

ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL

**FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA Y
AGROINDUSTRIA**

**DISEÑO DE UNA PLANTA DE CONCENTRACIÓN POR
FLOTACIÓN DE CALCOPIRITA CON DEPRESORES
BIODEGRADABLES DE PIRITA**

**PROYECTO PREVIO A LA OBTENCIÓN DEL TÍTULO DE INGENIERO
QUÍMICO**

REMIGIO DAYÁN MOYA RODRÍGUEZ

DIRECTOR: ING. MARCELO LOZADA MSc.

CO-DIRECTOR: ING. ALICIA GUEVARA MSc.

Quito, mayo de 2014

© Escuela Politécnica Nacional (2014)
Reservados todos los derechos de reproducción

DECLARACIÓN

Yo Remigio Dayán Moya Rodríguez, declaro que el trabajo aquí descrito es de mi autoría; que no ha sido previamente presentado para ningún grado o calificación profesional; y, que he consultado las referencias bibliográficas que se incluyen en este documento.

La Escuela Politécnica Nacional puede hacer uso de los derechos correspondientes a este trabajo, según lo establecido por la Ley de Propiedad Intelectual, por su Reglamento y por la normativa institucional vigente.

Remigio Moya Rodríguez

CERTIFICACIÓN

Certifico que el presente trabajo fue desarrollado por Dayán Moya Rodríguez, bajo mi supervisión.

Ing. Marcelo Lozada
DIRECTOR DE PROYECTO

Ing. Alicia Guevara
CODIRECTOR DE PROYECTO

AUSPICIO

La presente investigación contó con el auspicio financiero del proyecto (DEMEX PIS-038-2012), que se ejecutó en el Departamento de Metalurgia Extractiva.

AGRADECIMIENTOS

Agradezco a mi mamá por todo el apoyo recibido, al Ing. Marcelo Lozada por confiar en mí y darme la oportunidad de realizar mi proyecto de titulación y conocer a esa maravillosa familia Demex que con toda sinceridad les digo gracias por existir.

DEDICATORIA

Este trabajo es dedicado a la memoria de mi padre Lcdo. Gerardo Victorio Moya Ripalda y mi tía Lcda. Sor. Rosa Victoria Esperanza Moya Ripalda

ÍNDICE DE CONTENIDOS

		PÁGINA
RESUMEN		xvii
INTRODUCCIÓN		xix
1	REVISIÓN BIBLIOGRÁFICA	1
1.1	Concentración de minerales polisulfurados por flotación	1
1.1.1	Generalidades	1
1.1.2	Flotación	3
1.1.3	Hidratación de las superficies minerales	3
1.1.4	Potencial electroquímico	4
1.1.5	Potencial electrocinético	5
1.1.6	Mecanismos de flotación	5
1.1.6.1	Mecanismo de adsorción de la burbuja a la partícula mineral	6
1.1.6.2	Interpretación termodinámica de la adsorción de la de la burbuja a la partícula	7
1.1.6.3	Mecanismos de adsorción de los reactivos de flotación a los sulfuros	8
1.1.7	Cinética de flotación	9
1.1.8	Reactivos de flotación	11
1.1.8.1	Colectores	11
1.1.8.2	Clasificación de los colectores	11
1.1.8.3	Espumantes	13
1.1.8.4	Modificadores de flotación	13
1.1.8.5	Modificadores activadores	14
1.1.8.6	Modificadores reguladores de alcalinidad	14
1.1.8.7	Modificadores depresantes	14
1.1.9	Variables del proceso de flotación	17
1.1.9.1	El agua	17
1.1.9.2	El aire	18
1.1.9.3	Densidad de pulpa	18
1.1.9.4	Potencial de pulpa	18
1.1.9.5	Temperatura	19
1.1.9.6	Tiempo de flotación	19
1.1.9.7	Puntos de adición de reactivos	19
1.1.9.8	Granulometría	20
1.1.9.9	Influencia de los medios de molienda	20
1.1.1.10	Influencia de lamas	21
1.2	Flotación selectiva de calcopirita	21
1.2.1	Introducción a la flotación selectiva	21
1.2.2	Flotación de la calcopirita	22
1.3	Los taninos y su efecto depresor de pirita	23
1.3.1	Los taninos (sustancias curtientes)	23

	1.3.1.1	Taninos condensables (proantocianidinas)	23
	1.3.1.2	Taninos hidrolizables	24
	1.3.1.3	Árbol de guarango	25
	1.3.1.4	Árbol de quebracho	26
	1.3.2	Efecto depresor de los taninos	26
1.4		Plantas de flotación a gran escala	26
	1.4.1	Introducción	26
	1.4.2	La industria del cobre	27
	1.4.3	Nuevos proyectos mineros en Latinoamérica	28
	1.4.3.1	Proyecto Antapaccay	28
	1.4.3.2	Proyecto Cobre Panamá	29
	1.4.3.3	Proyecto el Panchón	29
	1.4.3.4	Proyecto Toromocho	29
	1.4.4	Inversiones en Ecuador	30
	1.4.5	Equipos y circuitos de las plantas de flotación	30
	1.4.5.1	Planta de trituración	30
	1.4.5.2	Planta de molienda	31
	1.4.5.3	Equipos de molienda	31
	1.4.5.4	Dimensionamiento de molino de barras y bolas	32
	1.4.5.5	Equipos de flotación	34
	1.4.5.6	Circuitos de flotación	34
	1.4.5.7	Tiempo de flotación (en circuitos de flotación)	35
	1.4.5.8	Dimensionamiento del volumen de la celda de flotación	35
	1.4.5.9	Celdas industriales de flotación	36
	1.4.5.10	Comparación de máquinas de flotación	37
	1.4.5.11	Espesadores	37
	1.4.5.12	Remolienda	38
	1.4.5.13	Clasificación	38
	1.4.6	Pruebas en planta piloto	40
	1.4.7	Instrumentación y control	40
	1.4.8	Avances tecnológicos en flotación	40
2		PARTE EXPERIMENTAL	42
2.1		Caracterización física, química y mineralógica del mineral sulfurado proveniente de la provincia de Zamora Chinchipe cantón el Panguí (Proyecto ECSA)	44
	2.1.1	Homogenización del mineral	44
	2.1.2	Cuarteo del mineral	44
	2.1.3	Caracterización física	45
	2.1.3.1	Densidad real	45
	2.1.3.2	Densidad aparente	46
	2.1.3.3	Determinación de la alcalinidad de la muestra	47
	2.1.4	Caracterización química del mineral	47
	2.1.4.1	Disgregación acida para análisis cuantitativo de metales en la muestra	48

2.1.4.2	Ensayo al fuego para el análisis cuantitativo de metales preciosos (Au, Ag)	48
2.1.5	Caracterización y análisis mineralógico	50
2.1.6	Análisis granulométrico y granuloquímico	50
2.2	Evaluación de la influencia de las variables de flotación: tiempo de molienda, concentración de reactivos y tiempos de colección sobre la obtención de un concentrado colectivo de sulfuros y metales preciosos	52
2.2.1	Flotación colectiva	52
2.2.2	Flotación selectiva	53
2.2.3	Evaluación de las variables de flotación	54
2.2.3.1	Tiempo de molienda	54
2.2.3.2	Variación de la concentración de los reactivos de flotación	55
2.2.3.3	Variación del tiempo de recolección (flotación)	55
2.2.4	Flotación colectiva de 250 kg de mineral	55
2.3	Determinación del efecto depresor de los reactivos biodegradables (taninos de guarango) sobre la pirita en procesos de concentración de calcopirita por flotación de los concentrados colectivos	56
2.3.1	Cosecha y recolección de las vainas de guarango	56
2.3.1.1	Cosecha y recolección de las vainas de guarango	56
2.3.1.2	Selección	57
2.3.1.3	Trillado o molienda gruesa	57
2.3.1.4	Molienda fina	57
2.3.1.5	Almacenamiento	57
2.3.2	Determinación del efecto depresor de los reactivos Biodegradables (taninos de guarango)	58
2.3.2.1	Ensayo de flotación con taninos de guarango como reactivo depresor de pirita	58
2.3.2.2	Ensayo de flotación con cal como único reactivo depresor	60
2.3.2.3	Ensayo de flotación con floatan T5 como reactivo depresor de pirita	60
2.4	Evaluación de un sistema de flotación continuo de concentración de calcopirita por flotación con reactivos biodegradables (taninos de guarango) como depresor de pirita	60
2.4.1	Primera etapa de simulación del sistema de flotación continua	62
2.4.2	Segunda etapa de simulación del sistema de flotación continua	65
2.4.3	Tercera etapa de simulación del sistema de flotación continua	65
2.4.4	Cuarta etapa de simulación del sistema de flotación continua	66

2.4.5	Quinta etapa de simulación del sistema de flotación continua	66
2.4.6	Simplificación del sistema de simulación de flotación continua	66
2.5	Definición del diagrama de flujo del proceso de flotación de calcopirita y dimensionamiento de equipos para procesar 2000 t/d de concentrado colectivo	67
2.5.1	Definición del diagrama de flujo	67
2.5.2	Dimensionamiento de los equipos de flotación para procesar 2000 t/d de concentrado colectivo	68
2.5.2.1	Dimensionamiento de la capacidad de las celdas de los equipos de flotación	68
2.5.2.2	Factores de corrección de los volúmenes de flotación y acondicionamiento	70
2.5.2.3	Dimensionamiento de los equipos de molienda	70
2.5.2.4	Potencia eléctrica y mecánica requerida	72
3	RESULTADOS Y DISCUSIÓN	73
3.1	Caracterización física, química y mineralógica del mineral sulfurado Proveniente de la provincia de Zamora Chinchipe cantón el Pangui	73
3.1.1	Caracterización física	73
3.1.2	Caracterización Química	75
3.1.3	Caracterización mineralógica	76
3.1.4	Análisis granulométrico y granuloquímico	77
3.2	Evaluación de la influencia de las variables de flotación: tiempo de molienda, concentración de reactivos y tiempo de colección sobre la obtención de un concentrado colectivo de sulfuros y metales preciosos	83
3.2.1	Variación del tiempo de molienda (flotación colectiva)	87
3.2.2	Concentración de reactivos de flotación (flotación colectiva)	92
3.2.2.1	Influencia de la concentración de amil xantato de potasio (kax) en a flotación colectiva	92
3.2.2.2	Influencia de la concentración de aerofloat (208) en a flotación colectiva	95
3.2.2.3	Influencia de la concentración de aceite de pino como agente espumante en la flotación colectiva	99
3.2.3	Tiempo de flotación del concentrado colectivo	103
3.2.4	Obtención de un concentrado colectivo de sulfuros y metales preciosos	108
3.3	Determinación del efecto depresor de los reactivos biodegradables (taninos de guarango) sobre la pirita, en procesos de concentración	

	de calcopirita por flotación de los concentrados colectivos	112
3.4	Evaluación de un sistema de flotación continuo de concentración de calcopirita por flotación con reactivos biodegradables (taninos de guarango) como depresor de pirita	121
3.4.1	Primer ensayo de simulación de flotación continua	122
3.4.2	Segundo ensayo de simulación de flotación continua	126
3.4.3	Tercer ensayo de simulación de flotación continua	129
3.4.4	Cuarto ensayo de simulación de flotación continua	131
3.4.5	Análisis de la cinética de flotación en la sección de afinamiento en el sistema de simulación de flotación continua	136
3.5	Definición del diagrama de flujo del proceso de flotación de calcopirita y dimensionamiento de los equipos para procesar 2000 t/d de concentrado colectivo	145
3.5.1	Definición del diagrama de flujo	145
3.5.2	Dimensionamiento de equipos	149
3.5.2.1	Dimensionamiento de celdas de flotación	152
3.5.2.2	Dimensionamiento de molino de bolas	158
3.5.2.3	Planta de desagüe	160
3.5.2.4	Espesaje	160
3.5.2.5	Relaves	161
4	CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	163
4.1	Conclusiones	163
4.2	Recomendaciones	166
	REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	167
	ANEXOS	172

ÍNDICE DE TABLAS

		PÁGINA
Tabla 2.1.	Cargas fundentes para el análisis de ensayo al fuego de concentrados y relaves	4
Tabla 2.2.	Parámetros de flotación que influyen en la flotación colectiva de sulfuros y metales preciosos	54
Tabla 2.3.	Variables analizadas y sus valores en cada uno de los ensayos del sistema de simulación de flotación continua	61
Tabla 3.1.	Propiedades físicas del mineral de Cóndor Mirador	74
Tabla 3.2.	Resultados del análisis químico de la cabeza del mineral	75
Tabla 3.3.	Resultados del análisis mineralógico por difracción de rayos X de la muestra de la cabeza	77
Tabla 3.4.	Análisis granulométrico del mineral, después de 30 min de molienda	78
Tabla 3.5.	Concentración y recuperación de Au, Ag, Fe y Cu en las fracciones retenidas en cada una de las mallas, después de 30 min de molienda del mineral de Mirador	79
Tabla 3.6.	Resultados de flotación colectiva a partir del mineral de cabeza con una molienda de 30 min	84
Tabla 3.7.	Resultados de flotación selectiva, a partir del mineral de cabeza con una molienda de 30 min	86
Tabla 3.8.	Recuperación y Contenido de Cu, Fe, Au y Ag al variar el tiempo de molienda en la flotación colectiva	88
Tabla 3.9.	Recuperación y Contenido de Cu, Fe, Au y Ag al variar la concentración de kax en la flotación colectiva	92
Tabla 3.10.	Recuperación y contenido de Cu, Fe, Au y Ag al variar la concentración de Aerofloat (208) en la flotación colectiva	96
Tabla 3.11.	Recuperación y Contenido Cu, Fe, Au y Ag variar la concentración de Aceite de Pino	99
Tabla 3.12.	Recuperación y concentración de Cu, Fe, Au y Ag al variar el tiempo de recolección del mineral	103
Tabla 3.13.	Porcentaje en peso de mineral en el desbaste con respecto	

	al material que ingresó a la celda de flotación en función del incremento del tiempo de flotación	108
Tabla 3.14.	Condiciones para la obtención de un concentrado colectivo	109
Tabla 3.15.	Flotación colectiva de los sulfuros y metales preciosos, al flotar 250 kg de mineral de la mina Cóndor Mirador	109
Tabla 3.16	Resultados del análisis mineralógico por difracción de rayos X del concentrado colectivo obtenido al flotar 250 kg de mineral de Cóndor Mirador	111
Tabla 3.17.	Resultados obtenidos de contenido y recuperación de Cu y Fe en porcentaje, al usar tanino de guarango como reactivo depresor de pirita	113
Tabla 3.18.	Resultados obtenidos de contenido y recuperación de Cu y Fe en porcentaje, al usar cal como reactivo depresor de pirita	116
Tabla 3.19.	Resultados de recuperación y contenido de Cu, del primer ensayo de flotación	124
Tabla 3.20.	Resultados recuperación y contenido de Cu, del Segundo ensayo de flotación	126
Tabla 3.21.	Resultados recuperación y contenido de Cu, del Tercer ensayo de flotación	129
Tabla 3.22.	Resultados recuperación y contenido de Cu, del cuarto ensayo de flotación	131
Tabla 3.23.	Constantes de la cinética de flotación del Cu y Fe en los cuatro ensayos de simulación de flotación continua, en la sección de afinamiento	142
Tabla 3.24.	Concentraciones de Cu en las diferentes etapas del circuito de flotación (desbaste, afino y colección)	153
Tabla 3.25.	Volúmenes y parámetros de flotación en las secciones de: desbaste, colección y limpieza	154
Tabla 3.26.	Volúmenes y parámetros de acondicionamiento para el desbaste, colección y limpieza	156
Tabla 3.27.	Características técnicas del equipo de molienda	159
Tabla 3.28.	Datos de dimensionamiento del equipo espesador	161

Tabla 3.29.	Datos de dimensionamiento del filtro de discos	161
Tabla 3.30.	Datos comparativos entre la Planta de Island Copper y el mineral de Cóndor Mirador	162
Tabla AI.1.	Análisis granulométrico del mineral pre-triturado proveniente de la mina Cóndor Mirador	173
Tabla AI.2.	Análisis granulométrico del concentrado colectivo de sulfuros y metales preciosos al flotar 250 kg del mineral proveniente de la mina de Cóndor Mirador	174
Tabla AI.3.	Análisis granulométrico del concentrado colectivo después de una remolienda de 20 min	175
Tabla AII.1.	Prueba preliminar de flotación colectiva de desbaste	176
Tabla AII.2.	Prueba preliminar de flotación (desbaste-colección)	177
Tabla AIII.1.	Flotación colectiva después de 20 min de molienda del mineral de Cóndor Mirador	178
Tabla AIII.2.	Flotación colectiva después de 30 min de molienda del mineral de Cóndor Mirador	179
Tabla AIII.3.	Flotación colectiva después de 40 min de molienda del mineral de Cóndor Mirador	180
Tabla A IV.1.	Flotación colectiva a una concentración de 15 g/t de kax	181
Tabla A IV.2.	Flotación colectiva a una concentración de 25 g/t de kax	182
Tabla A IV.3.	Flotación colectiva a una concentración de 75 g/t de kax	183
Tabla AV.1.	Flotación colectiva a una concentración de 15 g/t de aerofloat (208)	184
Tabla AV.2.	Flotación colectiva a una concentración de 45 g/t de aerofloat (208)	185
Tabla AV.3.	Flotación colectiva a una concentración de 75 g/t de aerofloat (208)	186
Tabla AVI.1.	Flotación colectiva a una concentración de 14 g/t de aceite de pino	187
Tabla AVI.2.	Flotación colectiva a una concentración de 42 g/t de aceite de pino	188

Tabla AVII.1.	Flotación colectiva con 4 min de recolección de la espuma mineralizada	189
Tabla AVII.2.	Flotación colectiva con 7 min de recolección de la espuma mineralizada	190
Tabla VIII.1.	Flotación selectiva con taninos de guarango como reactivo depresor de pirita	191
Tabla VIII.2.	Flotación selectiva con el uso de la cal como único reactivo depresor de pirita	192
Tabla IX.1.	Primer ensayo de simulación de un sistema de flotación continuo a partir de un concentrado colectivo	193
Tabla IX.2.	Segundo ensayo de simulación de un sistema de flotación continuo a partir de un concentrado colectivo	194
Tabla IX.3.	Tercer ensayo de simulación de un sistema de flotación continuo a partir de un concentrado colectivo	195
Tabla IX.4.	Cuarto ensayo de simulación de un sistema de flotación continuo a partir de un concentrado colectivo	196
Tabla XIII.1.	Características técnicas de las máquinas de flotación del tipo Denver Sub – A	202
Tabla XIV.1.	Especificaciones técnicas de los tanques agitados	203

ÍNDICE DE FIGURAS

		PÁGINA
Figura 1.1.	Formación de la doble capa de cargas eléctricas (ξ =Potencial electroquímico, ζ =Potencial electrocinético, b= Zona de doble capa, d=Zona de difusión)	4
Figura 1.2.	Angulo de contacto entre la burbuja y la partícula en medio acuoso	7
Figura 1.3.	Adsorción del colector sulfhídrico (X^-) sobre la superficie de la pirita	8
Figura 1.4.	Monómero estructural del que deriva los taninos condensados	23
Figura 1.5.	Derivados de la hidrólisis de los taninos hidrolizables a) ácido gálico y b) ácido elágico	24
Figura 1.6.	Vainas de guarango de la cual se extrae los taninos	26
Figura 2.1.	Diagrama del proceso experimental, para la obtención de un concentrado de Cu, mediante el uso de los taninos de guarango como reactivo depresor	43
Figura 2.2	Esquema de reducción de tamaño en circuito cerrado del mineral	45
Figura 2.3	Esquema de tamizaje del ensayo granulométrico de la muestra	52
Figura 2.4.	Diagrama de Flotación colectiva (a) y flotación selectiva (b)	53
Figura 2.5.	Diagrama del proceso para obtener harina de Guarango	56
Figura 2.6.	Diagrama del proceso de flotación batch: desbaste, afino y colección	58
Figura 2.7.	Sistema continuo de flotación desbaste, afino y colección	61
Figura 2.8.	Simulación de un sistema de flotación continuo por medio de flotaciones batch	62
Figura 2.9.	Esquema de flotación continuo estabilizado por medio de flotaciones batch	63

Figura 2.10.	Sistema simplificado del proceso de simulación de flotación continua, para cada uno de los 4 ensayos en tres corrientes estabilizadas: C, C ₅ y R ₄	67
Figura 2.11.	a) Circuito de flotación simple, b) Circuito desbaste, afino y colección c) Circuito con varias etapas de afinamiento	68
Figura 3.1.	Distribución granulométrica del mineral pre-triturado proveniente de la mina de Cóndor Mirador	74
Figura 3.2.	Distribución granulométrica del mineral, después de 30 min de molienda	78
Figura 3.3.	Recuperación de Au, Ag, Cu y Fe en las diferentes mallas, después de someter el mineral de Cóndor Mirador a una molienda de 30 min	80
Figura 3.4.	Contenido de Au en (g/t) del mineral retenido en las diferentes mallas, después de someter el mineral de Cóndor Mirador a una molienda de 30 min	80
Figura 3.5.	Contenido de Ag en (g/t) del mineral retenido en las diferentes mallas, después de someter el mineral de Cóndor Mirador a una molienda de 30 min	82
Figura 3.6.	Contenido de Cu y Fe en (%) del mineral retenido en las diferentes mallas, después de someter el mineral de Cóndor Mirador a una molienda de 30 min	82
Figura 3.7.	Formación de la espuma mineralizada en la celda Denver	85
Figura 3.8.	Recuperación de Cu, Fe, Au y Ag al variar el tiempo de molienda en la flotación colectiva	89
Figura 3.9.	Contenido de Au y Ag con respecto al tiempo de molienda en la flotación colectiva	90
Figura 3.10.	Contenido de Cu y Fe con respecto al tiempo de molienda en la flotación colectiva	91
Figura 3.11.	Recuperación de Cu, Fe, Au y Ag con respecto a la concentración de kax en la flotación colectiva	93
Figura 3.12.	Contenido de Au y Ag con respecto a la concentración de kax en la flotación colectivo	94

Figura 3.13.	Contenido de Cu y Fe con respecto a la variación de la concentración kax en la flotación colectivo	95
Figura 3.14.	Recuperación de Cu, Fe, Au y Ag al variar concentración de Aerofloat (208) en la flotación colectiva	97
Figura 3.15.	Contenido de Au y Au al variar concentración de Aerofloat (208) en la flotación colectiva	98
Figura 3.16.	Contenido de Cu y Fe al variar concentración de Aerofloat (208) en la flotación colectiva	98
Figura 3.17.	Recuperación de Cu, Fe, Au y Ag al variar la concentración del Aceite de Pino en la flotación colectiva	100
Figura 3.18.	Contenido de Au y Ag con respecto a la variar la concentración del Aceite en la flotación colectiva	101
Figura 3.19.	Contenido de Cu y Fe al variar la concentración de Aceite de Pino en la flotación colectiva	102
Figura 3.20.	Recuperación de Cu, Fe, Au y Ag con respecto al tiempo de recolección en la flotación colectiva	104
Figura 3.21.	Formación de la espuma; a) al inicio burbujas de gran diámetro y b) al final se forma una espuma persistente de mayor arrastre	105
Figura 3.22.	Contenido de Au y Ag con respecto al tiempo de flotación colectiva	107
Figura 3.23.	Contenido de Cu y Fe con respecto al tiempo de flotación colectiva	107
Figura 3.24.	Contenido de Cu y Fe, en las diferentes fracciones de flotación: desbaste, colección y afino con 5 g de taninos de guarango como reactivo depresor de pirita	114
Figura 3.25.	Recuperación de Cu y Fe, en las diferentes fracciones de flotación: Desbaste, colección y afino, con 5 g de taninos de guarango como reactivo depresor de pirita	115
Figura 3.26.	Comparación de la recuperación de Cu y Fe, entre el uso de los taninos como reactivo depresor de la pirita y cal como único depresor de la pirita, en la fracción de afino	116

Figura 3.27.	Efecto del reactivo depresor Floatan T1 sobre la Pirita a diferente alcalinidad	117
Figura 3.28.	Comparación de la concentración de Cu y Fe, entre el uso de los Taninos de Guarango como reactivo depresor de la pirita y cal como único reactivo depresor de la pirita, en la fracción de afino	119
Figura 3.29.	Porcentajes de mineral recuperado en las diferentes fracciones del proceso de flotación: desbaste, afino y colección	120
Figura 3.30.	Recuperación de Cu y Fe, entre el Floatan T5, Tanino y Cal como depresores	120
Figura 3.31.	Recuperación y contenido acumulado de Cu en función del tiempo de recolección del concentrado en la etapa de afino (Primer ensayo)	125
Figura 3.32.	Recuperación y contenido acumulado de Cu en función del tiempo de recolección del concentrado en la etapa de afino (Segundo ensayo)	128
Figura 3.33.	Recuperación y contenido acumulado de Cu en función del tiempo de recolección del concentrado en la etapa de afino (Tercer ensayo)	131
Figura 3.34.	Recuperación y contenido de Cu acumulado en función del tiempo de recolección del concentrado en la etapa de afino (Cuarto ensayo)	132
Figura 3.35.	Resumen del Comportamiento del Cu en los cuatro ensayos de simulación de flotación continua	135
Figura 3.36.	Fotografía de las diferentes corrientes obtenidas, durante el proceso de simulación de flotación Continua.	135
Figura 3.37.	Coloración del relave rico en cuarzo, obtenido de la flotación colectiva	135
Figura 3.38.	Curvas de la relación existentes entre el contenido y recuperación de Cu, en los cuatro ensayos de flotación	136
Figura 3.39.	Curvas de la relación existente entre e la recuperación de Fe y Cu, en los cuatro ensayos de flotación	138
Figura 3.40.	Curvas de recuperación de Cu en los cuatro ensayos de Flotación	139

Figura 3.41.	Curvas de recuperación de Fe en los cuatro ensayos de flotación	140
Figura 3.42.	Gráfico de linealización de la curva de recuperación de Cu en función del tiempo en coordenadas semilogarítmicas de los cuatro ensayos de flotación	141
Figura 3.43.	Gráfico de linealización de la curva de recuperación del Fe en función del tiempo en coordenadas semilogarítmicas de los cuatro ensayos de flotación	143
Figura 3.44.	Gráfico de linealización de la curva de recuperación de Fe y Cu en función del tiempo en coordenadas semilogarítmicas en el segundo ensayo de flotación	144
Figura 3.45.	Diagrama de flujo para el tratamiento de 2000 t/d de concentrado colectivo	148
Figura 3.46.	Esquema de planta para el tratamiento de 2000 t/d de concentrado colectivo	151
Figura AI.1.	Distribución granulométrica del mineral pre-triturado proveniente de la mina Cóndor Mirador y determinación gráfica del d_{80}	173
Figura AI.2.	Distribución granulométrica del concentrado colectivo de sulfuros y metales preciosos al flotar 250 kg del mineral proveniente de Cóndor Mirador	174
Figura AI.3.	Distribución granulométrica del concentrado colectivo después de una remolienda de 20 min	175

ÍNDICE DE ANEXOS

	PÁGINA
ANEXO I	
Análisis granulométrico del mineral de Cóndor Mirador	173
ANEXO II	
Pruebas preliminares de flotación	176
ANEXO III	
Análisis de la flotación colectiva al variar el tiempo de molienda	178
ANEXO IV	
Análisis de la flotación colectiva al variar la concentración de kax	181
ANEXO V	
Análisis de flotación colectiva al variar la concentración de aerofloat(208)	184
ANEXO VI	
Análisis de la flotación colectiva al variar la concentración del aceite de pino (reactivo espumante)	187
ANEXO VII	
Análisis de flotación colectiva al variar el tiempo de recolección de la espuma mineralizada	189
ANEXO VIII	
Pruebas de flotación selectiva a partir de un concentrado colectivo	191
ANEXO IX	
Pruebas de simulación de flotación continua	193
ANEXO X	
Ejemplo de cálculo de la densidad real del mineral proveniente de la Mina de Cóndor Mirador	197
ANEXO XI	
Ejemplo de cálculo del volumen de las celdas de flotación como de los tanques de acondicionamiento	198
ANEXO XII	
Ejemplo del dimensionamiento de los equipos de molienda	200
ANEXO XIII	
Datos técnicos del fabricante de las celdas de flotación	202
ANEXO XIV	
Datos técnicos del fabricante de tanques de agitación	203

ANEXO XV

Datos técnicos del fabricante de molino de bolas

204

ANEXO XVI

Datos técnicos del fabricante de tanques de espesaje

205

ANEXO XVII

Datos técnicos del fabricante de filtros prensa de disco

206

RESUMEN

En este trabajo, se busca diseñar una planta de concentración de calcopirita por el método de flotación, a partir del mineral de una mena del tipo pórfido, mediante el empleo de reactivos depresores biodegradables de pirita como son los taninos de guarango (biopolímeros complejos). Con este fin, el mineral pre-triturado que proviene del sector de Cóndor Mirador a un tamaño de partícula de alrededor 2mm es caracterizado en forma física, química y mineralógica. El contenido en la muestra original de la mina es de 0,58 % de Cu acompañado de 1,78 % Fe y 0,17 g/t de Au, con una cantidad de cuarzo de alrededor del 35 % y arcillas en 10 %; estas últimas causantes de problemas tanto en las etapas de molienda como de flotación, debido a que alteran la viscosidad de la pulpa.

Con base en las propiedades del mineral, se realizó en primer lugar una concentración colectiva de todos los sulfuros y metales preciosos por el método de flotación batch a una alcalinidad de 7 para evitar la depresión de la pirita y pérdidas de Au. Las condiciones óptimas de flotación seleccionadas se obtuvieron al variar parámetros como: la concentración del reactivo colector de sulfuros (amil xantato de potasio), reactivo selectivo de sulfuros de Cu (aerofloat 208), aceite de pino, tiempo de molienda y de flotación (recolección de espuma). Cada una de los valores de cada parámetro, fue probado una a la vez, manteniendo todas las demás variables involucradas en el proceso, constantes. La determinación de los valores óptimos se fijó por medio de balances metalúrgicos, bajo las condiciones establecidas para cada ensayo.

El concentrado colectivo de sulfuros y metales preciosos obtenido presentó un contenido de 5,95 % de Cu con un 21,7 % de Fe y 1,9 g/t de Au a un tamaño de partícula de 116 μm , posteriormente se procedió a realizar la concentración selectiva de la calcopirita por medio del uso de taninos de guarango y cal como reactivos depresantes de pirita, para lo cual se realizó una remolienda previa y con el uso de un sistema de flotación batch, se obtuvo un desbaste a partir del concentrado colectivo y luego un producto final logrado al realizar la reflotación

del desbaste; llamado concentrado de afino, el cual llegó a tener un contenido de Cu del 20 %.

Se evaluó el comportamiento del concentrado colectivo en un sistema de simulación de flotación continua con recirculación de material, este proceso contó con tres etapas: desbaste, afino y colección, de la misma manera a lo que ocurre a escala industrial, el cual se caracteriza por tener: tiempos de retención variable de las diferentes fracciones del material en cada celda, diferentes alturas de la espuma portadora del mineral de interés en cada etapa, acumulación de iones de calcio por la recirculación del agua y la disolución de los diferentes reactivos químicos debido a los cambios en la densidad de pulpa que se dan en el proceso, conforme es retirado el mineral de interés.

Al último del proceso, se obtuvo un concentrado final con un contenido de Cu de 25 % que tiene ya valor comercial y representa el 1,77 % en relación al material que entró como cabeza. Este concentrado se obtuvo al realizar la flotación a un pH óptimo de 11 y con una concentración de taninos de guarango de 1g/t de concentrado colectivo. Se emplearon en el proceso los siguientes tiempos de flotación: en la etapa de desbaste de 5 min, en la etapa de afino 3 min y en la etapa de colección 8 min, a un tamaño de partícula de 44 μm obtenido al someter el concentrado colectivo a una remolienda previa de 40 min.

En el diseño de la planta para tratar el concentrado colectivo se han considerado el uso de circuitos formados por celdas Denver Sub-A, de tamaño de 100 ft^3 para las secciones de desbaste- colección y celdas de tamaño medio de 50 ft^3 para la etapa final de afino, debido a que estos equipos presentan mayor flexibilidad a los cambios por fluctuaciones del mineral de cabeza que ingresa a la planta, además estos equipos se ajustan fácilmente a la cantidad de mineral a ser tratado y son usuales en la industria minera, a pesar de ser equipos de gran consumo de energía en comparación con otros fabricantes, existe la ventaja que la energía eléctrica proporcionada para la planta vendrá de la estación hidroeléctrica Hydroabanico, localizada a 170 km del proyecto mirador.

INTRODUCCIÓN

El Cu está comúnmente presente en la corteza terrestre como sulfuros de Cu-Fe y sulfuros de Cu como calcopirita (CuFeS_2), bornita (Cu_5FeS_4) y calcocita (Cu_2S). El contenido de los yacimientos actualmente es pobre y va de 0,5 % de Cu en minas de explotación a cielo abierto y en el rango de (1-2 Cu %) en minas subterráneas, siendo el método de flotación el más efectivo para su concentración, el cual es precedido por procesos de trituración y molienda y se basa en el uso de reactivos químicos que hacen que los minerales de Cu obtengan propiedades repelentes al agua (hidrofóbicas) y floten, dejando a los minerales de desecho humedecidos y no flotables (Davenport, King, Schlesinger y Biswas, 2002, pp.1, 4, 5).

Los reactivos de flotación son la variable más importante del proceso y es por esto que se deben realizar estudios encaminados a la definición de nuevas combinaciones que sean menos tóxicas y faciliten a la futura depuración del agua utilizada. En los últimos años, la sociedad ha cambiado, adquiriendo una conciencia de protección del medio ambiente y es por ello que la industria minera está intranquila debido a una creciente ola de rechazo de las comunidades locales y ambientalistas, lo cual ha creado mayores obstáculos para la concreción de proyectos mineros y energéticos (Elizalde, 2012, p. 7; Sutulov, 1963, p. 67).

Uno de los reactivos usados en el proceso flotación es el cianuro, cuya función es deprimir a la pirita y demás sulfuros de Fe para lograr el aislamiento de la calcopirita. El cianuro se caracteriza por ser potencialmente letal ya que actúa rápidamente sobre el sistema respiratorio; se debe tener en cuenta que la industria minera consume el 20 % de la producción mundial de este químico.

Otro punto negativo del cianuro es que disminuye la recuperación de Au por flotación y bajo ciertas condiciones y concentraciones deprime a los sulfuros de Cu que son de interés, desestabilizando la unión entre el reactivo colector y el mineral valioso, como también por el secuestro del ión cúprico que actúa como activante en la flotación de la calcopirita (Sutulov, 1963, pp. 98-99; Castro y Álvarez, 1994, p. 359).

En la naturaleza el cianuro se degrada, pero este proceso puede durar años o décadas y existen métodos convencionales para tratar al cianuro como son: el tratamiento electrolítico, la conversión química y la adsorción, que resultan ser técnicas muy costosas (Garcés, Agudelo, Macias y Salinas, 2006, p. 8).

Existe un interés por parte de las empresas mineras por sustituir algunos reactivos de flotación por otros de origen orgánico que tengan bajo impacto ambiental como son los taninos contenidos en algunas plantas como el guarango que es una especie forestal andina presente en: Bolivia, Perú y Ecuador. El guarango, produce un fruto, de cuya harina se extrae un tanino natural, que puede ser usado como reactivo depresor, en particular de la pirita con capacidad de sustituir al cianuro (Larrea, 2011, p. 7; Sarquíz, Ciribeni y González, 2007, p. 18).

En este trabajo, se pretende evaluar el uso del tanino contenido en las vainas de la planta de guarango como reactivo no tóxico biodegradable depresor selectivo de la pirita en los procesos de concentración (flotación) de menas sulfuradas rica en minerales de Cu. Además se toma en cuenta que la mayor parte del uso del agua en la minería no es consuntivo (el agua retorna a su cauce) y que para cada kg de material que es procesado para concentrar Cu en una mina como la del proyecto Mirador se utiliza alrededor de 3,35 L de H₂O, siendo el 77 % de esta reciclada en el proceso y el uso de agua fresca se calcula en alrededor de 0,50 m³/s, donde el agua de ríos cercanos como el Zamora tienen flujos de 624 m³/s, muy por encima de lo requerido en la operación minera (Elizalde, 2013, p. 20).

1. REVISIÓN BIBLIOGRÁFICA

1.1. CONCENTRACIÓN DE MINERALES POLISULFURADOS POR FLOTACIÓN

En el mundo, cada año se consume alrededor de 14 millones de toneladas de cobre, del cual el 90 % proviene de la producción minera y el 10 % restante del reciclaje de la chatarra. El 80 % de la producción minera del cobre es producida por concentración/fundición/refinación de minerales de sulfuro y el 20 % es obtenida por la lixiviación/ extracción por solventes/ electrowinning de minerales de cobre oxidados por ejemplo: carbonatos, hidroxil-silicatos, sulfatos, hidroxil-cloruros y además de la calcosina Cu_2S (Davenport et al., 2002, pp. 11, 29). La flotación, es indudablemente la más importante y versátil técnica de separación y concentración de metales no ferrosos en especial del Cu.

1.1.1. GENERALIDADES

Una parte de los minerales metálicos, se encuentran en la naturaleza en forma de sulfuros, fuente importante de una serie de metales, tales como: Cu, Zn, Pb, Ni, Co, Mo y que son usados en muchos campos, entre los principales tenemos: la electrónica, ingeniería química, aviación, transportación, construcción, metalurgia, etc. Dentro de los sulfuros de Cu, existe una gran variedad de minerales como son: la calcopirita, calcocita, covelina, bornita y Cu nativo .

El proceso de flotación fue descubierto y aplicado en forma industrial por primera vez en los sulfuros de Cu, y su flotación no presenta dificultades por cuanto existen buenos reactivos colectores que los separan con gran facilidad de las gangas; los únicos problemas de importancia que surgen en la flotación de los sulfuros son la individualización entre ellos mismos y la separación de los elementos penalizados como son los minerales de As, Sb y Bi (Cytec, 2002, p. 105; Sutulov, 1963, p. 197).

En una planta en operación, la eficiencia de la flotación y la separación de los minerales sulfurosos es un sistema muy complejo que involucra a la electroquímica de la pulpa, los reactivos de flotación, todos los componentes solubles del mineral así como sus alteraciones superficiales y su oxidación; existiendo un potencial en el que una reacción anódica de los reactivos colectores como por ejemplo el xantato para formar metal-xantato o dixantogeno y la catódica reducción del oxígeno, fundamentan las bases del mecanismo de interacción entre colectores y minerales sulfurosos para la hidrofobización de ellos (Hu, Sun y Wang, 2009, p. 1).

Un problema de gran envergadura en la flotación de los sulfuros, es la influencia de la oxidación superficial de los minerales sobre su flotabilidad, la mayor parte de los afloramientos igual que las capas superiores de los yacimientos se encuentran permanentemente bajo la influencia de la erosión y oxidación del aire como del agua presente en dichos yacimientos, esta oxidación produce óxidos, sulfatos y carbonatos sobre la superficie de los sulfuros, primero como películas y después aumentando su grosos en forma considerable, alterando la recuperación de los minerales sulfurados, aparte de esta oxidación natural, existe otra que se produce en las labores mineras y en las plantas de concentración.

La oxidación de los minerales en los procesos de flotación es de gran importancia, ya que una pequeña oxidación superficial (entre el 3 y 8 %) es necesaria para mejorar la adsorción de los reactivos colectores y solamente el exceso de esta es contraproducente. La oxidación de los diferentes sulfuros es función de la fuerza de los enlaces en la red cristalina del mineral (Sutulov, 1963, pp. 198, 206).

Después de cien años de logros en la teoría de la flotación de sulfuros, esta tiene cuatro aspectos gravitantes: la flotabilidad natural de los sulfuros, el rol de oxígeno en la flotación de sulfuros, la interacción de colectores con sulfuros, el efecto de las propiedades semiconductoras de los sulfuros y el comportamiento electroquímico en los sistemas de molienda que inciden en la recuperación de los minerales de interés como la calcopirita y la depresión de la piritita que es un material considerado de ganga (Hu et al., 2009, p. 1).

1.1.2. FLOTACIÓN

La flotación es un proceso de separación de diversos minerales desde una pulpa basado en el comportamiento de las partículas minerales frente al agua, donde las propiedades hidrofóbicas e hidrofílicas de las partículas se hacen más pronunciadas con el acondicionamiento de los reactivos de flotación. La flotación de algunos minerales más pesados que el agua se produce debido a que las partículas hidrófobas, débilmente humectadas por el agua, se adhieren a la burbujas del aire inyectadas en la pulpa, tal que un agregado de este tipo tiene menor peso específico que el medio y por lo tanto aflora a la superficie mientras que las partículas hidrofílicas se mojan y caen al fondo de la máquina de flotación (Sutulov, 1963, p. 14).

La flotación es el método menos mecánico de enriquecimiento en el beneficio de minerales y puede definirse como una técnica usada para concentración y/o purificación de minerales valiosos que es gobernado por las propiedades interfaciales del sistema solido-liquido-gas y cambios en estas propiedades por adición de varios reactivos al sistema. La flotación es un proceso físico-químico, donde los factores químicos incluyen la química interfacial que esta dictada por todos los reactivos de flotación(colectores, depresantes, espumantes, activadores, modificadores de pH, química del agua, química de los minerales) los factores físicos (físico-mecánicos y de funcionamiento) que comprenden los componentes del equipo (diseño de la celda de flotación, la hidrodinámica, la configuración del banco de celdas y el control del banco de celdas) los componentes operacionales como: velocidad de alimentación, mineralogía, el tamaño de las partículas y densidad de la pulpa (Bulatovic, 2007, p. 78; Sutulov, 1963, p. 14; Cyttec, 2002, p. 87).

1.1.3. HIDRATACIÓN DE LAS SUPERFICIES MINERALES

La hidratación de las partículas sólidas sumergidas en agua depende de las características eléctricas que existen en su superficie después de su creación (en la trituración y molienda). La hidratación, es más fuerte en las especies en las que

se rompen enlaces químicos (iónicos, covalentes) y cuando las fuerzas residuales son débiles, la hidratación también es débil, esto sucede en general con minerales que se rompen según planos de clivaje y donde no hay rompimientos de enlaces químicos (Sutulov, 1963, p. 43).

1.1.4. POTENCIAL ELECTROQUÍMICO

El potencial eléctrico formado por la capa eléctrica de iones de la solución junto con la superficie cargada eléctricamente se llama potencial electroquímico; el grosor de esta capa (llamada capa doble) es del orden del tamaño de una molécula de agua. A más profundidad en el líquido existe una zona llamada difusa, donde los iones también están orientados hacia a la superficie, aunque su atracción a ella es débil. El grosor de esta zona depende de la concentración de la solución y mientras más alta es, menor es el grosor de la zona de difusión, esta zona puede extenderse entre 30 a 2000 Angstrom, como se muestra en la figura 1.1 (Sutulov, 1963, p. 44).

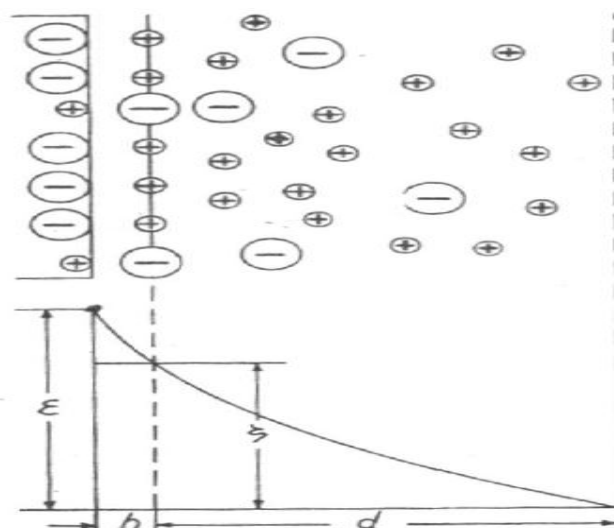


Figura 1.1. Formación de la doble capa de cargas eléctricas (ϵ = Potencial electroquímico, ψ =Potencial electrocinético, b = Zona de doble capa, d =Zona de difusión)
(Sutulov, 1963, p. 44)

Las propiedades hidrofílicas de la superficie de los minerales tienen una relación directa con el potencial de doble capa. La doble capa de un mineral que forma un

fuerte campo eléctrico atraerá a las moléculas e iones de alta constante dieléctrica (agua) y por otra parte, un débil campo eléctrico atraerá las moléculas de baja constante dieléctrica que fomentará las propiedades hidrofóbicas de la superficie mineral como las moléculas orgánicas (Sutulov, 1963, p. 45).

1.1.5. POTENCIAL ELECTROKINÉTICO

Cuando el sólido empieza a moverse en el líquido, los iones que forman la doble capa del potencial electroquímico quedan firmemente asociados con la superficie y la siguen: mientras que los iones de la zona difusa quedan inmóviles o se mueven en otra dirección. El potencial que surge entre las dos superficies eléctricamente cargadas, que se mueven en direcciones opuestas, se llama potencial Z y depende de la velocidad del movimiento relativo entre el sólido y la zona de difusión y es influido al agregar materias iónicas (modificadores) que cambian su intensidad o carga, creando de este modo las condiciones deseadas para una buena flotación (Sutulov, 1963, p. 45).

1.1.6. MECANISMOS DE FLOTACIÓN

En el proceso de flotación existen dos fenómenos fundamentales: el mecanismo de la adhesión de la partícula a la burbuja y la adsorción de los reactivos. El proceso de recuperación de minerales valiosos por flotación a partir de la pulpa en general comprende tres etapas (Wills y Napier-Munn, 2007, p. 267):

- Colisión y unión selectiva de las partículas minerales valiosas a las burbujas de aire, las cuales abandonan a los demás minerales humedecidos.
- Arrastre de las partículas a través del agua hasta llegar a la superficie de la celda de flotación.
- Atrapamiento físico de las partículas unidas a las burbujas en la espuma fuerte de corta duración creada y su posterior colapso en dentro del tanque de recolección del concentrado final (Davenport et al.2002, p.42).

1.1.6.1. Mecanismo de adsorción de la burbuja a la partícula mineral

Las burbujas de aire tienen una película hidratada debido a la asociación de las partes polares de las moléculas del espumante con las moléculas polarizadas de agua y por otra parte las partículas minerales no son cubiertas íntegramente por el colector dejando huecos que son activos por estar ocupados por dipolos de agua, las cuales causan resistencia a la unión directa entre la burbuja y la partícula, la cual es vencida debido a la energía cinética de las partículas y burbujas que ayudan a vencer la resistencia eliminándose algo de agua de las superficies y produciéndose el contacto trifásico y así forman una unión estable y pueden ser flotadas (Sutulov, 1963, p. 61).

La unión entre las partículas cubiertas de colector y la burbuja de aire adsorbida de agente espumante, al chocar durante el movimiento permanente del medio, no puede analizarse en base al ángulo de contacto en condiciones de equilibrio solamente, debido a que se produce una acción conjunta del colector y espumante con penetración de ambas capas adsorbidas y violenta difusión del agente espumante a la superficie del sólido produciendo entre otros efectos un aflojamiento de las estructuras de las capas hidratadas en torno a las moléculas. Las interacciones entre el colector y el espumante, desempeñan un rol fundamental en el proceso de adhesión de la partícula a la burbuja, teniendo un rol secundario el espumante a influir sobre la cinética y el tiempo de inducción (Sutulov, 1963, p. 198).

1.1.6.2. Interpretación termodinámica de la adsorción de la burbuja a la partícula

La actividad de una superficie mineral en relación con los reactivos de flotación en el agua depende de las fuerzas que operan en esa superficie. Las fuerzas que tienden a separar una partícula y la burbuja se muestran en la Figura 1.2. Estas fuerzas de tensión conducen al desarrollo de un ángulo entre la superficie del mineral y la superficie de la burbuja en equilibrio que se muestran en la ecuación [1.1] (Wills y Napier-Munn, 2007, p. 268).

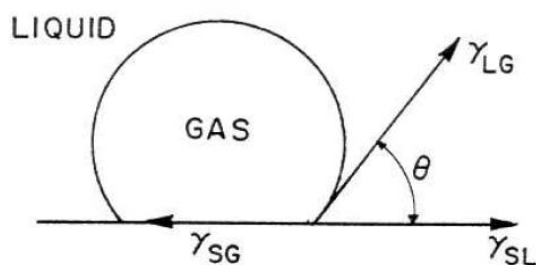


Figura 1.2. Ángulo de contacto entre la burbuja y la partícula en medio acuoso
(Wills y Napier-Munn, 2007, p. 268)

$$\gamma_{S/G} = \gamma_{S/L} + \gamma_{L/G} * \text{Cos}(\theta) \quad [1.1]$$

Dónde:

$\gamma_{S/G}$, $\gamma_{S/L}$, $\gamma_{L/G}$: energías superficiales entre el sólido/aire, sólido/agua y agua/aire

θ : Ángulo de contacto entre la superficie mineral y la burbuja

La fuerza requerida para romper la interface partícula-burbuja es llamada el trabajo de adhesión ($W_{S/G}$) y es igual al trabajo requerido para separar la interface solido-aire y producir la separación de las interfaces gas-líquido y solido-liquido, representada en la ecuación [1.2] (Wills y Napier-Munn, 2007, p. 269).

$$W_{S/G} = \gamma_{L/G} + \gamma_{S/L} - \gamma_{S/G} \quad [1.2]$$

Al combinar la ecuación [1.1] con la ecuación [1.2] se tiene:

$$W_{S/G} = \frac{\gamma_L}{G} (1 - \text{COS} * \theta) \quad [1.3]$$

Este ángulo de contacto entre la superficie mineral y la burbuja, relaciona en forma cuantitativa las propiedades hidrofóbicas de un mineral (o reactivo colector) e indica que cuanto mayor es el ángulo de contacto se incrementa la

hidrofobicidad del mineral. Este análisis termodinámico señala la probable dirección del proceso, pero no discute su cinética, ni su mecanismo (Sutulov, 1963, p. 56).

1.1.6.3. Mecanismos de adsorción de los reactivos de flotación en los sulfuros

Cuando la superficie de la pirita no está oxidada, flota sin necesidad de colectores. Esta flotabilidad natural se pierde con la oxidación de la pirita por la formación de oxihidróxidos de Fe en la superficie. El mecanismo de adsorción del colector sulfhídrico en la superficie de la pirita que tiene oxihidróxidos de Fe es por oxidación del ión colector a su dímero, por ejemplo el colector xantato se oxida a disantógeno, este dímero convierte a hidrofóbica la superficie de la pirita, como se observa en la figura 1.3.

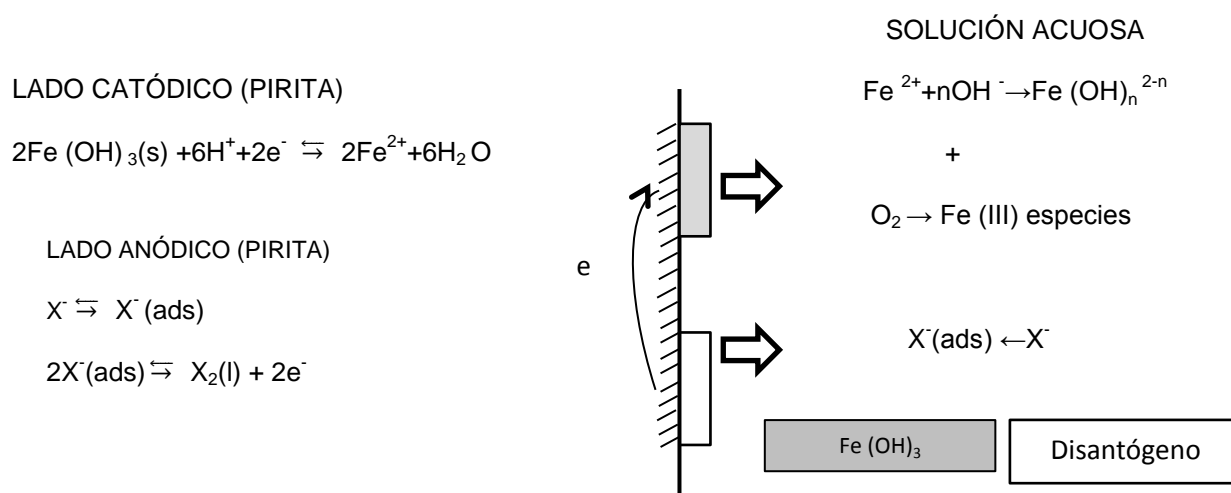


Figura 1.3. Adsorción del colector sulfhídrico (X^-) sobre la superficie de la pirita (López y Reyes, 2005, p. 15)

La reacción de oxidación del colector está acompañada de una reacción de reducción de los oxihidróxidos de Fe según la ecuación [1.4] (López y Reyes, 2005, p. 15).



Dónde:

X: Ión Xantato

La calcopirita presenta flotabilidad natural, lo cual se debe a la disolución preferencial de Cu y Fe, obteniéndose una superficie de calcopirita rica en sulfuros y deficiente en metal, con la oxidación de la superficie se produce iones Cu(II) y Fe (III), los cuales se hidroliza formando hidróxidos, estos se adhieren a la superficie de calcopirita rica en sulfuros disminuyendo su flotabilidad, una vez oxidadas necesitan de un colector sulfhídrico para hidrofobizar la superficie, como por ejemplo el colector etil xantato de potasio que flota eficazmente la calcopirita a valores de pH <12. Esta flotación se ha explicado por la formación de xantato de cobre y dixantógeno en la superficie de la calcopirita, pero a pH > 12, la formación de estas especies no es favorable, pero sí de las especies hidrofílica (López y Reyes, 2005, p. 2).

1.1.7. CINÉTICA DE FLOTACIÓN

Los conceptos cinéticos nos dan una idea sobre problemas tan importantes como la definición de velocidad de flotación y selectividad de las partículas minerales. Tomando en cuenta que la mayor parte del mineral valioso flota dentro de unos pocos minutos y mientras que lleva mucho tiempo la recuperación de una pequeña cantidad residual a flotar que queda en la pulpa. La ecuación de velocidad para la- flotación se puede expresar con la ecuación [1.5] de una manera general (Wills y Napier-Munn, 2007, p. 295; Sutulov, 1963, p. 65).

$$v = -\frac{dW}{dt} = K_n \cdot W^n \quad [1.5]$$

Dónde:

V: tasa de flotación del mineral de interés (peso por unidad de tiempo)

W: mineral flotante que queda en la pulpa en el tiempo t
 K_n : constante de velocidad
 n: orden de la ecuación

Muchos investigadores han demostrado que la flotación de los minerales de Cu es esencialmente un proceso de primer orden y se expresa generalmente como la ecuación [1.6] (Wills y Napier-Munn, 2007, p. 295)

$$R = 1 - e^{-kt} \quad [1.6]$$

Dónde:

R: recuperación acumulativa del mineral de interés en el tiempo t
 k: constante de velocidad (t^{-1})
 t: tiempo acumulativo de flotación

Esta ecuación hace posibles comparaciones y analogías con las reacciones químicas y dibujando la curva $\ln(1 - R)$ en contra del tiempo, debe dar una curva recta, pero a veces da una curva cóncava hacia arriba debido a que se asume que se recupera todo el mineral valioso, que eso es imposible en la práctica, por eso se ha modificado la ecuación [1.6] para obtener la ecuación [1.7] (Wills y Napier-Munn, 2007, p. 295).

$$R = RI[1 - e^{-kt}] \quad [1.7]$$

Dónde:

R: recuperación acumulativa del mineral de interés en el tiempo t
 RI: máxima recuperación teórica
 t: tiempo acumulativo de flotación
 k: constante de velocidad (t^{-1})

1.1.8. REACTIVOS DE FLOTACIÓN

Estos reactivos son la parte más importante en el desarrollo de un proceso de flotación; se ha comprobado que los efectos favorables o desfavorables causados por otras variables (molienda, aireación, densidad de pulpa, etc.) nunca pueden sobrepasar en importancia los efectos positivos y negativos de una fórmula de reactivos. La moderna clasificación de los reactivos es en base a la función particular que desempeña y se dividen en colectores, espumantes, modificadores y depresantes (Sutulov, 1963, p. 67; Bulatovic, 2007, p. 1).

1.1.8.1. Colectores

El propósito del colector es formar selectivamente una capa hidrófoba sobre una superficie mineral en pulpa y proporcionar las condiciones para la unión de las partículas hidrofóbizadas con las burbujas de aire, para su recuperación en la espuma. La misión de los reactivos colectores es reducir la humectación de la superficie del mineral por el agua (Bulatovic, 2007, p. 1).

1.1.8.2. Clasificación de los colectores

Conforme a la habilidad de los colectores de disociarse en agua, ellos pueden ser divididos en colectores ionizantes, que son moléculas orgánicas heteropolares que dependiendo del resultado de la carga, el colector asume el carácter de un catión o un anión. Se ha determinado que del grupo apolar y de su estructura depende la fuerza e intensidad de un colector y de su grupo polar, dependerá si tiene la capacidad o no de incorporarse al mineral y ser un colector.

Existe un pequeño grupo de colectores no ionizantes; que se dividen en reactivos que contienen azufre bivalente y en reactivos que contienen aceites de hidrocarburos no polares. Entre los principales colectores para sulfuros metálicos tenemos a los xantatos y ditiofosfatos (Bulatovic, 2007, p. 1; Sutulov, 1963, p.70)

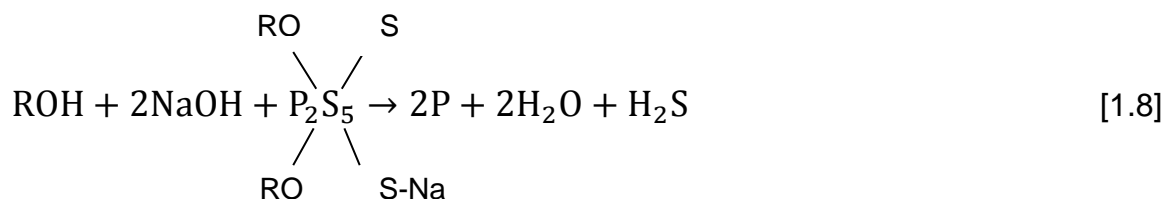
- **Xantatos**

Los xantatos son reactivos fundamentales para la flotación de sulfuros metálicos y metales nativos, son derivados del ácido carboxílico y comercialmente producidos por la reacción de un alcoholato de sodio o potasio con disulfuro de carbono en donde el carácter hidrofóbico de los xantatos aumentan con el largo de la cadena del hidrocarburo del grupo alcohol, siendo el etil xantato el más débil pero selectivo colector, mientras que el amil xantato de potasio el más poderoso colector y menos selectivo usado en las flotaciones de desbaste y colección, son inestables a pH bajos debido a una fuerte hidrólisis, por lo que se usan en circuitos alcalinos.

