



UNIVERSIDAD DE CHILE  
FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS  
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA QUÍMICA Y BIOTECNOLOGÍA

# EVALUACIÓN DEL USO DE NaSH EN EL CIRCUITO DE FLOTACIÓN SELECTIVA DE MOLIBDENO DE LOS PELAMBRES

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL QUÍMICO

LIZANDRO ERNESTO LOBOS MACHUCA

PROFESOR GUÍA:

GONZALO MONTES ATENAS

MIEMBROS DE LA COMISIÓN:

FRANCISCO GRACIA CAROCA

ANDRÉS NÚÑEZ SALAZAR

SANTIAGO DE CHILE

2015

**RESUMEN DE LA MEMORIA PARA OPTAR AL  
TÍTULO DE:** Ingeniero Civil Químico

**POR:** Lizandro Ernesto Lobos Machuca

**FECHA:** 09 de Julio de 2015

**PROFESOR GUÍA:** Gonzalo Montes Atenas

**EVALUACIÓN DEL USO DE NaSH EN EL CIRCUITO DE FLOTACIÓN SELECTIVA  
DE MOLIBDENO DE LOS PELAMBRES**

El presente trabajo se desarrolló en la Superintendencia Planta de Molibdeno de Los Pelambres de Antofagasta Minerals S. A., y tiene por objetivo realizar una evaluación del uso de sulfhidrato de sodio (NaSH) en la etapa Rougher de la flotación selectiva de molibdeno, planteando y desarrollando alternativas que permitan una reducción en el consumo de este reactivo.

Para ello se realizó un estudio del proceso de la Planta de Molibdeno que permitió determinar los rangos de operación en los cuales se trabaja. Para complementar este ítem se llevó a cabo un análisis por microscopía para justificar los minerales de molibdeno que no son flotados en la etapa Rougher, y así también reconocer las causas de la presencia de sulfuros de cobre en los concentrados. En este aspecto, se observó que las pérdidas de molibdenita corresponden a pequeños minerales asociados a gangas (8%), mientras que los sulfuros de cobre en los concentrados son atribuibles principalmente a flotación por arrastre en el proceso debido al reducido tamaño de partícula ( $<53 \mu\text{m}$ ).

Para evaluar cómo influyen ciertos factores en el consumo de NaSH, se desarrollaron pruebas de flotación en laboratorio. Estas pruebas consistieron básicamente en modificar el contenido de oxígeno del gas flotante. Los resultados determinaron que ante una elevada presencia de oxígeno, se debe agregar una alta dosis de NaSH para mantener los rangos de operación; en algunos casos se observó que el consumo se duplicaba. En el laboratorio de Biohidrometalurgia se determinó la presencia de iones en la pulpa alimentada, los cuales son capaces de precipitar y aumentar el consumo del depresante.

Mediante test de flotación se analizaron distintas alternativas que permitieran disminuir el consumo de NaSH, ya sea recirculando relaves y/o aguas dentro de la planta. Estas pruebas permitieron disminuir en cierta medida el consumo de depresante aprovechando los bajos potenciales que estas corrientes poseen. A medida que el ORP de los relaves y/o aguas sean menores, se considera que el ahorro de reactivo será mayor.

De todas maneras, con información obtenida en la Planta de Molibdeno se concluyó que una adecuada dosificación previa a la flotación Rougher evita consumos altos de reactivo. Si la dosificación es insuficiente, intentar compensar esta falta induce a un sobreconsumo de NaSH, pues gran parte se debe adicionar en los cajones de traspaso de la operación.

Finalmente, se realizó un análisis del uso de aguas de proceso en el acondicionamiento de la pulpa para conocer el impacto sobre la flotación al emplear aguas con reactivos residuales correspondientes a otros procesos de la planta. Los resultados ante este nuevo escenario planteado, indican que un cambio parcial y/o total de las aguas de flotación no afectan la recuperación y selectividad del proceso; de hecho se ven beneficiadas. Los consumos de NaSH asociados a este nuevo caso tampoco presentaron mayores alteraciones.

---

# AGRADECIMIENTOS

Es difícil expresar tantas cosas en pocas palabras, por lo que centraré estos párrafos en lo que considero más importante.

En primer lugar debo agradecer a mi madre Margarita por su apoyo incondicional, quien además es la responsable de cada uno de los valores que poseo. No puedo olvidar a mi hermana, con quien nos hemos acercado bastante los últimos años; y claro, mis sobrinos Ricardo y Matilda, quienes han sido mi motivación y luz en días algo sombríos.

Debo reconocer a los profesores que he tenido a lo largo de la carrera, especialmente a los de mi comisión: Gonzalo Montes y Francisco Gracia, por su ayuda, enseñanzas y comprensión, razones por las cuales también debo incluir al listado a Humberto Palza. También mencionar a Gina Madariaga y Juanita Vergara, quienes me apoyaron y orientaron en diversas situaciones.

Igualmente doy gracias a la gente de Los Pelambres: operadores, ingenieros, jefes de turno, etc., y especialmente a mi tutor Andrés Núñez, quien no solo me apoyó en la memoria, sino también me enseñó e involucró en sus quehaceres en la Planta de Molibdeno.

Finalmente quiero agradecer a toda la gente que conocí en la universidad, dentro de los cuales he rescatado varios amigos; personas que conocí en plan común, en el departamento de Ingeniería Química y Biotecnología y en el departamento de Ingeniería de Minas. Las personas que conocí yendo al gimnasio y en los años que participé en el club de rugby Diablos de Ingeniería, con quienes compartí altos y bajos, victorias y derrotas, pero que sin duda ayudaron en mi formación como persona. Y si de amigos se trata no puedo dejar de mencionar a mis amigos de la vida, ellos que me acompañan hace muchos años, y estoy seguro que lo seguirán haciendo por muchos años más.

Por todo ello sólo me queda decir a las personas que he mencionado, y otras que se quedaron en el tintero, muchas gracias y mis mejores deseos para todos ustedes.

---

# TABLA DE CONTENIDO

CAPÍTULO 1: Introducción.....	1
1.1 Contexto.....	1
1.2 Objetivos.....	2
1.2.1 Objetivo General.....	2
1.2.2 Objetivos Específicos.....	2
1.3 Alcances.....	2
1.4 Estructura de la Memoria.....	3
CAPÍTULO 2: Revisión Bibliográfica y Antecedentes de Minera Los Pelambres.....	4
2.1 Pórfidos Cupríferos.....	4
2.1.1 Sulfuros de Cobre.....	4
2.1.2 Sulfuros de Molibdeno.....	5
2.1.3 Otros Minerales Metálicos.....	6
2.1.4 Ganga No Metálica.....	6
2.2 Procesamiento de Minerales.....	6
2.2.1 Conminución.....	7
2.2.2 Concentración de Minerales.....	8
2.3 Proceso de Flotación.....	8
2.4 Flotación de Pórfidos Cupríferos Enriquecidos con Molibdeno.....	11
2.4.1 Flotación Colectiva Cu – Mo.....	12
2.4.2 Flotación Selectiva de Mo.....	13
2.4.3 Factores que Afectan la Recuperación de Molibdenita.....	13
2.4.4 Mecanismos de Acción del Sulfhidrato de Sodio.....	17
2.4.5 Factores que Afectan la Concentración del Ion HS <sup>-</sup> .....	19
2.5 Los Pelambres de Antofagasta Minerals.....	23
2.5.1 Descripción de la Empresa.....	23
2.5.2 Descripción General del Proceso.....	23
2.5.3 Planta Concentradora Molibdeno.....	24
CAPÍTULO 3: Materiales y Métodos.....	29
3.1 Materiales.....	29
3.1.1 Mineral.....	29
3.1.2 Aguas de Acondicionamiento.....	30
3.1.3 Reactivos.....	31
3.2 Métodos.....	31
3.2.1 Caracterización Etapa Rougher de Planta Concentradora Molibdeno.....	31

3.2.2	Uso de NaSH en Variación de ORP y Precipitación de Metales .....	32
3.2.3	Pruebas de Flotación .....	33
CAPÍTULO 4:	Resultados y Análisis .....	40
4.1	Análisis de Etapa Rougher .....	40
4.1.1	Análisis Estadístico .....	40
4.1.2	Perfil Granulométrico .....	45
4.1.3	Análisis Mineralógico .....	47
4.2	Pruebas en Laboratorio de Hidrometalurgia.....	52
4.3	Pruebas de Flotación .....	56
4.2.1	Impacto de la Concentración de O <sub>2</sub> en la Flotación .....	56
4.2.2	Impacto de Recirculación de Relaves de 1ª Limpieza en la Flotación .....	63
4.2.3	Acondicionamiento con Aguas de la Planta de Molibdeno.....	69
4.2.4	Acondicionamiento con Aguas de Proceso.....	76
4.4	Análisis y Discusiones Finales .....	80
4.4.1	Recuperación de la Molibdenita.....	80
4.4.2	Depresión de Sulfuros de Cobre.....	81
4.4.3	Consumo de Sulfhidrato de Sodio .....	81
4.4.4	Pruebas de Variación de ORP y Precipitación de Metales .....	82
4.4.5	Pruebas de Flotación de Laboratorio .....	82
CAPÍTULO 5:	Conclusiones.....	84
CAPÍTULO 6:	Bibliografía .....	86
ANEXOS	.....	86
Anexo A:	Propiedades de Minerales existentes en Pórfidos Cupríferos .....	88
➤	Sulfuros de Cobre .....	88
➤	Sulfuros de Molibdeno.....	89
➤	Otros Minerales Metálicos.....	89
➤	Ganga No Metálica.....	90
Anexo B:	Protocolo Pruebas de Flotación .....	91
➤	Preparación de la Muestra .....	91
➤	Procedimiento de la Flotación .....	91
Anexo C:	Cyclosizing y Análisis QEMSCAN .....	93
➤	Cyclosizing .....	93
➤	Análisis QEMSCAN.....	95
Anexo D:	Resultados Pruebas de Uso de NaSH en Variación de ORP y Precipitación de Metales.....	98
Anexo E:	Resultados Pruebas de Flotación .....	106

---

# ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Principales Propiedades Físicoquímicas de Minerales Sulfurados de cobre .....	5
Tabla 2: Principales Propiedades Físicoquímicas de la Molibdenita .....	5
Tabla 3: Propiedades Físicoquímicas de Minerales de fierro .....	6
Tabla 4: Propiedades Físicoquímicas de Ganga No Metálica .....	6
Tabla 5: Tipos de Concentración de Minerales .....	8
Tabla 6: Mineralogías Semanales Acumuladas Año 2013 del Concentrado Colectivo ..	24
Tabla 7: Contenido de Cu y Mo Aportado por los Minerales Alimentados .....	25
Tabla 8: Condiciones Concentrado Colectivo.....	30
Tabla 9: Condiciones Relave de Primera Limpieza .....	30
Tabla 10: Condiciones Alimentación Compuesta.....	30
Tabla 11: Condiciones Aguas de Acondicionamiento .....	31
Tabla 12: Reactivos Empleados en las Pruebas de Laboratorio .....	31
Tabla 13: Condiciones Pruebas de Flotación Variando Contenido de O <sub>2</sub> del Gas .....	33
Tabla 14: Condiciones Pruebas de Flotación en Recirculación Relaves 1 <sup>a</sup> Limpieza ....	36
Tabla 15: Condiciones Aguas de Rebose de Espesadores .....	36
Tabla 16: Condiciones Pruebas de Flotación Usando Aguas Planta de Molibdeno .....	37
Tabla 17: Condiciones Pruebas de Flotación usando Agua de Proceso.....	37
Tabla 18: Resumen Plan de Pruebas de Flotación .....	38
Tabla 19: Programación de Pruebas de Flotación .....	39
Tabla 20: Análisis ICP de Material Precipitado.....	56
Tabla 21: Condiciones de Muestras Minerales de la Planta de Molibdeno .....	56
Tabla 22: Cinética de Flotación para Mo en Pruebas con Variación de Oxígeno.....	57
Tabla 23: Cinética de Flotación para Cu en Pruebas con Variación de Oxígeno .....	57
Tabla 24: Ajuste con Modelo Klimpel para Cu y Mo en Pruebas con Variación de O <sub>2</sub> ...	57
Tabla 25: Razón de Enriquecimiento Ante una Variación de O <sub>2</sub> del Gas Flotante .....	61
Tabla 26: Consumos de Flotación en Pruebas con Variación de Oxígeno .....	63
Tabla 27: Cinética de Flotación para Mo en Pruebas de Recirculación de Relaves .....	64
Tabla 28: Cinética de Flotación para Cu en Pruebas de Recirculación de Relaves.....	64
Tabla 29: Ajuste con Modelo Klimpel para Cu y Mo en Pruebas de Recirculación de Relaves .....	64
Tabla 30: Razón de Enriquecimiento en Pruebas de Recirculación de Relaves .....	66
Tabla 31: Consumos de Flotación en Pruebas de Recirculación de Relaves .....	67
Tabla 32: Condiciones de Concentrado Colectivo y Relaves de 1 <sup>a</sup> Limpieza .....	68
Tabla 33: Cinética De Flotación Para Mo En Pruebas Con Aguas Planta De Molibdeno .....	69
Tabla 34: Cinética de Flotación para Cu en Pruebas con Aguas Planta de Molibdeno..	70
Tabla 35: Ajuste con Modelo Klimpel para Cu y Mo en Pruebas con Aguas Planta de Molibdeno.....	70
Tabla 36: Razón de Enriquecimiento en Pruebas Utilizando Aguas Planta de Molibdeno .....	73
Tabla 37: Consumos de Flotación en Pruebas con Aguas Planta de Molibdeno .....	73
Tabla 38: Cinética de Flotación para Mo en Pruebas con Aguas de Proceso.....	76
Tabla 39: Cinética de Flotación para Cu en Pruebas con Aguas de Proceso .....	76
Tabla 40: Ajuste con Modelo Klimpel para Cu y Mo en Pruebas con Aguas de Proceso .....	76
Tabla 41: Razón de Enriquecimiento Utilizando Aguas de Proceso en la Flotación .....	78

Tabla 42: Consumos de Flotación en Pruebas con Aguas de Proceso.....	80
Tabla 43: Propiedades Fisicoquímicas de Minerales Sulfurados de Cobre .....	88
Tabla 44: Propiedades Fisicoquímicas de la Molibdenita.....	89
Tabla 45: Propiedades Fisicoquímicas de Minerales de Hierro.....	89
Tabla 46: Propiedades Fisicoquímicas de Ganga No Metálica .....	90
Tabla 56: Análisis Granulométrico Alimentación Rougher .....	93
Tabla 57: Análisis Granulométrico Concentrado Rougher .....	93
Tabla 58: Análisis Granulométrico Relave Rougher.....	94
Tabla 59: Mineralogía Modal de las Fracciones Estudiadas .....	95
Tabla 60: Contenido de Molibdenita según Fracción de Tamaño y Liberación .....	95
Tabla 61: Contenido de Calcopirita según Fracción de Tamaño y Liberación .....	96
Tabla 62: Contenido de Bornita según Fracción de Tamaño y Liberación .....	96
Tabla 63: Contenido de Calcosina según Fracción de Tamaño y Liberación.....	96
Tabla 64: Contenido de Covelina según Fracción de Tamaño y Liberación .....	97
Tabla 47: Variación de pH/ORP en el Tiempo de una Solución Mineral Filtrada Agregando un Total de 40 [ml] de NaSH (40 [ml] Inicialmente) .....	98
Tabla 48: Variación de pH/ORP en el Tiempo de una Solución Mineral Filtrada Agregando un Total de 40 [ml] de NaSH (40 [ml] Inicialmente). Duplicado. ....	98
Tabla 49: Variación de pH/ORP en el Tiempo de una Solución Mineral Filtrada Agregando un Total de 40 [ml] de NaSH (20 [ml] Inicialmente y 20 [ml] a los 60 [s]) .....	99
Tabla 50: Variación de pH/ORP en el Tiempo de una Solución Mineral Filtrada Agregando un Total de 40 [ml] de NaSH (20 [ml] Inicialmente y 20 [ml] a los 60 [s]). Duplicado ...	100
Tabla 51: Variación de pH/ORP en el Tiempo de una Solución Mineral Filtrada Agregando un Total de 40 [ml] de NaSH (5 [ml] Inicialmente y 5 [ml] cada 15 [s]) .....	101
Tabla 52: Variación de pH/ORP en el Tiempo de una Solución Mineral Filtrada Agregando un Total de 40 [ml] de NaSH (5 [ml] Inicialmente y 5 [ml] cada 15 [s]). Duplicado .....	102
Tabla 53: Variación de pH/ORP en el Tiempo de Agua Destilada Agregando un Total de 40 [ml] de NaSH (40 [ml] Inicialmente).....	103
Tabla 54: Variación de pH/ORP en el Tiempo de Agua Destilada Agregando un Total de 40 [ml] de NaSH (20 [ml] Inicialmente y 20 [ml] a los 60 [s]) .....	104
Tabla 55: Variación de pH/ORP en el Tiempo de Agua Destilada Agregando un Total de 40 [ml] de NaSH (5 [ml] Inicialmente y 5 [ml] cada 15 [s]) .....	105
Tabla 65: Consumos y Trazabilidad de pH/ORP en Prueba P-1.....	106
Tabla 66: Datos de Cinética de Flotación Prueba P-1.....	106
Tabla 67: Consumos y Trazabilidad de pH/ORP en Prueba P-1D .....	107
Tabla 68: Datos de Cinética de Flotación Prueba P-1D.....	107
Tabla 69: Consumos y Trazabilidad de pH/ORP en Prueba P-2.....	108
Tabla 70: Datos de Cinética de Flotación Prueba P-2.....	108
Tabla 71: Consumos y Trazabilidad de pH/ORP en Prueba P-2D .....	109
Tabla 72: Datos de Cinética de Flotación Prueba P-2D .....	109
Tabla 73: Consumos y Trazabilidad de pH/ORP en Prueba P-3.....	110
Tabla 74: Datos de Cinética de Flotación Prueba P-3.....	110
Tabla 75: Consumos y Trazabilidad de pH/ORP en Prueba P-3D .....	111
Tabla 76: Datos de Cinética de Flotación Prueba P-3D .....	111
Tabla 77: Consumos y Trazabilidad de pH/ORP en Prueba P-4.....	112
Tabla 78: Datos de Cinética de Flotación Prueba P-4.....	112
Tabla 79: Consumos y Trazabilidad de pH/ORP en Prueba P-4D .....	113
Tabla 80: Datos de Cinética de Flotación Prueba P-4D .....	113
Tabla 81: Consumos y Trazabilidad de pH/ORP en Prueba P-5.....	114

