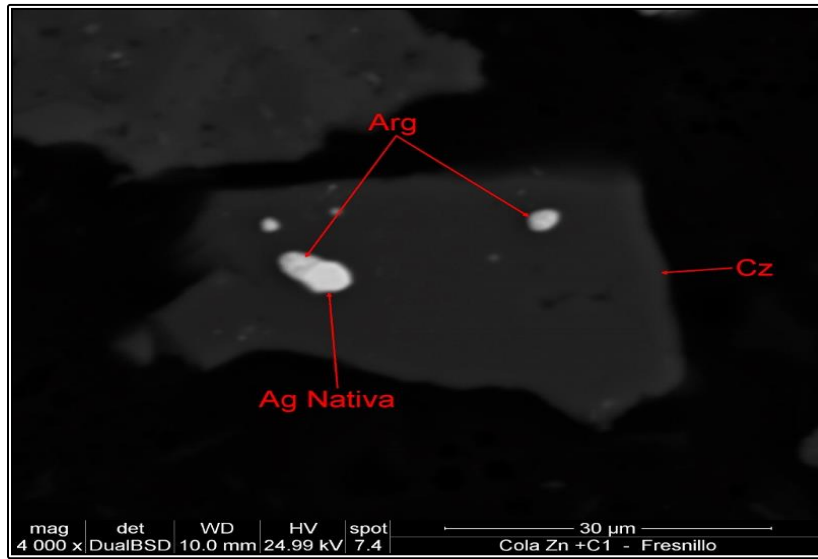


Figura 18 Inclusiones de especies de plata en cuarzo. Fracción +270 mallas.

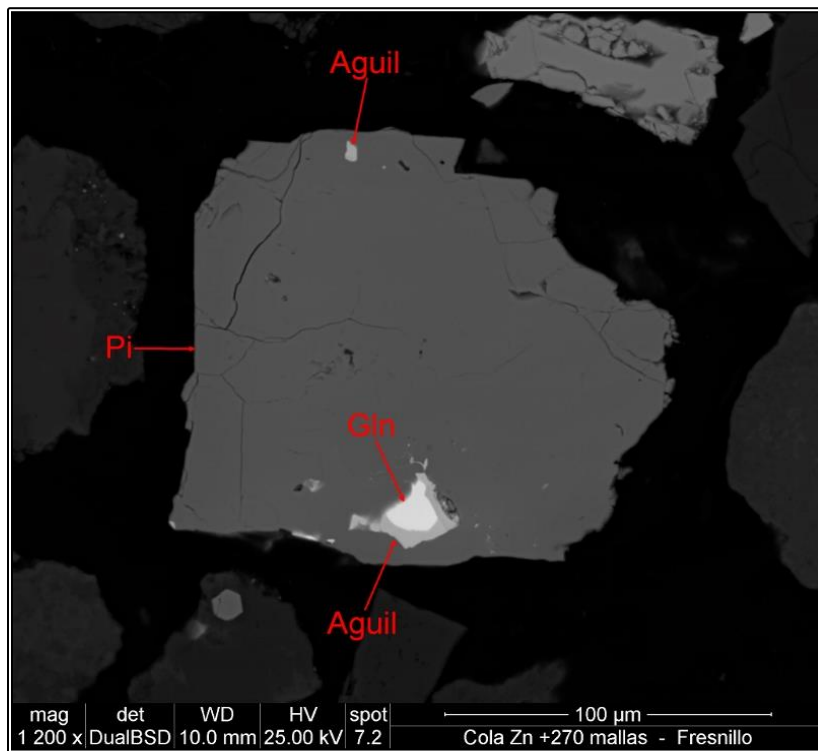


Figura 19 Aguilarita como inclusión en pirita y en contacto con galena. Fracción +270 mallas

4.1.1 Determinación de tiempo de molienda.

Se realizaron remoliendas a diferentes tiempos para un tamaño de partícula de P80 a 23 micras.

Se llevó a cabo un análisis de distribución de tamaños de la cabeza general del compuesto CJ por el método de cicloscizer, para determinar el tamaño de partícula al compuesto y a remoliendas de 3 y 5 minutos.

- **Método de cálculo – Grafico**

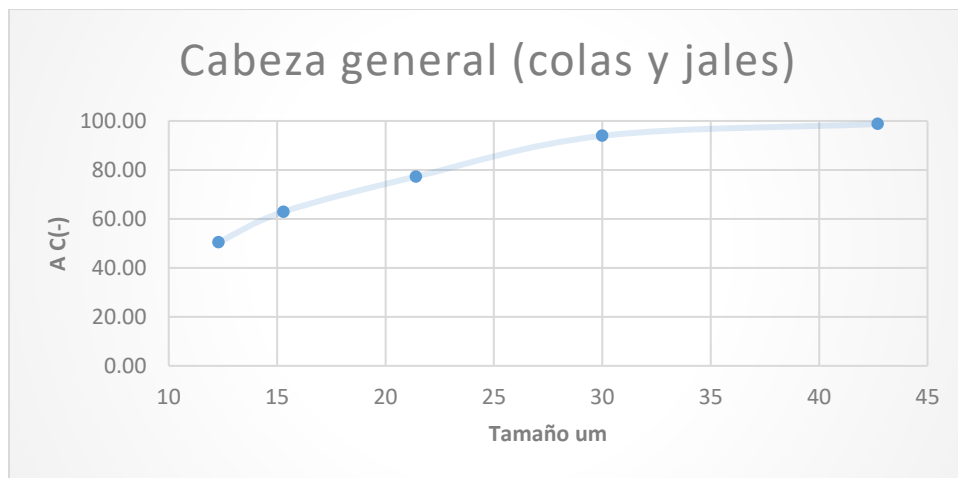


Figura 20 Distribución AC (-) vs Tamaño de micras, empleando 1000gr de mineral del compuesto jales y colas de Zn

Segun la distribución por tamaño en el cicloscizer se puede observar en la figura un tamaño de partícula de P80 a 22.6 micras.

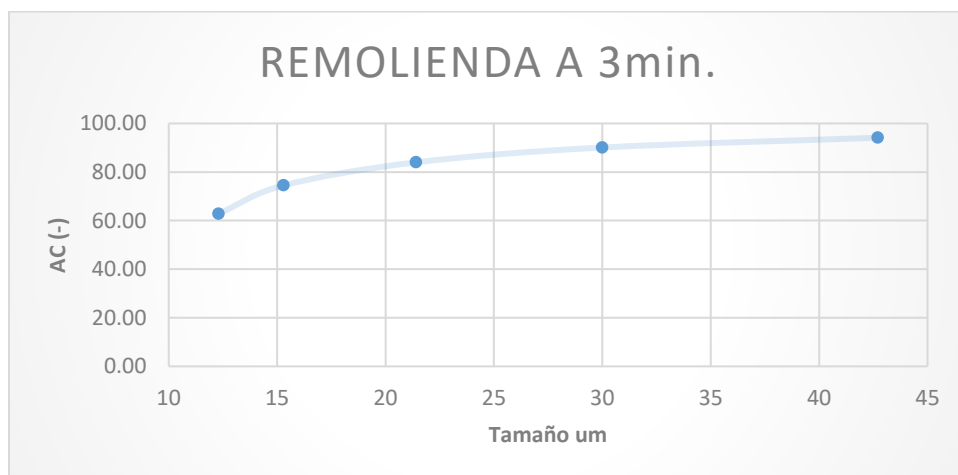


Figura 21 Distribución AC (-) vs Tamaño de micras, empleando 1000gr de mineral del compuesto jales y colas de Zn, a una remolienda de 3 min en el molino Vertí-mil.

De acuerdo a la distribución por tamaño en el ciclozyzer se puede observar en la figura 21 un tamaño de partícula de P80 a 18.8 micras.

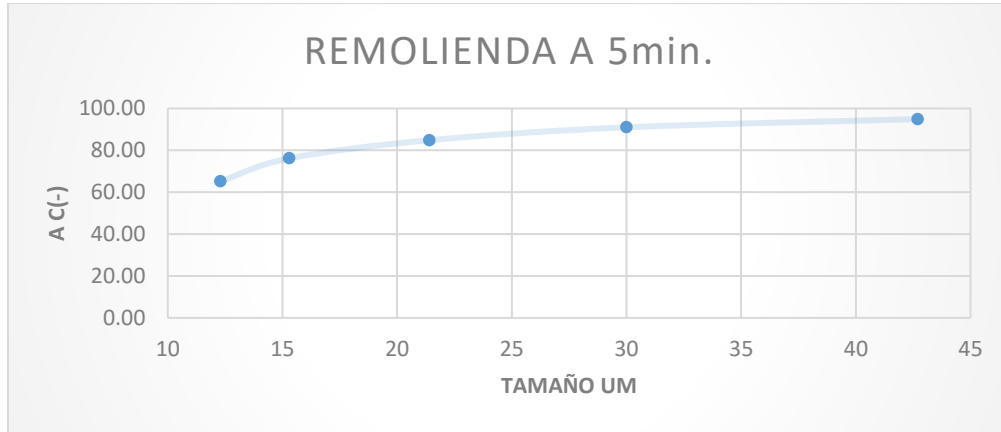


Figura 22 Distribución AC (-) vs Tamaño de micras, empleando 1000gr de mineral del compuesto jales y colas de Zn, a una remolienda de 5 min en el molino Vertí-mil.

Conforme a la distribución por tamaño en el ciclozyzer se puede observar en la figura 22 un tamaño de partícula de P80 a 18 micras.

- **Método de cálculo – Moly-Cop.**

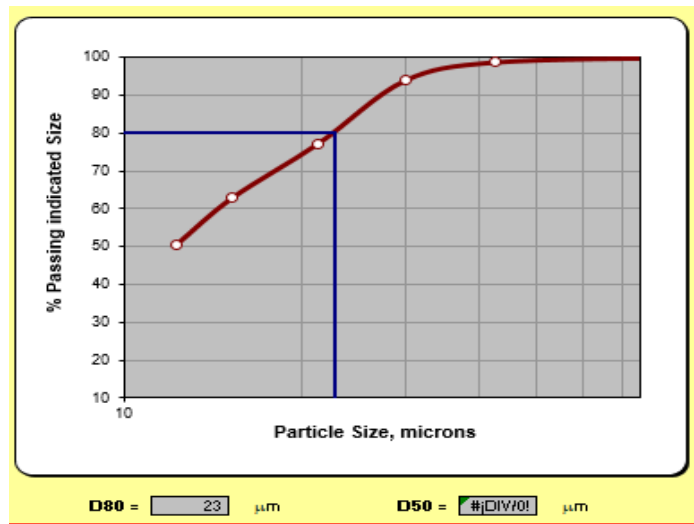


Figura 23 Distribución AC (-) vs Tamaño de micras, empleando 200 gr de mineral del compuesto jales y colas de Zn.

Para la distribución por tamaño en el cicloscyzer se puede observar en la figura 23 generado por el programa de Moly-Cop un tamaño de partícula de P80 a 23 micras.

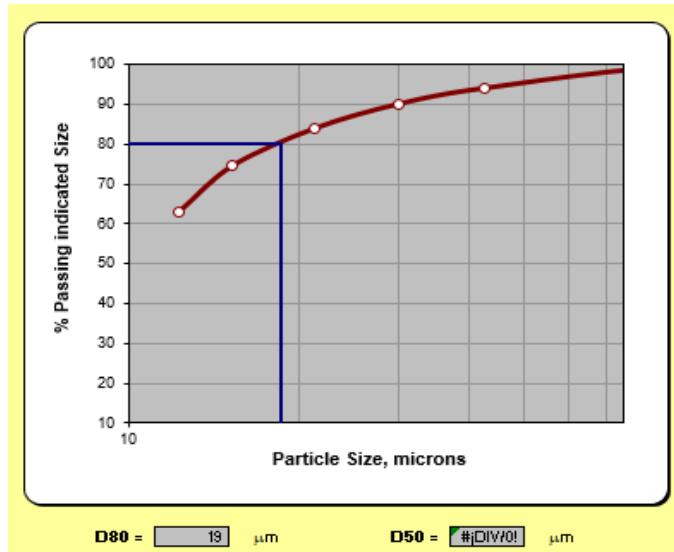


Figura 24 Distribución AC (-) vs Tamaño de micras, empleando 200gr de mineral del compuesto jales y colas de Zn, a una remolienda de 3 min en el molino Vertí-mil.

De acuerdo a la distribución por tamaño en el cicloscyzer se puede observar en la figura 24 generado por el programa de Moly-Cop un tamaño de partícula de P80 a 19 micras.

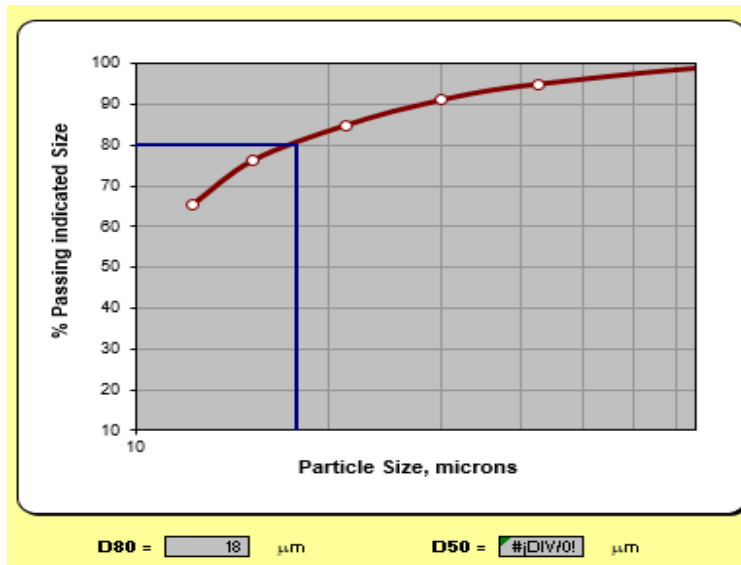


Figura 25 Distribución AC (-) vs Tamaño de micras, empleando 200 gr de mineral del compuesto jales y colas de Zn, a una remolienda de 5 min en el molino Vertí-mil.

En la figura 25 se puede ver la distribución por tamaño en el cicloscizer generado por el programa de Moly-Cop a un tamaño de partícula de P80 a 18 micras.

En la siguiente tabla se muestran los resultados obtenidos del tamaño de partícula del compuesto y remolienda a 3 y 5 minutos de Jales y Colas de Zn por tres diferentes métodos los cuales son:

- Gráfico.
- Moly-Cop.
- Gaudin – Shumman.

Tabla 9 Tamaño de partícula del mineral del compuesto de Jales y Colas de Zn a diferente tiempo de remolienda. (Ver anexo 1)

Tiempo de remolienda.	METODO DE CALCULO		
	Grafico	Moly-Cop	Gaudin – Shumman
0 minutos	22.6	23.0	22.9
3 minutos	18.8	19.0	19.7
5 minutos	18.0	18.0	18.4

Se realizó la determinación de p80 por diferentes métodos para la corroboración de los resultados y de acuerdo a estos se puede decir que sin remolienda se obtiene el tamaño de partícula adecuado para la flotación de pirita.

4.1.2 Flotaciones de pirita (Reactivos Teutón)

4.1.2.1 Compósito de Colas de Zn.

Una vez realizadas las pruebas de flotación del compuesto de colas de Zn se procedió a realizar los balances metalúrgicos (Ver anexo 2), para las pruebas de flotación con diferentes combinaciones de reactivos empelando los mismos parámetros de una flotación estándar (tiempo de acondicionamiento, aire, revoluciones, tiempo de flotación, dosificaciones, concentraciones), se graficó diferentes tipos de gráficos los cuales se presentan a continuación.

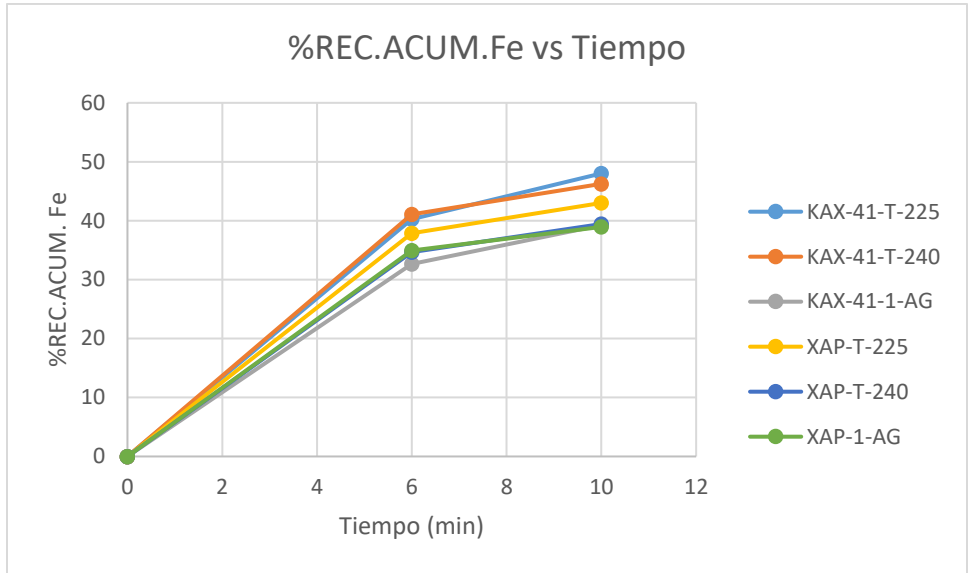


Figura 26 Flotaciones %REC.ACUM. Fe vs Tiempo (min) de Fe, para pruebas de flotación empleando 1000g de mineral de Colas de Zn y diferentes combinaciones de reactivos.

Analizando la figura 26, se determinó una mayor recuperación de Fe en la combinación del reactivo KAX-41-T-225 con un 48.02%.

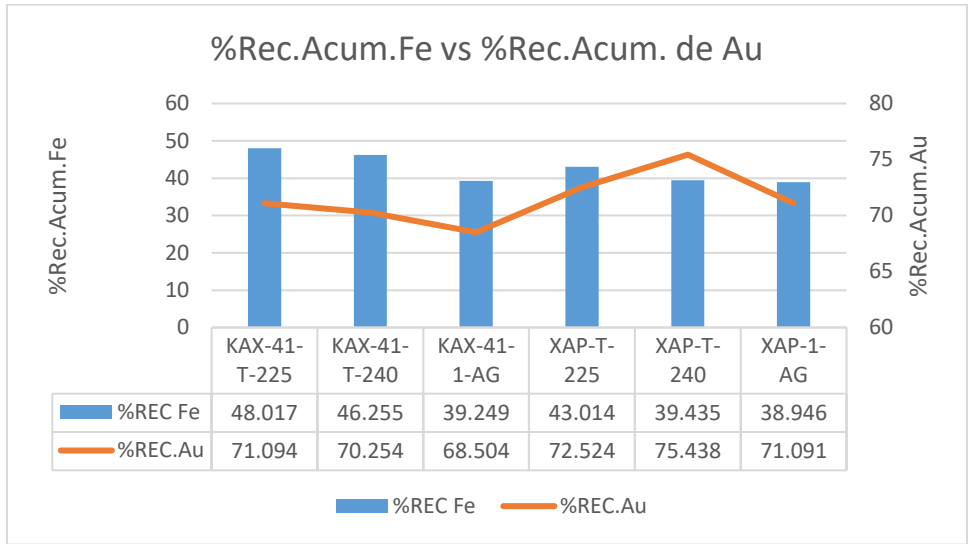


Figura 27 Flotaciones %REC.ACUM. Fe vs %REC.ACUM. Au, para pruebas de flotación empleando 1000g de mineral de Colas de Zn y diferentes combinaciones de reactivos.