El xantato es soluble en agua, pero no es químicamente estable y debido al grupo funcional ditiocarbonato, es fácilmente oxidado a dixantógeno, mayor responsable de la hidrofobicidad de los sulfuros al igual que los xantatos metálicos presentes en la hidrofobicidad de los sulfuros (Castro y Álvarez, 1994, p. 242, 243; Cytec, 2002, p. 106, 107; Sutulov, 1963, p. 71, 72).

- **Ditiofosfatos**

Los ditiofosfatos son ésteres secundarios del ácido ditiofosfórico y se preparan haciendo reaccionar pentasulfuro de fósforo y alcoholes, ecuación [1.8]; en el caso del aerofloat (208) la una R es ocupada por el radical etil y la otra R es reemplaza por el radical butil; excelente colector selectivo para minerales de Cu, Au nativo y Ag. Los ditiofosfatos son colectores de menor potencia que los xantatos, pero más soluble y selectivos que ellos, por eso son utilizados en mayor cantidad que los xantatos (Cytec, 2002, p. 111; Sutulov, 1963, p. 74, 75).



1.1.8.3. Espumantes

Son compuestos tensoactivos, generalmente cadenas ramificadas de complejos alcohólicos aromáticos tales como el terpinol en el aceite de pino que se adsorben positivamente en la interface líquido-gas, reduciendo la tensión superficial, cuya selección adecuada permitirá mejorar: la cinética de flotación, la recuperación y la selectividad. Los espumantes estabilizan la espuma mediante la absorción de su extremo polar en el agua, mientras sus cadenas ramificaciones forman una red reticulada en el aire (Cyanamid, 1976, p. 27; Davenport et al., 2002, p. 46; Cytec, 2002, p. 72).

Los espumantes crean una espuma de corta vida lo suficientemente fuerte que impide el estallido del complejo partícula-burbuja y además soporta a los minerales flotados de cobre en la parte superior de la celda y se descomponen rápidamente una vez que la espuma mineralizada está en el flujo de salida. Las interacciones entre el colector y el agente espumante, desempeñan un rol fundamental en el proceso de adhesión de la partícula a la burbuja (Cytec, 2002, p. 72; Davenport et al., 2002, pp. 42, 46).

El tipo de espumantes produce una marcada diferencia en la flotación de minerales de sulfuro, los espumantes con baja tensión superficial como el butil éter alcohol son más efectivos en la recuperación de minerales sulfurados, mientras que el aceite de pino de mayor tensión superficial es el menos eficiente en la separación de pirita - calcopirita (Hu et al., 2009, p. 248).

1.1.8.4. Modificadores de flotación

Son los productos químicos más importantes en el procesamiento de minerales que permiten bajo diferentes condiciones aislar sulfuros desde un mineral complejo. El mecanismo de funcionamiento de los distintos modificadores es tan variable como su composición y clasificación e influyen en unos casos en la disociación y concentración iónica de las pulpas, que en forma directa e indirecta

afecta la estructura de las dobles capas eléctricas alrededor de las partículas minerales, potenciales electroquímicos y cinéticos; en otros casos influyen en la adsorción o desorción de los reactivos de flotación, finalmente hay modificadores que forman simplemente recubrimientos de película con las propiedades deseadas para una cierta separación selectiva. Los modificadores en la flotación de minerales de sulfuro incluyen: activantes, reguladores de pH y depresantes (Bulatovic, 2007, pp. 53, 54, 55; Sutulov, 1963, p. 93).

1.1.8.5. Modificadores activadores

Sirven para aumentar la adsorción de los colectores sobre la superficie de los minerales o para fortalecer el enlace entre la superficie y el colector (Sutulov, 1963, p. 99).

1.1.8.6. Modificadores reguladores de alcalinidad

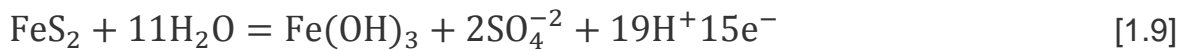
Los ácidos y bases tienen múltiples funciones, en general son usados como modificadores de pH, pero al mismo tiempo pueden actuar como depresantes, dispersantes y algunos de ellos inducen a la floculación particularmente de finas partículas. La adsorción de los colectores sobre la superficie del mineral, en la mayoría de casos esta relacionada con el pH, debido a la gran movilidad de los iones hidróxido e hidrógeno que compiten por las superficies de los minerales con otros iones así como a los efectos oxidantes y reductores que ejercen sobre las pulpas e influyen en el proceso de hidrofobización de los minerales (Bulatovic, 2007, pp. 55, 56; Sutulov, 1963, p. 95).

1.1.8.7. Modificadores depresantes

Un depresante, se define como un reactivo que desadsorbe o inhibe la adsorción de un colector o activador sobre el mineral, evitando su flotación. Los mecanismos

de acción es función del tipo de depresante (Hu et al., 2009, p. 112; Bulatovic, 2007, p.160).

Desde el punto de vista de la electroquímica de flotación de sulfuros, un depresante, es definido como un reactivo por la adición del cual la oxidación de la superficie mineral ocurre a menor potencial que la oxidación del colector o formación de la sal colector-metal. En otras palabras, la pirita será deprimida cuando la reacción de oxidación del mineral ecuación [1.9] que convierte en hidrofílico al mineral, ocurre antes que la reacción de oxidación del colector ecuación [1.10] responsable mayoritariamente de la flotación de sulfuros, que en el sistema pirita /dietilditiofosfato será (Hu et al., 2009, p.113) :



Dónde:

FeS_2 : Pirita

DTP^- : Ión dietilditiofosfato

Así: hidróxidos, cianuro, sulfuros y otros agentes redox, son usualmente usados como depresantes de los minerales de sulfuro. Existen además varios tipos de depresantes orgánicos-polímeros que contienen varios tipos de grupos funcionales (Hu et al., 2009, p. 111).

- **Depresión por ión hidróxido**

En un intervalo de pH casi neutro o ácido la pirita flota fácilmente al igual que todos los sulfuros de Cu. A medida que incrementa el pH, incrementa la depresión de la pirita debido a su gran facilidad de oxidación a hidróxido de Fe y especies

oxidadas, que convierte a la superficie de la pirita en hidrofílica, mientras que la flotabilidad del Cu casi no se afecta por el pH del circuito (Hu et al., 2009, p. 115; Bulatovic, 2007, p. 55; Sutulov, 1963, p. 94).

La cal es el más fuerte depresor de la pirita que cualquier otro depresante alcalino y el de mayor costo en varias plantas de flotación de Cu, a más del ión OH^- , el ión Ca^{2+} juega un rol activo en la depresión ya que es adsorbido por la pirita y reduce la adsorción del colector en especial a alta alcalinidad dependiendo de las condiciones superficiales. A veces es necesario fortalecer el efecto depresor del circuito sobre la pirita con cianuro (Hu et al., 2009, p. 116; Sarquís et al., 2007, p. 18; Sutulov, 1963, p. 90; López y Reyes, 2005, p. 18).

- **Depresión por ión cianuro**

La acción de los colectores tipo sulfhídricos puede ser anulada por pequeñas cantidades de cianuros alcalinos por el efecto de competencia del ión CN^- con el colector por la superficie del sulfuro, principalmente en la flotación de pirita y el exceso de cianuro anula además la flotación de sulfuros de cobre por la formación de $\text{CuCN}_{(s)}$ y en altas concentraciones de cianuro pueden estar presentes complejos solubles de cianuro de Cu. El cianuro que reacciona con la superficie de la pirita forma un insoluble complejo de cianuro de hierro que inhibe la electroquímica oxidación del colector deprimiendo la pirita (Castro y Álvarez, 1994, p. 354; Hu et al., 2009, p. 123; Sutulov, 1963, p. 98).

Los iones cianuros son muy tóxicos debido a que se unen de manera irreversible con el ión Fe (III) de la citocromo oxidasa, una enzima clave en los procesos metabólicos y de respiración celular. Además en otros casos afectan a los minerales valiosos (Chang y Collage, 2002, p. 845).

- **Reactivos depresores orgánicos**

Actualmente existe un interés por parte de las empresas mineras por sustituir algunos reactivos de flotación por otro de origen orgánico como los taninos que

proviene de la planta de quebracho, guarango como depresores, los cuales son mezclas complejas de polifenoles de origen natural. Estos reactivos naturales tienen la ventaja de ser usados también en medio ácido como natural, son totalmente solubles en el agua, estables y amigables con el medio ambiente (Ciribeni, Sarquíz y González, 2002, p. 2).

1.1.9. VARIABLES DEL PROCESO DE FLOTACIÓN

La flotación es un proceso de múltiples variables y en primer lugar se debe considerar un grupo de variables que corresponden a la naturaleza de la mena misma, la forma mineralógica del mineral, su asociación con otros componentes, pH natural y grado de oxidación que determinan el comportamiento del mineral en un circuito de flotación. Algunos autores nombran alrededor de 32 variables existentes, lo que hace de la flotación más bien un arte que una ciencia. Entre las principales tenemos (Sutulov, 1963, p. 113):

1.1.9.1. El agua

El agua tiene fuertes propiedades polares, la adsorción de las moléculas de agua en el mineral tiene un carácter ordenado sólo en la vecindad del sólido, las moléculas que forman la nube periférica de las partículas están sujetas a los fenómenos de difusión producidos por cambios de temperatura y movimiento dentro del líquido. Las impurezas y contaminaciones que tiene toda agua natural o industrial como la dureza del agua, pueden cambiar la flotabilidad de ciertos minerales y causar casi siempre un consumo excesivo de reactivos de flotación con los cuales a menudo forman sales insolubles y la contaminación orgánica (en especial de aguas servidas) lleva distintos coloides que se adhieren a los sólidos y cambian su superficie y las características de los reactivos de flotación. Pruebas de flotación de laboratorio se pueden realizar con agua del grifo, pero los resultados deben ser confirmados in situ con agua del proceso (Cyttec, 2002, p. 70; Sutulov, 1963, p. 38).

1.1.9.2. El aire

El propósito de la aireación es proporcionar suficiente oxígeno disuelto en el agua que es necesario en algunos casos para lograr flotación diferencial por su influencia química en el proceso. De todos los componentes del aire, sólo el oxígeno y el dióxido de carbono tienen influencia en los procesos de flotación al cambiar el potencial de la superficie y contribuir a su hidrofobización (Bulatovic, 2007, p. 92).

Además, el aire disuelto en la pulpa al formar burbujas microscópicas sobre las superficies minerales, estas se unen con las burbujas más grandes de aire de dispersión mecánica inyectadas en la máquina de flotación que son las que realmente transportan las partículas a la fase de la espuma mineralizada, debido al empuje que reciben. Si en la flotación se inyecta aire sin espumante, el aire se distribuye en forma dispareja, las burbujas son inestables y se asocian unas a otras, pero si usamos espumante: las burbujas se estabilizan, consiguen un tamaño deseado y la dispersión es pareja (Bulatovic, 2007, p. 92; Sutulov, 1963, pp. 38, 48, 57).

1.1.9.3. Densidad de pulpa

La densidad de pulpa afecta a la viscosidad, pulpas viscosas inhiben la dispersión de aire y buena formación de burbujas disminuyendo así la recuperación. En pruebas de laboratorio las flotaciones de desbaste se realizan con pulpas de entre 25 % a 40 % de sólidos y flotaciones de afinamiento son realizadas con pulpas de baja densidad de 10 a 15 %, las cuales tienden a producir leyes de concentración mayores mediante la promoción de un mejor drenaje de espuma mineralizada (Cyttec, 2002, p. 70; Wills y Napier-Munn, 2007, p. 291).

1.1.9.4. Potencial de pulpa

Juega un papel clave en la flotación, ya que puede ser modificado química o electroquímicamente y la influencia de los diferentes modificadores sobre la

flotación de minerales sulfurados es diferente aún si están bajo el mismo potencial, esto quiere decir que diferentes modificadores pueden estar a un mismo valor de potencial pero influir de forma diferente en la flotación en función del comportamiento de estos con el mineral (Hu et al., 2009, p. 244; Cytec, 2002, p. 70).

1.1.9.5. Temperatura

La temperatura tiene relación con la velocidad de adsorción de los reactivos y la dinámica de flotación. Sin embargo, el precalentamiento de las pulpas es una práctica ya abandonada y sólo se recomienda el uso de agua a temperatura ambiente almacenada en grandes tanques en la industria (Sutulov, 1963, p. 130; Cytec, 2002, p. 71).

1.1.9.6. Tiempo de flotación

Los datos experimentales, dan el tiempo necesario y efectivo para realizar la separación entre concentrado y relaves. Esto depende del tamaño de partícula, los reactivos utilizados, y es necesario para determinar la capacidad y dimensionamiento de los equipos en la planta (Fuerstenau, 1962, p. 365; Wills y Napier-Munn, 2007, p. 292).

1.1.9.7. Puntos de adición de reactivos

La adición de los reactivos de flotación pueden variar ampliamente dependiendo de las asociaciones de los minerales, calidad del agua y tipo reactivos, que cuando son poco solubles y reaccionan lentamente con la superficie de los minerales su alimentación se efectúa en los circuito de molienda y clasificación, en que se gana tiempo en el acondicionamiento, pero si los reactivos se distribuyen en la pulpa y se adsorben rápido, se agregan inmediatamente antes de la flotación. Puntos óptimos de adición de estos reactivos generalmente se

hacen más evidentes después de la realización de algunas pruebas y la evaluación de los resultados metalúrgicos (Sutulov, 1963, pp. 126, 127; Cytec, 2002, p. 69).

1.1.9.8. Granulometría

Los minerales de Cu para ser concentrados deben ser finamente molidos para tener una buena liberación de las especies útiles, el grado de molienda y tamaño, es fijado mediante la realización de pruebas molienda/flotación; existiendo un óptimo tamaño para el cual la recuperación es máxima. La finura del mineral es determinado por el número de veces que una partícula pasa a través del molino, pero con la ayuda de un dispositivo clasificador (Davenport et al., 2002, p. 33)

1.1.9.9. Influencia de los medios de molienda

La molienda es esencial para la liberación de los componentes valiosos desde la ganga y lograr una efectiva flotación; las fisuras, dislocaciones e incremento de impurezas pueden ser producidas en el cristal de un mineral durante la molienda, resultando en el cambio de las propiedades superficiales de un mineral, tales como nivel de energía de los electrones y potencial del electrodo. Los medios de molienda y su interacción con el mineral tienen un efecto perjudicial sobre la flotación debido a un pronunciado efecto electroquímico sobre la superficie de los sulfuros que influye su comportamiento (Hu et al., 2009, p. 14).

La molienda crea un ambiente altamente reductor debido a la anódica disolución de las bolas de metal y esto ocasionará en el caso de la calcopirita por ejemplo que al flotarle inmediatamente después de la molienda el potencial de la pulpa iniciará en ambiente reductor y durante la flotación aumenta el potencial hasta ambiente oxidante, obteniéndose una moderada recuperación; pero si es acondicionada por un tiempo antes de la flotación, el potencial inicial de pulpa antes de flotar estará ya en ambiente oxidante, aumentando el potencial con el transcurso de la flotación y mejorando la recuperación. Molinos con bajo contacto con los medios de molienda o autógenos mejoran las propiedades de flotación, ya

que se estima un 30% menos de especies oxihidróxidos de Fe debido a la oxidación de las bolas de metal, que cubre a las partículas volviéndoles hidrofílicas (Castro y Álvarez, 1994, p. 382; Hu et al., 2009, pp. 249, 251).

Debido a los costos de operación de la molienda, se debe moler tan grueso como sea posible, sin sacrificar la recuperación en la celda de desbaste, entonces el concentrado de desbaste requiere remolienda para tener una adecuada liberación antes de la etapa de afino, pero la sobremolienda, puede causar la formación de lamas. La selección de una adecuada combinación de colectores puede permitir una recuperación con una molienda más gruesa sin perjudicar la recuperación en la celda de desbaste (Davenport et al., 2002, p. 33; Cytec, 2002, p. 68).

1.1.9.10. Influencia de Lamas

Las lamas, están constituidos por diferentes partículas muy menudas de tamaño menor a 20 μm , que no tienen una definida composición mineralógica e influyen en forma negativa en el proceso de flotación y recuperación debido a la formación de capas lamosas en la superficie de las partículas de minerales útiles, consumo de los reactivos de flotación y bloqueo en la adhesión burbujas-mineral útil.

1.2. FLOTACIÓN SELECTIVA DE CALCOPIRITA

1.2.1. INTRODUCCIÓN A LA FLOTACIÓN SELECTIVA

El Cu esta comúnmente en la corteza de la tierra como sulfuros cuyos grandes yacimientos cercanos a la superficie tienen un contenido mínimo de 0,5 % Cu y en minas subterráneas de 1,2 % Cu, el cobre también se encuentra en menor grado como minerales oxidados. Alrededor del 80% de la producción de cobre es por flotación que es el más efectivo método de beneficio de minerales sulfurados, obteniendo un concentrado promedio entre 20 a 30% Cu. La concentración por flotación ha permitido la extracción de depósitos de minería complejos y de bajo

grado previa trituración y molienda de minerales sulfurados (Davenport et al., 2002, pp. 5, 15; Habashi, 1997, p. 502; Cyanamid, 1976, p. 44).

1.2.2. FLOTACIÓN DE LA CALCOPIRITA

La calcopirita (CuFeS_2), junto con calcosina es uno de los más importantes minerales para la producción de Cu, las propiedades de flotación de la calcopirita varía de un yacimiento a otro y depende no solo de sus cambios superficiales, sino de sus condiciones geológicas de formación: si la calcopirita proviene de minerales pórfidos flota fácilmente con cualquier tiocolector con alto grado de recuperación, pero las propiedades de flotación de la calcopirita a partir de un mineral de sulfuro masivos es muy diferente y depende del tipo de colector, pH, modificador /depresante usado. El uso de circuitos alcalinos es universalmente utilizados para deprimir la pirita, que es la principal ganga sulfurada que acompaña a los sulfuros de cobre y que varía dentro de los límites considerables de un yacimiento a otro y puede estar presente en cantidades de 2-3 % hasta 15-20 %, el rango de pH utilizado es de 9,5 a 11,5 en etapas de desbaste y valores altos hasta pH 12 en etapas de limpieza, pero el pH alto influye la estructura del agente espumante y la flotabilidad de la calcopirita, por eso muchas veces se incrementada la capacidad depresora del sistema con la adición de cianuro, pero en cantidades grandes alrededor de 100 g/ ton deprime la calcopirita (Bulatovic, 2007, p. 12, 240; Sutulov, 1963, p. 203; Cytec, 2002, p. 130).

En la elección del conjunto de reactivos para la flotación de este mineral, se debe tomar en cuenta las siguientes consideraciones (Cytec, 2002, p. 129).

- La relación entre calcopirita y minerales secundarios de Cu.
- La cantidad y actividad (tendencia a flotar) de los sulfuros de hierro.
- La medida en que los minerales de cobre se oxidan o empañan
- La presencia de minerales que contienen elementos penalizados.
- Si el mineral tiene recuperables cantidades de oro y plata.
- Si el mineral tiene cantidades de lamas primarias tales como arcillas

1.3. LOS TANINOS Y SU EFECTO DEPRESOR DE PIRITA

1.3.1. LOS TANINOS (SUSTANCIAS CURTIENTES)

Los taninos son sustancias de origen vegetal que no poseen una definición firme, pero la más aceptable es que “Son compuestos fenólicos solubles en agua, con pesos moleculares entre 500 y 3000, que además de dar reacciones fenólicas usuales, tienen propiedades especiales tales como la habilidad de precipitar alcaloides, gelatina y otras proteínas”, sus características estructurales y sus diferentes forma de biosíntesis, hacen que se dividan en dos grupos: Taninos condensados(proantocianidinas) e hidrolizables (Isaza, 2007, p. 13).

1.3.1.1. Taninos Condensables (proantocianidinas)

Estos taninos en su estructura básico consta de tres anillos: 2 aromáticos y un heterociclo oxigenado como se muestra en la figura 1.4, son derivados de los catecoles, cuya particularidad es que liberan tras una hidrólisis ácida, una antocianidina, por eso son llamados proantocianidinas (Vásquez, Álvarez, López, Wall y de la Rosa, 2012, p. 86).

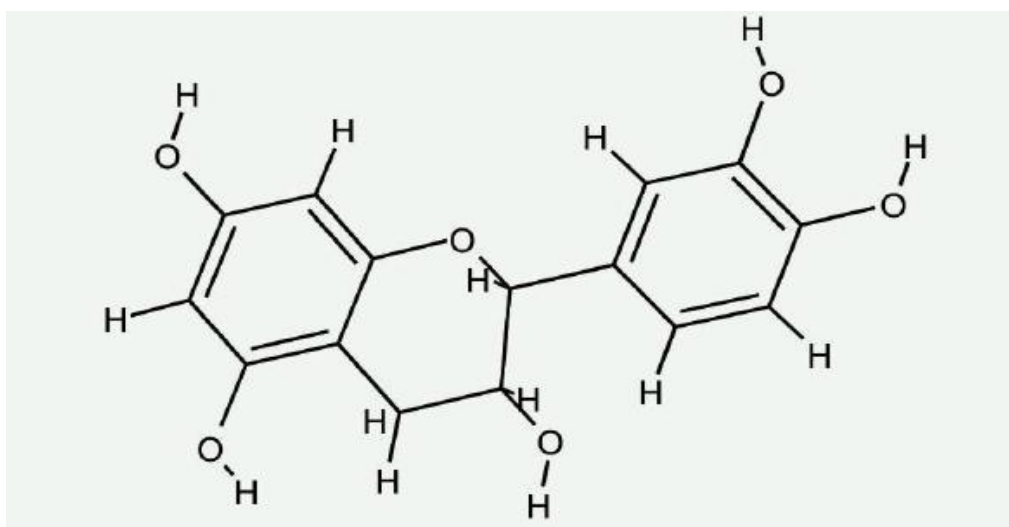


Figura 1.4 Monómero estructural del que deriva los taninos condensados (Álvarez, 2007, p. 3)

1.3.1.2. Taninos hidrolizables

Son ésteres de ácidos fenólicos (ácido gálico y elágico) con un azúcar (generalmente glucosa) o un polialcohol, fácilmente hidrolizables por ácidos, bases y enzimas, como indica la figura 1.5. El guarango en polvo tiene gran cantidad de taninos hidrolizables, entre 50 a 60 g de taninos/100 g de guarango (Isaza, 2007, p. 14; Campos, 2010, p 4).

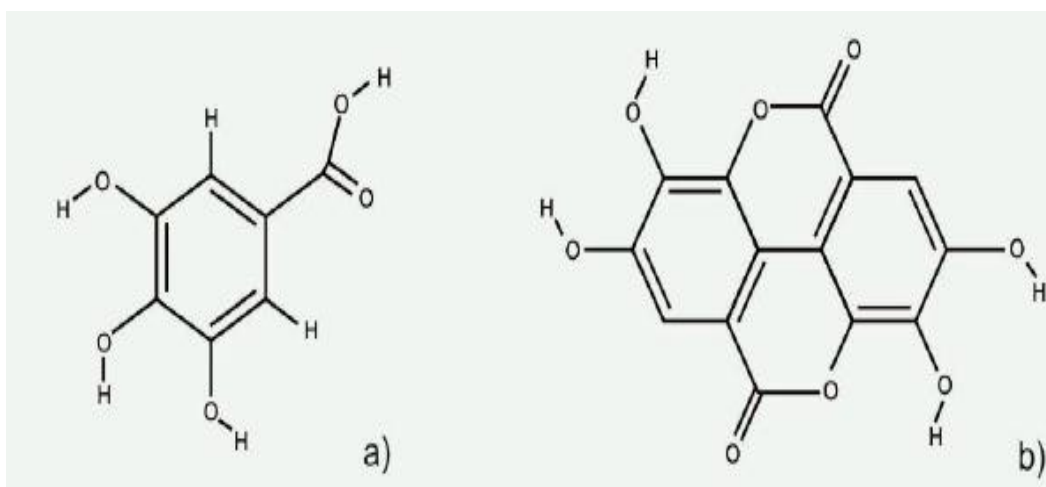


Figura 1.5. Derivados de la hidrólisis de los taninos hidrolizables a) ácido gálico y b) ácido elágico
(Álvarez, 2007, p. 2)

La química de los polímeros orgánicos es la más compleja de todos los reactivos usados en flotación, tienen indefinida composición química, por eso es importante conocer mínimo la química general del polímero (Bulatovic, 2007, p. 69).

Los taninos obtenidos de diversas plantas como: La acacia, el roble, el sauce, el té, quebracho colorado y tara (guarango) se diferencian uno de otros por su composición. En las moléculas de los taninos de algunas plantas los residuos de ácido gálico son parcialmente sustituidos por ácido digálico; estas sustancias no ejercen sobre el organismo humano una acción tóxica general (Dudenkov, Shubov y Glazunov, 1980, p. 108).

1.3.1.3. Árbol de Guarango

“El Guarango (*Caesalpinia-spinosa*) es una especie forestal andina presente en Bolivia, Colombia, Ecuador y Perú. Es originaria de los valles andino y crece entre los 1500 y 3000 msnm. Produce una fruta (vainas) que de cuya harina (polvo de guarango) se extrae un buen tanino natural, muy apreciado en la industria de la curtiembre. De la harina también se extraen ácidos gálicos o tánicos, ampliamente utilizados en la industria farmacéutica. Otra virtud del Guarango es que puede producir por 60 años y, al ser una leguminosa, aporta nitrógeno al suelo y crece muy bien en suelos pobres y escasos de agua”.

En Ecuador el guarango se presenta de manera dispersa dentro de quebradas, en valles a lo largo del callejón interandino, como se puede observar en la figura 1.6 (Larrea, 2011, pp. 7, 14).



Figura 1.6. Vainas de guarango de la cual se extrae los taninos
(Larrea, 2011, p. 44)

1.3.1.4. Árbol de Quebracho

Es un árbol típico de la selva chaqueña (norte de Argentina y Paraguay) se caracterizan por contener elevadas concentraciones de catequinas o taninos condensados. El extracto obtenido de estas plantas, se modifican químicamente para adaptarlos a aplicaciones específicas: para los minerales de cobre, existe el reactivo Floatan T5 fabricado por la empresa Unitan SAICA como depresor de pirita y minerales de ganga (Sarquís et al., 2007, p.18; Ciribeni et al., 2002, p.1).

1.3.2. EFECTO DEPRESOR DE LOS TANINOS

Los mecanismos de depresión de los taninos sobre la pirita, difieren de los otros reactivos porque no actúan por competencia por la superficie de los minerales, ni desplazan al colector: probablemente las complejas y grandes moléculas de los taninos, en las que florecen grupos carboxilo e hidroxilo, reaccionan con algunos iones metálicos, especialmente Fe, para formar compuestos humectables e insolubles. Estos reactivos orgánicos, al igual que el almidón y la dextrina no ionizan en solución y además evitan la flotación de una manera similar a la ocasionada por el recubrimiento de las lamas sobre el mineral (Wills y Napier, 2007, p. 192; Taggart, 1958, p. 278; Sarquís et al., 2007, p. 18).

1.4. PLANTAS DE FLOTACIÓN A GRAN ESCALA

1.4.1. INTRODUCCIÓN

Hay más de un centenar de minerales que contienen cobre, y solo algo menos de una veintena reviste importancia como menas de metal, los principales minerales de cobre son sulfuros. Entre los metales asociados a las menas de Cu destacan la Ag y el Au, que inciden en la economía de una planta de producción del metal. La ley de corte depende principalmente del tipo de minería y de los precios de la

extracción, así como de los precios de venta del metal. En 1994 la ley de corte, en algunos casos llegó a ser tan baja como del 0,2 % de Cu. Actualmente, los yacimientos presentan valores medios de Cu menores al 1%; existen pocos yacimientos ricos (Sancho, Verdeja, Ballester, 2001, p. 250).

Las principales reservas de mineral de Cobre están en Chile con 20 %, USA 20%, Canadá 9%, ex URSS 9%, Perú 7%, Zambia y Zaire 14%. La producción mundial minera de cobre, sin contar con la ex URSS, en orden de importancia en millones de toneladas corresponde a Chile con más de 2.0, USA 1.8, Canadá 0.7, Zambia 0.4 y Perú 0.4 (Sancho et al., 2001, p. 251).

1.4.2. LA INDUSTRIA DEL COBRE

La industria minera se encuentra hoy en día en una situación de yacimientos pobres, complejos localizados a mayor profundidad y distancia; mayores costos de energía, personal y en general de producción e inversión, lo que ha originado un desarrollo de nuevas técnica y métodos minero-mineralúrgicos, así como de nuevos equipos. En este último aspecto hay que destacar sobre todo el aumento del tamaño de los equipos de carga y transporte, trituración, molienda, flotación; para mejorar la economía de escala (Llorante, 1991, p. 19).

Hoy en día, gran parte del Cu primario, proviene de las minas a cielo abierto, principalmente de menas porfídicas. Los altos costos de las labores mineras y las actividades de beneficio del mineral contribuyen en 2/3 partes el precio final del Cu. Esto incrementa el interés en la recuperación de las chatarras de Cu y aleaciones de Cu, que empieza a alcanzar cotas importantes en la producción anual mundial y convertirse en la tercera fuente de Cu y donde la producción de Cu desde objetos reciclados es del 10 al 15 % de la producción de mina (Sancho et al., 2001, p. 251).

La industria minera chilena una de las más importante del mundo, hoy opera entre el segundo y tercer cuartil de costos y sólo el 15% está dentro del primero y para

el año 2020 este panorama será peor, ya que sólo el 7 % podría estar dentro del primer cuartil. Otro aspecto relevante en Chile, es el consumo de energía por tonelada de cobre fino producido, subió en 25% en el proceso de extracción mineral entre 2003 - 2011 y en más de 40% en las concentradoras; pero eso no es todo, el consumo de combustibles por tonelada de cobre fino se elevó en más del 70% en el mismo período (Tapia, 2013, p. 56).

Las plantas concentradoras de cobre típicamente tratan de 10 000 a 100 000 toneladas de mineral por día. Modernas plantas de concentración y fundición son siempre construidas de una manera uniforme cerca de las minas para reducir los costos de transporte, pero la tendencia en los últimos años es construir las plantas de fundición en los litorales que pueden recibir concentrados de todo el mundo (Davenport et al., 2002, pp. 18, 31; Habashi, 1997, p. 502).

1.4.3. NUEVOS PROYECTOS MINEROS EN LATINOAMÉRICA

Los países en vía de desarrollo situados en América del sur, África y Asia, cuentan con muy buenos yacimientos y costos más bajos, lo cual va modificando la geografía minera mundial, apareciendo nuevos líderes como Chile, Brasil, Australia, aun cuando continúan a la cabeza USA, Rusia y Canadá. Entre los nuevos proyectos mineros en Latinoamérica tenemos (LLorante, 1991, p.19).

1.4.3.1. Proyecto Antapaccay

Propiedad de la empresa Xstrata, localizado al sur de Perú; los recursos actuales alcanzan 817 millones de toneladas de pórfido de Cu con una ley de 0,5 %. El mineral será procesado por una planta convencional con capacidad de 70 000 t/d de mineral y el concentrado se transportará por tierra hasta el puerto de Matanari para su exportación, la nueva mina a cielo abierto tiene una vida útil de 22 años con una inversión de \$1 473 millones.

1.4.3.2. Proyecto Cobre Panamá

Propiedad de la empresa minera Panamá, S.A., localizada en la provincia de Colón-Panamá; tiene reservas que alcanzan 3 444 millones de toneladas de mineral, con una relación estéril a mineral de 0,61:1. El mineral explotado a rajo abierto, será procesado en una planta concentradora convencional con capacidad de 150 000 t/d de mineral, y en su vida útil de 30 años producirá 27,3 millones de toneladas de concentrado de 28 % Cu; 2.7 millones de onzas finas de oro y 45,2 millones de onzas de plata. La inversión del proyecto es de \$ 4 400 millones y el primer embarque está previsto para el 2016.

1.4.3.3. Proyecto el Panchón

Propiedad de la empresa Xstrata, ubicado en la provincia de San Juan, Argentina a una altura entre 3 600 y 4 200 msnm a 5 km con la frontera con Chile, es un proyecto binacional entre Argentina y Chile, las reservas de mineral alcanzan los 2 740 millones de toneladas de mineral con ley de 0,48 % de Cu. Este proyecto de mina a cielo abierto tendrá una planta de chancado y molienda con dos circuitos y una planta concentradora con capacidad de procesar 160 000 t / d de mineral y el transporte del concentrado será mediante un mineroducto a puerto chileno para su exportación, la vida útil se estima en 30 años con una inversión de 4 100 millones.

1.4.3.4. Proyecto Toromocho

Propiedad de Minera Chinalco Perú S.A., ubicada a 142 km de Lima a 4500msnm; tiene reservas de 1526 millones de toneladas de mineral pórfido con ley promedio de 0,48 % Cu; 0,019% Mo y 6,88 gramos de plata por tonelada de mineral, la vida útil se estima en 36 años con una inversión de \$ 2 200 millones. La planta concentrará alrededor de 117.200 t/d con un consumo de energía de 200 MW: la flota de mina es de 22 camiones de 345 t, 3 taladros para tronaduras

de 125 000 libras, 1 cargador frontal, 7 tractores oruga de 580 HP ,3 palas de 35,2 m³ y una correa transportadora de 6km de largo para enviar el mineral desde la mina hasta la planta (Avaria, 2013, pp.18, 19, 22, 34).

1.4.4. INVERSIONES EN ECUADOR

Ecuador, espera recibir una inversión cercana a los 5 150 millones de dólares en los próximos 5 años, con el ingreso de los proyectos estratégicos: Quimsacocha, Río Blanco, San Carlos Panantza, Fruta Norte y Mirador de Ecuacorriente.

Ecuacorriente, ya se encuentra en construcción de Mirador, con una inversión aproximada de US\$ 846 millones y recursos probables de 1 810 millones de toneladas finas de cobre esperando tener una capacidad de 30 000 tpd de mineral que se encuentra a pocos metros de profundidad, por lo que su explotación será a cielo abierto, la cual tendrá una superficie de 108 Ha y una profundidad estimada de 150 m. Ecuacorriente construirá una instalación especializada en minerales, denominada Puerto Cobre, localizada al sur del país, la cual recibirá cerca de 20 camiones diarios de concentrado de cobre para luego embarcar el producto en barcos para su exportación (Morales, 2011, p. 7).

1.4.5. EQUIPOS Y CIRCUITOS DE PLANTAS DE FLOTACIÓN

Una planta de flotación consta normalmente de las siguientes secciones: Planta de trituración, planta de molienda, planta de flotación y planta desagüe. En esta sección pondremos énfasis en los equipos de molienda y flotación (Sutulov, 1963, p. 131).

1.4.5.1. Planta de trituración

El proceso de reducción de tamaño se realiza en tres etapas: rompimiento del mineral por voladura en la mina, trituración de grandes pedazos de mineral por

compresión en las trituradoras primarias y molienda húmeda del mineral triturado en molinos rotativos de volteo, donde la abrasión, impacto y compresión contribuyen a la trituración del mineral (Davenport et al., 2002, p. 33).

1.4.5.2. Planta de molienda

El objetivo de esta planta es liberar el mineral en forma adecuada para poder proceder a su concentración y para esto es necesario reducir su tamaño desde sus dimensiones iniciales entre 7 a 15 mm que tiene el producto desde la planta de trituración, hasta un producto de 48-100 mallas de acuerdo a las necesidades. Normalmente consta de dos circuitos y solamente cuando hay una diseminación sumamente fina y serios problemas de liberación se usan tres circuitos (Sutulov, 1963, p. 138).

1.4.5.3. Equipos de molienda

Un molino es esencialmente un reactor de reducción de tamaño, que usa varias formas de aplicar fuerzas y ocasionar fractura a las partículas y procesar en forma continua grandes flujos de materiales. Como en muchos sistemas de reactores, el uso de varias etapas de molienda combinadas con recirculación puede optimizar los procesos.

La molienda hoy en día se realiza mediante molinos autógenos y semiautógenos, los cuales muelen el mineral que reciben de la trituración y lo preparan para la molienda final en el molino de bolas o de barras, en donde se controla la finura y entrega su producto a las celdas de flotación (Austin y Concha, 1994, p. 4; Davenport et al., 2002, p. 34).

- **Molinos Autógenos y semiautógenos**

El molino autógeno no usa metal como medio de molienda, el propio mineral es quien se muele a sí mismo al girar el cilindro, mientras que el semiautógeno usa

un 15 % de metal para asistir a la molienda y 85% de mineral en volumen (Davenport et al., 2002, p. 35).

- **Molino de bolas**

Este molino trabaja en una proporción de 25% de metal y 75% de mineral en volumen, debido al giro del cilindro, la carga de bolas entra en contacto con el mineral y produce partículas con una distribución de tamaño más fina para la alimentación de la flotación (Davenport et al., 2002, p. 36).

- **Molinos de barras**

Son parecidos a los anteriores, la única diferencia es que usan barra en vez de bolas, de esta manera se produce una descarga uniforme y sin lamas (Sutulov, 1963, p. 140)

Para que la molienda sea eficiente y económica hay que considerar tres factores: La velocidad de rotación del molino que debe mantenerse en un límite aproximado del 80% de la velocidad crítica, el porcentaje de sólidos en el molino debe mantenerse cerca del 67% y mantener una carga balanceada de bolas que ofrezca una máxima superficie de contacto entre ellas y el mineral (Sutulov, 1967, p. 141).

1.4.5.4. Dimensionamiento de molinos de barras y bolas

El dimensionamiento de los molinos se fundamenta en el método de Bond que ha encontrado amplia aceptación en la industria. En primer lugar, es muy simple, y en segundo lugar, la experiencia demuestra que es efectivo para muchas circunstancias (Austin y Concha, 1994, p. 49).

Bond estableció que dentro de un amplio rango de tamaños, la energía específica necesaria para la conminución se podía relacionar a los tamaños de alimentación X_G y producto X_Q mediante la ecuación [1.11] (Austin y Concha, 1994, p.51).

$$E = W_i \left[\frac{10}{\sqrt{X_Q}} - \frac{10}{\sqrt{X_G}} \right] \quad [1.11]$$

Dónde:

E: energía específica de molienda en kWh/ton

X_Q : d_{80} del producto

X_G : d_{80} de la alimentación

W_i : índice de trabajo en kWh/t

El W_i , es estimado en laboratorio por medio de métodos estandarizados, el W_i es corregido por factores como: molienda en seco o húmedo, diámetro del molino, granulometría de alimentación, circuitos abierto o cerrado, factores de escalamiento, etc. La energía específica de molienda dada en la ecuación [1.11] está basada en la potencia que consume el molino en el eje (sin tomar en cuenta pérdidas eléctricas), tal que se cumple la ecuación [1.12] (Austin y Concha, 1994, p.51; Manzaneda, 1998, p. 81).

$$m_p = QE \quad [1.12]$$

Dónde:

m_p : potencia del eje en kW

Q: Flujo del mineral en t/h

Los circuitos finales de molienda siempre trabajan en combinación con clasificadores en circuito cerrado, cuya función es entregar a la flotación el mineral granulométricamente preparado, los más usados en esta función son los hidrociclones por ser baratos y ocupar menos espacio. Los hidrociclones envían

las partículas de correcta medida a flotación y las grandes regresan al molino, este proceso maximiza el rendimiento y minimiza el consumo de energía eléctrica (Davenport et al., 2002, pp. 35, 36; Sutulov, 1963, p. 142).

1.4.5.5. Equipos de flotación

El objetivo de la celda de flotación es formar y remover la espuma mineralizada y separarle del relave, promover el contacto íntimo entre las diferentes fases, siendo su función principal introducir aire a la pulpa (Fuerstenau, 1962, p. 349; Sutulov, 1963, p. 147).

- **Tipos de celda de flotación**

Según el método de introducción de aire podemos distinguir diferentes máquinas, de las cuales las principales son:

- Máquinas mecánicas, en que el aire se introduce por agitación mecánica y en cuya distribución es de fundamental importancia un agitador.
- Máquinas neumáticas, en que el aire se introduce bajo presión en la parte inferior y en que no existen partes de agitación mecánica.
- Máquinas de vacío, en que la generación de aire se produce haciendo vacío en una pulpa saturada en aire y en que tampoco hay partes de agitación mecánica (Sutulov, 1963, p.147).

1.4.5.6. Circuitos de Flotación

Generalmente las celdas de flotación se ordenan en serie, formando un circuito o bancada, las cuales son utilizadas en diferentes etapas, cuya configuración debe

ser lo más básica posible:(Davenport et al., 2002, p. 46; Wills y Napier-Munn, 2007, p. 293)

- **Etapa de desbaste:** Donde el mineral molido entrante es flotado bajo condiciones que dan una efectiva recuperación de Cu. La velocidad de recuperación en esta etapa es la más rápida.
- **Etapa de Colección:** Aquí, son recuperadas las especies valiosas que son reacias a flotar y no han podido ser recuperadas en el desbaste. El nivel de pulpa aumenta debido a la poca espuma mineralizada, por lo que requiere mayor aireación.
- **Etapa de Afino:** Aquí, los no-minerales de cobre que se encuentran en el concentrado obtenido en la etapa de desbaste son deprimidos, resultando un producto con un alto grado de cobre. El nivel de la pulpa en estas celdas se mantiene bajo para obtener una profunda espuma que mejora la ley (Wills y Napier-Munn, 2007, pp. 295, 296).

1.4.5.7. Tiempo de flotación (En circuito de flotación)

En una prueba batch, todas las partículas del mineral están distribuidas por toda la celda y permanecen por un mismo tiempo, mientras que en un flujo continuo hay una diferencia considerable en los tiempos de retención de las diferentes partículas, debido a que algunas partículas de la pulpa toman una especie de atajo y pasan por la celda relativamente rápido, resultando en una flotación incompleta. Para reducir este problema el volumen total deseado es dividido en pequeñas porciones formando el banco de celdas (Wills y Napier-Munn, 2007, p. 301).

1.4.5.8. Dimensionamiento del volumen de la celda de flotación

El volumen total de celda en el circuito se basa en el flujo volumétrico de la pulpa y el tiempo nominal especificado para que la flotación logre separación deseada

y debe ser calculado tomando en cuenta el volumen que ocupa los componentes mecánicos de la celda como el rotor y el estator, la capa de espuma y el aire presente en la pulpa durante la flotación.

Los cálculos indican que el volumen neto en algunos casos es alrededor del 50 % del volumen bruto de la celda, sin embargo, este factor sólo da un tiempo de retención nominal adecuada, sin proporcionar un margen de seguridad para cortocircuitos parciales (partículas valiosas que regresan de la espuma otra vez a la pulpa) o por fluctuaciones que son susceptibles de producirse en el sistema; un factor de seguridad de dos o tres se aplica generalmente a los tiempos de flotación de laboratorio con el propósito de determinar el volumen de la celda requerida de la planta a gran escala (Fuerstenau, 1962, p. 347; Wills y Napier-Munn, 2007, p. 301).

Los circuitos de flotación deben ser diseñados y optimizados usando modelos y simulaciones de software. Estos simuladores tiene la capacidad de predecir el rendimiento de la flotación de un circuito bajo ciertas condiciones (Wills y Napier-Munn, 2007, p. 303).

1.4.5.9. Celdas Industriales de Flotación

Cada fabricante hace sus celdas de diferente porte. Por ejemplo, la máquina Sub-A fabricada por Denver Equipmenet Co. tiene rangos que van desde 2,75 a 100 ft³, la máquina Fagergren manufacturada por Western Machinery Co. tiene rangos desde 1.6 a 61 ft³, y la maquina Agitar manufacturada por Galigher con rangos desde 1,95 a 40 ft³. En los años 1990s y 2000s proveedores como Outokumpu y Wenco desarrollaron celdas tipo tanque, estas celdas pueden ser tan grandes como 150m³ con capacidad de tratar 100.000 toneladas por día de mineral y en algunos casos solo se necesita dos celdas en un banco; reduciendo de esta manera los costos operativos y de capital por la disminución de los sistemas mecánicos (Wills y Napier-Munn, 2007, p. 308).

1.4.5.10. Comparación de máquinas de flotación

En la evaluación y selección de los equipos de flotación, los principales criterios son: rendimiento metalúrgico, capacidad en toneladas tratadas por unidad de volumen, facilidad de operación, costos iniciales y de mantenimiento. Además cuenta mucho la habilidad, prejuicio y previa experiencia del personal a cargo (Wills-Napier-Munn, 2007, p. 312).

Por muchas décadas, las máquinas mecánicas convencionales de flotación han dominado la industria, pero las razones de esto pueden ser más bien debido a las realidades comerciales, familiarización de los ingenieros con este tipo de equipos que a la excelencia del diseño, en segundo lugar están las máquinas neumáticas, mientras que los separadores de espuma y de columnas han sido desarrollos relativamente recientes (Wills-Napier-Munn, 2007, p. 314).

Las máquinas mecánicas han demostrado superioridad sobre las neumáticas en especial en la flotación de minerales con gran cantidad de finos, donde los impulsores al girar, tienen un efecto de limpieza que remueve las lamas de la superficie de las partículas, mientras que la mayor parte de las columnas de flotación están ubicadas en los bancos de afino y colección, según sus operadores debido a su rendimiento metalúrgico, facilidad de operación y ahorro de costos (Wills-Napier-Munn, 2007, p. 315).

1.4.5.11. Espesadores

Los espesadores son parte integral de los circuitos de flotación y pueden estar ubicados en diferentes lugares del circuito efectuando distintas funciones que van desde almacenamiento cuando un banco excede la producción de concentrado y causa sobre carga en el próximo banco; además regulan la densidad de pulpa por extracción de agua antes de que una corriente entre a una etapa de flotación donde necesita una determinada densidad de pulpa especialmente en

recirculación y ayudan al control del circuito cuando hay grandes cambios en el grado del mineral de cabeza (Fuerstenau, 1962, p. 372).

1.4.5.12. Remolienda

Cuando los componentes valiosos del mineral están íntimamente asociados, es necesario dividir la flotación en dos etapas: la primera, flotación de desbaste, en la que se obtiene un concentrado con alta recuperación del mineral valioso, pero de bajo grado debido a las especies no valiosas asociadas aún por el grosor de las partículas, por lo que se realiza una remolienda para llegar a la liberación total y obtener un óptimo concentrado por flotación de limpieza. De esta manera se evita los altos costos de moler finamente todo el mineral para llegar a una buena liberación (Fuerstenau, 1962, p. 372).

1.4.5.13. Clasificación

En las operaciones de tratamiento de minerales, la clasificación es una etapa auxiliar de la molienda y es considerada una operación de separación de los componentes de una mezcla de partículas en dos o más fracciones de acuerdo a su tamaño, siendo cada grupo obtenido más uniforme en esta propiedad que la mezcla original.

El producto de la clasificación está constituido por dos fracciones, una de partículas gruesas (descarga) y otra de finas (rebalse). Los clasificadores no son equipos ideales, aun cuando en todos ellos se puede distinguir el tamaño de separación como la malla a la cual todas las partículas mayores son enviadas a la descarga (Austin y Concha, 1994, p. 207).

Los equipos de clasificación se dividen en dos categorías: aquellos que someten las partículas a una serie de mallas (harneado) y los que utilizan la clasificación en fluido.

- Harneados.- Están basados en la proyección de las partículas a superficies que contienen aberturas uniformes. Dos tipos de harneros se usan comúnmente: los harneros vibratorios, que utilizan la vibración para que las partículas alimentadas sean proyectadas muchas veces a la superficie antes de la descarga y los harneros curvos que se utilizan en pulpa.
- Clasificación en un fluido.- Su base está en la velocidad relativa que adquieren las partículas al moverse en un fluido cuando están sometidas a una fuerza exterior y entre los principales equipos de este tipo tenemos: clasificador espiral, de rastras, hidráulico y los centrífugos, tales como el hidrociclón y el clasificador de álabes (Austin y Concha, 1994, pp. 208, 214).

En los últimos años para la clasificación se están utilizando los hidrociclones que son: relativamente baratos, ocupan menor espacio, menos cantidad de agua que los demás y tienen una enorme flexibilidad de trabajo y su principio se basa en el bombeo de la pulpa de la descarga del molino dentro del hidrociclón a una velocidad de 5 a 10 m/s y generalmente una densidad de pulpa de 60 %. La pulpa entra tangencialmente y obtiene un movimiento rotacional dentro del equipo según muestra la figura 1.7 con una fuerza centrífuga que acelera a las partículas minerales hacia las paredes del ciclón, la partículas gruesas alcanzan la pared y salen por el ápex en la parte inferior del equipo y las partículas de tamaño correcto (menor tamaño) no tienen tiempo de alcanzar la pared y son llevadas por el flujo principal a través del vortex ubicado en la parte superior del equipo (Davenport et al., 2002, p. 38; Sutulov, 1963, p. 142).

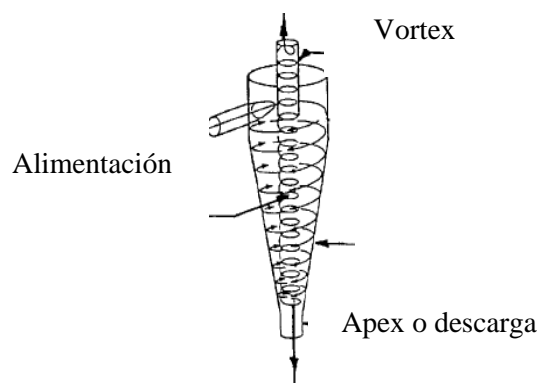


Figura 1.7. Diagrama de un hidrociclón

1.4.6. PRUEBAS EN PLANTA PILOTO

Las pruebas de laboratorio de flotación dan las bases del diseño de una planta comercial: pero las pruebas a escala piloto, proporciona datos de operación continua para el diseño, permiten comparar costos con procesos alternativos, comparar rendimiento de equipos y demostrar la factibilidad del proceso a los inversionistas. En un diseño confiable de un diagrama de flotación para una planta, la primera consideración es el tamaño de grano, debido al hecho que la flotación depende y responde del nivel de liberación de los minerales (Wills y Napier-Munn, 2007, pp. 291, 293).

1.4.7. INSTRUMENTACIÓN Y CONTROL

Las plantas de tratamiento de minerales modernas integran operaciones continuas; el desempeño y éxito de ellas dependen de la medición precisa y control de muchas variables del proceso que empieza en los circuitos de molienda para mantener constantes las tasas de alimentación, el nivel de densidad de pulpa en los bancos de bomba, la altura de pulpa en las celdas usando sistemas de control de nivel automáticos, entre otros (Cytec, 2002, p. 227; Wills y Napier-Munn, 2007, p. 300).

Un sistema de control tiene como objetivo, en la molienda, producir partículas de apropiada medida para una eficiente flotación y recuperación de los minerales de cobre a un ritmo rápido con un óptimo consumo de energía, mediante un estrecho control del proceso (Davenport et al., 2002, p. 38).

1.4.8. AVANCES TECNOLÓGICOS EN FLOTACIÓN

En los avances tecnológicos en el arte de la flotación de minerales sulfurados se destacan las innovaciones en el diseño de equipos, el uso del agua de mar, control operacional, la flotación de Moly y el nuevo “análisis incremental” (Luttrell)

que sostiene: las plantas no deben medirse por su capacidad, leyes o recuperaciones, sino por el dinero que generan como centro de negocios. “El proceso debe enfocarse en las partes que generan rentabilidad y no gastar energía tratando de recuperar las últimas partículas de cobre desde el circuito. Y cada caso debe analizarse según costo e ingresos marginales” (Rivera, 2013, p. 60).

2. PARTE EXPERIMENTAL

El material proveniente de Cónдор Mirador fue homogenizado y cuarteado, para luego ser sometido a análisis físicos, químicos y mineralógicos para su caracterización, que es el primer paso importante para el desarrollo de un esquema de proceso de concentración para un nuevo mineral.

El segundo paso realizado, fue escoger los mejores valores de las variables de flotación colectiva para la obtención de un concentrado de todos los sulfuros y metales preciosos existentes. Entre las variables analizadas están: tiempo de molienda, reactivos de flotación y tiempo de recolección, cuyos valores óptimos se fijaron con base en los balances metalúrgicos. Este proceso se realizó cambiando una sola variable a la vez, mientras todas las demás se mantuvieron constantes.

El tercer paso se realizó en base de las mejores condiciones de flotación colectiva obtenidas en las primeras pruebas, para lo cual se flotó alrededor de 250 kg de mineral proveniente de Cónдор Mirador, con lo cual se obtuvo un concentrado colectivo del 8 % del material total que entró como cabeza. Este concentrado colectivo se utilizó en las pruebas posteriores de afinamiento y concentración selectiva de Cu.

Después se realizó la flotación selectiva del Cu, para lo cual se probó los taninos de guarango (mezclas complejas de polifenoles) como reactivo depresor de la pirita en procesos de concentración de calcopirita por flotación de concentrados colectivos, para lo cual el mineral fue remolido y sometido a flotación de desbaste, colección y afino (reflotación del concentrado de desbaste) para obtener un concentrado de 20 % Cu

Analizado el comportamiento de los taninos de guarango como reactivo depresor de la pirita, se realizó la simulación de un sistema de flotación continuo con recirculación, mediante el empleo de tres celdas de flotación (desbaste, colección y afino) sistema que se caracteriza por el hecho de que la celda de desbaste recibe el concentrado colectivo, el relave de afino y el concentrado de colección a

la vez; es decir, la unión de tres corrientes con diferentes características tal como ocurre en un proceso de flotación continua. Esta parte del trabajo, fue dividida en cuatro ensayos, en los cuales se varió los valores de pH entre: 9, 10, 11 y 12.5; tiempo de remolienda: 20 y 40 min y tiempo de recolección de la espuma mineralizada: 8, 5, 6 min, conservando constantes el valor de las demás parámetros del proceso.

Al final, con las mejores condiciones de flotación, las cuales permitieron obtener una mayor recuperación calcopirita y depresión de pirita en base al empleo de los reactivos biodegradables (taninos de guarango) por medio del uso de balances metalúrgicos, se desarrolló un diagrama de un proceso continuo que incluye etapas de remolienda, flotación, filtrado para obtener un concentrado comercial de Cu a partir de un concentrado colectivo. El proceso experimental se ilustra en la figura 2.1.

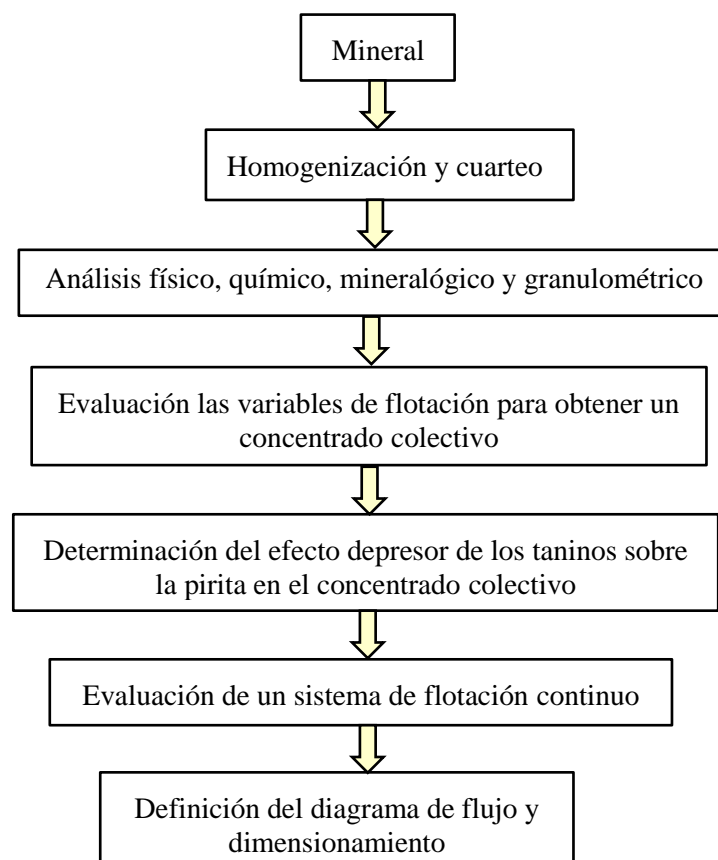


Figura 2.1. Diagrama del proceso experimental, para la obtención de un concentrado de Cu, mediante el uso de los taninos de guarango como reactivo depresor

2.1. CARACTERIZACIÓN FÍSICA, QUÍMICA Y MINERALÓGICA DEL MINERAL SULFURADO PROVENIENTE DE LA PROVINCIA DE ZAMORA CHIMCHIPE CANTÓN EL PANGUI (PROYECTO ECSA)

La caracterización del mineral, involucra la identificación y el modo de existencia de los minerales y como están relacionados entre ellos para optimizar el tratamiento de cualquier mena en particular. Aún en minerales simples, el beneficio no solo depende de la naturaleza y abundancia sino también de la textura, rango de tamaños condiciones superficiales, etc.

2.1.1. HOMOGENIZACIÓN DEL MINERAL

Al tratarse de algunas decenas de kg del mineral que se encuentran al granel, el cual proviene de la cordillera del Cóndor, se realizó la homogenización del mineral por el método de paleo (cono-corona) en una superficie lisa, con el fin de recuperar la totalidad del mineral.

2.1.2. CUARTEO DEL MINERAL

Con el material ya homogenizado y por medio del método del paleo alternado o fraccionario, se procedió a tomar 10 muestras del mineral desde la pila en sacos de alrededor de 25 kg.

Este mineral de tamaño de alrededor 2 mm, se redujo sus dimensiones por medio del molino de rodillos (ASEA 2,2 kW 60 Hz) en circuito cerrado directo con una malla #16, como indica la figura 2.1 y luego fue vuelto a cuartear en fracciones de 2 kg, las cuales se emplearon en los diferentes ensayos de flotación.

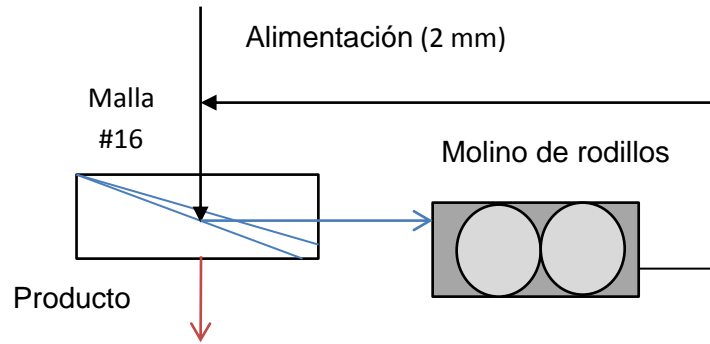


Figura 2.2. Esquema de reducción de tamaño en circuito cerrado del mineral

2.1.3. CARACTERIZACIÓN FÍSICA

2.1.3.1. Densidad Real

La densidad real se determinó por el método estandarizado del picnómetro, descrito a continuación.