Tabla 82: Datos de Cinética de Flotación Prueba P-5.....	114
Tabla 83: Consumos y Trazabilidad de pH/ORP en Prueba P-5D .....	115
Tabla 84: Datos de Cinética de Flotación Prueba P-5D .....	115
Tabla 85: Consumos y Trazabilidad de pH/ORP en Prueba P-6.....	116
Tabla 86: Datos de Cinética de Flotación Prueba P-6.....	116
Tabla 87: Consumos y Trazabilidad de pH/ORP en Prueba P-6D .....	117
Tabla 88: Datos de Cinética de Flotación Prueba P-6D .....	117
Tabla 89: Consumos y Trazabilidad de pH/ORP en Prueba P-7.....	118
Tabla 90: Datos de Cinética de Flotación Prueba P-7.....	118
Tabla 91: Consumos y Trazabilidad de pH/ORP en Prueba P-7D .....	119
Tabla 92: Datos de Cinética de Flotación Prueba P-7D .....	119
Tabla 93: Consumos y Trazabilidad de pH/ORP en Prueba P-8.....	120
Tabla 94: Datos de Cinética de Flotación Prueba P-8.....	120
Tabla 95: Consumos y Trazabilidad de pH/ORP en Prueba P-8D .....	121
Tabla 96: Datos de Cinética de Flotación Prueba P-8D .....	121
Tabla 97: Consumos y Trazabilidad de pH/ORP en Prueba P-9.....	122
Tabla 98: Datos de Cinética de Flotación Prueba P-9.....	122
Tabla 99: Consumos y Trazabilidad de pH/ORP en Prueba P-9D .....	123
Tabla 100: Datos de Cinética de Flotación Prueba P-9D .....	123
Tabla 101: Consumos y Trazabilidad de pH/ORP en Prueba P-10.....	124
Tabla 102: Datos de Cinética de Flotación Prueba P-10.....	124
Tabla 103: Consumos y Trazabilidad de pH/ORP en Prueba P-10D .....	125
Tabla 104: Datos de Cinética de Flotación Prueba P-10D .....	125
Tabla 105: Consumos y Trazabilidad de pH/ORP en Prueba P-11 .....	126
Tabla 106: Datos de Cinética de Flotación Prueba P-11.....	126
Tabla 107: Consumos y Trazabilidad de pH/ORP en Prueba P-11D .....	127
Tabla 108: Datos de Cinética de Flotación Prueba P-11D .....	127
Tabla 109: Consumos y Trazabilidad de pH/ORP en Prueba P-12.....	128
Tabla 110: Datos de Cinética de Flotación Prueba P-12.....	128
Tabla 111: Consumos y Trazabilidad de pH/ORP en Prueba P-12D .....	129
Tabla 112: Datos de Cinética de Flotación Prueba P-12D .....	129
Tabla 113: Consumos y Trazabilidad de pH/ORP en Prueba P-13.....	130
Tabla 114: Datos de Cinética de Flotación Prueba P-13.....	130
Tabla 115: Consumos y Trazabilidad de pH/ORP en Prueba P-13D .....	131
Tabla 116: Datos de Cinética de Flotación Prueba P-13D .....	131
Tabla 117: Consumos y Trazabilidad de pH/ORP en Prueba P-14.....	132
Tabla 118: Datos de Cinética de Flotación Prueba P-14.....	132
Tabla 119: Consumos y Trazabilidad de pH/ORP en Prueba P-14D .....	133
Tabla 120: Datos de Cinética de Flotación Prueba P-14D .....	133
Tabla 121: Resumen para el Molibdeno de las Pruebas de Flotación .....	134
Tabla 122: Resumen para el Cobre de las Pruebas de Flotación .....	135
Tabla 123: Resumen para el Hierro de las Pruebas de Flotación .....	136



---

# ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1: Molibdenita.....	5
Figura 2: Diagrama de Flujos de la Molienda.....	8
Figura 3: Representación Esquemática del Proceso de Flotación.....	9
Figura 4: Factores que Afectan el Proceso de Flotación.....	10
Figura 5: Esquema Simplificado de un Colector y su Adhesión al Mineral.....	10
Figura 6: Flotación de un Porfido Cuprífero Enriquecido con Mo.....	11
Figura 7: Ejemplos de Circuitos de Flotación.....	13
Figura 8: Recuperación de Molibdenita en Función del Tamaño de Partícula.....	14
Figura 9: Efecto de la Molienda Prolongada en la Recuperación de la Molibdenita.....	15
Figura 10: Efecto del Ion Calcio y Sílice en la Recuperación de Molibdenita.....	17
Figura 11: Adsorción de Xantato en un Sulfuro de Cobre.....	17
Figura 12: Desorción del Xantato Utilizando NaSH.....	18
Figura 13: Diagrama de Pourbaix para un Sistema con Especies de Azufre.....	19
Figura 14: Influencia del pH en Conversión de Sulfuro de Sodio a Iones: $S^{=}$ , $HS^{-}$ y $H_2S$ .....	20
Figura 15: Concentración del Ion Sulfhidrato en un función del pH.....	20
Figura 16: Cinética de Consumo de $[HS^{-}]$ en Flotación de Mo.....	21
Figura 17: Dependencia del pH en la Solubilidad de Sulfuros Metálicos.....	22
Figura 18: Diagrama de Flujos de Flotación Selectiva de Mo.....	27
Figura 19: Diagrama de Flujos Planta de Lixiviación Férrica (PLF).....	28
Figura 20: Puntos de Muestreo en Planta de Flotación Selectiva.....	29
Figura 21: Equipo Empleado para Filtrar Pulpa Mineral.....	32
Figura 22: Recirculación Relaves 1ª Limpieza a Espesador TK-10 (Caso Actual).....	34
Figura 23: Recirculación Relaves 1ª Limpieza después de Estanques TK-15/TK-16.....	35
Figura 24: Recirculación Aguas de Relaves 1ª Limpieza después de Estanques TK-15/TK-16.....	35
Figura 25: Alimentación a Etapa Rougher de Flotación Selectiva.....	40
Figura 26: Alimentación Rougher.....	40
Figura 27: Recuperación vs Ley del Concentrado Rougher de la Flotación Selectiva.....	41
Figura 28: pH vs ORP de Etapa Rougher de Flotación Selectiva.....	42
Figura 29: A: Histograma pH Línea 1 Rougher. B: Histograma ORP Línea 1 Rougher.....	43
Figura 30: A: Histograma pH Línea 2 Rougher. B: Histograma ORP Línea 2 Rougher.....	43
Figura 31: A: Histograma pH Línea 3 Rougher. B: Histograma ORP Línea 3 Rougher.....	43
Figura 32: Flujo de Nitrógeno Concentración de Oxígeno Alimentado a Planta de Flotación.....	44
Figura 33: Distribución de Contenido de Oxígeno en el Gas Alimentado a la Planta.....	45
Figura 34: Granulometría del Concentrado Colectivo.....	46
Figura 35: Distribución Granulométrica Alimentación, Concentrado y Relave Rougher.....	46
Figura 36: Granulometría de Cada por Especie Mineral.....	48
Figura 37: Diagrama de Paridad Leyes Alimentación Rougher.....	49
Figura 38: Recuperación por Tamaño de especies minerales.....	49
Figura 39: Recuperación por Tamaño y Liberación de los Minerales de Cobre.....	51
Figura 40: Recuperación por Tamaño y Liberación de la Molibdenita.....	52
Figura 41: Variación ORP de Solución Mineral Filtrada.....	53
Figura 42: Variación ORP de Agua Destilada.....	54

Figura 43: Variación ORP de Solución Mineral y Agua Destilada al Agregar NaSH en dosis de 5 [ml] .....	54
Figura 44: Cambio de Color en Solución Mineral al Agregar NaSH .....	55
Figura 45: Material Precipitado por Adición de NaSH en Solución Mineral .....	55
Figura 46: Recuperaciones Ante una Variación de O <sub>2</sub> del Gas Flotante .....	59
Figura 47: Enriquecimiento de los Concentrados Ante una Variación de O <sub>2</sub> del Gas Flotante .....	60
Figura 48: Variación de ORP y Consumo de NaSH durante la Flotación.....	62
Figura 49: Recuperaciones Modificando la Recirculación de Relaves de Primera Limpieza.....	65
Figura 50: Enriquecimiento de los Concentrados Modificando Recirculación de Relaves de Primera Limpieza. ....	66
Figura 51: Variación de ORP y Consumo de NaSH durante la Flotación.....	68
Figura 52: Recuperaciones Utilizando Aguas Planta de Molibdeno .....	71
Figura 53: Enriquecimiento de los Concentrados Utilizando Aguas Planta de Molibdeno .....	72
Figura 54: Variación de ORP y Consumo de NaSH durante la Flotación.....	75
Figura 55: Recuperaciones Utilizando Aguas de Proceso en la Flotación .....	77
Figura 56: Enriquecimiento de los Concentrados Utilizando Aguas de Proceso .....	78
Figura 57: Variación de ORP y Consumo de NaSH durante la Flotación.....	79
Figura 58: Sulfuros de Cobre .....	88
Figura 59: Minerales de Fe.....	89
Figura 60: Ganga No Metálica.....	90

---

# CAPÍTULO 1: INTRODUCCIÓN

## 1.1 CONTEXTO

La flotación es un proceso complejo mediante el cual minerales, que contienen elementos económicamente valiosos, son separados selectivamente de especies no valiosas (ganga). Esta técnica de concentración toma ventaja de diferencias entre las propiedades hidrofóbicas de las distintas especies mineralógicas presentes en el proceso.

En proceso de flotación habitualmente se asocia con la interacción de partículas minerales en suspensión, finamente reducidas en tamaño, con gas en forma de burbujas. Dicha interacción tiene como objetivo la adhesión de las partículas hidrófobas a las burbujas (formando agregados partícula-burbuja), que se moverán en conjunto en dirección vertical, hacia arriba, de la celda (equipo donde ocurre el proceso). Una vez que el agregado logra llegar a la interfase pulpa-aire, principalmente debido a fuerzas de empuje, se forma una capa de espuma mineralizada en la zona superior de la celda, la cual rebalsa como producto de proceso, usualmente denominado “concentrado”. Por otra parte, las partículas hidrofílicas (afines con el agua) al no ser capaces de formar un agregado, son arrastradas hacia las colas del proceso (relaves) donde se retira el material no flotado.

Algunos minerales de molibdeno, y notablemente la molibdenita ( $\text{MoS}_2$ ), presentan una hidrofobicidad (flotabilidad) natural, lo que facilita su separación mediante flotación. Específicamente, la presencia de molibdenita está habitualmente asociada a yacimientos de cobre porfíricos. Cuando esto ocurre, el circuito de flotación consiste inicialmente en una “flotación colectiva” de sulfuros de cobre y molibdeno, donde ambas especies son recuperadas en forma simultánea. A continuación, se lleva a cabo una “flotación selectiva”, que separa las especies involucradas y permite obtener un concentrado rico en sulfuros de molibdeno y otro rico en sulfuros de cobre.

Para favorecer la recuperación de sulfuros de cobre y de molibdeno en el proceso de flotación, se adicionan una serie de reactivos que permiten hidrofobizar las especies valiosas (colectores), deprimir la ganga (depresantes), estabilizar burbujas y espuma (espumantes), entre otros. La hidrofobicidad remanente de los sulfuros de cobre en la etapa de flotación selectiva, requiere de la adición de un nuevo reactivo que deprima estos minerales para poder separarlos de los sulfuros de molibdeno.

Existen varios reactivos que permiten deprimir las especies de cobre, tales como: sulfuro de sodio ( $\text{Na}_2\text{S}$ ), sulfhidrato de sodio ( $\text{NaSH}$ ), Anamol-D (mezcla 20%  $\text{As}_2\text{O}_3$  y 80%  $\text{Na}_2\text{S}$ ), LR-744 (mezcla  $\text{NaOH}/\text{P}_2\text{S}_5$  en razón 1:3), etc. Sin embargo, en la práctica predomina el consumo de  $\text{NaSH}$  para la depresión de los sulfuros de cobre en la etapa de flotación selectiva.

El uso de sulfhidrato de sodio ( $\text{NaSH}$ ) cumple una doble función en el proceso: la eventual desorción del colector en la superficie del mineral, y la posible reducción de disulfuros como el dixantógeno. Este efecto permite, de acuerdo a la literatura, que la superficie de los minerales vuelva a su estado original, produciendo sulfuros de molibdeno hidrófobos

y sulfuros de cobre hidrofílicos. Esta diferencia finalmente es la que permite separar ambas especies en la etapa de flotación selectiva.

A pesar de que es relativamente conocido el mecanismo mediante el cual el NaSH deprime los sulfuros de cobre, en la industria, con el fin de obtener una ley mayor de molibdeno en el concentrado, se suele adicionar un exceso de este depresante. Lo anterior conlleva un aumento considerable en los costos de operación de la planta, lo cual no necesariamente se traduce en una mayor depresión de los minerales de cobre. Por este motivo, se ve la necesidad de evaluar el uso de este reactivo en el proceso de flotación selectiva.

Para estudiar el consumo de NaSH, se realizó un trabajo en conjunto a la Planta Concentradora de Molibdeno de Los Pelambres de Antofagasta Minerals, el cual se dividirá en dos etapas. La primera, consiste en una evaluación del circuito de flotación selectiva de Los Pelambres con el objetivo de conocer las condiciones de operación utilizadas, las características de los minerales tratados (tipo de mineral, liberación, granulometría, etc.), definir cuantitativamente las recuperaciones (por tamaño y liberación) y, en general, comprender variaciones y la eficiencia del proceso en función de las variables mencionadas. En una segunda fase, se realizarán estudios de laboratorio, las cuales se espera determinarán la influencia de reacciones secundarias que aumentan el consumo de NaSH, y se estudiarán distintas alternativas que permitan disminuir el uso del depresante.

## 1.2 OBJETIVOS

### 1.2.1 OBJETIVO GENERAL

El objetivo general de este trabajo es:

“Realizar una evaluación del uso de NaSH en la etapa Rougher de la flotación selectiva de Los Pelambres, estudiando los mecanismos que inciden en un mayor consumo, y desarrollando alternativas que permitan disminuir el uso del reactivo”.

### 1.2.2 OBJETIVOS ESPECÍFICOS

Para cumplir con el objetivo general del estudio, se han definido los siguientes objetivos específicos:

- i. Analizar por tamaño y liberación, mediante balances de masa, la separación de molibdenita de los sulfuros de cobre.
- ii. Identificar y evaluar los distintos mecanismos de consumo de NaSH en la planta de flotación selectiva.
- iii. Determinar los principales factores que inciden en un mayor consumo de NaSH.
- iv. Diseñar alternativas que permitan disminuir el uso del depresante, sin perjudicar las recuperaciones y leyes establecidas en la Planta Concentradora de Molibdeno.

## 1.3 ALCANCES

El trabajo considera la evaluación del circuito selectivo de la Planta Concentradora de Molibdeno de Los Pelambres, ubicada en la comuna de Salamanca, IV región. Este estudio solo se enfocará en la etapa de flotación selectiva, es decir no se analizarán los

procesos previos como molienda y flotación colectiva, así como tampoco etapas posteriores como lixiviación férrica o secado, diseñadas para mejorar la calidad del concentrado de molibdeno.

En las pruebas no se usarán otros reactivos (colectores, espumantes, etc.) fuera de los utilizados en Minera Los Pelambres. Tampoco se contempla comparar distintos tipos de depresantes. Es decir, solamente se variará la dosificación con sulfhidrato de sodio bajo distintos escenarios, para así evaluar su uso en el proceso y cumplir con los objetivos ya mencionados.

Finalmente, el estudio experimental se realizará en una escala de laboratorio, y no se contempla realizar pruebas a nivel de planta en esta instancia.

#### 1.4 ESTRUCTURA DE LA MEMORIA

En el capítulo 2 (Revisión Bibliográfica y Antecedentes de Minera Los Pelambres) de esta memoria se revisarán los conceptos esenciales de la extracción de minerales de cobre enriquecidos con especies de molibdeno. En él se abarcarán los procesos necesarios en la metalurgia de menas de sulfuros de cobre y molibdeno, detallando especialmente la separación de estas especies en la flotación selectiva. Adicionalmente se realiza una descripción de Minera Los Pelambres de Antofagasta Minerals S. A., empresa donde fue desarrollado este trabajo. En este ítem, no solo se describe la compañía en sí, sino también se señalan los procesos efectuados desde la extracción del mineral hasta la obtención de sus productos finales: concentrado de molibdeno, concentrado de cobre y cemento de cobre. Finalmente, son representados los diagramas de flujo de la Planta de Molibdeno, detallando la operación de la Planta de Flotación y la Planta de Lixiviación Férrica.

En el capítulo 3, Materiales y Métodos, se contemplan las pruebas necesarias, e insumos asociados, para llevar a cabo los experimentos que permitirían cumplir con los objetivos planteados en esta memoria. Adicionalmente se incluye el procedimiento requerido para efectuar los experimentos señalados en este capítulo.

En el capítulo 4, Resultados y Análisis, se realiza una presentación y análisis de los antecedentes de la Planta de Molibdeno y de las pruebas de laboratorio que fueron planteadas. En este punto se desarrollan los resultados obtenidos para cumplir con los objetivos trazados en este trabajo.

El capítulo 5, Conclusiones, sintetiza los principales resultados cualitativos y cuantitativos que se obtuvieron mediante el desarrollo de este trabajo.

Finalmente en el capítulo 6, Bibliografía, se detallan los textos y/o documentos a los cuales se recurrió para desarrollar el marco teórico del trabajo.