La mayor recuperación de Fe se encuentra en la combinación del reactivo KAX-41-T-225 con un 48.02% y un 71.09% de recuperación de Au, también se aprecia en la figura 27 combinación de reactivos de XAP-T-240 una mayor recuperación de Au con un 75.438% pero una deficiente recuperación en Fe con un 39.435%.

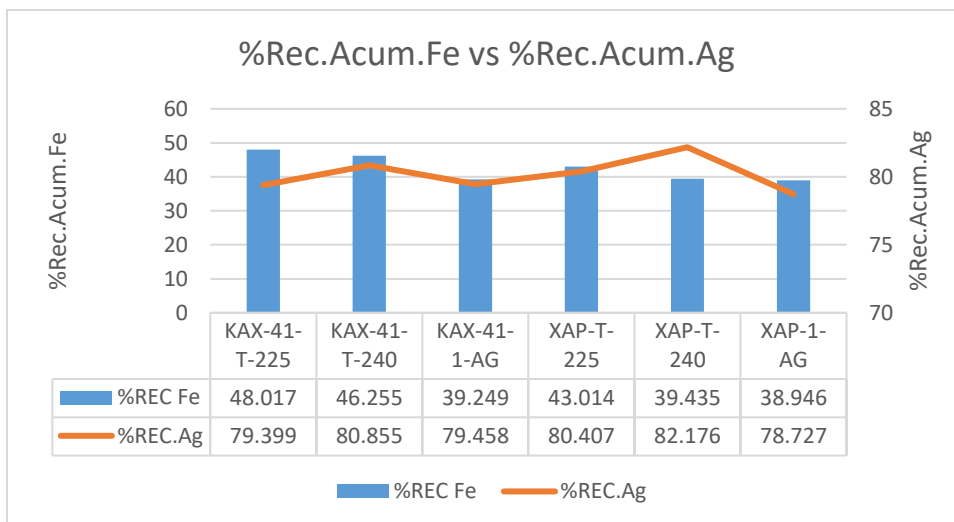


Figura 28 Flotaciones %REC.ACUM. Fe vs %REC.ACUM. Au, para pruebas de flotación empleando 1000g de mineral de Colas de Zn y diferentes combinaciones de reactivos.

Como se puede apreciar de manera grafica en la figura 28 se tiene la misma tendencia que la anterior en los resultados, en la cual la mayor recuperación de Fe se encuentra en la combinación del reactivo KAX-41-T-225 con un 48.02% y un 79.4% de recuperación de Ag, también se aprecia en la combinación de reactivos de XAP-T-240 una mayor recuperación de Ag con un 82.176% pero una deficiente recuperación en Fe con un 39.435%.

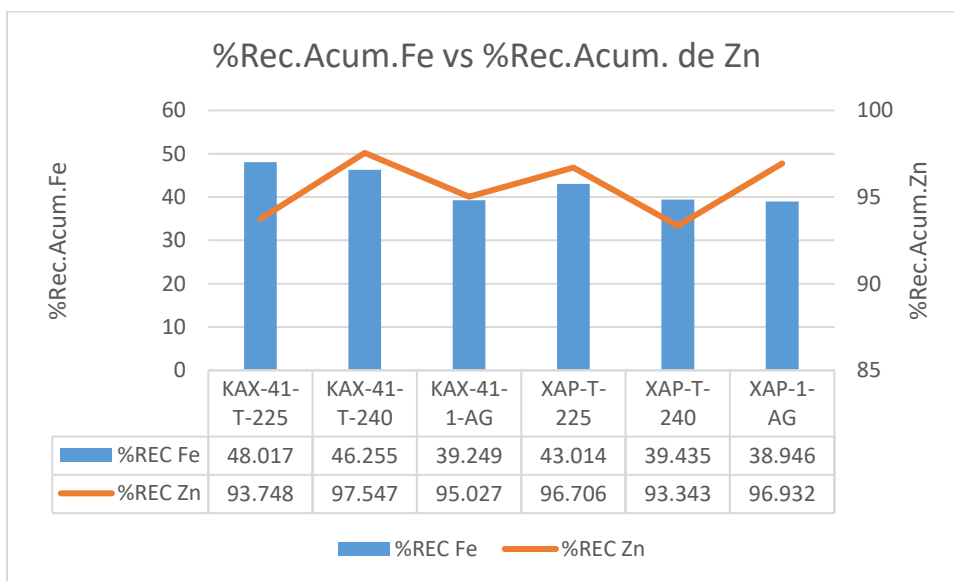


Figura 29 Flotaciones %REC.ACUM. Fe vs %REC.ACUM. Zn, para pruebas de flotación empleando 1000g de mineral de Colas de Zn y diferentes combinaciones de reactivos.

De acuerdo a los resultados de esta figura 29 se aprecia una mayor recuperación de Fe en la combinación de reactivos del KAX-41-T-225 y una alta recuperación de

Zn en todas las combinaciones el cual esto son resultados negativos ya que esto nos afecta en el siguiente proceso que es la Lixiviación.

4.1.2.2 Comportamiento de ORP vs Tiempo

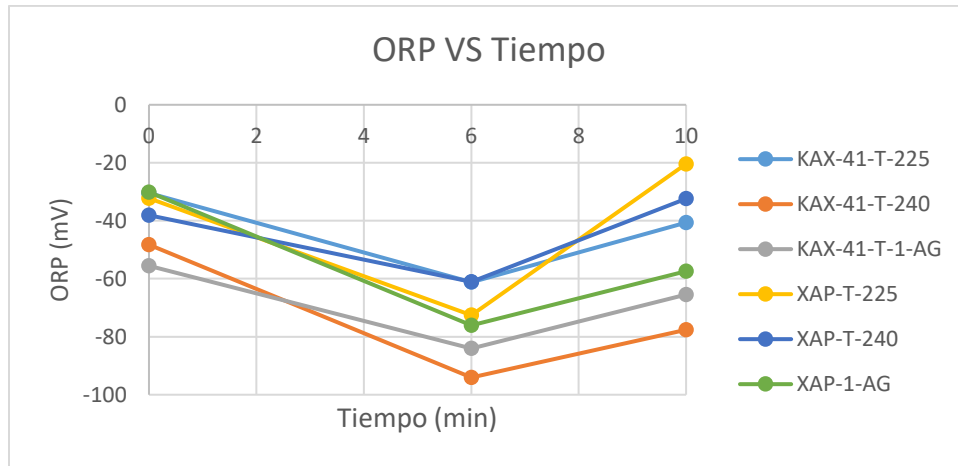


Figura 30 Grafico de ORP vs Tiempo para las diferentes combinaciones de reactivos del compuesto de Colas de Zn.

En esta figura 30 se muestran las tendencias del ORP vs Tiempo de las flotaciones del compuesto de Colas, los valores fueron tomados en diferentes tiempos de la flotación de pirritas los cuales fueron los primarios, agotativos y las colas de Fe.

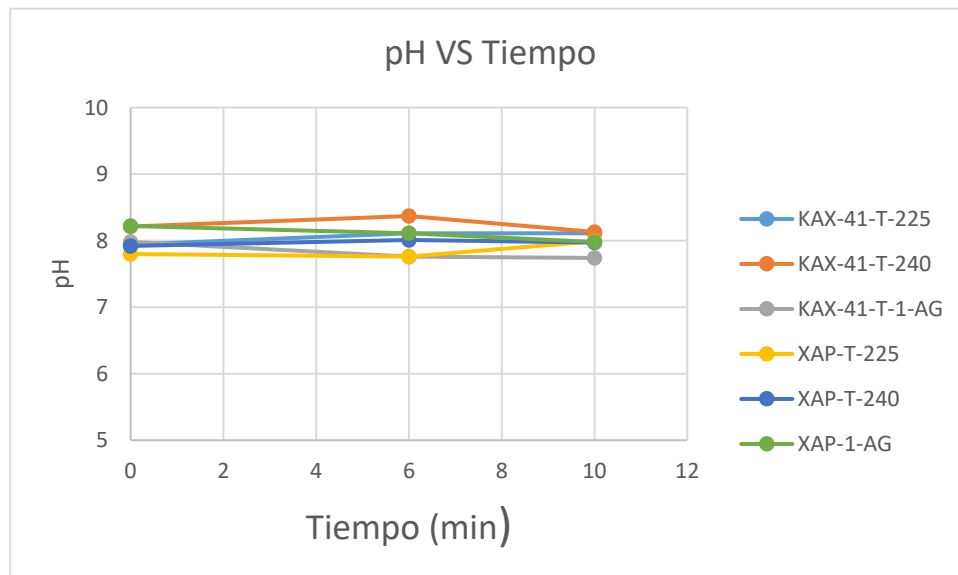


Figura 31 Grafico de pH vs Tiempo para las diferentes combinaciones de reactivos del compuesto de Colas de Zn

Como se muestra en esta figura 31 no se tiene una tendencia uniforme en ninguna medición de pH de las diferentes pruebas de flotación con las diferentes

combinaciones de reactivos, pero se observa que el rango de pH de flotación no tiene variaciones altas, el rango de pH en general es de 7.6 a 8.4.

4.1.3 Pruebas de flotación (Reactivos Flottec)

4.1.3.1 Compósito de colas de Zn

A continuación, se muestra las figuras de resultados que se elaboraron en base a los balances metalúrgicos obtenidos para cada prueba de flotación que se realizó como parte de la experimentación para la obtención de los valores se mandaron a analizar las diferentes muestras al laboratorio de ensaye químico. En las figuras siguientes, se muestran los resultados obtenidos para el porcentaje de recuperación acumulativo de hierro para cada prueba, estas con diferentes combinaciones de reactivos mostradas en el matiz de combinaciones.

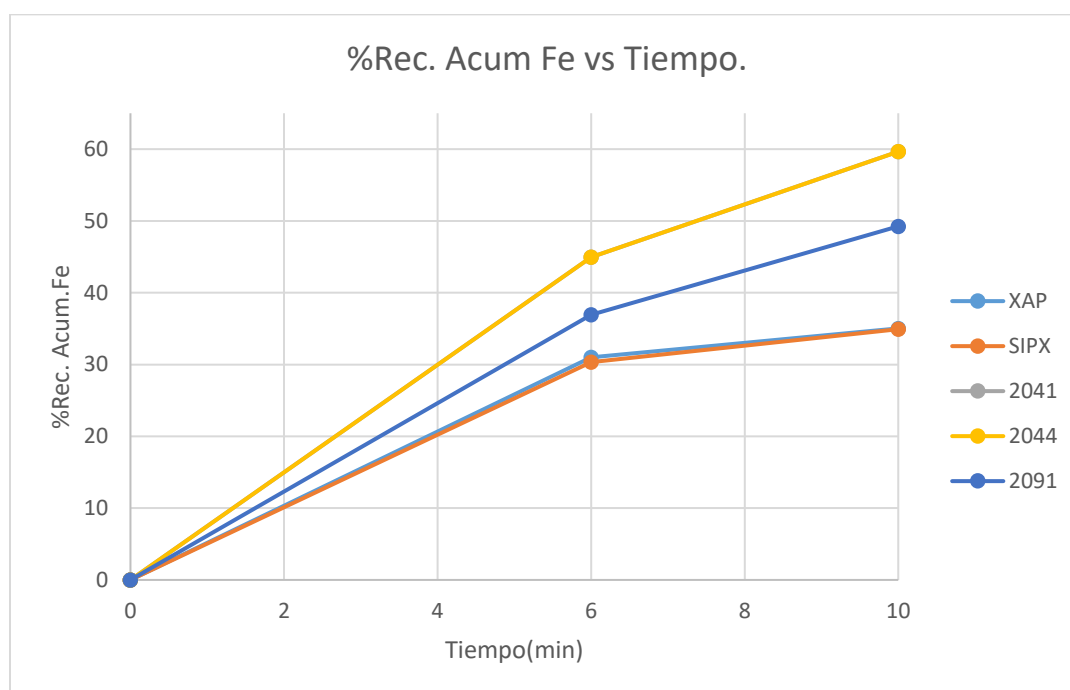


Figura 32 Grafico de recuperación acumulada de Fe para cada combinación de reactivos, para el compósito de Colas de Zn.

Como se aprecia en la figura 32 las mejores recuperaciones de Fe se obtienen al trabajar con los reactivos 2044 y 2091 obteniendo una recuperación de 59.64% con

Para una mejor lectura de los resultados sobre los reactivos empleados en las flotaciones se realizaron los gráficos de %Rec Fe vs %Rec Au, y %Rec. Acum Fe vs. %Rec. Acum. Ag, con la finalidad de ver la cantidad de metales valiosos que se está recuperando en conjunto con la recuperación de piritas. Se muestra la gráfica 33 con los puntos para cada combinación de reactivos para el compuesto de colas de Zn.

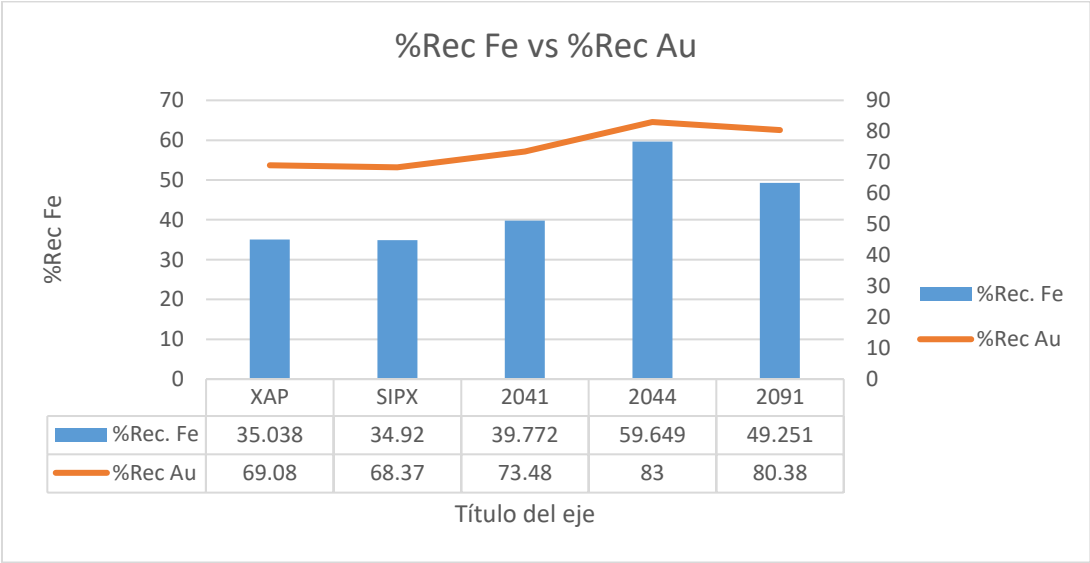


Figura 33 Grafico de recuperación acumulada de hierro vs recuperación acumulada de oro para el compuesto de colas de Zn.

En las pruebas de flotación que se realizaron para el compuesto de colas de Zn se obtuvo la mayor recuperación de oro con el reactivo 2044, teniendo una recuperación del 83% de oro y 59.649% de hierro, otro de los reactivos que se presenta mayor afinidad hacia este metal valioso es el 2091 con una recuperación del 80.38% de oro y 49.251% de hierro.

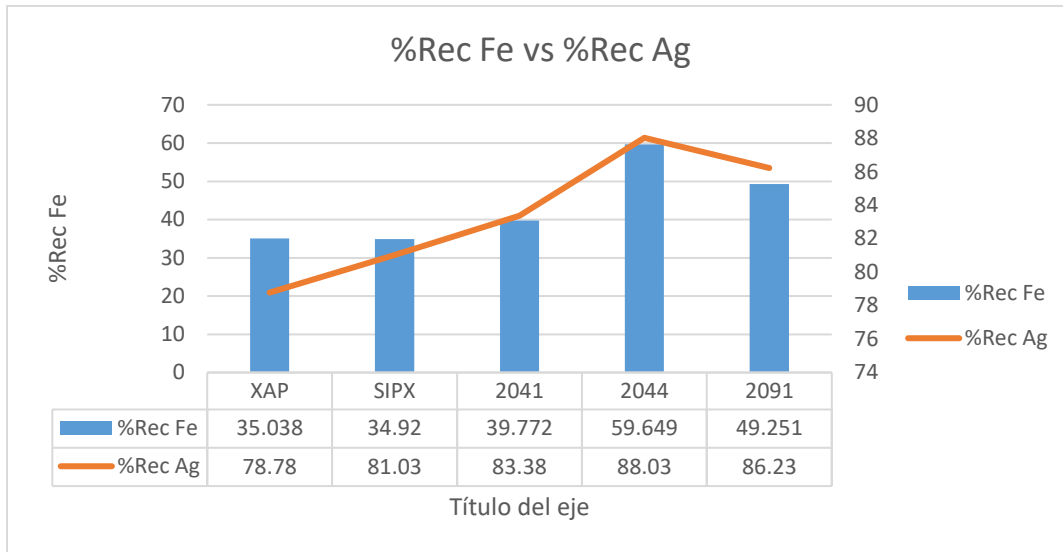


Figura 34 Grafico de recuperación acumulada de hierro vs recuperación acumulada de plata para el compuesto de colas de Zn

La recuperación de plata se vio benéfica con las 5 combinaciones de reactivos que se emplearon, pero solo 2 son los más sobresalientes teniendo para el reactivo 2044 una recuperación de plata del 88.03% y 59.64% de hierro, y para el reactivo 2091 una recuperación de plata del 86.23% y 49.251% de hierro. Dejando a estos 2 reactivos como los más óptimos para los procesos de flotación de piritas.