- En primer lugar, se midió la masa del picnómetro con tapón capilar ACC.TO Gay Lussac marca Boeco (25°C; 25 mL) en la balanza analítica marca Sartorius TE124S (Capacidad 120 g; legibilidad 0,1 mg) dicho peso fue denominado M_v .
- Al picnómetro se le añadió 1 g de muestra y luego fue registrado el peso del picnómetro con la muestra, el cual fue llamado M_m
- Luego se procedió a llenar el picnómetro que contenía la muestra con agua destilada, se colocó el tapón capilar y fluyó el exceso de agua que emergió del tapón capilar, luego se registró la masa del conjunto picnómetro, muestra y agua destilada y fue denominado M_{ma}
- A continuación, se procedió a lavar el picnómetro con agua destilada y fue secado por fuera, después se llenó con el agua destilada y se colocó el tapón capilar y volvió a emerger el agua en exceso, al final se midió el peso del

conjunto picnómetro y agua denominado M_a . Con los datos obtenidos y el empleo de la ecuación [2.1] se determinó la densidad real del mineral.

$$d_r = \frac{d_a(M_m - M_v)}{(M_m - M_v) - (M_{ma} - M_a)} \quad [2.1]$$

Dónde:

d_r : densidad real ($\frac{g}{cm^3}$)

d_a : densidad del agua a 4 °c ($1,00 \frac{g}{cm^3}$)

M_m : masa del picnómetro y la muestra (g)

M_v : masa del picnómetro vacío (g)

M_{ma} : masa del picnómetro con la muestra y el agua (g)

M_a : masa del picnómetro con agua (g)

2.1.3.2. Densidad Aparente

Para la densidad aparente se utilizó el método de la probeta graduada, descrito a continuación.

- Primero se realizó la limpieza de la probeta con metanol absoluto y se procedió a secarle y se registró su masa M_p en la balanza Boeco (Peso máximo 300 g)
- Una vez registrado el peso de la probeta vacía y seca se colocó el mineral sulfurado hasta los 20 cm^3 y se registró la masa de la probeta con la muestra M_{p+m} utilizando la misma balanza Boeco y al aplicar la fórmula de ecuación [2.2] se obtuvo la densidad aparente.

$$d_a = \frac{M_{p+m} - M_p}{20cm^3} \quad [2.2]$$

Dónde:

d_a : densidad aparente ($\frac{g}{cm^3}$)

M_{p+m} : masa de la probeta mas la muestra

M_p : masa de la probeta vacia (g)

2.1.3.3. Determinación de la alcalinidad de la muestra

Este ensayo se realizó con 2 Kg de la muestra, luego de una molienda de 30 min con un porcentaje de sólidos de 62,5 % y con una carga de bolas de 12 Kg, se procedió a medir el pH con el uso de bandas indicadoras que al cambiar de color se comparó con los patrones de color dadas por el fabricante que indica la respectiva alcalinidad.

2.1.4. CARACTERIZACIÓN QUÍMICA DEL MINERAL

La caracterización química del mineral se realizó por 2 métodos:

- Análisis de absorción atómica por medio del equipo A-Analyst 300 (Perkin-Elmer) con previa disgregación acida de las muestras, método que se utilizó para cuantificar las concentraciones de Cu, Fe, Pb, Zn y Mo.
- Método de combinado de ensayo al fuego y análisis de absorción atómica, que se utilizó para cuantificar la concentración de Au y Ag.

2.1.4.1. Disgregación acida para análisis cuantitativo de metales en la muestra

El análisis químico por disgregación ácida, inició tomando muestras de 200 mg de material seco en la balanza Sartorius TE124S (Capacidad 120 g; legibilidad 0,1 mg) tanto de los concentrados como de sus respectivos relaves. Para el caso del mineral de cabeza, se tomó primero 10 g de muestra, que fue pulverizada en el equipo BLEULER-MILL (1/4HP) este material después fue homogenizado y del cual se tomó al igual que en el caso de los concentrados y relaves 200 mg de material. Las muestras tomadas, fueron procesadas como se indica a continuación.

- Cada muestra medida fue colocada en un reactor de teflón y junto con ella, se añadió 3 cm³ de HNO₃ y 3 cm³ de HF analíticos, se tapó el reactor y luego fue ingresado por 2,5 min en un microondas marca SAMSUNG al 50 % de potencia junto a un vaso de agua.
- Después, el reactor se ingresó por 45 min a refrigeración y luego de transcurrido el tiempo de enfriamiento, se retiró el reactor y se destapó, se añadió 5 cm³ de ácido HCl analítico y después de taparlo nuevamente, se volvió a introducirlo en el microondas SAMSUNG por 2,5 min al 50 % de potencia y después se regresó el reactor a refrigeración por otros 45 min.
- Al final, la muestra contenida en el reactor se introdujo en un matraz de 100 cm³ y este fue aforado con agua destilada, después fue enviado el matraz a lectura con el equipo de absorción atómica A-Analyst 300 (Perkin-Elmer). Los datos obtenidos de absorción atómica están reportados en mg/l de solución y mediante conversiones matemáticas se llegó a obtener el contenido de los metales de interés en la muestra.

2.1.4.2. Ensayo al Fuego para el análisis cuantitativo de metales preciosos (Au y Ag)

Para el análisis de Au y Ag se empleó el método de ensayo al fuego, el cual se explica a continuación.

- Se inició con la tostación del mineral, en una cantidad de 20 g para los concentrados y 30 g para los relaves, por el lapso de 2 h, tiempo que fue tomado desde el instante en que se encendió la mufla de marca Power plus Modelo PPI-003, la cual fue fijada a 700°C, luego de la tostación el mineral adquirió un tono rojizo.
- A continuación se procedió a preparar la carga fundente, las cuales están detalladas en la tabla 2.1. Se debe tener en cuenta que en la carga fundente de los relaves no se adicionó sílice, debido a que estos contienen una alta cantidad de cuarzo (Lozada, 1991, p. 86).

Tabla 2.1 Cargas fundentes para el análisis de ensayo al fuego de concentrados y relaves

CARGA FUNDENTE	CONCENTRADO	RELAVE
Muestra	20 g	30 g
Carbonato de calcio	15 g	15 g
Carbonato de sodio	45 g	45 g
Bórax	40 g	40 g
Litargirio(PbO ₂)	45 g	40 g
Carbón	2 g	2 g
Arena	20 g	0 g

- Finalizada la tostación y con las cargas fundentes pesadas, se procedió a la homogenización de los reactivos con la muestra tostada, la cual se colocó en un crisol para la fusión a 900 °C por el lapso de 2 h a temperatura constante en la mufla, después el material fundido fue vertido en una lingotera y una vez enfriado se procedió con ayuda de un martillo a separar la fase metálica o régulo, la cual se colocó en una copela por 900 °C en la mufla por una 1 h, para obtener un dore formado por los metales preciosos.
- El dore se pesó en la balanza Sartorius Research R180 D (Legibilidad 0,01 mg) y luego fue introducido en un tubo de ensayo junto con 2 cm³ de H₂O

destilada y 2cm^3 de HNO_3 , el tubo se colocó dentro de un vaso de precipitación de 500 cm^3 y este en una plancha de calentamiento por aproximadamente 20 min, hasta que se disolvió la Ag y quedó el Au en un tono de color oscuro, después se procedió a retirar todo el líquido del tubo de ensayo y luego se añadió agua regia en proporción $0,5\text{ cm}^3$ de ácido HNO_3 y $1,5\text{ cm}^3$ HCl, y a continuación se volvió a colocar al tubo de ensayo en el vaso de 500 cm^3 y este a la plancha de calentamiento por otros 20 min hasta que dejó de burbujear el contenido del tubo, luego se aforó a 10 cm^3 y se envió a lectura en el equipo de absorción atómica, el cual dio una lectura de Au en mg/l de solución. Por conversiones matemáticas se obtuvo el peso del Au en la muestra y por diferencia entre este valor calculado y el peso del dore, se estableció la cantidad de Ag presente en la muestra.

2.1.5. CARACTERIZACIÓN Y ANÁLISIS MINERALÓGICO

La identificación de los minerales que existe en el material proveniente de la mina se realizó mediante el uso del difractómetro de rayos X D8 Advance, los datos obtenidos son tratados con el programa Diffract-plus (Bruker) y para la identificación de los minerales presentes se realizó por medio de la comparación con la base de datos mineralógicos (ICDD) y la cuantificación se calculó mediante la utilización del programa Topas 2 (Bruker). Para este ensayo se pulverizó 10 g de la muestra de cabeza como de la flotación colectiva por 1 min en el equipo BLEULER-MILL (1/4HP).

2.1.6. ANALISIS GRANULOMÉTRICO Y GRANULOQUÍMICO

Para este análisis granulométrico se procedió con la metodología descrita a continuación (Cytec, 2002, p. 67):

- Se pesó 2 kg de mineral de cabeza a un tamaño de partícula menor a 1 mm. Material obtenido luego de realizar el proceso descrito en la sección 2.1.2.

- El material fue molido por 30 min con una carga de bolas de 12 kg y al 62,5 % de sólidos y 65 rpm.
- El mineral molido se tamizó en medio húmedo sobre una malla Tyler de abertura 74 μm , obteniéndose un material grueso y otro fino, los cuales se filtraron en el filtro-prensa marca SEPOR y fueron secados por separado en la estufa marca MEMMERT a 90°C.
- El mineral de gran tamaño (grueso), fue proyectado en seco sobre una serie de tamices Tyler que van desde: 250 μm , 177 μm , 149 μm , 105 μm y 74 ensamblados en un vibrotamiz ATM Arrow de número de serie 168 1468 como indica la figura 2.3 y en donde el mineral que atravesó el tamiz más fino de la serie, se adicionó a la fracción de finos obtenida en la operación de tamizado en húmedo.
- Los pesos de las diferentes fracciones de pantalla fueron usados para determinar la distribución de tamaño del mineral molido.
- Además se realizó el análisis granulo-químico por el método combinado de absorción atómica y ensayo al fuego que determinó valores de contenido de Cu, Fe, Au y Ag en cada malla utilizada.

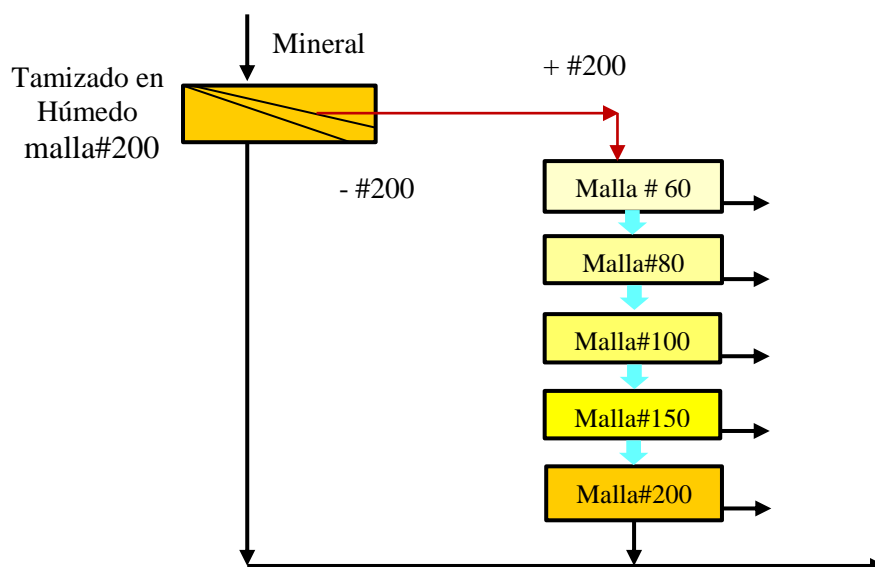


Figura 2.3. Esquema de tamizaje del ensayo granulométrico de la muestra

2.2. EVALUACIÓN DE LA INFLUENCIA DE LAS VARIABLES DE FLOTACIÓN: TIEMPO DE MOLIENDA, CONCENTRACIÓN DE RACTIVOS Y TIEMPOS DE COLECCIÓN SOBRE LA OBTENCIÓN DE UN CONCENTRADO COLECTIVO DE SULFUROS Y METALES PRECIOSOS

Primero se realizaron dos ensayos preliminares de flotación, uno colectivo y otro selectivo los cuales sirvieron para conocer el comportamiento del mineral durante el proceso de flotación.

2.2.1. FLOTACIÓN COLECTIVA

- En este primer ensayo realizado, se molieron 2 Kg de mineral por 30 min y 12 kg de bolas de metal con 1 200 cm³ de agua que corresponde a un porcentaje de sólidos del 62,5 % y 65 rpm.
- Después, se introdujo el material en la celda de flotación del equipo Denver que tiene una capacidad de 4 L y luego se lavó las bolas de metal del molino que aún contenían mineral con 2 800 cm³ de agua, hasta completar 4 000 cm³ que implicó un porcentaje final de sólidos del 33,33 %.
- A continuación, se procedió a realizar el acondicionamiento de la pulpa por 5 min con los reactivos de flotación cuyas concentraciones fueron sugeridas por (Cyanamid, 1979, p. 82) y son: aerofloat (208) 30 g/t, aceite de pino 40 g/t y kax 150 g/t (kax, como solución al 1 %).
- Se recolecto la espuma mineralizada por 8 min con la ayuda de una paleta a una agitación de 1 400 rpm. El concentrado como su relave se colocaron en bandejas, las cuales fueron ingresadas a la estufa por 24 horas a 90°C para su secado.

- Una vez secas las muestras, se procedió a homogenizar y se realizaron los respectivos análisis químicos, en base a los cuales se obtuvo el contenido de Cu, Fe, Au y Ag. Por medio de balances metalúrgicos, se calculó el porcentaje de recuperación de ellos, el diagrama de flotación se detalla en la figura 2.4.a.

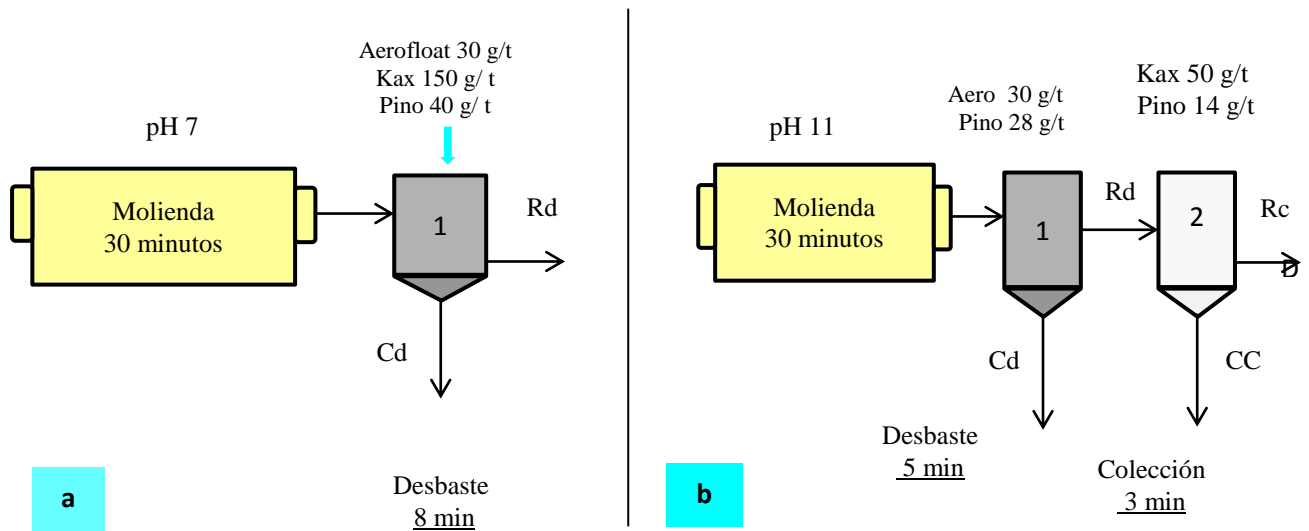


Figura 2.4. Diagrama de Flotación colectiva (a) y flotación selectiva (b)

Dónde:

- Cd: Concentrado de desbaste
 Rd: Relave de desbaste
 Cc: Concentrado de colección
 Rc: Relave de colección

2.2.2. FLOTACIÓN SELECTIVA

Para este ensayo se siguió el esquema de la figura 2.4.b, y el procedimiento fue similar al descrito en la sección 2.2.1 con la diferencia que en la molienda se añadió cal en una concentración de 8 g/kg de mineral, hasta llegar a un pH de 9 y la recolección de espuma mineralizada se efectuó en dos etapas.

- La primera, flotación de desbaste, en que se acondicionó la pulpa por 5 min con aceite de pino en una cantidad de 28 g/t y el reactivo colector selectivo de

Cu aerofloat (208) en una cantidad de 30 g/t, la recolección de espuma mineralizada fue de 3 min a 1 400 rpm.

- Para la segunda parte de este ensayo que es la colección, se acondicionó la pulpa por 5 min con aceite de pino en una concentración de 14 g / t y kax 50 g/t con una recolección de la espuma mineralizada de 5 min a 1 400 rpm. Las muestras se enviaron a análisis químico y se determinó los contenidos de Cu y Fe, después se calculó las respectivas recuperaciones por balances metalúrgicos.

2.2.3. EVALUACIÓN DE LAS VARIABLES DE FLOTACIÓN

Se realizaron ensayos de flotación colectiva en la forma como se describe en la sección 2.2.1 y los valores en que se variaron cada uno de los parámetros manteniendo los demás constantes para obtener un concentrado colectivo de todos los sulfuros y metales preciosos se muestran en la tabla 2.2.

Tabla 2.2 Parámetros de flotación que influyen en la flotación colectiva de sulfuros y metales preciosos

Tiempos de molienda(min)	Variación reactivos de flotación			Tiempos de Colección(min)
	Kax (g/t)	Aero 208 (g/t)	A pino (g/t)	
20	15	15	15	4
30	25	40	20	7
40	75	75	40	10

2.2.3.1. Tiempo de molienda

Para la determinación del tiempo de molienda óptimo, se llevaron a cabo tres pruebas de flotación, en las cuales se varió el tiempo de molienda en los valores de 20, 30 y 40 min como se indica en la tabla 2.2 y con la concentración de reactivos: Aerofloat 30 g/t, aceite de pino 20 g/t y Kax 50 g/t. El procedimiento de flotación, como los demás parámetros que se fijaron e intervinieron en el ensayo,

fueron los mismos del primer ensayo preliminar de flotación descrito en la sección 2.2.1.

2.2.3.2. Variación de la concentración de los reactivos de flotación

Fijado el tiempo óptimo de molienda, se procedió a variar la concentración del primer reactivo, el kax en los valores mostrados en la tabla 2.2, de uno en uno, a la vez y manteniendo los valores de los demás parámetros constantes y siguiendo el procedimiento descrito en la sección 2.2.1.

Una vez fijada la concentración óptima de kax por medio del análisis de los balances metalúrgicos, se continuo con el aerofloat y el aceite de pino respectivamente y de la misma manera.

2.2.3.3. Variación del Tiempo de recolección (Flotación)

Fijado el tiempo de molienda, como las concentraciones óptimas de los reactivos de flotación, se analizó el tiempo de recolección de la espuma mineralizada en los valores de 4, 7 y 10 min como se detalla en la tabla 2.2 siguiendo el procedimiento de la sección 2.2.1 y de la misma forma que en los otros parámetros, se escogió el valor óptimo por medio de balances metalúrgicos.

2.2.4. FLOTACIÓN COLECTIVA DE 250 Kg DE MINERAL

Con los valores óptimos de los parámetros analizados para obtener una alta recuperación de Cu, Fe, Au y Ag en la flotación colectivo, se procedió a flotar 250 kg de mineral sulfurado de cabeza, este ensayo fue realizado en la celda de flotación con capacidad para 8 litros de la máquina Denver, conservando los mismo porcentaje de sólidos tanto para la molienda como para la flotación descrito en la sección 2.2.1. El material concentrado fue después sometido a procesos de homogenización, caracterización química y mineralógica.

2.3. DETERMINACIÓN DEL EFECTO DEPRESOR DE LOS REACTIVOS BIODEGRADABLES (TANINOS DE GUARANGO) SOBRE LA PIRITA EN PROCESOS DE CONCENTRACIÓN DE CALCOPIRITA POR FLOTACIÓN DE LOS CONCENTRADOS COLECTIVOS

2.3.1. OBTENCIÓN DE HARINA DE GUARANGO

Para el uso del tanino de Guarango como reactivo depresor de la pirita, el primer paso fue obtener la harina de guarango siguiendo el diagrama de la figura 2.5.

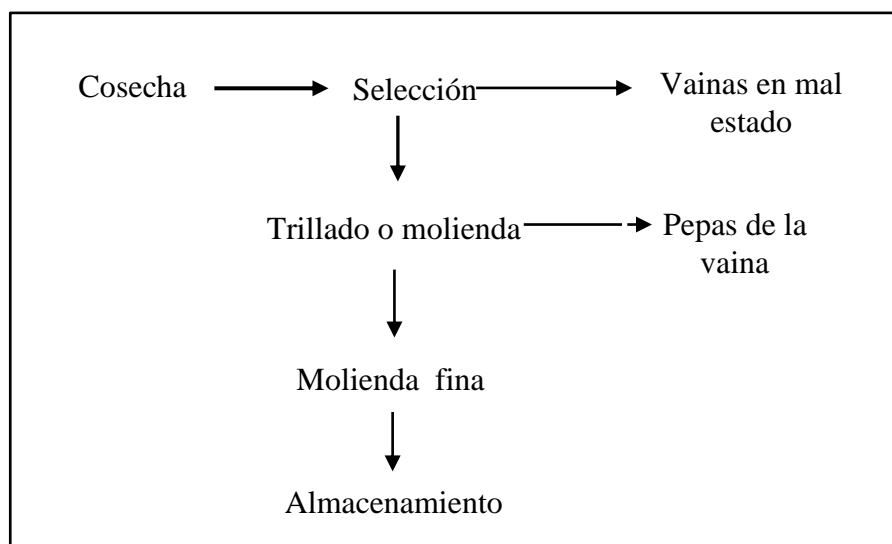


Figura 2.5. Diagrama del proceso para obtener harina de Guarango

2.3.1.1. Cosecha y recolección de las vainas de guarango

Las vainas de guarango fueron recolectadas en la ciudad de Ambato, sector las Viñas en la provincia de Tungurahua, las cuales estaban en un estado maduro, en donde estas al ser agitadas suenan por el golpe de las semillas con las paredes de la vaina y tienen un fácil desprendimiento de la planta, se esperó una época seca para evitar cualquier alteración por humedad, esta fue realizada en forma manual en árboles de baja altura por facilidad y recogidas alrededor de 2 kg.

2.3.1.2. Selección

Aquí se eliminó el material extraño a las vainas como piedras, hojas, etc. También se eliminó vainas oxidadas, partidas y podridas, dejando solo las vainas sanas para el proceso de molienda, todo este proceso se realizó en forma manual en el laboratorio.

2.3.1.3. Trillado o molienda gruesa

Esta operación, denominada despepitado, se realizó manualmente debido a las características físicas de las muestras, para separar el polvo de la vaina y la fibra de la semilla, debido a que el mayor contenido se encuentra en la cascara de la vaina de guarango en un valor de entre el 42 y 52 g Acido gálico/ 100 g de muestra seca (Játiva, 2011, p.62).

2.3.1.4. Molienda Fina

El polvo de la vaina y la fibra se sometió a una molienda fina por medio del uso de un mortero y luego se tamizó con el uso de una malla de tamaño de abertura 149 μm , para separar del material de desecho.

2.3.1.5. Almacenamiento

El producto obtenido se almacenó en bolsas plásticas sin exposición a la luz en un lugar seco y fresco (15 a 23°C; 65%HR) así se evitó exponerle a que sufriera alteraciones.

2.3.2. DETERMINACIÓN DEL EFECTO DEPRESOR DE LOS REACTIVOS BIODEGRADABLES (TANINOS DE GUARANGO)

2.3.2.1 Ensayo de flotación con tanino de guarango como reactivo depresor de pirita

El efecto depresor de los taninos de guarango se realizó mediante flotaciones de desbaste, afino (reflotación) y colección como indica el diagrama de la figura 2.6 y en la forma como se describe a continuación.

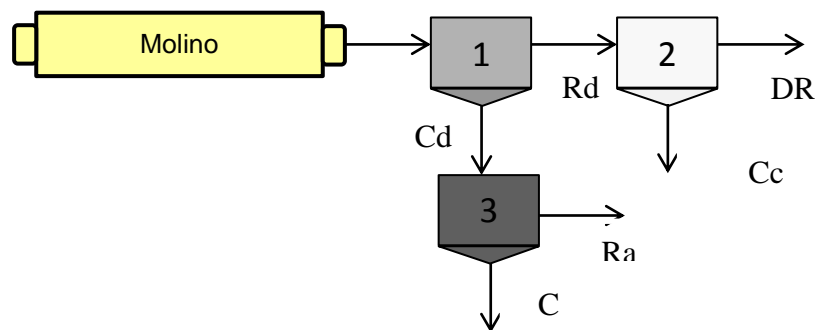


Figura 2.6. Diagrama del proceso de flotación batch: desbaste, afino y colección

Dónde:

- Cd: concentrado de desbaste
- C: concentrado final de afino
- Ra: relave de afino
- Rd: relave de desbaste
- Cc: concentrado de colección
- R: relave de colección o final

- Se tomó 1 kg de concentrado colectivo, el cual fue remolido por 40 min con 10 g de cal y 5 g de tanino de guarango por cada kg de mineral concentrado al 62,5 % de sólidos junto con 10 kg de bolas de metal; luego de la remolienda, la pulpa se ingresó a la celda de 2 L del equipo Denver; lugar en

donde se completó el agua hasta alcanzar una densidad de pulpa de 33,3 %, después se ajustó el pH de la pulpa a 11, luego se acondicionó por 5 min con aerofloat (208) en 60 g/t y aceite de pino 30 g/t de mineral de concentrado colectivo.

- Después del acondicionamiento, se procedió a recoger la espuma mineralizada por 8 min, este concentrado de desbaste obtenido (Cd), es separado en una bandeja y el material que aún permanece en la celda es considerado el relave del desbaste (Rd).
- Sobre el relave de desbaste (Rd) que aún permanece en la celda, se completó el agua hasta el nivel de la celda y se acondicionó por 5 min la pulpa, con las mismas cantidades de aerofloat (208) y aceite de pino que en la etapa de desbaste y se recogió la espuma mineralizada por otros 8 min en una bandeja, cuyo material corresponde al concentrado de colección (Cc), lo sobrante en la celda es el relave de colección o final del ensayo (R) el cual fue separado en una bandeja, secado y sometido a análisis químico de Cu y Fe.
- Después de haber realizado la flotación de colección (Cc), la celda se vació y en ella se introdujo el material de la bandeja que fue separada y que contiene el concentrado de desbaste (Cd) y se procedió a completa el agua y se agregó tanino en la cantidad de 2 g y cal entre 1 a 2 g hasta ajustar el pH a 11.
- El aerofloat (208) y aceite de pino se adicionaron en cantidades de 60 y 30 g/t de concentrado respectivamente y luego de un acondicionamiento de 5 min, se recolectó la espuma por 8 min, obteniéndose el concentrado final o llamado de afino (C).
- Tanto de C, Cc, Ra, R fueron analizados sus contenidos de Cu y Fe según se especifica en el procedimiento de la sección 2.1.4.1 y se obtuvo los contenido de Cu, Fe en las diferentes fracciones para realizar los respectivos balances metalúrgicos.

2.3.2.2. Ensayo de flotación con cal como único reactivo depresor

Para evaluar el efecto depresor de los taninos de guarango sobre la pirita, se realizó otro ensayo, el cual es parecido a lo descrito en la sección 2.3.2.1, pero con la diferencia que se realizó sin la presencia de taninos, ensayo en el cual fue la cal el único reactivo depresor de la pirita, y todos los demás reactivos como el aerofloat (208) y el aceite de pino conservaron la misma cantidad; obteniéndose de la misma forma la fracciones C, Cc, Ra y R; de las cuales se analizó sus contenidos de Cu y Fe. Mediante balances metalúrgicos se comparó el comportamiento de este ensayo con el anterior, en el cual se utilizó el reactivo de guarango.

2.3.2.3. Ensayo de flotación con Floatan T5 como reactivo depresor de pirita

Como un dato de referencia, se realizó otro ensayo, el cuál fue realizado bajo las mismas condiciones y procedimiento descrito al inicio de la sección 2.3.2.1 pero con la diferencia que en lugar de usar el guarango como reactivo depresor, se usó floatan T5 en una cantidad de igual a 1g por cada kg de concentrado colectivo.

2.4. EVALUACIÓN DEL SISTEMA DE FLOTACIÓN CONTINUO DE CONCENTRACIÓN DE CALCOPIRITA POR FLOTACIÓN CON REACTIVOS BIODEGRADABLES (TANINOS DE GUARANGO) COMO DEPRESOER DE PIRITA)

En esta sección, se reprodujo un sistema de flotación continuo, para tratar el concentrado colectivo de todos los sulfuros y el cual está conformado por tres secciones: desbaste, afino y colección. La finalidad aquí fue analizar el comportamiento del mineral al añadir etapas de recirculación de corrientes en el proceso y su implicación en los tiempos de flotación, que es lo que sucede en una planta a escala industrial, este sistema se indica en la figura 2.7.

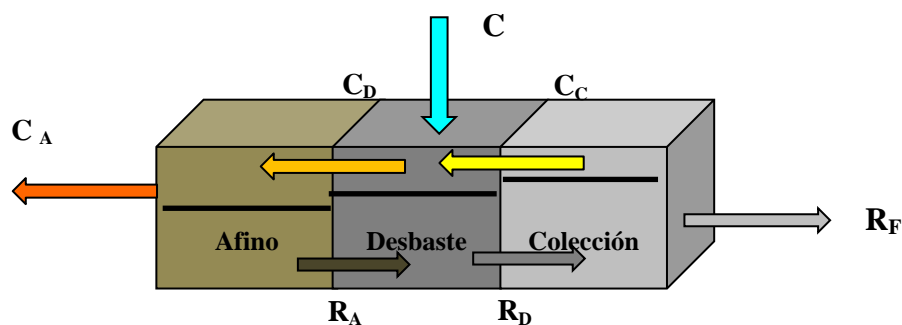


Figura 2.7. Sistema continuo de flotación desbaste, afino y colección

Dónde:

C: concentrado colectivo

C_A: concentrado de afino

R_F: Relave final

Para evaluar el sistema de flotación continua, se realizaron 4 ensayo diferentes del proceso y en cada uno se varió el tiempo de molienda, los reactivos depresores y los tiempos de recolección de la espuma mineralizada en las secciones: de afino, desbaste y colección; en los valores que se detallan en la tabla 2.3.

Tabla 2.3. Variables analizadas y sus valores en cada uno de los ensayos del sistema de simulación de flotación continua

	Molienda	Reactivos en la remolienda	pH	Tiempo colección	Tiempo desbaste	Tiempo Acond.
Ensayo 1	20 min	12 g Cal+ 5 g Guarango	12,5	8	8	5
Ensayo 2	40 min	10 g Cal+ 1 g Guarango	11	5	5	5
Ensayo 3	40 min	6,8 g Cal+1 g Guarango	10	6	6	5
Ensayo 4	40 min	5 g Cal+1 g Guarango	9	6	6	5

El primer paso realizado, fue adaptar este sistema de flotación continua de la figura 2.7 a un sistema de flotaciones por lotes o Batch con recirculación de las pulpas, mediante el esquema que se muestra en la figura 2.8.

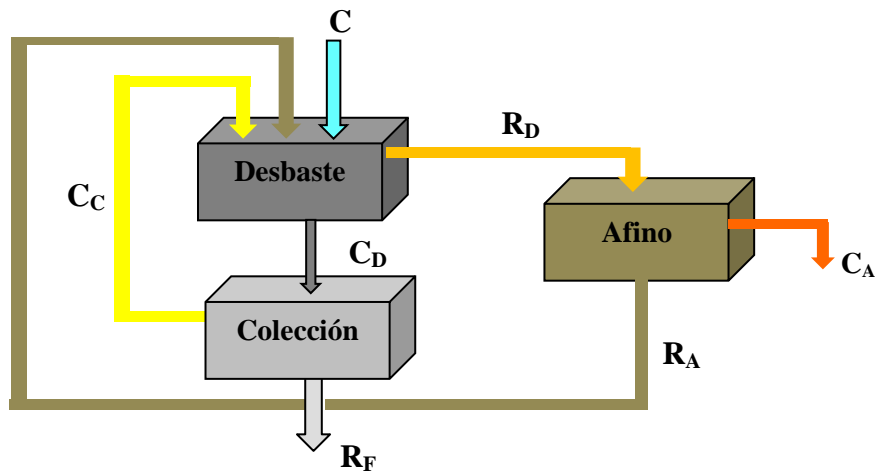


Figura 2.8. Simulación de un sistema de flotación continuo por medio de flotaciones batch

Dónde:

- C: concentrado colectivo
- C_A : concentrado de afino
- R_A : relave de afino
- R_F : relave final
- C_C : concentrado de colección
- R_D : relave de desbaste
- C_D : concentrado de desbaste

El esquema de la figura 2.8 para que trabaje con recirculación de todas las corrientes que genera y estas se lleguen a estabilizarse, se empleó el diagrama de la figura 2.9, que consistió en cinco etapas que se describen a continuación.

2.4.1. Primera etapa de simulación del sistema de flotación continua

- Se ingresó 1 kg de concentrado colectivo a la celda de 2 L del equipo Denver, cuya remolienda fue realizada en base a las condiciones que indica Tabla 2.3 para cada ensayo. Después se acondicionó por 5 min con aerofloat 60 g/t y aceite de pino 30 g/t de concentrado colectivo.

- Se procedió a recolectar el primer concentrado de desbaste llamado C_{A1} en una bandeja por el tiempo de recolección de espuma estipulado para cada ensayo en la tabla 2.3. El C_{A1} fue separado para su análisis químico y uso en los balances metalúrgicos.
- Sobre el relave del primer desbaste se volvió a acondicionar la pulpa en los mismos valores que para el primer desbaste, se completó el nivel de agua y se obtuvo el concentrado de colección C_{B1} y el primer relave R_1 al recoger la espuma mineralizada por el tiempo que indica la tabla 2.3. para cada ensayo.

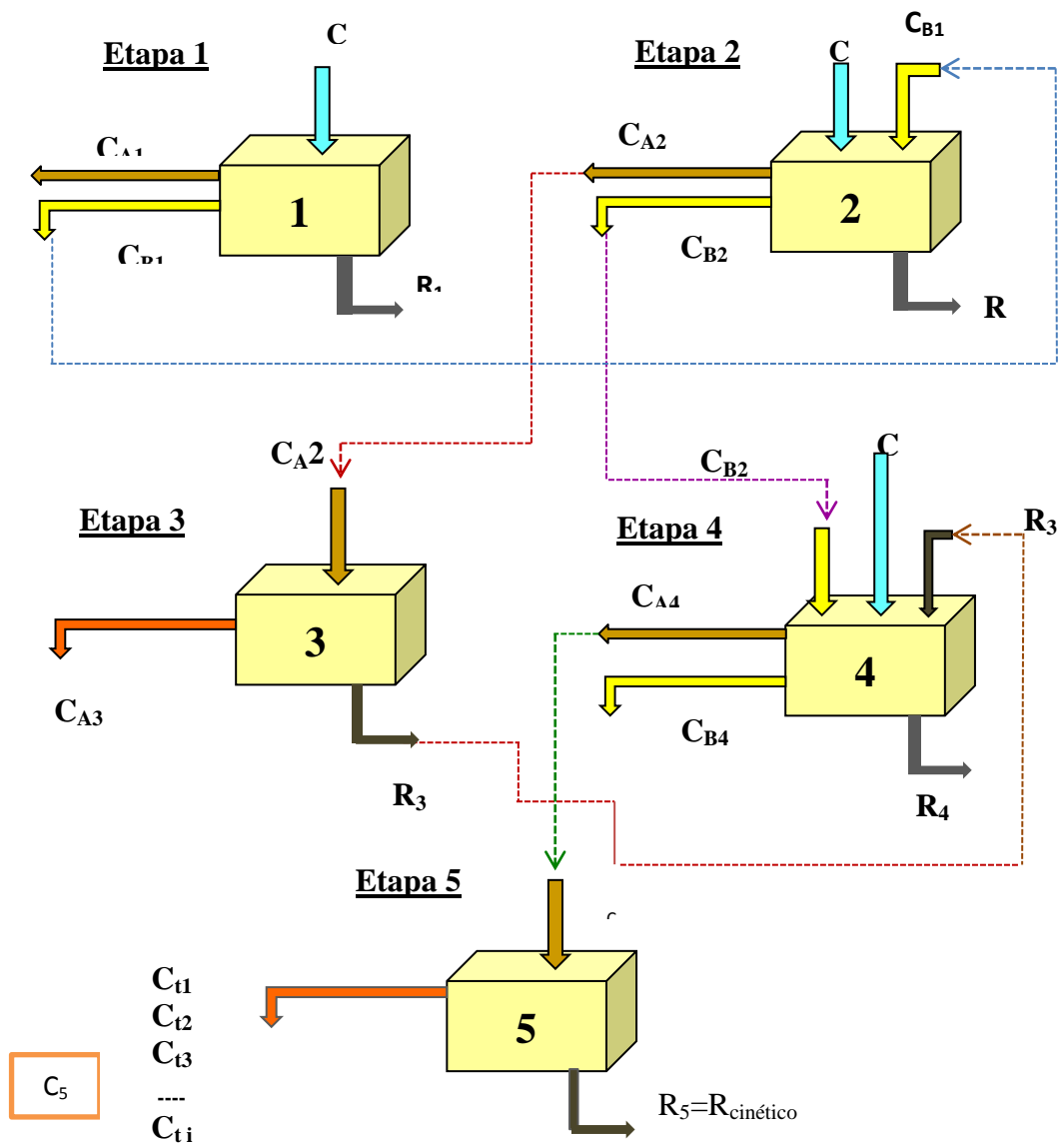


Figura 2.9. Esquema de flotación continuo estabilizado por medio de flotaciones Batch

Dónde:

C: concentrado colectivo de sulfuros y metales preciosos

C_{A1}: concentrado de desbaste de la primera etapa

C_{B1}: concentrado de colección de la primera etapa

R₁: relave de colección de la primera etapa

C_{A2}: concentrado de desbaste de la segunda etapa

C_{B2}: concentrado de colección de la segunda etapa

R₂: relave de colección de la segunda etapa

C_{A3}: concentrado de afino de la tercera etapa

R₃: relave de afino de la tercera etapa

C_{A4}: concentrado de desbaste de la cuarta etapa

C_{B4}: concentrado de colección de la cuarta etapa

R₄: relave de colección de la cuarta etapa

C_{A5}: concentrado de afino de la quinta etapa (cinética de flotación)

R₅: relave de afino de la quinta etapa (relave de la cinética de flotación)

C_t: tiempos de recolección de la espuma mineralizada cada minuto

2.4.2. Segunda etapa de simulación del sistema de flotación continua

- En esta etapa se ingresó otro kg de concentrado colectivo remolido bajo las condiciones expuestas por la tabla 2.3 para cada ensayo junto con el concentrado de colección C_{B1} obtenido en la sección 2.4.1 en la celda de 2 L.
- Se completa el nivel de la celda y se acondicionó por 5 min de la misma forma que en la sección 2.4.1.
- A continuación se realiza la recolección de la espuma mineralizada según el tiempo que indica para cada ensayo en la Tabla 3.2 y se obtiene el concentrado de desbaste C_{A2} .
- Sobre la pulpa que se encontraba en la celda, se completó el nivel de agua y se acondiciono el material de la misma forma de la sección 2.4.1 y se obtuvo el concentrado de colección C_{B2} en el mismo intervalo de tiempo indicado en la Tabla 3.2. para cada ensayo, quedando en la celda el relave R_2 , como indica el diagrama de la figura 2.9.

2.4.3. Tercera etapa de simulación del sistema de flotación continua

- En esta etapa, ingresó el concentrado de desbaste C_{A2} obtenido en la sección 2.4.2 y se acondicionó de la misma manera que en la sección 2.4.1 pero además se añadió tanino de guarango en una cantidad de 2 g y cal entre 1 a 2 g para compensar las pérdidas de reactivos causadas por la dilución de la pupa y para ajustar el pH a los valores iniciales del ensayo.
- Después se recolecto la espuma mineralizada en el tiempo que indica la Tabla 2.3 para cada ensayo, obteniéndose el concentrado de afino C_{A3} y el relave R_3 que representa el relave de afino, como indica la figura 2.9.

2.4.4. Cuarta etapa de simulación del sistema de flotación continua

- En esta etapa, se representó lo que sucede en la celda central de la figura 2.7 en la cual convergen tres corrientes: 1kg de concentrado colectivo remolido, C_{B2} y R_3 tal como se ilustra en la figura 2.9.
- Las tres corrientes se acondicionan en la celda de la misma manera que en la sección 2.4.1 y se recoge el concentrado de desbaste C_{A4} por el tiempo establecido en la Tabla 2.3 y sobre la pulpa que aún quedó en la celda se acondiciona de la misma manera que en la sección 2.4.1 y se recogió la espuma mineralizada por el mismo tiempo utilizado en el desbaste y se obtuvo el concentrado de colección C_{B4} y el relave R_4 .

2.4.5. Quinta etapa de simulación del sistema de flotación continua

- En esta última etapa, ingresó a la celda de flotación el concentrado de desbaste C_{A4} el cual fue acondicionado de la misma manera que en la tercera etapa sección 2.4.3.
- La espuma mineralizada fue recogida cada minuto, obteniéndose los valores de concentración de la espuma mineralizada y recuperación de Cu y Fe cada minuto para construir la curva de cinética de flotación en la etapa de afino.

2.4.6 . Simplificación del sistema de simulación de flotación continua

Al finalizar las cinco etapas que corresponden a cada ensayo de flotación; el resultado final se representó en forma simplificada de tres corrientes que son: Alimentación C, concentrado final C_5 y relave final R_4 , que representan las 3 corrientes estabilizadas del proceso como se indica en la figura 2.10.

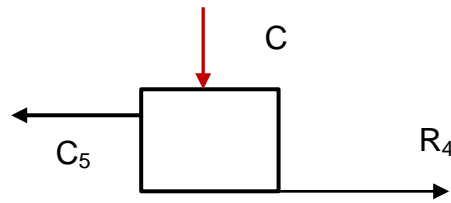


Figura 2.10. Sistema simplificado del proceso de simulación de flotación continua, para cada uno de los 4 ensayos en tres corrientes estabilizadas: C, C₅ y R₄

Dónde:

C₅: Concentrado Final (Cinética de flotación)

R₄: Relave Final

C: Concentrado colectivo (ley alrededor 5.9 % de Cu)

2.5. DEFINICIÓN DEL DIAGRAMA DE FLUJO DEL PROCESO DE FLOTACIÓN DE CALCOPIRITA Y DIMENSIONAMIENTO DE EQUIPOS PARA PROCESAR 2 000 t/d DE CONCENTRADO COLECTIVO

2.5.1. DEFINICIÓN DEL DIAGRAMA DE FLUJO

Para el diseño de un diagrama de flujo de recuperación de Cu por el método de flotación, se consideró ciertos factores como la relativa flotabilidad o no de la ganga, las fluctuaciones de la cabeza. Wills y Napier (2007) sugiere 3 diagramas de flotación que se muestran en la figura 2.11, siendo el diagrama de la figura 2.11b el más usado en minerales de alto contenido de sílice que tiende fácilmente a flotar (p.292).

El diagrama de la figura 2.11b conocido como desbaste-colección-limpieza, el concentrado de desbaste es reflatado en la sección de limpieza manteniendo un

bajo nivel de pulpa y una altura de espuma grande, lo que produce un alto grado de concentración y en la etapa de colección es corrida con un exceso de aire para obtener la máxima recuperación y es a menudo usado cuando la ganga tiene una tendencia a flotar y dificultad de separarse del mineral, en tales casos es necesario emplear una o más etapas de limpieza y re-limpieza.

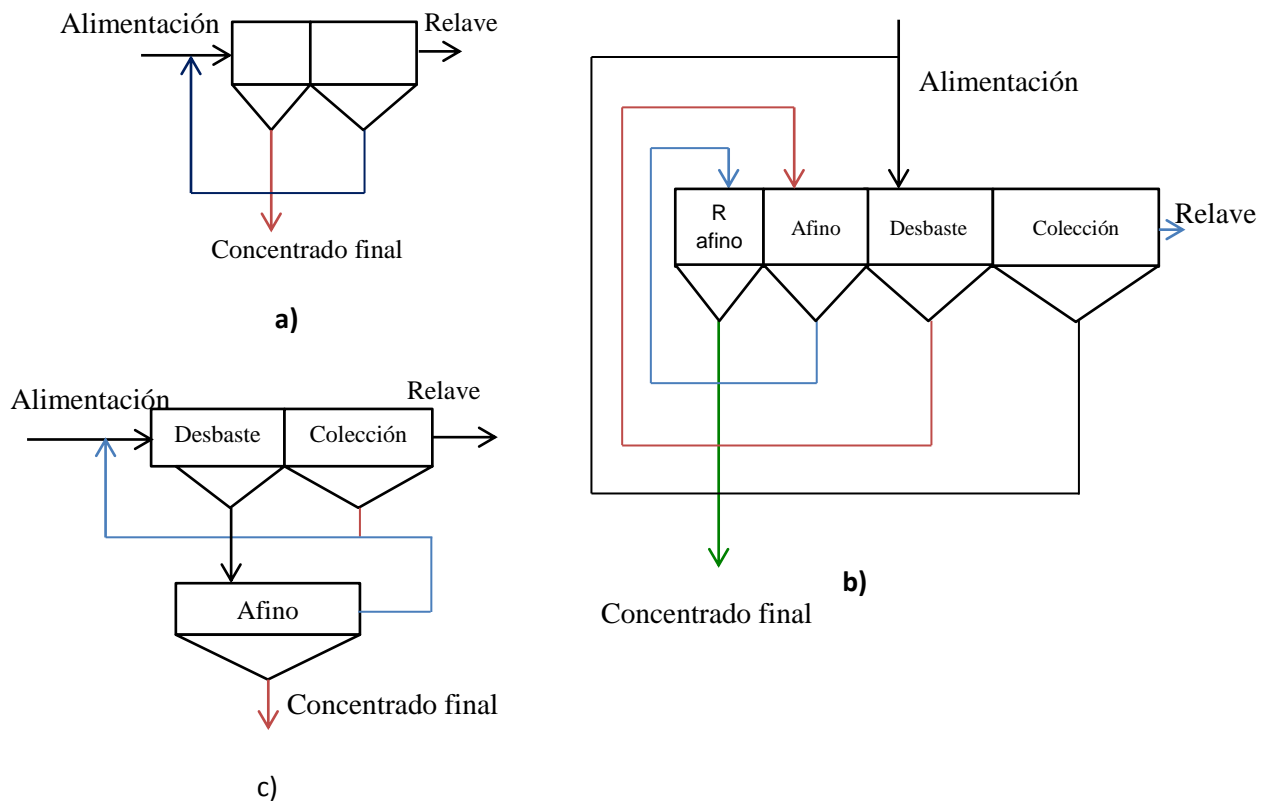


Figura 2.11. a) Circuito de flotación simple, b) Circuito desbaste, afinamiento y colección c) Circuito con varias etapas de afinamiento

2.5.2. DIMENSIONAMIENTO DE LOS EQUIPOS DE FLOTACIÓN PARA PROCESAR 2 000 t/d DE CONCENTRADO COLECTIVO

2.5.2.1. Dimensionamiento de la capacidad de las celdas de los equipos de flotación

Cuando el tonelaje diario y los tiempos de tratamiento han sido establecidos, la capacidad volumétrica y el número de unidades de equipos se establecieron con la siguiente fórmula:

$$NC = \frac{F \cdot T \cdot V_s}{1440} \quad [2.3]$$

Dónde:

F : toneladas de mineral seco alimentadas por 24 horas

T : tiempo de residencia en minutos

V_s : volumen de pulpa por tonelada de mineral seco

C : capacidad de una celda de flotación

N: número de celdas de flotación

NC: capacidad volumétrica del equipo

Para aplicar la ecuación [2.3], primero se determinó el peso específico de la pulpa (s) por medio de la siguiente relación matemática:

$$s = \frac{m_s + m_l}{\frac{m_s}{s} + \frac{m_l}{\gamma}} \quad [2.4]$$

Dónde:

s: gravedad específica de la pulpa

m_s : masa de agua

m_l : masa de líquido

S: gravedad específica del mineral

γ : densidad específica del agua

Después se procedió a determinar el volumen de pulpa por tonelada de mineral seco (V_s) por medio de la ecuación [2.5] cuyo valor, al final sirvió para calcular la capacidad volumétrica tanto de las celdas como de los tanques de acondicionamiento, cuya diferencia es determinada por el tiempo de residencia del mineral.

$$V_s = \frac{1}{P * S} \quad [2.5]$$

Dónde:

V_s : Volumen de pulpa por tonelada de mineral seco

P: Fracción decimal de sólidos por peso

Cabe tener en cuenta que las capacidades de las celdas como de los tanques de acondicionamiento son función sobre todo de las densidades de pulpa y tiempos de residencia.

2.5.2.2. Factores de corrección de los Volúmenes de Flotación y Acondicionamiento

Una vez calculado el volumen de flotación, se procede a calcular la capacidad volumétrica real las celdas $(NC)_R$, dado por la ecuación [2.6]:

$$NC_R = f_1 * f_2 * NC \quad [2.6]$$

Dónde:

f_1 : 2 Este factor es debido al incremento del tiempo óptimo de residencia y recolección de la espuma mineralizada obtenida en los ensayos de flotación a nivel de laboratorio, el cual se duplica para escala industrial

f_2 : 1,15 Este factor es debido al incremento del volumen de la pulpa por el aire

2.5.2.3. Dimensionamiento de los equipos de molienda.

El dimensionamiento de un molino de bolas se fundamenta en la teoría de Bond, la cual relaciona matemáticamente el tamaño del mineral a la entrada como a la salida por medio de ecuación [2.7].

$$W = W_i \left(\frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{f_{80}}} \right) \quad [2.7]$$

Dónde:

W: Energía consumida por tonelada molida $\left[\frac{\text{KW-h}}{\text{t}} \right]$

W_i: Índice de trabajo, que es un parámetro para caracterizar un material $\left[\frac{\text{KW-h}}{\text{t}} \right]$

P₈₀: Tamaño en micrómetro que pasa el 80 % de la Alimentación

F₈₀: Tamaño en micrómetros que pasa el 80 % de la alimentación

Para aplicar a un determinado proceso, se debe ajustar el W_i de acuerdo a la siguiente relación:

$$W_i = W_{i(\text{base})} * f_1 * f_2 * f_3 * f_4 * f_5 * f_6 \quad [2.8]$$

Dónde:

f₁: 1 si la molienda es en húmedo y 1,3 si es en seco.

f₂: 1,570 si el 90 % del material pasó la malla 200 equivalente a 74 μCm

f₃: 0,9146 si el diámetro del molino es mayor a 12,5 ft (3,81 m)

f₄: 1 si f₈₀ < f_o, donde f_o = 400 (13/ W_i)

f₅: (P₈₀+10,31) / (1,145*P₈₀) .Es una corrección por sobre-molienda de finos

f₆: [20(R_r-1,35)+2,60] / [20 (R_r-1,35)] si R_r < 6, siendo R_r = f₈₀/P₈₀ (factor por reducción de radios)

2.5.2.4. Potencia eléctrica y mecánica requerida

Para el efecto se utilizará la relación conocida y sencilla:

$$P_m: W * C \quad [2.9]$$

Dónde:

P_m : Potencia mecánica en KW

C : Capacidad de molienda (t/h)

2.5.2.5. Potencia eléctrica instalada

Luego la potencia instalada será:

$$P_e = \frac{P_m * 100}{\eta}$$

P_e : Potencia eléctrica a instalada

η : Eficiencia del motor eléctrico

3. RESULTADOS Y DISCUSIÓN

En esta sección, se detallan y discuten la caracterización físico, química y mineralógica del mineral, así como los resultados obtenidos en los diferentes ensayos de flotación realizados, los mismos que se dividen en tres grupos: los ensayos relacionados para obtener un concentrado colectivo de todos los sulfuros y metales preciosos, los concernientes con el uso de los taninos de guarango como reactivo depresor de la pirita y los últimos que tienen que ver con el esquema de flotación y diseño de planta, sugerido para obtener un concentrado final con una buena recuperación y contenido de Cu, el cual cumpla con las exigencias para su exportación.

3.1. CARACTERIZACIÓN FÍSICA, QUÍMICA Y MINERALÓGICA DEL MINERAL SULFURADO PROVENIENTE DE LA PROVINCIA DE ZAMORA CHINCHIPE CANTÓN EL PANGUI

Para el desarrollo del esquema de un proceso de flotación de un nuevo mineral, la identificación de los minerales presentes es el primer paso esencial, ya que algunos minerales pueden ser considerados valiosos y otros sin valor alguno, y todo esto es relativo, porque depende de las asociaciones en las que se encuentran los minerales, precio en el mercado y de las circunstancias particulares del depósito.

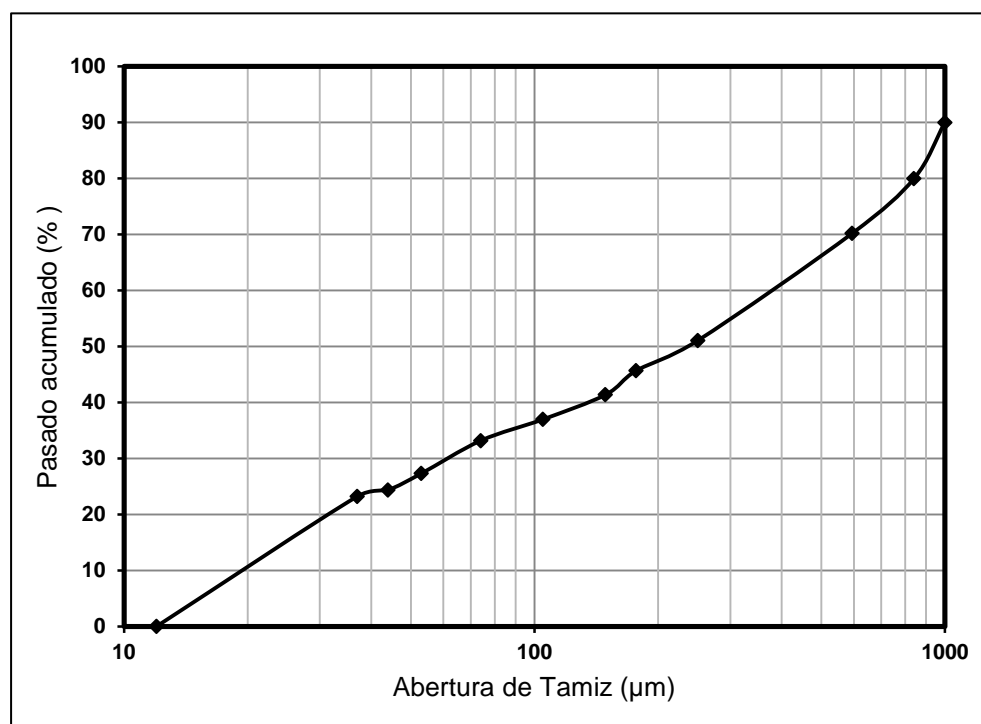
3.1.1. CARACTERIZACIÓN FÍSICA

El mineral proveniente del proyecto Mirador, ubicado en las parroquias de Tundayme y el Guisme, cantón el Pangui, Provincia de Zamora Chinchipe, presenta las siguientes características físicas que se muestran en la Tabla 3.1 y que han sido obtenidas de acuerdo a la metodología experimental detallada en la sección 2.1.3.

Tabla 3.1. Propiedades físicas del mineral de Cónдор Mirador

Propiedades	Valor
Densidad real (g/cm ³)	2,72
Densidad aparente (g/cm ³)	1,60
pH	7,2

El mineral pre-triturado proveniente de la Cordillera del Cónдор que posee un tamaño de partícula de alrededor de 2 mm, el cual después de haber sido triturado en el molino de rodillos en circuito cerrado inverso con una malla #16 de tamaño de abertura de 1mm como se indica en la sección 2.1.2 se obtiene la distribución granulométrica que se observa en la figura 3.1, en la cual, en el eje de las abscisas se representa el tamaño de partícula en (μm) a escala logarítmica y en el eje de las ordenadas, está el porcentaje del material pasado acumulado. La abertura de tamiz; la cual fue atravesado por el 80 % del material, es de aproximadamente 841 μm , y es llamado el d_{80} del mineral. Detalles de este ensayo se encuentra en el ANEXO I.

**Figura 3.1.** Distribución granulométrica del mineral pre-triturado proveniente de la mina de Cónдор Mirador

3.1.2. CARACTERIZACIÓN QUÍMICA

El análisis químico del mineral de cabeza, se realizó utilizando el método de disgregación ácida y absorción atómica especificado en la sección 2.1.4 para cuantificar (Cu, Fe, Pb, Zn, Mo) y una combinación del método de ensayo al fuego y absorción atómica para el caso de Au y Ag, cuyos resultados se aprecia en la Tabla 3.2.

Tabla 3.2. Resultados del análisis químico de la cabeza del mineral

Elementos	Contenido
Oro	0,17 g / t
Plata	8,41 g / t
Cobre	0,58 %
Hierro	1.78 %
Plomo	49,80 g / t
Zinc	149,01 g / t
Molibdeno	4,98 g / t

La Tabla 3.2 muestra que la concentración de Cu en la cabeza es de 0,58 % y según Davenport et al. (2001) una mina a cielo abierto es rentable si la concentración de Cu está sobre el 0,5 % (p. 142). Este contenido de Cu es considerado viable, si comparamos este mineral con los recursos minerales inferidos del Proyecto Panantza-San Carlos muy cerca al Proyecto Mirador que se basan en una ley de corte de 0,4 % Cu (Toledo, 2013, p. 20).