---

# CAPÍTULO 2: REVISIÓN BIBLIOGRÁFICA Y ANTECEDENTES DE MINERA LOS PELAMBRES

## 2.1 PÓRFIDOS CUPRÍFEROS

Los pórfidos cupríferos son esencialmente depósitos minerales de baja ley y gran tonelaje. Se denominan pórfidos porque frecuentemente, pero no exclusivamente, se asocian con rocas ígneas intrusivas con fenocristales de feldespato en una masa fundamental de grano fino (Maksaev, 2004).

Los pórfidos cupríferos son la fuente principal de cobre, contribuyendo más de la mitad de todo el cobre de mina en el mundo, y también son una fuente importante de oro. Estos depósitos son la fuente más importante de molibdeno (Mo) y renio (Re), este último asociado a la estructura cristalina de la molibdenita. Además, es posible recuperar plata (Ag), oro (Au) y otros metales, incluyendo tungsteno (W), estaño (Sn), plomo (Pb) y zinc (Zn) en algunas operaciones de pórfidos.

Estos depósitos contienen de cientos millones a billones de toneladas de mineral con leyes desde 0,2% a más de 1% Cu, 0,005% a 0,030% Mo y 0,4 a 2 g/t Au (Maksaev, 2004).

Debido a sus bajas leyes, la minería de pórfidos es implementada a bajos costos y ello se logra mediante una minería masiva no selectiva, haciendo uso de estrategias relacionadas a economía de escala. Además, para que el costo sea menor muchos de estos depósitos se explotan a rajo abierto, lo cual es menos costoso que operaciones mineras subterráneas (Maksaev, 2004).

La mayor parte de la producción chilena de cobre proviene de 16 pórfidos cupríferos en explotación, 12 en el Norte de Chile y 4 en la Zona Central; siendo unos de los pórfidos más grandes, incluso a nivel mundial, El Teniente y Chuquibambilla.

Las edades de los yacimientos cupríferos de la Zona Norte y Central de Chile corresponden al lapso Cretácico Superior-Plioceno, y sus mineralizaciones están caracterizadas por alteración hidrotermal, que contiene una fase sulfurada compuesta esencialmente por pirita, calcopirita, molibdenita y bornita (Neumann, 1974). Los minerales principales de estos pórfidos, incluido el de Los Pelambres, son descritos a continuación.

### 2.1.1 SULFUROS DE COBRE

Dentro de estos minerales, la calcopirita ( $\text{CuFeS}_2$ ) se considera la especie principal de cobre primario en los pórfidos cupríferos; y se encuentra asociada con otros sulfuros de cobre como: bornita ( $\text{Cu}_5\text{FeS}_4$ ), covelina ( $\text{CuS}$ ) y calcosina ( $\text{Cu}_2\text{S}$ ). Estas últimas dos especies, se hallan generalmente en la zona de enriquecimiento (Dana y Hurlbut, 1960).

A su vez, es posible encontrar otros sulfuros de cobre en menores proporciones como la tennantita ( $\text{Cu}_{12}\text{As}_4\text{S}_{13}$ ) y tetraedrita ( $\text{Cu}_{12}\text{Sb}_4\text{S}_{13}$ ), y/o alteraciones de la calcosina como la digenita ( $\text{Cu}_9\text{S}_5$ ). Las propiedades de las principales especies de cobre son resumidas en la Tabla 1. Adicionalmente, en el Anexo A se adjuntan otras propiedades características de estos minerales.

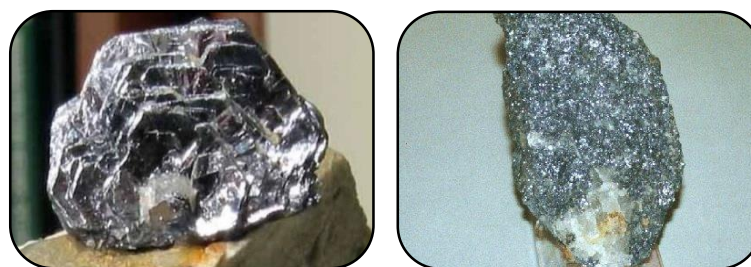
**TABLA 1:** PRINCIPALES PROPIEDADES FISICOQUÍMICAS DE MINERALES SULFURADOS DE COBRE

Propiedad	Calcopirita	Bornita	Covelina	Calcosina
<b>Fórmula Química</b>	$\text{CuFeS}_2$	$\text{Cu}_5\text{FeS}_4$	$\text{CuS}$	$\text{Cu}_2\text{S}$
<b>Peso Específico</b>	4,1 - 4,3	5,06 - 5,08	4,6 - 4,76	5,5 - 5,8
<b>Color</b>	Amarillo latón	Bronce - Pardo	Azul añil u oscuro	Gris de acero
<b>Dureza [Mohs]</b>	3,5 - 4	3	1,5 - 2	2,5 - 3

### 2.1.2 SULFUROS DE MOLIBDENO

La molibdenita corresponde a la mena principal de molibdeno, y se encuentra como especie de valor secundaria en algunos pórfidos cupríferos. Las partículas de molibdenita consisten en cristales S-Mo-S agrupados unos sobre otros y unidos por fuerzas de Van der Waals (Sutulov, 1979). En estos cristales, los átomos de S y Mo están unidos por un enlace covalente.

Debido a su estructura cristalina, las partículas de molibdenita presentan dos tipos de superficies, una superficie hidrofóbica originada por la ruptura de las interacciones de Van der Waals, asociadas a las caras del cristal, y otra superficie hidrofílica formada por la ruptura de los enlaces covalentes (bordes del cristal) (Sutulov, 1979). La mayor presencia de "Caras" en la molibdenita explica su hidrofobicidad natural, la cual es mayor para partículas gruesas, pues la reducción fina de tamaño genera un rompimiento del cristal preferentemente en los enlaces covalentes (Chander y Fuersternau, 1972). Las principales propiedades de la molibdenita se señalan en la Tabla 2, las cuales también son extendidas en el Anexo A.



**FIGURA 1:** MOLIBDENITA

**TABLA 2:** PRINCIPALES PROPIEDADES FISICOQUÍMICAS DE LA MOLIBDENITA

Propiedad	Molibdenita
<b>Fórmula Química</b>	$\text{MoS}_2$
<b>Peso Específico</b>	4,62 - 4,73
<b>Color</b>	Gris de plomo
<b>Dureza [Mohs]</b>	1 - 1,5

### 2.1.3 OTROS MINERALES METÁLICOS

En esta categoría se incluyen minerales sulfurados de hierro como pirita (sulfuro más común de la corteza) y algunos óxidos de hierro como magnetita y hematita.

En los pórfidos cupríferos, la pirita representa la principal ganga metálica del yacimiento, asociada generalmente a minerales como calcopirita u otros, en menores concentraciones, como galena y blenda.

**TABLA 3: PROPIEDADES FISICOQUÍMICAS DE MINERALES DE FIERRO**

<b>Propiedad</b>	<b>Pirita</b>	<b>Magnetita</b>	<b>Hematita</b>
<b>Fórmula Química</b>	FeS <sub>2</sub>	Fe <sub>3</sub> O <sub>4</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
<b>Peso Específico</b>	5,02	5,18	4,8 - 5,3
<b>Color</b>	Amarillo latón pálido	Negro de hierro	Castaño rojizo a negro
<b>Dureza [Mohs]</b>	6 - 6,5	6	5,5 - 6,5

### 2.1.4 GANGA NO METÁLICA

Corresponden esencialmente al grupo de sílices y alúminas, las cuales cuentan con una gran variedad de minerales. En los pórfidos cupríferos, uno de los principales silicatos son los feldespatos.

En el pórfido de Minera Los Pelambres (MLP), es posible identificar: feldespato potásico, biotita hidrotermal, turmalina, entre otros minerales no metálicos sin valor económico.

El resumen de las principales propiedades de los minerales mencionados se presenta en la Tabla 4.

**TABLA 4: PROPIEDADES FISICOQUÍMICAS DE GANGA NO METÁLICA**

<b>Propiedad</b>	<b>Feldespato Potásico</b>	<b>Biotita</b>
<b>Fórmula Química</b>	KAlSi <sub>3</sub> O <sub>8</sub>	AlSi <sub>3</sub> O <sub>10</sub> K(Mg,Fe) <sub>3</sub> (OH) <sub>2</sub>
<b>Peso Específico</b>	2,55 - 2,75	2,8 - 3,2
<b>Color</b>	Incoloro, blanco, amarillo, rojizo	Verde oscuro, pardo o negro
<b>Dureza [Mohs]</b>	6	2,5 - 3

## 2.2 PROCESAMIENTO DE MINERALES

El beneficio, o procesamiento, de minerales comprende todo el conjunto de operaciones empleadas para el tratamiento de menas y minerales por medios físicos y mecánicos con el fin de separar los componentes económicamente valiosos de los constituyentes no deseados haciendo uso de las diferencias en sus propiedades fisicoquímicas, preferentemente superficiales. De esta manera, el procesamiento de minerales genera un primer producto ya comercializable, pues este adquiere un valor de mercado y puede ser tranzado (Díaz, 2012).

En el procesamiento de minerales se incluyen dos operaciones fundamentales: la conminución del mineral, así como la concentración del mismo.



### 2.2.1 CONMINUCIÓN

Esta operación tiene por objetivo reducir el tamaño del mineral, lo cual permite (Díaz, 2012):

- a. Producir partículas de un cierto tamaño y forma, para prepararlos para posteriores operaciones de separación.
- b. Liberar minerales valiosos de la ganga para facilitar la concentración de minerales específicos.
- c. Incrementar su área superficial disponible para alguna reacción química necesaria en operaciones de separación futuras

En la conminución se identifican dos grandes etapas: (i) el chancado o trituración, y (ii) molienda.

El chancado es la primera parte de los procesos de conminución. Generalmente es una operación en seco y realizada en 1, 2 o 3 etapas. Las colpas del mineral proveniente de las minas pueden ser tan grandes como de 1,5 [m] de diámetro y el producto final requerido variará, según sea la aplicación de que se trate, entre 20 [cm] y 7 [mm] de diámetro. Las partículas gruesas son separadas usualmente por un harnero y retornadas al chancado (Díaz, 2012).

La molienda, segunda parte de los procesos de conminución, es una operación en húmedo y usualmente realizada en 1 o 2 etapas. El mineral ya triturado proviene normalmente de las etapas de chancado primario o terciario (con granulometrías del orden de 20 o 1 [cm]) y el producto ya molido variará, según sea la liberación requerida del mineral de que se trate, entre 100 y 300 [ $\mu\text{m}$ ] de diámetro de partícula (Díaz, 2012).

Existe un tipo de molienda en particular, molienda SAG, que se realiza en dos etapas. Inicialmente el mineral pasa a través de un molino semiautógeno (SAG) que se emplea cuando las piezas de mineral son lo suficientemente duras para llevar a cabo parte de la trituración, ayudando el proceso mediante bolas de hierro o acero (típicamente las bolas ocupan un 15% del volumen del molino). A continuación, el mineral es alimentado a molinos de bolas (que contienen un 25% del volumen del molino con bolas de acero), donde la trituración del mineral se produce principalmente por el impacto entre las bolas y las piezas minerales (Davenport, 2002).

La molienda debe asegurar que las partículas finales sean lo suficientemente finas para una concentración eficiente, por lo que si es necesario, las partículas gruesas deben ser separadas (usualmente por un hidrociclón) y recirculadas al sistema de conminución (Davenport, 2002).

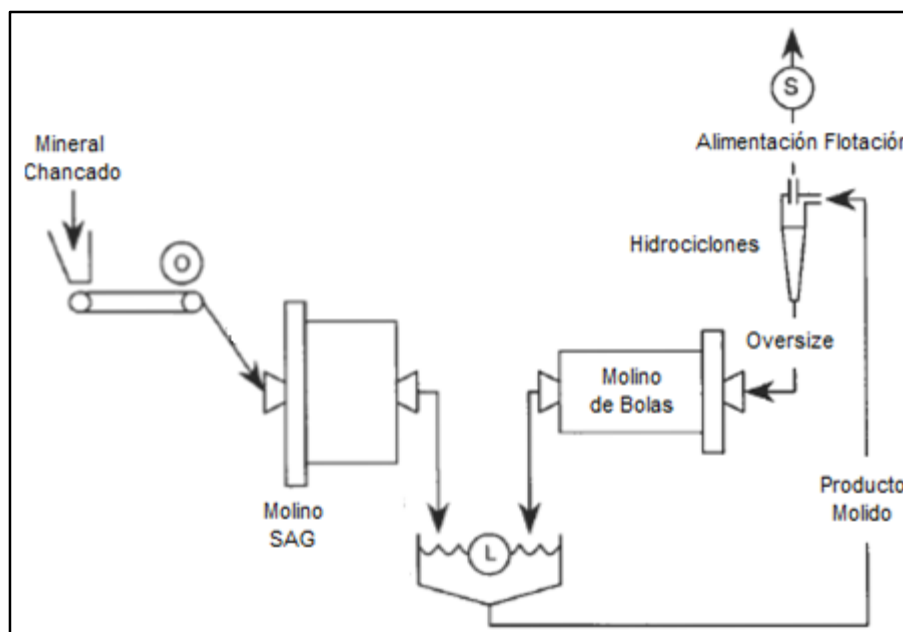


FIGURA 2: DIAGRAMA DE FLUJOS DE LA MOLIENDA (DAVENPORT, 2002)

## 2.2.2 CONCENTRACIÓN DE MINERALES

La separación de los minerales utiliza las propiedades físicas o fisicoquímicas de las especies a tratar (Díaz, 2012) para separar las especies de interés de la ganga. En la Tabla 5 se describen los principales procesos de concentración de minerales, y la propiedad que emplean para realizar la separación.

Para la concentración de minerales valiosos obtenidos desde un pórfido cuprífero, se aprovecha la diferencia de hidrofobicidad de los minerales mediante el proceso de flotación.

TABLA 5: TIPOS DE CONCENTRACIÓN DE MINERALES (DÍAZ, 2012)

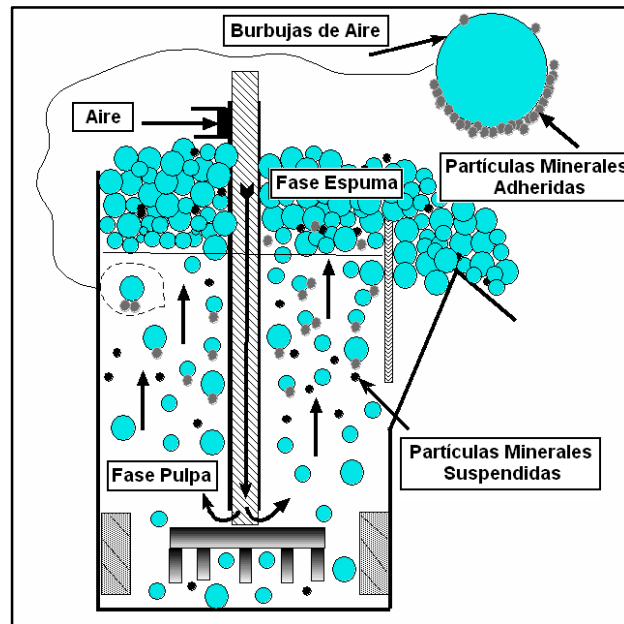
Proceso	Propiedad	Medio
<b>Sorting</b>	Apariencia, color, etc.	Generalmente en seco
<b>Concentración Gravitacional</b>	Gravedad específica	Generalmente en húmedo
<b>Separación por medios densos</b>	Gravedad específica	En húmedo, en un medio denso
<b>Concentración magnética</b>	Susceptibilidad magnética	En seco o en húmedo
<b>Separación electrostática</b>	Conductividad	En seco
<b>Flotación</b>	Hidrofobicidad	En húmedo

## 2.3 PROCESO DE FLOTACIÓN

Todas las técnicas o métodos de separación, físicos o químicos, se basan sobre las diferencias en las propiedades de los materiales. La flotación, proceso de separación y

concentración, aprovecha las diferencias en las propiedades fisicoquímicas de superficies de los minerales (Nguyen y Schulze, 2004).

La concentración por flotación, depende principalmente de la diferencia en la hidrofobicidad de partículas minerales. Para que una partícula sea flotada tiene que adherirse selectivamente a burbujas de aire; así, el agregado burbuja-partícula asciende a través de una pulpa, tal como se muestra en la Figura 3.



**FIGURA 3:** REPRESENTACIÓN ESQUEMÁTICA DEL PROCESO DE FLOTACIÓN (VIANNA, 2004)

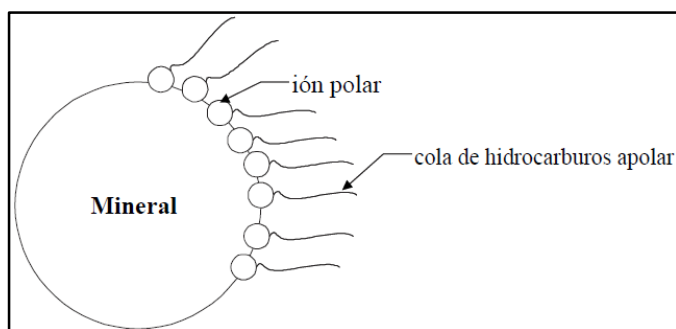
De todas maneras se debe dejar en claro que la flotación es un proceso complejo que incluye interacciones físicas y químicas, por lo cual existe un gran número de variables que afectan la eficiencia de concentración de una partícula mineral desde material estéril (ganga). Arbiter y Harris (1962) consideraron que existen al menos 100 variables que afectan el proceso de flotación. Por su parte, Klimpel (1986) representó la flotación como un sistema triangular interactivo que incluye factores químicos, operacionales y referentes al equipo a utilizar (ver Figura 4).



**FIGURA 4:** FACTORES QUE AFECTAN EL PROCESO DE FLOTACIÓN (KLIMPEL, 1986)

En la naturaleza pocos minerales, como: talco, sulfuros, grafito, carbón y molibdenita, presentan una hidrofobicidad natural (Woods, 2003); por lo que pueden flotar directamente. Sin embargo, la mayoría de los minerales son hidrofílicos, de manera que es necesario añadir químicos para generar una superficie hidrófoba. Dichos químicos son llamados colectores.