Debido a que el concentrado de piritas se usara para un proceso posterior de lixiviación se optó por analizar la cuantificación del Zn obtenido, ya que este metal puede afectar en el consumo de cianuro. Por esto se muestra a continuación una gráfica 34 donde se ven los valores de la recuperación acumulada de zinc en comparación con la recuperación acumulada de Fe

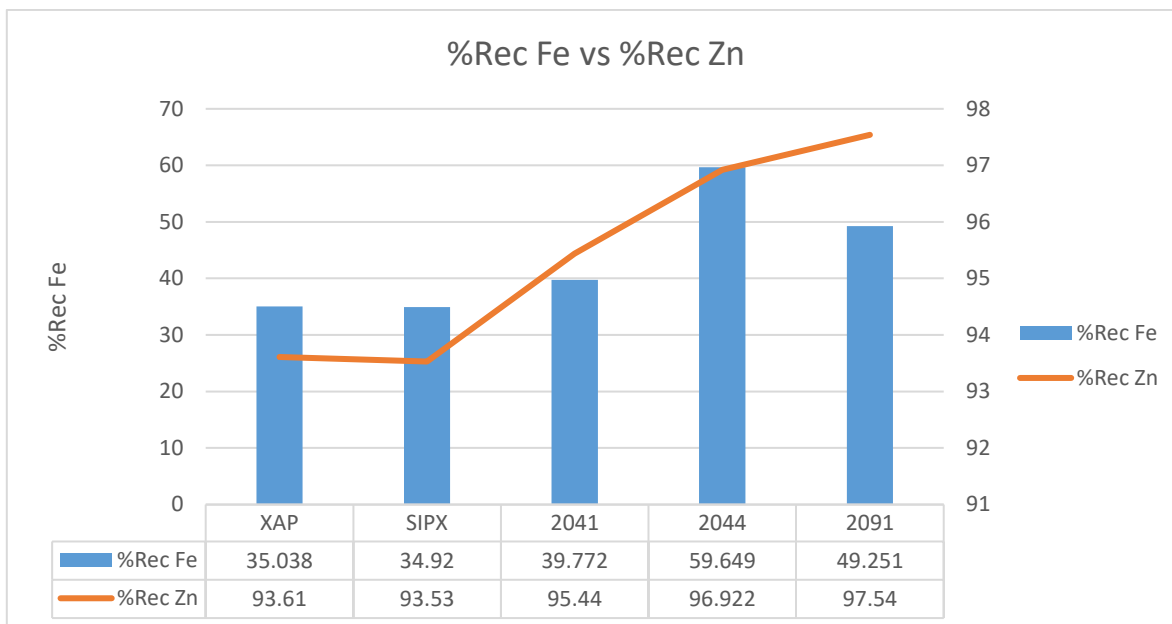


Figura 35 Grafico de recuperación acumulada de hierro vs recuperación acumulada de zinc para el compuesto de colas de Zn.

Como se dijo anteriormente la recuperación de Zn se encuentra demasiado alta para todas las combinaciones de reactivos estando todas por encima del 90%, siendo esto un factor que afectara en el proceso posterior de lixiviación.

La medición del ORP como una variable para el entendimiento del fenómeno se llevó a cabo en las diferentes etapas de las pruebas de flotación, a continuación, se muestra la figura 35 del comportamiento del ORP vs Tiempo.

4.1.3.2 Comportamiento de ORP vs Tiempo

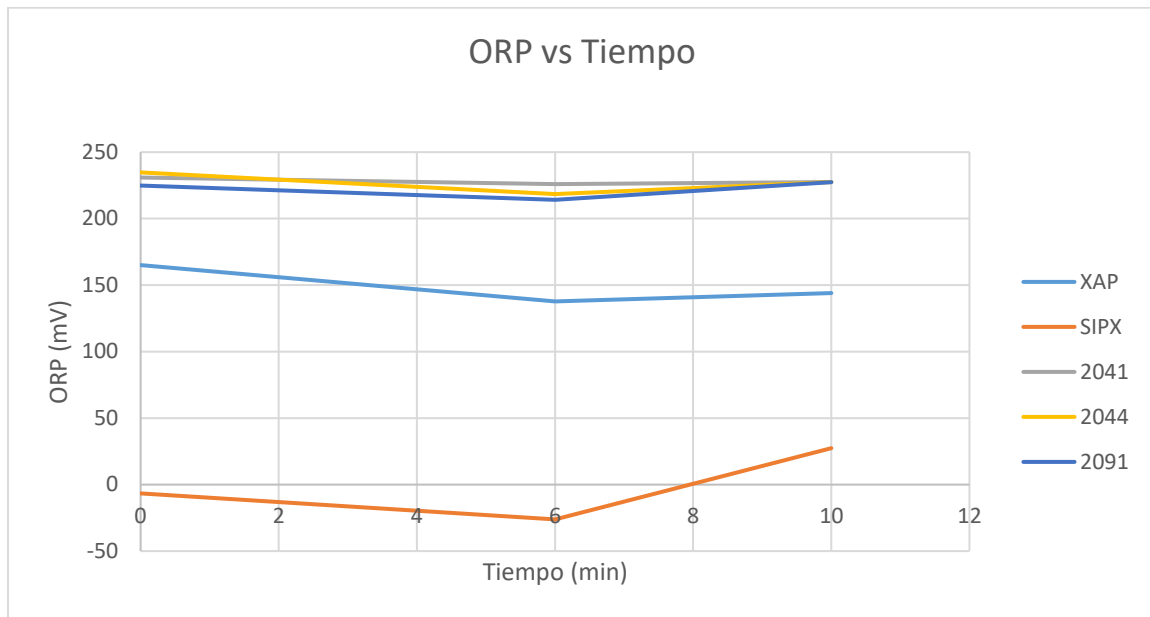


Figura 36 Grafico de ORP vs tiempo para todas las combinaciones de reactivos para el compuesto de colas de Zn.

En el diagrama de ORP vs tiempo se muestran las variaciones que tuvo durante los tiempos medidos en las pruebas de flotación, el valor fue medido en cada una de las etapas de flotación, como son primario agotativo y en colas, la variación del ORP se encuentra con sus valores más bajos para el XAP con un valor de -62.5 mV. Y como valor más alto el reactivo 2044 de la empresa Flottec 25.95, los dos medidos en la etapa de agotativos.

Según la teoría se encuentra que la especie de la pirita se encuentra en manera de Fe^{2+} a un rango de potencial de -0.5 V a 0.5 V, y en un rango de pH para evitar la oxidación de la partícula de 5 a 10.

En la figura 37 se muestran los valores obtenidos de pH medidos en las diferentes etapas del proceso de flotación

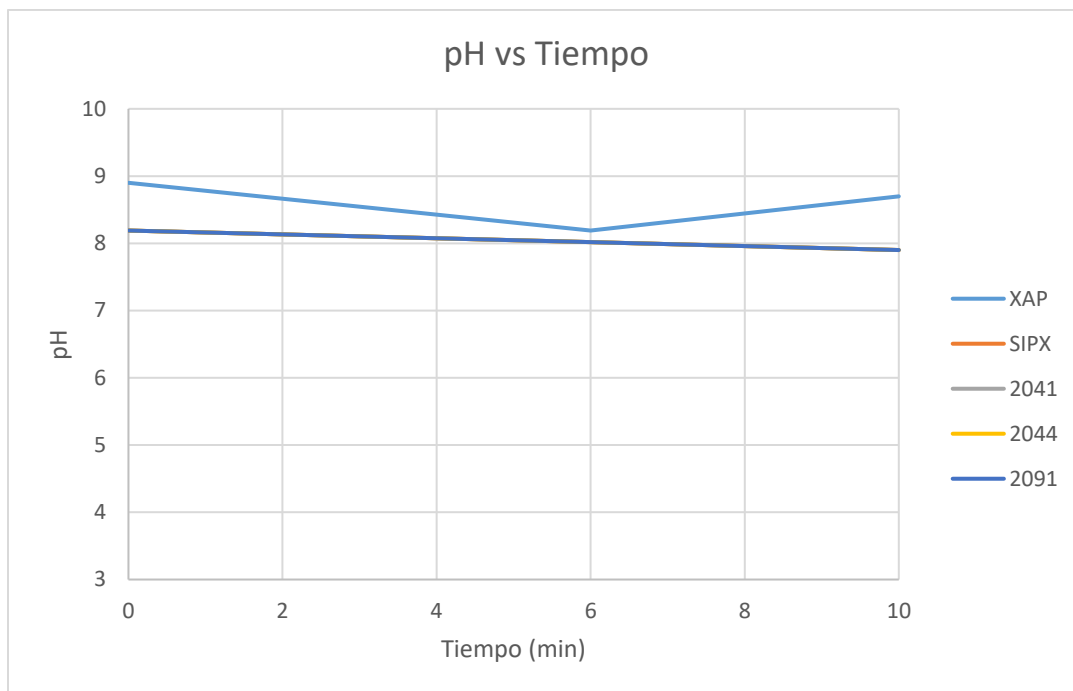


Figura 37 Grafica de pH contra tiempo para las diferentes combinaciones de reactivos

Como se puede observar en la figura anterior los valores de pH no representan modificación alguna al momento de estar trabajando con las dosificaciones de los reactivos, los rangos de pH en los que se encuentran estos valores va desde 7.5 el más bajo hasta 8.85 el pH más alto.

4.1.4 Combinaciones de reactivos con mayor recuperación de Oro, Plata y Hierro para el compósito de Colas de Zn.

Se seleccionaron los reactivos que arrojaron las mejores recuperaciones para oro, plata y hierro para el compósito de Colas de Zn.

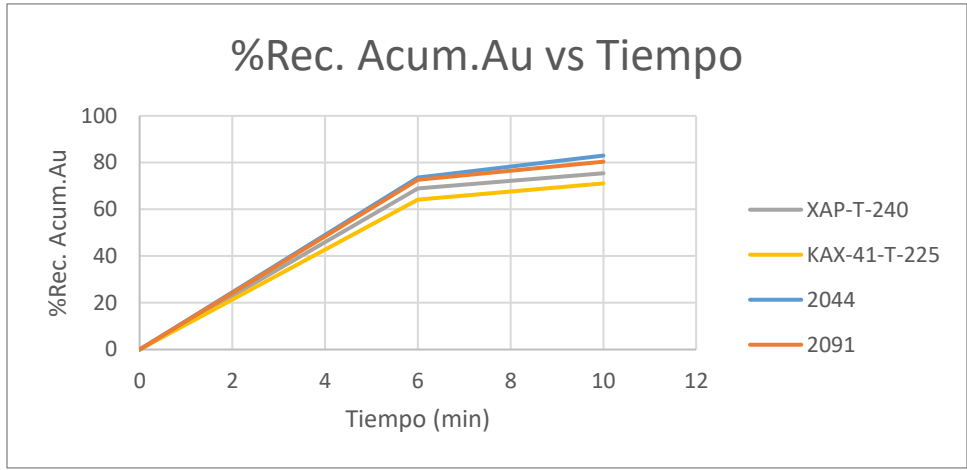


Figura 38 Grafico de por ciento de recuperación acumulado de oro contra tiempo.

De acuerdo al resultado de la figura 38 se observa que el reactivo 2044 obtuvo una mayor recuperación de Au con un porcentaje de 83% en la flotación de pirita, siguiendo como segundo resultado el reactivo 2091 con una recuperación de 80.38%.

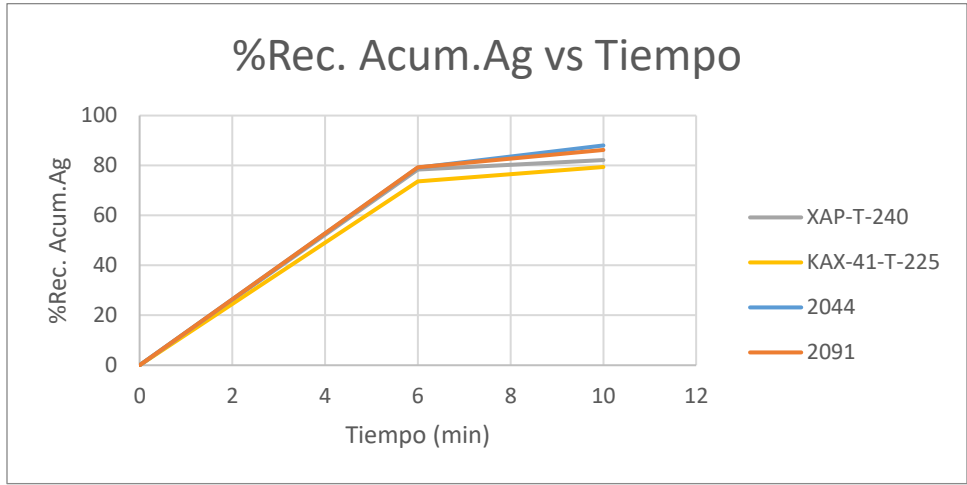


Figura 39 Grafico de por ciento de recuperación acumulado de Ag contra tiempo.

De acuerdo a los resultados de la figura 39, se observa que el reactivo 2044 obtuvo una mayor recuperación de Ag con un porcentaje de 88.03% en la flotación de pirita, siguiendo como segundo resultado el reactivo 2091 con una recuperación de 86.23%.

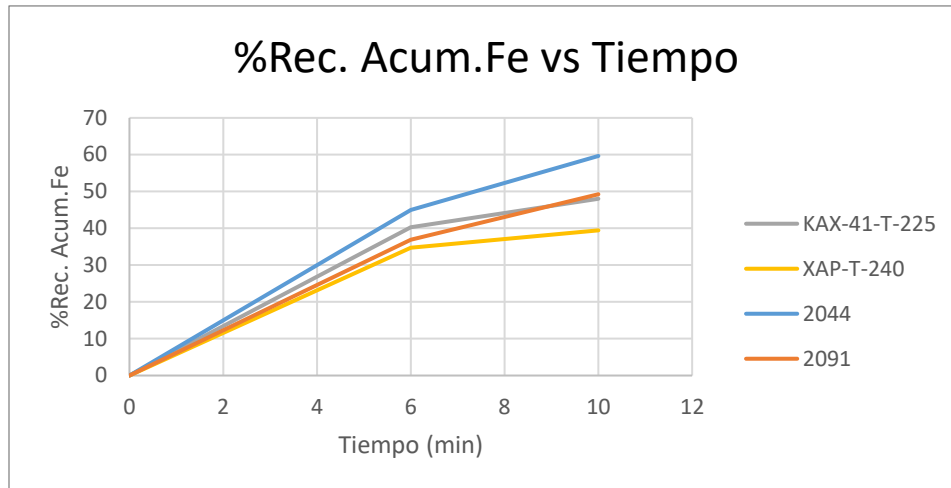


Figura 40 Grafico de por ciento de recuperación acumulado de Fe contra tiempo.

De acuerdo a los resultados observados en la figura 40 se observa que el reactivo 2044 obtuvo una mayor recuperación de Fe con un porcentaje de 59.65% en la flotación de pirita, y respecto a los demás reactivos baja la recuperación de Fe hasta un 49.25%.

4.1.5 Flotaciones de pirita (Teutón)

4.1.5.1 Compósito de Colas de Zn y Jales.

Una vez realizadas las pruebas de flotación del compósito de colas de Zn y Jales se procedió a realizar los balances metalúrgicos (Ver anexo 3), para las pruebas de flotación con diferentes combinaciones de reactivos empelando los mismos parámetros de una flotación estándar (tiempo de acondicionamiento, aire, revoluciones, tiempo de flotación, dosificaciones, concentraciones), se realizaron diferentes tipos de gráficos los cuales se presentan a continuación.

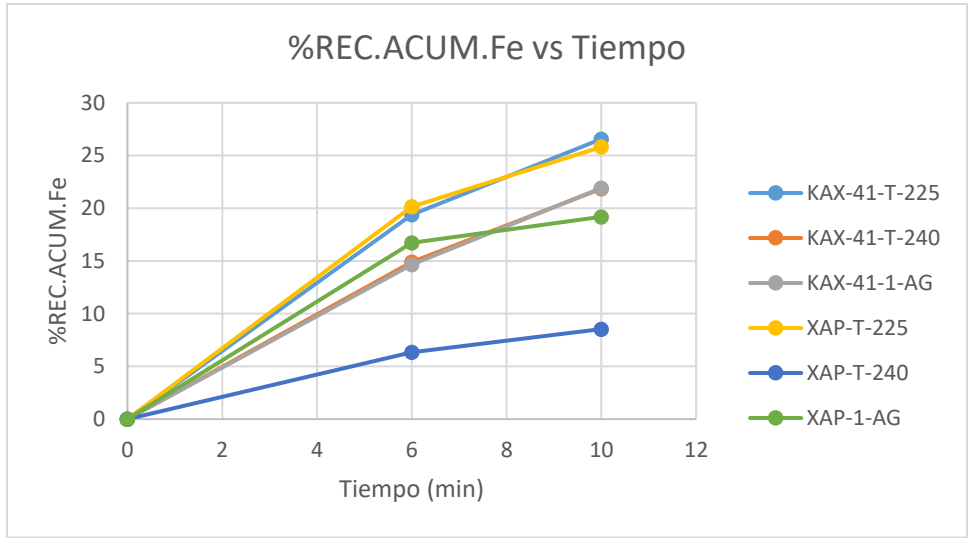


Figura 41 Flotaciones %REC.ACUM. Fe vs Tiempo (min) de Fe, para pruebas de flotación empleando 1000g de mineral de Colas de Zn y Jales para diferentes combinaciones de reactivos.

De acuerdo a la figura 42, se determinó una mayor recuperación de Fe en la combinación del reactivo KAX-41-T-225 con un 25.68%.

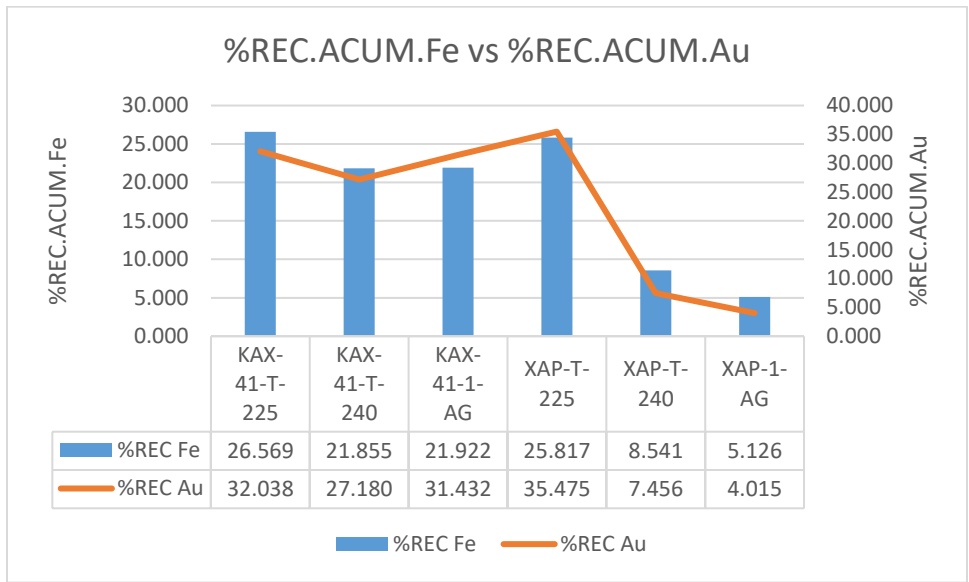


Figura 42 Flotaciones %REC.ACUM. Fe vs %REC.ACUM. Au, para pruebas de flotación empleando 1000g de mineral de Colas de Zn y Jales para diferentes combinaciones de reactivos.

La mayor recuperación de Fe se encuentra en la combinación del reactivo KAX-41-T-225 con un 26.6% y un 32.04% de recuperación de Au, también se aprecia en la combinación de reactivos en la figura 42 de XAP-T-224 que tiene una mayor recuperación de Au con un 35.475% pero una deficiente recuperación en Fe con un 25.927%.