El Au, como metal precioso, se encuentra en cantidades que oscila los 0,17 g/t y desde el punto de vista de Habashi (1997) el Au bajo favorables condiciones, puede ser exitosamente explotado, si se encuentra en concentraciones tan bajas de 1 ppm (p. 1188).

Con el análisis químico, además se determinó la presencia de Mo, que es muy común en los minerales pórfidos de Cu, en una concentración de 4,98 g/t de mineral, que es relativamente bajo si se compara con el mineral pórfido de Junín

ubicado a 50 kilómetros de Quito que tiene 0,73 % de Cu y 0,03 % Mo (Jácome, 2011, p. 131). La presencia de Mo es importante desde el punto de vista, que el proyecto Panantza-San Carlos cercano a Mirador, va a ser explotado tanto por Cu como por el Mo (Toledo, 2013, p. 20).

3.1.3. CARACTERIZACIÓN MINERALÓGICA

La caracterización mineralógica del mineral por difracción de rayos X, proporciona la exacta identificación de minerales cristalinos presentes en la muestra (Cytec, 2002, p. 27). En el desarrollo de un esquema para un nuevo proceso mineral, la identificación de los minerales presentes en la muestra es el primer paso, en la Tabla 3.3 se observa, que alrededor de un tercio del mineral es cuarzo (SiO_2) y un 40 % son feldespatos entre ortoclasa y plagioclasas que son los minerales más comunes en la corteza terrestre, además hay que tener en cuenta que minerales como muscovita, carbonato, albita y clinocloro que están presentes en la muestra, son característicos de minerales de sulfuros masivos (Bulatovic, 2007, p. 234).

En el caso de los sulfuros, el análisis de difracción de rayos X de la Tabla 3.3 muestra la presencia de pirita en alrededor del 1 %, teniendo en cuenta que el equipo empleado D8ADVANCE, tiene un límite de error y detección del 1 % para compuestos con cristalización definida y es por eso que no detecta la presencia de calcopirita, mineral tenedor de Cu, por lo que esta mena pertenece al tipo pórfido de Cu cuya mineralización es conocida como copper belt y en que el 60 % de la producción mundial de Cu es de este tipo de mineral (Bulatovic, 2007, p. 235).

Aunque los depósitos de minerales de Cu pórfido parecen similares, la geología es relativamente compleja y varía dentro del mismo cuerpo del mineral. El contenido de arcillas como la caolinita, clinocloro y muscovita en alrededor del 10 % como indica la Tabla 3.3 dificulta y reduce la facilidad de molienda y flotación del mineral así como la eficiencia del proceso debido a la alta viscosidad que causa las arcillas en la pulpa (Bulatovic, 2007, p. 6, 247).

Tabla 3.3. Resultados del análisis mineralógico por Difracción de rayos X de la muestra de Cabeza

Mineral	Formula	Alimentación
Cuarzo	SiO_2	35 %
Orthoclasa	KAlSi_3O_8	18 %
Grupo plagioclasas (albita, andesita, anortita)	$(\text{Na,Ca})\text{Al}(\text{Si,Al})\text{Si}_2\text{O}_8$	24 %
Muscovita	$\text{KAl}_2(\text{AlSi}_3\text{O}_{10})(\text{OH})_2$	4 %
Caolinita	$\text{Al}_2(\text{Si}_2\text{O}_5)(\text{OH})_4$	3 %
Calcita	CaCO_3	3 %
Anhidrita	CaSO_4	8 %
Clinocloro	$(\text{Mg,Fe})_5\text{Al}(\text{Si,Al})_4\text{O}_{10}(\text{OH})_8$	4 %
Pirita	FeS_2	1 %

Límite detección del equipo D8ADVANCE=1 %

La Tabla 3.3 indica también la presencia de anhidrita en un valor de 8 % y cuando esta se expone al agua, la absorbe y se transforma en yeso ($\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$), pero que es depresado por acción del ácido tánico (Cyanamid, 1976, p. 90).

3.1.4. ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO Y GRANULOQUÍMICO

Después de la molienda del mineral base de estudio durante 30 min al 62,5 % de sólidos, se determinó la distribución granulométrica mediante los pesos de las diversas fracciones retenidas en las pantalla de los diferentes tamices cuyos

datos se aprecia en la Tabla 3.4 y su procedimiento se encuentra en la sección 2.1.6 según lo sugerido por (Cytec, 2002, p. 67).

Tabla 3.4. Análisis granulométrico del mineral, después de 30 min de molienda

Malla	Abertura (μm)	Peso Retenido (%)	Peso Retenido acumulada (%)	Peso Pasado Acumulado (%)
+60	250	1	1,00	99,00
+80	180	2,74	3,74	96,26
+100	147	4,69	8,43	91,57
+150	104	8,62	17,05	82,95
+200	74	12,71	29,77	70,25
-200	<74	70,23	100,00	0,00

Los valores de la tabla 3.4 fueron utilizados para construir el gráfico representado en la figura 3.2 en la cual, en el eje de las abscisas se representa el tamaño de partícula a escala logarítmica y en el eje de las ordenadas el porcentaje de pasado acumulado, que facilitó la obtención de un d_{80} de 99 μm .

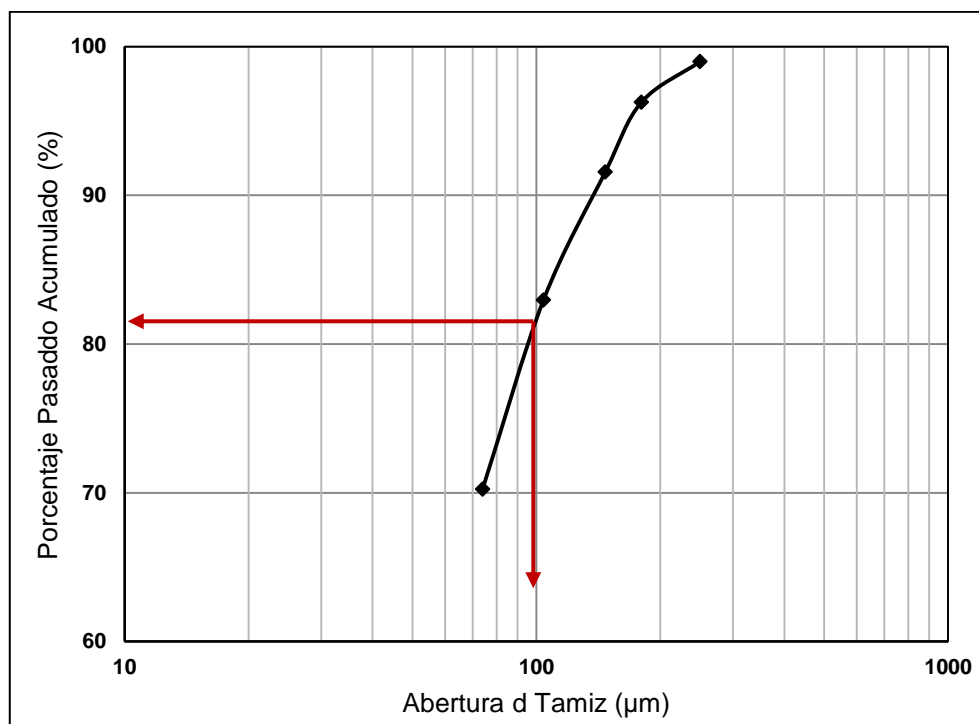


Figura 3.2. Distribución granulométrica del mineral, después de 30 min de molienda

El d_{80} obtenido en este ensayo; en el cual, la tercera parte es cuarzo, es parecido al $d_{80}=100 \mu\text{m}$ del material de la zona minera de Pacto bajo las mismas condiciones de molienda y el cual tiene una cantidad de cuarzo de alrededor del 90 %. Si los sulfuros están acompañados de cuarzo, el cual tiene mayor dureza, en este caso, la molienda se puede guiar por la liberación de sulfuros sin que presente problemas serios con la ganga, pero si están con silicatos secundarios en gran mayoría, se produce una cantidad de lamas que perjudican los procesos flotación (Miranda, 2007, p. 54; Sutulov, 1963, p. 117).

El tamaño óptimo de liberación puede ser estimado desde su análisis granulométrico, por medio del análisis químico de las fracciones retenidas en cada una de las mallas (Cytec, 2002, p. 67). La Tabla 3.5., muestra el comportamiento de la recuperación y el contenido de Au, Ag, Cu y Fe en cada una de ellas, después de 30 min de molienda.

Tabla 3.5. Concentración y recuperación de Au, Ag, Fe y Cu en las fracciones retenidas en cada una de las mallas, después de 30 min de molienda del mineral de Mirador

Malla	Fracción (%)	Au		Ag		Cu		Fe	
		Recup (%)	Ley (g/t)	Recup (%)	Ley (g/t)	Recup (%)	Ley (%)	Recup (%)	Ley (%)
+60	1,00	0,50	0,15	1,39	16,00	0,55	0,28	0,75	0,95
+80	2,74	0,37	0,04	2,14	8,99	0,97	0,18	1,53	0,71
+100	4,69	2,52	0,16	5,82	14,28	1,67	0,18	2,83	0,77
+150	8,62	5,79	0,20	2,56	3,42	4,31	0,25	6,90	1,01
+200	12,71	15,36	0,36	9,57	8,67	9,68	0,39	13,10	1,31
-200	70,23	75,45	0,32	78,52	12,87	82,83	0,60	75,89	1,35
Alim. Recal.	100,00	100,00	0,28	100,00	10,68	100,00	0,51	100,00	1,26

*Recup.= Recuperación

Con los datos de recuperación de Au, Ag, Fe, Cu de la Tabla 3.5, se construye un gráfico de barras, el cual es mostrado en la figura 3.3., en el que se aprecia que la mayor recuperación de Au, Cu y Fe en alrededor del 95 % y la recuperación de Ag en 90 %, están a una granulometría menor a $147 \mu\text{m}$.

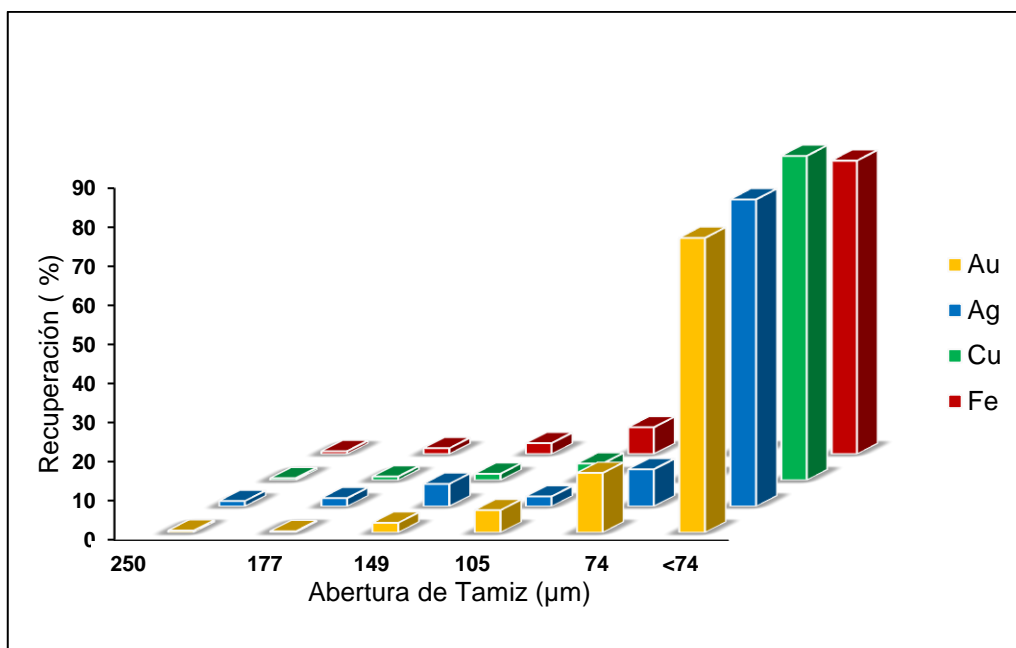


Figura 3.3. Recuperación de Au, Ag, Cu y Fe en las diferentes mallas, después de someter el mineral de Cónдор Mirador a una molienda de 30 min

No siempre una buena recuperación significa una buena liberación, por eso la figura 3.4 muestra el contenido de Au depositado en cada tamiz y se observa que a partir del mineral con tamaño de partícula menor a 105 μm, aumenta el contenido de Au, siendo mayor a tamaños más pequeños de partícula.

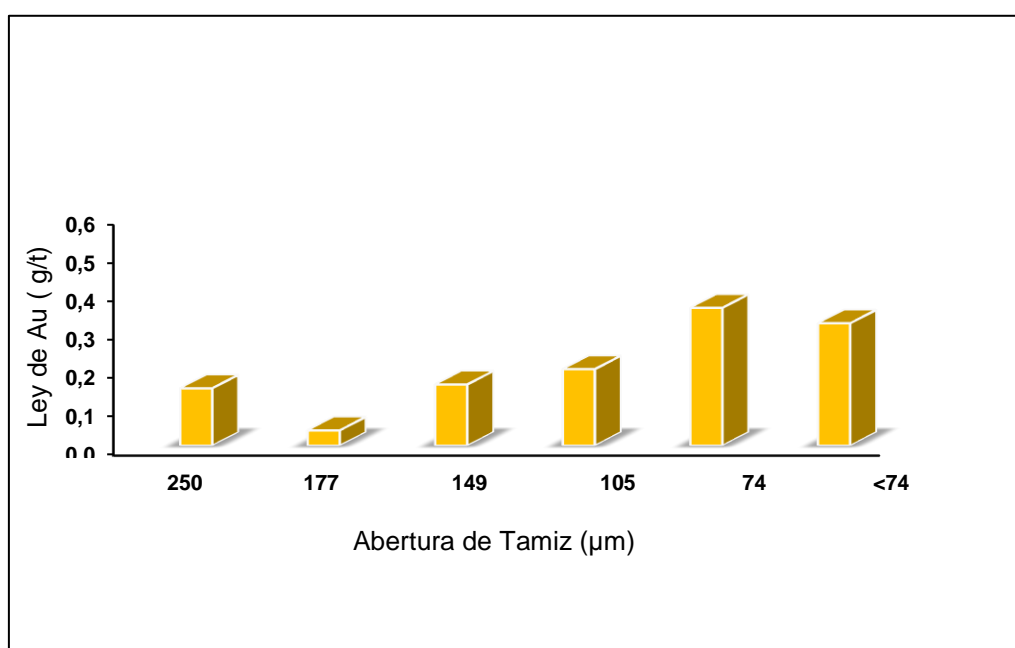


Figura 3.4. Contenido de Au en (g/t) del mineral retenido en las diferentes mallas, después de someter el mineral de Cónдор Mirador a una molienda de 30 min

Sobre el 80 % del Au encontrado en minerales de Cu-Au es metálico con variable porte y asociación con elementos de transición tales como la Ag (Au-Ag aleación). La distribución de Au en un mineral juega un importante rol en la selección del proceso de flotación que puede ser aplicado en su recuperación. Usualmente el Au está contenido en bajas concentraciones, como diminutas partículas (Bulatovic, 2007, p. 253).

Las propiedades de flotación del Au elemental y de la aleación Au-Ag depende fuertemente de la deformación y forma final de las partículas después de la molienda primaria y la remolienda, debido a su alta densidad, las partículas de Au pueden formar plaquetas que son difíciles para flotar. Pequeñas partículas menores a 20 μm son fácilmente recuperadas por flotación.

Cabe destacar que las superficies de las partículas de Au, puede llegar a cubrirse con compuestos precipitados de Fe u otros metales pesados; ojo, naturalmente o durante la molienda; la flotación de esas partículas recubiertas, aún con alta dosis de reactivos colectores, es débil y errática (Bulatovic, 2007, p. 253).

En el caso de la Ag, el contenido en cada fracción tiene un comportamiento desordenado, que no sigue ninguna tendencia a diferencia del Au que tiende a concentrarse a tamaños más pequeños, lo que indica que no necesariamente toda la Ag presente en el mineral está asociada al Au.

En la figura 3.5, se aprecia el contenido de Ag en las diferentes mallas e indica que a mayor tamaño de partícula, tienen las más altas concentraciones de Ag. Siendo el cuarzo un mineral que posee alta dureza, este es el que se encuentra mayoritariamente en tamaños más grandes y por tanto implica que una buena cantidad de Ag está asociada a él, cabe notar que existe otra cantidad de Ag totalmente formando parte de los sulfuros y acompañando al Au. La Ag es un componente de la mayoría de los sulfuros, al menos en niveles de concentración de partes por millón (Habashi, 1997, p. 1221).

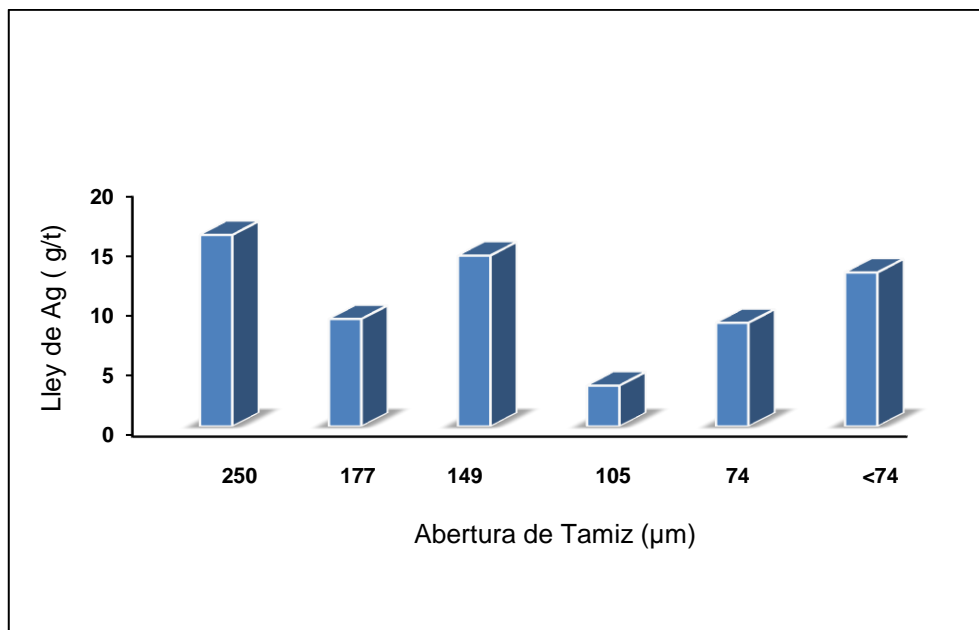


Figura 3.5. Contenido de Ag en (g/t) del mineral retenido en las diferentes mallas, después de someter el mineral de Cónдор Mirador a una molienda de 30 min

La calcopirita presente en el mineral, tiende a estar en tamaños más pequeños, luego de la molienda, ya que posee menor dureza que la pirita. En la figura 3.6 se observa el contenido de Cu y Fe en las distintas fracciones, donde se observa que empieza a aumentar a tamaños menores a 105 μm .

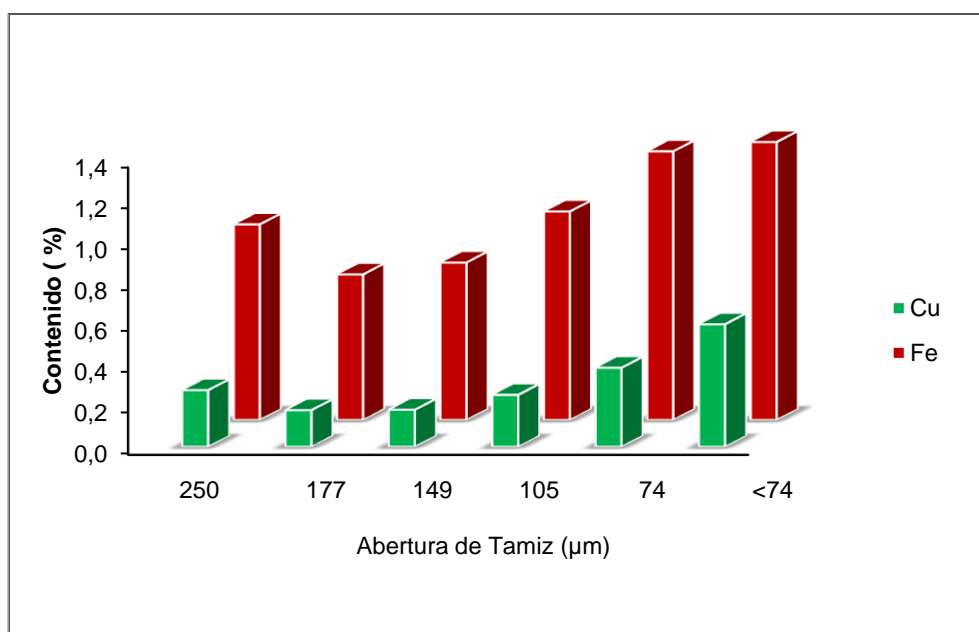


Figura 3.6. Contenido de Cu y Fe en (%) del mineral retenido en las diferentes mallas, después de someter el mineral de Cónдор Mirador a una molienda de 30 min

“Una práctica común de las plantas, es moler tan grueso como sea posible sin sacrificar la recuperación de desbaste; el concentrado de desbaste entonces requiere remolienda para una adecuada liberación del mineral antes de la flotación de limpieza” (Cytec, 2002, p. 68).

Según Davenport (2002) la liberación de los granos minerales entre sí requería molienda de alrededor 100 μm , mientras que la formación de lamas que son adversas al proceso, es cuando se forman partículas menores de 10 μm (p. 33)

3.2. EVALUACIÓN DE LA INFLUENCIA DE LAS VARIABLES DE FLOTACIÓN: TIEMPO DE MOLIENDA, CONCENTRACIÓN DE REACTIVOS Y TIEMPO DE COLECCIÓN SOBRE LA OBTENCIÓN DE UN CONCENTRADO COLECTIVO DE SULFUROS Y METALES PRECIOSOS

En esta parte del proyecto se evalúa la influencia y las mejores condiciones de las variables de flotación para obtener un concentrado colectivo de todos los sulfuros y metales preciosos.

Debido a que la flotación es considerada un arte antes que una ciencia, experiencia e intuición juegan un importante rol en la evaluación de los procesos de flotación, además se debe tener muy en claro que dos yacimientos no son iguales y además existen variaciones dentro de un misma mina que son consideradas comunes (Sutulov, 1963, p. 113; Cytec, 2002, p. 65).

Ante lo mencionado anteriormente, en las pruebas preliminares realizadas para observar el comportamiento del mineral en los procesos de flotación; como primer punto se considera la realización de una flotación colectiva del mineral, con una molienda previa de 30 min, para esta prueba se utiliza amil xantato de potasio (kax) que es un reactivo colector no selectivo de sulfuros en una concentración de

150 g/t y con ausencia de reactivos modificadores que pudieran causar la depresión de sulfuros de Fe y donde una fuerte recuperación de todos los sulfuros se desea y ditiófosfato (aerofloat 208) que es un reactivo selectivo colector de sulfuros de Cu, Au y Ag en una concentración de 30 g/t. El aerofloat 208 ha tenido su más grande aplicación en la flotación de Ag y Au fino metálico que ha sido liberado por sulfuros o por la ganga y cuando el Au no está totalmente liberado y está parcialmente asociado con sulfuros y ganga, una combinación de aerofloat y amil xantato es usada, la concentración de reactivos para esta prueba, fueron sugeridos por la literatura (Cyanamid, 1976, p. 5, 6, 86; Cytex, 2002, p. 12).

El ensayo es realizado a una alcalinidad neutra y según el procedimiento de la sección 2.2.1 y se obtiene los resultados expresados en la Tabla 3.6 y los detalles del ensayo se encuentran en el ANEXO II.

Tabla 3.6. Resultados de flotación colectiva a partir del mineral de cabeza con una molienda de 30 min

RESULTADOS	Peso (gr)	Peso (%)	Contenidos				Reparticiones			
			g/t		%		(%)			
			Au	Ag	Cu	Fe	Au	Ag	Cu	Fe
CA 1	231,30	11,75	0,87	11,18	3,82	9,27	62,13	16,10	89,12	66,69
R 1	1737,20	88,25	0,07	7,76	0,06	0,62	37,87	83,90	10,88	33,31
Al. recalculada	1968,50	100,00	0,16	8,16	0,5	1,63	100,00	100,00	100,00	100,00

En esta primera prueba, se obtuvo una recuperación de Cu de 89,12 % y de Fe 66,69 %, mientras que en la recuperación de Au es del 62,13 % y de la Ag es bajo alrededor del 16 %, este último valor guarda relación con los datos de la Tabla 3.5 en que se puede comparar con los análisis químicos de las fracciones retenidas en cada tamiz y se verifica que la Ag no tiene una tendencia de concentrarse en alguna malla o asociarse con algún tamaño de partícula.

En la figura 3.7 se aprecia la diferencia existente al inicio de la flotación, cuando empieza a emerger la espuma mineralizada y después. Al ser retirado el mineral

valioso y va quedando un material claro en la celda, el cual es rico en cuarzo y demás minerales de ganga.

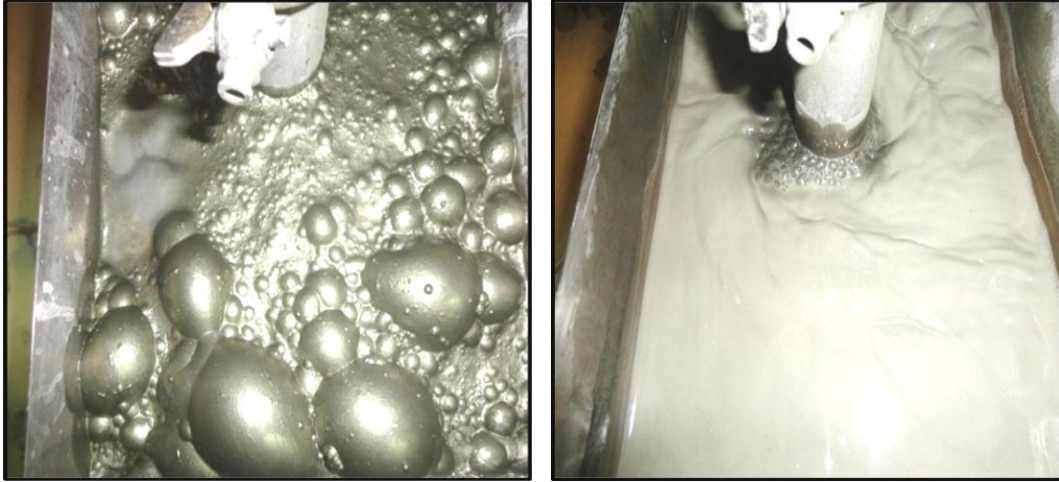


Figura 3.7. Formación de la espuma mineralizada en la celda Denver

En lado izquierda de la figura 3.7 se presenta el mineral antes del desbaste y al lado derecho, el mineral después del desbaste, donde aún se pueden apreciar pequeñas trazas de sulfuro alrededor del eje en la celda, cuya recuperación implicaría un aumento de ganga en el concentrado, lo cual disminuye la concentración de los minerales deseados.

Seguido de este ensayo de flotación colectiva de todos los sulfuros, se realizó una prueba de flotación selectiva, para analizar el comportamiento de la recuperación y contenido de Au, Ag, Cu y Fe en el mineral después de una molienda de 30 min. En este ensayo se usó aerofloat (208) en una dosis de 30 g/t como único colector de desbaste y como colector de colección de todos los sulfuros el amil xantato de potasio en una dosis de 50 g/t a una alcalinidad de pulpa de 9, cuyos resultados de la flotación se exponen en la Tabla 3.7 y los detalles del ensayo en el ANEXO II, según el procedimiento detallado en la sección 2.2.2.

Tabla 3.7. Resultados de flotación selectiva, a partir del mineral de cabeza con una molienda de 30 min

RESULTADOS	Peso (gr)	Peso (%)	Contenidos				Reparticiones			
			g/t		%		(%)			
			Au	Ag	Cu	Fe	Au	Ag	Cu	Fe
CA3	55,00	2,76	3,41	2,88	6,85	7,64	37,87	0,87	42,88	15,29
CB3	98,60	4,95	1,46	10,81	3,62	17,71	28,73	5,87	40,66	50,45
CA3+CB3	153,60	7,71	2,17	7,97	4,78	14,81	66,60	6,70	83,54	65,74
R3	1 838,7	92,29	0,09	9,27	0,08	0,64	33,44	93,30	16,46	34,26
Al. recalculada	1 992,30	100	0,25	9,17	0,44	1,74	100,00	100,00	100,00	100,00

Al comparar los resultados de la prueba selectiva mostrados en la Tabla 3.7 con los datos de la prueba colectiva que se encuentran en la Tabla 3.6, una de las diferencias más notorias que existe, es el aumento de la concentración de Au en el desbaste, notándose la acción del aerofloat (208) como colector selectivo del Au y calcopirita (CuFeS_2). El Au recuperado en este desbaste es fino y acompaña a los sulfuros, que por ser de menor dureza, se trituran a tamaños más pequeños que los minerales de ganga, por otro lado, la recuperación de Au en cambio es baja y al sumarle al Au recuperado en la colección como indica la Tabla 3.7 resulta en un valor equivalente a la cantidad total de Au que se recuperó en la prueba colectiva realizada, cuyos valores se encuentran en la Tabla 3.6. Como comentario, se advierte que el aerofloat es un colector muy selectivo con el Au y calcopirita, pero al tener cadenas cortas en su estructura en la parte no polar con respecto al kax, lo convierte en un reactivo con un comportamiento débil para levantar hacia la superficie espumosa partículas grandes de minerales que contienen Au y Cu no liberados, por eso se usa el kax que es un colector más fuerte para recuperar mineral valioso incrustado en la ganga, de la cual le faltó liberarse.

El aerofloat no tiene efecto imperativo sobre la Ag como reactivo colector, a no ser sobre la Ag que está acompañando al Au, una mejor recuperación de Ag se consigue en la etapa de colección por existir aquí trazas de cuarzo, la mayor cantidad de esta se fijó en el relave, pero al igual a la experiencia anterior, una

gran cantidad de Ag se puede considerar ligada al cuarzo. Según Cyanamid (1976) la cal tiene un efecto depresor sobre el Au y un poco sobre los sulfuros de Ag (p. 83).

En lo que se refiere al Fe, en el desbaste, su recuperación bajó debido al efecto que tiene los iones oxidrilos y calcio como depresante de la pirita y tomando en cuenta que el ditiofosfato es reactivo selectivo de la calcopirita y el Au, en la etapa de colección existe una mejora en la recuperación de pirita, debido al efecto colector que tiene el kax sobre ella y a la disminución de la alcalinidad del ensayo, ya que se pierde reactivos y agua durante la etapa de desbaste.

En esta prueba de flotación selectiva, se aprecia que la recuperación en el desbaste de Cu, Fe, Au y Ag está por debajo del 50 % y si unimos el concentrado de desbaste con el de colección de la flotación batch, aun así las recuperaciones son bajas. En este desbaste a pH 9 y con aerofloat (208) como único reactivo colector y que a la vez es selectivo, solo debería flotar la calcopirita (Davenport, 2002, p. 45) pero la poca recuperación se debe a que siendo el aerofloat(208) un colector selectivo pero débil para la calcopirita a pH básico, debe ser usado en cantidades mayores que los xantatos y si se desea mejorar el rendimiento del proceso, el tamaño del mineral debe ser reducido con el fin de que la fuerza del aerofloat pueda levantar a través de la pulpa hacia la espuma a las partículas de calcopirita (Sutulov, 1963, p. 76).

3.2.1. VARACIÓN DEL TIEMPO DE MOLIENDA (FLOTACIÓN COLECTIVA)

La primera variable que se analiza, es el tiempo de molienda, siendo unos de los procesos más costosos en la industria minera, se debe efectivizar el proceso, moliendo lo más grueso como sea posible sin sacrificar la recuperación de los minerales de interés, ya que en esta primera etapa de flotación colectiva, el objetivo es obtener la mayor recuperación de sulfuros y metales preciosos y dejar la individualización de los minerales de interés para etapas posteriores de afinamiento.

Un simple cambio en el tiempo de molienda, cambia la granulometría y liberación de la alimentación a la flotación y además determina el contacto del mineral con el agua (Cytec, 2002, p. 67; Sutulov, 1963, p. 323).

En la Tabla 3.8 se observa los resultados de las de recuperaciones y contenidos de los diferentes metales de interés al variar el tiempo de molienda según el procedimiento de la sección 2.2.3.1 y se observa que la mayor recuperación de Cu y Au es obtenida a los 30 min en los valores de 85,06 y 81,33 % respectivamente, en lo que se refiere a la Ag, en los tres tiempos de molienda la recuperación permanece constante e igual a 20 %, las condiciones en las que se realizaron las flotaciones a los diferentes tiempos de molienda, están especificados en el ANEXO II

Tabla 3.8. Recuperación y Contenido de Cu, Fe, Au y Ag al variar el tiempo de molienda en la flotación colectiva

Tiempo (min)	Contenido				Recuperación de desbaste			
	g/t		%		%			
	Au	Ag	Cu	Fe	Au	Ag	Cu	Fe
20	2,04	20,01	5,56	13,15	69,71	19,13	86,48	63,15
30	4,46	19,74	5,92	13,18	81,33	20,56	85,06	59,29
40	3,57	18,11	5,93	13,96	79,33	19,91	88,84	62,74

Al representar los datos de la Tabla 3.8 en el gráfico de la figura 3.8., se encuentra que entre los tiempos molienda programados para los diferentes ensayos de flotación, no existe una gran diferencia en las recuperaciones de Cu y Fe, mientras en lo referente al Au, se aprecia un incremento en la recuperación del 10% al aumentar el tiempo de molienda de 20 a 30 min, lográndose obtener un 81,33% de recuperación de Au, valor que se mantiene constante después de 40 min de permanencia del mineral en el molino de bolas.

La Ag, mantiene su recuperación en un valor constante del 20 % en los tres tiempo de molienda; si esta, estuviera mayoritariamente en estado nativo, fuera altamente flotable con los mismos reactivos que se flotan los sulfuros (Sutulov, 1963, p.249).

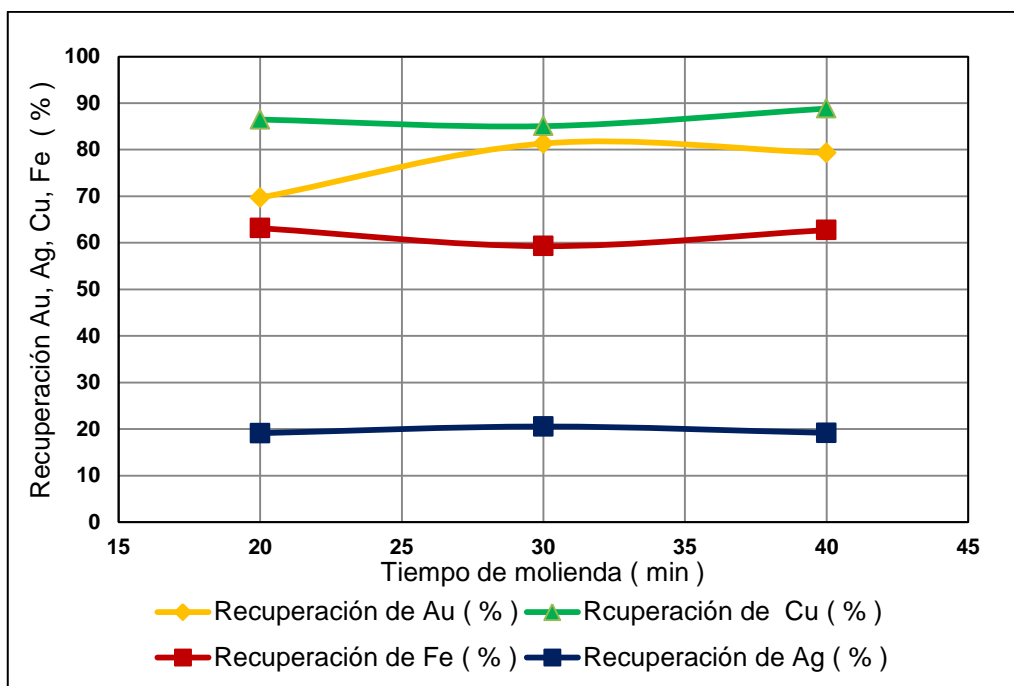


Figura 3.8. Recuperación de Cu, Fe, Au y Ag al variar el tiempo de molienda en la flotación colectiva

En la figura 3.9, se ha graficado el contenido de Au y Ag, en función de los tres tiempos programados de molienda de 20, 30 y 40 min y se aprecia que la máxima ley de Au que se obtiene en el concentrado colectivo, es a los 30 min de molienda, que a la vez es el tiempo en el que se tiene la máxima recuperación.

En el caso de la Ag, el contenido permanece en 20 g/t en los tres tiempos de molienda y se comporta totalmente independiente a esta variable. Dependiendo del precio de la Ag, su extracción es económicamente rentable, si se procesa materiales que contienen mínimo 100 ppm de ella. Pero aún a muy bajos contenidos de Ag, esta puede ser recuperada en forma rentable desde los minerales de Cu después de la electrorefinación por restos de Ag que se quedan en el ánodo (Habashi, 1997, p.1122).

Hay que tomar en cuenta que según el ANEXO III en alrededor del 7 % en peso del mineral que entró a flotación pasa a desbaste, en el cual se recupera el 20 % de la Ag del total que ingreso a flotación con una concentración de 20 g/t, valor que se mantiene casi constante en los tres tiempos de molienda.

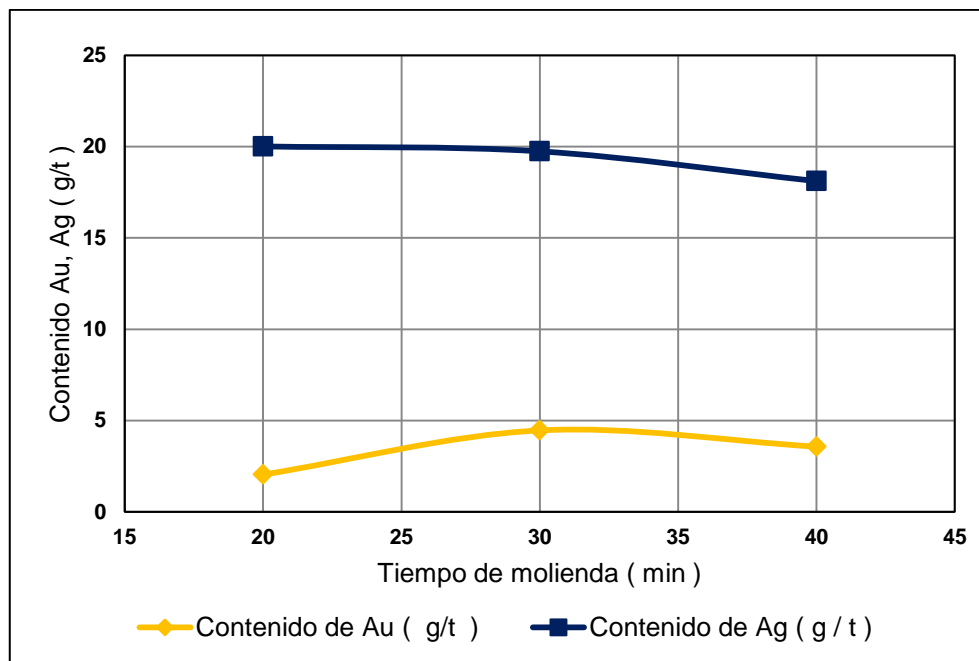


Figura 3.9. Contenido de Au y Ag con respecto al tiempo de molienda en la flotación colectiva

Generalmente, el Au que se encuentra a un tamaño de partículas menor a 210 μm , flota fácilmente con una adecuada mezcla de reactivos de flotación; cuando el tamaño del Au es mayor que 210 μm , se debe utilizar otros métodos de concentración de Au. En el caso de Ag, el uso de una mezcla adecuada de reactivos de flotación es utilizada si la concentración de ella está entre el 1 al 5 % en el mineral a ser flotado, la presencia de pirita dificulta la recuperación de Ag, por lo que el uso de xantato como colector fuerte de sulfuros perjudica su concentración (Cyanamid, 1979, p. 46, 48).

A los 40 min de molienda existe una pequeña reducción tanto en la ley como en la recuperación de Au y Ag, esto se puede explicar debido a que las propiedades de flotación de Au elemental y aleación Au-Ag; como se mencionó antes, depende fuertemente de la deformación y forma final de las partículas después de la molienda primaria y la remolienda, debido a su alta densidad, las partículas de Au pueden formar plaquetas que son difíciles para flotar. Pequeñas partículas menores a 20 μm son fácilmente recuperadas por flotación (Bulatovic, 2009, p. 275).

En la figura 3.10 se aprecia los comportamientos del contenido del Cu y Fe, los cuales se mantienen constantes en los tres tiempos de molienda. A los 40 min, existe un aumento en la concentración de Fe, debido a que la pirita, mineral huésped del Fe, tiene una dureza un poco más baja que el cuarzo y por eso demora más tiempo en reducirse de tamaño y tratar de liberarse de la ganga, lo cual es perjudicial en el proceso, en el que se persigue deprimir o eliminar a la pirita, es por esto que se fijó el tiempo de molienda en 30 min.

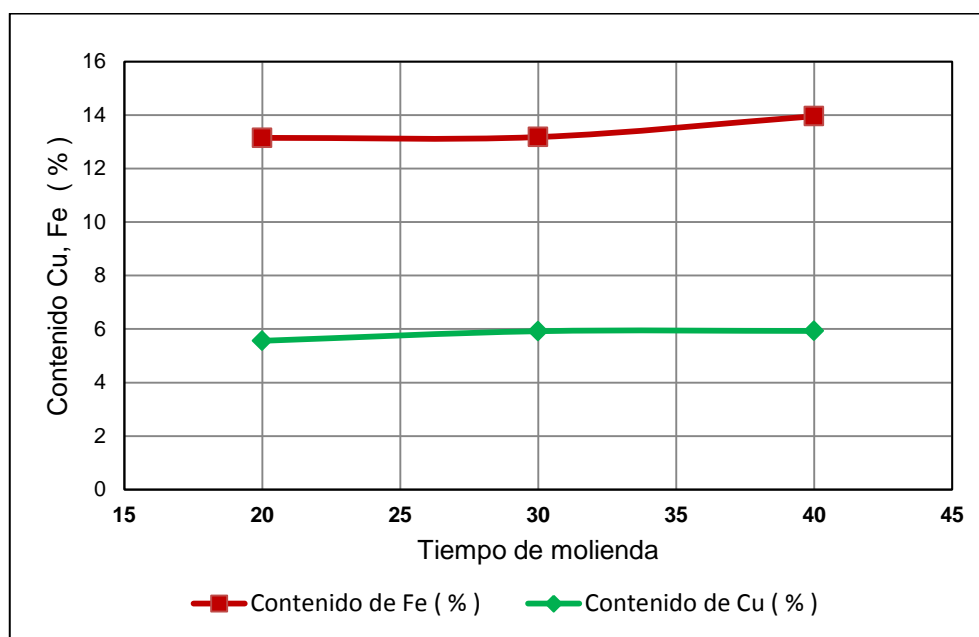


Figura 3.10. Contenido de Cu y Fe con respecto al tiempo de molienda en la flotación colectiva

Hay que tener en cuenta que el tiempo óptimo de molienda, en el cual se obtiene la mayor recuperación desde el punto de vista económico, no sólo depende de la facilidad de molienda del mineral, sino de su flotabilidad.

Algunos minerales pueden ser fácilmente flotados arriba de la talla de liberación de las partículas, con la única limitante que las burbujas físicamente no pueden levantar a las partículas de interés a la superficie y es por eso que el límite de tamaño superior es bajo los 300 μm y el limitante inferior para flotación, en que problemas de oxidación y otros efectos superficiales y perjudiciales del proceso en sí, ocurren en tamaños de alrededor de los 5 μm (Wills y Napier-Munn, 2007, p. 291).

3.2.2. CONCENTRACIÓN DE REACTIVOS DE FLOTACIÓN (FOTACIÓN COLECTIVA)

“Los reactivos de flotación son la variable más importante del proceso y se ha comprobado que los efectos favorables o desfavorables causadas por otras variables como: molienda, aireación y densidad de pulpa, nunca sobrepasan en importancia a una fórmula de reactivos” (Sutulov, 1963, p. 67).

3.2.2.1. Influencia de la concentración de amil xantato de Potasio (kax) en la flotación colectiva

Fijado el tiempo de molienda en 30 min, se realizó la flotación del mineral variando la concentración de kax en diferentes valores como indica la Tabla 3.9 y manteniendo fijas las demás variables que inciden en el proceso de flotación, según consta en el ANEXOS III y IV y el procedimiento mencionado en la sección 2.2.3.2.

Tabla 3.9. Recuperación y Contenido de Cu, Fe, Au y Ag al variar la concentración de kax en la flotación colectiva

kax (g/t)	Contenido				Recuperación de desbaste			
	g/t		%		%			
	Au	Ag	Cu	Fe	Au	Ag	Cu	Fe
15	1,90	53,86	6,24	14,68	64,17	31,18	77,41	58,90
25	1,07	22,99	5,56	12,76	66,91	21,73	83,45	63,30
50	4,46	19,74	5,92	13,96	81,33	20,56	85,06	59,28
75	1,04	19,58	3,99	9,10	79,04	19,61	83,40	64,51

*Kax=Amil Xantato de Potasio

Los ensayos de flotación con xantatos es necesario realizarlos en circuitos alcalinos o por lo menos neutros, pues en circuitos ácidos, empieza a actuar una fuerte hidrólisis sobre el colector. En los ensayos se definió trabajar a pH neutro, debido a que se requiere la máxima recuperación de sulfuros (Sutulov, 1963, p. 71).

Al realizar el gráfico de la figura 3.11 con base en los datos de la Tabla 3.9 se aprecia las tendencias de recuperación de Cu, Fe, Au, Ag al variar la concentración de kax, con respecto al Cu y Au se alcanza la más alta recuperación a una concentración de kax de 50 g/t, esto es debido a que el amil xantato de potasio es uno de los más poderoso y menos selectivo reactivos colectores de sulfuros y además flota el Au que no ha sido liberado y aún continua unido a partículas de sulfuro y que al aumentar la concentración de kax estas partículas flotan y por lo tanto el Au incrustado en ellas sube a la espuma mineralizada. Es importante notar que el 100% de Au puro metálico no es fácilmente adsorbido por ningún colector conocido, si el Au está en aleación incluso con una pequeña cantidad de Ag o Cu, la adsorción es significativamente mejorada (Cytec, 2002, p. 106).

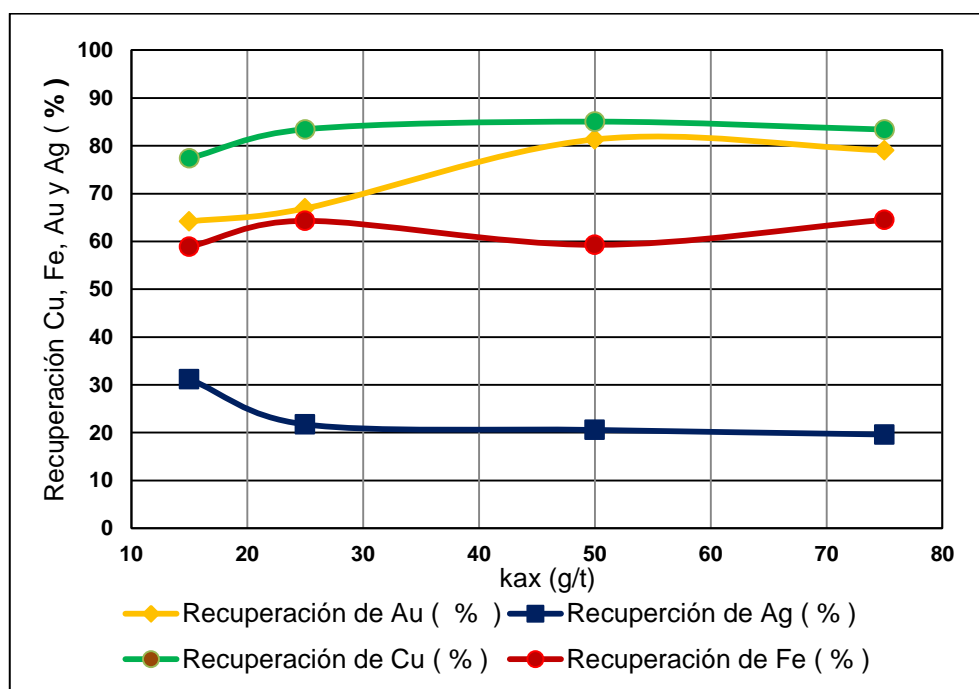


Figura 3.11. Recuperación de Cu, Fe, Au y Ag con respecto a la concentración de kax en la flotación colectiva

La recuperación de Ag como indica la figura 3.11 se mantiene constante en 20%, sin haber variación con el incremento de la concentración de kax e igual a la recuperación obtenida en las pruebas anteriores en las que se varió el tiempo de molienda, lo que indica que la Ag no se encuentra muy asociada a los sulfuros,

debido a que al aumentar la recuperación de pirita y calcopirita en la espuma mineralizada no hay un incremento en la recuperación de la Ag.

En el gráfico de la figura 3.12 se ilustra el contenido de Au y Ag en función de la concentración de kax, existiendo una tendencia de la ley Ag en mantenerse constante en un valor de 20 g/t, a pesar de que a la concentración de kax de 15 g/t, que es la más baja utilizada, existe un alto contenido de Ag, valor que no guarda ninguna relación lógica con las tendencias y se considera como un punto fuera de tendencia.

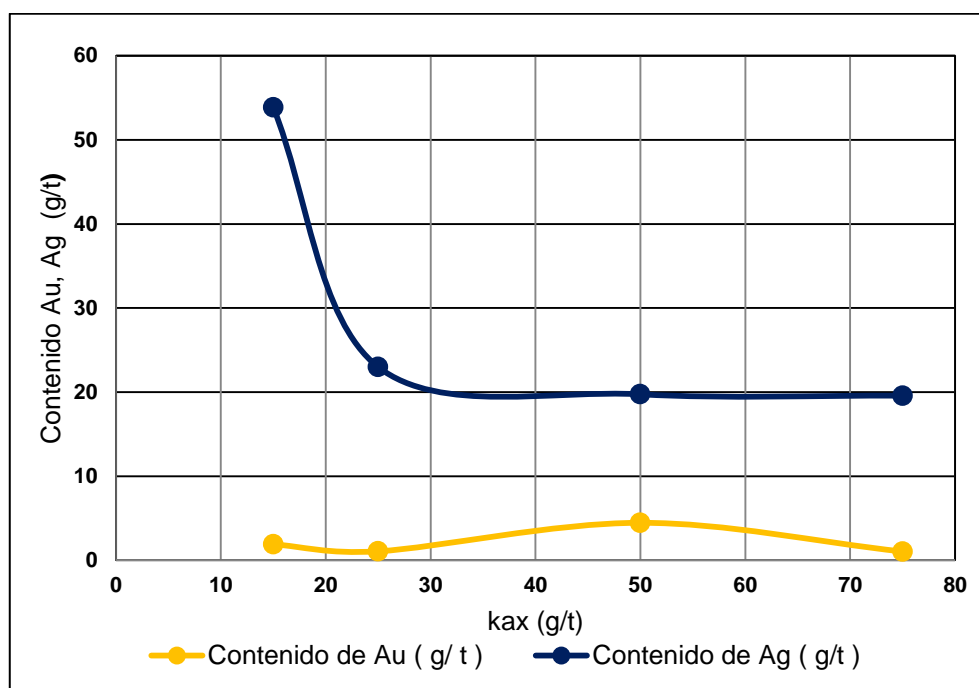


Figura 3.12. Contenido de Au y Ag con respecto a la concentración de kax en la flotación colectiva

En la figura 3.12 además se muestra que la ley de Au es máxima a la concentración de kax de 50 g/t, tomando en cuenta que este reactivo no es un colector selectivo de los metales preciosos, pero flota a partículas de Au que están asociadas a la pirita y debido al no existir reactivos depresores actuando sobre ella, es fácilmente flotada por el kax con el cual tiene gran afinidad y lo más importante en esta flotación, es la recuperación de todos los sulfuros, mientras que el enriquecimiento del concentrado se deja para las etapas de afino.

En la figura 3.13 muestra que el contenido de Cu y Fe disminuye al aumentar la concentración de kax, pero la recuperación del Cu y Fe permanece constante incluso a valores de kax de 75 g/t, lo que implica que material de ganga ha flotado y es lo que causa la baja en el contenido de los minerales de interés huéspedes de Cu y Fe respectivamente.

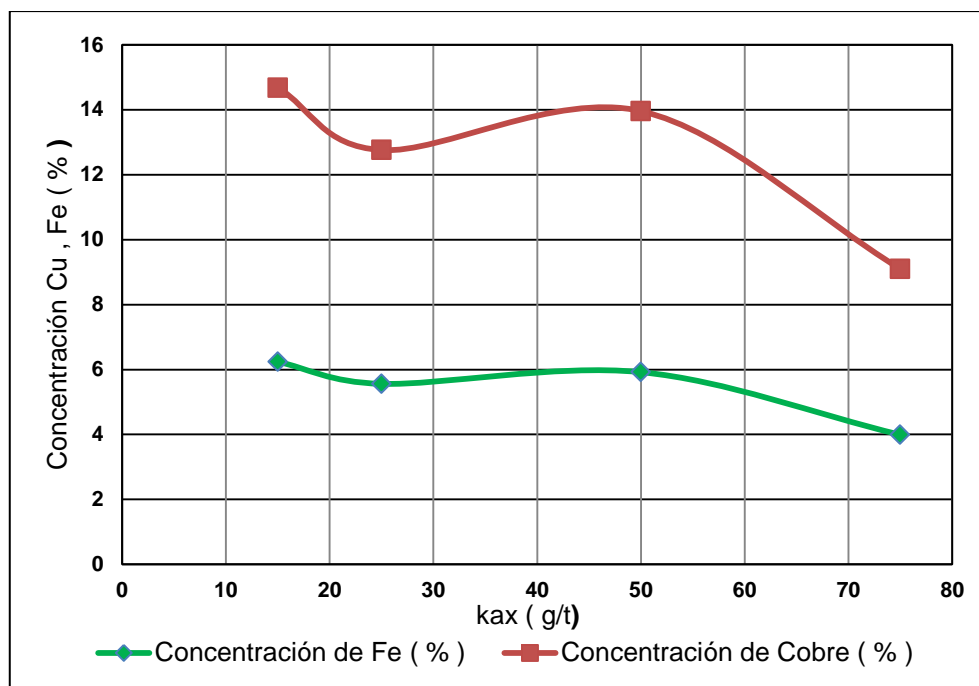


Figura 3.13. Contenido de Cu y Fe con respecto a la variación de la concentración kax en la flotación colectiva

3.2.2.2. Influencia de la concentración de aerofloat (208) en la flotación colectiva

Al fijar la concentración de kax en 50 g/t al realizar las pruebas anteriores de la sección 3.2.3.1, valor en el cual se tiene el mejor rendimiento tanto en recuperación como en concentración de Cu y a pesar que el kax es un reactivo con fuerte propiedades colectoras para muchos minerales sulfurosos, en la mayoría de plantas de tratamiento de minerales de Cu-Au pórfido, se usa varios tipos de xantatos como colector primario en combinación con ditiofosfatos, entre ellos el más utilizado es el aerofloat(208) como un segundo colector, esta combinación da satisfactorios resultados con respecto a la concentración y recuperación de Cu y Au, en comparación de si ellos actuaren solos. El aerofloat (208) es usado ampliamente como colector selectivo de minerales de Cu y es un

excelente colector para Au, Ag y Cu nativo (Bulatovic, 2007, p. 276; Cytec, 2002, p. 111; Cyanamid, 1976, p. 43).

Los resultados de los ensayos de flotación al variar la concentración de Aeroflot (208) bajo los parámetros de flotación fijados en los ANEXOS III y V según indica la metodología de la sección 2.2.3.2 son mostrados por la Tabla 3.10, los cuales indican que la mayor recuperación de Cu, Fe y Au se obtiene a la concentración de aerofloat de 45 g/t y en lo que se refiere a la Ag, la recuperación de esta se mantiene en alrededor del 20 %.

Tabla 3.10. Recuperación y contenido de Cu, Fe, Au y Ag al variar la concentración de Aerofloat (208) en la flotación colectiva

Aerofloat (g / t)	Contenido				Recuperación de desbaste			
	g/t		%		%			
	Au	Ag	Cu	Fe	Au	Ag	Cu	Fe
15	2,16	25,16	5,46	12,35	66,53	16,45	79,07	61,60
30	1,90	53,86	6,24	14,68	64,17	31,18	77,40	58,90
45	7,10	30,76	6,30	13,90	86,51	20,06	80,25	63,32
75	1,16	18,30	4,70	11,67	65,68	18,46	81,09	65,60

En la Tabla 3.10 muestra que a la concentración de aerofloat de 30 g/t se obtiene una alta ley y recuperación de Ag, la cual está fuera de la tendencia de los valores obtenidos en las diferentes flotaciones realizadas hasta aquí; se debe tener muy en cuenta como se mencionó antes que dos muestras del mismo yacimiento no son iguales y que las variaciones dentro de una mina son comunes, por lo que experiencia e intuición juegan un importante rol en la evaluación de los procesos de flotación (Cytec, 2002, p. 65).

En la figura 3.14 se presenta en forma gráfica las tendencias de las recuperaciones de Cu, Fe, Au y Ag con una visión más clara y muestra que al variar la concentración de Aerofloat (208) las recuperaciones de Cu y Fe presentan una tendencia a mantenerse casi constante a valores de concentración mayores que 45 g/t de ditiofosfato.