El principal rol de un colector es adsorberse selectivamente sobre la superficie de un mineral y generar hidrofobicidad en las partículas que serán flotadas. Para que esto se lleve a cabo, el colector debe ser heteropolar o contener al menos 2 grupos funcionales: una cadena apolar (hidrocarburos) y una parte polar (o iónica) que se adhiera química o electrostáticamente a la superficie del mineral hidrofílico (Figura 5). Según Shannon y Trahar (1986), un rol secundario de los colectores puede ser remover productos oxidados (especies hidrofílicas) desde la superficie del material valioso a ser flotado.



**FIGURA 5:** ESQUEMA SIMPLIFICADO DE UN COLECTOR Y SU ADHESIÓN AL MINERAL (YIANATOS, 2005)

El buen desempeño del proceso de flotación depende de la adsorción selectiva del colector sobre la superficie del mineral valioso en partículas de hidrofobicidad relativa, facilitando la adhesión partícula-burbuja y el transporte del agregado hasta la espuma. Dicha adsorción selectiva se logra en un rango de pH y potencial electroquímico definido, utilizando bajas concentraciones del reactivo (típicamente  $10^{-5}$  [M]). Se debe mencionar que otros compuestos son utilizados en conjunto con los colectores para mejorar la

flotación. Estos otros reactivos pueden ser clasificados como (Fuerstenau y Herrera-Urbina, 1989):

- **Espumantes:** contribuyen a la formación de una espuma estable y burbujas de tamaño apropiado (aproximadamente de 1 mm de diámetro) con la adición de aire disperso, para así llevar los minerales hasta el concentrado (Davenport, 2002). La resistencia de la espuma depende de la intensidad en la interacción del espumante con el agua en la zona interfacial líquido-gas (Yianatos, 2005). En general se utilizan los del tipo alcohol con cadena ramificada (Davenport, 2002).
- **Depresantes:** tienen como función inhibir o evitar la adsorción del colector en la superficie de aquellos minerales que no son valiosos para el proceso, o que no se desean flotar. Este efecto se puede lograr introduciendo en la pulpa un ion que compite con el del colector por la superficie del mineral (Zhu, 1983).
- **Activadores:** tienen como función preparar y/o acondicionar la superficie del mineral a concentrar, y así aumentar la adsorción del colector sobre la superficie de los minerales o bien para fortalecer la unión entre ellos (Yianatos, 2005).
- **Modificadores o reguladores:** estos compuestos modulan el sistema de flotación regulando la química de la solución, o bien dispersando o aglomerando las partículas de la pulpa (Vianna, 2004).

## 2.4 FLOTACIÓN DE PÓRFIDOS CUPRÍFEROS ENRIQUECIDOS CON MOLIBDENO

Cuando se tiene más de una especie mineralógica de interés y se pretende obtener diferentes productos comercializables, es necesario introducir más de un circuito de concentración, como los ya descritos en el capítulo 2.2.2 (Concentración de Minerales), con la finalidad de realizar eficientemente la separación selectiva entre ellos.

De esta manera, el proceso general de flotación de un pórfido cuprífero enriquecido con sulfuros de molibdeno, considera inicialmente una etapa colectiva donde se flotan los minerales de cobre y molibdeno; y luego, una etapa selectiva donde se separan ambas especies, flotando la molibdenita y deprimiendo los sulfuros de cobre.

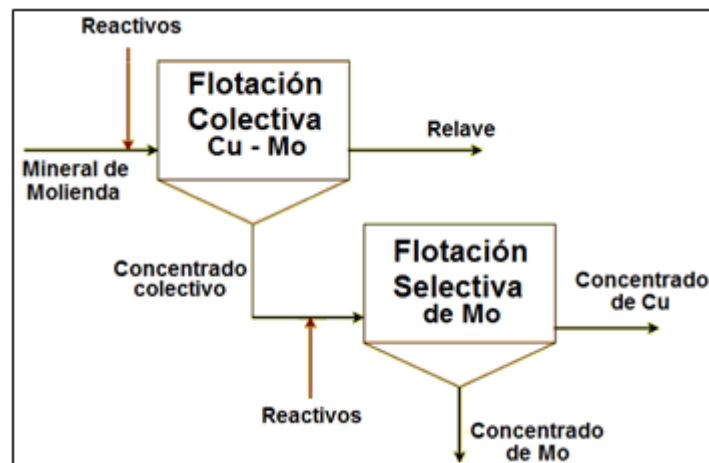


FIGURA 6: FLOTACIÓN DE UN PORFIDO CUPRÍFERO ENRIQUECIDO CON Mo (GUPTA, 1992)

#### 2.4.1 FLOTACIÓN COLECTIVA CU – MO

Cuando la molibdenita se encuentra en pórfidos de cobre en cantidades económicas, esta se flota junto con los sulfuros de cobre para formar un concentrado colectivo, o “Bulk”, de Cu-Mo (CYTEC, 2002).

Para flotar sulfuros de cobre (calcopirita, bornita, calcosina, etc.) desde una pulpa asociada a sulfuros de hierro (pirita, pirrotita) y ganga no metálica, se emplean colectores tales como: xantato, tiofosfatos, o del tipo tiocarbamato; los cuales inducen mayor hidrofobicidad a las especies de cobre (Davenport, 2002). Es una práctica común el también acondicionar el mineral con petróleo diésel o aceite de combustible para mejorar la flotabilidad de la molibdenita (CYTEC, 2002).

Adicionalmente, antes de flotar la pulpa, esta se acondiciona con cal viva (CaO) para subir el pH en forma controlada y deprimir la pirita, y espumantes para la estabilidad de la espuma. Dentro de los espumantes se suelen emplear reactivos naturales como aceite de pino y terpinol, o sintéticos como el MIBC, poliglicoles, entre otros polímeros (Davenport, 2002).

Los circuitos de este proceso generalmente consideran cuatro conjuntos de celdas de flotación (Davenport, 2002):

- a. Flotación Primaria o “Rougher”: la pulpa mineral alimentada se flota en condiciones que hacen eficiente la recuperación de Cu, con un grado razonable de concentración (15-20% Cu).
- b. Flotación de Limpieza o “Cleaner”: los minerales estériles (pirita, silicatos, etc.) provenientes del concentrado de la etapa Rougher, son fuertemente deprimidos en esta etapa para dar un concentrado de Cu-Mo de alta calidad (ley).
- c. Flotación de 2ª Limpieza o “Re-cleaner”: reutilización de las celdas Cleaner para maximizar la calidad del concentrado y deprimir por última vez las especies estériles.
- d. Flotación de barrido o “Scavenger”: tiene por misión hacer un repaso colectivo de las especies de interés descartadas en etapas anteriores.

En resumen, las etapas Rougher y Scavenger se encargan de maximizar la recuperación de las especies de interés, mientras que las de limpieza de aumentar el contenido de Cu y Mo en el concentrado (Davenport, 2002).

Además, se incluyen en el proceso operaciones complementarias como: molienda, clasificación, espesamiento y filtración (Castro, 2006). Estas etapas de flotación y operaciones complementarias pueden agruparse de distinta forma con el fin de aumentar las leyes y recuperación del concentrado final. En la Figura 7 se muestran algunos circuitos utilizados en plantas como Teniente (una sola etapa de limpieza) y Collahuasi (dos etapas de limpieza).

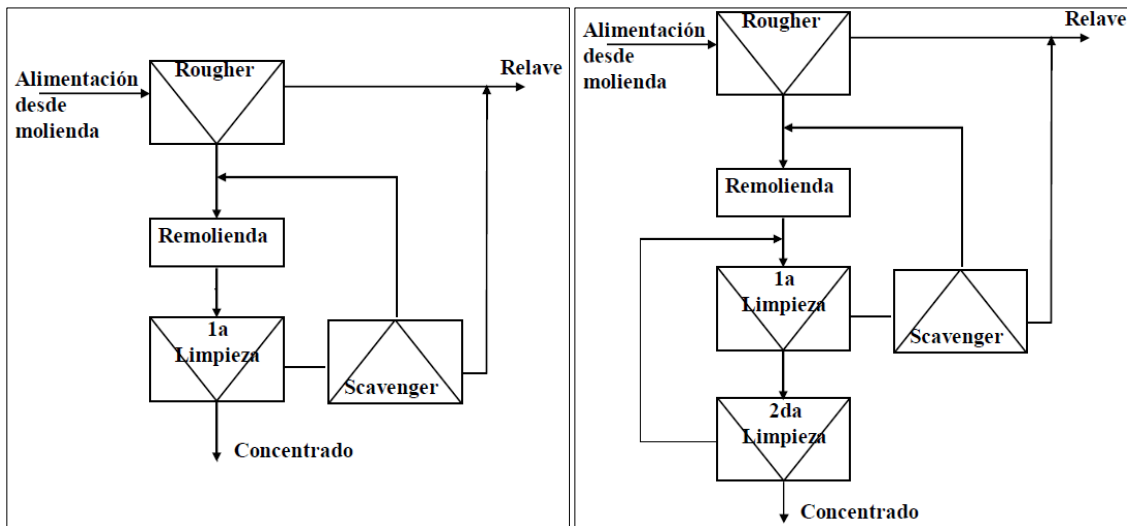


FIGURA 7: EJEMPLOS DE CIRCUITOS DE FLOTACIÓN (KRACHT, 2010)

#### 2.4.2 FLOTACIÓN SELECTIVA DE MO

El objetivo principal de esta etapa es producir un concentrado rico en molibdeno, y otro en cobre. En esta nueva flotación el producto a flotar son los minerales de molibdeno, mientras que los sulfuros de cobre son retirados por los relaves del proceso.

La ruptura de los cristales de molibdenita a lo largo de las caras genera superficies no polares, caracterizadas por su baja energía, lo cual permite que la molibdenita exhiba una hidrofobicidad inherente (Sutulov, 1979). Dicha propiedad no la presentan, o al menos no de manera tan pronunciada, los sulfuros de cobre en su forma natural (sin acondicionar). Así, la flotación selectiva requiere la adición de un nuevo reactivo que reduzca el efecto de los colectores en la superficie de los sulfuros de cobre. Estos reactivos son los depresantes.

Algunos ejemplos de depresantes usados en la flotación selectiva de molibdeno son: sulfuro de sodio ( $\text{Na}_2\text{S}$ ), sulfhidrato de sodio ( $\text{NaSH}$ ), Anamol-D (mezcla 20%  $\text{As}_2\text{O}_3$  y 80%  $\text{Na}_2\text{S}$ ), cianuro de sodio ( $\text{NaCN}$ ), reactivo Nokes o LR744 (mezcla  $\text{NaOH}/\text{P}_2\text{S}_5$  en razón 1/3), entre otros (CYTEC, 2002). Actualmente, uno de los reactivos más utilizados para deprimir los sulfuros de cobre es el sulfhidrato de sodio.

Al igual que en la flotación colectiva, los circuitos de la flotación selectiva consideran los 4 conjuntos de las celdas de flotación ya mencionados (Rougher, Scavenger, primera y segunda limpieza), e incluso etapas de tercera y cuarta limpieza. Aún más, en la práctica industrial la flotación selectiva se complementa con operaciones de lixiviación del cobre contenido en el concentrado de molibdenita; esto con el fin de obtener un producto comercial de mayor valor agregado, con una ley de cobre adecuada, y logrando en la etapa de flotación mejorar la recuperación de los sulfuros de molibdeno.

#### 2.4.3 FACTORES QUE AFECTAN LA RECUPERACIÓN DE MOLIBDENITA

En la literatura existen antecedentes de los principales factores que afectan la flotabilidad de la molibdenita. Dentro de estas variables se encuentran:

- Efecto del tamaño de partícula.
- Molienda prolongada.
- Oxidación superficial.
- Efecto de la presencia del ion calcio.

Estas variables y su efecto en la hidrofobicidad de la molibdenita son presentados a continuación.

#### a. EFECTO DEL TAMAÑO DE PARTÍCULA

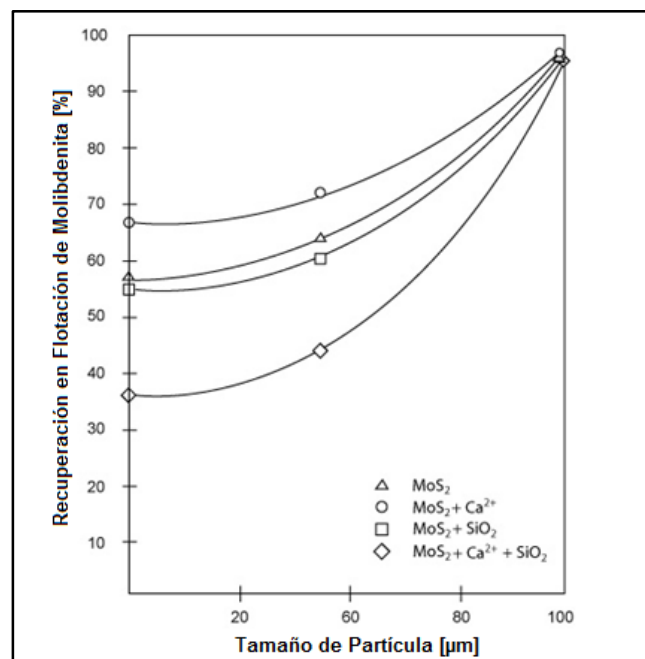
Los procesos de reducción de tamaño de minerales porfíricos de cobre emplean equipos acondicionados precisamente para liberar las especies de cobre.

Si se comparan la Tabla 1 y Tabla 2, se observa una evidente diferencia en las durezas de las especies de cobre y molibdeno. Esto provoca que, luego de una molienda fina, la molibdenita se encuentre en las fracciones de tamaño más finas que las de cobre.

Entonces, en términos generales, se puede esperar que la molibdenita se encontrará liberada en tamaños de partícula finas, o bien asociada y/u ocluida con minerales gruesos como ganga silíceo.

En sus investigaciones, Raghavan y Hsu flotaron por 4 minutos una muestra de molibdenita (3 g) con sílices (19 g) a un pH 11.

Cuando se habla de flotación de molibdenita, la mayor parte de las partículas gruesas poseen una alta y rápida recuperación a diferencia de las partículas más finas, tal como se observa en la Figura 8 (Raghavan y Hsu, 1984).



**FIGURA 8:** RECUPERACIÓN DE MOLIBDENITA EN FUNCIÓN DEL TAMAÑO DE PARTÍCULA. (RAGHAVAN Y HSU, 1984)

El efecto de la cinética de flotación sobre el tamaño de las partículas de molibdenita puede ser explicado por:

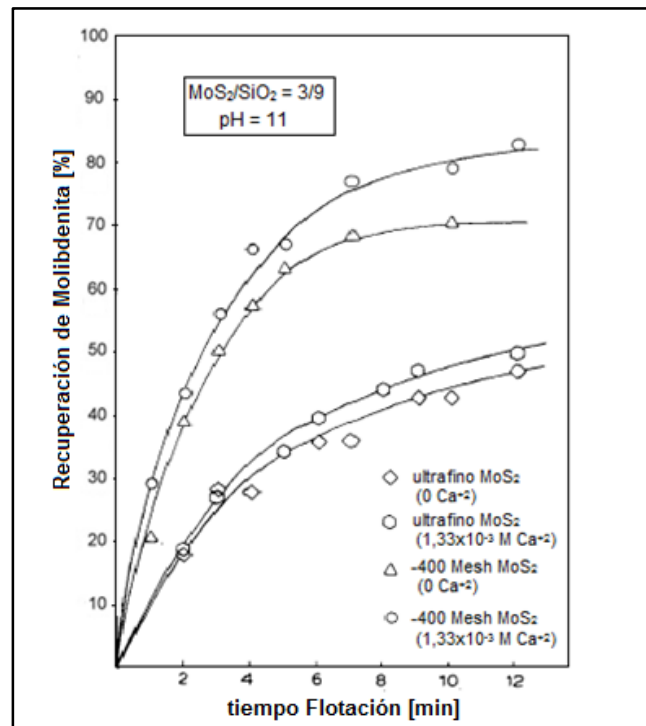


- Técnicamente, en principio en partículas más gruesas la razón caras/bordes es mucho mayor. Esto permite que la molibdenita presente una mejor flotabilidad.
- En partículas pequeñas, la menor razón caras/bordes y la carga establecida en los bordes tienen un papel importante en el proceso. Tanto la adsorción como coagulación ocurren en los bordes, lo cual afecta principalmente la flotabilidad de los minerales finos (Chander y Fuersternau, 1972). Por otro lado, la colisión entre burbujas y partículas pequeñas es menos eficiente que para partículas gruesas (Nguyen y Schulze, 2004).

#### b. MOLIENDA PROLONGADA

Raghavan y Hsu (1984) determinaron que ante una molienda prolongada, la flotabilidad de la molibdenita disminuye significativamente (ver Figura 9), solo el 50% del mineral logró recuperarse luego de flotar la muestra por 12 minutos, en presencia y ausencia de calcio.

En este trabajo, se le atribuye a la gran diferencia en la distribución de la superficie del mineral como una de las causas de la baja flotabilidad. Las partículas finas, en general, tienden a tener mayores recubrimientos superficiales, necesitan de más reactivos y requieren de mayor tiempo de flotación que las partículas gruesas. La mayor varianza en la distribución de tamaño de partículas, y todos los eventos recién mencionados, serían provocados por una excesiva molienda previa a la flotación.