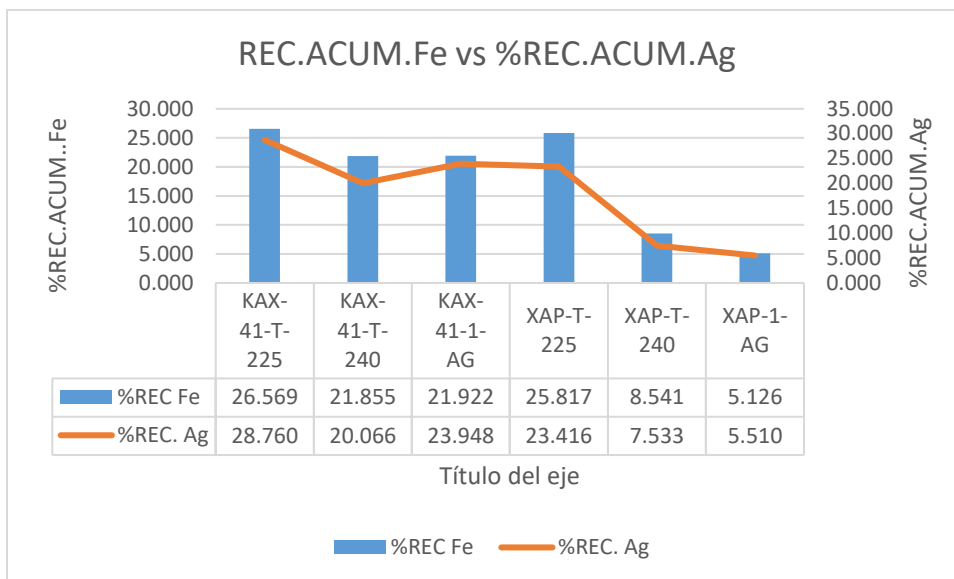


Figura 43 Flotaciones %REC.ACUM. Fe vs %REC.ACUM. Au, para pruebas de flotación empleando 1000g de mineral de Colas de Zn y Jales para diferentes combinaciones de reactivos.

De acuerdo a los resultados de la figura 43 se tiene la misma tendencia que la anterior en los resultados, en la cual la mayor recuperación de Fe se encuentra en la combinación del reactivo KAX-41-T-225 con un 26.6% y un 28.76% de recuperación de Ag.

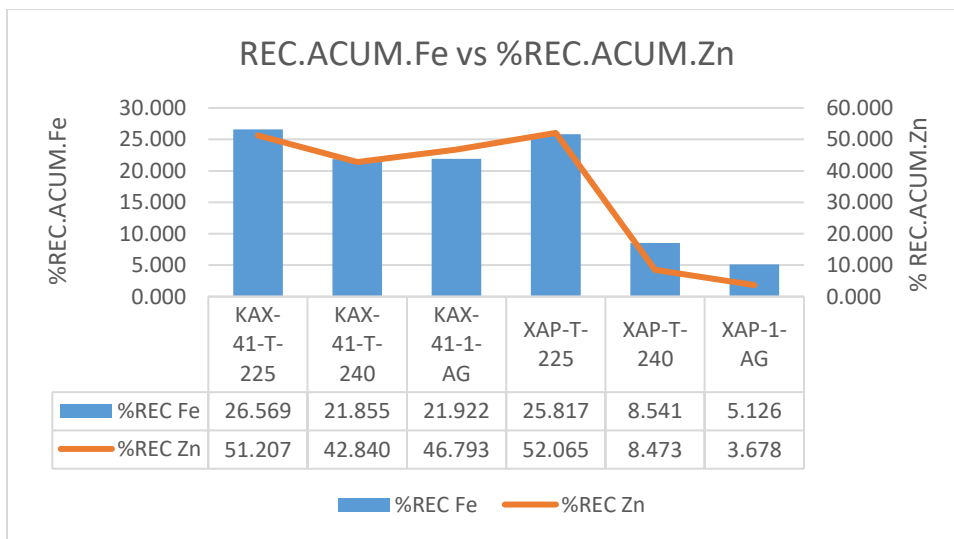


Figura 44 Flotaciones %REC.ACUM. Fe vs %REC.ACUM. Zn, para pruebas de flotación empleando 1000g de mineral de Colas de Zn y Jales para diferentes combinaciones de reactivos.

De acuerdo a los resultados de la figura 44 se aprecia una mayor recuperación de Fe en la combinación de reactivos del KAX-41-T-225 y una alta recuperación de Zn en todas las combinaciones el cual esto son resultados negativos ya que esto nos afecta en el siguiente proceso que es la Lixiviación.

4.1.5.2 Comportamiento de ORP vs Tiempo

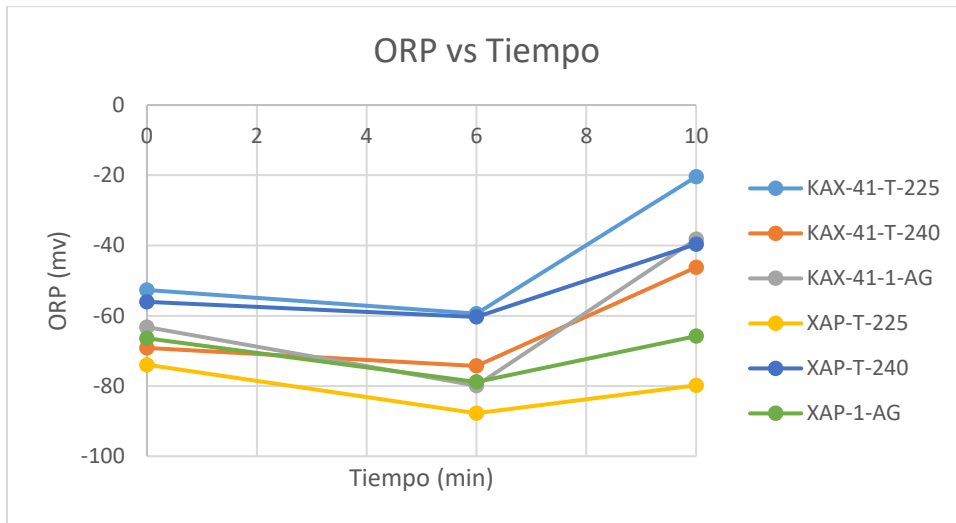


Figura 45 Grafico de ORP vs Tiempo para las diferentes combinaciones de reactivos del compuesto de Colas de Zn y Jales.

En la figura 45 se muestran las tendencias del ORP vs Tiempo de las flotaciones del compuesto de Colas y Jales, los valores fueron tomados en diferentes tiempos de la flotación de piritas los cuales fueron los primarios, agotativos y las colas de Fe.

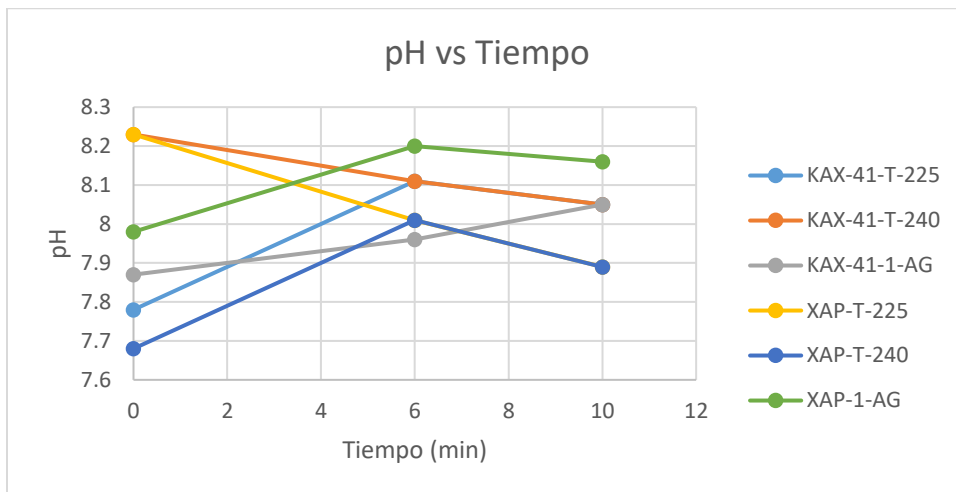


Figura 46 Grafico de pH vs Tiempo para las diferentes combinaciones de reactivos del compuesto de Colas de Zn

Como se muestra en la figura 46 no se tiene una tendencia uniforme en ninguna medición de pH de las diferentes pruebas de flotación con las diferentes combinaciones de reactivos, pero se observa que el rango de pH de flotación no tiene variaciones altas, el rango de pH en general es de 7.6 a 8.4.

4.1.6 Pruebas de flotación (Flottec)

4.1.6.1 Compósito colas y jales

Los resultados obtenidos para las pruebas de flotación del compósito de colas y jales, fueron elaborados de la misma manera que los anteriores, a partir de los balances metalúrgicos obtenidos. Además de que se realizaron el mismo número de pruebas con la misma combinación de reactivos, pero para un compósito diferente de mineral, no hubo modificación de ningún parámetro. La figura 47 demuestra las recuperaciones de Fe en el nuevo compósito

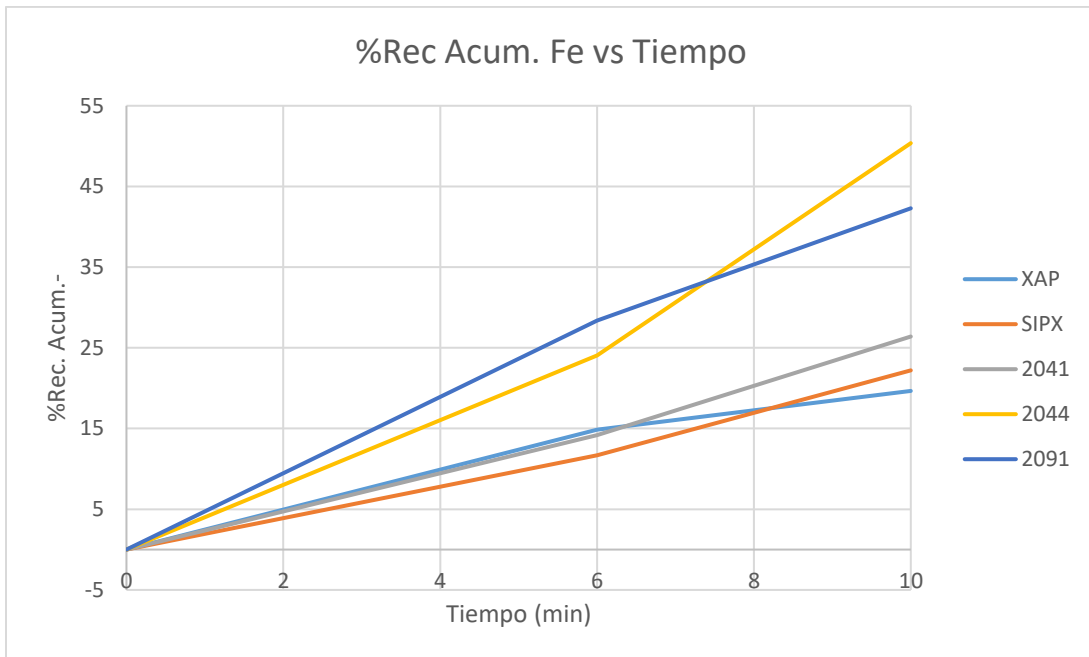


Figura 47 Grafico de recuperación acumulada de Fe para cada combinación de reactivos, para el compósito de Jales y Colas.

Según el grafico 47 se logra apreciar que la mejor recuperación se obtiene con los reactivos 2044, con una recuperación de 50.36% de Fe y el 2091, con una recuperación de 42.29% de Fe. Estas recuperaciones son tomadas en el minuto 10 de la flotación.

Las gráficas de recuperación de Au vs recuperación de Fe se realizaron en base a los porcentajes de recuperación acumulada los cuales se realizaron en los balances

metalúrgicos que se muestran en los anexos. Las siguientes graficas corresponden al compuesto de colas y jales.

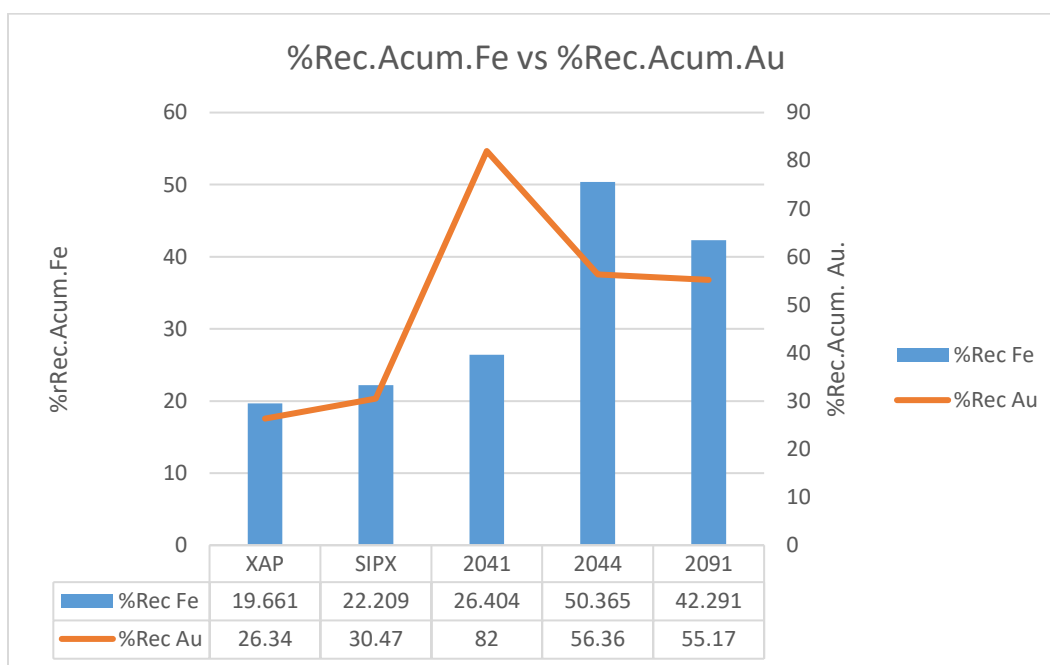


Figura 48 Grafico de recuperación acumulada de hierro vs recuperación acumulada de oro para el compuesto de colas y jales

como se aprecia en la figura 48. La mejor recuperación de Au que se obtuvo fue con el reactivo 2041, pero esto no se toma tanto en cuenta debido a que su recuperación de piritas es muy baja. Para esto se puede apreciar que los reactivos 2044 y 2091 tienen una mejor recuperación de oro en comparación con la recuperación de piritas. Esto únicamente para el compuesto de colas más jales

Para la evaluación de los reactivos en función a la recuperación de plata se obtuvo la figura 49.

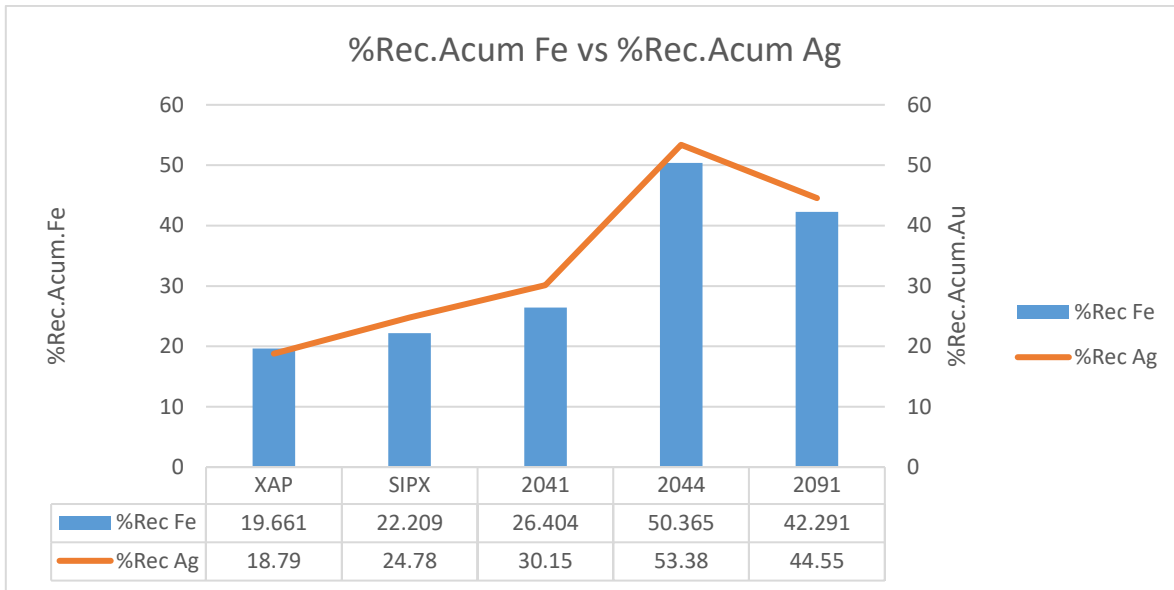


Figura 49 Grafico de recuperación acumulada de hierro vs recuperación acumulada de plata para el compuesto de colas y jales

Como se puede observar en la figura 49 la tendencia sigue siendo la misma, teniendo las mejores recuperaciones de plata con el reactivo 2044, y seguido de este el reactivo 2091 los cuales muestran de manera muy significativa las mejores recuperaciones de plata en función a la recuperación del hierro.

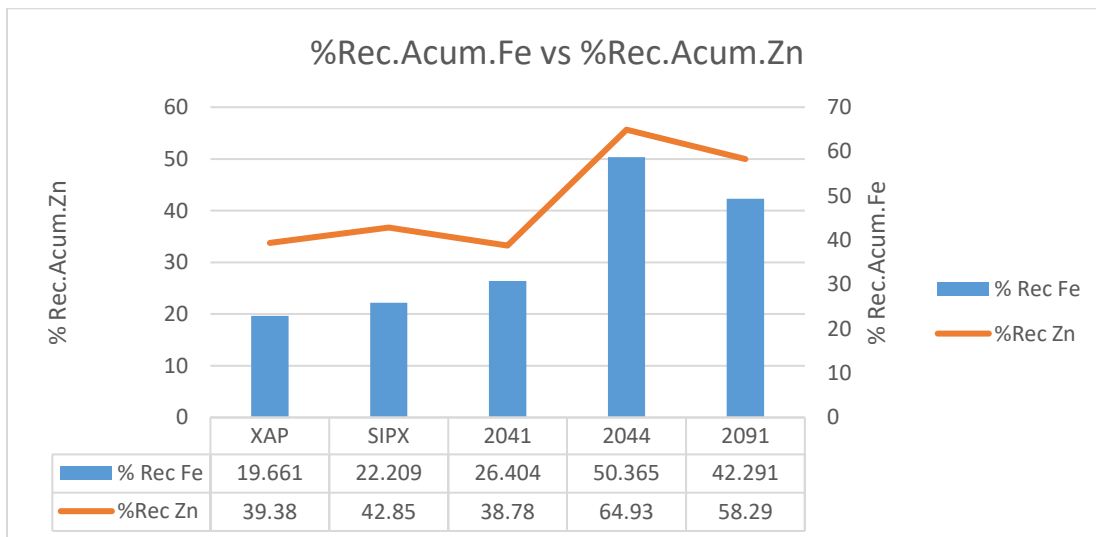


Figura 50 Grafico de recuperación acumulada de hierro vs recuperación acumulada de plata para el compuesto de colas y jales.

Como es sabido para el proceso posterior que es la lixiviación el Zinc afecta de manera significativa en el consumo de cianuro, en el grafico 50 se puede apreciar que la cantidad de zinc en las pruebas de flotación realizadas para el compósito de colas y jales tienen una menor recuperación de zinc, esto se debe a que la ley de zinc es menor en los jales y a que las partículas se encuentran parcialmente oxidadas.