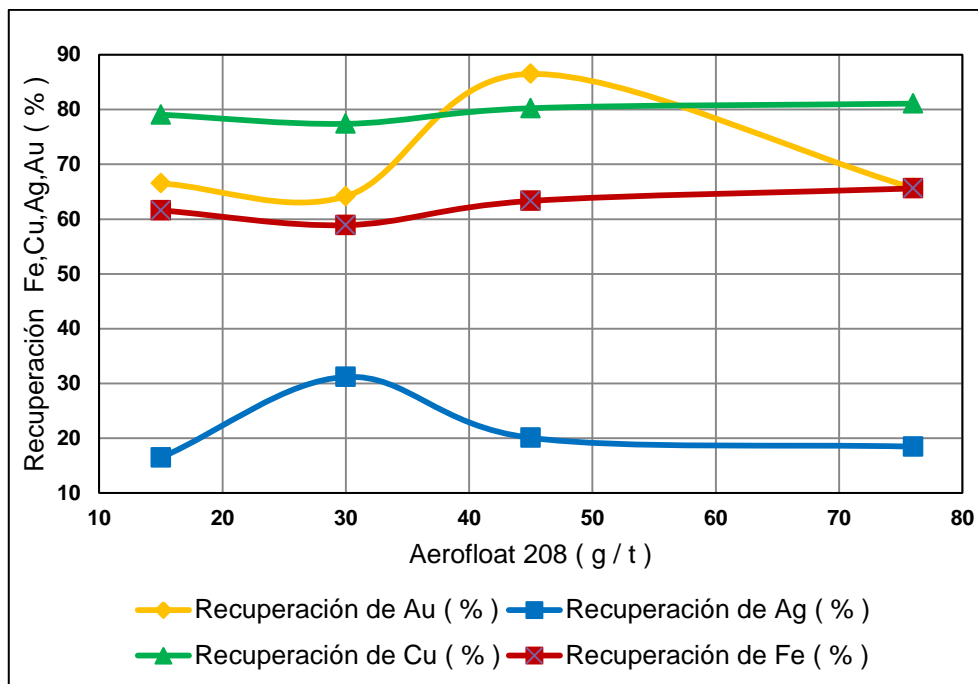


Figura 3.14. Recuperación de Cu, Fe, Au y Ag al variar concentración de Aerofloat (208) en la flotación colectiva

El uso del aerofloat (208) en las primeras flotaciones de desbaste colectivas de sulfuros, se debe a que son menos vulnerables a la hidrólisis que los xantatos y por lo tanto son más estables. La sensible acción colectora de estos reactivos como de los xantatos sobre la superficie del mineral es por reacción química o el resultado de la electroquímica oxidación del colector sobre la superficie de los minerales (Habashi, 1997, p.134, Sutulov, 1963, p.76).

La figura 3.15 indica el contenido de Au y Ag al variar la cantidad de aerofloat (208) y además muestra que este reactivo en la cantidad de 45 g/t proporciona la máxima ley y recuperación de estos metales preciosos. Esto indica la presencia de Au y Ag en forma nativa, que por acción del colector, han aumentado en el concentrado y considerando que las recuperaciones de Cu y Fe que son metales que están en relación directa con la pirita y calcopirita, se mantienen constantes y por lo tanto los metales preciosos no liberados incrustados en ellos.

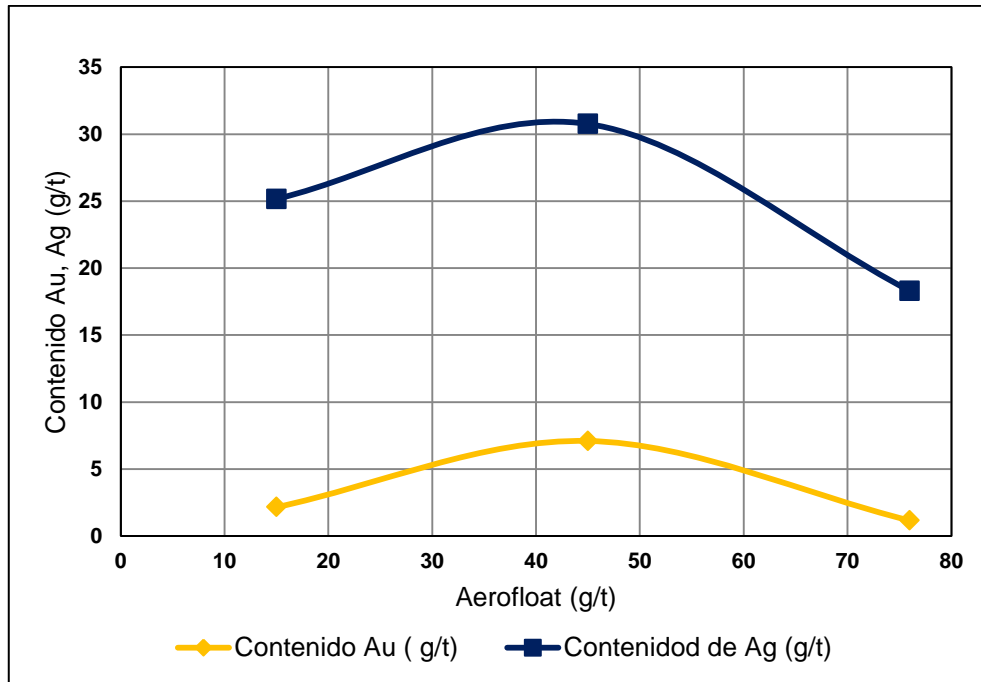


Figura 3.15. Contenido de Au y Au al variar concentración de Aerofloat (208) en la flotación colectiva

En la figura 3.16 muestra el contenido de Cu y Fe, que empieza a disminuir a medida que aumenta la concentración de Aeroflot (208).

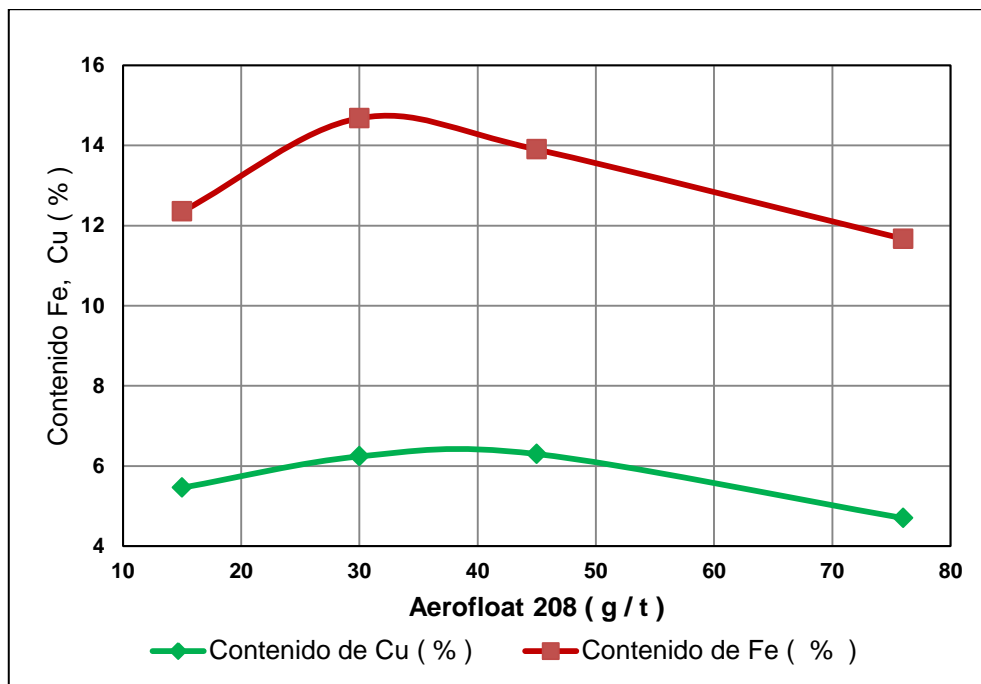


Figura 3.16. Contenido de Cu y Fe respecto a la variación del aerofloat (208) en la flotación colectiva

Esta disminución del contenido de Cu y Fe, está directamente relacionada a la proporción que debe existir entre los xantatos y ditiofosfatos que proporciona mejores condiciones para la recuperación y contenido de las especies valiosas.

La composición entre de xantatos y ditiofosfatos varia de mina a mina y es función de las características mineralógicas del material lo cual incide en la cinética de flotación y permite tener resultados satisfactorios especialmente en granos gruesos, mejorando la recuperación de los metales de interés (Bulatovic, 2007, p. 276; Cytec, 2002, p.130; Sutulov, 1963, p. 77).

3.2.2.3. Influencia de la concentración de Aceite de Pino como agente espumante en la flotación colectiva

Al fijar la concentración óptima de la mezcla entre kax y aerofloat (208) en concentraciones de 50 y 45 g/t respectivamente, ahora se prueba la variación de la concentración de aceite de pino, que es el reactivo espumante, en los valores de 14, 20 y 42 g/t, cuyos resultados obtenidos bajo los parámetros detallados en los ANEXOS V y VI se observa en la Tabla 3.11 según la metodología descrita en la sección 2.2.3.2.

Tabla 3.11. Recuperación y Contenido Cu, Fe, Au y Ag variar la concentración de Aceite de Pino

Espumante (g / t)	Contenido				Recuperación			
	g/t		%		%			
	Au	Ag	Cu	Fe	Au	Ag	Cu	Fe
14	1,16	19,21	5,17	15,57	61,08	8,93	77,24	65,24
20	7,10	30,76	6,30	13,90	86,51	20,06	80,25	63,32
42	1,17	18,99	4,29	13,29	69,32	21,36	78,78	65,40

Para una mejor interpretación de los resultados de recuperación de los diferentes metales de interés obtenidos en la Tabla 3.11, estos se representan en la figura 3.17, la cual indica que la recuperación de Cu y Au es máxima a la concentración de espumante de 20 g/t. En el caso de la Ag al variar la concentración del

espumante entre 14 y 20 g/t, se observa que la recuperación de esta se incrementó del 9 al 20%, esta último valor de recuperación de Ag se mantiene constante hasta al duplicarse la concentración de espumante de 20 a 42 g/t a diferencia del Cu y el Au que disminuyen su recuperación, debido a una posible interferencia del espumante sobre el trabajo del aerofloat(208) que es el reactivo colector selectivo de metales preciosos nativos y del Cu contenido en la calcopirita, mientras que la recuperación de Fe como parte de la pirita se mantiene constante, sin cambios durante las diferentes concentraciones de aceite de pino, evidenciándose la poca influencia que tiene el aceite de pino sobre el kax, principal colector de la pirita, la cual en forma general se encuentra a un tamaño mayor que la calcopirita por tener mayor dureza y necesita de un reactivo con cadenas más largas, o sea más fuerte, para poder transportar las partículas pesadas de pirita hacia la espuma mineralizada, aparte que el kax tiene mayor afinidad sobre la pirita.

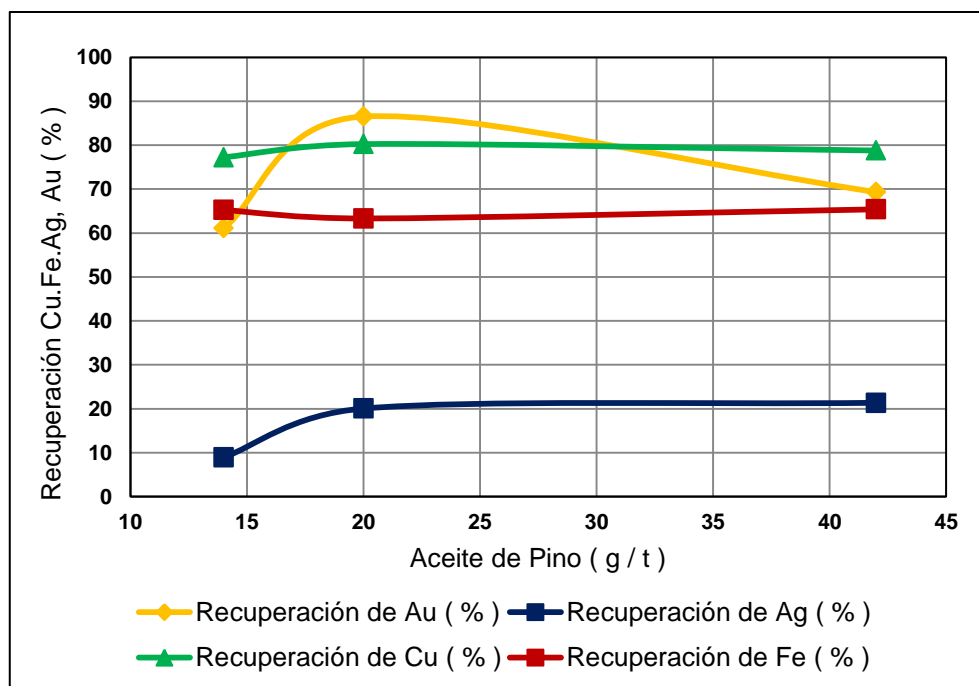


Figura 3.17. Recuperación de Cu, Fe, Au y Ag al variar la concentración del Aceite de Pino en la flotación colectiva

En la figura 3.18 se represente el contenido de Au y Ag cuyas leyes llegan a su valor máximo a la concentración de espumante de 20 g/t y a la vez es aquí donde se tiene la mayor recuperación de Au. Al incrementar el reactivo espumante a una

concentración de 42 g/t, se observa una disminución de la ley de Au como de la Ag por el aumento de ganga en el concentrado, la razón del incremento de no-sulfuros en la espuma mineralizada es debido al aumento de la capacidad de arrastre de la espuma por el aumento de reactivo (Castro y Álvarez, 1994, p. 354).

Los espumantes a menudo tienen propiedades de colector y viceversa, este carácter de funciones dobles dificulta el estudio de una fórmula de flotación, la pirita pertenece al grupo de los minerales altamente flotables y puede ser flotada en presencia del espumante, especialmente cuando hay una baja adsorción de oxígeno que mejora su flotabilidad. El pH influye en la estabilidad de la espuma y al incrementarse, mejora el poder de transporte de la espuma mineralizada para la mayoría de los minerales pórpidos de Cu, pero a la vez tiende a deprimir la pirita (Bulatovic, 2007, p. 243, 249; Sutulov, 1963, p. 69; Sarquis et al., 2007, p. 1).

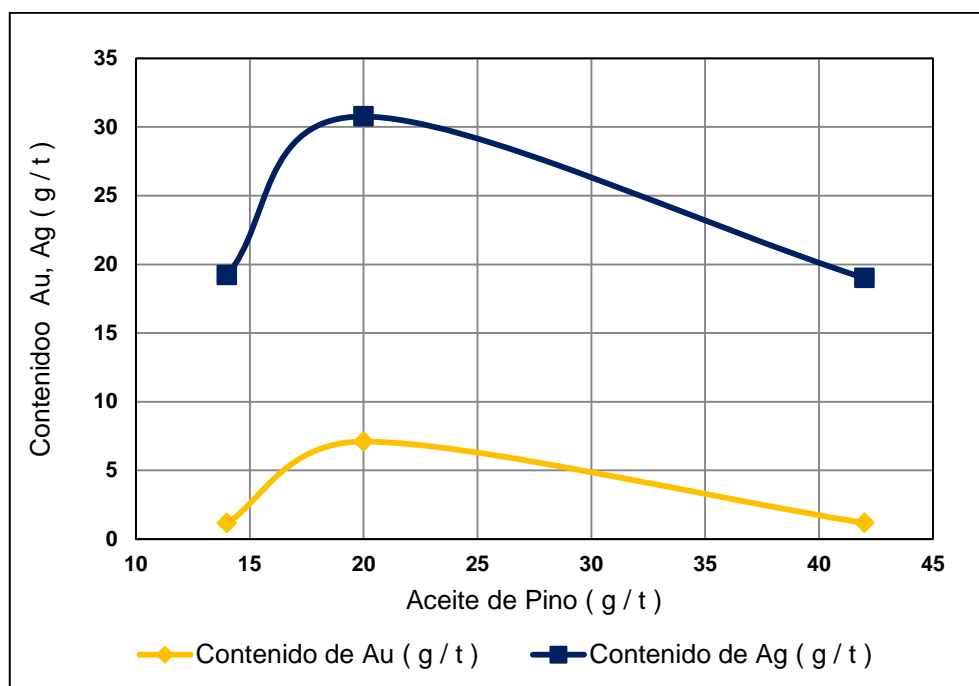


Figura 3.18. Contenido de Au y Ag con respecto a la variar la concentración del Aceite en la flotación colectiva

La figura 3.19 indica que el máximo contenido de Cu se obtiene a la concentración de aceite de pino de 20 g/t mientras que al aumentar el aceite de pino el contenido de Fe y Cu disminuye casi linealmente, pero manteniendo casi constante la recuperación, debido al incremento de la ganga en la espuma

mineralizada que se refleja en el aumento en casi el 20 % en peso del desbaste en relación al mineral que ingresa a flotación empleando el mismo tiempo de recolección.

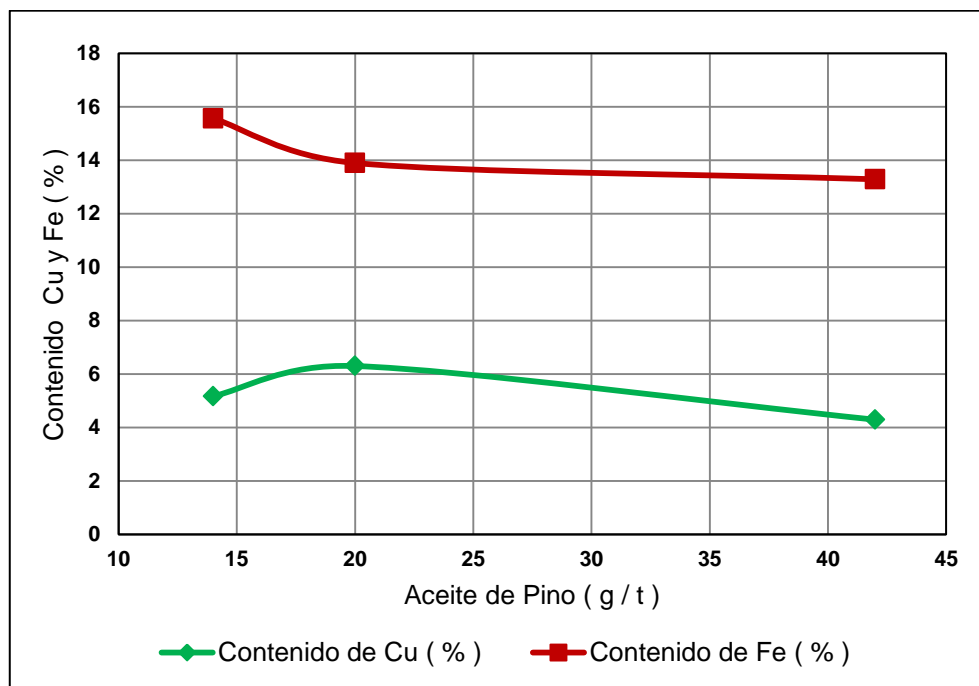


Figura 3.19. Contenido de Cu y Fe al variar la concentración de Aceite de Pino en la flotación colectiva

Con el aumento de la concentración de la sustancia espumante disminuye la tensión superficial de los líquidos creando la espuma, pero cuando hay un exceso de compuestos tenso activos en la capa superficial, disminuye su hidratación y por lo tanto su elasticidad. Así pues, el máximo de acción espumante se da en una determinada concentración de compuesto tenso-activo a lo que se llama espumabilidad. Hay que tener en cuenta que el aceite de pino es uno de los agentes espumantes que pese a tener la mayor tensión superficial, es el menos eficiente en la separación calcopirita/pirita (Hu et al., p. 249)

En las pruebas, no son importantes sólo los resultados metalúrgicos finales, sino también las observaciones directas de las espumas: si es normal, pesada, liviana, abundante, quebradiza, excesiva (Sutulov, 1963, p. 325).

En nuestro caso, la espuma producida por el aceite de pino es consistente, firme y además al ser recolectada, inmediatamente tiende a romperse, ya que una espuma quebradiza dificulta su remoción desde la celda de flotación (Bulatovic, 2007, p. 248).

Bulatovic (2007) sugiere el uso de Aceite Pino, MIBC y Dow 250 en una proporción 2:1:2 en donde el MIBC es un alcohol y el Dow 250 un glicol. Esta mezcla da mejores resultados en minerales pórfidos que contiene Caolín, cuarzo (p. 253)

3.2.3. TIEMPO DE FLOTACIÓN DEL CONCENTRADO COLECTIVO

Los resultados obtenidos al variar el tiempo de recolección de la espuma durante la flotación se encuentran en la Tabla 3.12 y cuyos ensayos de flotación están detallados en los ANEXOS V y VII y su proceso experimental se menciona en la sección 2.2.3.3 e indican que al incrementar el tiempo de recolección, incrementa la recuperación de los metales de interés pero al mismo tiempo disminuye sus respectivas concentraciones, conforme empieza a adherirse en mayor cantidad los minerales de ganga en el desbaste.

Tabla 3.12. Recuperación y concentración de Cu, Fe, Au y Ag al variar el tiempo de recolección del mineral

Tiempo recolección (min)	Contenido				Recuperación de desbaste			
	g/t		%		%			
	Au	Ag	Cu	Fe	Au	Ag	Cu	Fe
4	2,45	29,81	8,25	17,57	54,40	12,90	63,01	38,21
7	1,96	32,60	6,34	17,35	63,62	17,23	65,51	50,03
10	7,10	30,76	6,30	13,90	86,51	20,06	80,25	63,32

La figura 3.20 muestra que el incremento en la recuperación de los minerales de interés con el tiempo de recolección es además debido a la influencia de la máquina de flotación, que tiene como función fundamental, el introducir aire a la pulpa y además influye en la creación de la espuma mineralizada, esta al inicio

está formada por burbujas de mayor diámetro, sobrepoblada y en muchos casos contiene poca humedad por la interferencia de arcillas ya que según la Tabla 3.2 el material de estudio contiene entre el 3 y el 4 % de caolín y 8 % entre muscovita y clinocloro que tienen comportamiento de arcillas como se mencionó anteriormente, este fenómeno se produce sin importar el tipo de reactivo utilizado como se observa en la figura 3.21 izquierda (Bulatovic, 2007, p. 248; Sutulov, 1967, p. 147).

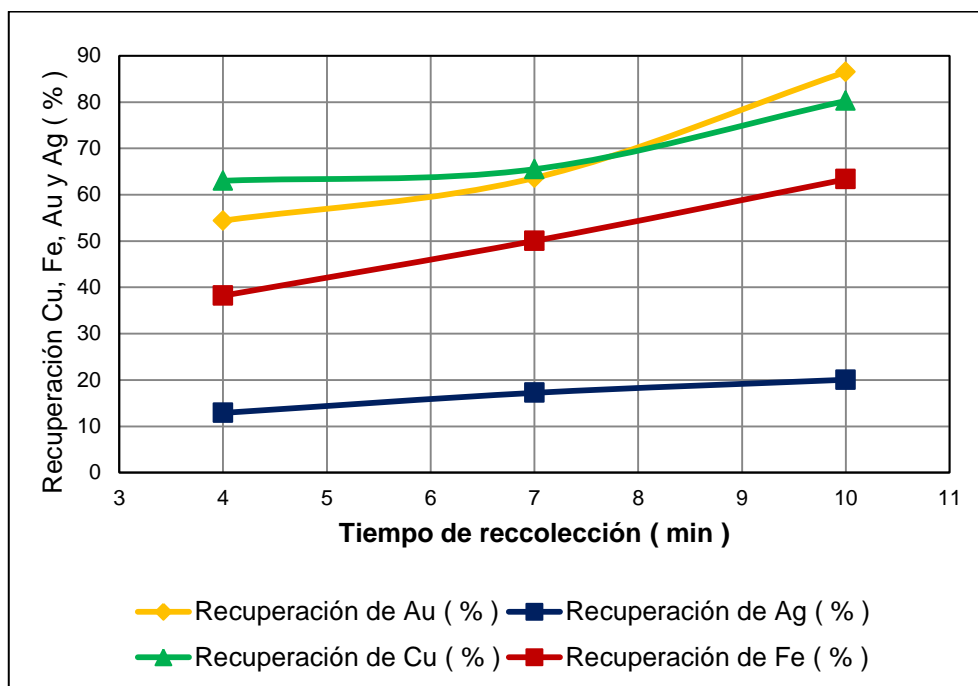


Figura 3.20. Recuperación de Cu, Fe, Au y Ag con respecto al tiempo de recolección en la flotación colectiva

Cuando la espuma inicial es removida, al corto tiempo se convierte en persistente de menor tamaño y uniforme, creando mayor superficie de arrastre hacia el desbaste como se observa en la figura 3.21 derecha y tiende a desbordarse por lo que toca disminuir la velocidad de giro del equipo, este caso es común durante la flotación de Cu en minerales del tipo pórfido que contienen arcilla (Bulatovic, 2007, p. 43).

Al estar el material más tiempo en la celda, aumenta su oxidación, la cual es necesaria para que el colector, en especial el ditiofostato, realice su trabajo, pero tomando en cuenta que el exceso de oxidación empezará a deprimir a la

calcopirita y al Au debido a oxidaciones fuertes y alteraciones que pueden tener en la superficie y peor aún si este se encuentra en tamaños ínfimos de alrededor ($5\ \mu\text{m}$), esto explica por qué las curvas de recuperación de Cu y Au aumentan su pendiente en la figura 3.20 al aumentar el tiempo de recolección de la espuma ya que de una u otra manera se extiende el tiempo de acondicionamiento de la pulpa en esta etapa al aumentar el tiempo de flotación.

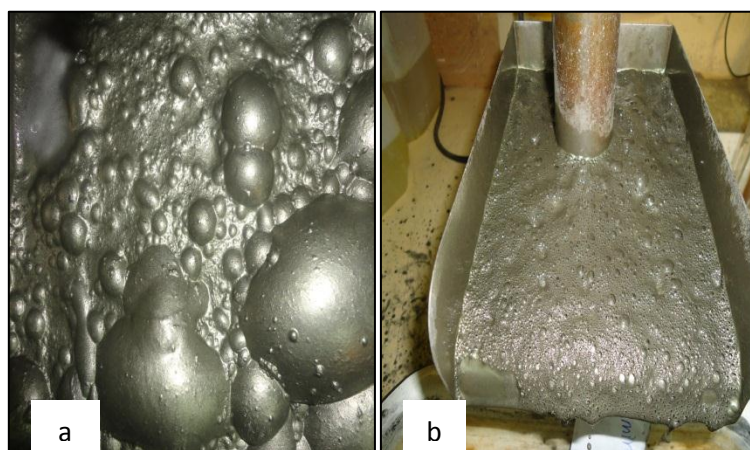


Figura 3.21. Formación de la espuma; a) al inicio burbujas de gran diámetro y b) al final se forma una espuma persistente de mayor arrastre

Según, Sutulov (1963) las flotaciones se efectúan hasta que desciende la altura de la espuma como se observa en la figura 3.7 lado derecho y empieza a adquirir un aspecto blanco debido a la presencia de minerales de cuarzo y ganga que son mayoritarios en el relave y puede durar esta operación entre 5 min para minerales muy flotables y 30 min para especies sumamente oxidadas (p. 324).

Cuando los sulfuros se oxidan, en especial la pirita que es fácilmente oxidable, en la superficie del mineral se forma hidróxido de hierro (III) el cual causa la hidratación y reduce la adsorción del colector (Bulatovic, 2007, p. 243).

En la figura 3.22 se observa que al incrementar el tiempo de flotación, se incrementa el contenido de Au mientras disminuye en cambio el contenido de Cu y Fe según lo que muestra la figura 3.23 lo que implica que existirá también Au asociado al cuarzo además del asociado a la pirita y calcopirita ya que el 80 % de este metal valioso encontrado en los minerales de Cu tiene porte variable y está

asociado generalmente con la Ag pero también se encuentra el Au como nativo en forma microscópica y a veces macroscópica. Este incremento de Au asociado a la ganga se debe también a la afloración mecánica de minerales de relave hacia el borde de la celda y a los minerales valioso y metales preciosos aún sin liberar, que pasa al desbaste llevando consigo materia incrustada no deseable; el contenido de ganga en el concentrado es directamente proporcional al contenido de ganga en la pulpa; como nuestro mineral es del tipo pórfido, la cantidad de sulfuros es baja pero con gran mayoría de cuarzo, silicatos y feldespatos (Bulatovic, 2007, p. 275; Lozada, 1991, p. 87; Wills y Napier-Munn, 2007, p. 290, 291).

Con respecto a la Ag, la figura 3.22 señala que al incrementar el tiempo de recolección del mineral, la ley de Ag se mantiene casi constante mientras que su recuperación va aumentando al pasar los minutos. En las pruebas realizadas hasta ahora el comportamiento de recuperación de la Ag en el concentrado de sulfuros se mantiene en un rango de 20 al 30 % notándose que la mayor parte de esta se encuentra en las colas de flotación, las cuales están formadas en su mayor parte según datos de la tabla 3.16 por cuarzo, en un valor de alrededor el 47% y ortoclasa en 20 %, que es uno de los minerales formadores de roca más abundantes en la naturaleza.

La Ag en general, en los concentrados de Cu, se encuentra en combinación con el Au, el cual contiene Ag como mínimo 2 %. Estudios de laboratorio sobre un número de minerales de Cu que contienen pirita han demostrado que el Au y por tanto la Ag que están asociados y son recuperados en la flotación de desbaste-colección, están en función de la cantidad de pirita que contiene el concentrado de Cu (Bulatovic, 2007, p. 242, 243, 276; Cyttec, 2002, p. 146).

En las diferentes pruebas realizadas al variar cada uno de los valores de cada parámetro de flotación, se tiene como dato que los dores obtenidos al procesar los diferentes concentrados colectivos, están conformados por un 92 % de Ag y un 8 % de Au mientras que en los dores obtenidos en los diferentes relaves, el contenido de Ag alcanza en promedio el 98,5 %.

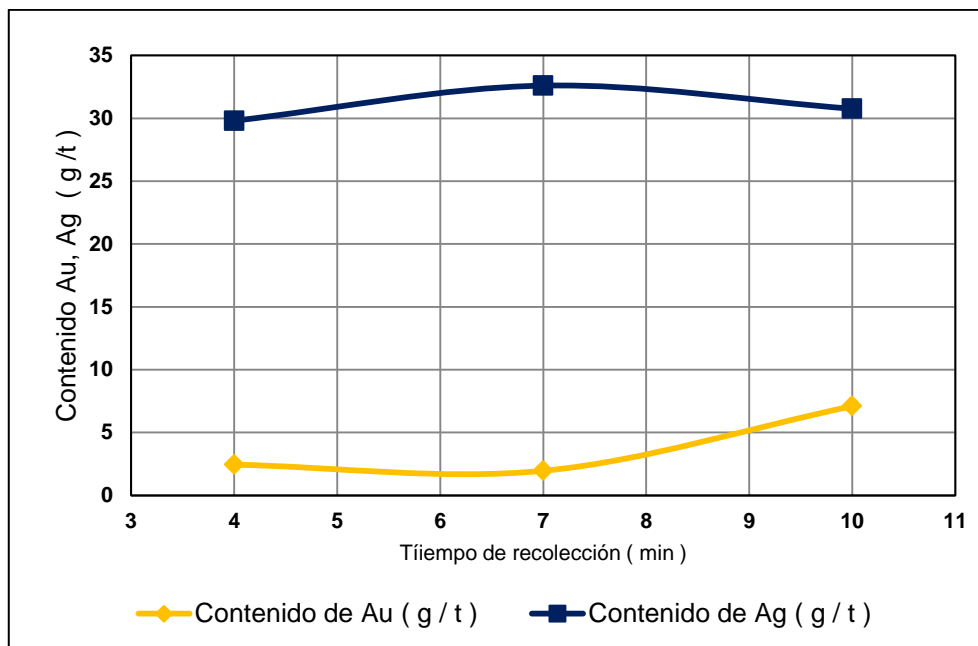


Figura 3.22. Contenido de Au y Ag con respecto al tiempo de flotación colectiva

En la figura 3.23 se observa que al incrementar el tiempo de recolección disminuye la concentración de Cu y Fe ya que la recuperación de espuma es sensible a las técnicas de operación y es el ingeniero encargado de la flotación, quien debe usar su experiencia y criterio en decidir el tiempo de recolección de la espuma para obtener una concentración razonable (Wills y Napier-Munn, 2007, p. 295).

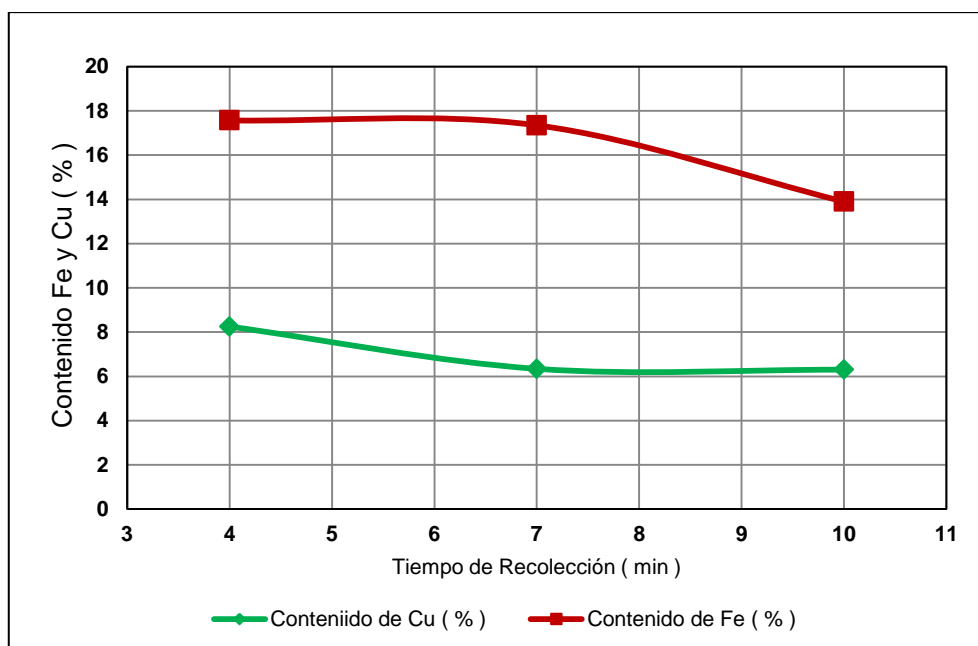


Figura 3.23. Contenido de Cu y Fe con respecto al tiempo de flotación colectiva

La recuperación del Cu y del Fe aumenta por el incremento del tiempo de flotación, lo que converge en un aumento en peso del concentrado de desbaste en relación al mineral que ingresa a flotación como indica la Tabla 3.13 y por otro lado disminuye el contenido de Cu por el aumento de minerales de ganga en el concentrado ya que es en los primeros minutos es cuando se tiene una fuerte velocidad de recuperación de Cu, después empieza a aumentar la velocidad de recuperación de ganga que trae efectos negativos al proceso.

Tabla 3.13. Porcentaje en peso de mineral en el desbaste con respecto al material que ingresó a la celda de flotación en función del incremento del tiempo de flotación

Tiempo de recolección (min)	concentrado recuperado (%)
4	3,75
7	5,08
10	6,74

Algunos minerales de sulfuro requieren un ambiente oxidante para flotar, debido a que en el interior del molino, las bolas de hierro crean un ambiente reductor, por lo que se recomienda un acondicionamiento de 5 a 10 min y fuerte agitación para que el ambiente oxidante facilite la flotación (Hu et al., 2009, p. 249).

3.2.4. OBTENCIÓN DE UN CONCENTRADO COLECTIVO DE SULFUROS Y METALES PRECIOSOS

Industrialmente la flotación de minerales de sulfuro se lleva a cabo en dos partes: la primera, que es la concentración colectiva o bulk, la cual concentra todos los sulfuros como también a los metales preciosos y la segunda, la flotación selectiva, que individualiza los diferentes minerales de interés (Habashi, 1997, p. 501).

Con las mejores condiciones de flotación colectiva obtenidas al realizar los diferentes ensayos de flotación que se han realizado hasta aquí, las cuales se muestran en la Tabla 3.14 se procesó 250 kg de mineral de la mina de Cóndor Mirador para obtener un concentrado de calcopirita, pirita, Au y Ag.

Tabla 3.14. Condiciones para la obtención de un concentrado colectivo

Variables Analizadas	Valores
Tiempo de molienda	30 min
kax	45 g/t
Aerofloat(208)	50 g/t
Aceite de pino	20 g/t
Tiempo de recolección	10 min

La Tabla 3.15 muestra los resultados obtenidos al realizar la flotación colectiva y la primera característica obtenida es un $d_{80} = 116 \mu\text{m}$ como indica en el ANEXO I, además se observa una recuperación de Cu del 85 % con un contenido de 5,95 % de Cu. Según (Hu et al., 2009) en la recuperación de calcopirita desde minerales de Cu y S, cuando el grado de alimentación del mineral esta entre 0,5-1,5% Cu, el grado obtenido en el desbaste, puede alcanzar del 6 % al 17 % Cu y la recuperación puede ser de alrededor del 90 % (p. 254, 255).

En la Tabla 3.15 en la parte inferior se aprecia también los valores de los diferentes metales de interés en la cabeza del mineral y su comparación con la alimentación recalculada, las cuales están en su margen a excepción del Pb.

Tabla3.15. Flotación colectiva de los sulfuros y metales preciosos, al flotar 250 kg de mineral de la mina Cóndor Mirador

	Peso (kg)	Peso (%)	Contenidos						Reparticiones					
			g/t				%		%					
			Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Fe	Au	Ag	Cu	Fe	Pb	Zn
C	16,95	6,86	1,90	27,01	414,76	1307,8	5,95	21,3	59,28	19,59	85,03	64,12	36,56	60,22
R	230,00	93,14	0,10	8,17	49,41	59,29	0,08	0,82	40,72	80,41	14,97	35,88	63,44	39,78
Rec	246,95	100,0	0,22	9,46	72,87	139,48	0,45	2,14	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

*Rec= Alimentación recalculada; Ca=Cabeza de Mineral

Ca	0,17	8,41	49,81	149,01	0,58	1,78
----	------	------	-------	--------	------	------

En este ensayo detallado en la Tabla 3.15 se consiguió obtener 16,95 kg de concentrado colectivo y 230 kg de relave y por eso, el énfasis en la flotación bulk es moler tan grueso como se pueda sin importar la molienda fina requerida por los

altos costos que tiene el proceso de reducción de tamaño y sin sacrificar la recuperación y tomando en cuenta que no hay colectores diseñados para partículas medianamente gruesas, por lo tanto las condiciones para lograr un éxito en la operación deben ser creadas con la combinación de reactivos de flotación y condiciones de operación que son la llave para un eficiente tratamiento del proceso, cabe señalar que la calcopirita proveniente de sulfuros minerales de grano grueso flotan fácilmente con el colector xantato en una región de pH de 5 a 11,5 y a una alcalinidad neutral o levemente alcalina los xantatos flotan bien a la pirita (Bulatovic, 2007, pp. 242, 244, 245) .

Los aerofloat son colectores de menor potencia y a la vez son más solubles en agua que los xantatos, esta es la razón porque los depresores afectan más a los aerofloats que a otros colectores, esta propiedad es muy conveniente ya que se usan en flotación primaria y al agregar luego los depresores en las etapas de afinamiento, se destruye su acción sobre ciertos minerales por ejemplo, sobre la pirita, en la separación de ella de los minerales de Cu (Sutulov, 1963, p. 76).

En esta primera etapa de separación y concentración, lo importante es maximizar la recuperación de los sulfuros mientras se minimiza la flotación de la ganga. La selección de colectores y su concentración, es un punto crítico en esta etapa (Cytec, 2002, p. 73).

La muestra del concentrado colectivo y de su respectivo relave obtenidas al flotar 250 kg del mineral proveniente de Cónдор Mirador, al ser analizadas por el equipo de difracción de rayos X D8ADVANCE según la metodología indicada en la sección 2.1.5, mostró una composición detallada en la Tabla 3.16 la cual indica que el concentrado recolectado, tiene una composición de 15 % de calcopirita, lo que estequiométricamente corresponde a una concentración de Cu de 5,2 % la cual es equivalente a la concentración de Cu de 5,92 % del concentrado bulk que indica la Tabla 3.15 obtenida mediante el método de disgregación química y absorción atómica, lo cual es importante porque de esta manera se puede concluir que el único mineral huésped de Cu existente en el concentrado bulk es la calcopirita.

Al relacionar e interpretar los datos de la Tabla 3.16., se calcula que alrededor del 90 % de cuarzo ha sido deprimido, por lo que el cuarzo contenido en el concentrado está relacionado con especies que aún no han sido liberadas. Cabe notar la presencia de Calcita en alrededor del 4 %, la cual puede ser también deprimida por el ácido tánico, que es un componente de los taninos de guarango (Cyanamid, 1979, p. 43).

Durante la recuperación de Cu desde minerales de Cu-Au, el énfasis es usualmente lograr producir un concentrado de valor comercial, la recuperación de Au, aunque importante, dificulta a menudo considerarle cuando optimizamos el circuito de Cu. La necesidad de rechazar ganga y sulfuros de Fe, durante la limpieza de la concentración de Cu, invariablemente guía a pérdidas de Au, algunos depresantes tales como cianuro, cal y los mismos taninos que son partes de un esquema de reactivos durante el tratamiento de Cu – Au, tiene un efecto negativo en la flotación de Au. Esto puede ser a menudo superado por cambios en el diagrama y uso de colectores selectivos, por lo que en las flotaciones de afinamiento del concentrado se usa el aerofloat (208) como reactivo selectivo (Bulatovic, 2007, p. 275).

Tabla 3.16. Resultados del análisis mineralógico por difracción de rayos X del concentrado colectivo obtenido al flotar 250 kg de mineral de Cóndor Mirador

Mineral	Formula	Alimentación	Concentrado	Relave
Cuarzo	SiO ₂	35 %	20 %	47 %
Orthoclasa	KAlSi ₃ O ₈	18 %	16 %	20 %
(albita, andesita, anortita)	(Na,Ca)Al(Si,Al)Si ₂ O ₈	24 %	10 %	15 %
Muscovita	KAl ₂ (AlSi ₃ O ₁₀)(OH) ₂	4 %	8 %	6 %
Caolinita	Al ₂ (Si ₂ O ₅)(OH) ₄	3 %	5 %	4 %
Calcita	CaCO ₃	3 %	4 %	-
Anhidrita	CaSO ₄	8 %	4 %	5 %
Clinocloro	(Mg,Fe) ₅ Al(Si,Al) ₄ O ₁₀ (OH) ₈	4 %	2 %	-
Pirita	FeS ₂	1 %	16 %	1 %
Calcopirita		-	15 %	1 %

* Límite de detección 1%

3.3. DETERMINACIÓN DEL EFECTO DEPRESOR DE LOS REACTIVOS BIODEGRADABLES (TANINOS DE GUARANGO) SOBRE LA PIRITA, EN PROCESOS DE CONCENTRACIÓN DE CALCOPIRITA POR FLOTACIÓN DE LOS CONCENTRADOS COLECTIVOS

Los resultados de la determinación del efecto depresor de los taninos de guarango sobre la pirita mediante balance metalúrgico, al realizar la flotación selectiva sobre el concentrado colectivo, ensayo que consiste en: desbaste, afino y colección; según el procedimiento descrito en la sección 2.3. 2, son mostrados en la Tabla 3.17.

Para este ensayo, el mineral es remolido por 40 min junto con 5 g de taninos de guarango por Kg de concentrado colectivo y cal, antes de la flotación, el pH es regulado a 11 y se acondiciona por 5 min con aerofloat (208) y aceite de pino, según se detalla en el ANEXO VIII.

Cabe señalar que el guarango tiene un contenido de 42 % de taninos, esta concentración se presenta como gramos de ácido gálico por cada 100 g de materia seca (Játiva, 2011, p.62). La harina de Guarango se obtiene por la metodología experimental detallada en la sección 2.3.1.

La ventaja de utilizar el aerofloat (208) como reactivo colector selectivo de la calcopirita para tratar el concentrado colectivo es que a valores medios de pH entre 9–11 tiene un gran desempeño, ya que en este rango, es donde se mejora la estabilidad del dímero formado al oxidarse el aerofloat (208); este dímero, quién se posa sobre la superficie de la calcopirita, es responsable mayoritario de la hidrofobicidad de las partículas de interés, aumentando así su recuperación. Además la presencia del depresante, influye la efectividad del colector (Castro y Álvarez, 1994, p. 243, 245; López y Reyes, 2005, p. 16).

Tabla 3.17. Resultados obtenidos de contenido y recuperación de Cu y Fe en porcentaje, al usar tanino de guarango como reactivo depresor de pirita

Fracción	Peso (gr)	Peso (%)	Contenido (%)		Recuperación (%)	
			Cu	Fe	Cu	Fe
Afino	167,00	16,47	19,32	20,09	52,27	17,07
Colección	138,00	13,61	11,04	18,69	24,67	13,12
Afino+Colección	305,00	30,08	15,58	19,46	76,94	30,19
Relave Afino	200,00	19,72	3,39	18,04	10,99	18,36
Relave de Colección	509,20	50,21	1,46	19,86	12,07	51,45
Rel. Afino+ Rel Col.	709,20	69,92	2,01	19,35	23,06	69,81
A. Rec.	1014,20	100,00	6,09	19,38	100,00	100,00
Cabeza [Bulk]			5,95	21,35		

La Tabla 3.17 indica que el concentrado de afino, tiene un contenido de Cu de 19,3% y de Fe del 20,09 %. La calcopirita (CuFeS_2) que es el mineral de interés huésped del Cu, tiene una relación estequiométrica: que por cada gramo de Cu debe haber 0,87 g de Fe, en nuestro concentrado de afino, se tiene que por cada gramo de Cu existe 1,04 g de Fe, lo que significa que alrededor del 16 % de Fe está en exceso, en su mayoría en forma de pirita, lo que se considera un valor bajo si al comparar con el relave de colección, el cual tiene 13,7 g de Fe por cada gramo de Cu, de los cuales alrededor del 6 % de este Fe, acompaña al Cu como parte de la calcopirita y el resto forma la parte mayoritaria de los relaves, en especial en forma de pirita.

El concentrado de afino tiene alrededor del 55,55 % del peso en calcopirita, existiendo minerales de ganga que se han unido al concentrado de afino debido entre otros factores al pH, el cual al ser aumentado a un valor de 11 no solo deprime la pirita, sino que también es un modificador de espuma.

En realidad a pH más alto, el aceite de pino produce una espuma estable y persistente; siendo su principal característica indeseable, su tendencia a flotar minerales de ganga (Bulatovic, 2007, p. 249; Cyanamid, 1979, p. 27).

En la figura 3.24 se muestra en forma de gráfica de barras, como el Cu se concentra en las fracción de afino y va acompañado de un contenido de Fe, en un valor un poco mayor al valor estequiométrico necesario para formar la calcopirita, lo cual indica la poca presencia de pirita en el afino mientras que en el relave de afino como en el relave de la colección se tiene concentraciones menores de Cu de entre 3,39–1,46 % respectivamente, pero con una concentración de Fe de alrededor del 19 % en ambos relaves, valor que es muy similar al contenido de Fe de la cabeza.

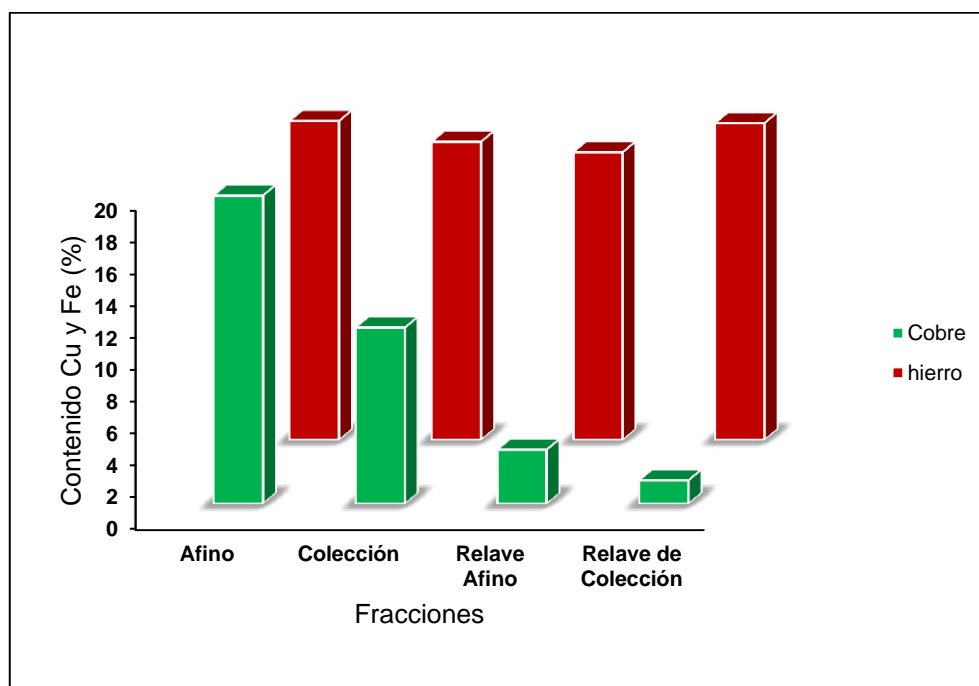


Figura 3.24. Contenido de Cu y Fe, en las diferentes fracciones de flotación: desbaste, colección y afino con 5 g de taninos de guarango como reactivo depresor de pirita

La fracción de concentrado de colección tanto como los relaves de afino y de colección, por su alto contenido de Cu en relación al que se encuentra en la cabeza, pueden ser recirculación en función del proceso y diagrama de flujo seleccionado.

La figura 3.25, indica los valores de recuperación de Cu y Fe en las diferentes fracciones del ensayo de flotación, representado en gráfico de barras el cual indica que, en la fracción de afino, se recupera el 52,27 % del Cu y además entre

la fracción de afino y el concentrado de colección, la recuperación de Cu se incrementa al 76,94 %; por el otro lado, el Fe se recupera en mayor cantidad en la fracción del relave de colección en un valor de 51,45 % debido a la acción depresora del tanino de guarango que es una mezcla compleja de polifenoles y la alcalinidad del ensayo.

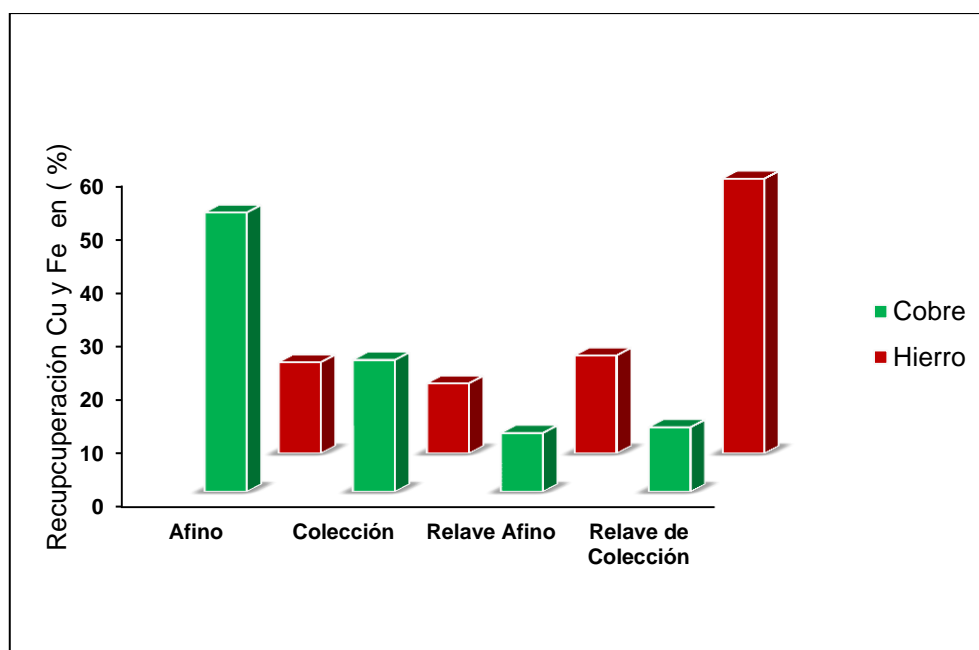


Figura 3.25. Recuperación de Cu y Fe, en las diferentes fracciones de flotación: Desbaste, colección y afino, con 5 g de taninos de guarango como reactivo depresor de pirita

Para ver la eficiencia de los taninos de guarango como depresor de la pirita, se realizó un ensayo estándar con las mismas condiciones que el anterior e incluido al mismo pH 11, pero con la única diferencia que solo la cal es el único agente depresor de la pirita y modificador de alcalinidad, los resultados son mostrados en la Tabla 3.18 y el detalle de los ensayos está en el ANEXO VIII.

En la Tabla 3.18 se observa que la relación en peso Cu/ Fe = 0,986 que es muy parecida a la conseguida en el ensayo en que se utiliza una mezcla de taninos de guarango y cal para la depresión de la pirita, dicha relación numérica se interpreta que por cada gramo de Cu existente en el concentrado de afino hay 1,01 g de Fe, lo que implica un exceso de Fe del 12,87 % formando pirita sin deprimir.

Tabla 3.18. Resultados obtenidos de contenido y recuperación de Cu y Fe en porcentaje, al usar cal como reactivo depresor de pirita

Fracción	Peso (gr)	Peso (%)	Contenido (%)		Recuperación (%)	
			Cu	Fe	Cu	Fe
Afino	91,60	9,88	16,74	16,97	32,85	9,72
Colección	223,00	24,02	7,17	16,24	34,28	22,65
Afino+Colección	314,60	33,9	9,96	16,45	67,13	32,37
Relave Afino	204,8	22,06	4,84	16,12	21,23	20,65
Relave de Colección	408,8	44,04	1,31	18,37	11,63	46,98
Rel. Afino+ Rel Col.	613,60	66,12	2,50	17,62	32,86	67,63
A. Rec.	928,2	100,00	5,03	17,23	100,00	100,00
Cabeza [Bulk]			5,95	21,35		

Hay una diferencia de alrededor de 20 % en lo que se refiere a la recuperación de Cu entre el ensayo en que se utilizó taninos de guarango como reactivo depresor y cuando se usó solo cal, como único agente, lo cual se observa en la figura 3 .26.

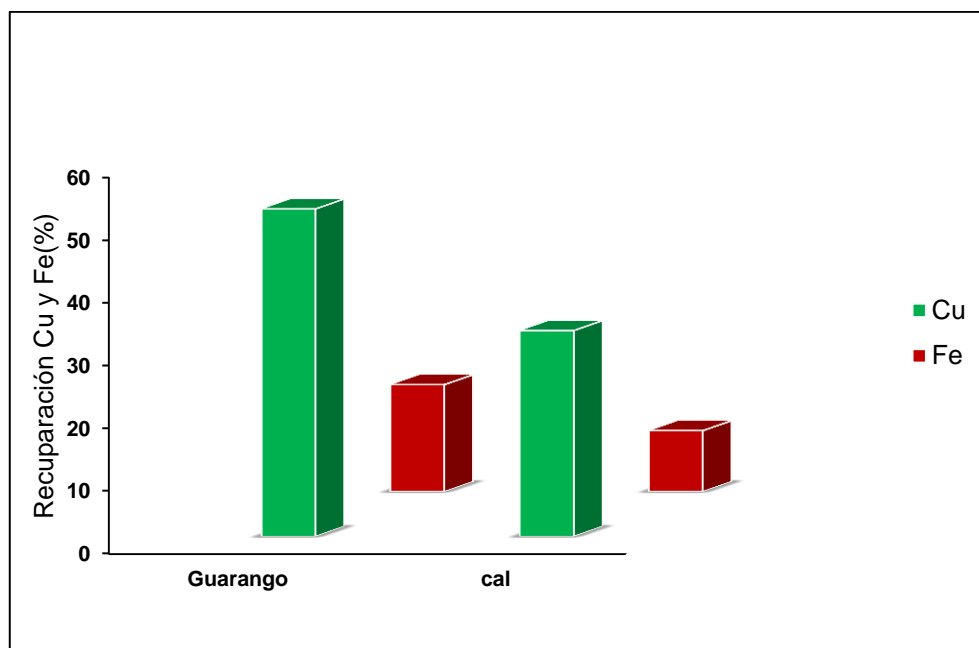


Figura 3.26. Comparación de la recuperación de Cu y Fe, entre el uso de los taninos como reactivo depresor de la pirita y cal como único depresor de la pirita, en la fracción de afino

No siempre el pH elevado, aun agregando cal hasta superar el valor de $\text{pH}=11$ es efectivo, por eso en la flotación de sulfuros de Cu, requiere de reactivos depresores específicos de la pirita, los cuales no deben afectar a los sulfuros de Cu (Ceribeni e tal., 2002, p. 1).

Un ejemplo comparativo, en el que se aprecia la necesidad de un reactivo depresor a más de un modificador de pH como depresor de pirita se muestra en la figura 3.27 en la cual, en el eje de las abscisas está diferentes valores de alcalinidad y en eje de las ordenadas la recuperación de pirita en porcentaje. En esta gráfica se muestra el efecto depresor del reactivo T1, que es un tanino modificado obtenido de la planta de quebracho con altas concentraciones de catecol/pirogalol.

Cabe destacar que el extracto obtenido en cada planta, es típico de esa especie, por esta razón, no se puede reemplazar un extracto con otro y esperar conseguir resultados idénticos (Sarquís et al., 2007, p. 21).

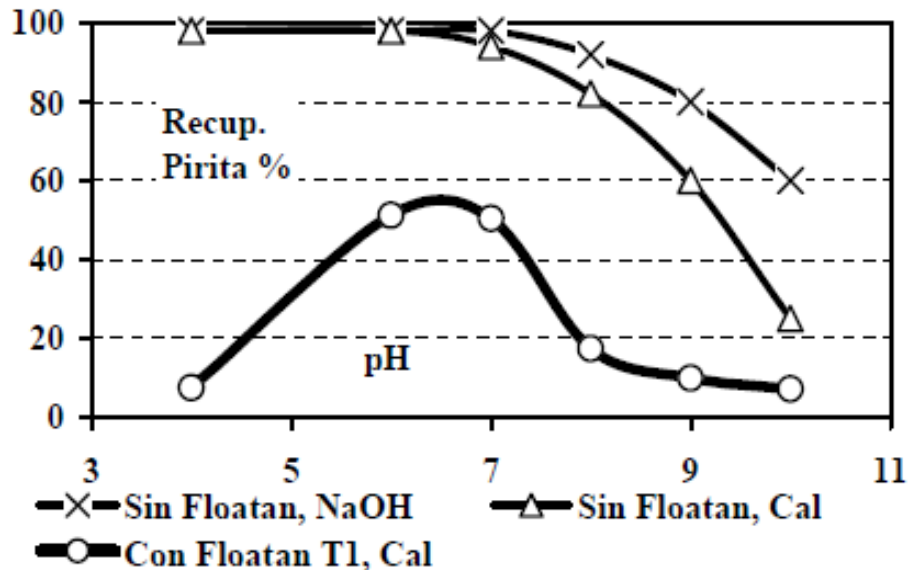


Figura 3.27. Efecto del reactivo depresor Floatan T1 sobre la Pirita a diferentes alcalinidad Sarquís et al,2007,p. 21

En la figura 3.27, se observa que una combinación de cal y reactivo Floatan T1 como mezcla depresante a un pH entre 9-10 se consigue la más baja recuperación de pirita pura en comparación de usar solo cal, en la misma figura, además indica que la cal es mejor depresante que la NaOH. Se ha demostrado

que la depresión por ión hidroxilo de la pirita es atribuida a su gran facilidad de oxidarse a hidróxidos de Fe y especies oxi-azufre que hacen de la superficie de la pirita hidrofílica perjudicando la oxidación del ditiofosfato a ditiofosfatógeno, responsable de la flotación de los sulfuros. La cal es usualmente usada para la depresión de la pirita y es la más efectiva que cualquier otro depresante alcalino debido a que la oxidación de pirita es más rápido en solución de CaO que NaOH al mismo valor de alcalinidad (Hu et al., 2009, p. 115, 116).