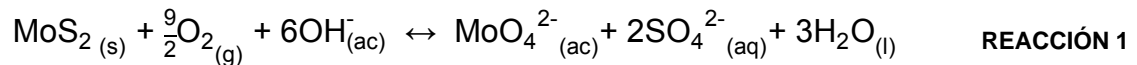


**FIGURA 9:** EFECTO DE LA MOLIENDA PROLONGADA EN LA RECUPERACIÓN DE LA MOLIBDENITA (RAGHAVAN Y HSU, 1984)

### C. IMPACTO DEL O<sub>2</sub> SOBRE LA OXIDACIÓN SUPERFICIAL DE LA MOLIBDENITA

Aunque la molibdenita se caracteriza por su hidrofobicidad natural, al flotarla en medios alcalinos se puede generar la oxidación superficial de este mineral, perjudicando notoriamente su flotabilidad (Oestreicher, 1976)

En estudios de las propiedades electroquímicas de la molibdenita, sobre la base de mediciones de potencial de reposo de electrodos de MoS<sub>2</sub>, de cara y de borde, a diferentes condiciones de: pH, adición de reactivos y contenido de oxígeno, se observó que el potencial del borde de la molibdenita es más negativo que en los electrodos de cara. Este fenómeno se atribuye a la presencia del ion MoO<sub>4</sub><sup>2-</sup>, producto de la oxidación de la molibdenita en aquellos sitios (Reacción 1)



Esta oxidación parcial de la superficie de la molibdenita, la vuelve una partícula hidrofílica y difícil de flotar.

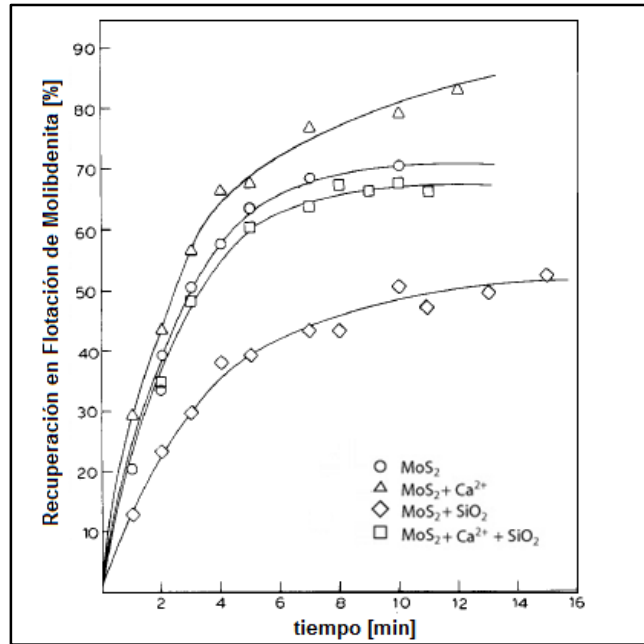
Se concluye además que la oxidación superficial aumenta en medios alcalinos, afectando principalmente a las partículas más finas y reduciendo significativamente su recuperación.

### d. EFECTO DE LA PRESENCIA DEL ION CALCIO

Raghavan y Hsu (1984) en sus investigaciones estudiaron además el efecto del ion calcio (Ca<sup>+2</sup>) en pruebas de flotación, a un pH 11, en presencia y ausencia de sílices. De estas pruebas, se desprende que el ion calcio beneficia la recuperación de la molibdenita dado que reduce la repulsión de la doble capa eléctrica entre las burbujas y el mineral. Sin embargo, cuando la pulpa mineral contiene sílices, la presencia de Ca<sup>+2</sup> perjudica considerablemente la recuperación de molibdenita.

En ausencia de Ca<sup>+2</sup>, la repulsión de la doble capa eléctrica entre la molibdenita y el cuarzo es lo suficientemente fuerte como para evitar la coagulación de sílices con las partículas de molibdeno. Ahora bien, en presencia del ion calcio, los potenciales zeta de las sílices y la molibdenita se vuelven menos negativos, incluso de signo contrario. Bajo estas condiciones, es posible que se produzca heterocoagulación entre las sílices y la molibdenita, afectando la recuperación de esta última.

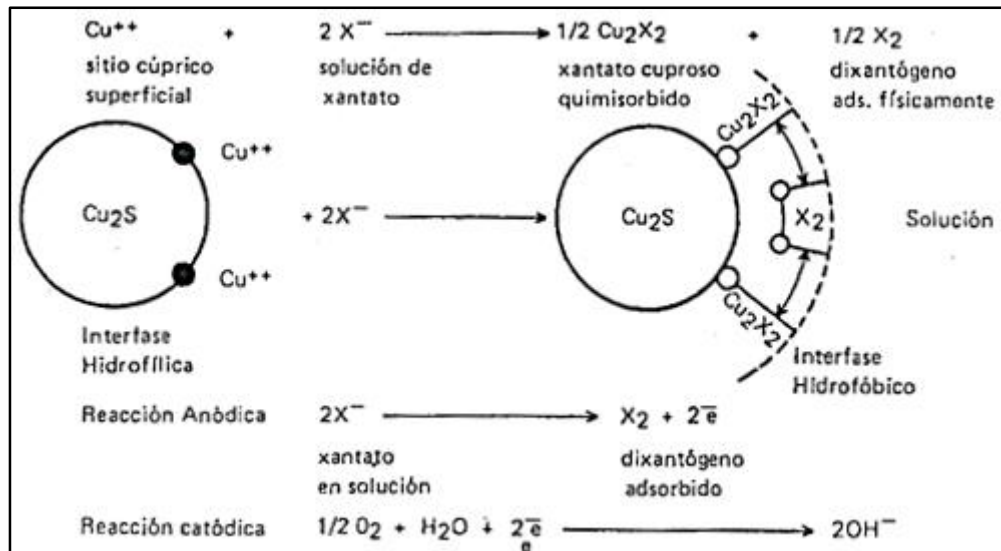
Adicionalmente, la presencia de iones calcio, principalmente producto de la dosificación con cal, aumentaría el pH y la presencia de iones MoO<sub>4</sub><sup>2-</sup> (oxidación superficial de la molibdenita), afectando negativamente su recuperación (Raghavan y Hsu, 1984).



**FIGURA 10:** EFECTO DEL ION CALCIO Y SÍLICE EN LA RECUPERACIÓN DE MOLIBDENITA. (RAGHAVAN Y HSU, 1984)

#### 2.4.4 MECANISMOS DE ACCIÓN DEL SULFHIDRATO DE SODIO

Cuando se agregan en la etapa colectiva ciertos colectores como el xantato, estos se adsorben física y químicamente sobre la superficie de los sulfuros de cobre (Figura 11).



**FIGURA 11:** ADSORCIÓN DE XANTATO EN UN SULFURO DE COBRE (TAPIA, 2012)

Una de las principales ventajas del NaSH es que al disociarse y formar el ion sulfhidrato ( $HS^{-}$ ), se producen los siguientes efectos sobre los minerales de calcopirita, calcosina, pirita y otros sulfuros:

- Desorción del colector.
- Reducción del dixantógeno u otro disulfuro inorgánico.

Estos efectos se traducen en una eventual destrucción del recubrimiento del colector y en consecuencia, pérdida de la flotabilidad. En la Figura 12 se muestra, como ejemplo, la desorción química del xantato, así como la desorción física del dixantógeno.

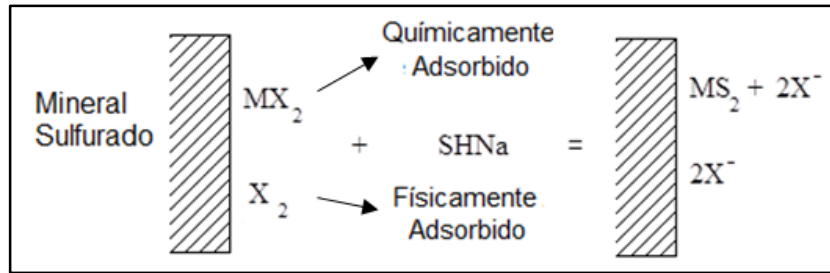
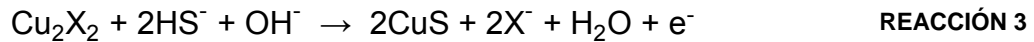


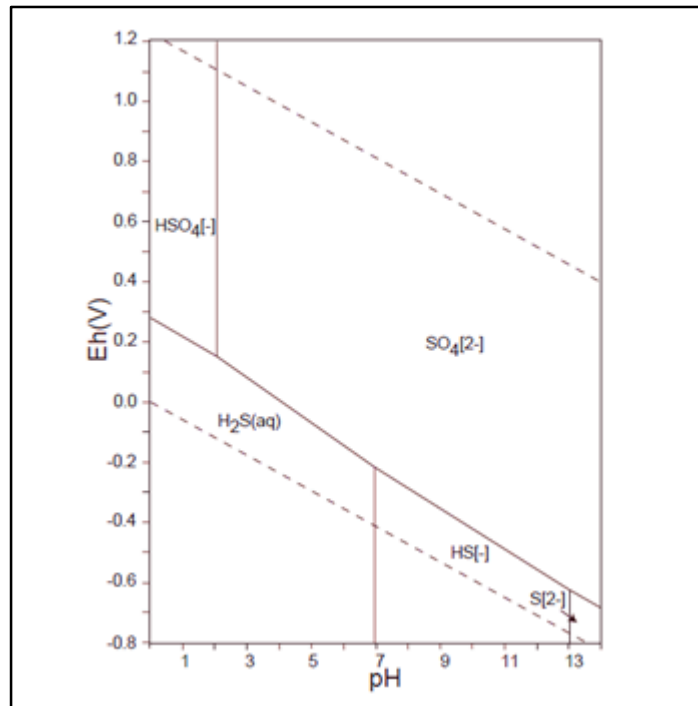
FIGURA 12: DESORCIÓN DEL XANTATO UTILIZANDO NaSH (CASTRO, 2006)

Las reacciones que gobiernan la acción del NaSH, en el caso particular de especies sulfuradas de cobre, consideran la disociación del NaSH (Reacción 2) y la desorción química (Reacción 3) y física (Reacción 4) del colector.



Según estas ecuaciones, parte importante del proceso es favorecer la disociación del sulfhidrato de sodio y mantener en la solución una adecuada concentración del ion sulfhidrato (HS<sup>-</sup>). Para ello, la pulpa se debe mantener en ciertos rangos de pH y de potencial de óxido-reducción (ORP), lo cual evitaría un sobreconsumo de depresante.

Según el diagrama de Pourbaix de la Figura 13, para lograr las condiciones ya mencionadas, la pulpa se debe encontrar en rangos de pH entre 7 y 13. Por otro lado, el valor del ORP dependerá del pH de la mezcla, necesitándose potenciales más bajos a mayor alcalinidad.



**FIGURA 13:** DIAGRAMA DE POURBAIX PARA UN SISTEMA CON ESPECIES DE AZUFRE (TAKENO, 2005)

Sin embargo, no solo mantener la operación en ciertos rangos de pH y ORP garantiza una adecuada concentración de iones  $\text{HS}^-$ , dado que existen una serie de mecanismos o procesos secundarios que conllevan un consumo del ion sulfhidrato.

#### 2.4.5 FACTORES QUE AFECTAN LA CONCENTRACIÓN DEL ION $\text{HS}^-$

Aunque la principal finalidad del sulfhidrato de sodio es la desorción, física y química, de colectores para impedir que especies indeseadas logren ser flotadas, se identifican otros mecanismos que conllevan a un consumo adicional del ion sulfhidrato, y por tanto del reactivo NaSH.

##### a. GENERACIÓN DE GAS SULFÍDRICO

El pH de la solución pasa a ser una variable fundamental en la acción del NaSH para evitar la flotación de los sulfuros de cobre. El trabajar en rangos de pH altos favorece la flotabilidad de los sulfuros de cobre, mientras que operar con pH bajos (bajo 7) conlleva a un sobreconsumo de NaSH debido a la escasa presencia de iones  $\text{HS}^-$ , y además a la generación de gas sulfhídrico ( $\text{H}_2\text{S}$ ), un compuesto altamente peligroso.

Wark y Cox en sus investigaciones con sulfuro de sodio ( $\text{Na}_2\text{S}$ ), despreciantes que también forma iones  $\text{HS}^-$  para la desorción del colector, determinaron las concentraciones de  $\text{HS}^-$ ,  $\text{S}^{=}$  y  $\text{H}_2\text{S}$  en función del pH de la solución (Figura 14). Jones y Woodcock también observaron la concentración de estas especies y su dependencia del pH en un estudio sobre sulfidización de óxidos de cobre (Figura 15).

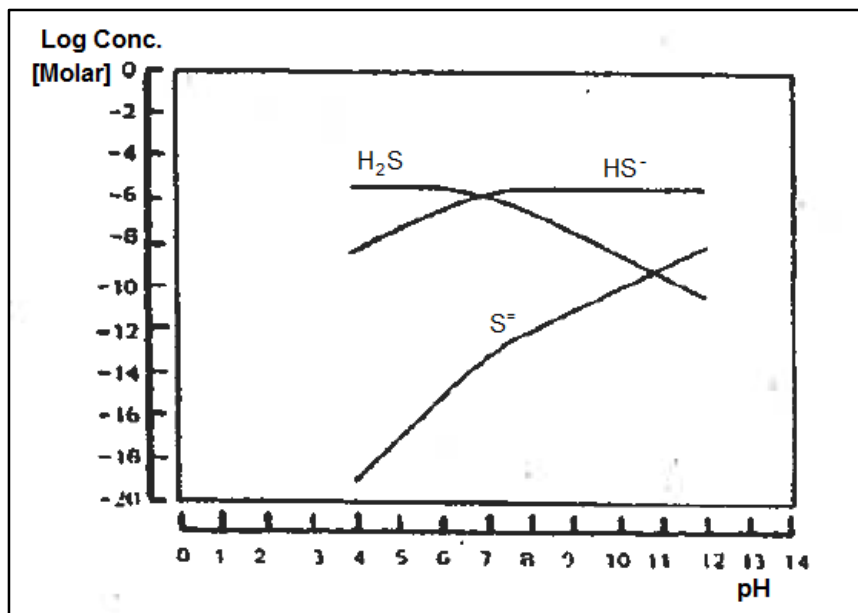


FIGURA 14: INFLUENCIA DEL pH EN CONVERSIÓN DE SULFURO DE SODIO A IONES:  $S^{2-}$ ,  $HS^-$  Y  $H_2S$

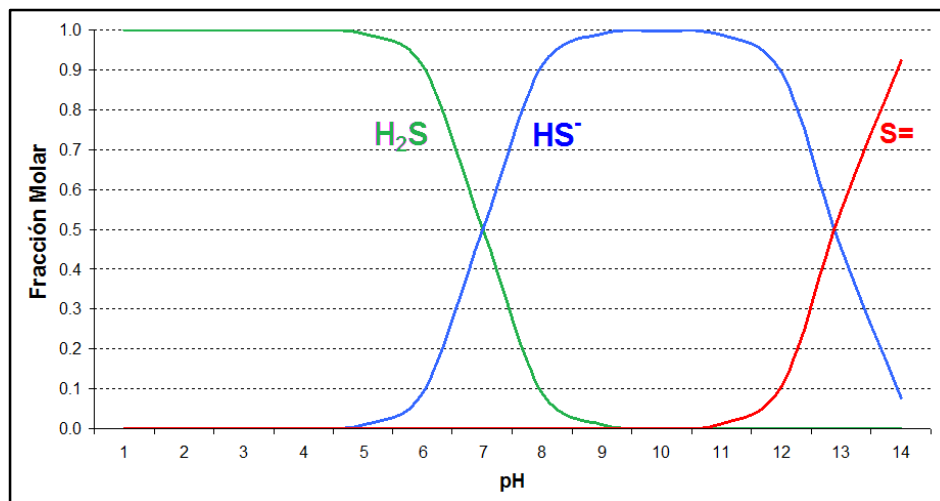


FIGURA 15: CONCENTRACIÓN DEL ION SULFHIDRATO EN UN FUNCIÓN DEL pH

#### b. OXIDACIÓN DEL ION SULFHIDRATO

El fenómeno de oxidación catalítica de los iones  $HS^-$  ocurre, sobre la fase sólida, por acción del oxígeno disuelto en el agua. La formación de estas especies oxidadas de azufre ( $S_2O_3^{2-}$ ,  $SO_3^{2-}$ ,  $SO_4^{2-}$ , etc.) es aún más importante en flotación por el efecto del oxígeno contenido en el aire usado para generar burbujas, provocando un sobreconsumo de NaSH. La generación de las especies oxidadas se explica mediante las reacciones 1 y 4.

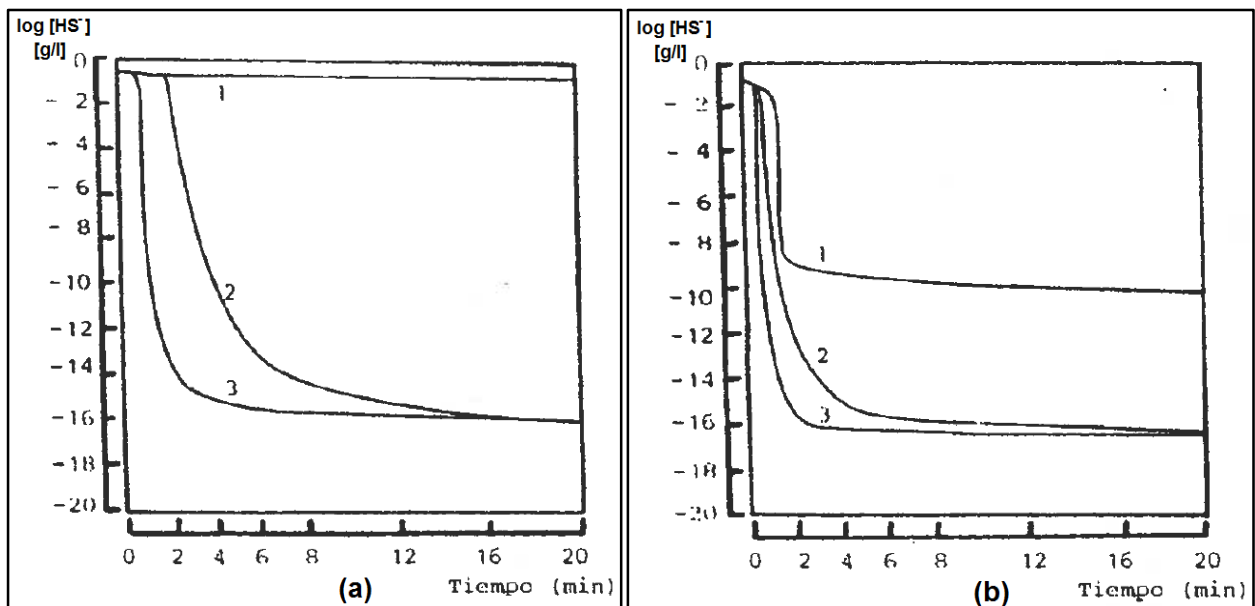
El uso de gases distintos al aire en la flotación a nivel industrial ha sido reportado en la literatura (Podobnik y Shirley, 1982; Redfearn, 1983; Berglund y Forsberg, 1989; Kydros et al., 1995; Poorkani y Banisi, 2005). De todos los gases, el nitrógeno parece tener el

mayor uso práctico debido a su disponibilidad e inercia química. Este gas es ampliamente usado en la separación de calcopirita y molibdenita (Wills, 1987)

Desde un punto de vista de procesos el nitrógeno tiene dos efectos de interés. Primeramente, una menor actividad comparada con el oxígeno, y como consecuencia, reduce el potencial de la pulpa (ORP). Ambos efectos influyen en la flotación selectiva de sulfuros.