4.1.6.2 Comportamiento de ORP vs Tiempo

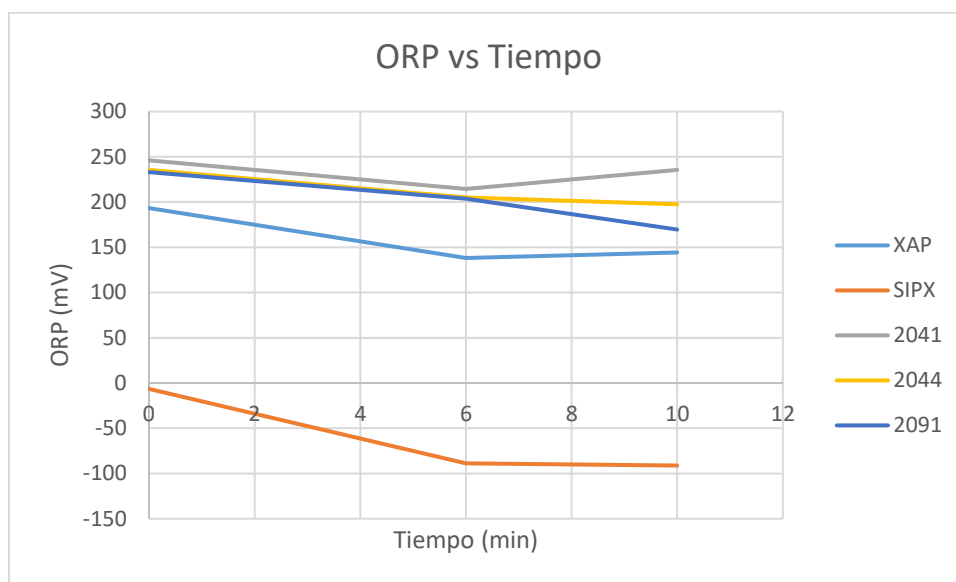


Figura 51 Grafico de ORP contra tiempo para pruebas con el concentrado de colas más jales.

En la figura 51 de ORP nos dice el potencial oxido reducción que se tiene durante un momento determinado de la prueba de flotación, para estos casos se midieron a los mismos tiempos en las diferentes pruebas.

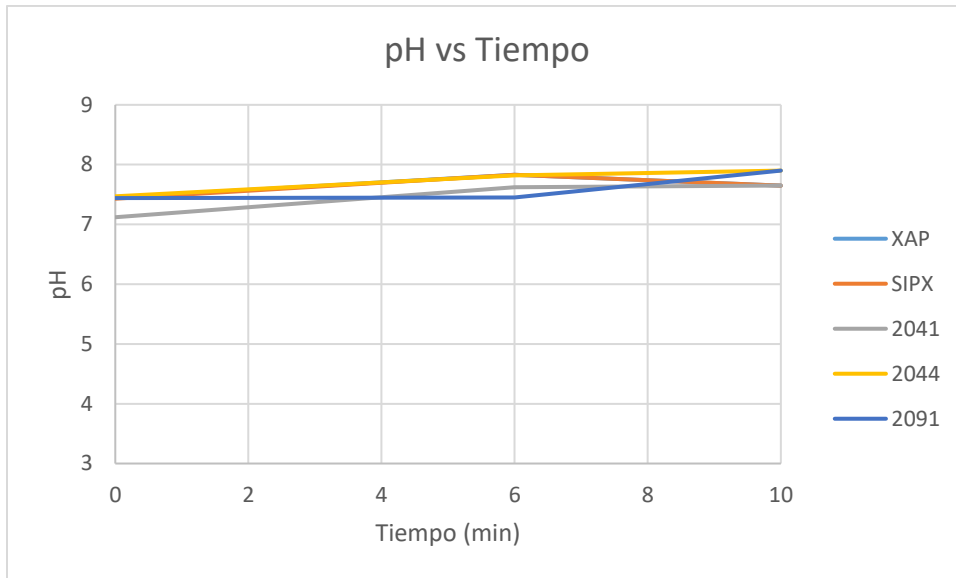


Figura 52 Grafico de pH contra Tiempo para las diferentes combinaciones de reactivos. En la figura 52 se puede ver que la tendencia en las variables del pH no se ve afectada de manera significativa.

4.1.7 Combinaciones de reactivos con mayor recuperación de Oro, Plata y Hierro para el compuesto de CJ.

Se seleccionaron los reactivos que arrojaron las mejores recuperaciones para oro, plata y hierro para el compuesto de CJ.

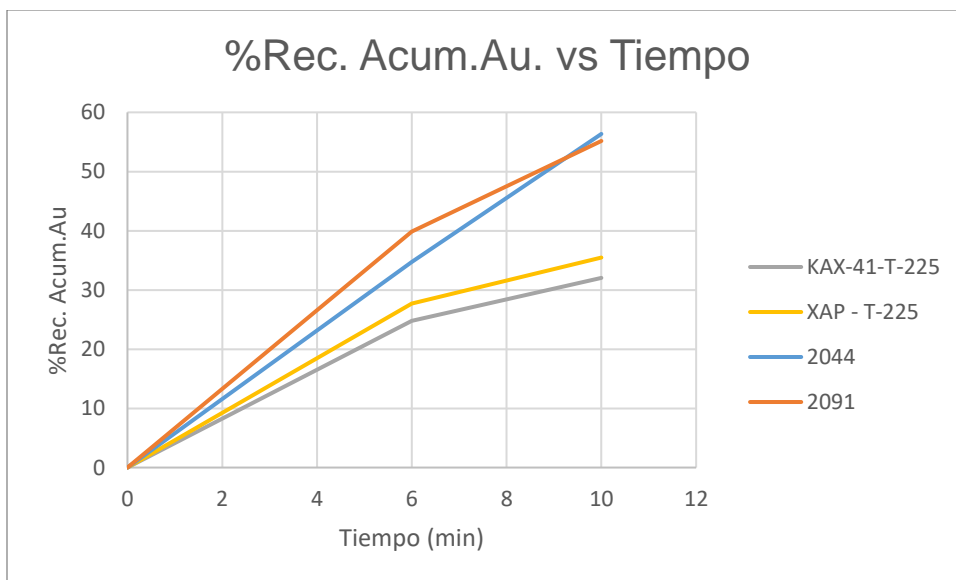


Figura 53 Grafico de por ciento de recuperación acumulado de oro contra tiempo.

De acuerdo al resultado de la figura 53 se observa que el reactivo 2044 obtuvo una mayor recuperación de Au con un porcentaje de 56.36% en la flotación de pirita, siguiendo como segundo resultado el reactivo 2091 con una recuperación de 55.17% y decayendo las recuperaciones con las demás combinaciones hasta un 35% de recuperación.

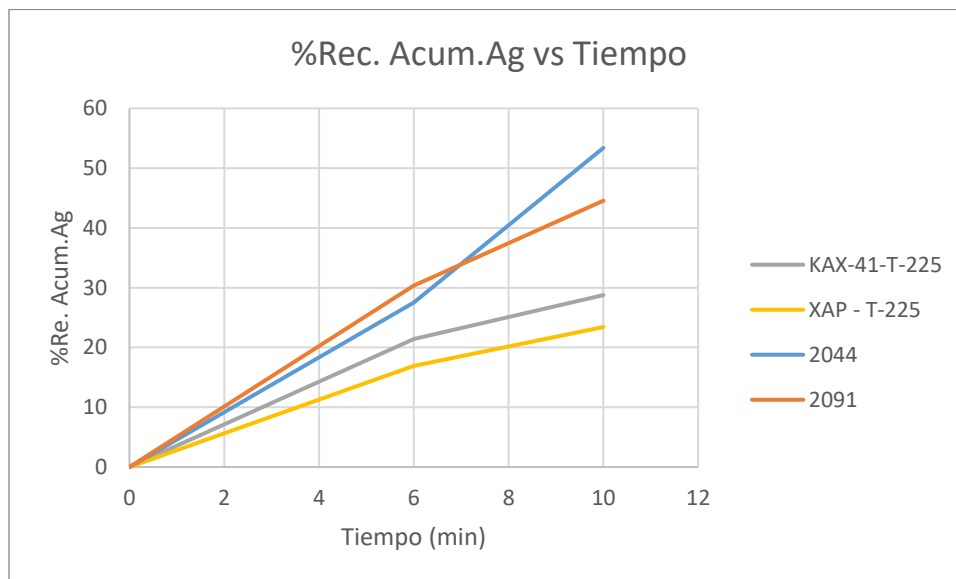


Figura 54 Grafico de por ciento de recuperación acumulado de plata contra tiempo.

De acuerdo a la figura 54 mostrada se puede decir que se tiene una alta recuperación de plata con el reactivo 2044 en comparación con las demás combinaciones de reactivos, en la cual se obtiene una recuperación de 53.38% de Ag.

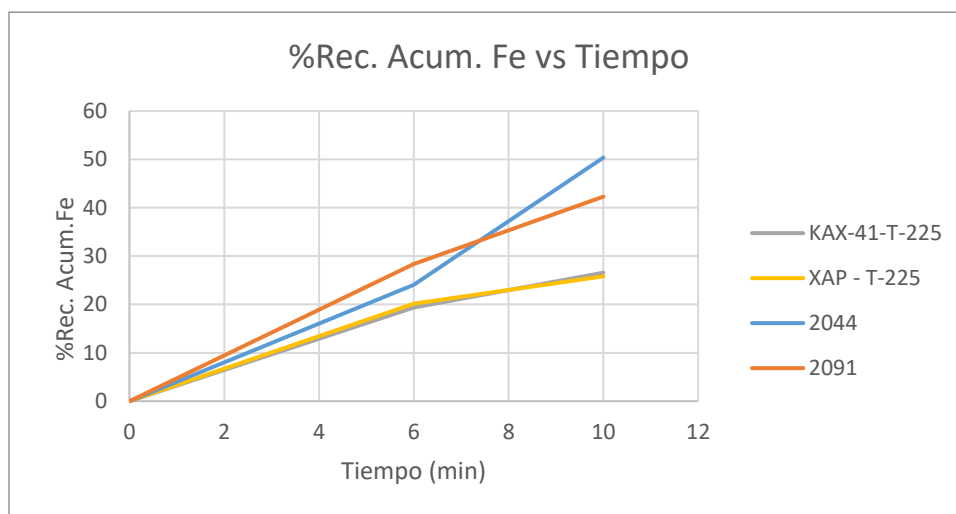


Figura 55 Grafico de por ciento de recuperación acumulado de plata contra tiempo.

De acuerdo a los resultados de la figura 55 mostrada se puede decir que se tiene una alta recuperación de hierro con el reactivo 2044 en comparación con las demás combinaciones de reactivos, en la cual se obtiene una recuperación de 50.36% de Fe.

4.1.8 Análisis de los resultados de ORP con el diagrama de Pourbaix.

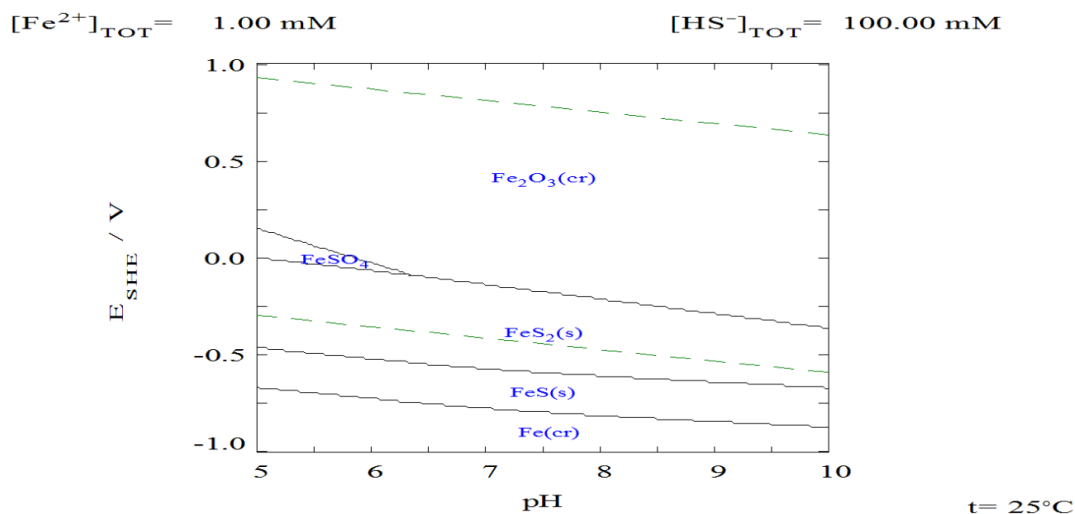


Figura 56 Diagrama de Pourbaix para un sistema Fe-S-H2O.

Como se observa en la figura 56 anterior los rangos óptimos para la especie de pirita es aproximadamente de -0.5v a 0.01v y un pH de un rango de 5 a 10, en estos rangos se tiene la zona donde se encuentra el mineral de pirita, y se obtiene como sulfuro lo que permite que el colector se absorba mejor, cambia de este modo las propiedades superficiales de la pirita y haciendo más fácil la flotación de las piritas. De acuerdo a los ORP obtenidos en todas las pruebas de flotación se observa que se tiene las partículas de piritas ligeramente oxidadas ya que forma una capa de óxido en la superficie.

4.1.9 Determinación de óxidos con EDTA.

Se realizaron pruebas de oxidación a la cabeza general del compuesto de CJ, y también se determinó la oxidación después de una molienda a 2 minutos y 3 minutos en un molino de bolas a nivel laboratorio.

A continuación, se muestran tres diferentes figuras de la determinación de óxidos de los elementos de Pb, Zn y Fe.

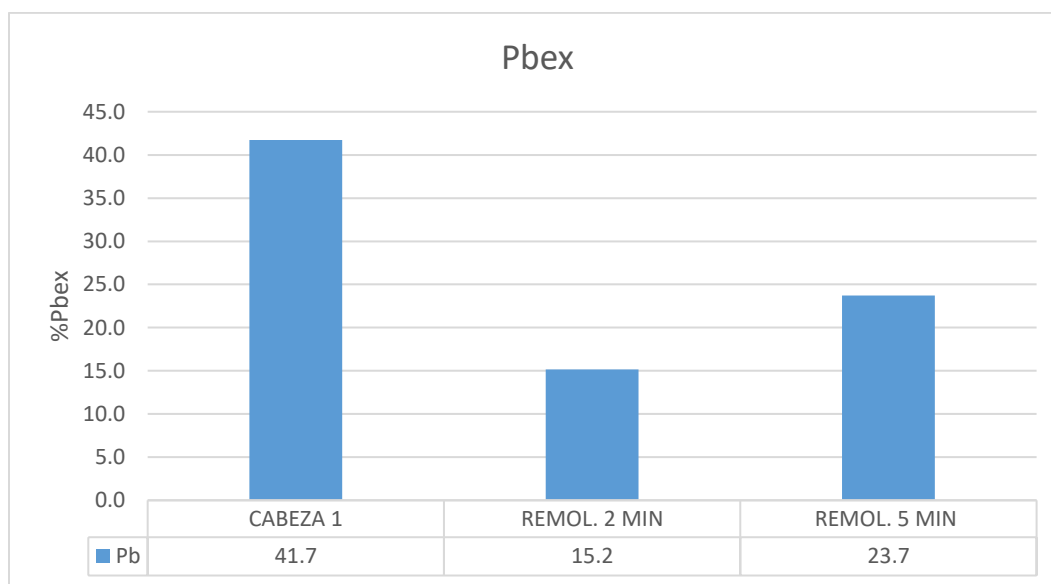


Figura 57 Porcentaje de Pb extractable en el compuesto de CJ.

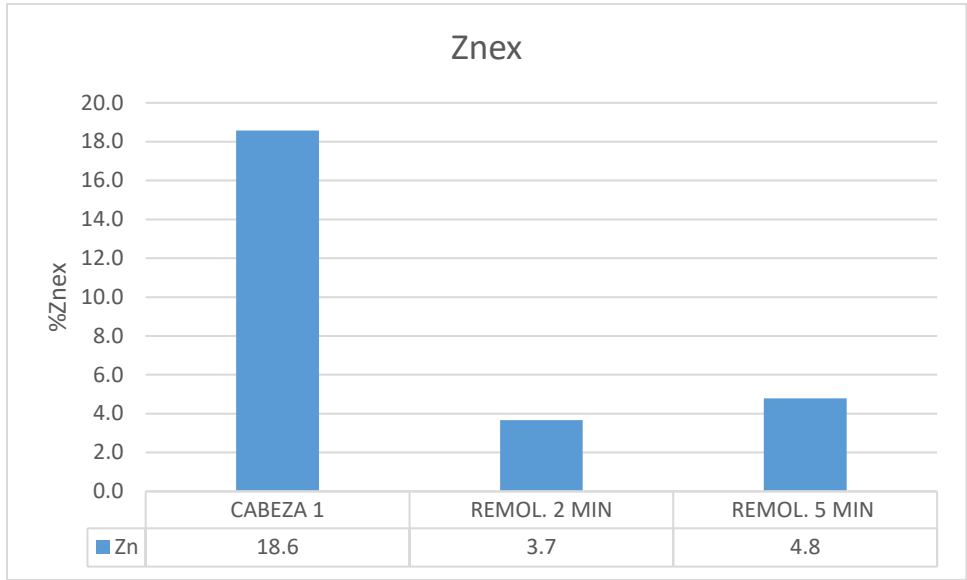


Figura 58 Porcentaje de Zn extractable en el compuesto de CJ.

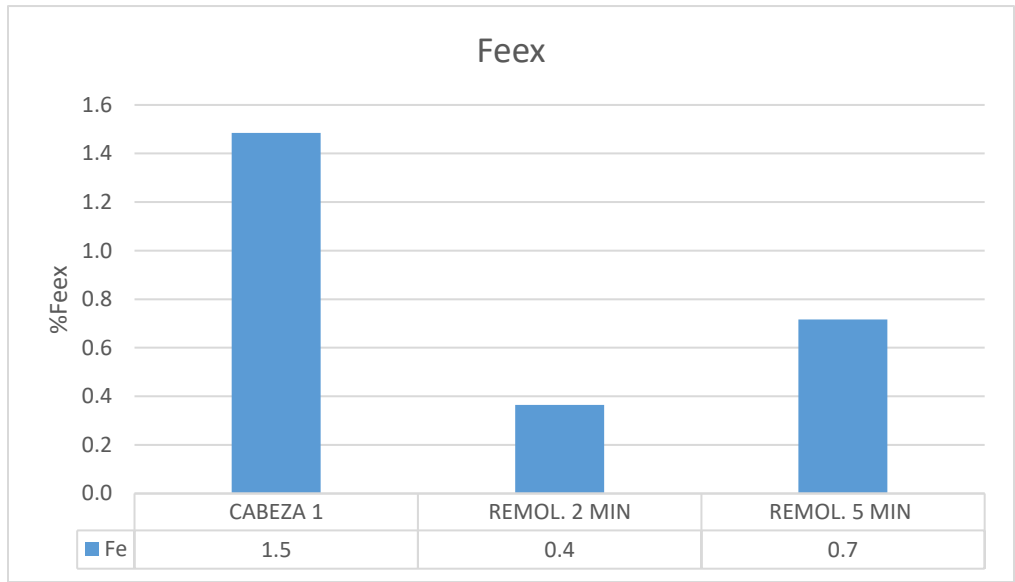


Figura 59 Porcentaje de Fe extractable en el compuesto de CJ.