La presencia de iones de Cu en el agua en los procesos de flotación en las plantas de sulfuros es inevitable y colaboran con la activación de la calcopirita e inhibe la acción depresora de los taninos sobre ella, aun en dosis importantes del depresor, el aumento de iones de Cu se lo puede forzar al añadir sulfato de Cu, aumentando la flotación de la calcopirita, mientras que sobre la depresión de la pirita no hay cambios (Sarquís et al., 2007, p. 4)

Una de las ventajas del uso de taninos sobre la depresión de pirita, es que si aumenta la cantidad de reactivo orgánico, esto no influye sobre la flotación de la calcopirita y más aún con la presencia de iones Cu, a diferencia del cianuro que a altas concentraciones forma el cianuro cuproso que desestabiliza al xantato cuproso que es uno de los compuestos relacionados con la hidrofobicidad de la calcopirita causando su depresión. Concentraciones excesivas de cianuro retardan la flotación de la calcopirita sin causar más depresión de la pirita (Castro y Álvarez, 1994, p. 359).

En la figura 3.28 nos muestra el gráfico de barras con respecto a la concentración de los metales de interés contenidos en la calcopirita como en la pirita e indica que al usar taninos de guarango y cal se tiene una concentración en el afino de 19,32 % de Cu y mientras que en el ensayo que se usó cal como único reactivo depresor, se llegó a obtener un concentrado de afino con 16,97 % de Cu. Como siempre, cuando ciertos depresantes son usados, la eficiencia de los colector difiere (Castro y Álvarez, 1994, p. 245).

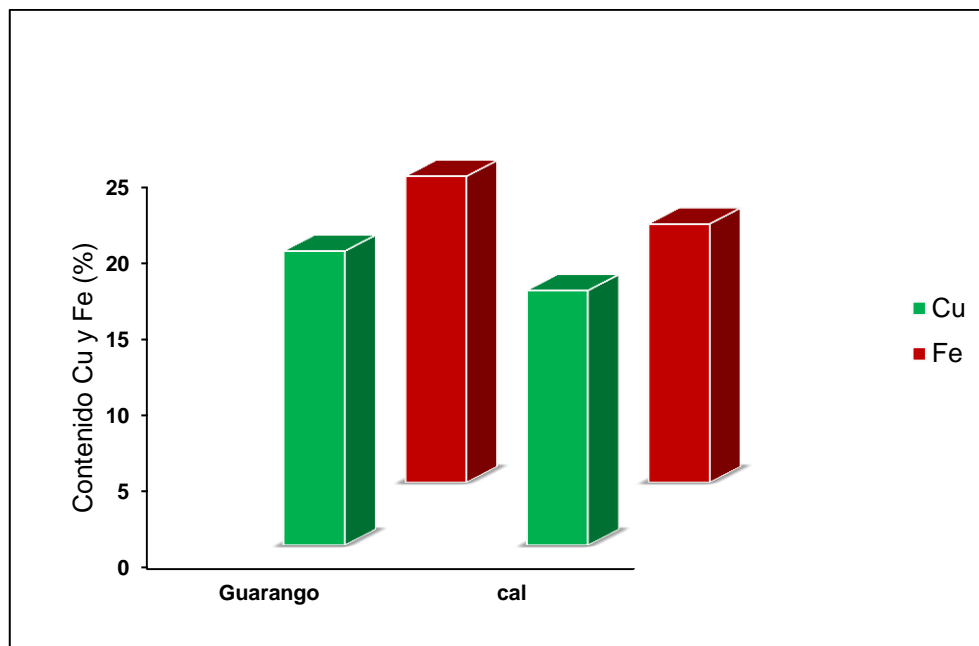


Figura 3.28. Comparación de la concentración de Cu y Fe, entre el uso de los Taninos de Guarango como reactivo depresor de la pirita y cal como único reactivo depresor de la pirita, en la fracción de afino

El acondicionamiento con los taninos de guarango, mejoró la recuperación de los metales de interés como la concentración de los mismos y analizar el gráfico de la figura 3.29 se observa valores muy similares en el porcentaje en peso de las diferentes fracciones involucradas en los 2 ensayos de flotación realizados, tanto en el primero, en el cual se usó taninos de guarango, como en el segundo, en que se usó cal como único reactivo depresante e indica que ambos ensayos se reprodujeron igual y sobre todo al mantener constante el tiempo de flotación en las diferentes etapas del ensayo.

Cabe señalar, que en la etapa de afino, el material existente es poco y al completar el nivel de pulpa también se añade reactivos para tratar de mantener las mismas concentraciones iniciales y debido a la dilución de la pulpa, las partículas tienen mejor contacto con los reactivos y eso hace que se vuelva más notoria la influencia del guarango aumentando tanto la cinética de flotación como su selectividad y por eso que en la sección de afino si existe una diferencia notoria entre la cantidad y calidad de concentrado al usar el reactivo biodegradable y el ensayo sólo a base de Cal.

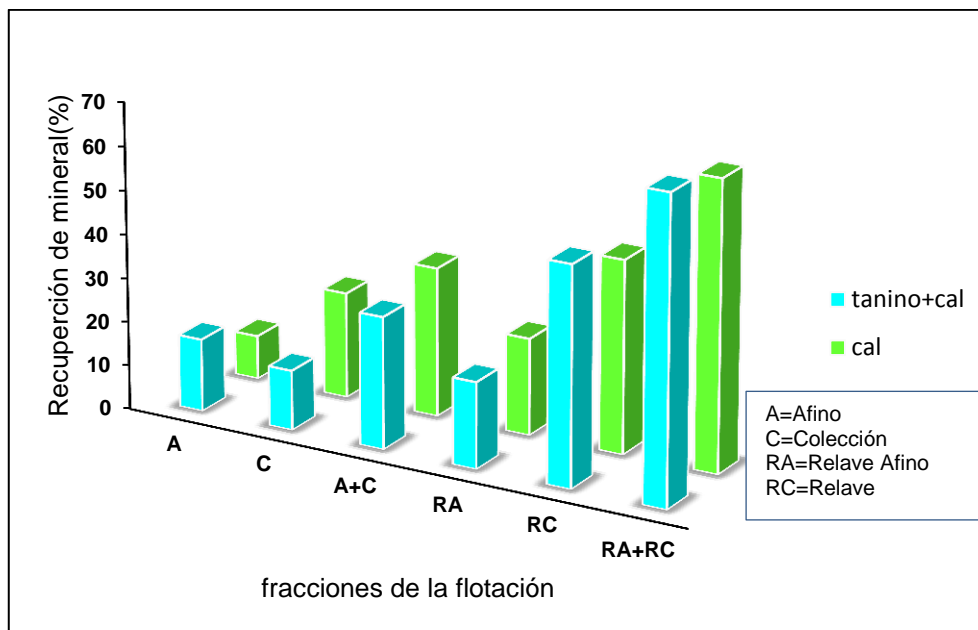


Figura 3.29. Porcentajes de mineral recuperado en las diferentes fracciones del proceso de flotación: desbaste, afino y colección

Como dato adicional, se realizó un ensayo, en las mismas condiciones que las pruebas anteriores, pero con el uso del FloatanT5 (reactivo de quebracho) y en la figura 3.30 se realiza una comparación de la recuperación obtenida con este reactivo, el tanino de guarango y solo la cal, pero en este caso se unió al concentrado de afino y al concentrado de colección como una sólo fracción.

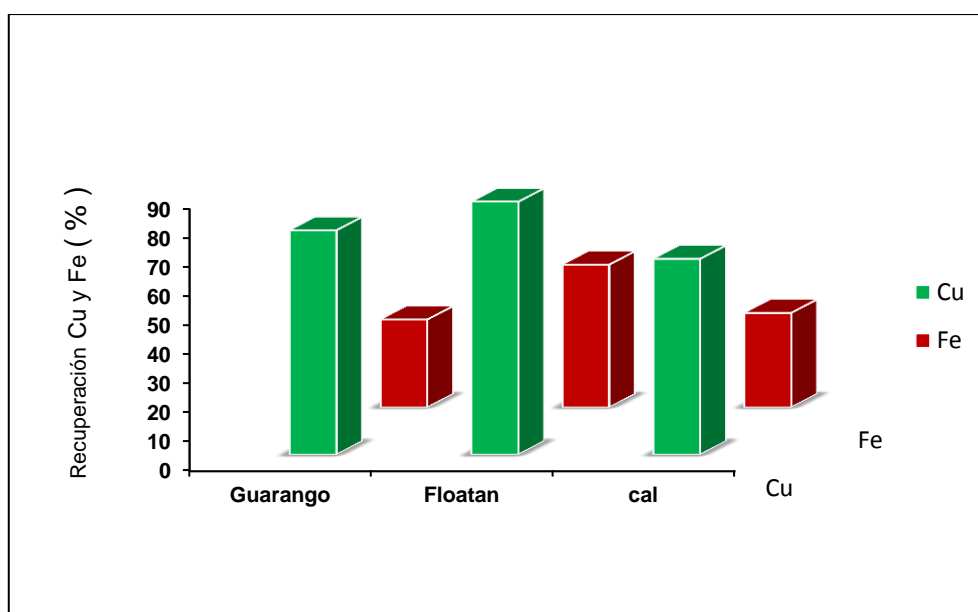


Figura 3.30. Recuperación de Cu y Fe, entre el Floatan T5, Tanino y Cal como depresores

La figura 3.30 indica, que con el uso del floatan T5, se obtiene una mayor recuperación que con el tanino y la cal, esta diferencia radica en que el floatan T5, es un reactivo modificado industrialmente y el tanino de guarango viene en estado natural, sometido a la oxidación del medio y la luz que influye en su estructura.

La química de los polímeros orgánicos es la más compleja de todos los reactivos usados en flotación, los modificadores orgánicos son químicos que contienen grupos polares, tales como el -OH, -COOH=CO, =NH₂ y SO₃H, donde el grupo polar influye en la acción del polímero. Ciertos polímeros orgánicos, tales como el quebracho o los taninos (guarango) tienen composición indefinida, por eso es importante conocer mínimo la química general del polímero, estas sustancias orgánicas se hidrolizan y quedan con múltiples grupos hidrofílicos orientados hacia el exterior de las partículas. Los taninos son bastante estables en el medio básico, excepto a los valores extremos de pH (Bulatovic, 2007, p. 53, 69; Sutulov, 1963, p. 99; Sarquíz et al., 2007, p. 2).

3.4. EVALUACIÓN DE UN SISTEMA DE FLOTACIÓN CONTINUO DE CONCENTRACIÓN DE CALCOPIRITA POR FLOTACIÓN CON REACTIVOS BIODEGRADABLES (TANINOS DE GUARANGO) COMO DEPRESOR DE PIRITA

“En algunos casos, el tradicional enfoque de cambiar una variable a la vez es adecuado, pero en muchos casos un diseño experimental basado en principios estadísticos es recomendado. Esto permite investigar los efectos de algunas variables simultáneamente; experimentos cuidadosamente planeados conducen y proporcionan de esta manera mayor información que el enfoque tradicional y con un menor número de pruebas” (Cytec, 2002, p. 68). Esta evaluación de simulación de un sistema de flotación continuo, se basa en cuatro ensayos de flotación, los cuales se diferencian por variar los siguientes parámetros:

- El tiempo de remolienda que está relacionado con la liberación de las especies útiles.
- La variación de la alcalinidad, de la cual depende la depresión de la pirita como la estabilidad del ditiofosfato y su oxidación a su dímero, que es responsable mayoritario de la flotación de la calcopirita.
- La variación de la concentración de guarango en la etapa de molienda, que es el reactivo depresor de la pirita.
- La recirculación de concentrados y relaves intermedios con mineral valioso como se indica en la sección 2.4.
- El tiempo de flotación en las diferentes secciones del sistema (desbaste, afino y colección).
- La recolección de la espuma con mineral concentrado de calcopirita a intervalos pequeños de tiempo en la sección de afino, en cada uno de los ensayos de flotación, para obtener la cinética de flotación en esa etapa.

3.4.1. PRIMER ENSAYO DE SIMULACIÓN DE FLOTACIÓN CONTÍNUA

Al realizar el primer ensayo de la simulación de un sistema de flotación continuo selectivo denominado (E 1) a partir de un concentrado colectivo de sulfuros, el cual posee un $d_{80} = 116 \mu\text{m}$, cuyo detalle granulométrico consta en el ANEXO I y con el empleo de 5 g de taninos de guarango por cada kg de concentrado colectivo, como reactivo depresor de la pirita, cuyo procedimiento esta descrito en la sección 2.4 bajo las condiciones indicadas en la Tabla 2.3 y sus condiciones experimentales e información completa se detallan en el ANEXO IX cuyos resultados obtenidos son mostrados en la Tabla 3.19 en forma simplificada como se recomienda en la sección 2.4.6 en tres corrientes: Alimentación, concentrado final y relave.

En este primer ensayo de flotación, el concentrado colectivo fue remolido por 20 min, con el fin de aumentar la liberación de los minerales de interés, alcanzando un d_{80} de 56 μm según consta en el ANEXO I. En la parte inferior de la Tabla 3.19, se muestra el contenido de Cu y Fe del mineral en la cabeza de este proceso, en otras palabras del concentrado colectivo del cual se parte y al comparar con el contenido de Cu y Fe de la alimentación recalculada, que se encuentran en la misma tabla, se aprecia que son muy similares.

Tabla 3.19. Resultados de recuperación y contenido de Cu, del primer ensayo de flotación

Resultados	Peso	Fracción	Contenido		Recuperación	
			%		%	
			Cu	Fe	Cu	Fe
Concentrado	595,1	62,89	11,14	15,73	97,70	49,15
Relave	351,2	37,11	0,37	22,95	2,30	50,85
Alim. Recal	946,3	100,00	6,67	18,73	100,00	100,00
Cabeza [bulk]			5,95	21,35		

Al realizar el primer ensayo, el pH alcanzado es de 12,3 el cual se trató de mantenerlo constante durante el proceso y se realizó la recolección de la espuma mineralizada por 8 min en las distintas secciones del sistema, obteniéndose una recuperación del 97 % de Cu pero con una baja concentración de este metal en alrededor del 11,14 %, debido al aumento de no-sulfuros (ganga) por el incremento de la taza de volumen de aire por unidad de tiempo, al encontrarse el impeler a una velocidad de 1800 rpm que incrementó la espumosis (Castro y Álvarez, 1994, p. 354).

A pesar de ser un proceso de afino y el agitador proporcionar una suficiente turbulencia en la fase de pulpa para promover la colisión de las partículas y burbujas que resultan en el arrastre de los sulfuros valiosos y su transporte a la fase de espuma para su recuperación (Wils-Napier-Munn, 2007, p. 268) este bajo valor en la ley del Cu es además causado por el largo tiempo de recolección de la espuma que implica un aumento en la recuperación de los minerales valiosos pero que no va acompañado de una buena selectividad del mineral de interés económico. Esto se puede observar en la Tabla 3.19 la cual indica que la fracción

del concentrado tiene alrededor del 60 % en peso del mineral que ingreso a la flotación.

Al comparar los resultados obtenidos en el primer ensayo de simulación de flotación continua con los resultados obtenidos en la Tabla 3.17, la cual muestra el efecto depresor de los taninos bajo las mismas condiciones de flotación, pero por medio de flotaciones batch sin recirculación, el donde se obtuvo valores mayores tanto de recuperación y concentración, lo cual es debido a que en la flotación por lotes, cada porción del sólido tiene el mismo tiempo de residencia y por lo tanto la misma oportunidad de flotar y los relaves del afino no se reciclan ni tampoco las aguas de proceso como en una planta; en cambio, en la simulación de un sistema de flotación continuo, hay una variedad de tiempos de residencia por cada unidad de sólido, existe una parte de la pulpa que pasa a través de la celda más rápido que el promedio o tiempo de residencia medio; se dice que esta porción de la pulpa se cortocircuita: hay otra parte que permanece más tiempo que el valor medio, de ahí que la recuperación sea incompleta para el primer ensayo, por eso la importancia de determinar los tiempos reales, mediante la simulación de flotación continua.

En esta prueba, el uso de cal para incrementar el pH introduce al ión Ca^{2+} en el medio de la flotación, la recirculación del agua en este ensayo, produce la acumulación de Ca^{2+} con efectos negativos para la recuperación de metales preciosos y además a valores de pH mayores que 12 disminuye la formación de especies hidrófobas debido a la descomposición de los reactivos de flotación y a la influencia que tiene el pH sobre la espuma, además destruyen los equipos, pero favorece la formación de especies hidrofílicas de hidróxido de Cu y Fe (Ceribeni et al., 2002, p. 4; López y Reyes, 2005, p. 2; Sutulov, 1963, p. 96).

Al graficar la concentración y recuperación acumulada de Cu en contra del tiempo de flotación (recolección) en base a los datos obtenidos en el primer ensayo de simulación de un proceso de flotación, en que la espuma procedente de la etapa de afino es recolectada en pequeños intervalos de tiempo (cada minuto) se muestran en la figura 3.31.

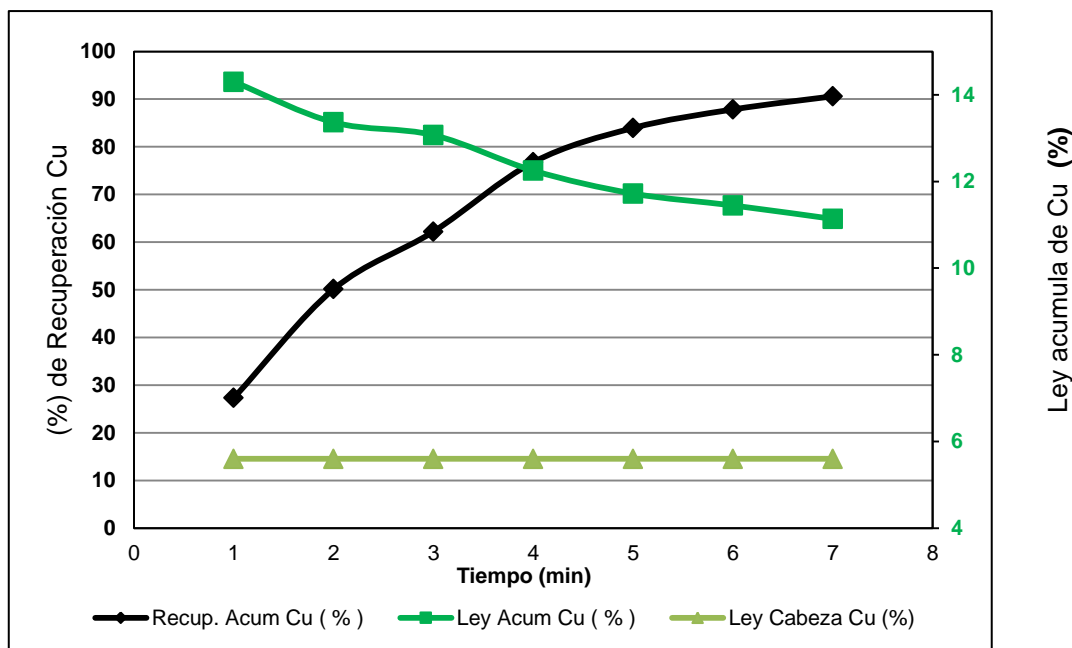


Figura 3.31. Recuperación y contenido acumulado de Cu en función del tiempo de recolección del concentrado en la etapa de afino (Primer ensayo)

Como se observa en el gráfico de la figura 3.31 en los primeros 4 min se logra recuperar alrededor del 75 % de Cu con una concentración del 12,25 %, que es un valor muy bajo comercialmente.

El mineral que ingreso a esta flotación tiene un ley de 5,6 % como indica la figura 3.31 y que al ser flotado por 8 min llega a un factor de enriquecimiento $Y_{Cu} = 1,99$ y en cambio al ser flotado por sólo por 4 min, alcanza un factor de enriquecimiento $Y_{Cu} = 2,18$ entendiéndose como factor de enriquecimiento a la relación existente entre la concentración del metal de interés en el concentrado y la concentración del mismo metal en la alimentación de la flotación, en este caso en la sección de afino. Teniendo una diferencia baja entre ambos factores de enriquecimiento, implica que el tiempo de flotación se debe disminuir.

La falta de individualización del mineral de interés se debe también entre otros factores a la falta de liberación de la calcopirita, ya que la ganga tiene la tendencia a flotar debido a que aún se encuentra ligada a la parte no liberada del mineral de interés (Sutulov, 1967, p. 118). Como ya se ha mencionado “intuición y

experiencia juega un importante rol en la evaluación de los procesos de flotación ya que se considera más un arte que una ciencia” (Cytec, 2002, p. 65; Sutulov, 1963, p. 113).

Para hallar en forma precisa el rango óptimo de pH, se rebaja la cantidad de colector o se disminuye el tiempo de la flotación, de estos dos métodos es preferible elegir el segundo.

3.4.2. SEGUNDO ENSAYO DE SIMULACIÓN DE FLOTACIÓN CONTÍNUA

Al realizar el segundo ensayo de simulación del sistema de flotación continuo selectivo (E 2) a partir de un concentrado colectivo y con el uso de 1 g de taninos de guarango por cada Kg concentrado colectivo, a una alcalinidad de 11 y reduciendo el tiempo de recolección a 5 min con una remolienda de 40 min, con lo cual, alrededor del 90 % del concentrado colectivo tiene un porte menor a 44 μm , se obtiene los resultados mostrados en la Tabla 3.20, siguiendo el mismo procedimiento descrito en la sección 2.4 cuyos parámetros establecidos para este ensayo están indicados en la Tabla 2.3 e información completa se encuentra en el ANEXO IX.

Tabla 3.20. Resultados recuperación y contenido de Cu, del Segundo ensayo de flotación

Resultados	Peso	Fracción	Contenido		Recuperación	
			%		%	
			Cu	Fe	Cu	Fe
Concentrado	135,9	12,34	22,94	25,82	51,17	13,82
Relave	965,6	87,66	3,08	22,66	48,83	86,18
Ali Recal	1101,5	100,00	5,53	23,05	100,00	100,00
Cabeza[Bulk]			5,95	21,33		

En la Tabla 3.20 se observa una recuperación del 51,17 % de Cu, pero con un aumento en la concentración a un 22,94 % de Cu, que es un valor cercano a la concentración que tiene que tener para ser comercial, ya que al bajar el pH se

disminuyó el efecto negativo que tiene la alta alcalinidad sobre el colector ditiofosfato (Aerofloat 208).

Como se ha mencionado anteriormente, la depresión por el ión hidróxido de la pirita es atribuida a su gran facilidad de oxidarse a hidróxido de Fe y a oxi-azufre especies que hacen de la superficie de la pirita hidrofílica y que para cada concentración de colector existe un pH bajo el cual cualquier mineral dado flotará y arriba del cual no flotará llamado pH crítico que se puede determinar de acuerdo a la medida relativa de oxidación de la superficie mineral, colector y formación de colector-sal, que en el caso del sistema pirita/ditiofosfato se vuelve asintótico a $\text{pH} = 8$.

El pH alto evita la oxidación del ditiofosfato (aerofloat 208) a ditiofosfatógeno en la superficie de la pirita, que es la especie química mayor causante de la flotación de este sulfuro de Fe, pero que no influye en el sistema ditiofosfato (aerofloat 208)/ calcopirita, pero a una alcalinidad mayor a 12, se altera el colector ditiofosfato estructuralmente y disminuye su efecto colector (Hu et al., 2009, p. 115).

En la fracción de concentrado como se indica la Tabla 3.20 se observa una recuperación y concentración de Fe de 13,82 y 25,82 % respectivamente, pero estos valores, advierten un exceso de Fe calculado en alrededor del 21,91 % del necesario estequiométricamente para formar la calcopirita que es el mineral huésped de Cu, viendo desde otro punto de vista, resulta que el concentrado tiene alrededor de 66,21 % de calcopirita y 12,45 % de pirita y por diferencia de peso alrededor de 21,34 % de ganga, cabe señalar que estos valores son calculados según la estequiometría química de los minerales, sobre la base de los datos de lectura de Cu y Fe por absorción atómica.

La figura 3.32 indica el comportamiento de la recuperación y concentración de Cu al realizar la recolección del concentrado en pequeños intervalos de tiempo. A los 3,5 min se llega a obtener una espuma mineralizada con una concentración del 25% de Cu que es comercial y que corresponde a una recuperación de alrededor del 70%, este valor está en relación al mineral que entró en la sección de afino del

sistema de simulación, en que el resto de la pulpa que contiene aún Cu regresa a la sección de desbaste como se indica en el procedimiento de la sección 2.4 Etapa 4.

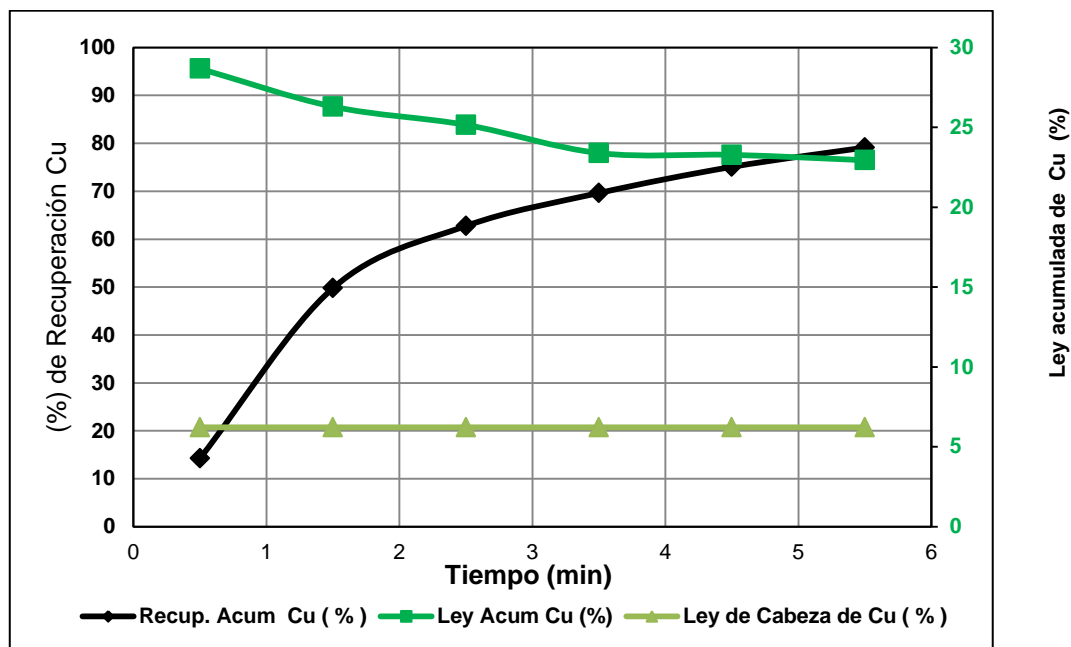


Figura 3.32. Recuperación y contenido acumulado de Cu en función del tiempo de recolección del concentrado en la etapa de afino (Segundo ensayo)

(Sarquís et al., 2007) menciona, que la cantidad óptima de taninos para la depresión de pirita en estado puro, es de alrededor de 0,3 g por cada kg de mineral y un aumento del consume de este reactivo, no alteran el proceso de depresión de la pirita (p 26).

Se debe tener en cuenta que en este segundo ensayo realizado, se aumentó la selectividad de la calcopirita, que es el mineral de interés del proceso obtenido a una concentración comercialmente viable, teniendo en cuenta que el consumo de taninos de guarango disminuyó a su quinta parte del empleado en el primer ensayo de flotación.

Al recoger la espuma mineralizada por 3 min, se alcanza un factor de enriquecimiento $Y_{Cu} = 4,6$ de Cu que al comparar con el primer ensayo (E1), en el cual, al recoger la espuma mineralizada por los primeros 4 min, se llegó a obtener

un factor enriquecimiento y Cu de $Y_{Cu} = 1,99$ lo cual demuestra una buena selectividad del segundo ensayo de flotación.

3.4.3. TERCER ENSAYO DE SIMULACIÓN DE FLOTACIÓN CONTÍNUA

El tercer ensayo de flotación continua (E3) fue realizado a un pH=10 y manteniendo el mismo tiempo de remolienda a 40 min sobre el concentrado colectivo y bajo el procedimiento descrito en la sección 2.4 en base a los datos de la Tabla 2.3; se realizó la flotación con un tiempo de recolección de la espuma de mineralización de 6 min tanto en las secciones de desbaste, afino y colección, con la misma concentración de tanino de Guarango de 1 g por cada Kg de mineral concentrado, cuyos otros parámetros y detalles del ensayo se encuentran en el ANEXO IX. Los resultados obtenidos están expuestos en la Tabla 3.21, la cual indica que el concentrado recolectado tiene una ley de Cu del 17 % con una recuperación del 62,85 %.

Tabla 3.21. Resultados recuperación y contenido de Cu, del Tercer ensayo de flotación

Resultados	Peso	Fracción	Contenido		Recuperación	
			%		%	
			Cu	Fe	Cu	Fe
Desbaste	170,3	21,76	17,07	20,42	62,85	25,21
Relave	612,3	78,24	2,81	16,85	37,15	74,79
Ali Recal	782,6	100,00	5,91	17,63	100,00	100,00
Cabeza[Bulk]			5,95	21,33		

Al bajar el pH, disminuyó la depresión de la pirita, al existir en el concentrado una recuperación del 25,21 % de Fe, que al comparar con el segundo ensayo, en el cual se obtuvo una recuperación de Fe de 13,82 %, de tal manera que se aprecia lo sensible que son los procesos de flotación en relación al pH y más aún con la cal que influye no sólo al variar la alcalinidad, sino también por el ión calcio, el cual aumenta la formación de especies hidrofílicas en la superficie de la pirita como son $Ca(OH)_2$, $CaSO_4$ y $Fe(OH)_3$ y como también en la espumabilidad (Hu et al., 2009, p. 111). No es claro el mecanismo por el cual los taninos se adsorben

sobre la superficie de los sulfuros, sin embargo se puede ver la sensibilidad de estos al pH del sistema, especialmente cuando se vuelve muy alcalino y con la presencia de iones como el Ca y el Cu disuelto en el agua del proceso (Ceribeni et al, 2002, p. 4).

Con las cantidades de Cu y Fe presentes en el concentrado, asumiendo que todo el Cu se encuentra formando parte de la calcopirita y el exceso de Fe como parte de la pirita, entonces se calcula por diferencia de peso que en el concentrado hay alrededor de un 39,10 % de ganga en que la mayoría es cuarzo, ortoclasa, plagioclasas y pequeñas cantidades de arcillas, debido al aumento del tiempo de flotación a 6 min en relación a los 5 min del segundo ensayo. El arrastre que produce la espuma sobre la ganga conduciéndole hacia la sección de concentrado, se debe al aumento del tiempo de recolección de espuma en la sección escavenger (colección), ya en que esta sección la altura de la espuma disminuye por el agotamiento del mineral de interés en la celda, lo que tiene relación a la vez con un aumento de la altura de la pulpa debido a la acumulación de material por los reciclos realizados, de tal manera que la ganga se pone más al borde de la celda de agotamiento, siendo fácilmente arrastrada por la sensibilidad que gana el sistema ya sea por el aumento de la corriente de aire que es mayor que en la sección de afino o por la forma personal que tiene el operador al recoger la espuma y las cualidades colectoras del aceite de pino sobre la ganga.

En la figura 3.33 se observa la tendencia de la ley del Cu y su recuperación, la cual aumenta hasta alrededor del 90 % pero con poca selectividad, debido al aumento de la velocidad de recuperación de la pirita y la ganga, pero estos valores tienen mejor rendimiento que al trabajar a una alcalinidad mayor a 12 cómo en el primer ensayo de flotación, comprobándose de esta manera los efectos negativos del exceso de cal en los procesos de flotación selectiva.

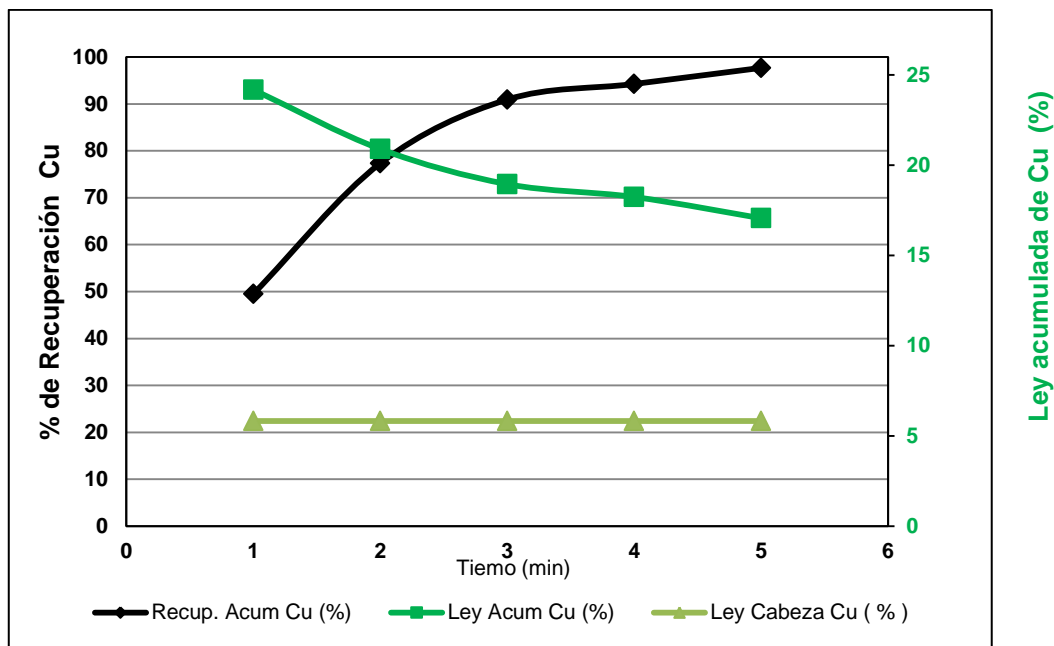


Figura 3.33. Recuperación y contenido acumulado de Cu en función del tiempo de recolección del concentrado en la etapa de afino (Tercer ensayo)

3.4.4. CUARTO ENSAYO DE SIMULACIÓN DE FLOTACIÓN CONTÍNUA

En el cuarto ensayo (E4), se disminuye el pH a un valor de 9 y se mantiene la remolienda de 40 min del concentrado colectivo, además con un tiempo de flotación de 6 min en las tres etapas del sistema según se especifica en el ANEXO IX. En la Tabla 3.22 muestra los resultados del ensayo, en la cual se aprecia una reducción tanto en la recuperación como en la concentración del Cu, pero en el caso del Fe se observa los mismos valores de recuperación que en el tercer ensayo.

Tabla 3.22. Resultados recuperación y contenido de Cu, del cuarto ensayo de flotación

Resultados	Peso	Fracción	Contenido		Recuperación	
			%		%	
			Cu	Fe	Cu	Fe
Desbaste	196,2	18,79	16,40	24,31	54,45	25,30
Relave	847,8	81,21	3,18	16,61	45,55	74,70
Ali Recal	1044	100,00	5,66	18,05	100,00	100,00
Cabeza[Bulk]			5,95	21,33		

Al bajar aún más la alcalinidad, se afectó a la formación de dixantógeno, compuesto químico formado por la oxidación del ditiofosfato sobre la superficie calcopirita, disminuyendo así su recuperación en el concentrado, según indica la figura 3.34.

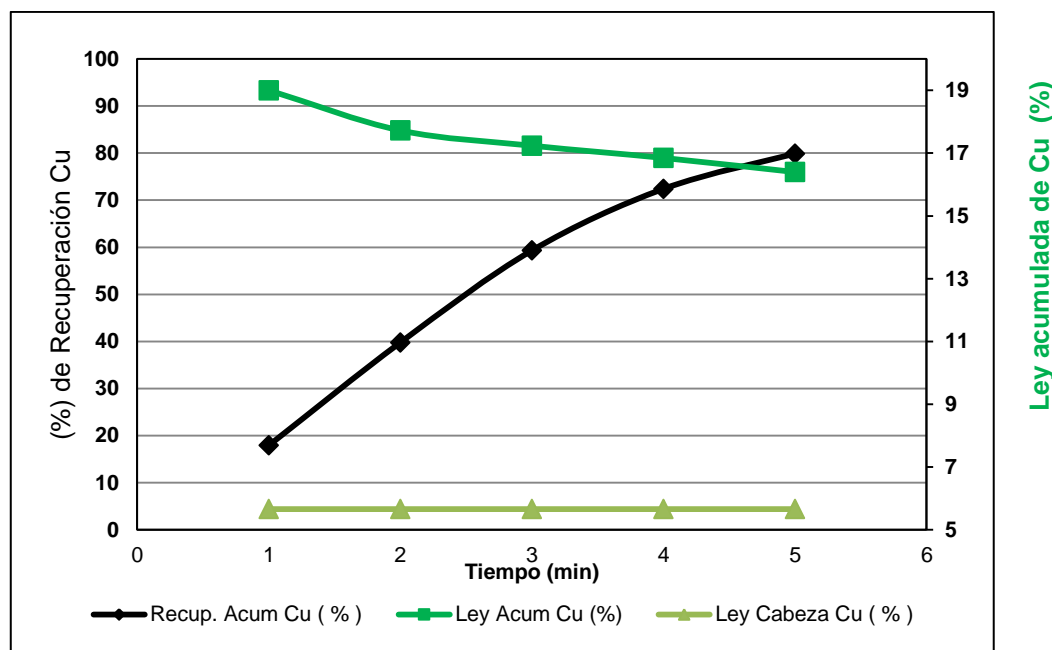


Figura 3.34. Recuperación y contenido de Cu acumulado en función del tiempo de recolección del concentrado en la etapa de afino (Cuarto ensayo)

Además, en la figura 3.34 se observa que a los 5 min de flotación, se ha recuperado menos del 80 % de Cu a causa de la falta de hidrofobización de la calcopirita, pero como el tiempo de recolección es de 6 min se favoreció el incremento de minerales de ganga que acompañan al concentrado en forma similar a lo sucedido en el tercer ensayo por el aumento de la aireación que favorece el arrastre de la pulpa junto con la espuma escasa en el borde de la celda.

Ciribeni et al. (2002) menciona que al trabajar a un pH >9, se inhibe la acción depresora de los taninos modificados de quebracho, denominados Floatan sobre la calcopirita (p.1,4). Este comportamiento de los reactivos modificados, es similar al comportamiento de los taninos de guarango observado en el cuarto ensayo de flotación, que a un pH=9, implicó una disminución de la recuperación

de la calcopirita, mientras que al aumentar la alcalinidad, aumento la recuperación de este sulfuro de Cu, claro, como se mencionó ántes a $\text{pH} > 12$ en cambio se consigue el efecto contrario ya que esta alta alcalinidad afecta la estructura de los taninos y del ditiofosfato. En la figura 3.35 muestra un resumen de los cuatro ensayos realizados, además proporciona información en relación a las corrientes que se recirculan dentro de las diferentes etapas de la simulación de un sistema de flotación continuo.

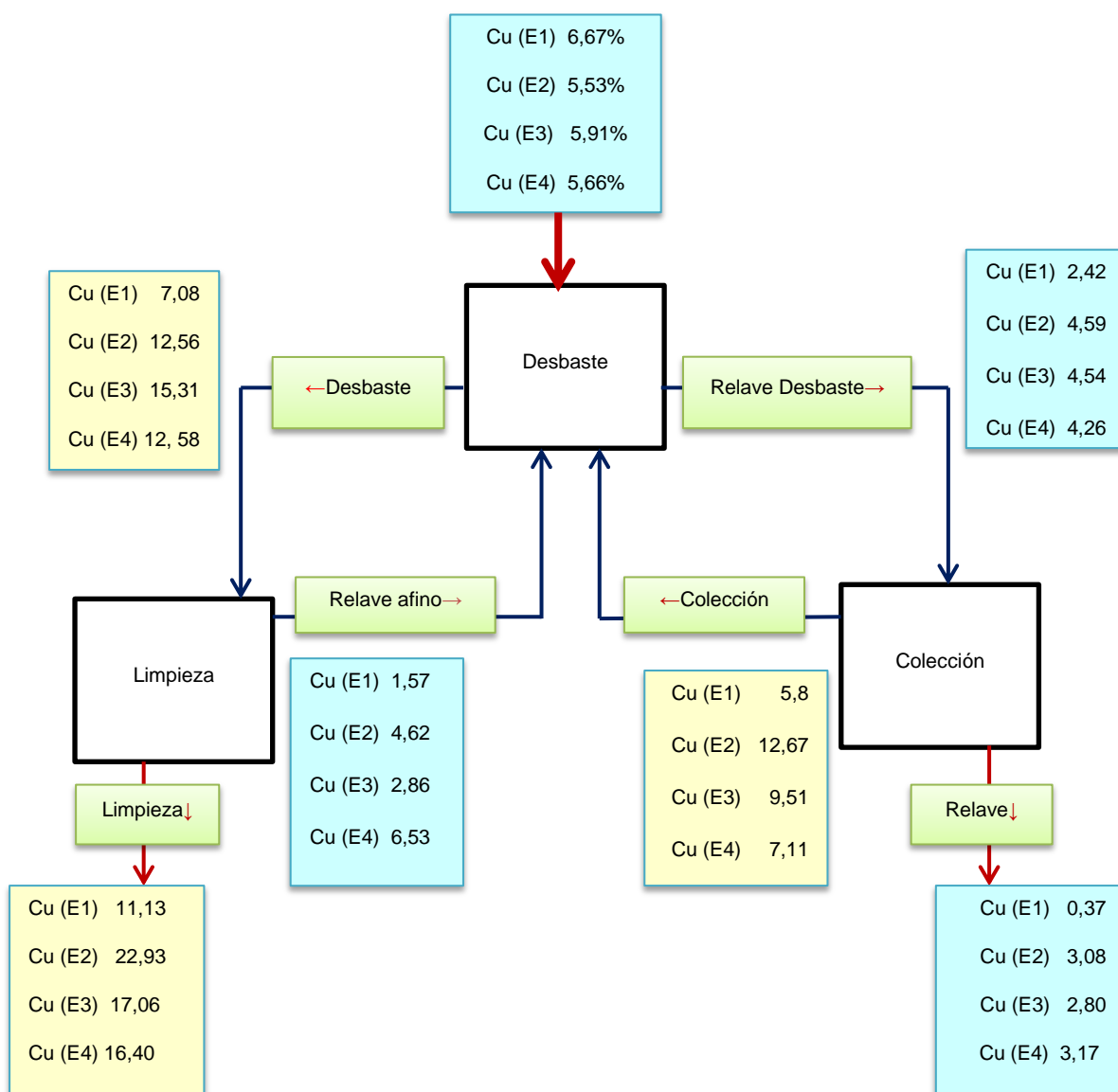


Figura 3.35. Resumen del Comportamiento del Cu en los cuatro ensayos de simulación de flotación continua

Según el esquema de la figura 3.35 el segundo ensayo tiene las mejores condiciones para la flotación selectiva, que son: 40 min de molienda, una alcalinidad de 11 y 1 g de tanino de guarango por kg de mineral; bajo estas condiciones se obtuvo un concentrado con una ley de 22,9 % de Cu durante los 5 min de recolección de la espuma mineralizada y al disminuir este tiempo de recolección en la etapa de afino a 3,5 min, se llegó a una concentración de Cu de un poco más del 25 %.

Esto indica que en el primer ensayo, el uso de 5 g de taninos de guarango y el trabajar a un pH 12,3 se obtuvo una baja recuperación ya que el mejoramiento de la selectividad por el incremento de la cantidad de depresante resulta en la desaceleración de la velocidad de recuperación de los sulfuros valiosos, además los taninos son bastantes estables en el medio básico, excepto a los valores extremos de pH (Castro y Álvarez, 1994, p. 242; Sarquís et al., 2007, p. 2).

En el tercero y cuarto ensayo se bajó el pH 10 y 9 respectivamente, obteniéndose una disminución de la recuperación de Cu, como un aumento de ganga en el concentrado, este aumento de la ganga está ligado también al tiempo de flotación.

Cabe recalcar que el modificador de alcalinidad se pone en la molienda pero el ajuste del pH se realiza en la celda de acondicionamiento y se basa en el método de prueba y error.

En la figura 3.36 en la parte superior izquierda se observa al concentrado de afino, el cual tiene una coloración amarilla, debido a la gran cantidad de calcopirita existente, en la bandeja superior central, corresponde al concentrado de desbaste, el cual tiene un color en un tono menor si comparamos con la anterior, esta bandeja es rica en sulfuros de Cu y Fe, la bandeja superior derecha, corresponde a la etapa de colección, por lo que disminuye aún más la tonalidad debido a que contiene los últimos sulfuros valiosos existentes.



Figura 3.36. Fotografía de las diferentes corrientes obtenidas, durante el proceso de simulación de flotación Continua.

En la parte inferior de la figura 3.36 hay tres bandejas que corresponden a los relaves de: afino, desbaste y colección o relave final, las cuales tienen coloración oscura, debido a la presencia mayoritaria de pirita, por tratarse de una flotación de selectividad a partir de un concentrado colectivo, ya que en la primera etapa de flotación, realizada para obtener el concentrado colectivo, el relave es de color blanco por la presencia mayoritaria de cuarzo y sílice como lo indica la figura 3.37.



Figura 3.37. Coloración del relave rico en cuarzo, obtenido de la flotación colectiva

3.4.5. ANÁLISIS DE LA CINÉTICA DE FLOTACIÓN EN LA SECCIÓN DE AFINAMIENTO EN EL SISTEMA DE SIMULACIÓN DE FLOTACIÓN CONTÍNUA

El análisis de la cinética de flotación, indica de manera cuantitativa la velocidad con que se rescata las especies de valor y es una variable que está relacionada con el intervalo de tiempo que necesitan las partículas lentas y valiosas para ser recuperadas. La cinética de flotación, tiene parámetros característicos de cada componente flotable y es función de cada etapa de flotación, sea esta: desbaste, colección y afino, como además del diseño de equipos y reactivos de flotación utilizados. En primer lugar, al analizar la figura 3.38 muestra en forma gráfica la relación existente entre el porcentaje de recuperación y concentración del Cu, el cual es nuestro metal de interés en los cuatro ensayos de simulación de flotación continua.

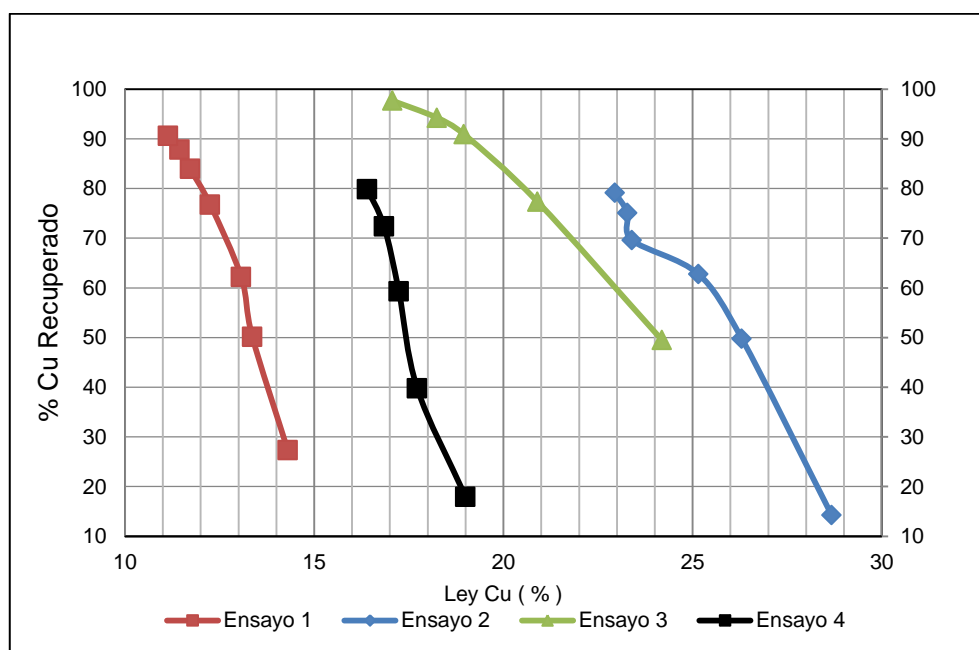


Figura 3.38. Curvas de la relación existentes entre el contenido y recuperación de Cu, en los cuatro ensayos de flotación

La figura 3.38., señala que el primer ensayo de flotación tiene una buena recuperación de la calcopirita, pero esta va acompañada de una baja selectividad, esta pobre selectividad se debe al incremento de ganga como cuarzo y piritita

debido al transporte de la espuma mineraliza que por trabajar a un alto pH de 12,3 produce una espuma estable con un mejor arrastre que a un pH menor para la mayoría de los minerales pórfidos de Cu. El pH alto no es diseñado solo como depresor de pirita, sino más bien como un modificador de espuma, pero en la flotación de calcopirita es deseado un pH más bajo entre 10,5 y 11 debido a la influencia que tiene este sobre el colector ditiofosfato (Bulatovic, 2007, p. 249, 250).

En la curva del segundo ensayo de flotación de la figura 3.38 muestra una buena selectividad pero con una recuperación cercana al 70 %, para este ensayo el mineral al ser remolido por 40 min, obtiene un tamaño de partícula, en que el 90% del mineral es menor a 44 μm . Aquí las pérdidas de Cu que se va en el relave se debe a la remolienda, ya que el Cu que se pierde en los relaves de flotación de muchas plantas se encuentran en fracciones menores a 20 μm (Bulatovic, 2007, p. 247).

En la figura 3.39 se relaciona el porcentaje recuperado de Cu con respecto al porcentaje recuperado de Fe, de los cuatro ensayos de flotación y como se puede apreciar, a mayor pendiente existe una relación más estequiométrica entre el Cu y el Fe, como en el caso del primero y el segundo ensayo, por el otro lado, al disminuir la pendiente, implica un aumento en la concentración de Fe como se aprecia en el tercer y cuarto ensayo, en una cantidad mucho mayor a la que debería existir con relación a la necesaria para formar junto con el Cu la calcopirita, este aumento de pirita en el concentrado está relacionado con el pH, que para los dos últimos ensayos está entre 10 y 9 respectivamente y como se mencionó anteriormente, son procesos sensibles a la alcalinidad.

A escala industrial, el arrastre de ganga no deseada puede ser común y por lo tanto una única etapa de flotación es infrecuente, a menudo se requieren varias etapas de flotación (llamados circuitos) para alcanzar una calidad económicamente aceptable del mineral valioso al final (Wills y Napier-Munn, 2007, p. 267).

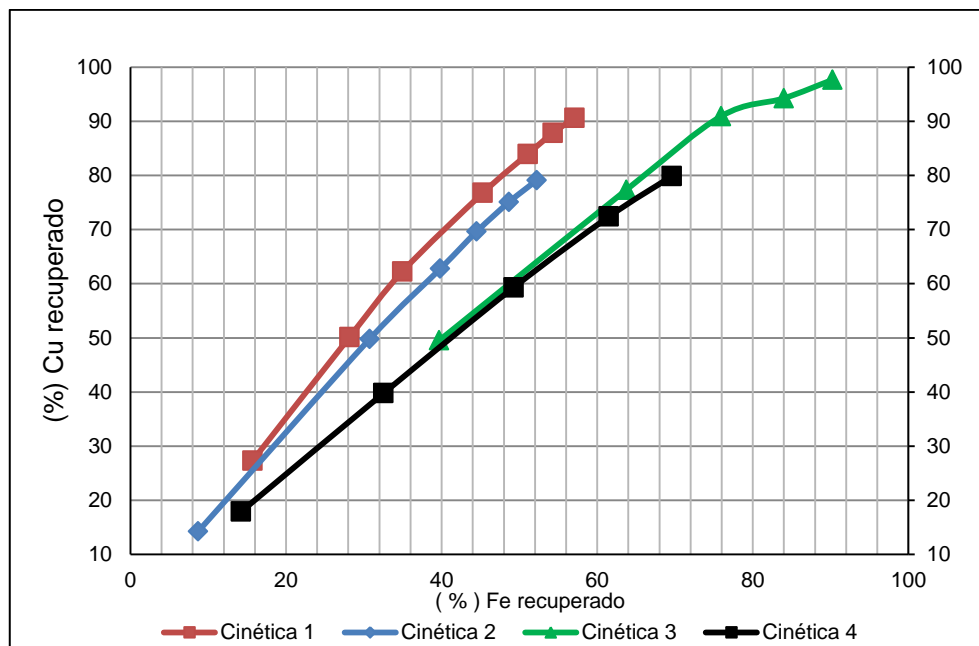


Figura 3.39. Curvas de la relación existente entre e la recuperación de Fe y Cu, en los cuatro ensayos de flotación

Se debe tener muy en cuenta que la cinética de flotación se realizó en la celda de afino del sistema de simulación de flotación continua a partir de un concentrado colectivo, el cual contenía un alto contenido de cuarzo del 20 % y ortoclasa en un 16 %, según indica la Tabla 3.16 por lo que fue necesario realizar la remolienda para aumentar la liberación y recuperación de mineral de interés.

En la figuras 3.40 y 3.41, se representa las curvas de la fracción de recuperación de Cu y Fe en la espuma mineralizada con relación con el tiempo de flotación en los cuatro ensayos, sin entrar en detalles del mecanismo de unión de las partículas con las burbujas.

En la figura 3.40 se observa que en el tercer ensayo, existe una buena recuperación de Cu sobre el 90 % pero a la vez como indica la figura 3.41 una buena recuperación de Fe en la misma cantidad, con respecto al mineral que entró en esta etapa de afino y además la ganga está en 39 % con relación al segundo ensayo, en el cual se tiene un 21,34 % de ganga con una concentración de Cu cerca del 25 % que ya se considera comercial.

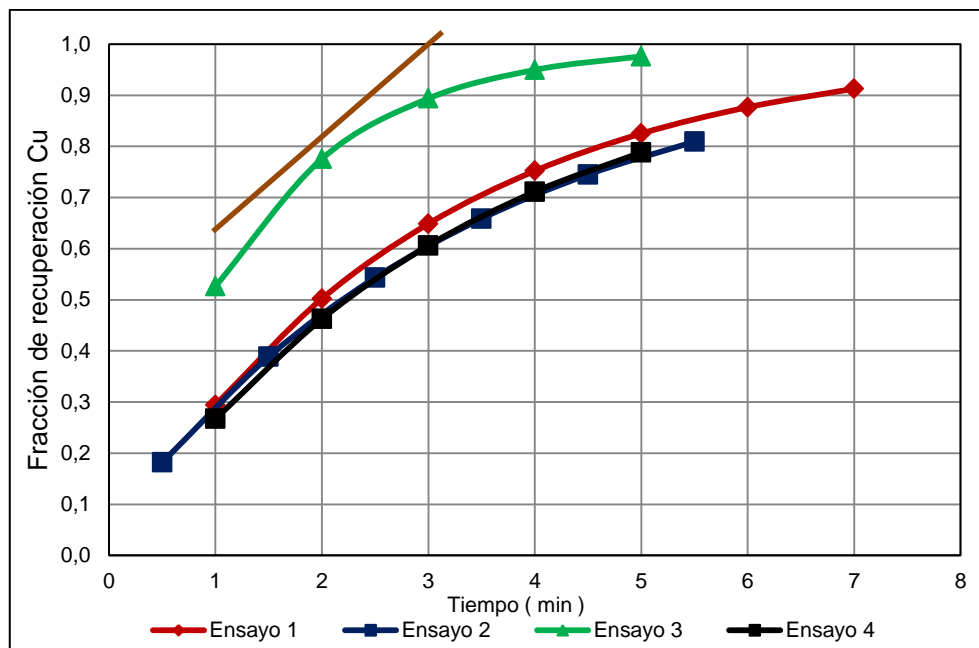


Figura 3.40. Curvas de recuperación de Cu en los cuatro ensayos de Flotación

La figura 3.40 además indica que en el tercer ensayo de flotación, con respecto al Cu, se llega a tener en los primeros tres minutos una mayor pendiente en la curva al trazar una tangente, que representa la velocidad de flotación, la cual es mayor debido al arrastre por desbordamiento que se obtuvo en la celda. Cabe señalar que la calidad y cantidad de concentrado a recuperar dependerá tanto de las condiciones físico-químicas como físicas-hidrodinámicas imperantes en la celda de flotación.

Al observar la figura 3.41, se puede interpretar que en el primer y segundo ensayo, en los cuales se trabajó a pH de 12,3 y 11 respectivamente, la velocidad de recuperación de Fe son iguales al tener casi ambas curvas las mismas tangentes y se observa la influencia del pH sobre la depresión del Fe, al obtener según estas dos curvas una recuperación cercana al 50 %, con respecto al total entrante en la etapa de flotación de afino, siendo un poco mayor la recuperación de Fe el primer ensayo, obviamente por el aumento del tiempo de recolección. Lo que también se observa en el primer ensayo, es un aumento del mineral de ganga debido a que a altos pH se fortalece la espuma y aún más si el reactivo para subir la alcalinidad contiene el átomo de calcio, el cual hace un aporte adicional a la

espuma, al influir fisicoquímicamente con su carga distribuida en la pulpa dentro de la celda sobre el espumante, ya que una particular habilidad del espumante es influir en la cinética, recuperación y selectividad (Cytec, 2002, p. 72). Mientras que en el tercer y cuarto ensayo al bajar el pH a 10 y 9 respectivamente, aumenta la recuperación de Fe hasta llegar a valores del 90 %.