Según Readfearn (1983), el consumo de sulfuro de sodio en el proceso ha sido 300 veces mayor al calculado desde la estequiometría de las reacciones ya vistas. Esta amplia diferencia se debe a la inestabilidad de los depresantes de sulfuros en presencia del contenido de oxígeno en el aire y disuelto en las aguas de la pulpa. El uso de un gas neutral como el nitrógeno en remplazo del aire reduce la indeseable oxidación del ion sulfhidrato, reduciendo ampliamente el consumo de depresante en el proceso (Selyutina, 1988). De hecho, el uso de nitrógeno en el complejo de cobre Sarcheshmeh durante 42 meses redujo el consumo de depresante cerca de un 20% (Poorkani y Banisi, 2005).

A continuación, en los gráficos de la Figura 16 se presenta la concentración en el tiempo del ion sulfhidrato utilizando distintos tipos de gases.



**FIGURA 16:** CINÉTICA DE CONSUMO DE  $[\text{HS}^-]$  EN FLOTACIÓN DE Mo. (a) DOSIFICACIÓN  $\text{NaSH} = 8$  [kg/t],  $\text{pH} = 9.6$ . (b) DOSIFICACIÓN  $\text{NaSH} = 4$  [kg/t],  $\text{pH} = 9.5$ . CURVAS: (1) NITRÓGENO, (2) AIRE, (3) OXÍGENO

### C. PRECIPITACIÓN DE METALES

El ion sulfhidrato en soluciones acuosas puede generar la precipitación de metales induciendo el uso excesivo de  $\text{NaSH}$  (Lewis, 2010). En particular, este efecto se podría ver exacerbado si la adición del reactivo se realiza en soluciones de alta carga de iones usualmente presentes en recirculaciones o etapas que conlleven altos tiempos de residencia en una planta de flotación.

El equilibrio termodinámico dice que la precipitación de sulfuros metálicos puede ser expresado como (Lewis, 2010):



La concentración de las especies de azufre tiene una fuerte dependencia del pH de la solución, tal como se observa en la Figura 15. Por su parte, la solubilidad de varios metales sulfurados también puede ser representada en función del pH (Figura 17).

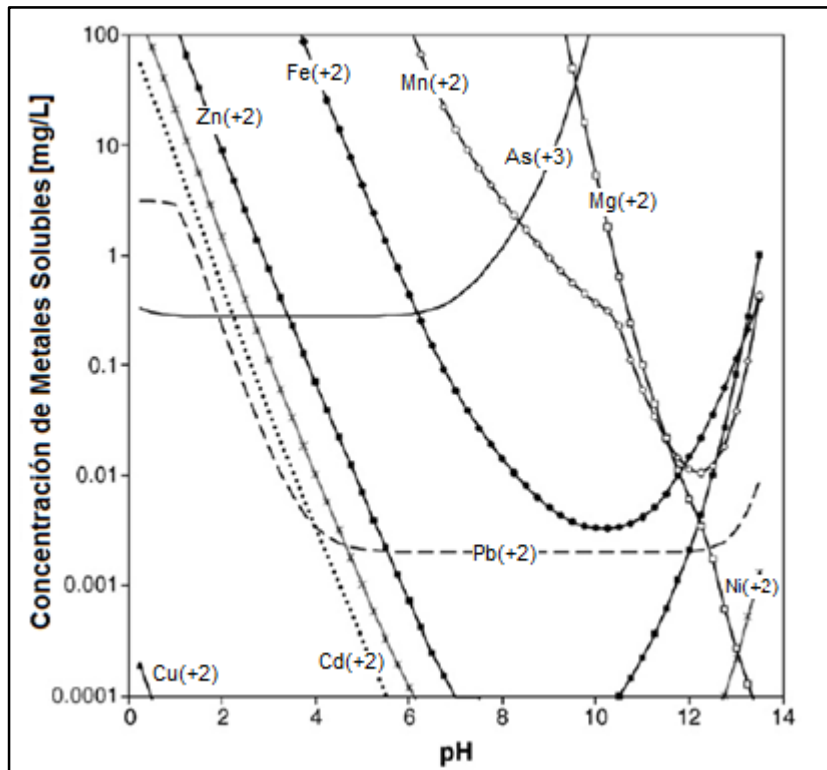


FIGURA 17: DEPENDENCIA DEL PH EN LA SOLUBILIDAD DE SULFUROS METÁLICOS (LEWIS, 2010)

Lewis (2010) en su publicación reúne antecedentes de distintas investigaciones que se han realizado en este campo, los cuales incluyen: mecanismos de precipitación a bajas concentraciones; cinética y remoción de los precipitados metálicos (mayormente en fase acuosa); cinética de cristalización de las especies formadas; estudios sobre la precipitación de metales en nanocristales; y finalmente las distintas aplicaciones de la precipitación de sulfuros metálicos.



## 2.5 LOS PELAMBRES DE ANTOFAGASTA MINERALS

### 2.5.1 DESCRIPCIÓN DE LA EMPRESA

Minera Los Pelambres (MLP) es una faena que pertenece en un 60% a Antofagasta Minerals S.A., y en un 40% a un consorcio japonés integrado por Nippon LP Investment (25%) y MM LP Holding BV (15%).

MLP es uno de los principales yacimientos cupríferos del país, cuyas reservas alcanzan 2.210 millones de toneladas y su producción supera las 339.200 toneladas de concentrado de cobre fino al año, además de otros subproductos como concentrado de molibdeno.

La empresa se encuentra dividida en 3 sectores principales:

- El primero es de explotación, localizado a 45 km al este de la ciudad de Salamanca, IV región, a una altura de entre 3100 y 3600 m.s.n.m.
- El segundo es la planta de concentrados, ubicado en el sector precordillerano de Piuquenes a 35 km de Salamanca, a una altura de 1600 m.s.n.m.
- El tercer es el puerto de Punta Chungo, localizado a 3,5 km. al norte de Los Vilos.

### 2.5.2 DESCRIPCIÓN GENERAL DEL PROCESO

La mena de MLP es un yacimiento del tipo porfídico de cobre y molibdeno, el cual se explota mediante un diseño de mina de rajo abierto. El mineral extraído es transportado por camiones hasta el chancador primario, donde las rocas son reducidas a un tamaño promedio de 7" y enviadas por una correa transportadora de mineral primario, hasta un acopio en el sector de la planta concentradora.

En la planta concentradora, el mineral pasa por un sistema de molienda formada por dos líneas de molino SAG paralelas, cada una compuesta por un molino semiautógeno y dos molinos de bolas, las cuales operan en un circuito cerrado que permite clasificar el mineral según su tamaño. Cada línea SAG, produce entre 2.500 a 2.800 toneladas por hora de mineral en forma de pulpa, con un 36% de sólidos. La pulpa con el mineral, proveniente de cada molino SAG, es conducida por gravedad a un cajón y bombeada a baterías de hidrociclones que se encargan de clasificar el material en finos y gruesos, con un tamaño de corte aproximado de 180 [ $\mu\text{m}$ ]. El mineral grueso es recirculado a los molinos de bolas, mientras que los finos son trasladados a la planta de flotación.

El proceso de flotación se efectúa en dos plantas: una de flotación colectiva y otra de molibdeno (selectiva). En la etapa colectiva, el mineral proveniente desde la molienda es separado por medio de la flotación, obteniéndose un concentrado de Cu-Mo, que se traslada a la etapa selectiva, y un relave de material estéril que se transporta hasta el tranque El Mauro.

En la planta selectiva, la pulpa mineral se somete nuevamente a flotación, obteniéndose un concentrado de molibdeno y otro de cobre. El concentrado de molibdeno es sometido a una lixiviación férrica para eliminar las impurezas y posteriormente es filtrado, secado y envasado. Se debe mencionar que el cobre lixiviado se recupera por medio de cementación con chatarra de fierro, para luego ser filtrado y envasado.

Finalmente, el concentrado de cobre es trasladado por un concentrado, tubería de 120 km de longitud, hasta el sector del puerto Punta Chungo. En este lugar, la pulpa mineral es alimentada a una batería de filtros de discos cerámicos para eliminar el agua, hasta dejar el concentrado con una humedad del 9%. Así, el mineral es cargado a los barcos de envío por medio de correas transportadoras encapsuladas que evitan la contaminación del producto final.

### 2.5.3 PLANTA CONCENTRADORA MOLIBDENO

La Planta Concentradora de Molibdeno es la responsable de generar dos productos finales de MLP, concentrado de molibdeno y cemento de cobre. Para ello se consideran dos etapas, las cuales son: flotación y lixiviación férrica.

#### a. FLOTACIÓN SELECTIVA DE MOLIBDENO

La planta de flotación de molibdeno es alimentada con un concentrado Cu-Mo proveniente desde la flotación colectiva. El flujo de este concentrado fluctúa entre las 150 [ton/h], con un contenido de sólidos de un 15-25%. La composición del concentrado colectivo (ConCol) se representa en la Tabla 6.

**TABLA 6: MINERALOGÍAS SEMANALES ACUMULADAS AÑO 2013 DEL CONCENTRADO COLECTIVO**

<b>Mineral</b>	<b>Fórmula Química</b>	<b>Promedio [%]</b>	<b>Mínimo [%]</b>	<b>Máximo [%]</b>
<b>Calcopirita</b>	CuFeS <sub>2</sub>	52,58	40,91	65,20
<b>Calcosina</b>	Cu <sub>2</sub> S	0,06	-	0,57
<b>Digenita</b>	Cu <sub>9</sub> S <sub>5</sub>	10,91	3,74	20,19
<b>Covelina</b>	CuS	0,88	0,14	2,73
<b>Bornita</b>	Cu <sub>5</sub> FeS <sub>4</sub>	10,01	-	17,34
<b>Tenant-Tetrah.</b>	(Cu,Fe) <sub>12</sub> As <sub>4</sub> S <sub>13</sub>	0,58	-	1,48
<b>Enargita</b>	Cu <sub>3</sub> AsS <sub>4</sub>	0,25	-	0,84
<b>Cobre Nativo</b>	Cu	0,00	-	0,18
<b>Cuprita</b>	Cu <sub>2</sub> O	0,00	-	0,06
<b>Cobre Oxidado</b>	Cu <sub>x</sub> O <sub>y</sub>	-	-	-
<b>Pirita</b>	FeS <sub>2</sub>	9,20	3,21	18,62
<b>Molibdenita</b>	MoS <sub>2</sub>	1,20	0,66	1,62
<b>Galena</b>	PbS	0,01	-	0,15
<b>Esfalerita</b>	ZnS	0,17	-	0,72
<b>Ilmenita</b>	FeTiO <sub>3</sub>	-	-	-
<b>Magnetita</b>	Fe <sub>3</sub> O <sub>4</sub>	0,02	-	0,26
<b>Hematita</b>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,05	-	0,45
<b>Limonita</b>	FeO(OH)·nH <sub>2</sub> O	0,00	-	0,07
<b>Rutilo</b>	TiO <sub>2</sub>	0,08	-	0,53
<b>Ganga (Sílices)</b>		13,99	10,81	19,48

El contenido del elemento económicamente valioso, aportados por estos minerales, que comercializa MLP (cobre y molibdeno) se señalan en la Tabla 7. De esta tabla se desprende que el concentrado colectivo registro el año 2013 aproximadamente un 34,13% de Cu y 0,72% de Mo.

**TABLA 7: CONTENIDO DE Cu Y Mo APORTADO POR LOS MINERALES ALIMENTADOS**

Mineral	Elemento Económicamente Valioso	Contenido especie de interés (Cu, Mo)		
		Promedio [%]	Mínimo [%]	Máximo [%]
<b>Calcopirita</b>	Cobre	18,21	14,17	22,58
<b>Calcosina</b>	Cobre	0,05	-	0,46
<b>Digenita</b>	Cobre	8,52	2,92	15,77
<b>Covelina</b>	Cobre	0,59	0,09	1,82
<b>Bornita</b>	Cobre	6,34	-	10,98
<b>Tenant-Tetrah.</b>	Cobre	0,30	-	0,76
<b>Enargita</b>	Cobre	0,12	-	0,41
<b>Cobre Nativo</b>	Cobre	0,00	-	0,18
<b>Cuprita</b>	Cobre	0,00	-	0,05
<b>Molibdenita</b>	Molibdeno	0,72	0,40	0,97

El concentrado colectivo inicialmente es depositado en dos espesadores de cabeza (TK-10 y TK-12) de 75' de diámetro, donde es mezclado con recirculaciones de la planta de molibdeno para formar una alimentación compuesta. En esta etapa, el contenido de sólidos aumenta a más de un 60%, transportando las aguas de rebose al clarificador TK-13, y la pulpa a los estanques TK-15 y TK-16. En estos estanques, el mineral se acidula con ácido sulfúrico (concentración del 98%), disminuyendo el pH desde 10 - 11,5 a valores que oscilan entre 6 y 7.

El mineral ya acidulado, es diluido en el estanque ST-17 con agua fresca (sin contaminantes) hasta alcanzar un contenido de sólidos de un 40%. Además, se agregan reactivos como espumantes y sulfhidrato de sodio (NaSH), siendo este último adicionado hasta que el potencial de la pulpa (ORP) alcance un valor que oscila entre -440 y -490 [mV], lo que provoca un aumento del pH hasta valores entre 8 y 9.

Si los flujos alimentados a la planta y, especialmente, la ley de molibdeno son elevados, la pulpa ya acondicionada es flotada en unas celdas neumáticas Siemens (pre-Rougher), siendo el concentrado trasladado a una etapa de limpieza en celdas G-Cell y luego espesado en el equipo TK-56 (espesador de 50' de diámetro). Por otro lado, el relave pre-Rougher es llevado al cajón ST-974, el cual distribuye la pulpa a las tres líneas Rougher.

La operación Rougher está compuesta por 27 celdas Wemco Inertgas de 300 [pies<sup>3</sup>], distribuidas en 3 líneas de 3 bancos cada una. Esta etapa tiene por objetivo recuperar la mayor cantidad posible de molibdeno, pues el relave Rougher se lleva directamente al concentrado de cobre, previo espesamiento en el espesador TK-711. Las recuperaciones Rougher generalmente varían entre el 95-97%.

El concentrado Rougher se traslada hasta el cajón ST-2128, donde se adiciona agua hasta bajar el contenido de sólidos desde un 20 hasta un 15%, para luego ser flotado en la primera limpieza.

La primera limpieza tiene por función maximizar la ley de molibdeno en el concentrado, lo cual provoca que sus relaves contengan un considerable contenido de molibdeno, por lo que son recirculados hasta los espesadores de cabeza. Para llevar a cabo esta misión, la primera limpieza cuenta con 18 celdas Wemco Inertgas de 300 [pies<sup>3</sup>], distribuidas en

2 líneas de 3 bancos cada una. Se debe agregar que tanto en la etapa Rougher como en la primera limpieza, existe la posibilidad de añadir en avance ácido sulfúrico y NaSH, aunque normalmente sólo se dosifica con este último. Las entradas de los reactivos se localizan en la alimentación de cada etapa y en los traspasos entre los bancos. Adicionalmente se añade antiespumante en las canaletas de las celdas en las etapas ya mencionadas.

El concentrado de la primera limpieza es llevado hasta un espesador intermedio (TK-55), el cual aumenta el contenido de sólidos hasta un 40-50%. Las aguas de rebose de esta operación son también recirculadas hasta los espesadores TK-10 y TK-12, mientras que el Underflow se transporta hasta un molino Vertimill de 150 [HP] (ML-017).

El molino ML-017 se encarga principalmente de limpiar las caras de la molibdenita utilizando ácido sulfúrico. Luego, la pulpa se transporta al cajón ST-28 para ser acondicionada con espumante, NaSH y ácido antes de pasar a la limpieza final.

La última limpieza se puede realizar tanto en columnas como en celdas convencionales Wemco, aunque la mayor parte es procesada por estas últimas. Las 4 celdas Wemco Inertgas (300 [pies<sup>3</sup>]) se agrupan en dos líneas de un banco cada una, las cuales pueden operar en paralelo o bien en serie, generando así una tercera limpieza. La filosofía de la limpieza final es que el relave regrese a la etapa anterior, es decir, el relave de la segunda limpieza retorna a la primera limpieza, y en caso de haber una tercera limpieza, el relave de ésta se incorporará a la alimentación de la segunda. Por su parte, las 3 columnas existentes (1,8 [m] x 14 [m]) funcionan de una forma similar, es decir su relave regresa siempre a la etapa anterior.

El concentrado de la limpieza final, cuya ley aproximada de molibdeno y cobre es del 52% y 4%, respectivamente, es descargado en el espesador TK-56, donde el Overflow de esta equipo es llevado al clarificador TK-13, mientras que el Underflow pasa a la planta de lixiviación férrica (PLF). El esquema detallado del proceso de flotación selectiva se ilustra en la Figura 18.