De acuerdo a los resultados obtenidos en las figuras 57, 58 y 59 se puede decir que el compuesto generado de CJ para la flotación de pirita está altamente oxidado, ya que a una molienda de 2 minutos se reduce drásticamente la oxidación de las partículas, ya que se generan superficies frescas por medio de una remolienda, pero analizando los tiempo se concluye una remolienda optima de 2 minutos ya que los resultados de una molienda de 5 minutos tiene la tendencia de aumentar la

oxidación de las partículas, esto se debe por diferentes parámetros, como el tipo de bola, mecanismo de reducción de tamaño, agua de proceso entre otros.

CAPITULO V

5.1 Conclusiones

En este trabajo se realizaron pruebas de flotación utilizando diferentes combinaciones de reactivos, donde principalmente se evaluó la recuperación de Fe, Au, Ag. Además de que se realizaron pruebas de remolienda para estimar el tiempo óptimo para obtener el p80 deseado, por lo que se concluyó que:

- Con las pruebas de flotación realizados con los mismos parámetros para todas las combinaciones de reactivos, se llegó que las mejores recuperaciones de Fe para el compósito de colas de Zn se obtuvieron con las combinaciones, 2044 con un 59.65%, el 2091 con un 49.25%, y el KAX41-T225 con un 48.02%
- En cuanto al compósito CJ. Se obtuvieron buenos resultados para la recuperación de Fe con los reactivos 2044 con un 50.36%, y 2091 con un 42.29%.
- Se encontró que para tener un tamaño óptimo de partícula a 23 μ m no es necesario realizar alguna molienda, esto se vio reflejado en los ANGRAS que se realizaron a diferentes tiempos teniendo el p80= 22.9 μ m en el tiempo 0 de molienda.
- En cuanto a las recuperaciones de Au y Ag para el compósito de colas de Zn, se determinó que las combinaciones que más selectividad presentaron hacia estos metales fueron la del 2044 con 83% y 88.03% respectivamente y para el 2091 con 80.38% y 86.23% respectivamente.
- Para el compósito CJ. La mayor recuperación de Au y Ag se mantuvo en las combinaciones de reactivos 2044 con 56.36% y 53.38%, y 2091 con 55.16% y 44.54%.
- Cabe mencionar que las combinaciones de reactivos con mayor recuperación de Fe, Au, y Ag presentan la misma tendencia en los dos

compositos con los cuales se trabajó. Teniendo las recuperaciones más altas de los 3 metales de interés.

- Con base a la determinación de óxidos en el compuesto CJ. Se concluyó que se debe de llevar a cabo una molienda a un tiempo de 2 minutos con la finalidad de crear superficies frescas en el mineral de jales que se encuentra parcialmente oxidado. Ya que al aumentar el tiempo de remolienda se presenta de nuevo una mayor oxidación de la partícula.

5.3 Referencias

- [1] X.-H. Wang, «Interfacial Electrochemistry of Pyrite Oxidation and Flotation,» *FTIR Studies of Xanthate Adsorption on Pyrite Surfaces in Neutral pH Solutions*, pp. 413-428, 1994.
- [2] O. Johnsen, *Minerales del mundo*, Omega, 2002.
- [3] M. L. S. Paul Chirita, «Pyrite oxidation in air-equilibrated solutions: An electrochemical study,» *Chemical Geology*, vol. 1, n° 470, pp. 60-67, 2017.
- [4] L. Valderrama¹, C. C. ² y D. O. ³ y M. Carmona⁴, «Obtención de Concentrados de Pirita desde Relaves de Flotación de Cobre,» *FACULTAD DE INGENIERIA* , n° 18, pp. 46-51, 2004.
- [5] X. C. Y. P. Zao Chang, «The role of sodium sulfide in the flotation of pyrite depressed in calcopyrite flotation.,» *Minerals Engineering*, pp. 93-98, 2018.
- [6] B. A. G. L. Xialing Yang, «structure–activity relationship of xanthates with different hydrophobic groups in the flotation of pyrite.,» *Mineral Engineering*, pp. 155-164, 2003.
- [7] S. M. C. O. B. McFaczean, «The effect of thiol collector mixtures on the flotation of pyrite and galena,» *Minerals Engineering*, pp. 121-129, 2013.
- [8] B. C. Y. P. E. G. C. J. A. N. C. A. H. y. N. M. C. di Yorio, «Study of the flotability of auriferous pyrites contained in Venezuelan by-products from cyaniding,» *Revista de metalurgia* , pp. 323-329, 2002.
- [9] I. M. O. A. Mendoza, «FUNDAMENTOS Y APLICACIONES DE LA,» *Consultores Metalurgicos*, p. 129, 2016.
- [10] A. Sutulov, *Flotacion de Minerales*, Mexico , 1963.
- [11] J. A. García, «FLOTACIÓN, FUNDAMENTOS & APLICACIONES,» *UNIVERSIDAD DE CONCEPCIÓN FACULTAD DE INGENIERÍA DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA METALÚRGICA* , vol. 2.02, p. 43, 1972.
- [12] J. Y. B., «FLOTACIÓN DE MINERALES,» de *UNIVERSIDAD TECNICA FEDERICO SANTA MARIA*, Chile, 2005.

- [13] S. y. G. J. Castro, «Flotacion Fundamentos y Aplicaciones,» de *DIMRNT*, Concepcion Chile, 2003.
- [14] I. J. F. D., «Flotación de minerales,» de *Facultad de Ingenieria Minera*, Bolivia, 2013.
- [15] A. Sutulov, «Flotacion de minerales,» de *Instituto de investigaciones tecnológicas*, Concepcion Chile, 1963.
- [16] M. V. J. D. A.T Makanza, «The flotation of auriferous pyrite with a mixture of collectors,» *Departament of Materials Science and Metallurgical Engineering*, pp. 85-93, 207.
- [17] C. y. A. Umasi, «Estudio de investigacion para flotar minerales oxidados de plomo en la planta bateas,» Universidad Nacional de San Agustin de Arequipa., Peru, 2014.
- [18] M. Apaza, «Fundamentos y aplicaciones de Flotación de Minerales,» I. C. Metalurgicos, Fresnillo, Zacatecas. MX., 2009.
- [19] A. P. Mauricio, «Flotación selectiva de minerales,» 2012.
- [20] «Flottec».
- [21] A. L. Gutierrez, «Fenomenos fisicos y quimicos,» *Dialnet*, vol. 49, nº 5, pp. pp. 42-57, 2002.

5.4 Anexos

Información sobre los reactivos utilizados en las flotaciones de pirita.

Colectores de la empresa Flottec

Todos los colectores de la serie 2000 son colectores acuosos base alquilo, y no acuoso base ácido cresílico, estas químicas se encuentran tanto en la familia de los Monotiofosfatos (MTP), como en la familia de los Ditiofosfatos (DTP). Ambas familias químicas son utilizadas principalmente para la flotación de minerales sulfurosos que contienen cobre, plomo, zinc, plata, y oro. Los DTP's son especialmente adecuados para la flotación de sulfuros en circuitos alcalinos cuando se requiere selectividad en contra de minerales de fierro. Los MTP's son especialmente adecuados para la flotación de sulfuros en circuitos ácidos y para mejorar la recuperación de oro a cualquier pH, así mismo son una excelente opción para la flotación de piritas auríferas. Los MTP's y DTP's son químicas muy versátiles, ya que se puede variar la longitud de la cadena de carbón a utilizar, consiguiendo con ello diferentes propiedades colectoras, desde producir un colector muy selectivo hasta convertirse en uno muy enérgico, también es importante hacer notar que el rango de pH en el que operan estos productos es muy amplio, característica que les da la posibilidad de adecuarse a cualquier circuito de flotación.

Colector 2041

Este colector pertenece a la familia química Ditiofosfato alquilo y su descripción química es Di secbutílico de Sodio.

Propiedades físicas

Tabla 10 Propiedades físicas del Colector 2041

Apariencia	Color de incoloro a amarillo
pH	13
Gravedad específica	1.12
Punto de ebullición	103°C
Propiedades de espumante	Medias

Fuente: Flottec

Colector 2044

Este colector pertenece a la familia química Ditiofosfato aquil y su descripción química es Di butílico de Sodio.

Tabla 11 Propiedades físicas del Colector 2044

Apariencia	Color de incoloro a amarillo
pH	13
Gravedad específica	1.12
Punto de ebullición	103°C
Propiedades de espumante	Medias

Fuente: Flottec

Colector 2091

Flottec 2091 es un colector extremadamente enérgico para sulfuros (Plomo-Fierro), es ideal para flotación de piritas auríferas debido.

No tiene características de formación de espuma. Al ser un reactivo selectivo, es útil como un colector más fuerte. Para una recuperación óptima, se utiliza un colector eliminador, es decir, un ditiofosfato más fuerte o un xantato junto con este.

El colector 2091 es un colector fuerte y se usa como colector para bulk o colector de pirita y otros sulfuros de hierro y, por lo tanto, se utiliza en la flotación de mineral de sulfuro de cobre y esfalerita activada con Cu, particularmente en presencia de pirita.

Apariencia -Líquido amarillo claro

pH -12

Gravedad específica -1.15

Punto de ebullición -94.3°C

Propiedades de espumante -Bajas

Colector SIPX

Este colector pertenece a la familia química de los Xantatos para este caso, sería isopropílico de sodio.

Métodos de Adición y Uso

El Xantato SIPX es uno de los colectores más ampliamente usados a nivel mundial para flotar una variedad muy amplia de minerales sulfurosos, este colector se caracteriza por tener un comportamiento bien equilibrado entre recuperación y selectividad. El Xantato Isopropílico de Sodio es un colector un poco más enérgico que el Xantato Etilico de Sodio, pero más débil que el Xantato Isobutílico de Sodio y el Amílico de Potasio. El SIPX se recomienda para flotar cualquier mineral sulfuroso, sin embargo, no es recomendado cuando se buscan altos grados del concentrado final en cuestión. Es muy común que sea empleado en la flotación de Zinc ya que ha demostrado mantener buenas recuperaciones de este elemento, manteniendo una selectividad aceptable contra el fierro cuando el pH se mantiene en un mínimo de 10. También ha demostrado ser una buena alternativa para la flotación de minerales conteniendo piritas y pirrotitas las cuales eventualmente son auríferas. El Xantato Isopropílico de Sodio de Flottec (SIPX), es también recomendado para flotar minerales de Cobre-Zinc, Plomo-Zinc, Cobre-Plomo-Zinc, minerales de baja ley y minerales refractarios de baja ley de oro. [20]

Anexo 1

Determinación de P80 por el método de GAUIDIN-SHUMMAN, para la cabeza general de Colas de Zn y Jales.

Ecuación general

$$y = 100 \left(\frac{x}{k} \right)^\alpha$$

Ecuación 2 Gaudin-Shumman

Y1= 93.93

X1= 30

Y2= 62.91

X2= 15.3

$$\log Y1 = \log 100 + \alpha \log X1 - \alpha \log K$$

$$\log Y2 = \log 100 + \alpha \log X2 - \alpha \log K$$

$$\log Y 93.93 = \log 100 + \alpha \log 30 - \alpha \log K$$

$$\log Y 62.91 = \log 100 + \alpha \log 15.3 - \alpha \log K$$

Restando (1) y (2)

$$\log \left(\frac{93.93}{62.91} \right) = \alpha \log \left(\frac{30}{15.3} \right)$$

$$\alpha = 0.5953$$

Sacando K de (1)

$$\log k = \frac{\log 100 + (0.5953) \log 30 - \log 93.93}{0.5953}$$

$$K = \log 1.632432 \text{ um}$$

$$k = 10^{1.632432} \text{ um}$$

$$k = 33.3158 \text{ um}$$

De la ecuación general se despeja X

$$y = 100 \left(\frac{x}{k} \right)^\alpha$$

$$x = \sqrt[\alpha]{\frac{y * k^\alpha}{100}}$$

Sustituyendo la ecuación anterior

$$x = \sqrt[0.5953]{\frac{80 * 33.3158^{0.5953}}{100}}$$

$$x = 22.9 \text{ um}$$

Determinación de P80 por el método de GAUDIN-SHUMMAN, para la remolienda en el molino Verti-mill con un tiempo de 3 min.

Ecuación general

$$y = 100 \left(\frac{x}{k} \right)^\alpha$$

Ecuación 3 Gaudin-Shumman

$$Y1 = 90.10$$

$$X1 = 30$$

$$Y2 = 74.51$$

$$X2 = 15.3$$

$$\log Y1 = \log 100 + \alpha \log X1 - \alpha \log K$$

$$\log Y2 = \log 100 + \alpha \log X2 - \alpha \log K$$

$$\log Y 90.10 = \log 100 + \alpha \log 30 - \alpha \log K$$

$$\log Y 74.51 = \log 100 + \alpha \log 15.3 - \alpha \log K$$

Restando (1) y (2)

$$\log \left(\frac{90.10}{74.51} \right) = \alpha \log \left(\frac{30}{15.3} \right)$$

$$\alpha = 0.282154$$

Sacando K de (1)

$$\log k = \frac{\log 100 + (0.282154) \log 30 - \log 90.10}{0.282154}$$

$$K = \log 1.632432 \text{ um}$$

$$k = 10^{1.632432} \text{ um}$$

$$k = 43.4094 \text{ um}$$

De la ecuación general se despeja X

$$y = 100 \left(\frac{x}{k} \right)^\alpha$$

$$x = \sqrt[\alpha]{\frac{y * k^\alpha}{100}}$$

Sustituyendo la ecuación anterior

$$x = \sqrt[0.282154]{\frac{80 * 43.4094^{0.282154}}{100}}$$

$$x = 19.684 \text{ } \mu\text{m}$$

Determinación de P80 por el método de GAUDIN-SHUMMAN, para la remolienda en el molino Verti-mill con un tiempo de 5 min.

Ecuación general

$$y = 100 \left(\frac{x}{k}\right)^\alpha$$

Ecuación 4 Gaudin-Shumman

$$Y1= 90.99$$

$$X1= 30$$

$$Y2= 76.17$$

$$X2= 15.3$$

$$\log Y1 = \log 100 + \alpha \log X1 - \alpha \log K$$

$$\log Y2 = \log 100 + \alpha \log X2 - \alpha \log K$$

$$\log Y 90.99 = \log 100 + \alpha \log 30 - \alpha \log K$$

$$\log Y 76.17 = \log 100 + \alpha \log 15.3 - \alpha \log K$$

Restando (1) y (2)

$$\log \left(\frac{90.99}{76.17}\right) = \alpha \log \left(\frac{30}{15.3}\right)$$

$$\alpha = 0.264028$$

Sacando K de (1)

$$\log k = \frac{\log 100 + (0.264028) \log 30 - \log 90.99}{0.264028}$$

$$K = \log 1.632432 \text{ um}$$

$$k = 10^{1.632432} \text{ um}$$

$$k = 42.8975 \text{ um}$$

De la ecuación general se despeja X

$$y = 100 \left(\frac{x}{k} \right)^\alpha$$

$$x = \sqrt[\alpha]{\frac{y * k^\alpha}{100}}$$

Sustituyendo la ecuación anterior

$$x = \sqrt[0.2640]{\frac{80 * 42.8975^{0.2640}}{100}}$$

$$x = 18.424 \text{ um}$$

Anexo 2

Balances Metalúrgicos Y Balance Metalúrgico acumulado, para el composito de Colas de Zn.

KAX-41-T-225		LEY										Contenido Metalico								Distribucion (%)							
PRUEBA 1		Tom (g)	% peso	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.
Cabeza Fe (Colas de Zn)				0.40	53	0.122	1.114	0.023	5.093	0.180		17.572	2535.588	4.420	72.306	1.208	169.309	8.910	814.491	64.130	78.689	52.213	90.596	70.936	40.247	75.128	63.306
Primario Fe		123.810	13.728	1.28	185	0.322	5.267	0.088	12.333	0.649	59.33	1.908	196.478	1.194	2.516	0.099	32.687	1.286	472.112	6.964	5.710	14.108	3.152	5.810	7.770	10.946	36.694
Agotativo Fe		63.740	7.068	0.27	28	0.169	0.356	0.014	4.625	0.182	66.80	7.920	708.879	2.851	4.990	0.396	218.683	1.663	0.000	28.306	20.601	33.676	6.252	23.254	51.983	14.025	0.000
Colas Fe		714.32	79.204	0.10	9	0.036	0.063	0.005	2.761	0.021		27.401	3440.944	8.466	79.812	1.703	420.680	11.859	1286.602	100.000	100.000	100.000	100.000	100.000	100.000	100.000	100.000
CABEZA CALCULADA				0.27	34.41	0.08	0.80	0.02	4.21	0.12	12.87																
CUMULATIVE METALLURGICAL BALANCE		LEY										Contenido Metalico								Recuperación (%)							
CUMULATIVE PRODUCT	Tiempo (min)	Peso (g)	% Peso	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.
PRODUCT 1 (ROUGHER)	6.00	123.81	13.73	1.28	184.70	0.32	5.27	0.09	12.33	0.65		17.57	2535.59	4.42	72.31	1.21	169.31	8.91	814.49	64.13	78.69	52.21	90.60	70.94	40.25	75.13	63.31
PRODUCT 2 (SCAVENGER)	4.00	187.55	20.80	0.94	131.38	0.27	3.60	0.06	9.71	0.49	61.87	19.48	2732.07	5.61	74.82	1.31	202.00	10.20	1286.60	71.09	79.40	66.32	93.75	76.75	48.02	85.97	100.00
TAILS		901.87	100.00	0.27	34.41	0.08	0.80	0.02	4.21	0.12	12.87	27.40	3440.94	8.47	79.81	1.70	420.68	11.86	1286.60	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Figura 60 Balance metalúrgico acumulativo para prueba con reactivo KAX-41-T-225

KAX-41-T-240		LEY										Contenido Metalico							Distribucion (%)									
PRUEBA 2		Ton (g)	% peso	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	
Cabeza Fe (Colas de Zn)				0.40	53	0.122	1.114	0.023	5.093	0.180																		
Primario Fe		109.980	11.763	1.48	210	0.463	6.907	0.118	14.643	0.828	57.70	17.410	2470.298	5.446	81.249	1.388	172.250	9.740	678.744	65.436	76.720	56.380	95.689	77.107	41.097	76.861	67.245	
Agotativo Fe		46.100	4.931	0.25	27	0.145	0.320	0.016	4.384	0.223	67.05	1.282	133.132	0.715	1.578	0.079	21.617	1.100	330.610	4.819	4.135	7.401	1.858	4.382	5.158	8.677	32.755	
Colas Fe		778.86	83.306	0.10	7	0.042	0.025	0.004	2.704	0.022		7.914	616.464	3.499	2.083	0.333	225.259	1.833	0.000	29.746	19.145	36.219	2.453	18.510	53.745	14.462	0.000	
CABEZA CALCULADA		934.940	100.000	0.27	32.20	0.10	0.85	0.02	4.19	0.13	10.09	26.606	3219.893	9.660	84.910	1.800	419.126	12.672	1009.354	100.000	100.000	100.000	100.000	100.000	100.000	100.000	100.000	