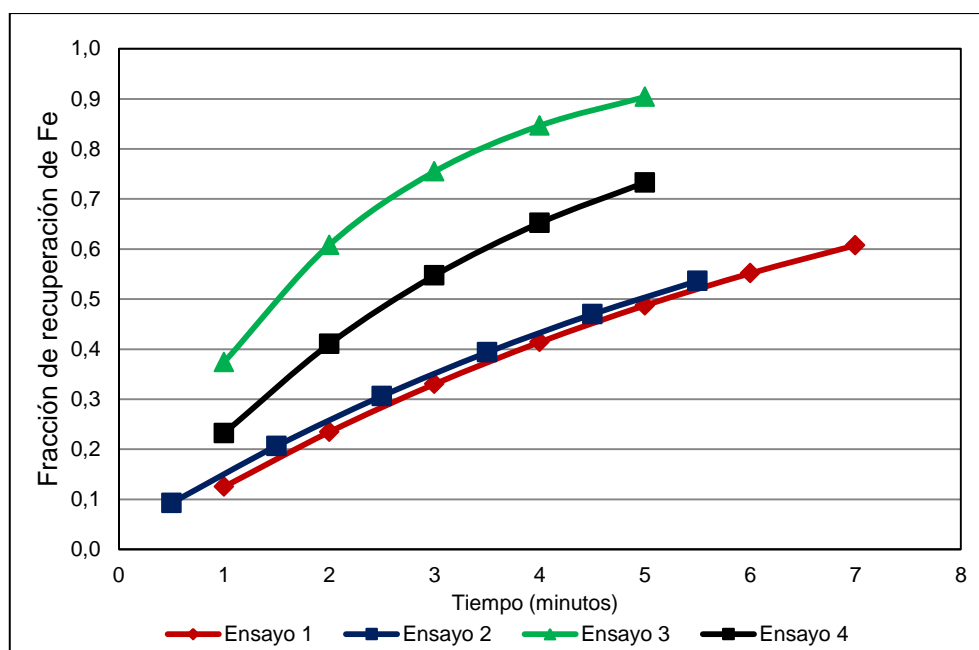


Figura 3.41. Curvas de recuperación de Fe en los cuatro ensayos de flotación

El trabajo con curvas logarítmicas no es cómodo, particularmente en la parte avanzada de la flotación o hacia el fin de la misma, pues los incrementos de recuperación con el tiempo son muy bajos y dificultan las comparaciones necesarias y estos son precisamente los lugares que principalmente interesan en la flotación, pues en ellos se efectúa la lucha decisiva por obtener resultados favorables. Este problema, se puede resolver cómodamente en base a gráficos semi-logarítmicos, como se aprecia en las figuras 3.42 y 3.43, en donde a diferencia de la figura 3.41 en el eje de las ordenadas va $\ln(1 / 1-R)$ y en el eje de las abscisas el tiempo en min (Sutulov, 1967, p. 62). La importancia práctica de estas curvas, reside en el hecho de que en un proceso de flotación que se desarrolla normalmente, debe estar representado por una recta de inclinación variable, que depende del carácter y de la máquina o método de flotación.

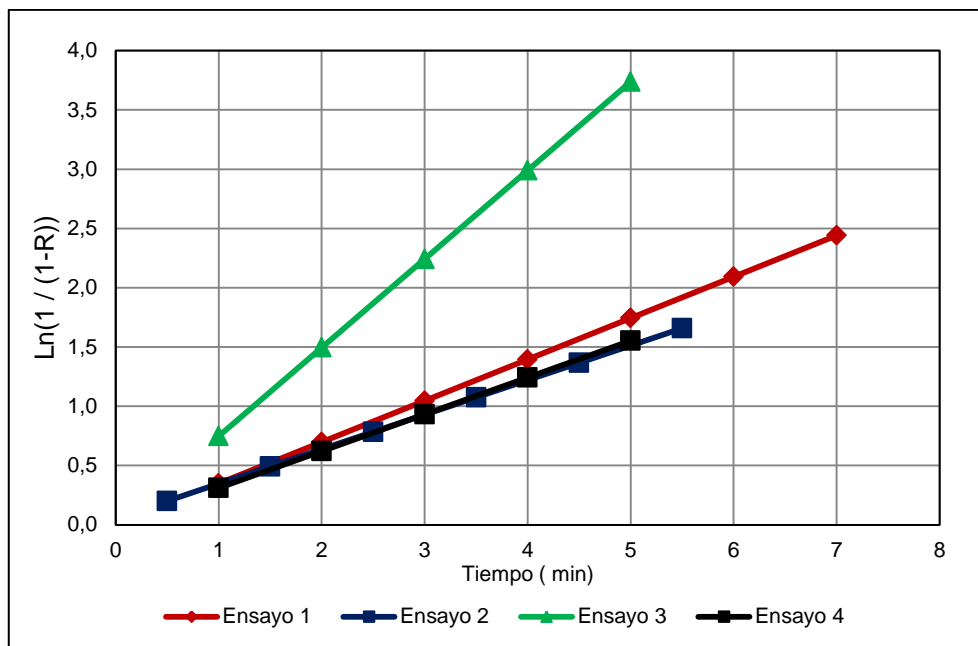


Figura 3.42. Gráfico de linealización de la curva de recuperación de Cu en función del tiempo en coordenadas semilogarítmicas de los cuatro ensayos de flotación

En la figura 3.42 indica que las pendientes de las curvas que representan las constantes de velocidad, en lo que se refiere al Cu son iguales en los diferentes ensayos de flotación a excepción del tercero, y esta diferencia radica en que en este existió un desbordamiento de la pulpa debido a causas hidrodinámicas surgidas en el ensayo, ya que la velocidad a la que la espuma mineralizada es removida y la posición de la válvula que controla el flujo de aire tiene una influencia en la cinética de flotación.

Los taninos de guarango, usados como reactivo depresor de la calcopirita, no influyen en el trabajo del ditiofosfato (aerofloat 208) que es el colector selectivo de la calcopirita, mientras que la acalinidad si influye en la formación del dixantógeno, tanto en la superficie de la piritita como de la calcopirita perjudicando en sus respectivas recuperaciones. En la Tabla 3.24, indica los valores de las constantes de flotación, las cuales tienen valores muy similares con respecto al Cu a excepción del tercer ensayo en que aumento el valor. En el caso del Fe las constantes de flotación obtenidas en los cuatro ensayos de simulación de flotación continua disminuyen al comparales con las obtenidas en el caso del Cu

ya sea por las condiciones de flotación, cantidad de reactivos, modificadores y depresantes .

Tabla 3.23. Constantes de la cinética de flotación del Cu y Fe en los cuatro ensayos de simulación de flotación continua, en la sección de afinamiento

	Ecuación del Cu	R ²	Ecuación del Fe	R ²
Ensayo 1	$r = R_0(1 - e^{-0,3487t})$	0,9931	$r = R_0(1 - e^{-0,1336t})$	0,9473
Ensayo 2	$r = R_0(1 - e^{-0,2914t+0,055})$	0,9802	$r = R_0(1 - e^{-0,1209t-0,1324})$	0,9144
Ensayo 3	$r = R_0(1 - e^{-0,7474t})$	0,9917	$r = R_0(1 - e^{-0,4684t})$	0,9953
Ensayo 4	$r = R_0(1 - e^{0,3105t})$	0,9866	$r = R_0(1 - e^{-0,264t})$	0,999

*R₀=1

En la figura 3.43, se observa las gráficas de las pendientes de las constantes de flotación del Fe, el valor de la constante cinética en los dos primeros ensayos se mantiene constante, existiendo pequeñas variaciones debido al tiempo de flotación y a la influencia negativa que tiene el pH sobre el ditiofosfato a una alcalinidad mayores a 12 que causa a la vez la depresión de la pirita, lo que influye también en su recuperación.

En las curvas de los ensayos tercero y cuarto se nota un aumento de la pendiente de la constante de velocidad del Fe debido a la disminución de la alcalinidad de la pulpa que aumenta la velocidad de flotación del Fe.

Las altas recuperaciones de Cu pero con bajas leyes están más relacionadas con la ganga de cuarzo y plagioclasas presentes en los diferentes concentrados antes que por la falta de acción de los reactivos depresores de pirita como los taninos y la cal.

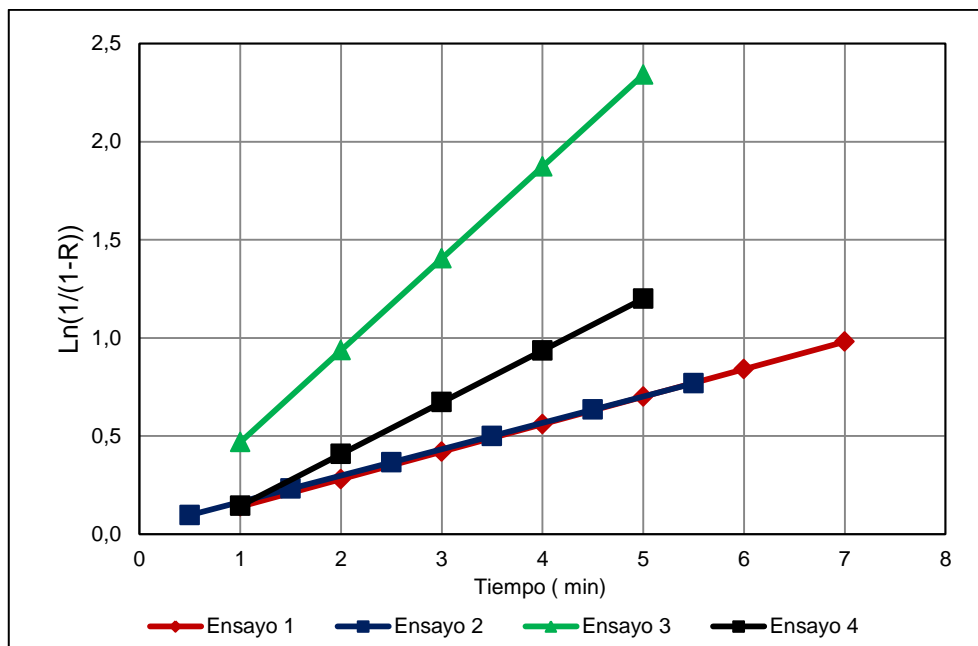


Figura 3.43. Gráfico de linealización de la curva de recuperación del Fe en función del tiempo en coordenadas semilogarítmicas de los cuatro ensayos de flotación

Los mejores resultados de flotación se obtuvieron en el segundo ensayo y al aislar las curvas de recuperación de Cu y Fe para un análisis empírico, se observa en la figura 3.44 que la curva del Fe tiene desviaciones y consigue una forma convexa y al realizar la curva de regresión de datos para obtener la recta cuya pendiente representa la constante cinética de flotación, se obtiene un $R^2=0,9144$ como indica la Tabla 3.24 esto implica que el proceso de flotación del Fe es obstaculizado en lo que se refiere al que está formando la pirita, que es el objetivo de los taninos de guarango y la alcalinidad, por el contrario el Cu mantiene una tendencia recta y como se mencionó, no existió interferencia de los taninos sobre el ditiofosfato.

“Es importante señalar que las ecuaciones de García Zúñiga no discute las razones que favorecen u obstaculizan el proceso, sino que solamente las cuantifica” (Sutulov, 1963, p. 64).

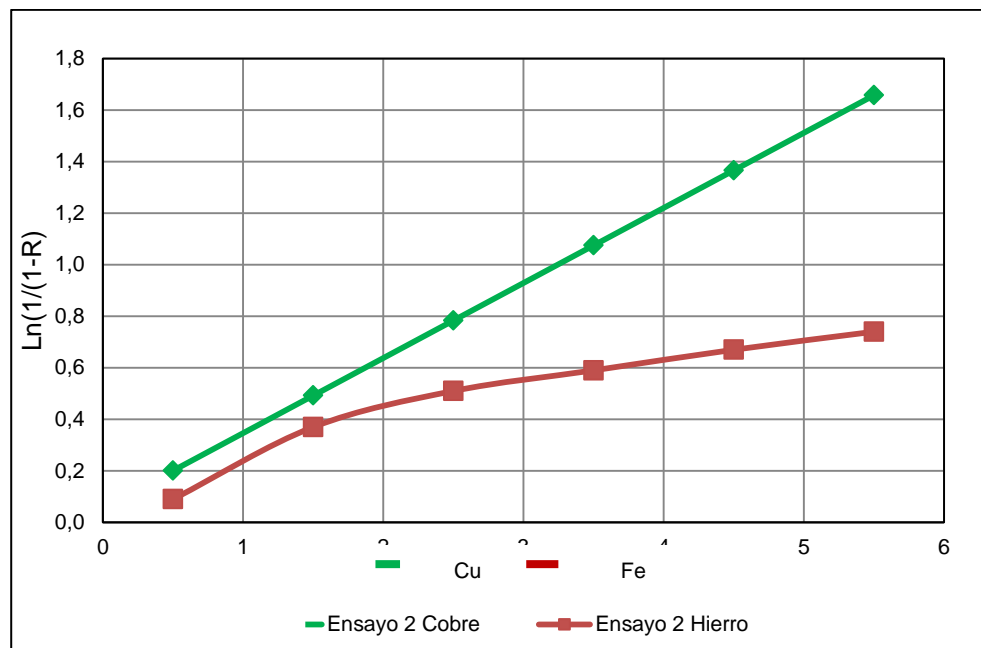


Figura 3.44. Gráfico de linealización de la curva de recuperación de Fe y Cu en función del tiempo en coordenadas semilogarítmicas en el segundo ensayo de flotación

Se debe destacar que en la flotación existe cualquier cantidad de variables y son muy pocas las consideradas en los criterios anteriores y según Sutulov (1963) existen más de 60 (p. 64). Ya que todos los componentes en el mineral tienen un pronunciado efecto sobre las propiedades de flotación de un particular mineral, no es posible aplicar sólo la investigación básica para desarrollar un proceso de tratamiento. El principal propósito de aplicar la investigación es para combinar el conocimiento fundamental y los aspectos físicos-químicos de flotación con la experiencia ganada desde la planta de operaciones para interpretar las respuestas de un mineral a las condiciones aplicadas en el laboratorio o en la planta (Bulatovic, 2007, p.12).

En la práctica, es imposible llegar al 100 % de la recuperación de las partículas valiosas, debido entre otras cosas, a la falta de liberación de las especies de interés, encapsulamiento, remolienda o sobremolienda que crea tamaños muy dispersos de partícula y muchos otros factores más, por lo que se debería corregir la ecuación de cinética de flotación utilizada (Ecuación de Zúñiga) por un factor R_0 que representa a la flotación máxima posible, pero como el análisis de la cinética de flotación se realiza en la sección de afino del sistema de simulación de flotación continua, que es una etapa de re flotación de los concentrados, por lo que

se consideró que $R_o=1$, además en base a la figura 3.40 la cual indica que la recuperación de Cu está en alrededor del 90 % como valor de máxima obtenido y como se indicó antes, la cinética de flotación en la etapa de limpieza, se caracteriza por tener: menor carga de flotación, menor recirculación y mayor contacto entre las partículas valiosas los reactivos y las burbujas transportadoras.

3.5. DEFINICIÓN DEL DIAGRAMA DE FLUJO DEL PROCESO DE FLOTACIÓN DE CALCOPIRITA Y DIMENSIONAMIENTO DE LOS EQUIPOS PARA PROCESAR 2000 t/d DE CONCENTRADO COLECTIVO

En un nuevo yacimiento, el impacto potencial en la elección de los reactivos de flotación proporciona suficiente información para el diseño del diagrama de flujo y un preliminar análisis económico-metalúrgico, ya que los diferentes reactivos tienen un significativo efecto sobre la cinética de flotación y entre la relación grado-recuperación de los minerales de interés (Cytec, 2002, p. 78).

Cabe recordar que el concentrado colectivo, base de estudio, posee un contenido de Cu de 5,95 % y de Fe 21,3 %, además éste representa el 7 % del mineral inicial que entró al proceso según la Tabla 3.15. Sutulov (1963) menciona que en la flotación primaria, el concentrado recuperado en forma general representa desde un 8 % a un 15 % del peso total de la cabeza (p. 164).

3.5.1. DEFINICIÓN DEL DIAGRAMA DE FLUJO

Hay combinaciones de reactivos que “pueden” producir una alta recuperación de los minerales de interés pero con una baja ley, por lo tanto implicará una gran masa de los concentrados en las etapas de desbaste como de colección y por otro lado, hay combinaciones de reactivos que pueden producir concentrados con una alta selectividad y poca recuperación, que implica un menor arrastre de masa

en las secciones desbaste-colección, que reduce los requerimientos de remolienda y capacidad en las celdas de afino, que además resulta en un incremento del grado/recuperación en las etapas de limpieza, lo que reduce los costos de capital y operación; esta reducción de la carga circulante en las celdas de limpieza, usualmente significa circuitos fáciles de operar y controlar. Las altas selectividades determinan disminuciones en las recuperaciones y viceversa, lo que es lógico por cuanto a una más alta ley de los productos se requiere un tratamiento adicional con producción de nuevos relaves (Cytec, 2002, p. 78; Sutulov, 1963, p. 159).

Al diseñar un circuito de limpieza, existen ciertos problemas de manejo de materiales de carácter metalúrgico cuando se obtienen un concentrado y un relave, que no son productos finales y deben ser recirculados. Lo normal en estos casos, es que los relaves sigan la corriente general en las celdas, de manera que el relave del circuito anterior sea la cabeza del posterior y que los concentrados del circuito posterior sean la cabeza del anterior. Esto último, siempre que se cumpla la condición de que las leyes de la cabeza y del concentrado en cuestión sean del mismo orden. Si hay grandes diferencias se corre el riesgo de que el producto final empiece a variar en su calidad debido a la dilución o concentración de la cabeza. En los casos en que hay una diferencia notable entre el concentrado producido y la cabeza del circuito anterior, el concentrado se agrega al circuito que corresponde por su ley (Sutulov, 1963, p. 164).

En base al criterio mencionado anteriormente, se define el diagrama de flujo propuesto en la figura 3.45 que es probablemente el más típico circuito de flotación de minerales sulfurosos y su fundamento es simple y se basa en una primera flotación de desbaste seguida de una refluotación del concentrado de desbaste y que a la vez va acompañado de una recolección del mineral valioso que aún permanece en los relaves del desbaste y que se recirculan a la corriente de entrada del circuito de flotación junto con los relaves de la refluotación o afino, para que de esta manera aumentar la recuperación. Este diseño reduce la recirculación de cargas tanto en la primera flotación como en las etapas de limpieza.

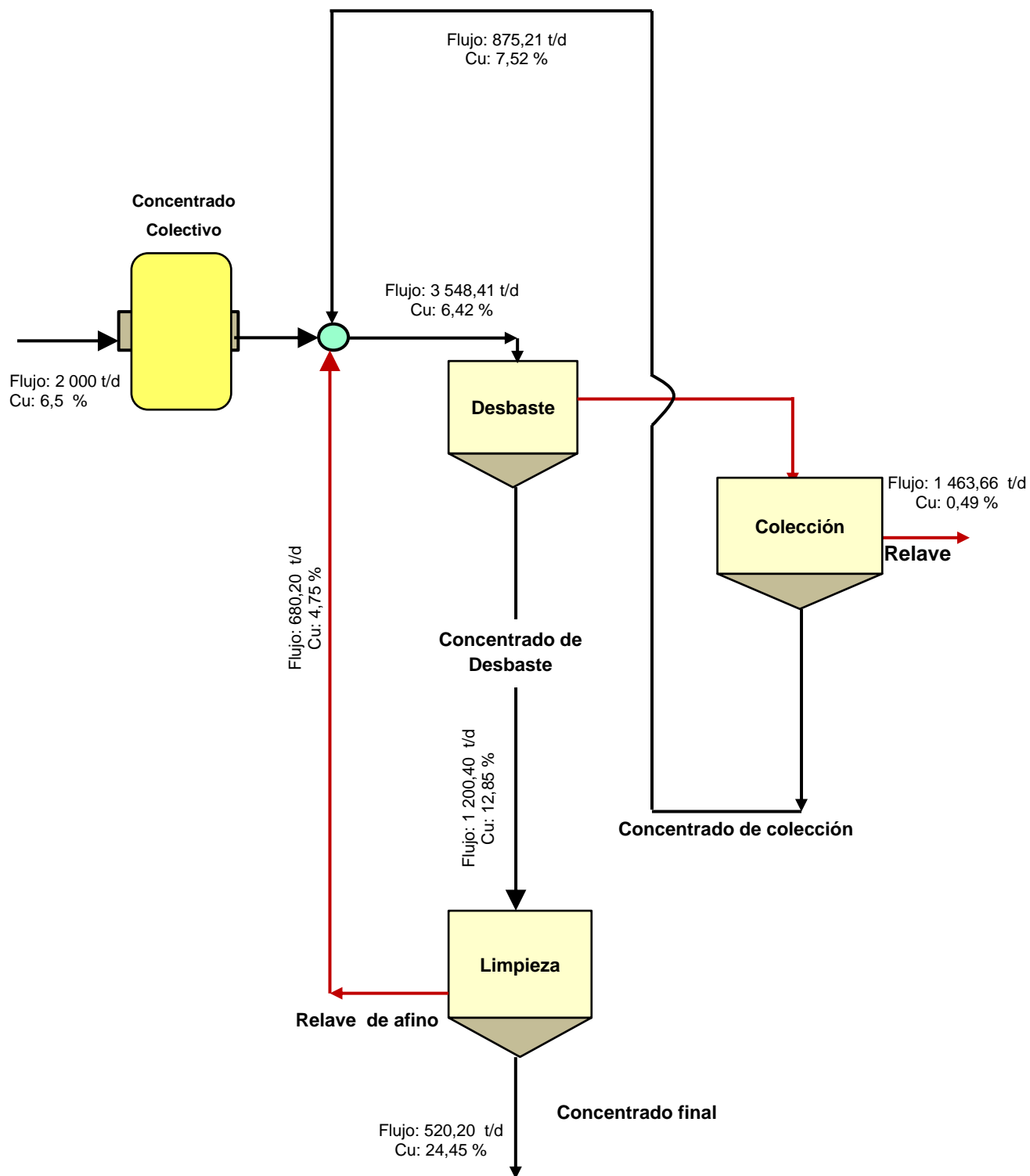


Figura3.45. Diagrama de flujo para el tratamiento de 2 000 t/d de concentrado colectivo

3.5.1.1. Selección de Equipos

Según el método de introducción del aire se puede distinguir diferentes tipos de máquinas de flotación, de las cuales las principales son: mecánicas, de vacío y neumáticas, donde estas últimas han sucumbido a la presión de la competencia y dominación de las máquinas sub-aéreas.

Actualmente son de verdadera importancia tecnológica, por lo menos en lo que se refiere al continente americano tres máquinas del tipo mecánico sub-aéreo: Las de Denver, de Fagergren y de Agitar: estas han sido continuamente mejoradas en su diseño, el cual es enfocado para la simplicidad de operación y mantenimiento, lo que implica una disminución de todo tipo de costos relacionados a los equipos.

Estas máquinas difieren entre sí en el diseño del: agitador, estator y geometría de la celda y de las variaciones de estos tres factores provienen las ventajas relativas en ciertos aspectos de alguna de ellas sobre las otras. La velocidad periférica, forma, tamaño y profundidad del agitador tienen relación directa con el consumo de energía y la agitación obtenida, pero en este consumo de energía, la densidad de pulpa y su viscosidad sorprendentemente desempeñan un papel de poca importancia, pues se trata de movimientos muy turbulentos; cabe notar que las recuperaciones obtenidas con las tres máquinas son muy similares con diferencias no mayores de 1%. Debido a su buena aireación, las Agitair se usan para la flotación primaria cuando la molienda es gruesa y las Fagergren cuando es fina, las celdas Denver-Sub A dan excelentes resultados en circuitos de limpieza, debido a ciertas facilidades en el manejo de los productos medios y además, otro factor que favorece su elección en el uso en las flotaciones de limpieza, es la posibilidad de agregar reactivos dentro de cualquier celda, ventaja que no tienen las otras máquinas en general, las Denver sub-A consumen más energía, son más caras y sus gastos de mantención son mayores, pero esto se compensa plenamente por su excelente trabajo en las condiciones de flotación selectiva y la alta calidad de sus productos como a su gran flexibilidad en la operación. Otra razón importante para la selección de la Denver sub-A, radica en el hecho que tienen una pieza metálica fija situada sobre el agitador, que lo

protege de la sedimentación de las arenas en el caso que se detenga su funcionamiento y que permita su posterior puesta en marcha sin necesidad de vaciarlas o limpiarlas (Fuerstenau, 1962, pp. 347, 349; Sutulov, 1963, pp. 148, 158, 170, 151).

3.5.2. DIMENSIONAMIENTO DE EQUIPOS

Para el dimensionamiento de una planta que va a procesar 2 000 t/d de concentrado colectivo, se tomó como base de diseño las condiciones de operación del segundo ensayo de simulación de flotación continua detalladas en el ANEXO IX y cuyos resultados se describen en la sección 3.4.2 que indica un concentrado de 22,94 % Cu y un relave con un contenido de 3,08 % de Cu, obtenidos al realizar la recolección de la espuma mineralizada por 5 min, según muestra la tabla 3.20 y además la figura 3.32 señala que a los 3 min de recolección de la espuma en la sección de afino ya se obtiene un concentrado comercial con un contenido de Cu del 25 % que es similar al tiempo de afinamiento de la compañía Copper Range Co., White Pine que emplea 4 min en los circuitos de limpieza y 6 min en las secciones de desbaste y colección (Fuerstenau, 1962, p. 347).

Definido el diagrama de flujo para el enriquecimiento del mineral pódrido, las condiciones de operación del sistema a ser empleado y el tipo de equipos que se va a utilizar; se continúa con la determinación de su tamaño y según el volumen de la operación, se debe decidir si se va a trabajar con una o varias secciones y esta última alternativa tiene la ventaja de una mayor flexibilidad de la operación al utilizar celdas pequeñas sobre las grandes ya que en caso de reparaciones por ejemplo no hay que cerrar todo el circuito, sino una parte de ellos. Varias unidades chicas se pueden combinar y reagrupar de manera más conveniente entre ellas, claro que por el contrario esto significa tener un mayor espacio disponible para su respectiva instalación así como un mayor costo (Sutulov, 1963, p. 170). La limpieza de los concentrados se efectúa por nuevas flotaciones intercaladas a veces, si es necesario, con operaciones de espesaje,

acondicionamiento y remolienda, siendo esta última, uno de los ítems más importantes en lo que se refiere a costos de operación por concepto de energía gastada, acero consumido y equipo utilizado. En base a lo dicho, se sugiere el siguiente esquema de planta que se muestra en la figura 3.46.

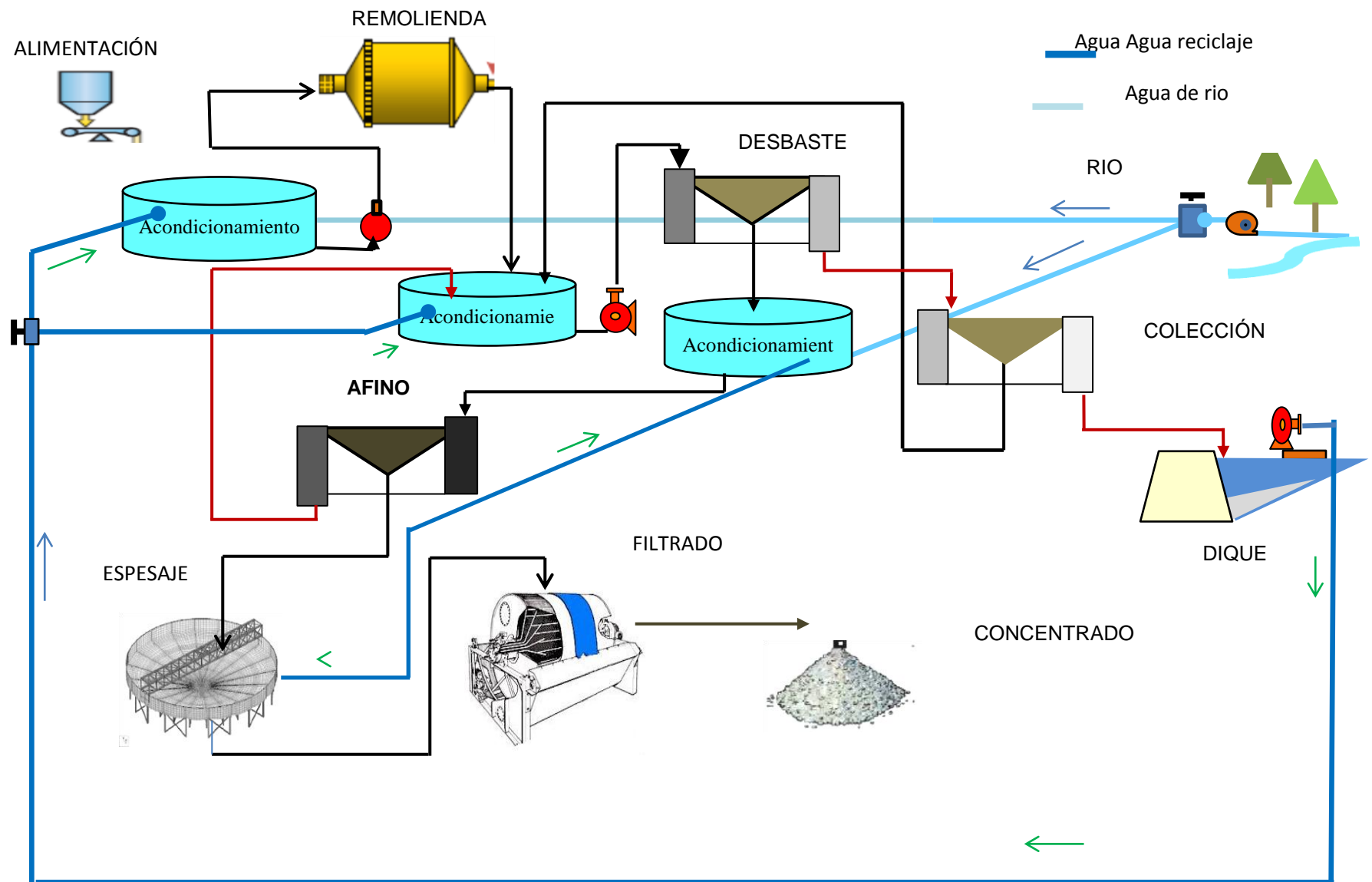


Figura 3.46. Esquema de planta para el tratamiento de 2 000 t/d de concentrado colectivo

En el esquema de la figura 3.46 se aprecia las diferentes etapas del proceso, así como las diferentes recirculaciones de corrientes y procesos complementarios para la operación. Debemos considerar también que la molienda fina significa también mayor cantidad de agua como de los reactivos de flotación ya que aumenta la superficie de los minerales.

3.5.2. 1. Dimensionamiento de Celdas de Flotación

El dimensionamiento de las celdas de flotación, es función del trabajo que desempeñan dentro de la planta, esto quiere decir: si son de desbaste, afino o de colección y además de la densidad de pulpa, toneladas de mineral seco alimentadas por 24 h y el tiempo de flotación que es imperativo en definir el tamaño.

Un significativo problema en el diseño de los circuitos de flotación es el de pasar los tiempos de flotación obtenidos en las pruebas batch a tiempos de flotación en circuitos de trabajo continuo. La diferencia fundamental radica que en una prueba por lotes, todo el material permanece en la celda por el mismo tiempo mientras que en una celda de flujo continuo, hay una propagación a menudo bastante considerable en los tiempos de retención de los diferentes volúmenes unitarios. Parte de la pulpa tiene un atajo y pasa fuera de la celda de forma relativamente rápida con el resultado de que la flotación es incompleta, para reducir este problema, el volumen de flotación total deseado se divide en porciones más pequeñas.

El volumen total de la celda, requerido para un tiempo nominal de flotación específico, debe por supuesto ser calculado tomando en cuenta que sólo una parte del volumen de la celda está disponible para la pulpa, desde el volumen bruto debe restarse el volumen del rotor, estator y demás maquinaria así como el de la capa de espuma y del aire presente durante el proceso de flotación. Los cálculos indican que el volumen ocupado por la pulpa puede ser tan pequeño de alrededor del 50 % del volumen total de la celda, por tal razón un factor de

seguridad de 2 o 3 es usualmente aplicado a los tiempos de flotación de laboratorio en orden para determinar la celda requerida para un volumen a escala de planta (Wills y Napier-Munn, 2007, p. 301).

Bajo lo descrito hasta aquí, se estima que el tiempo de flotación para la sección de afino es de 7 min, que representa el doble de valor óptimo de recolección de la espuma portadora de Cu requerida en el segundo ensayo de simulación de un proceso de flotación continua en dicha sección, ensayo que es tomado como base para el diseño del esquema y dimensionamiento del proceso de concentración para obtener un producto final con un 25 % de Cu, según se aprecia e indica la figura 3.32.

El tiempo de desbaste será de 10 min que equivale al duplicar el tiempo de 5 min que se obtuvo en esta sección en el segundo ensayo de flotación y para la sección de colección será de 15 min, siendo este último valor el doble del valor utilizado en la etapa de colección en el primer ensayo de flotación, ya que bajo las condiciones en que se realizó ese ensayo en lo referente a esa etapa se obtuvo un relave final con menor valor de contenido de Cu como se muestra en el esquema de la figura 3.35.

En base a estas condiciones, la Tabla 3.35 muestra los valores de los contenidos de Cu en cada etapa del circuito de flotación selectiva: Desbaste, Afino y colección para llegar al enriquecimiento del mineral a valores comerciales cuyo diagrama y balance metalúrgico se encuentra en la figura 3.45.

Tabla 3.24. Concentraciones de Cu en las diferentes etapas del circuito de flotación (desbaste, afino y colección)

Parámetros	Celda Desbaste	Celda Limpieza	Celda Colección
Contenido de Cu a la entrada de la celda de (%)	6,50	12,85	3,13
Contenido de Cu en el concentrado de la celda de (%)	12,85	24,45	7,58
Contenido de Cu en el relave de la celda de (%)	3,13	4,75	0,49
Fracción del concentrado en la celda de (%)	33,82	43,34	37,66
Fracción del relave en la celda de (%)	66,18	56,66	62,34

La Tabla 3.36 proporciona los valores del dimensionamiento de las celdas de flotación, calculados según el procedimiento descrito en la sección 2.5.2.1 que permite conocer el volumen requerido, cuyo ejemplo de cálculo se detalla en el ANEXO XI y que con ayuda del ANEXO XIII que proporciona información del fabricante, para elegir el tamaño y tipo de celda necesario para la flotación industrial.

Se debe tomar en cuenta, que las celdas de afino son diluidas a un promedio de 10 a 15 % de sólidos, esta dilución es absolutamente necesaria, pues permite una mejor separación de las partículas floculadas y la selección de las totalmente liberadas partículas de interés para tener una mejor flotación selectiva. La agitación de las celdas de limpieza es más lenta y la cantidad de aire introducida es considerablemente inferior en comparación a las etapas de desbaste y colección y si es necesario, se agregan pequeñas cantidades de reactivos adicionales para compensar las pérdidas por dilución y remover las películas de ciertas partículas (Sutulov, 1963, p. 164).

Tabla 3.25. Volúmenes y parámetros de flotación en las secciones de: desbaste, colección y limpieza

	Parámetros	Desbaste	Limpieza	Colección
F	Toneladas de mineral seco alimentadas /24 horas	3 548,41	1 200,88	2 348,3
s	Densidad específica de Pulpa (g/ cm ³)	1,30	1,11	1,21
P	Fracción decimal de sólidos por peso	0,37	0,16	0,28
T	Tiempo de flotación (min)	10	7	15
V_s	m ³ de pulpa / Tonelada de mineral	2,03	5,41	2,93
S	Gravedad específica del sólido (g/ cm ³)	2,75	2,75	2,75
S_a	Gravedad aparente del sólido (g /cm ³)	1,60	1,60	1,60
NC_R	Volumen de flotación requerido (ft ³)	2 061,3	1 283,7	2 910,6
M	Marca de Celda seleccionada	Denver-Sub-A	Denver-Sub-A	Denver-Sub-A
N_C	Número de celda (Identificación de fábrica)	30	24	30
C_R	Volumen de cada celda (ft ³)	100	50	100
N	Número de celdas calculado	20,61	25,67	29,10
N_U	Número de celas utilizadas	24	24	32
P	Potencia por cada celda (HP)	9,2	4,5	9,2
N_B	Número de bancos	3	3	4
C_B	Celdas por banco	8	8	8

Para la selección del tamaño de celda a usarse en las etapas de desbaste y colección fue empleado el criterio de uso de celdas medianas para que proporcionen al sistema una gran flexibilidad y Sutulov (1963) sugiere usar para la etapa de limpieza una capacidad de celda que varía entre 25-50 % de la capacidad de las celdas antecesoras (p. 163).

Cabe señalar que cada celda Denver número 30, tiene una capacidad de catálogo de 535 t/d de procesamiento de mineral por cada banco de 8 celdas y las Celdas Denver número 24 gozan de una capacidad de 250 t/d de procesamiento de mineral por cada banco de 8 celdas, como indica la Tabla 3.36.

El grado de un concentrado que proviene de la etapa final de limpieza, es función del grado del concentrado de desbaste, y el tiempo de recolección del concentrado de desbaste se fija como el requerido para que este tenga un alto grado, el cual se da los primeros minutos hasta que se desacelera la recuperación y el material valioso remanente o restante se deja para la etapa de colección la cual promueve la máxima recuperación, por lo que se aconseja dimensionarla generosamente por el carácter lento que tienen las partículas útiles en esta sección al igual que las que se encuentran en los relaves de limpieza. La esencial diferencia entre el concentrado proveniente de la zona de desbaste y el de la zona colección es que el último comprende partículas gruesas y finas mientras que los concentrados de desbaste consisten esencialmente de una fracción intermedia de tamaño de partícula y la relación entre la recuperación y grado es una solución de compromiso que debe ser gestionado de acuerdo a las limitaciones operativas (Wills y Napier-Munn, 2007, p. 299).

Ya habiendo alcanzado un diseño del esquema de la planta, es necesario proporcionar al circuito de flotación tanques grandes agitados para evitar variaciones del flujo del mineral entrante a la planta de flotación y controlar así también las fluctuaciones en el grado del mineral que ingresa, una simple manera de corregir este problema y llegar a promover un flujo suave a la planta, es interponiendo grandes tanques agitadores entre la sección de molienda y la planta de flotación. El control de los circuitos en general, en especial en los que tienen

sobrecarga, es facilitado por la adición de empesadores o agitadores que pueden actuar ante el aumento de la capacidad de la planta como tanques de almacenamiento debido a los grandes cambios en la carga circulante que pueden surgir cuando se producen variaciones en la ley del mineral (Wills y Napier-Munn, 2007, p. 299, 302).

El procedimiento para el dimensionamiento de los tanques agitados, es el mismo que se utiliza para el dimensionamiento de las celdas de flotación pero cuya única diferencia radica en el tiempo de permanencia de la pulpa para su acondicionamiento y en el factor de corrección del volumen útil ocupado por la pulpa que disminuye ya que el equipo contiene menor cantidad de partes mecánicas que las celdas de flotación y no existe inyección de aire que hay en el equipo de flotación. La etapa de colección no requiere de tanque de acondicionamiento debido al gran tamaño de la celda, al mineral que maneja y a la baja altura de espuma que implica una gran altura de la pulpa; todos estos factores hacen que estas celdas de flotación actúen además como una especie de tanque agitado que sirve de control del circuito en caso de existir fluctuaciones de concentración como de carga. La selección del equipo se realiza por medio del ANEXO IV que muestra las características técnicas del equipo por parte del fabricante.

Tabla 3.26. Volúmenes y parámetros de acondicionamiento para el desbaste, colección y limpieza

	Características sistema de Acondicionamiento	Desbaste	Afino	Colección
NC_A	Volumen de Acondicionamiento (ft ³)	2 061,3	1 831,4	-
C_A	Volumen C/ tanque Acondicionador (m ³)	50	50	--
N_A	Número de tanques acondicionadores	1	1	-
M	Marca de Tanque acondicionador	XBM	XBM	-
Modelo	Modelo del Tanque	XB 4 000	XB 4 000	
Potencia	Potencia (KW)	37	37	

Para obtener una alta ley en los productos, se requiere tratamientos adicionales, lo que implica la producción de nuevos relaves debido a esto Sutulov (1963) menciona como ejemplo, que en una planta de tamaño mediano al llegar a un

concentrado con una ley de 18,75 % Cu, el relave tendrá un contenido de 0,28% de Cu y al aumentar la ley del concentrado a 31,33 % Cu el relave aumentará su ley a 2,95 % Cu; pero la cantidad de Cu presente en dicho relave al unirle al relave de la primera flotación, no influye mucho debido a la gran diferencia de carga manejada entre ambos circuitos (p. 159).

Cabe resaltar que en el segundo ensayo de flotación, en base a cuyos parámetros operativos se dimensiona los circuitos de flotación de limpieza o afino, se alcanzó a remover sólo alrededor del 0,8 % del mineral como concentrado de Cu con una ley de alrededor del 25 % en relación del mineral que entró como cabeza, entendiéndose como cabeza al mineral que aún no fue sometido a ningún proceso de concentración, el cual tiene una ley de 0,58 % Cu como indica la tabla 3.2, esta baja remoción se debe a la gran cantidad de Cu que se pierde en el relave de colección, el cual tiene un contenido de 3,08 %, según la Tabla 3.20. y por eso se considera cambiar el tiempo de recolección de la espuma mineralizada a 8 min pero sólo en la sección de colección que equivale a 15 min al ser corregido para extrapolarle a escala industrial, que es casi el doble al que se utilizó en el segundo ensayo y debido a este cambio, el relave de flotación bajó su contenido a un valor de 0,49 % de Cu como indica la Tabla 3.35 y de esta manera se recirculó mayor cantidad de mineral en el sistema, con lo cual se llegó a obtener una remoción de 1,77 % como concentrado final con una ley de alrededor del 25 % Cu en relación al mineral que ingreso como cabeza inicial.

Los circuitos varían considerablemente con respecto al balance de materiales, en la flotación de un típico mineral pórfido de Cu de bajo grado que pueda contener un 0,8 % de Cu, los concentrados pueden alcanzar entre el 20 al 30 % de Cu y la relación de concentración esta alrededor de 30 a 50, así que sólo el 2 o 3 % del mineral es removido como concentrado y las cargas circulantes en el sistema son del orden de esta magnitud (Fuerstenau, 1962, p. 368; Wills y Napier-Munn, 2007, p. 299).

3.5.2. 2. Dimensionamiento de Molino de Bolas

El dimensionamiento del molino de bolas se realiza en base del método de Bond, el cual ha encontrado una amplia aceptación en la industria minera-metalúrgica. “El método tiene dos grandes ventajas desde el punto de vista de la ingeniería. En primer lugar, es muy simple, y en segundo lugar, la experiencia demuestra que es efectivo para muchas (aunque no para todas) circunstancias” (Austin y Concha, 1994, p. 45).

El mineral pórfido de Cu proveniente de la Cordillera del Cóndor y base de este estudio, tiene una composición mineralógica parecida a los minerales de las regiones de Chuquicamata y la Disputada en Chile, en especial a lo que se refiere al contenido de cuarzo y arcillas como parte de los minerales de ganga, además de la presencia de calcopirita, que es el principal mineral huésped de Cu: en base a lo cual, se estima un índice de trabajo de entre 13 y 14, valores que corresponden a los índices de trabajo de los minerales chilenos mencionados y en forma general un valor de 13 es típico para los minerales de Cu. El índice de trabajo de Bond para un determinado material por lo general tiene un rango de valores y es característico de cada mineral (Austin y Concha, 1994, p. 48; Bulatovic, 2007, p. 238, 246).

Definido el índice de trabajo de Bond en un valor de 13,5 KW-h/t y siendo la cantidad de mineral que ingresa al proceso de 2000 t /d de concentrado colectivo en circuito abierto, el cual tiene un tamaño de partícula con un $d_{80}=116 \mu\text{m}$, se obtiene el dimensionamiento del molino cuyo detalle está a continuación en la Tabla 3.37 definido según el procedimiento descrito en la sección 2.5.2.3 cuyo ejemplo de cálculo está indicado en el ANEXO XII y demás características técnicas en base al ANEXO XV que muestra las sugerencias del fabricante.

La molienda se realiza en circuito abierto sin clasificador, ya que como se muestra en la tabla 3.5 el 92 % del Cu recuperado está bajo un tamaño menor a $105 \mu\text{m}$ y durante la remolienda de 40 min del concentrado colectivo para realizar el segundo ensayo de flotación, en el cual se obtuvo una excelente enriquecimiento

de Cu, el 90 % del mineral se encuentra a un tamaño menor de 44 μm antes de entrar al proceso de flotación de limpieza y que es un tamaño de partícula muy similar al que opera Mexicana del Cobre en la cual el 80 % del material que entra a afino es menor a 58 μm señalando también como información que la cabeza de esta tiene 0,52 % Cu (Davenport et al, 2002, p. 37).

El Cu liberado se encuentra a tamaños pequeños si se compara con la mina de Chuquicamata en donde sólo el 62,65 % del Cu está bajo un tamaño menor a 105 μm o con la mina El Teniente en que el 69,52 % está bajo el tamaño de 105 μm , cabe señalar que la mina de El teniente tiene un contenido de 1,1 % de Cu en cabeza y además de la calcopirita tiene a la calcosina como minerales tenedores de Cu (Bulatovic, 2007, p. 248).

Tabla 3.27 Características técnicas del equipo de molienda

Características técnicas del equipo	
Equipo	Molino de bolas
Densidad de pulpa	62,5 %
Mineral a tratar	83 t/d
F ₈₀ (Tamaño de entrada)	116 μm
P ₈₀ (Tamaño de salida)	52 μm
Potencia Mecánica requerida	864,16 kW
Potencia eléctrica requerida	1 234,52 kW
Marca de Equipo sugerido	Polysius
Potencia del Fabricante	1 600 kW
Diámetro	4,3 m
Longitud	6,1 m
Carga de bolas	35 %
Tipo de molino	Descarga por rebalse en húmedo

La mayor desventaja del uso de un circuito cerrado de molienda-clasificación es el capital adicional necesario para el equipo de clasificación y el sistema de recirculación. Si se trabaja en combinación con hidrociclones cuya función es entregar a la flotación el mineral granulométricamente preparado, se disminuiría el tiempo de molienda, teniendo en cuenta que los hidrociclones se pueden incluir

o desconectar del circuito sin trabajos molestos y largos de balanceo ya que cuentan con gran flexibilidad de trabajo (Austin y Concha, 1994, p. 208; Sutulov, 1963, p. 142).

Las operaciones de reducción de tamaño son: caras, de alto consumo de energía, consumo de medios de molienda y desgaste de equipos; para tener una idea, al reducir 1 t mineral hasta el tamaño de partícula conveniente para flotación, se consume entre 10 y 20 kW-h y entre 0,5 y 1,2 kg de acero, por estas razones se trata de limitarlas a lo estrictamente necesario (Sutulov, 1963, p. 139, 161)

3.5.2.3. Planta de Desagüe

“Para ser el concentrado vendido directamente, este no debe tener más de 5 % de humedad mientras que los relaves deben ser llevados a un lugar seguro donde no causen molestias y puedan ser desaguarse en forma más económica. La primera etapa de desagüe del concentrado es por medio de tanques espesadores para aumentar los sólidos a un 65 % y la segunda; la filtración, en la cual se reduce al 10% la humedad” (Sutulov, 1963, p. 170).

3.5.2.4. Espesaje

El concentrado de la etapa de afino tiene alrededor de 38 % de sólidos que fue determinado por diferencia de peso entre la bandeja que contiene la pulpa y la bandeja con el mineral seco después de haber sido secado en la estufa a 90 ° C y se debe tener en cuenta que el contenido de agua es generalmente de un 75 % en la mayoría de las plantas. En los espesadores, generalmente es la gravedad la que lleva a los sólidos al fondo del equipo pero se puede alentar el proceso por medio de la adición de pequeñas cantidades de floculantes orgánicos como las poliacrilamidas en la entrada de la pulpa, que aumentan la velocidad de asentamiento (Davenport et al, 2002, p. 52). La Tabla 3.38 indica los parámetros

del equipo espesador sugeridos por el fabricante según consta en el ANEXO XVI, así como la densidad de pulpa entrante y saliente.

Tabla 3.28. Datos de dimensionamiento del equipo espesador

Espesador	Mineral (t / d)	Agua (t / d)	Densidad de pulpa	Marca del Equipo	Capacidad Del equipo	Diámetro	Potencia
Entrada al espesador	520	848,42	38 %	XBM	1 570 (t / d)	30 m	7,5 KW
Salida del espesador	520	280	65 %				

*Agua removida 568,42 Toneladas diarias

Para la etapa final, se sugiere el filtro de discos ya que con este se aumenta considerablemente la superficie de filtración y de esta manera se reduce el espacio en la planta, La Tabla 3.39 muestra los flujos entrantes y salientes del equipo así como detalles acerca de las dimensiones gracias a la información del fabricante que se encuentra en el ANEXO XVII.

Tabla 3.29. Datos del dimensionamiento del filtro de discos

Filtro prensa	Mineral (t / d)	Agua (t / d)	Densidad de pulpa	Marca del Equipo	Capacidad Equipo (t / h)	Tamaño de torta (mm)	Número de tortas	Dimensiones (mm)	Potencia Instalada (KW)
Entrada Filtro	520	280	65 %	TH Minera	45	1 700*1 700	18	6 650*2 511 *4 900	11
Salida Filtro	520	45,21	92 %						

*Agua removida 238,79 toneladas diarias

3.5.2.5. Relaves

Los relaves alcanzan casi el 98 % del mineral que ingresó como cabeza, el agua es almacenada en diques para poder ser desde ahí reutilizada en la planta concentradora. “La mayoría de las plantas tienen cero descarga de agua minimizando el consumo y evitando la mezcla de efluentes de concentración con el medio ambiente, cabe mencionar que el pH de los relaves están en el orden del requerido en la etapa de afino y así se minimiza el consumo de cal por medio de la recirculación” (Davenport et al, 2002, p. 53).

Las 2 000 t de concentrado colectivo representa el 6,87 % del mineral de alimentación según indica la Tabla 3.15 y dicha alimentación viene con un contenido de 0,58 % de Cu que indica la tabla 3.2 para dar unas 520,20 toneladas de concentrado a 25 % de Cu que equivale al 1,77 % del mineral alimentado, estos datos se comparan con la planta de Island Copper que se muestra en la tabla 3.40 (Bulatovic, 2007, p. 258).

Tabla 3.30. Datos comparativos entre la Planta de Island Copper y el mineral de Cóndor Mirador

	Alimentación planta (t / d)	Cabeza (%)	Concentrado final (%)	Recuperación (%)
Island Copper	35 000,00	0,5	25	85
Mineral Mirador	28 571,42	0,58	25	76,28

4. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

4.1. CONCLUSIONES

- El mineral del tipo pórfido del proyecto Mirador, Provincia de Zamora Chinchipe, será explotado a cielo abierto y posee un contenido de Cu del 0,58% y Au de 0,17 g/t, acompañado de una ganga mayoritariamente conformada de cuarzo en un 35 %, plagioclasas 24 %, ortoclasa 18 %, anhidrita 8% y pirita en 1 %. El contenido de material arcilloso (muscovita, clinocloro y caolinita) del mineral es del 11 %, esto dificultará el proceso de molienda como de flotación debido a que causan un aumento de la viscosidad de la pulpa, lo que influye en el diseño del circuito de molienda.
- Las condiciones de flotación, bajo las cuales se obtuvo la mayor recuperación de un concentrado colectivo de sulfuros, Au y Ag son: 30 min de molienda que implica un $d_{80}=116 \mu\text{m}$, 10 min de flotación, 45 g/t de kax, 50g/t de aerofloat (208), 20 g/t de aceite de pino y pH 7. El concentrado colectivo de Cu tiene un 20 % de cuarzo, gran parte de esta ganga es debido probablemente a la falta de liberación de los minerales sulfurosos y metales preciosos.
- El concentrado colectivo de todos los sulfuros y metales preciosos, representa el 7 % del mineral que ingresó como cabeza y además posee un contenido de Cu de 5,95 % que equivale a un factor de enriquecimiento de 10,25 e implica una recuperación del 85 % de Cu. Este concentrado presenta una baja recuperación de Au en un valor del 59,28 % por lo que su obtención con fines económicos se dificulta ya que los procesos de afinamiento del Cu, perjudican la flotación del Au debido a los reactivos modificadores utilizados como son la cal y los propios taninos que tienen un efecto depresor sobre los metales preciosos.
- En los procesos de afinamiento de Cu no siempre un pH elevado mayor a 12 es suficiente para deprimir la pirita y más cuando el proceso demostró ser

sensible a la variación de la alcalinidad, por eso es necesario la adición de reactivos depresores de pirita como los taninos de guarango, ya que una alta alcalinidad implica un aumento de la formación de especies hidrofílicas en la superficie de la calcopirita y además impide la oxidación del aerofloat a su dímero, especie química causante mayoritariamente de la hidrofobización de la calcopirita.

- Los taninos de guarango como reactivo orgánico depresor resulta una interesante alternativa en los procesos mineros de flotación, no solo por el cuidado del medioambiente si no desde el punto de vista que el cianuro puede causar la depresión de la calcopirita y perjudica la recuperación de Au. Al utilizar los taninos de guarango como reactivo depresor de la pirita en combinación con la cal, la recuperación de Cu es 20 % superior al obtenido usando solo cal y existiendo también una mejora de 3% en lo que se refiere al contenido de Cu, esto muestra que la presencia del depresante influye en la efectividad del colector.
- En la etapa de flotación selectiva, al usar el reactivo modificado de la planta de quebracho T5 se incrementó la recuperación de Cu a 86,72 % en relación al tanino de guarango, con el que se llegó a 76,94 %, ambos ensayos realizados bajo las mismas condiciones, demostrando de esta manera que el extracto obtenido de cada planta, es típico de cada especie, por esta razón, no se puede reemplazar un extracto con otro y conseguir resultados idénticos.
- Las mejores condiciones para del proceso continuo de afinamiento de Cu se obtuvo con una remolienda de 40 min con lo cual se alcanzó un tamaño de partícula de 44 μm , aumentando la liberación de las especies de interés como también la formación de nuevas superficies en las cuales también actuaron los reactivos selectivos de flotación como el aerofloat en una cantidad de 60 g/t y el reactivo depresor de pirita (taninos de guarango en una cantidad de 1 g/kg de concentrado colectivo) a un pH de 11.

- En el sistema de simulación de flotación continua, se obtuvo un concentrado final que representa 1,78 % del mineral que entró como cabeza, el cual llegó a una concentración final de Cu del 25 % empleando un tiempo de flotación en la etapa de afino 3,5 min y en las secciones de desbaste y colección de 5 min.
- El uso de aceite de pino tiene cierta afinidad de actuar como reactivo colector de ganga y más a un pH alto ya que la cal es un modificador de espuma, debido al ión oxidrilo como del ión calcio.
- En el diseño del proceso, se seleccionaron las celdas Denver-Sub A número 30 y 24, por tener mayor facilidades en el manejo de los productos medios y además da la posibilidad de agregar reactivos en cualquier instante, se pueden además combinar y reagrupar de manera más conveniente entre ellas, lo que se resume en mayor flexibilidad, obteniéndose una ventaja debido a que existen fluctuaciones en las leyes de los minerales a ser procesados.
- Las celdas de afino equivalen al 50 % del volumen de las celdas de desbaste y colección y el tiempo de flotación a nivel industrial se consideró al doble del tiempo de laboratorio y son: 7 min en afino, 10 min en desbaste y 15 en colección. En lo referente a la densidad de sólidos en cada sección en el circuito de flotación tenemos: 37 % en desbaste, 16 % en afino y 28 % en colección.

4.2. RECOMENDACIONES

- Evaluar la influencia como reactivo depresor que tienen los taninos en general sobre la pirita en menas de sulfuros masivos.
- Evaluar adicionalmente el efecto del pH y el ión Ca^{++} como reactivo modificador de la espuma y su influencia en la cinético de flotación.
- Estudiar el posible efecto depresor que tienen los taninos en general sobre el Au y establecer una comparación con las pérdidas en la recuperación de Au causadas por el uso del cianuro.
- Verificar los datos obtenidos en el laboratorio por medio de la realización de pruebas a escala piloto para analizar la factibilidad de la operación a escala industrial.
- Estudiar la posibilidad de recuperación de los subproductos que se encuentran en pequeñas cantidades en el concentrado del mineral pórfido de Cu.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. Álvarez, J. (2007). Tanino: La Revolución enológica mito o realidad. *Enología*, 1(2) ,2-3. Recuperado de http://www.acenología.com/aeb/pdf/info_taninos. (Junio, 2013)
2. Austin, L.G. y Concha, F. (1994). *Diseño y simulación de circuitos de molienda y Clasificación*. (Primera edición). Concepción, Chile: Programa Iberoamericano de Ciencia y tecnología para el desarrollo (CYTED)
3. Avaria, P. (2012). *Proyectos mineras en Latinoamérica*. *Nueva minería&energía*, 3(36) ,18-34. Recuperado de www.nuevamineria.com(Junio,2013)
4. Bulatovic, S.M. (2007). *Handbook of flotation reagents: Chemistry, theory and Practice*. (1ra.ed.). Ontario, Canadá: Elsevier
5. Castro, S. y Álvarez, J. (1994). *Flotation: In memory of Alexander Sutulov*. (1ra. Ed.). Concepción, Chile: Andross Ltd.
6. Campos, E. (2010). *Perúdiverso*. Recuperado de [http://perobiodiverso.pe/assets/caracterización Tara](http://perobiodiverso.pe/assets/caracterización_Tara) (Junio, 2013)
7. Chang, R. y College, W. (2002). *Química*. (7ma. Ed.). México: McGraw
8. Ciribeni, V., Sarquís, P. y González, M. (2002). *Estudios del efecto depresor de reactivos orgánicos naturales en la flotación de sulfuros*. Simposio Materia 2002 SAM/CONMET. Santiago, Chile. Recuperado <http://www.materiales-sam.org.ar/sitio/biblioteca/Chile/indexo> 1. (April, 2013)

9. Cyanamid International. (1976). Mining Chemicals Handbook. (2da. Ed.).Tucson, USA: American Cyanamid Company.
10. Cytec. (2002). Mining Chemicals Handbook. (3ra.ed.). New Jersey, USA: Cytec Industries.
11. Davenport W.G, King M, Schlesinger M y Biswas A.K. (2002).Extractive Metallurgy of Copper. (4th. Ed.).Oxford, UK: Pergamon
12. Dudenkov, S.V., Shubov, L. Y. y Glazunov, L. A. (1980).Fundamentos de la teoría y La práctica de empleo de reactivos de flotación. (Primera edición).Moscú, URSS: MIR
13. Elizalde, L. (2013). El agua en la minería: Uso en el Ecuador. Bioprotección siglo XXI, 1(5) ,20-21
14. Elizalde, L. (2012). Minería y comunidades: una relación desafiante. Minería&energía, 4(46) ,7-10. Recuperado de http://www.nuevamineria.com/site/archivos/1355230699Rev_nueva_mineria_dic.pdf(Enero,2014)
15. Fuerstenau, D.W. (1962).Froth flotation. (2da.Ed.).Berkeley, California: University of California
16. Garcés, A. M., Agudelo, L. M., Macías, K. I. y Salinas, N. A. (2006).Aislamiento de consorcio de microorganismos degradadores de cianuro. Revista lasallista de investigación, 3(1),7-8. Recuperado de <http://www.lasallista.edu.co/index.php/investigacion/2012-12-05-19-36-54/revista-lasallista-de-investigacion> (Enero, 2014)
17. Habashi, F. (1997). Handbook of Extractive metallurgy: primary metals, Secondary metals,light metals.1ra.ed.).Quebec,Canada: Wiley

18. Hu, Y., Sun, W. y Wang, D. (2009). *Electrochemistry of Flotation of Sulphide Minerals*. (1ra. ed.). Beijing, China: Springer
19. Isaza, J. (2007). Taninos y polifenoles vegetales. *Scientia et Technica*, 1(33), 23-24. Recuperado de <http://revista.utp.edu.co/index.php/revistaciencia> (Junio, 2013)
20. Játiva, S. (2011). Determinación del contenido de tanino procedente del guarango (*Caesalpinia spinosa*) y evaluación de su uso como fungicida. (Proyecto de titulación previo a la obtención del título de ingeniero Agroindustrial). Escuela Politécnica Nacional, Quito, Ecuador.
21. Larrea. (2011). La tara, guarango o taya (*Caesalpinia spinosa*) en la región andina: Criterios ambientales para la sustentabilidad de su aprovechamiento y Manejo en Bolivia, Ecuador y Perú. Recuperado de www.bosquesandinos.info (Junio, 2013)
22. López, A. Reyes, J.L. (2005). Flotación de calcopirita, pirita y molibdenita en minerales de cobre tipo pórfido. X Simposio sobre Procesamiento de Minerales, Chillán, Chile. Recuperado <http://www.metso.com/miningandconstruction/mct> (Abril, 2013)
23. Lozada, M. (1991). Fusión directa de concentrados gravimétricos auríferos como alternativa para la amalgación. Segundo seminario aurífero Ecuatoriano (pp. 86-88). Quito, Ecuador: EPN.
24. Llorante, E. (1991). *Minería Química*. (1ra. Ed.). Madrid, España: Instituto Tecnológico Geominero.
25. Manzaneda, J. (1998). *Procesamiento de minerales*. (9na. Ed.). Lima, Perú: Oriente.