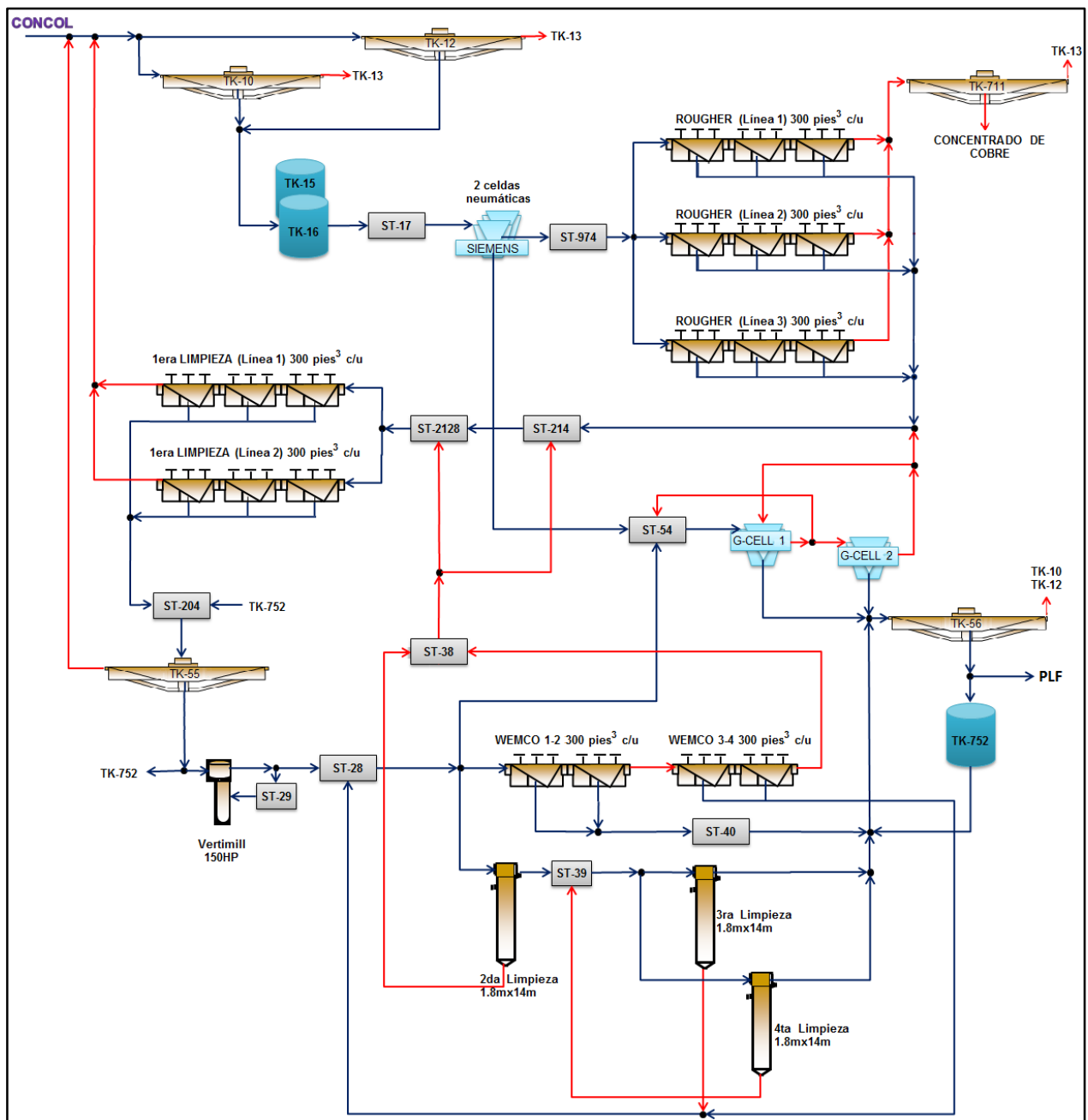


FIGURA 18: DIAGRAMA DE FLUJOS DE FLOTACIÓN SELECTIVA DE Mo

## b. PLANTA DE LIXIVIACIÓN FÉRRICA

El concentrado proveniente de la flotación selectiva, inicialmente es almacenado y filtrado en el filtro de disco FL-020 (área de 28 [m<sup>2</sup>]). La pulpa resultante, es mezclada y preparada en los estanques TK-68 y TK-9, con una solución rica en ion férrico ( $Fe^{+3} = 100$  [gpl]), para luego ser lixiviada en los reactores RE-001, RE-002 y RE-003.

La finalidad de la lixiviación férrica es eliminar las impurezas contenidas en el concentrado de molibdeno, las cuales contemplan principalmente especies de cobre y hierro. El mineral ya lixiviado, es enfriado y posteriormente filtrado en los equipos FL-022 y FL-707, ambos filtros de prensa)

La torta obtenida (mineral filtrado) es secada en los secadores DR-015 y DR-704, bajando la humedad desde un 12% hasta menos del 7%. Finalmente, el producto es acumulado y envasado en Maxisacos de una tonelada de capacidad. El concentrado final de molibdeno alcanza una ley aproximada de Mo mayor al 52%, mientras que el contenido de cobre bordea el 0,14%.

Paralelamente, la solución proveniente desde los filtros prensa (42 [gpl]  $\text{Cu}^{+2}$  y 82 [gpl]  $\text{Fe}^{+2}$ ) es cementada utilizando chatarra de hierro en el reactor RE-008. El producto del Cementador, se separa mediante un filtro prensa (FL-023), obteniendo un cemento de Cu con una ley que oscila entre el 90 - 95%, y una solución rica en ferroso ( $117 \text{ [gpl] Fe}^{+2}$ ) que se descarta en las Piscinas de Decantación Norte-Sur.

Se debe mencionar, que parte de la solución rica en ferroso es tratada dentro de la PLF en el Clorador RE-004. En esta etapa se produce la oxidación del ion  $\text{Fe}^{+2}$  a  $\text{Fe}^{+3}$  mediante el uso de  $\text{Cl}_2$ . La solución férrica obtenida se almacena en tres estanques (TK-086, TK-086-01 y TK-086-03), para luego ser usada en las etapas de lixiviación.

El detalle del proceso de la planta de lixiviación férrica es esquematizado en la Figura 19.

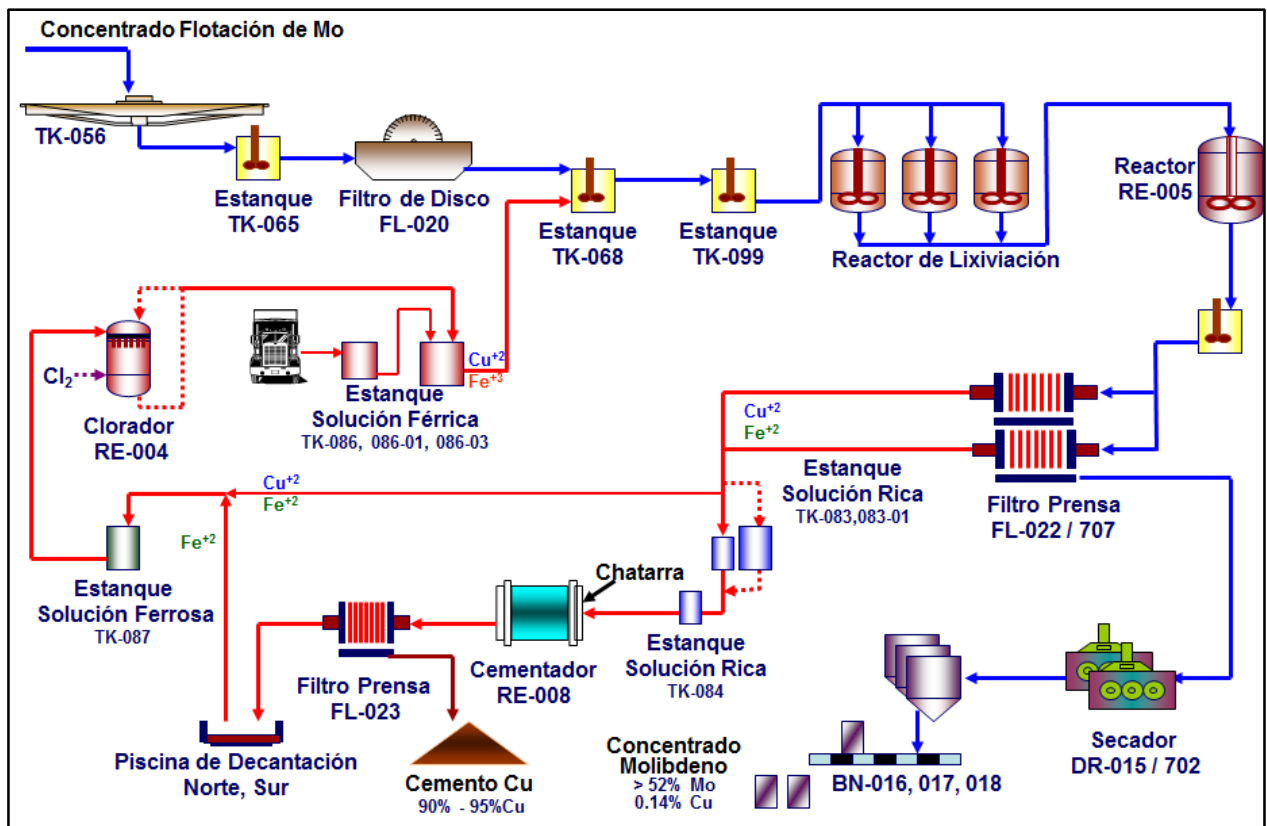


FIGURA 19: DIAGRAMA DE FLUJOS PLANTA DE LIXIVIACIÓN FÉRRICA (PLF)

# CAPÍTULO 3: MATERIALES Y MÉTODOS

## 3.1 MATERIALES

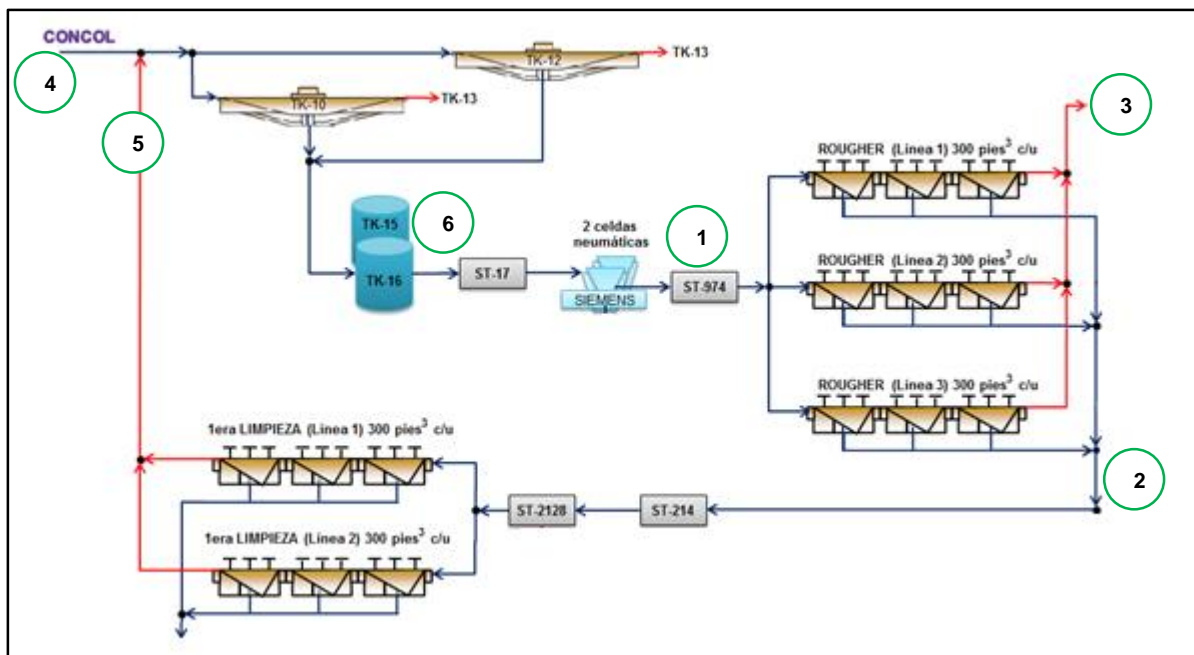
### 3.1.1 MINERAL

El mineral a utilizar en las pruebas consideradas para este trabajo fue tomado en distintos puntos de la Planta Concentradora de Molibdeno.

En primer lugar, se recibieron muestras secas desde testigos del laboratorio de metalurgia de Los Pelambres. Estas muestras correspondieron a la etapa Rougher de la planta de flotación selectiva (Figura 20), específicamente: alimentación (1), concentrado (2) y relave (3).

Por otra parte, se tomaron distintas pulpas de la planta, las cuales consideraron:

- Concentrado colectivo (4)
- Relave primera limpieza (5)
- Alimentación compuesta (6)



**FIGURA 20:** PUNTOS DE MUESTREO EN PLANTA DE FLOTACIÓN SELECTIVA

El muestreo de las pulpas fue realizado por la empresa “Société Générale de Surveillance” (SGS) el día 12 de febrero entre las 09 AM y 3 PM, con un avance en los cortes de 2 horas. El concentrado colectivo y relave de la primera limpieza se tomó cerca del estanque TK-64, mientras que la alimentación compuesta desde la descarga del estanque TK-16. Las condiciones de estas muestras se adjuntan en la Tabla 9, Tabla 8 y Tabla 10.

**TABLA 8: CONDICIONES CONCENTRADO COLECTIVO**

<b>Hora</b>	<b>pH</b>	<b>T [°C]</b>	<b>ORP [mV]</b>
<b>09:00</b>	10,83	27,8	-5,7
<b>11:00</b>	11,86	29,2	-59,7
<b>13:00</b>	9,76	31,0	35,5
<b>15:00</b>	11,30	30,1	47,6
<b>Promedio</b>	10,94	29,5	4,4

**TABLA 9: CONDICIONES RELAVE DE PRIMERA LIMPIEZA**

<b>Hora</b>	<b>pH</b>	<b>T [°C]</b>	<b>ORP [mV]</b>
<b>09:00</b>	11,45	26,6	-113,5
<b>11:00</b>	11,38	27,2	-56,6
<b>13:00</b>	11,46	26,9	-45,0
<b>15:00</b>	11,35	26,9	-35,3
<b>Promedio</b>	11,41	26,9	-62,6

**TABLA 10: CONDICIONES ALIMENTACIÓN COMPUESTA**

<b>Hora</b>	<b>pH</b>	<b>T [°C]</b>	<b>ORP [mV]</b>
<b>09:00</b>	6,02	30,1	5,1
<b>11:00</b>	6,20	29,7	7,5
<b>13:00</b>	6,09	30,0	37,6
<b>15:00</b>	6,22	30,2	60,7
<b>Promedio</b>	6,13	30,0	27,7

### 3.1.2 AGUAS DE ACONDICIONAMIENTO

Para realizar las pruebas de flotación se consideraron distintas aguas de la operación de MLP, las cuales son:

- Agua fresca (río Choapa): empleada en el acondicionamiento en la Planta de Molibdeno.
- Agua de proceso (Piscinas Norte-Sur): abarca las aguas a reutilizar de todos los procesos de concentración.
- Agua de rebose espesador TK-56: agua de rebose del producto que va a PLF.
- Agua de rebose espesador TK-711: agua de rebose del concentrado de cobre.

Las aguas las recolectó la empresa SGS el día 12 de febrero a las 3 PM. El agua fresca se extrajo en el molino ML-017, mientras que el agua de proceso desde el estanque TK-52. Por otro lado las aguas de rebose se tomaron directamente desde los espesadores. Las condiciones de dichas aguas se adjuntan en la Tabla 11.



**TABLA 11: CONDICIONES AGUAS DE ACONDICIONAMIENTO**

Agua	pH	T [°C]	ORP [mV]
Agua Fresca	9,00	26,6	34,0
Agua de Proceso	8,99	27,7	221,9
Rebose Espesador TK-56	9,87	24,5	-441,0
Rebose Espesador TK-711	10,30	28,5	-178,5

### 3.1.3 REACTIVOS

Los compuestos empleados para los distintos experimentos a desarrollar involucran exclusivamente los reactivos utilizados en flotación, fundamentalmente hasta la etapa Rougher. Los nombres de estos reactivos y su información técnica se resumen en la Tabla 12.

**TABLA 12: REACTIVOS EMPLEADOS EN LAS PRUEBAS DE LABORATORIO**

Reactivo	Función	Densidad [g/ml]	Pureza [%]
Sulfhidrato de sodio	Depresante	1,14	21
Ácido Sulfúrico	Regulador de pH y limpieza de mineral	1,84	96
NALCO DVS4U014	Espumante	0,89	-

Los reactivos fueron facilitados por MLP, salvo el ácido sulfúrico, que se dispuso por el laboratorio donde se realizaron las pruebas.

## 3.2 MÉTODOS

### 3.2.1 CARACTERIZACIÓN ETAPA ROUGHER DE PLANTA CONCENTRADORA MOLIBDENO

Este ítem tiene por objetivo definir la recuperación en la etapa Rougher de las distintas especies involucradas. Los resultados de estas pruebas permitirán calcular la recuperación, de cada especie mineral, en función del tamaño y liberación. Además será posible definir las principales causas de pérdidas de molibdeno en los relaves, y a la vez, la aparición de sulfuros de cobre y hierro en los concentrados.

En primera instancia se tomarán muestras de la alimentación, concentrado y relave Rougher de la planta de molibdeno. Cada una de las 3 muestras deberá ser sometida a un cyclosizing, separando el mineral en las siguientes 3 fracciones de tamaños:

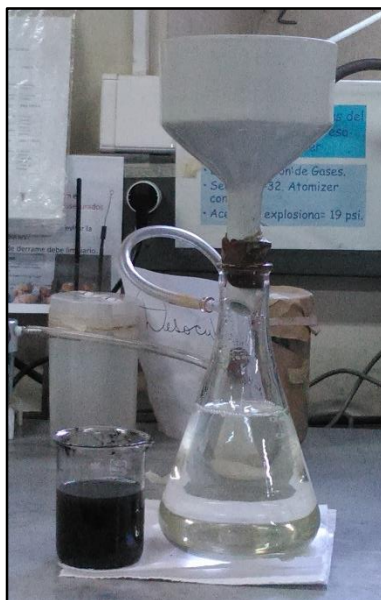
- Retenido malla N° 270 (mineral grueso).
- Pasante Malla N°270 hasta retenido ciclón 5 (mineral intermedio).
- Pasante ciclón 5 (mineral fino).