CUMULATIVE METALLURGICAL BALANCE

CUMULATIVE PRODUCT		LEY	Contenido Metalico										Recuperacion (%)													
Tiempo (min)	Peso (g)	% Peso	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.
6.00	109.98	11.76	1.48	210.00	0.46	6.91	0.12	14.64	0.83		17.41	2470.30	5.45	81.25	1.39	172.25	9.74	678.74	65.44	76.72	56.38	95.69	77.11	41.10	76.86	67.25
4.00	156.08	16.69	1.12	155.95	0.37	4.96	0.09	11.61	0.65	60.46	18.69	2603.43	6.16	82.83	1.47	193.87	10.84	1009.35	70.25	80.85	61.78	97.55	81.49	46.26	85.54	100.00
	934.94	100.00	0.27	32.20	0.10	0.85	0.02	4.19	0.13	10.09	26.61	3219.89	9.66	84.91	1.80	419.13	12.67	1009.35	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Figura 61 Balance metalúrgico acumulativo para prueba con reactivo KAX-41-T-240

KAX-41-1-AG		LEY										Contenido Metalico							Distribucion (%)								
PRUEBA 3		Ton (g)	% peso	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.
Cabeza Fe (Colas de Zn)				0.40	53	0.122	1.114	0.023	5.093	0.180																	
Primario Fe		97.880	10.628	1.48	210	0.347	5.541	0.094	11.743	0.625	46.50	15.729	2231.792	3.688	58.887	0.999	124.800	6.642	494.182	62.447	74.191	44.008	92.295	66.659	32.648	70.733	55.166
Agotativo Fe		54.040	5.888	0.25	27	0.145	0.297	0.014	4.301	0.198	68.45	1.526	158.423	0.851	1.743	0.082	25.236	1.162	401.633	6.057	5.266	10.153	2.731	5.481	6.602	12.372	44.834
Colas Fe		769.08	83.505	0.10	7	0.046	0.038	0.005	2.781	0.019		7.933	617.936	3.841	3.173	0.418	232.227	1.587	0.000	31.486	20.542	45.839	4.973	27.880	60.751	16.896	0.000
CABEZA CALCULADA		921.000	100.000	0.25	30.08	0.08	0.64	0.01	3.82	0.09	8.96	25.187	3008.151	8.380	63.893	1.499	382.263	9.391	895.615	100.000	100.000	100.000	100.000	100.000	100.000	100.000	100.000

CUMULATIVE METALLURGICAL BALANCE

CUMULATIVE PRODUCT		LEY	Contenido Metalico										Recuperacion (%)													
Tiempo (min)	Peso (g)	% Peso	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.
6.00	97.88	10.63	1.48	210.00	0.35	5.54	0.09	11.74	0.63		15.73	2231.79	3.69	58.89	1.00	124.80	6.64	494.18	62.45	74.19	44.01	92.30	66.66	32.65	70.73	55.17
4.00	151.92	16.50	1.05	144.90	0.28	3.68	0.07	9.10	0.47	54.31	17.25	2390.21	4.54	60.63	1.08	150.04	7.80	895.82	68.50	79.46	54.16	95.03	72.14	39.25	83.10	100.00
	921.00	100.00	0.25	30.08	0.08	0.64	0.01	3.82	0.09	8.96	25.19	3008.15	8.38	63.80	1.50	382.26	9.39	895.62	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Figura 62 Balance metalúrgico acumulativo para prueba con reactivo KAX-41-1-AG

XAP-T-225		LEY										Contenido Metalico							Distribucion (%)								
PRUEBA 4		Ton (g)	% peso	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.
Cabeza Fe (Colas de Zn)				0.40	53	0.122	1.114	0.023	5.093	0.180																	
Primario Fe		111.420	12.599	1.36	176	0.352	5.656	0.095	12.237	0.692	46.80	17.134	2214.844	4.435	71.258	1.197	154.170	8.718	589.617	67.220	75.781	47.569	94.952	65.099	37.851	72.507	64.066
Agotativo Fe		44.280	5.007	0.27	27	0.137	0.263	0.013	4.200	0.183	66.05	1.352	135.186	0.686	1.317	0.065	21.029	0.916	330.706	5.304	4.625	7.358	1.755	3.540	5.163	7.620	35.934
Colas Fe		728.68	82.394	0.09	7	0.051	0.030	0.007	2.817	0.029		7.004	572.641	4.202	2.472	0.577	232.105	2.389	0.000	27.476	19.589	45.074	3.294	31.367	56.986	19.872	0.000
CABEZA CALCULADA		884.380	100.000	0.25	29.23	0.09	0.75	0.02	4.07	0.12	9.20	25.490	2922.671	9.323	75.047	1.839	407.304	12.024	920.323	100.000	100.000	100.000	100.000	100.000	100.000	100.000	100.000

CUMULATIVE METALLURGICAL BALANCE

CUMULATIVE PRODUCT		LEY	Contenido Metalico										Recuperacion (%)													
Tiempo (min)	Peso (g)	% Peso	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.
6.00	111.42	12.60	1.36	176.80	0.35	5.66	0.10	12.24	0.69		17.13	2214.84	4.43	71.26	1.20	154.17	8.72	589.62	67.22	75.78	47.57	94.95	65.09	37.85	72.51	64.07
4.00	155.70	17.61	1.05	133.48	0.29	4.12	0.07	9.95	0.55	52.27	18.49	2350.03	5.12	72.57	1.26	175.20	9.63	920.32	72.52	80.41	54.93	96.71	68.63	43.01	80.13	100.00
	884.38	100.00	0.25	29.23	0.09	0.75	0.02	4.07	0.12	9.20	25.49	2922.67	9.32	75.05	1.84	407.30	12.02	920.32	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Figura 63 Balance metalúrgico acumulativo para prueba con reactivo XAP-T-225

XAP-T-240		LEY										Contenido Metalico								Distribucion (%)							
PRUEBA 5		Ton (g)	% peso	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.
Cabeza Fe (Colas de Zn)				0.40	53	0.122	1.114	0.023	5.093	0.180																	
Primario Fe		90.870	10.538	1.48	237	0.415	6.813	0.110	13.545	0.753	40.90	15.596	2497.529	4.373	71.795	1.159	142.739	7.935	431.008	68.996	78.369	46.258	91.735	55.891	34.696	64.463	61.026
Agotativo Fe		34.880	4.045	0.36	30	0.158	0.311	0.015	4.820	0.279	68.05	1.456	121.350	0.639	1.258	0.061	19.497	1.129	275.262	6.442	3.808	6.760	1.607	2.925	4.739	9.168	38.974
Colas Fe		736.55	85.417	0.07	7	0.052	0.061	0.010	2.917	0.038		5.552	568.022	4.442	5.210	0.854	249.161	3.246	0.000	24.562	17.824	46.982	6.657	41.184	60.565	26.368	0.000
CABEZA CALCULADA				0.23	31.87	0.09	0.78	0.02	4.11	0.12	7.06	22.605	3186.501	9.454	78.264	2.074	411.397	12.310	706.270	100.000	100.000	100.000	100.000	100.000	100.000	100.000	100.000

CUMULATIVE METALLURGICAL BALANCE

CUMULATIVE PRODUCT		Tiempo (min)	Peso (g)	% Peso	LEY							Contenido Metalico								Recuperacion (%)								
PRUEBA 5					Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.
PRODUCT 1 (ROUGHER)		6.00	90.87	10.54	1.48	237.00	0.42	6.81	0.11	13.55	0.75		15.60	2497.53	4.37	71.80	1.16	142.74	7.94	431.01	69.00	78.37	46.26	91.74	55.89	34.70	64.46	61.03
PRODUCT 2 (SCAVENGER)		4.00	125.75	14.58	1.17	179.58	0.34	5.01	0.08	11.12	0.62	48.43	17.05	2618.88	5.01	73.05	1.22	162.24	9.06	706.27	75.44	82.18	53.02	93.34	58.82	39.44	73.63	100.00
TAILS			862.30	100.00	0.23	31.87	0.09	0.78	0.02	4.11	0.12	7.06	22.60	3186.50	9.45	78.26	2.07	411.40	12.31	706.27	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Figura 64 Balance metalúrgico acumulativo para prueba con reactivo XAP-T-240

XAP-1-AG		LEY										Contenido Metalico								Distribucion (%)							
PRUEBA 6		Ton (g)	% peso	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.
Cabeza Fe (Colas de Zn)				0.40	53	0.122	1.114	0.023	5.093	0.180																	
Primario Fe		95.570	10.967	1.26	192	0.365	6.293	0.102	12.788	0.694	43.45	13.819	2110.081	4.003	69.016	1.119	140.248	7.611	476.523	66.845	75.108	48.182	95.390	73.838	34.946	67.427	67.390
Agotativo Fe		31.870	3.657	0.24	28	0.150	0.305	0.015	4.390	0.235	63.05	0.878	101.672	0.549	1.115	0.055	16.055	0.859	230.590	4.246	3.619	6.603	1.542	3.621	4.001	7.614	32.610
Colas Fe		743.98	85.376	0.07	7	0.044	0.026	0.004	2.870	0.033		5.976	597.629	3.757	2.220	0.342	245.028	2.817	0.000	28.909	21.273	45.215	3.068	32.541	61.054	24.959	0.000
CABEZA CALCULADA				0.21	28.09	0.08	0.72	0.02	4.01	0.11	7.07	20.673	2809.382	8.308	72.352	1.515	401.331	11.288	707.113	100.000	100.000	100.000	100.000	100.000	100.000	100.000	100.000

CUMULATIVE METALLURGICAL BALANCE

CUMULATIVE PRODUCT		Tiempo (min)	Peso (g)	% Peso	LEY							Contenido Metalico								Recuperacion (%)								
PRUEBA 6					Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.
PRODUCT 1 (ROUGHER)		6.00	95.57	10.97	1.26	192.40	0.37	6.29	0.10	12.79	0.69		13.82	2110.08	4.00	69.02	1.12	140.25	7.61	476.52	66.84	75.11	48.18	95.39	73.84	34.95	67.43	67.39
PRODUCT 2 (SCAVENGER)		4.00	127.44	14.62	1.00	151.24	0.31	4.80	0.08	10.69	0.58	48.35	14.70	2211.75	4.55	70.13	1.17	156.30	8.47	707.11	71.09	78.73	54.78	96.93	77.46	38.95	75.04	100.00
TAILS			871.42	100.00	0.21	28.09	0.08	0.72	0.02	4.01	0.11	7.07	20.67	2809.38	8.31	72.35	1.52	401.33	11.29	707.11	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Figura 65 Balance metalúrgico acumulativo para prueba con reactivo XAP-1-AG

Anexo 3

Balances Metalúrgicos Y Balance Metalúrgico acumulado, para el composito de Colas de Zn y Jales.

KAX-41-T-225		LEY										Contenido Metalico								Recuperacion (%)							
PRUEBA 1		Ton (g)	% peso	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.
Cabeza Fe (Colas de Zn)				0.31	35.65	0.14	0.34	0.02	6.22	0.38																	
Primario Fe		68.61	6.92	1.37	104.20	0.35	1.61	0.05	13.40	1.59	51.10	9.48	720.91	2.45	11.12	0.32	92.72	10.98	353.54	24.79	21.38	31.95	41.46	21.15	19.38	42.75	64.13
Agotativo Fe		34.37	3.47	0.80	71.75	0.21	0.75	0.03	9.92	0.99	57.05	2.77	146.67	0.73	2.61	0.11	34.38	3.23	197.73	7.25	7.38	9.75	7.37	7.19	12.58	35.87	
Colas Fe		888.70	89.62	0.29	26.80	0.05	0.15	0.01	3.92	0.13		25.99	2401.70	4.48	13.08	1.08	351.29	11.47	0.00	67.96	71.24	58.46	48.79	71.48	73.43	44.67	0.00
CABEZA CALCULADA				0.38	33.71	0.08	0.27	0.02	4.78	0.26	5.51	38.24	3371.29	7.66	26.82	1.50	478.40	25.68	551.26	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

CUMULATIVE METALLURGICAL BALANCE

CUMULATIVE PRODUCT		Tiempo (min)	Peso (g)	% Peso	LEY							Contenido Metalico								Recuperacion (%)								
PRUEBA 1					Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.
PRODUCT 1 (ROUGHER)		6.00	68.61	6.92	1.37	104.20	0.35	1.61	0.05	13.40	1.59		9.48	720.91	2.45	11.12	0.32	92.72	10.98	353.54	24.79	21.38	31.95	41.46	21.15	19.38	42.75	64.13
PRODUCT 2 (SCAVENGER)		4.00	102.98	10.38	1.18	93.37	0.31	1.32	0.04	12.24	1.37	53.09	12.25	969.59	3.18	13.73	0.43	127.10	14.21	551.26	32.04	38.76	41.54	51.21	28.52	26.57	55.33	100.00
TAILS			991.68	100.00	0.38	33.71	0.08	0.27	0.02	4.78	0.26	5.51	38.24	3371.29	7.66	26.82	1.50	478.40	25.68	551.26	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Figura 66 Balance metalúrgico acumulativo para prueba con reactivo KAX-41-T-225

KAX-41-T-240		LEY										Contenido Metalico								Distribucion (%)							
PRUEBA 2		Ton (g)	% peso	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.
Cabeza Fe (Colas de Zn)				0.31	36	0.141	0.341	0.019	6.221	0.384																	
	Primario Fe	49.410	5.032	1.11	81	0.420	1.890	0.051	14.338	1.681	47.70	5.586	407.607	2.114	9.511	0.257	72.151	8.459	240.035	17.742	13.382	23.816	32.753	16.488	14.909	30.964	57.516
	Agotativo Fe	32.060	3.265	0.91	62	0.217	0.807	0.033	10.295	1.142	54.30	2.971	393.583	0.709	3.929	0.108	33.615	3.729	177.298	9.438	6.684	7.984	10.086	6.922	6.946	13.619	42.484
	Colas Fe	900.41	91.703	0.25	27	0.066	0.181	0.013	4.124	0.165		22.926	2494.705	6.052	16.598	1.192	378.102	15.131	0.000	72.820	79.934	68.200	57.160	76.588	78.145	55.386	0.000
	981.880	100.000										31.483	3045.895	8.874	29.038	1.557	483.948	27.319	417.334	100.000	100.000	100.000	100.000	100.000	100.000	100.000	100.000
CABEZA CALCULADA				0.31	30.46	0.09	0.29	0.02	4.84	0.27	4.17																

CUMULATIVE METALLURGICAL BALANCE

		LEY										Contenido Metalico								Recuperacion (%)							
CUMULATIVE PRODUCT	Tiempo (min)	Peso (g)	% Peso	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.
PRODUCT 1 (ROUGHER)	6.00	49.41	5.03	1.11	81.00	0.42	1.89	0.05	14.34	1.68		5.59	407.61	2.11	9.51	0.26	72.15	8.46	240.04	17.74	13.38	23.82	32.75	16.49	14.91	30.96	57.52
PRODUCT 2 (SCAVENGER)	4.00	81.47	8.30	1.03	73.66	0.34	1.50	0.04	12.75	1.47	50.30	8.56	611.19	2.82	12.44	0.36	105.77	12.19	417.33	27.18	20.07	31.80	42.84	23.41	21.85	44.61	100.00
TAILS		981.88	100.00	0.31	30.46	0.09	0.29	0.02	4.84	0.27	4.17	31.48	3045.90	8.87	29.04	1.56	483.95	27.32	417.33	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Figura 67 Balance metalúrgico acumulativo para prueba con reactivo KAX-41-T-240

KAX-41-1-AG		LEY										Contenido Metalico								Distribucion (%)							
PRUEBA 3		Ton (g)	% peso	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.
Cabeza Fe (Colas de Zn)				0.31	36	0.141	0.341	0.019	6.221	0.384																	
	Primario Fe	47.400	4.779	1.15	98	0.454	1.981	0.055	14.816	1.742	46.25	5.472	469.737	2.169	9.466	0.263	70.800	8.304	221.011	20.344	14.620	22.555	34.792	17.677	14.643	33.169	57.526
	Agotativo Fe	29.880	3.012	0.99	100	0.269	1.084	0.039	11.683	1.313	53.95	2.982	299.728	0.810	3.265	0.117	35.193	3.955	162.516	11.088	9.329	8.424	12.001	7.902	7.279	15.760	42.374
	Colas Fe	914.64	92.209	0.20	27	0.072	0.157	0.012	4.094	0.139		18.442	2443.540	6.639	14.477	1.107	377.504	12.817	0.000	68.568	76.052	69.021	53.207	74.421	78.078	51.071	0.000
	991.920	100.000										26.896	3213.005	9.619	27.209	1.467	483.497	25.097	383.526	100.000	100.000	100.000	100.000	100.000	100.000	100.000	100.000
CABEZA CALCULADA				0.27	32.13	0.10	0.27	0.01	4.83	0.25	3.84																

CUMULATIVE METALLURGICAL BALANCE

		LEY										Contenido Metalico								Recuperacion (%)							
CUMULATIVE PRODUCT	Tiempo (min)	Peso (g)	% Peso	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.
PRODUCT 1 (ROUGHER)	6.00	47.40	4.78	1.15	98.30	0.45	1.98	0.06	14.82	1.74		5.47	469.74	2.17	9.47	0.26	70.80	8.32	221.01	20.34	14.62	22.55	34.79	17.68	14.64	33.17	57.63
PRODUCT 2 (SCAVENGER)	4.00	77.28	7.79	1.09	98.76	0.38	1.63	0.05	13.60	1.58	49.23	8.45	769.47	2.98	12.73	0.38	105.99	12.28	383.53	31.43	23.95	30.98	46.79	25.58	21.92	48.93	100.00
TAILS		991.92	100.00	0.27	32.13	0.10	0.27	0.01	4.83	0.25	3.84	26.90	3213.01	9.62	27.21	1.49	483.50	25.10	383.53	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Figura 68 Balance metalúrgico acumulativo para prueba con reactivo KAX-41-1-AG

XAP - T-225		LEY										Contenido Metalico								Distribucion (%)							
PRUEBA 4		Ton (g)	% peso	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.
Cabeza Fe (Colas de Zn)				0.31	36	0.141	0.341	0.019	6.221	0.384																	
	Primario Fe	60.880	6.124	1.21	88	0.390	1.875	0.050	15.904	1.875	46.75	7.410	539.493	2.388	11.482	0.306	97.390	11.482	286.280	27.683	16.898	28.404	42.049	21.619	20.163	45.116	61.877
	Agotativo Fe	26.620	2.979	0.70	70	0.251	0.918	0.037	9.167	0.966	59.20	2.086	208.107	0.748	2.735	0.110	27.312	2.878	176.377	7.792	6.518	8.894	10.016	7.783	5.654	11.309	38.123
	Colas Fe	903.68	90.897	0.19	27	0.058	0.144	0.011	3.942	0.122		17.270	2445.130	5.272	13.089	1.000	358.316	11.089	0.000	64.525	76.584	62.702	47.935	70.598	74.183	43.575	0.000
	994.180	100.000										26.766	3192.729	8.408	27.306	1.416	483.018	25.449	462.657	100.000	100.000	100.000	100.000	100.000	100.000	100.000	100.000
CABEZA CALCULADA				0.27	31.93	0.08	0.27	0.01	4.83	0.25	4.63																