26. Miranda, L. (2007). Flotación selectiva del mineral de panto al nivel de planta piloto para obtener concentrados sulfurosos con oro y plata. (Proyecto de titulación previo a la obtención del título de Ingeniero Químico). Escuela Politécnica Nacional, Quito, Ecuador.
27. Morales, C. (2011). Minería ecuatoriana entra a las grandes ligas mineras. Nueva Minería & energía, 5(30), 18-20. Recuperado de www.nuevamineria.com (Junio, 2013)
28. Rivera, E. (2013). Analizan nuevas tendencias en flotación. Nueva minería & Energía, 5(53), 60-65. Recuperado de <http://www.weirmineralis.com> (Junio, 2013)
29. Salazar, P. y Beate, B. (2010). Geología, Alteración y Mineralización del pórfido de Cobre-Molibdeno Junín, Provincia de Imbabura, Ecuador. Recuperado <http://bibdigital.epn.edu>.
30. Sancho, J., Verdeja, L. F. y Ballester, A. (2001). Metalurgia extractiva: Procesos de obtención. (1ra. Ed.). Madrid, España: Editorial SÍNTESIS
31. Sarquís, P., Ciribeni, V. y González, M. (2007). Depresión selectiva de sulfuros usando extractos naturales. 7° Congreso de metalurgia y materiales SAM/CONAMET. San Nicolás, Argentina. Recuperado de <http://www.materiales.sam.org.ar/sitio/biblioteca/CONEMET.SAM>. (Abril, 2013)
32. Sutulov, A. (1963). Flotación de Minerales. (2da. ed.). Concepción, Chile: Instituto de Investigaciones Tecnológicas
33. Tapia, D. (2013). Pérdida de competitividad: Amenaza en jaque a la minería. Nueva minería & energía, 5(53), 56-58. Recuperado de <http://www.weirminerals.com> (Junio, 2013)

34. Taggart, A, F. (1958). Elements of ore dressing. (2da. Ed.). New York, USA: John Wiley&sons, INC
35. Toledo, C. (2013) El Proyecto Panantza-San Carlos El gran depósito de cobre en Morona Santiago. Bioprotección SIGLOXXI, 1(3) ,20-21
36. Vásquez, A., Álvarez, E., López, J., Wall, A. y de la Rosa, L. (2012). Taninos hidrolizables y condensados: naturaleza química, ventajas y desventajas de su consumo. Tecnociencia, 6(2) ,84-93. Recuperado de http://tecnociencia.uach.mx/numeros/v6n2/data/Taninos_hidrolizables_y_condensados_naturaleza_quimica_ventajas_y_desventajas_de_su_consumo.pdf (Febrero, 2013)
37. Wills, B.A. y Napier-Munn, T.J. (2007). Wills' mineral processing technology. (7th. Ed.). Canberra, Australia: Elsevier

ANEXOS

ANEXO I

ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DEL MINERAL DE CÓNDOR
MIRADOR

Tabla AI.1. Análisis granulométrico del mineral pre-triturado proveniente de la mina Cónдор Mirador

Malla	Abertura (μm)	Peso Retenido (%)	Retenido Acumulado (%)	Pasado Acumulado (%)
16	1000	.		
20	841	20,02	20,02	79,98
30	595	9,76	29,79	70,21
40	354	3,52	33,31	66,69
60	250	15,64	48,94	51,06
80	177	5,38	54,32	45,68
100	149	4,30	58,63	41,37
150	105	4,39	63,01	36,99
200	74	3,81	66,82	33,18
270	53	5,88	72,69	27,31
325	44	2,94	75,63	24,37
400	37	1,16	76,79	23,21
<400	<37	23,21	100	

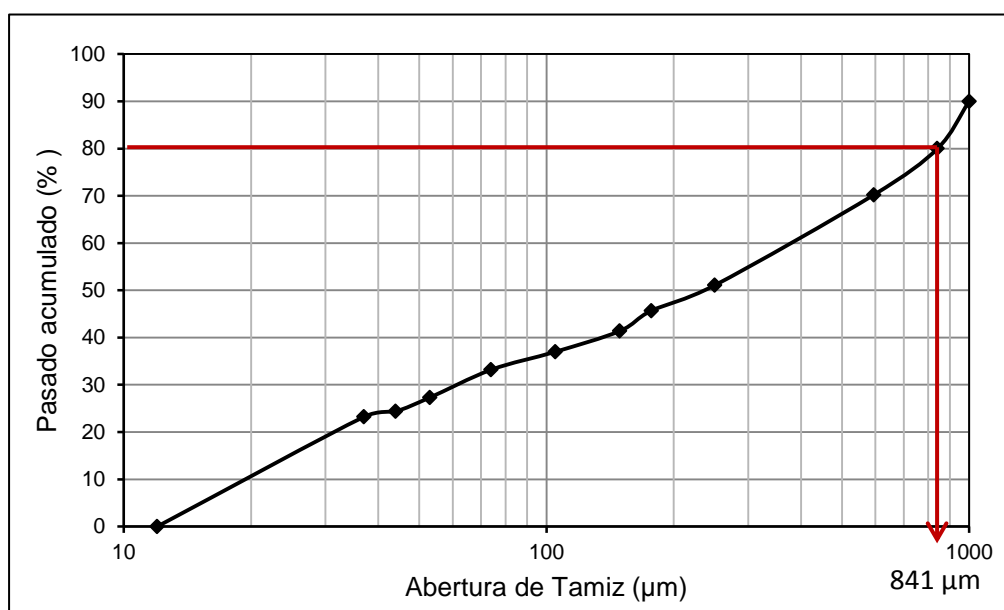


Figura AI.1. Distribución granulométrica del mineral pre-triturado proveniente de la mina Cónдор Mirador y determinación gráfica del d_{80}

Tabla AI.2. Análisis granulométrico del concentrado colectivo de sulfuros y metales preciosos al flotar 250 kg del mineral proveniente de la mina de Cóndor Mirador

Malla	Abertura (μm)	Peso Retenido (%)	Retenido Acumulado (%)	Pasado Acumulado (%)
80	177	0	0	100
100	149	10,76	10,76	89.24
150	105	14,95	25,72	74.28
200	74	31,32	57,03	42.97
270	53	20,84	77,87	22.13
325	44	15,96	93,83	6.17
400	37	2,66	96,45	3,55
<400	<37	3,55	100	

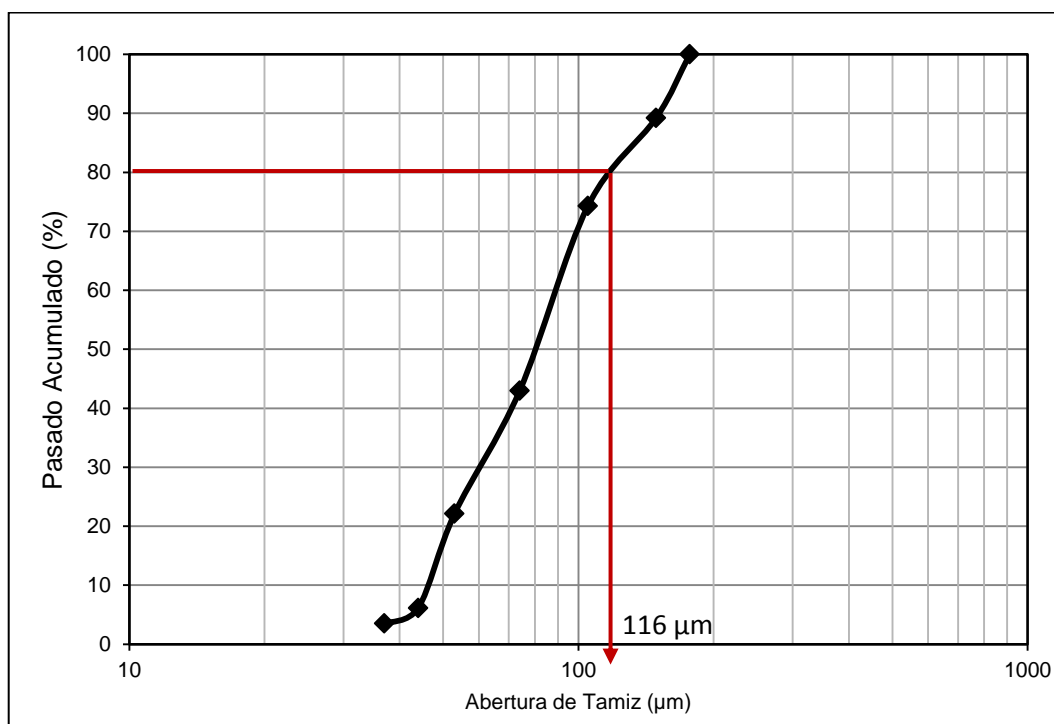


Figura AI.2. Distribución granulométrica del concentrado colectivo de sulfuros y metales preciosos al flotar 250 kg del mineral proveniente de Cóndor Mirador

Tabla AI.3. Análisis granulométrico del concentrado colectivo después de una remolienda de 20 min

Malla	Abertura (μm)	Peso Retenido (%)	Retenido Acumulado (%)	Pasado Acumulado (%)
100	149	0.10	0.10	99.10
150	105	0.32	0.42	99.58
200	74	2.35	2.78	97.22
270	53	19.23	22.01	77.99
325	44	3.40	25.41	74.59
400	37	1.83	27.24	72.76
<400		72.76	100	0

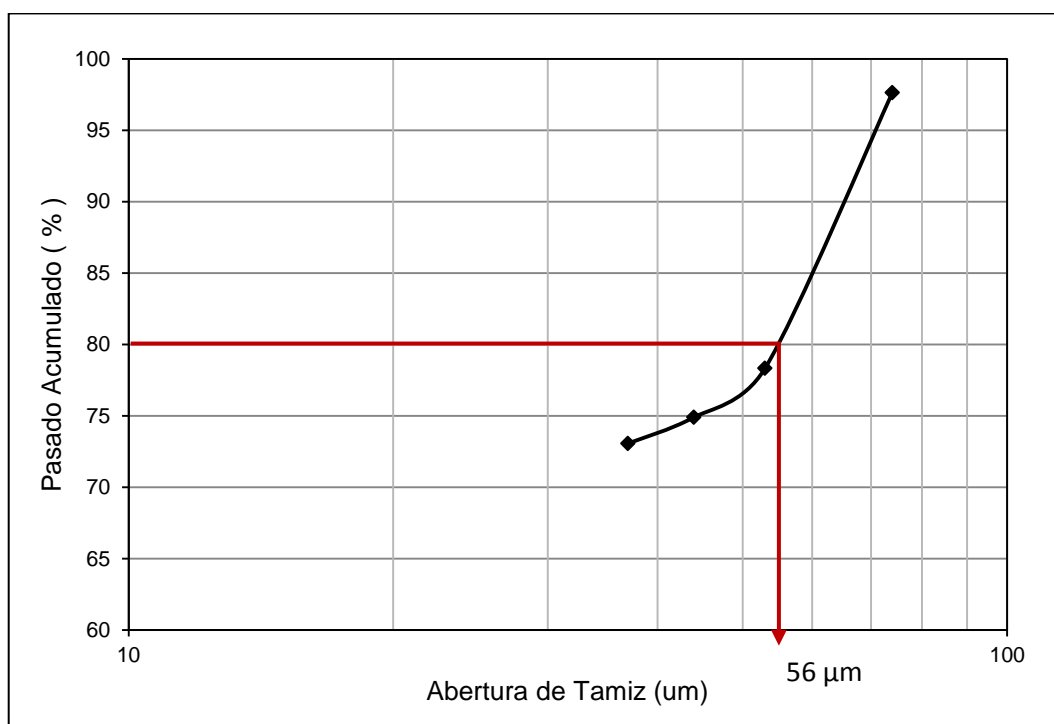


Figura AI.3. Distribución granulométrica del concentrado colectivo después de una remolienda de 20 min

ANEXO II

PRUEBA PRELIMINARES DE FLOTACIÓN

Tabla AII.1. Prueba preliminar de flotación colectiva de desbaste

Muestra:	Cóndor Mirador									
Ensayo No.	F 1									
Objetivo de ensayo:	Flotación preliminar colectiva de sulfuros a partir del mineral de Cóndor Mirador									
Equipo utilizado	Celda: Denver 4 L; 1500 rpm			Molino: 12 Kg de bolas			Carga Mineral: 2000 g			
Operaciones	Tiempo (min)	Sólido %	pH	Reactivos utilizados g/t						Aero208 <u>Aerofloat208(Ditiofosfato)</u> KAX <u>Amil xantato de Potasio</u> Ace Pino <u>Aceite de Pino</u>
							Aero208	Ace Pino	KAX	
Molienda	30	62,5								
Acondicionamiento	5	33,3	7				30	40	150	
Flotación A1	8									

Resultados	Peso (g)	Peso (%)	Contenidos				Reparticiones			
			Au (g/t)	Ag (g/t)	Cu (%)	Fe (%)	Au (%)	Ag (%)	Cu (%)	Fe (%)
A 1	231,3	11,75	0,87	11,18	3,82	9,27	62,13	16,10	89,12	66,69
R 1	1737,2	88,25	0,070	7,76	0,06	0,62	37,87	83,90	10,88	33,31
Alim. Recalculada	1968,50	100,00	0,16	8,16	0,50	1,63	100	100	100	100
Cabeza			0,17	8,41	0,58	1,78				

*A₁= desbaste

Tabla AII.2. Prueba preliminar de flotación (desbaste-colección)

Muestra:	Cóndor Mirador									
Ensayo No.	F 2									
Objetivo de ensayo:	Flotación preliminar desbaste-colección a partir del mineral de Cóndor Mirador									
Equipo utilizado	Celda: Denver 4 L; 1500 rpm			Molino: 12 Kg de bolas			Carga Mineral: 2000 g			
Operaciones	Tiempo (min)	Sólido %	pH	Reactivos utilizados g / t						<p>Aero208 <u>Aerofloat208(Ditiofosfato)</u></p> <p>KAX <u>Amil xantato de Potasio</u></p> <p>Ace Pino <u>Aceite de Pino</u></p> <p>Cal <u>CaO</u></p>
						Cal g/kg	Aero208 g/t	Aceite Pino g/t	KAX g/t	
Molienda	30	62,5				8				
Acondicionamiento1	5	33,3	9				30	28		
Flotación A2	3									
Acondicionamiento 2	5							14	50	
Flotación B2	5									

Resultados	Peso (g)	Peso (%)	Contenidos				Reparticiones			
			Au (g/t)	Ag (g/t)	Cu (%)	Fe (%)	Au (%)	Ag (%)	Cu (%)	Fe (%)
A 2	55,00	2,76	3,45	2,88	6,85	9,62	37,87	0,87	42,88	15,29
B 2	98,60	4,95	1,46	10,81	3,62	17,71	28,73	5,87	40,66	50,45
A2+B2	153,60	7,71	2,17	7,97	4,78	14,81	66,60	6,70	83,54	65,74
R2	1838,70	92,29	0,09	9,27	0,08	0,64	33,40	93,30	16,46	34,26
Alim. Recalculada	1992,30	100,00	0,25	9,17	0,44	1,74	100	100	100	100
Cabeza			0,17	8,41	0,58	1,78				

*A₂= desbaste y B₂=colección

ANEXO III

ANÁLISIS DE LA FLOTACIÓN COLECTIVA AL VARIAR EL TIEMPO DE MOLIENDA

Tabla AIII.1. Flotación colectiva después de 20 min de molienda del mineral de Cóndor Mirador

Muestra:	Cóndor Mirador									
Ensayo No.	F 3									
Objetivo de ensayo:	Flotación colectiva al variar el tiempo de molienda									
Equipo utilizado	Celda: Denver 4 L; 1500 rpm			Molino: 12 Kg de bolas			Carga Mineral: 2000 g			
Operaciones	Tiempo (min)	Sólido %	pH	Reactivos utilizados g/t						Aero208 <u>Aerofloat208(Ditiofosfato)</u> KAX <u>Amil xantato de Potasio</u> Ace Pino <u>Aceite de Pino</u>
							Aero208	Ace Pino	KAX	
Molienda	20	62,5	7				30	20	50	
Acondicionamiento	5	33,3								
Flotación A 3	10									

Resultados	Peso (gr)	Peso (%)	Contenidos				Reparticiones			
			Au (g/t)	Ag (g/t)	Cu (%)	Fe (%)	Au (%)	Ag (%)	Cu (%)	Fe (%)
A 3	154	7,89	2,04	20,01	0,55	13,15	69,71	19,13	86,48	63,15
R 3	1797,20	92,11	0,076	7,25	0,074	0,65	30,29	80,87	13,52	36,85
Alim. Recalculada	1951,20	100,00	0,23	8,25	0,50	1,64	100	100	100	100
Cabeza			0,17	8,41	0,58	1,78				

Tabla AIII.2. Flotación colectiva después de 30 min de molienda del mineral de Cóndor Mirador

Muestra:	Cóndor Mirador									
Ensayo No.	F 4									
Objetivo de ensayo:	Flotación colectiva al variar el tiempo de molienda									
Equipo utilizado	Celda: Denver 4 L; 1500 rpm			Molino: 12 Kg de bolas			Carga Mineral: 2000 g			
Operaciones	Tiempo (min)	Sólido %	pH	Reactivos utilizados g/t						Aero208 <u>Aerofloat208(Ditiofosfato)</u> KAX <u>Amil xantato de Potasio</u> Ace Pino <u>Aceite de Pino</u>
							Aero208	Ace Pino	KAX	
Molienda	30	62,5	7				30	20	50	
Acondicionamiento	5	33,3								
Flotación A 4	10									

Resultados	Peso (g)	Peso (%)	Contenidos				Reparticiones			
			Au (g / t)	Ag (g / t)	Cu (%)	Fe (%)	Au (%)	Ag (%)	Cu (%)	Fe (%)
A 4	144,0	7,25	4,46	19,74	5,92	13,17	81,34	20,56	85,06	59,29
R 4	1842,30	92,75	0,08	5,96	0,08	0,07	18,66	79,44	14,94	40,71
Alim. Recalculada	1986,30	100	0,39	6,95	0,50	1,61	100,00	100,00	100,00	100,00
Cabeza			0,17	8,41	0,58	1,78				

Tabla AIII.3. Flotación colectiva después de 40 min de molienda del mineral de Cóndor Mirador

Muestra:	Cóndor Mirador									
Ensayo No.	F 5									
Objetivo de ensayo:	Flotación colectiva al variar el tiempo de molienda									
Equipo utilizado	Celda: Denver 4 L; 1500 rpm			Molino: 12 Kg de bolas			Carga Mineral: 2000 g			
Operaciones	Tiempo (min)	Sólido %	pH	Reactivos utilizados g/t						<p style="text-align: center;">Aero208 <u>Aerofloat208(Ditiofosfato)</u></p> <p style="text-align: center;">KAX <u>Amil xantato de Potasio</u></p> <p style="text-align: center;">Ace Pino <u>Aceite de Pino</u></p>
							Aero208	Ace Pino	KAX	
Molienda	40	62,5	7				30	20	50	
Acondicionamiento	5	33,3								
Flotación A 5	10									

Resultados	Peso (g)	Peso (%)	Contenidos				Reparticiones			
			Au (g/t)	Ag (g/t)	Cu (%)	Fe (%)	Au (%)	Ag (%)	Cu (%)	Fe (%)
A 5	151,1	7,65	3,57	18,11	5,92	13,96	79,33	19,92	88,85	62,74
R 5	1825,1	92,35	0,07	6,03	0,06	0,68	20,67	80,08	11,15	37,26
Alim. Recalculada	1976,2	100,00	0,34	6,95	0,51	1,70	100,00	100,00	100,00	100
Cabeza			0,17	8,41	0,58	1,78				

ANEXO IV

ANÁLISIS DE LA FLOTACIÓN COLECTIVA AL VARIAR LA CONCENTRACIÓN DE KAX

Tabla A IV.1. Flotación colectiva a una concentración de 15 g/t de kax

Muestra:	Cóndor Mirador													
Ensayo No.	F 6													
Objetivo de ensayo:	Flotación colectiva al variar la concentración de kax													
Equipo utilizado	Celda: Denver 4 L; 1500 rpm			Molino: 12 Kg de bolas			Carga Mineral: 2000 g							
Operaciones	Tiempo (min)	Sólido %	pH	Reactivos utilizados g/t						Aero208 <u>Aerofloat208(Ditiofosfato)</u> kax <u>Amil xantato de Potasio</u> Ace Pino <u>Aceite de Pino</u>				
							Aero208	Ace Pino	KAX					
				Molienda	30	62,5	7					30	20	15
				Acondicionamiento	5	33,3								
Flotación A 6	10													

Resultados	Peso (g)	Peso (%)	Contenidos				Reparticiones			
			Au (g/t)	Ag (g/t)	Cu (%)	Fe (%)	Au (%)	Ag (%)	Cu (%)	Fe (%)
A 6	129,30	6,54	1,90	53,86	6,24	14,68	64,17	31,19	77,40	58,90
R 6	1849,00	93,46	0,07	8,31	0,12	0,71	35,83	68,81	22,60	41,10
Alim. Recalculada	1978,30	100	0,19	11,28	0,52	1,62	100,00	100,00	100,00	100,00
Cabeza			0,17	8,41	0,58	1,78				

Tabla A IV.2. Flotación colectiva a una concentración de 25 g/t de kax

Muestra:	Cóndor Mirador									
Ensayo No.	F 7									
Objetivo de ensayo:	Flotación colectiva al variar la concentración de kax									
Equipo utilizado	Celda: Denver 4 L; 1500 rpm			Molino: 12 Kg de bolas			Carga Mineral: 2000 g			
Operaciones	Tiempo (min)	Sólido %	pH	Reactivos utilizados g / t						<p style="text-align: center;">Aero208 <u>Aerofloat208(Ditiofosfato)</u></p> <p style="text-align: center;">kax <u>Amil xantato de Potasio</u></p> <p style="text-align: center;">Ace Pino <u>Aceite de Pino</u></p>
							Aero208	Ace Pino	KAX	
Molienda	30	62,50	7				30	20	25	
Acondicionamiento	5	33,30								
Flotación A 7	10									

Resultados	Peso (g)	Peso (%)	Contenidos				Reparticiones			
			Au (g/t)	Ag (g/t)	Cu (%)	Fe (%)	Au (%)	Ag (%)	Cu (%)	Fe (%)
A 7	161,50	8,16	1,07	22,99	5,56	12,76	66,90	21,73	83,44	64,31
R 7	1817,30	91,84	0,04	7,36	0,09	0,62	33,10	78,27	16,56	35,69
Alim. Recalculada	1978,80	100,00	0,13	8,63	0,54	1,62	100,00	100,00	100,00	100,00
Cabeza			0,17	8,41	0,58	1,78				

Tabla A IV.3. Flotación colectiva a una concentración de 75 g/t de kax

uestra:	Cóndor Mirador									
Ensayo No.	F 8									
Objetivo de ensayo:	Flotación colectiva al variar la concentración de kax									
Equipo utilizado	Celda: Denver 4 L; 1500 rpm			Molino: 12 Kg de bolas			Carga Mineral: 2000 g			
Operaciones	Tiempo (min)	Sólido %	pH	Reactivos utilizados g / t						<p style="text-align: center;">Aero208 <u>Aerofloat208(Ditiofosfato)</u></p> <p style="text-align: center;">KAX <u>Amil xantato de Potasio</u></p> <p style="text-align: center;">Ace Pino <u>Aceite de Pino</u></p>
							Aero208	Ace Pino	KAX	
Molienda	30	62,50	7				30	20	75	
Acondicionamiento	5	33,30								
Flotación A 8	10									

Resultados	Peso (g)	Peso (%)	Contenidos				Reparticiones			
			Au (g / t)	Ag (g / t)	Cu (%)	Fe (%)	Au (%)	Ag (%)	Cu (%)	Fe (%)
A 8	211,00	10,65	1,04	19,58	3,9	9,09	79,04	19,62	83,40	64,52
R 8	1770,50	89,35	0,03	9,56	0,09	0,59	20,96	80,38	16,60	35,48
Alim. Recalculada	1981,50	100,00	0,14	10,63	0,50	1,50	100,00	100,00	100,00	100,00
Cabeza			0,17	8,41	0,58	1,78				

ANEXO V

ANÁLISIS DE LA FLOTACIÓN COLECTIVA AL VARIAR LA CONCENTRACIÓN DE AEROFLOAT (208)

Tabla AV.1. Flotación colectiva a una concentración de 15 g/t de aerofloat (208)

Muestra:	Cóndor Mirador									
Ensayo No.	F 9									
Objetivo de ensayo:	Flotación colectiva al variar la concentración de aerofloat (208)									
Equipo utilizado	Celda: Denver 4 L; 1500 rpm			Molino: 12 Kg de bolas			Carga Mineral: 2000 g			
Operaciones	Tiempo (min)	Sólido %	pH	Reactivos utilizados g/t						Aero208 <u>Aerofloat208(Ditiofosfato)</u> kax <u>Amil xantato de Potasio</u> Ace Pino <u>Aceite de Pino</u>
							Aero208	Ace Pino	KAX	
Molienda	30	62,50	7				15	20	50	
Acondicionamiento	5	33,30								
Flotación A 9	10									

Resultados	Peso (g)	Peso (%)	Contenidos				Reparticiones			
			Au (g/t)	Ag (g/t)	Cu (%)	Fe (%)	Au (%)	Ag (%)	Cu (%)	Fe (%)
A 9	151,40	7,65	2,16	25,16	5,45	12,34	66,53	16,45	79,06	61,60
R 9	1828,10	92,35	0,09	10,58	0,11	0,63	33,47	83,55	20,94	38,40
Alim. Recalculada	1979,5	100,00	0,24	11,69	0,52	1,53	100,00	100,00	100,00	100,00
Cabeza			0,17	8,41	0,58	1,78				

Tabla AV.2. Flotación colectiva a una concentración de 45 g/t de aerofloat (208)

Muestra:	Cóndor Mirador									
Ensayo No.	F 10									
Objetivo de ensayo:	Flotación colectiva al variar la concentración de aerofloat (208)									
Equipo utilizado	Celda: Denver 4 L; 1500 rpm			Molino: 12 Kg de bolas			Carga Mineral: 2000 g			
Operaciones	Tiempo (min)	Sólido %	pH	Reactivos utilizados g/t						Aero208 <u>Aerofloat208(Ditiofosfato)</u> kax <u>Amil xantato de Potasio</u> Ace Pino <u>Aceite de Pino</u>
							Aero208	Ace Pino	KAX	
							45	20	50	
Molienda	30	62,50	7				45	20	50	
Acondicionamiento	5	33,30								
Flotación A 10	10									

Resultados	Peso (g)	Peso (%)	Contenidos				Reparticiones			
			Au (g / t)	Ag (g / t)	Cu (%)	Fe (%)	Au (%)	Ag (%)	Cu (%)	Fe (%)
A 10	130,80	6,74	7,10	30,76	6,29	13,89	86,52	20,05	80,25	63,33
R 10	1809,90	93,26	0,08	8,86	0,11	0,58	13,48	79,95	19,75	36,67
Alim. Recalculada	1940,7	100,00	0,55	10,33	0,52	1,47	100,00	100,00	100,00	100,00
Cabeza			0,17	8,41	0,58	1,78				

Tabla AV.3. Flotación colectiva a una concentración de 75 g/t de aerofloat (208)

Muestra:	Cóndor Mirador									
Ensayo No.	F 11									
Objetivo de ensayo:	Flotación colectiva al variar la concentración de aerofloat (208)									
Equipo utilizado	Celda: Denver 4 L; 1500 rpm			Molino: 12 Kg de bolas			Carga Mineral: 2000 g			
Operaciones	Tiempo (min)	Sólido %	pH	Reactivos utilizados g/t						<p style="text-align: center;">Aero208 <u>Aerofloat208(Ditiofosfato)</u> kax <u>Amil xantato de Potasio</u> Ace Pino <u>Aceite de Pino</u></p>
							Aero208	Ace Pino	KAX	
Molienda	30	62,50	7				75	20	50	
Acondicionamiento	5	33,30								
Flotación A 11	10									

Resultados	Peso (g)	Peso (%)	Contenidos				Reparticiones			
			Au (g/t)	Ag (g/t)	Cu (%)	Fe (%)	Au (%)	Ag (%)	Cu (%)	Fe (%)
A 11	179,00	9,00	1,16	18,30	4,70	11,66	65,67	18,46	81,08	65,60
R 11	1808,50	91,00	0,06	8,00	0,10	0,60	34,33	81,54	18,92	34,40
Alim. Recalculada	1987,50	100,00	0,15	8,92	0,52	1,60	100,00	100,00	100,00	100,00
Cabeza			0,17	8,41	0,58	1,78				

ANEXO VI

ANÁLISIS DE LA FLOTACIÓN COLECTIVA AL VARIAR LA CONCENTRACIÓN DE ACEITE DE PINO (REACTIVO ESPUMANTE)

Tabla AVI.1. Flotación colectiva a una concentración de 14 g/t de aceite de pino

Muestra:	Cóndor Mirador									
Ensayo No.	F 12									
Objetivo de ensayo:	Flotación colectiva al variar la concentración del reactivo espumante									
Equipo utilizado	Celda: Denver 4 L; 1500 rpm			Molino: 12 Kg de bolas			Carga Mineral: 2000 g			
Operaciones	Tiempo (min)	Sólido %	pH	Reactivos utilizados g/t						Aero208 <u>Aerofloat208(Ditiofosfato)</u> kax <u>Amil xantato de Potasio</u> Ace Pino <u>Aceite de Pino</u>
							Aero208	Ace Pino	KAX	
Molienda	30	62,50	7				45	14	50	
Acondicionamiento	5	33,30								
Flotación A 12	10									

Resultados	Peso (g)	Peso (%)	Contenidos				Reparticiones			
			Au (g/ t)	Ag (g/t)	Cu (%)	Fe (%)	Au (%)	Ag (%)	Cu (%)	Fe (%)
A 12	148,50	7,51	1,16	19,21	5,17	15,57	61,08	8,93	77,24	65,24
R 12	1829,40	92,49	0,06	15,91	0,12	0,67	39,92	91,07	22,76	34,76
Alim. Recalculada	1977,90	100,00	0,14	16,16	0,50	1,79	100,00	100,00	100,00	100,00
Cabeza			0,17	8,41	0,58	1,78				

Tabla AVI.2. Flotación colectiva a una concentración de 42 g/t de aceite de pino

Muestra:	Cóndor Mirador									
Ensayo No.	F 13									
Objetivo de ensayo:	Flotación colectiva del mineral (Variación del espumante)									
Equipo utilizado	Celda: Denver 4 L; 1500 rpm			Molino:12 Kg de bolas			Carga Mineral: 2000 g			
Operaciones	Tiempo (min)	Sólido %	pH	Reactivos utilizados g/t						Aero208 <u>Aerofloat208(Ditiofosfato)</u> kax <u>Amil xantato de Potasio</u> Ace Pino <u>Aceite de Pino</u>
							Aero208	Ace Pino	KAX	
Molienda	30	62,50	7				45	42	50	
Acondicionamiento	5	33,30								
Flotación A 13	10									

Resultados	Peso (g)	Peso (%)	Contenidos				Reparticiones			
			Au (g/t)	Ag (g/t)	Cu (%)	Fe (%)	Au (%)	Ag (%)	Cu (%)	Fe (%)
A 13	175,00	8,81	1,17	18,99	4,28	13,29	69,32	21,36	78,78	65,40
R 13	1812,20	91,19	0,05	6,75	0,11	0,67	30,68	78,64	21,22	34,60
Alim. Recalculada	1987,20	100,00	0,15	7,83	0,47	1,79	100,00	100,00	100,00	100,00
Cabeza			0,17	8,41	0,58	1,78				

ANEXO VII

ANÁLISIS DE FLOTACIÓN COLECTIVA AL VARIAR EL TIEMPO DE RECOLECCIÓN DE LA ESPUMA MINERALIZADA

Tabla AVII.1. Flotación colectiva con 4 min de recolección de la espuma mineralizada

Muestra:	Cóndor Mirador									
Ensayo No.	F 14									
Objetivo de ensayo:	Flotación colectiva del mineral al variar el tiempo de flotación									
Equipo utilizado	Celda: Denver 4 L; 1500 rpm			Molino: 12 Kg de bolas			Carga Mineral: 2000 g			
Operaciones	Tiempo (min)	Sólido %	pH	Reactivos utilizados g/t						Aero208 <u>Aerofloat208(Ditiofosfato)</u> kax <u>Amil xantato de Potasio</u> Ace Pino <u>Aceite de Pino</u>
							Aero208	Ace Pino	KAX	
Molienda	30	62,50	7				45	20	50	
Acondicionamiento	5	33,30								
Flotación A 14	4									

Resultados	Peso (g)	Peso (%)	Contenidos				Reparticiones			
			Au (g/t)	Ag (g/t)	Cu (%)	Fe (%)	Au (%)	Ag (%)	Cu (%)	Fe (%)
A 14	74,00	3,75	2,45	29,81	8,25	1,75	54,40	12,90	63,01	38,21
R 14	1900,00	96,25	0,08	7,84	0,18	1,10	45,60	87,10	36,99	61,79
Alim. Recalculada	1974,00	100,00	0,17	8,66	0,49	1,72	100,00	100,00	100,00	100,00
Cabeza			0,17	8,41	0,58	1,78				

Tabla AVII.2. Flotación colectiva con 7 min de recolección de la espuma mineralizada

Muestra:	Cóndor Mirador									
Ensayo No.	F 15									
Objetivo de ensayo:	Flotación colectiva del mineral al variar el tiempo de flotación									
Equipo utilizado	Celda: Denver 4 L; 1500 rpm			Molino:12 Kg de bolas			Carga Mineral: 2000 g			
Operaciones	Tiempo (min)	Sólido %	pH	Reactivos utilizados g/t						Aero208 <u>Aerofloat208(Ditiofosfato)</u> kax <u>Amil xantato de Potasio</u> Ace Pino <u>Aceite de Pino</u>
							Aero208	Ace Pino	KAX	
Molienda	30	62,50	7				45	20	50	
Acondicionamiento	5	33,30								
Flotación A 15	7									

Resultados	Peso (g)	Peso (%)	Contenidos				Reparticiones			
			Au (g / t)	Ag (g / t)	Cu (%)	Fe (%)	Au (%)	Ag (%)	Cu (%)	Fe (%)
A 15	99,20	5,08	1,96	32,60	6,33	17,34	63,62	17,23	65,51	50,03
R 15	1853,30	94,92	0,06	8,38	0,17	0,92	36,38	82,77	34,49	49,97
Alim. Recalculada	1952,50	100,00	0,16	9,61	0,49	1,76	100,00	100,00	100,00	100,00
Cabeza			0,17	8,41	0,58	1,78				

ANEXO VIII

PRUEBAS DE FLOTACIÓN SELECTIVA A PARTIR DE UN CONCENTRADO COLECTIVO

Tabla VIII.1. Flotación selectiva con taninos de guarango como reactivo depresor de pirita

Muestra:	Cóndor Mirador								
Ensayo No.	F16								
Objetivo de ensayo:	Efecto depresor de los taninos de Guarango sobre la Pirita								
Equipo utilizado	Celda: Denver 2 L; 1500 rpm			Molino: 10 Kg de bolas			Carga Mineral: 1000 g		
Operaciones	Tiempo (min)	Sólido %	pH	Reactivos utilizados					Aero208 <u>Aerofloat208(Ditiofosfato)</u> A Pino <u>Aceite de Pino</u> Guarango <u>Taninos</u> Cal <u>CaO</u>
				Guarango g / Kg M	Cal g /Kg M	Aero208 g/t	A Pino g/t	KAX g/ t	
Molienda	40	62,5	10,5	5	10				
Acond. Desbaste 16	5	33,33				60	15		
Flotación Desbaste 16	8								
Acond. Colección 16	5		10,0			60	15		
Flotación de Colección 16	7								
Acond. Afino 16	5		10,5	2	2	60	15		
Flotación de afino 16	7								

*g/Kg M= gramos de reactivo por Kilogramo de concentrado colectivo

Resultados	Peso (g)	Peso (%)	Contenidos		Recuperaciones	
			Cu (%)	Fe (%)	Cu (%)	Fe (%)
Afino 16	167,00	16,47	19,32	20,09	52,27	17,07
Colección 16	138,00	13,61	11,04	18,69	24,67	13,12
Afino16+Colección 16	305,00	30,08	15,58	19,46	76,94	30,19
R Afino 16	200,00	19,72	3,39	18,04	10,99	18,36
R Colección 16	509,20	50,21	1,46	19,86	12,07	51,45
R afino16 + R Colect 16	709,20	69,92	2,01	19,35	23,06	69,81
Alimentación Recal 16	1014,20	100,00	6,09	19,38	100,00	100,00

	Contenido
Cabeza	(%)
Cu	5,95
Fe	21,35

Tabla VIII.2. Flotación selectiva con el uso de la cal como único reactivo depresor de pirita

Muestra:	Cóndor Mirador							
Ensayo No.	F17							
Objetivo de ensayo:	Efecto depresor de la cal sobre la pirita							
Equipo utilizado	Celda: Denver 2 L; 1500 rpm			Molino:10 Kg de bolas			Carga Mineral: 1000 g	
Operaciones	Tiempo (min)	Sólido %	pH	Reactivos utilizados				
				Guarango g / Kg M	Cal g /Kg M	Aero208 g/ t	A Pino g/ t	KAX g/ t
Molienda	40	62,5	10,5	-	10			
Acond. Desbaste 17	5	33,33				60	15	
Flotación Desbaste 17	8							
Acond. Colección 17	5		10,0			60	15	
Flotación de Colección 17	7							
Acond. Afino 17	5		10,5	-	2	60	15	
Flotación de afino 17	7							

Aero208
Aerofloat208(Ditiofosfato)
A Pino
Aceite de Pino
Cal
CaO

*g/Kg M= gramos de reactivo por Kilogramo de concentrado colectivo

Resultados	Peso (g)	Peso (%)	Contenidos		Recuperaciones	
			Cu (%)	Fe (%)	Cu (%)	Fe (%)
Afino 17	91,60	9,88	16,74	16,97	32,85	9,72
Colección 17	223,00	24,02	7,17	16,24	34,38	22,65
Afino17+Colección 17	314,60	33,90	9,96	16,45	67,13	32,37
R Afino 17	204,80	22,06	4,84	16,12	21,23	20,65
R Colección 17	408,8	44,04	1,31	18,37	11,63	46,98
R afino17 + R Colec 17	613,60	66,12	2,50	17,62	32,86	67,63
Alimentación Recal 17	928,20	100,00	5,03	17,23	100,00	100,00
Cabeza [Bulk]			5,95	21,35		

ANEXO IX

PRUEBAS DE SIMULACIÓN DE FLOTACIÓN CONTÍNUA

Tabla IX.1. Primer ensayo de simulación de un sistema de flotación continuo a partir de un concentrado colectivo

Muestra:	Cóndor Mirador										
Ensayo No.	F 18										
Objetivo de ensayo:	Primer ensayo de simulación de flotación continua										
Equipo utilizado	Celda: Denver 2 L; 1500 rpm		Molino: 10 Kg de bolas			Carga Mineral: 1000 g					
Operaciones	Tiempo (min)	Sólido %	pH	Reactivos utilizados g / t				Aero208 <u>Aerofloat208(Ditiofosfato)</u> Ace Pino <u>Aceite de Pino</u> Cal <u>CaO</u> Taninos <u>Taninos de Guarango</u>			
				Guarango g/Kg M	Cal g/Kg M	Aero208 g/t	Ace Pino g/t				
				Molienda	20	62,5	12,5		5	12	
				Acondicionamiento	5	33,33					
Flotación A18	8		12,5	2	1-2	60	30				

*g/Kg M= gramos de reactivo por Kilogramo de concentrado colectivo

Resultados	Peso (g)	Peso (%)	Contenidos		Reparticiones	
			Cu (%)	Fe (%)	Cu (%)	Fe (%)
A 18	595,1	62,89	11,14	15,73	97,70	49,15
R 18	351,2	37,11	0,37	22,95	2,30	50,85
Alim. Recalculada	946,3	100	6,67	18,73	100,00	100,00
Cabeza			5,95	21,35		

Tabla IX.2. Segundo ensayo de simulación de un sistema de flotación continuo a partir de un concentrado colectivo

Muestra:	Cóndor Mirador							
Ensayo No.	F 19							
Objetivo de ensayo:	Segundo Ensayo de simulación de flotación Continua							
Equipo utilizado	Celda: Denver 2 L; 1500 rpm		Molino:10 Kg de bolas			Carga Mineral: 1000 g		
Operaciones	Tiempo (min)	Sólido %	pH	Reactivos utilizados g / t				Aero208 <u>Aerofloat208(Ditiofosfato)</u> Ace Pino <u>Aceite de Pino</u> Cal <u>CaO</u> Taninos <u>Taninos de Guarango</u>
				Guarango g/Kg M	Cal g/Kg M	Aero208 g/t	Ace Pino g/t	
Molienda	40	62,5	11	1	10			
Acondicionamiento	5	33,33						
Flotación A19	5		11	1	1 a 2	60	30	

*g/Kg M= gramos de reactivo por Kilogramo de concentrado colectivo

Resultados	Peso (g)	Peso (%)	Contenidos		Reparticiones	
			Cu (%)	Fe (%)	Cu (%)	Fe (%)
A 19	135,9	12,34	22,94	25,82	51,17	13,82
R 19	965,6	87,66	3,08	22,66	48,83	86,18
Alim. Recalculada	1101,50	100	5,53	23,05	100,00	100,00
Cabeza			5,95	21,35		

Tabla IX.3. Tercer ensayo de simulación de un sistema de flotación continuo a partir de un concentrado colectivo

Muestra:	Cóndor Mirador							
Ensayo No.	F 20							
Objetivo de ensayo:	Tercer Ensayo de simulación de flotación Continua							
Equipo utilizado	Celda: Denver 2 L; 1500 rpm	Molino:10 Kg de bolas			Carga Mineral: 1000 g			
Operaciones	Tiempo (min)	Sólido %	pH	Reactivos utilizados g / t				Aero208 <u>Aerofloat208(Ditiofosfato)</u> Ace Pino <u>Aceite de Pino</u> Cal <u>CaO</u> Taninos <u>Taninos de Guarango</u>
				Guarango g/Kg M	Cal g/Kg M	Aero208 g/t	Ace Pino g/t	
Molienda	40	62,5	10	1	6,8			
Acondicionamiento	5	33,33						
Flotación A20	6		~10	1	1 a 2	60	30	

*g/Kg M= gramos de reactivo por Kilogramo de concentrado colectivo

Resultados	Peso (g)	Peso (%)	Contenidos		Reparticiones	
			Cu (%)	Fe (%)	Cu (%)	Fe (%)
A 20	170,3	21,76	17,07	20,42	62,85	25,21
R 20	612,3	78,24	2,81	16,85	37,15	74,79
Alim. Recalculada	782,6	100,00	5,91	17,63	100,00	100,00
Cabeza			5,95	21,35		

Tabla IX.4. Cuarto ensayo de simulación de un sistema de flotación continuo a partir de un concentrado colectivo

Muestra:	Cóndor Mirador							
Ensayo No.	F 21							
Objetivo de ensayo:	Cuarto Ensayo de simulación de flotación Continua							
Equipo utilizado	Celda: Denver 2 L; 1500 rpm	Molino:10 Kg de bolas			Carga Mineral: 1000 g			
Operaciones	Tiempo (min)	Sólido %	pH	Reactivos utilizados g / t				Aero208 <u>Aerofloat208(Ditiofosfato)</u> Ace Pino <u>Aceite de Pino</u> Cal <u>CaO</u> Taninos <u>Taninos de Guarango</u>
				Guarango g/Kg M	Cal g/Kg M	Aero208 g/t	Ace Pino g/t	
Molienda	40	62,5	9	1	5,0			
Acondicionamiento	5	33,33						
Flotación A21	6		~9	1	1 a 2	60	30	

*g/Kg M= gramos de reactivo por Kilogramo de concentrado colectivo

Resultados	Peso (g)	Peso (%)	Contenidos		Reparticiones	
			Cu (%)	Fe (%)	Cu (%)	Fe (%)
A 21	196,2	18,79	16,40	24,31	54,45	25,30
			3,18	16,61		
R 21	847,8	81,21			45,55	74,70
Alim. Recalculada	1044	100,00	5,66	18,05	100,00	100,00
Cabeza			5,95	21,35		

ANEXO X

EJEMPLOS DE CÁLCULO DE LA DENSIDAD REAL DEL MINERAL PROVENIENTE DE LA MINA DE CÓNDOR MIRADOR

$$d_r = \frac{d_a(M_m - M_v)}{(M_m - M_v) - (M_{ma} - M_a)} \quad [2.1]$$

Dónde:

d_r : Densidad real ($\frac{g}{cm^3}$)

d_a : Densidad del agua a 4°C = ($1,00 \frac{g}{cm^3}$)

M_m : Masa del picnómetro y la muestra = 16,8411 g

M_v : Masa del picnómetro vacío = 15,7796 g

M_{ma} : Masa del picnómetro, agua y muestra = 42,4461 g

M_a : Masa del picnómetro con agua = 41,7747 g

$$d_r = \frac{1 * (16,8411 - 15,7796)}{(16,8411 - 15,7796) - (42,4461 - 41,7747)} = 2,7210 \frac{g}{cm^3}$$

ANEXO XI

EJEMPLO DE CÁLCULO DEL VOLUMEN DE LAS CELDAS DE FLOTACIÓN COMO DE LOS TANQUES DE ACONDICIONAMIENTO

(Para la celda de desbaste)

- Cálculo del peso específico de la pulpa

$$S = \frac{m_s + m_l}{\frac{m_s}{S} + \frac{m_l}{\gamma}} \quad [2.4]$$

$$S = \frac{37 \text{ g de mineral seco} + 63 \text{ g de liquido}}{\frac{37 \text{ g de mineral seco}}{2,75 \frac{\text{g}}{\text{cm}^3}} + \frac{63}{1 \frac{\text{g}}{\text{cm}^3}}} = 1,30 \frac{\text{g}}{\text{cm}^3}$$

$$\gamma = 1 \frac{\text{g}}{\text{cm}^3}$$

$$S = 2,75 \frac{\text{g}}{\text{cm}^3}$$

$$P = 37 \%$$

$$m_s = 37 \text{ g}$$

$$m_l = 63 \text{ g}$$

- Cálculo de volumen de pulpa por peso de mineral seco

$$V_s = \frac{1}{P * S} \quad [2.5]$$

$$V_s = \frac{1}{0,37 * 1,30 \frac{\text{g}}{\text{cm}^3}} = 2,06 \frac{\text{cm}^3 \text{ pulpa}}{\text{g mineral seco}}$$

- Cálculo de Volumen de flotación

$$NC = \frac{F \cdot T \cdot V_s}{1440} \quad [2.3]$$

$$NC = \frac{3548,41 \frac{\text{ton}}{24 \text{ h}} * 5 \text{ min} * 2,06 \frac{\text{cm}^3 \text{pulpa}}{\text{g minerla seco}}}{1440} = 25,38 \text{ m}^3$$

$$F = 3548,41 \frac{\text{ton}}{24 \text{ h}}$$

$$T = 5 \text{ min}$$

- Cálculo del Volumen de flotación requerido

$$NC_R = f_1 * f_2 * NC = 2 * 1,5 * 25,38 \text{ m}^3 = 58,30 \text{ m}^3$$

$$f_1 = 2$$

$$f_2 = 1,15$$

ANEXO XII

EJEMPLO DEL DIMENSIONAMIENTO DE LOS EQUIPOS DE MOLIENDA

- El dimensionamiento de un molino de bolas se fundamenta en la teoría de Bond

$$W_{i(\text{Base})} = 13,5 \frac{\text{KW-h}}{t}$$

$$W = W_{i(\text{base})} f_1 * f_2 * f_3 * f_4 * f_5 * f_6 \quad [2.8]$$

$$P_{80} = 52 \mu\text{m}$$

$$F_{80} = 116 \mu\text{m}$$

$f_1 = 1$ por molienda húmeda.

$f_2 = 1,570$ ya que el 90 % del material pasó la malla 200 equivalente a 74 μm

$f_3 = 0,9146$ si el diámetro del molino se estima mayor a 12,5 ft (3,81 m)

$f_4 = 1$

$$f_5 = \frac{P_{80} + 10,3}{1,145 * P_{80}} = \frac{52 + 10,3}{1,145 * 52} = 1,04$$

$$f_6 = \frac{[20(R_r - 1,35) + 2,60]}{20(R_r - 1,35)} \text{ Si } R_r < 6; \text{ Siendo } R_r = \frac{f_{80}}{P_{80}} = \frac{116}{52} = 2,23$$

$$f_6 = \frac{[20(2,23 - 1,35) + 2,60]}{20(2,23 - 1,35)} = 1,14$$

$$W_i = 13,5 \frac{\text{KW-h}}{t} * 1 * 1,57 * 0,9146 * 1 * 1,04 * 1,14 = 22,98 \frac{\text{KW-h}}{t}$$

$$W = W_i \left(\frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{f_{80}}} \right) \quad [2.7]$$

$$W = \text{Energía consumida por tonelada molida} \left[\frac{\text{KW-h}}{t} \right]$$

$$W = 22,98 \frac{\text{KW-h}}{\text{t}} \left(\frac{10}{\sqrt{52}} - \frac{10}{\sqrt{116}} \right) = 10,37 \frac{\text{KW-h}}{\text{t}}$$

- Potencia eléctrica y mecánica requerida

$$P_m = 10,37 \frac{\text{KW-h}}{\text{t}} * 2000 \frac{\text{t}}{\text{día}} * \frac{1 \text{ día}}{24 \text{ h}} = 864,16 \text{ KW}$$

Dónde:

$$P_e = \frac{P_m * 100}{\eta} = \frac{864,16 * 100}{70} = 1234,52 \text{ KW}$$

P_e =Potencia eléctrica a instalada

$\eta = 70 \%$

ANEXO XIII

DATOS TÉCNICOS DEL FABRICANTE DE LAS CELDAS DE FLOTACIÓN

Máquina Denver Sub-A:



Tabla XIII.1. Características técnicas de las máquinas de flotación del tipo Denver Sub – A

Máquina Nº	Tamaño de la celda en pulgadas	Volumen de la celda pies cúb.	HP por celda	Peso de la celda en lbs	CAPACIDAD	
					Tons/24 hrs en una máquina de 8 celdas con 25% de sólidos Flot. lenta (20 min)	Flot. mediana (10 min)
8	16 x 16	2.75	0.5	456	15	30
12	22 x 22	10	1.0	920	45	95
15	24 x 24	12	1.2	1050	65	125
18	28 x 28	18	1.4	1360	95	185
18	32 x 32	24	2.2	1770	120	240
21	38 x 38	40	3.2	2660	215	425
21-D	38 x 38	50	3.8	2750	250	500
24	43 x 43	50	4.5	3200	250	500
30	56 x 56	100	9.2	6700	535	1070

* Sutulov, 1967, p.152

ANEXO XIV

DATOS TÉCNICOS DEL FABRICANTE DE TANQUES DE AGITACIÓN



Teléfono: +86-371-3799 6871 +86-371-6799 6872

Fax: +86-371-8652 0217

Dirección: Av.Kexue No.65.zona de desarrollo de alta tecnología.Zhengzhou.Henan.China

Tabla XIV.1. Especificaciones técnicas de los tanques agitados

Presentación y Principio de funcionamiento

Nuestro Agitador está diseñado para mezclar lechada antes de la flotación en el proceso de beneficiación. Es la indicada para mezclar lechada con una densidad menor a 38 % (peso proporcional) y menores a 1mm. El impulsor del agitador es manejado por un motor, con cinta en V, lo cual nos permite tener óptima función de mezclado.

Especificaciones Técnicas

delo	Diámetro de Depósito(mm)	Longitud de Depósito(mm)	Volumen (m ³)	Potencia (kW)	Dimensión (L×A×A)(mm)	F
500	500	500	0.1	1.1	600×570×960	(
750	750	750	0.33	1.5	1140×880×1250	
1000	1000	1000	0.79	1.5-2.2	1300×1130×1600	
1200	1200	1200	1.4	3-4	1750×1480×1930	
1500	1500	1500	2.7	5.5-7.5	2150×1640×2350	
2000	2000	2000	6.3	5.5-7.5	2650×2200×2850	
2500	2500	2500	12	11-15	2860×2600×3680	
3000	3000	3000	21	18.5-22	3610×3220×4250	
3500	3500	3500	34	22-30	3940×3770×5090	
4000	4000	4000	50	30-37	4530×3360×5300	

ANEXO XV

DATOS TÉCNICOS DEL FABRICANTE DE MOLINO DE BOLAS

**Molinos autógenos,
semi-autógenos y de bolas para la
molienda por vía húmeda.**

Una empresa
de ThyssenKrupp
Technologies

Polysius

Di [m]	EGL [m]	P* [kW]
4,3	6,1 – 7,6	1600 – 2100
4,6	6,4 – 8,0	2000 – 2600
4,9	6,7 – 8,6	2500 – 3300
5,2	7,3 – 8,9	3200 – 3900
5,5	7,6 – 9,5	3800 – 4800
5,8	8,0 – 10,1	4600 – 5900
6,1	8,3 – 10,4	5500 – 6900
6,4	8,9 – 11,0	6700 – 8300
6,7	9,2 – 11,6	7700 – 9900
7,0	9,5 – 12,2	9000 – 11600
7,3	10,1 – 12,5	10000 – 13300

*Potencia del motor con una carga de bolas del 35%

ANEXO XVI

DATOS TÉCNICOS DEL FABRICANTE DE TANQUES DE ESPESAJE

Espesasador

Especificaciones Técnicas

Model	Concentration pond(m)	Deposit square(m ²)	Harrow part	Motor	Capacity(t/d)
NZSF-6 Φ6m	3	28.3	Manual	Y90S-4 1.1KW	62
NZS-9 Φ9m	3	63.6	Manual	Y132S-6 3KW	140
NZS-12 Φ12m	3.5	113	Manual	Y132S-6 3KW	250
NZ-15 Φ15m	4.4	17	Auto	JC752A-44 5.2KW	350
NZ-20 Φ20m	4.4	314	Auto	JTC752A-44 5.2KW	960
NZ-30 Φ30m	7.165	707	----	Y100L1-4 2.2×2KW	----
NQ-24 Φ24m	3.4	452	----	Y160M-6 7.5KW	1000
NG-30 Φ30m	3.6	707	----	Y160M-6 7.5KW	1570

ANEXO XVII

DATOS TÉCNICOS DEL FABRICANTE DE FILTROS PRENSA DE DISCO

Soluciones de Filtración



DATOS TECNICOS

La tabla siguiente muestra los modelos de filtros prensa más representativos para la industria minera. Los siguientes equipos obtendrán producciones desde 2 hasta 45 tn/h.

Modelo	APN16 Q	APN16 M8	APN16 M12	APN16 L18	APN18 L18
Tamaño de torta (mm)	1350 x 1350				1700 x 1700
Numero de tortas	4	8	12	18	18
Superficie filtrante (m ²)	14,6	29,2	43,7	65,6	104
Presión del cilindro hidráulico (bar)	240	240	240	240	240
Potencia instalada (kW)	2	3,5	11	11	11
Dimensiones (mm) Largo x Ancho x Alto	2100 x 1960 x 220	4100 x 2232 x 2086	4100 x 2232 x 2086	4900 x 2232 x 2086	6650 x 2511 x 4900
Aire comprimido sin secado (N l/min)	190	320	480	720	1.100
Aire comprimido con secado (N l/min)	760	1.200	1.920	2.880	4.000
Tanque de aire comprimido (N l)	500	800	1.200	1.600	2.300
Peso (Kg)	11.000	15.000	18.000	30.000	46.000

Valores variables dependiendo del proceso.