CUMULATIVE METALLURGICAL BALANCE

		LEY										Contenido Metalico								Recuperacion (%)							
CUMULATIVE PRODUCT	Tiempo (min)	Peso (g)	% Peso	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.
PRODUCT 1 (ROUGHER)	6.00	60.88	6.12	1.21	88.10	0.39	1.88	0.05	15.90	1.88		7.41	539.49	2.39	11.48	0.31	97.39	11.48	286.28	27.68	16.90	28.40	42.05	21.62	20.16	45.12	61.88
PRODUCT 2 (SCAVENGER)	4.00	90.50	9.10	1.04	82.13	0.34	1.56	0.05	13.70	1.58	50.82	9.50	747.60	3.14	14.22	0.42	124.70	14.36	462.66	35.48	23.42	37.30	52.06	29.40	25.82	56.43	100.00
TAILS		994.18	100.00	0.27	31.93	0.08	0.27	0.01	4.83	0.25	4.63	26.77	3192.73	8.41	27.31	1.42	483.02	25.45	462.66	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Figura 69 Balance metalúrgico acumulativo para prueba con reactivo XAP-T-225

XAP - T-240		LEY														Contenido Metalico								Distribucion (%)							
PRUEBA 5		Ton (g)	% peso	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.				
Cabeza Fe (Colas de Zn)				0.31	36	0.141	0.341	0.019	0.384																						
Primario Fe		61.660	6.213	1.44	106	0.369	1.763	0.048	14.098	1.560	49.30	8.916	659.236	2.293	10.954	0.288	87.596	9.693	306.318	6.817	6.836	6.515	6.705	6.490	6.345	6.372	66.727				
Agotativo Fe		27.610	2.782	0.30	23	0.278	1.038	0.040	10.894	1.240	54.90	0.835	65.103	0.773	2.888	0.111	30.309	3.450	152.743	0.638	0.677	2.198	1.768	2.422	2.196	2.268	33.273				
Colas Fe		903.11	91.004	1.33	98	0.353	1.643	0.046	13.874	1.537		121.036	8891.135	32.125	149.520	4.186	1262.596	138.964	0.000	92.544	92.467	91.287	91.527	91.089	91.459	91.360	0.000				
992.380		100.000										130.787	9615.475	35.191	163.362	4.596	1380.501	152.107	459.061	100.000	100.000	100.000	100.000	100.000	100.000	100.000	100.000				
CABEZA CALCULADA				1.31	96.15	0.35	1.63	0.05	13.81	1.52	4.59																				

CUMULATIVE METALLURGICAL BALANCE

CUMULATIVE PRODUCT		Tiempo (min)	Peso (g)	% Peso	LEY								Contenido Metalico								Recuperación (%)							
					Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.
PRODUCT 1 (ROUGHER)		6.00	61.66	6.21	1.44	106.10	0.37	1.76	0.05	14.10	1.56		8.92	659.24	2.29	10.95	0.30	87.60	9.69	306.32	6.82	6.86	6.52	6.71	6.49	6.35	6.37	66.73
PRODUCT 2 (SCAVENGER)		4.00	89.27	9.00	1.08	80.52	0.34	1.54	0.05	13.11	1.46	51.03	9.75	724.34	3.07	13.84	0.41	117.91	13.14	459.06	7.46	7.53	8.71	8.47	8.91	8.54	8.64	100.00
TAILS			992.38	100.00	1.31	96.15	0.35	1.63	0.05	13.81	1.52	4.59	130.79	9615.47	35.19	163.36	4.60	1380.50	152.11	459.06	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Figura 70 Balance metalúrgico acumulativo para prueba con reactivo XAP-T-240

Anexos. -

Pruebas de flotación con el compuesto de colas de Zn.

XAP		LEY														Contenido Metalico								Recuperación (%)							
PRUEBA 1		Ton (g)	% peso	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.				
Cabeza Fe (Colas de Zn)				0.26	32	0.095	0.844	0.017	4.217	0.139	66.90																				
Primario Fe		63.460	6.80	2.44	381	0.595	10.218	0.170	19.094	1.158	24.95	16.59	2588.51	4.04	69.46	1.16	129.72	7.87	169.60	62.71	73.27	45.30	88.83	64.32	31.00	63.41	2.48				
Agotativo Fe		21.850	2.34	0.72	83	0.301	1.598	0.041	7.224	0.621		1.69	194.73	0.70	3.74	0.10	16.91	1.45	0.00	6.37	5.51	7.89	4.78	5.94	4.04	11.71	0.00				
Colas Fe		848.26	90.86	0.09	8	0.046	0.055	0.006	2.992	0.034	73.50	8.18	749.61	4.18	5.00	0.55	271.86	3.09	6678.35	30.92	21.22	46.81	6.39	30.34	64.96	24.89	97.52				
932.57		100.00										26.45	3532.85	8.93	78.19	1.80	418.49	12.41	6847.95	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00				
CABEZA CALCULADA				0.26	35.33	0.09	0.78	0.02	4.18	0.12	68.48																				

Figura 71 Balance metalúrgico para prueba con reactivo XAP

CUMULATIVE METALLURGICAL BALANCE

CUMULATIVE PRODUCT		Tiempo (min)	Peso (g)	% Peso	LEY								Contenido Metalico								Recuperación (%)							
					Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.
PRODUCT 1 (ROUGHER)		6.00	63.46	6.80	2.44	380.80	0.60	10.22	0.17	19.08	1.16		16.59	2588.51	4.04	69.46	1.16	129.72	7.87	169.60	62.71	73.27	45.30	88.83	64.32	31.00	63.41	2.48
PRODUCT 2 (SCAVENGER)		4.00	85.31	9.14	2.00	304.58	0.52	8.01	0.14	16.05	1.02	18.56	18.27	2783.24	4.75	73.20	1.25	146.63	9.33	169.60	69.08	78.78	53.19	93.61	69.66	35.04	75.11	2.48
TAILS			932.57	100.00	0.26	35.33	0.09	0.78	0.02	4.18	0.12	68.48	26.45	3532.85	8.93	78.19	1.80	418.49	12.41	6847.95	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Figura 72 Balance metalúrgico acumulativo para prueba con reactivo XAP

SIPX		LEY														Contenido Metalico								Recuperación (%)							
PRUEBA 1		Ton (g)	% peso	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.				
Cabeza Fe (Colas de Zn)				0.26	32	0.095	0.844	0.017	4.217	0.139	66.90																				
Primario Fe		56.200	6.22	2.22	362	0.629	11.189	0.183	21.129	1.256	22.00	13.80	2250.26	3.91	69.55	1.14	131.34	7.81	136.76	59.73	71.87	45.13	86.47	66.10	30.33	60.96	2.10				
Agotativo Fe		22.010	2.43	0.82	118	0.339	2.332	0.052	8.162	0.703		2.00	286.78	0.83	5.68	0.13	19.67	1.71	0.00	8.64	9.16	9.53	7.06	7.36	4.59	13.36	0.00				
Colas Fe		825.88	91.35	0.09	7	0.043	0.057	0.005	3.085	0.036	69.75	7.31	593.77	3.93	5.21	0.46	281.81	3.29	6371.61	31.63	18.97	45.34	6.47	26.54	65.08	25.68	97.90				
904.09		100.00										23.10	3130.82	8.66	80.44	1.72	433.02	12.81	6508.37	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00				
CABEZA CALCULADA				0.23	31.31	0.09	0.80	0.02	4.33	0.13	65.08																				

Figura 73 Balance metalúrgico para prueba con reactivo SIPX

CUMULATIVE METALLURGICAL BALANCE

CUMULATIVE PRODUCT		Tiempo (min)	Peso (g)	% Peso	LEY								Contenido Metalico								Recuperación (%)							
					Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.
PRODUCT 1 (ROUGHER)		6.00	56.20	6.22	2.22	362.00	0.63	11.19	0.18	21.13	1.26		13.80	2250.26	3.91	69.55	1.14	131.34	7.81	136.76	59.73	71.87	45.13	86.47	66.10	30.33	60.96	2.10
PRODUCT 2 (SCAVENGER)		4.00	78.21	8.65	1.83	293.28	0.55	8.70	0.15	17.48	1.10	15.81	15.80	2537.05	4.74	75.23	1.26	151.21	9.52	136.76	68.37	81.03	54.66	93.53	73.46	34.92	74.32	2.10
TAILS			904.09	100.00	0.23	31.31	0.09	0.80	0.02	4.33	0.13	65.08	23.10	3130.82	8.66	80.44	1.72	433.02	12.81	6508.37	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Figura 81 Balance metalúrgico para pruebas con reactivo XAP.

CUMULATIVE METALLURGICAL BALANCE																												
		LEY										Contenido Metalico										Recuperación (%)						
CUMULATIVE PRODUCT	Tiempo (min)	Peso (g)	% Peso	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	
PRODUCT 1 (ROUGHER)	6.00	35.03	3.54	1.72	118.60	0.56	2.28	0.06	20.21	2.65		6.09	419.99	1.99	8.06	0.22	71.58	9.37	128.72	19.96	13.24	22.92	31.03	14.46	14.86	34.76	44.70	
PRODUCT 2 (SCAVENGER)	4.00	62.57	6.33	1.27	94.22	0.40	1.62	0.05	14.98	1.85	45.53	8.04	595.94	2.50	10.22	0.30	94.73	11.67	287.97	26.34	18.79	28.81	39.38	19.78	19.66	43.33	100.00	
TAILS		989.20	100.00	0.31	31.72	0.09	0.26	0.02	4.82	0.27	2.88	30.52	3172.00	8.68	25.96	1.52	481.79	26.94	287.97	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Figura 82 Balance metalúrgico acumulativo para pruebas con reactivo XAP.

SIPX																											
PRUEBA 1																											
		LEY										Contenido Metalico										Recuperación (%)					
Ton (g)	% peso	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.		
Cabeza Fe (Colas de Zn)		0.31	35.65	0.14	0.34	0.02	6.22	0.38																			
Primario Fe	30.100	3.03	2.02	143.15	0.52	2.17	0.06	18.33	2.28	40.05	6.13	434.30	1.57	6.59	0.17	55.61	6.93	121.51	18.36	13.53	18.45	24.57	12.01	11.69	25.74	35.81	
Agotativo Fe	40.930	4.13	0.98	87.50	0.24	1.19	0.04	12.12	1.33	52.80	4.04	360.97	0.99	4.90	0.15	50.01	5.50	217.82	12.11	11.25	11.65	18.27	10.60	10.52	20.42	64.19	
Colas Fe	921.11	92.84	0.25	26.00	0.06	0.17	0.01	3.99	0.16		23.21	2413.86	5.94	15.32	1.11	369.97	14.48	0.00	69.53	75.22	69.90	57.15	77.39	77.79	53.83	0.00	
CABEZA CALCULADA		992.14	100.00	0.33	32.09	0.09	0.27	0.01	4.76	0.27	3.39	33.38	3209.13	8.50	26.80	1.44	475.59	26.90	339.33	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Figura 83 Balance metalúrgico para pruebas con reactivo SIPX.

CUMULATIVE METALLURGICAL BALANCE																											
		LEY										Contenido Metalico										Recuperación (%)					
CUMULATIVE PRODUCT	Tiempo (min)	Peso (g)	% Peso	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.
PRODUCT 1 (ROUGHER)	6.00	30.10	3.03	2.02	143.15	0.52	2.17	0.06	18.33	2.28		6.13	434.30	1.57	6.59	0.17	55.61	6.93	121.51	18.36	13.53	18.45	24.57	12.01	11.69	25.74	35.81
PRODUCT 2 (SCAVENGER)	4.00	71.03	7.16	1.42	111.08	0.36	1.60	0.05	14.75	1.74	47.40	10.17	795.27	2.56	11.48	0.33	105.62	12.42	339.33	30.47	24.78	30.10	42.85	22.61	22.21	46.17	100.00
TAILS		992.14	100.00	0.33	32.09	0.09	0.27	0.01	4.76	0.27	3.39	33.38	3209.13	8.50	26.80	1.44	475.59	26.90	339.33	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Figura 84 Balance metalúrgico acumulativo para pruebas con reactivo SIPX.

2041																											
PRUEBA 1																											
		LEY										Contenido Metalico										Recuperación (%)					
Ton (g)	% peso	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.		
Cabeza Fe (Colas de Zn)		0.31	35.65	0.14	0.34	0.02	6.22	0.38																			
Primario Fe	42.790	4.53	1.28	124.50	0.51	1.24	0.05	15.26	1.49	44.75	5.78	564.20	2.29	5.62	0.21	69.14	6.75	202.80	46.70	17.62	26.78	21.12	14.52	14.20	24.42	35.92	
Agotativo Fe	60.200	6.38	0.69	62.90	0.19	0.74	0.03	9.33	0.95	56.75	4.37	401.02	1.19	4.71	0.18	59.45	6.02	361.81	35.30	12.53	13.92	17.67	12.60	12.21	21.79	64.08	
Colas Fe	841.24	89.09	0.03	25.10	0.06	0.18	0.01	4.02	0.17		2.23	2236.23	5.08	16.30	1.07	358.42	14.88	0.00	18.00	69.85	59.30	61.22	72.88	73.60	53.80	0.00	
CABEZA CALCULADA		944.23	100.00	0.12	32.01	0.09	0.27	0.01	4.87	0.28	5.65	12.37	3201.45	8.56	26.63	1.47	487.01	27.66	564.61	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Figura 85 Balance metalúrgico para pruebas con reactivo 2041.

CUMULATIVE METALLURGICAL BALANCE																											
		LEY										Contenido Metalico										Recuperación (%)					
CUMULATIVE PRODUCT	Tiempo (min)	Peso (g)	% Peso	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.
PRODUCT 1 (ROUGHER)	6.00	42.79	4.53	1.28	124.50	0.51	1.24	0.05	15.26	1.49		5.78	564.20	2.29	5.62	0.21	69.14	6.75	202.80	46.70	17.62	26.78	21.12	14.52	14.20	24.42	35.92
PRODUCT 2 (SCAVENGER)	4.00	102.99	10.91	0.93	88.49	0.32	0.95	0.04	11.79	1.17	51.76	10.15	965.22	3.49	10.33	0.40	128.59	12.78	564.61	82.00	30.15	40.70	38.78	27.12	26.40	46.20	100.00
TAILS		944.23	100.00	0.12	32.01	0.09	0.27	0.01	4.87	0.28	5.65	12.37	3201.45	8.56	26.63	1.47	487.01	27.66	564.61	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Figura 86 Balance metalúrgico acumulativo para pruebas con reactivo 2041.

2044																											
PRUEBA 1																											
		LEY										Contenido Metalico										Recuperación (%)					
Ton (g)	% peso	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.		
abeza Fe (Colas de Zn)		0.31	35.65	0.14	0.34	0.02	6.22	0.38																			
Primario Fe	99.700	10.04	0.98	86.85	0.28	0.91	0.03	11.47	1.10	51.30	9.79	871.79	2.85	9.16	0.34	115.14	11.02	514.94	34.72	27.53	35.23	35.54	33.19	34.04	41.01	25.29	
Agotativo Fe	233.040	23.46	0.26	34.90	0.09	0.32	0.02	5.37	0.33	64.85	6.10	818.84	2.18	7.59	0.40	126.09	7.74	1521.55	21.64	25.86	26.97	29.39	27.10	26.32	28.81	74.71	
Colas Fe	660.5	66.50	0.19	22.20	0.05	0.14	0.01	3.58	0.12		12.30	1476.29	3.06	9.04	0.73	237.74	8.11	0.00	48.64	46.62	37.80	35.07	49.71	49.64	30.19	0.00	
CABEZA CALCULADA		993.24	100.00	0.28	31.67	0.08	0.26	0.01	4.79	0.27	20.36	28.19	3166.92	8.09	25.79	1.47	478.97	26.88	2036.49	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Figura 87 Balance metalúrgico para pruebas con reactivo 2044.

CUMULATIVE METALLURGICAL BALANCE																											
			LEY										Contenido Metalico						Recuperación (%)								
CUMULATIVE PRODUCT	Tempo (min)	Peso (g)	%Peso	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.
PRODUCT 1 (ROUGH)	6.00	99.70	10.04	0.98	86.85	0.28	0.91	0.03	11.47	1.10		9.79	871.79	2.85	9.16	0.34	115.14	11.02	514.94	34.72	27.53	35.23	35.54	23.19	24.04	41.01	25.29
PRODUCT 2 (SCAVENGE)	4.00	332.74	33.50	0.47	50.47	0.15	0.50	0.02	7.20	0.56	60.79	15.89	1690.63	5.03	16.74	0.74	241.23	18.76	2036.49	56.36	53.38	62.20	64.93	50.29	50.36	69.81	100.00
TAILS		993.24	100.00	0.28	31.67	0.08	0.26	0.01	4.79	0.27	20.36	28.19	3166.92	8.09	25.79	1.47	478.97	26.88	2036.49	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Figura 88 Balance metalúrgico acumulativo para pruebas con reactivo 2044.

2091																											
PRUEBA 1																											
			LEY										Contenido Metalico						Recuperación (%)								
Ton (g)	% peso	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.		
abeza Fe (Colas de Zn)		0.31	35.65	0.14	0.34	0.02	6.22	0.38		10.91	986.70	3.17	10.96	0.40	132.65	12.29	690.63	39.87	30.37	43.27	41.70	27.13	28.37	46.84	50.62		
Primario Fe	122.940	12.47	0.88	79.15	0.25	0.88	0.03	10.64	0.99	55.40																	
Agotativo Fe	107.230	10.87	0.39	42.35	0.12	0.40	0.02	5.99	0.45	63.95	4.19	460.48	1.32	4.36	0.23	65.10	4.90	673.59	15.30	14.17	17.98	16.59	15.53	13.92	18.69	49.38	
Colas Fe	756.02	76.66	0.16	23.50	0.04	0.14	0.01	3.52	0.12		12.27	1801.53	2.84	10.96	0.84	269.85	9.05	0.00	44.83	55.45	38.76	41.71	57.34	57.71	34.47	0.00	
CABEZA CALCULADA		986.19	100.00	0.27	32.49	0.07	0.26	0.01	4.68	0.26	13.64	27.36	3248.70	7.32	26.28	1.47	467.60	26.24	1364.22	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	

Figura 89 Balance metalúrgico para pruebas con reactivo 2091.

CUMULATIVE METALLURGICAL BALANCE																											
			LEY										Contenido Metalico						Recuperación (%)								
CUMULATIVE PRODUCT	Tempo (min)	Peso (g)	% Peso	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.	Au g/t	Ag g/t	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Insol.
PRODUCT 1 (ROUGH)	6.00	122.94	12.47	0.88	79.15	0.25	0.88	0.03	10.64	0.99		10.91	986.70	3.17	10.96	0.40	132.65	12.29	690.63	39.87	30.37	43.27	41.70	27.13	28.37	46.84	50.62
PRODUCT 2 (SCAVENGE)	4.00	230.17	23.34	0.05	62.01	0.19	0.66	0.03	8.47	0.74	38.45	15.09	1447.17	4.48	15.32	0.63	197.75	17.20	1364.22	55.17	44.55	61.24	58.29	42.66	42.29	65.53	100.00
TAILS		986.19	100.00	0.27	32.49	0.07	0.26	0.01	4.68	0.26	13.64	27.36	3248.70	7.32	26.28	1.47	467.60	26.24	1364.22	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Figura 90 Balance metalúrgico acumulativo para pruebas con reactivo 2091.