Cada una de las 9 submuestras (tres fracciones de tamaño por cada corriente) será analizada químicamente para las especies de cobre, hierro y molibdeno. Adicionalmente, a cada una de ellas se le realizará una microscopía mediante un análisis QEMSCAN.

### 3.2.2 USO DE NaSH EN VARIACIÓN DE ORP Y PRECIPITACIÓN DE METALES

Con el fin de observar en qué se consume el sulfhidrato de sodio (NaSH), además de la desorción sobre la superficie mineral, se realizaron pruebas a nivel de laboratorio empleando la solución de la alimentación compuesta (pulpa filtrada). Estos experimentos en una primera instancia determinarán la variación de ORP a distintas adiciones de NaSH. Adicionalmente se estudiará la precipitación de iones en solución.

Inicialmente la pulpa mineral (alimentación compuesta) debe ser filtrada mediante un matraz kitasato, un embudo Büchner y una bomba de vacío. Dado el tamaño de mineral se debe emplear un papel filtrante Grado 42, el cual retiene partículas mayores a 2,5 [µm].



**FIGURA 21:** EQUIPO EMPLEADO PARA FILTRAR PULPA MINERAL

Antes de realizar las pruebas de debe cerciorar que el pH de la solución sea cercano a 6 (valor registrado en planta), y ante una diferencia, este (pH) se debe modificar con ácido sulfúrico ( $H_2SO_4$ ) e/o hidróxido de sodio (NaOH).

La solución ya filtrada debe ser dosificada con sulfhidrato de sodio (NaSH) hasta alcanzar un ORP inferior a -530 [mV] (valor establecido según protocolo en flotación de laboratorio), midiendo la variación de pH y ORP en cada momento. El mismo volumen de NaSH empleado se replicara en otras experiencias, pero agregándolo en etapas. Se considera una segunda experiencia dosificando la solución inicialmente con la mitad del volumen total NaSH utilizado, añadiendo el resto luego de un minuto; y una tercera experiencia agregando en un comienzo la octava parte del volumen total de depresante, adicionando la misma cantidad cada 15 segundos hasta completar la dosificación. Los volúmenes de depresante y el método de dosificación realizados a la solución minera filtrada se deben repetir sobre una solución de agua destilada.

Estas pruebas tienen por fin observar la variación del ORP de la solución, en función del tiempo y del volumen de depresante empleado, y adicionalmente determinar si existe una interacción del NaSH con los iones presentes en la solución minera filtrada, cuantificando en una primera instancia la cantidad de reactivo consumido por dicho fenómeno.

Finalmente, una vez realizadas las distintas pruebas se debe observar si se generan precipitados en la solución, determinando los elementos presentes en el material sedimentado mediante un análisis ICP.

### 3.2.3 PRUEBAS DE FLOTACIÓN

Las pruebas de flotación consideradas en este trabajo buscan evaluar el consumo de sulfhidrato de sodio en mecanismos ajenos a la depresión de sulfuros de cobre. Adicionalmente, se estudian alternativas en el proceso que permitan disminuir el uso del depresante ya mencionado.

Para cumplir con los objetivos planteados, las pruebas de flotación se dividieron en 4 sets, donde cada uno busca en particular estudiar el comportamiento de alguna variable del proceso.

Cada una de las pruebas sigue el protocolo de flotación selectiva en laboratorio, el cual se adjunta en el Anexo B.

#### a. IMPACTO DE LA CONCENTRACIÓN DE O<sub>2</sub> EN EL PROCESO DE FLOTACIÓN

El objetivo de estas pruebas es evaluar el efecto del oxígeno en la flotación selectiva y especialmente, en el consumo de NaSH. Se desea evaluar como la presencia de este gas afecta en el potencial de la pulpa y en la recuperación de las especies involucradas.

El procedimiento consiste en tomar una muestra mineral de la descarga de los estanques TK-15/TK-16 y diluirla hasta que alcance un 40% de sólidos. Luego, la pulpa debe ser acondicionada con sulfhidrato de sodio hasta alcanzar un potencial (ORP) de -530 [mV] (según protocolo incluido en Anexo B), potencial que permite obtener valores representativos del desempeño de la planta. Así, la pulpa se debe flotar con una mezcla de gas (nitrógeno y oxígeno), extrayendo los concentrados cada 5, 10, 15 y 25 minutos. El flujo de gas y dosificación con espumante debe realizarse según se observe la espuma en la celda de flotación

En este set se consideran 4 casos. En ellos se variará el contenido de oxígeno del gas flotante, tomando los valores: 0%, 1%, 5% y 21%. Los principales parámetros de operación de estas pruebas se adjuntan en la Tabla 13.

**TABLA 13: CONDICIONES PRUEBAS DE FLOTACIÓN VARIANDO CONTENIDO DE O<sub>2</sub> DEL GAS**

<b>Condiciones de Prueba</b>	
<b>Muestra</b>	Descarga TK15/TK-16
<b>Ajuste Sólidos</b>	40%
<b>Ajuste ORP</b>	- 530 [mV]
<b>Agua de Acondicionamiento</b>	Agua Fresca
<b>Gas Flotante</b>	Nitrógeno con oxígeno
<b>Contenido Oxígeno</b>	0, 1, 5 y 21 %
<b>Tiempos de Flotación</b>	5, 10, 15 y 25 [min]

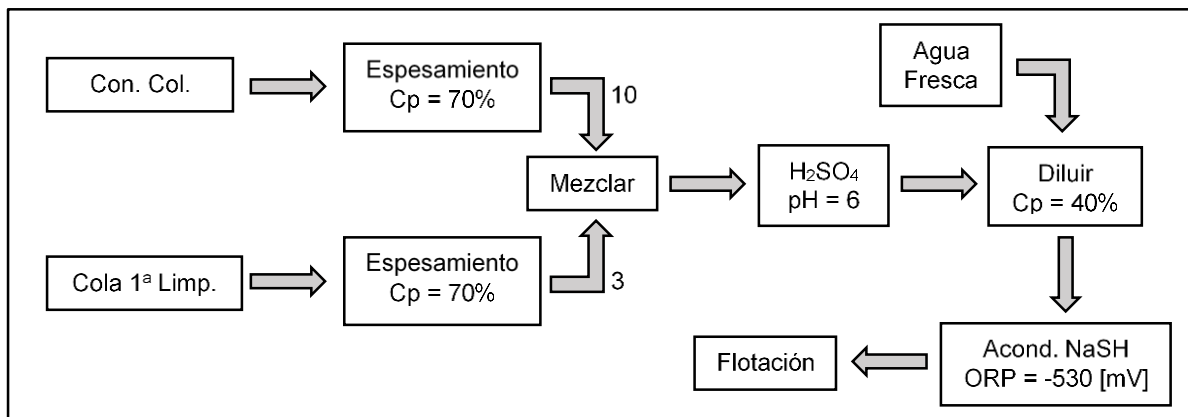
## b. IMPACTO DE LA RECIRCULACIÓN RELAVES DE LA 1ª LIMPIEZA

Estas pruebas fueron consideradas para evaluar distintas recirculaciones que permitan desarrollar un proceso más eficiente en la planta. En este punto, se desea determinar el beneficio que conlleva el incorporar las aguas del relave después del espesador de cabeza, evitando la pérdida de NaSH residual por el rebose o su oxidación durante el espesamiento de la pulpa. Para ello se plantearon 3 alternativas (incluido el caso actual).

### i. Recircular los Relaves de 1ª Limpieza al Espesador TK-10 (Caso Actual):

Se deben tomar muestras del concentrado colectivo (Con-Col) y relave de 1ª limpieza, y espesarlos hasta un 70%, simulando lo que ocurre en el espesador TK-10. Además, las pulpas deben mezclarse en una razón másica (con respecto al mineral) de 10:3, tal de generar una alimentación compuesta con una recirculación del 30% (valor predeterminado por Superintendente de la Planta).

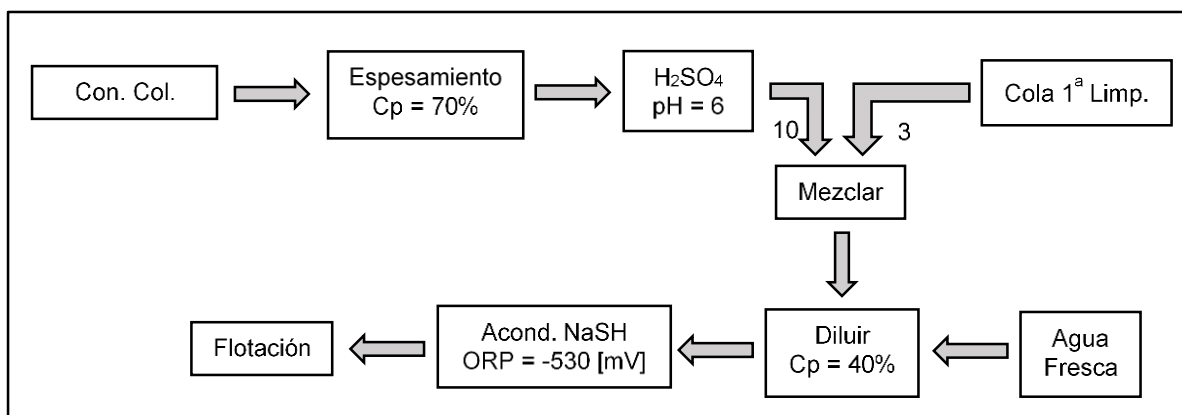
En el acondicionamiento de la alimentación compuesta, primeramente hay agregar ácido sulfúrico hasta alcanzar un pH 6 (tal como en los estanques TK-15 y TK-16), y luego diluir, con agua fresca, hasta un contenido de sólidos del 40%. Finalmente, se debe dosificar con NaSH hasta que la pulpa alcance un potencial de -530 [mV] (ST-17).



**FIGURA 22:** RECIRCULACIÓN RELAVES 1ª LIMPIEZA A ESPESADOR TK-10 (CASO ACTUAL)

### ii. Recircular los Relaves de 1ª Limpieza después de los Estanques TK-15/TK-16:

En este caso se debe espesar la muestra del Con-Col hasta un 70%, y acidular hasta un pH 6. A continuación, hay que mezclar esta pulpa con los relaves de la 1ª limpieza, y diluir la muestra hasta un 40% de sólidos. Finalmente, utilizando NaSH, se debe ajustar el potencial hasta -530 [mV] (ver Figura 23). Esta alternativa pretende recrear un caso donde sólo el concentrado colectivo pasa al espesador TK-10, mientras que las colas de la primera limpieza son agregadas íntegramente en un punto posterior a los estanques TK-15/TK-16. Posteriormente, esta alimentación compuesta se diluye con agua fresca y acondiciona con reactivos tal como en el caso i.

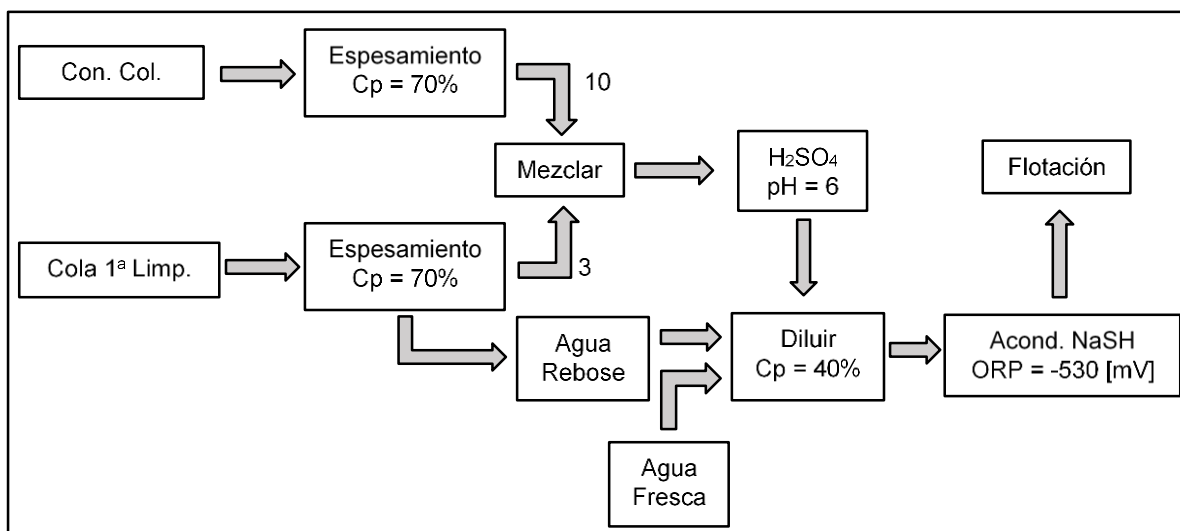


**FIGURA 23:** RECIRCULACIÓN RELAVES 1ª LIMPIEZA DESPUÉS DE ESTANQUES TK-15/TK-16

iii. Recircular Aguas de Relave de 1ª Limpieza después de los Estanques TK-15/TK-16:

Esta alternativa sigue un procedimiento similar al caso (i). Sin embargo, el agua de rebose al espesar los relaves de 1ª limpieza deben ser empleadas para diluir la alimentación compuesta, y completar, si es necesario, con agua fresca hasta que la pulpa alcance un contenido de sólidos del 40%.

Este nuevo caso plantea la posibilidad de espesar el concentrado colectivo y colas de 1ª limpieza en espesadores diferentes. Luego de aumentar el contenido de sólidos de ambas corrientes hasta un 70%, éstas se deben mezclar para generar la alimentación compuesta. A este nuevo flujo se ajustaría el pH en los estanques TK-15/TK-16, para después llevar el contenido de sólidos hasta un 40% en el equipo ST-17, donde también se agregan los reactivos. La diferencia de esta alternativa radica en que el agua empleada para ajustar los sólidos será la proveniente del espesador donde se trataron los relaves de 1ª limpieza (aguas de rebose), completando si es necesario con agua fresca.



**FIGURA 24:** RECIRCULACIÓN AGUAS DE RELAVES 1ª LIMPIEZA DESPUÉS DE ESTANQUES TK-15/TK-16

Las tres alternativas deben flotarse bajo las mismas condiciones, las cuales se resumen en la Tabla 14.

Hay que acotar, que dependiendo de la espuma obtenida en los ensayos, se deben modificar el flujo de gas y dosificación con espumante.

**TABLA 14: CONDICIONES PRUEBAS DE FLOTACIÓN EN RECIRCULACIÓN RELAVES 1ª LIMPIEZA**

<b>Condiciones de Prueba</b>	
<b>Muestra</b>	Concentrado Colectivo y Relave de 1ª Limpieza
<b>Ajuste Sólidos</b>	40%
<b>Ajuste ORP</b>	- 530 [mV]
<b>Agua de Acondicionamiento</b>	Agua Fresca
<b>Gas Flotante</b>	Nitrógeno
<b>Tiempos de Flotación</b>	5, 10, 15 y 25 [min]

### c. FLOTACIÓN UTILIZANDO AGUAS DE REBOSE DE PLANTA DE MOLIBDENO

La adición de NaSH de la Planta de Flotación Selectiva de Los Pelambres se realiza hasta que la pulpa mineral, ya diluida en un 40% de sólidos, alcanza un potencial (ORP) entre los -440 y -490 [mV]. El hecho de que el mineral luego de la acidulación tenga un ORP aproximado de 30 [mV] y sea diluido con aguas con un potencial de 34 [mV] (ver Tabla 10 y Tabla 11) conlleva una alta adición de depresante debido al potencial que se desea obtener en la dosificación. Si las aguas empleadas para disminuir el contenido de sólidos tuvieran un menor potencial, se estima que habría un ahorro del NaSH total empleado.

Por este motivo se estudió el uso de aguas de rebose de algunos espesadores de la Planta del Molibdeno (ver Tabla 15), pues sus ORP resulta ser mucho menores al del Agua Fresca con que se acondiciona en la planta. Esta diferencia se debe a que estas aguas provienen desde etapas de flotación donde se ha añadido sulfhidrato de sodio, y aún existen iones HS<sup>-</sup> en la solución. El objetivo por tanto es estudiar el impacto en la flotación y el consumo de NaSH empleando aguas de rebose en el ajuste de sólidos de la pulpa descargada en los estanques TK-15/TK-16.

**TABLA 15: CONDICIONES AGUAS DE REBOSE DE ESPESADORES**

<b>FLUJO</b>	<b>pH</b>	<b>ORP [mV]</b>
<b>Agua Rebose TK-10</b>	11,62	-98,9
<b>Agua Rebose TK-13</b>	11,19	-71,2
<b>Agua Rebose TK-55</b>	10,06	-18,07
<b>Agua Rebose TK-56</b>	9,23	-405
<b>Agua Rebose TK-711</b>	10,77	-230,9

Acorde a los bajos potenciales presentados en la Tabla 15, se estudiará el consumo de NaSH al utilizar, en el ajuste de sólidos, las aguas de rebose de los espesadores TK-56 y TK-711.

Para ello se tomará una muestra en la descarga de los estanques TK-15/TK-16, ajustando el contenido de sólidos a un 40% con unas de las aguas consideradas. En este set de pruebas se estimaron 4 casos, los cuales utilizan las siguientes aguas:

- Agua fresca (caso actual)
- Agua de rebose espesador TK-56
- Agua de rebose espesador TK-711
- Mezcla agua de rebose espesadores TK-56 y TK-11 (razón 1:1)

Posteriormente se debe ajustar el ORP, utilizando NaSH, hasta -530 [mV], para así proceder con la flotación. Las principales condiciones de operación de las pruebas se resumen en la Tabla 16.

**TABLA 16:** CONDICIONES PRUEBAS DE FLOTACIÓN USANDO AGUAS PLANTA DE MOLIBDENO

<b>Condiciones de Prueba</b>	
<b>Muestra</b>	Descarga TK15/TK-16
<b>Ajuste Sólidos</b>	40%
<b>Ajuste ORP</b>	- 530 [mV]
<b>Agua de Acondicionamiento</b>	Agua Fresca y Aguas Rebose Espesadores TK-56 y TK-711
<b>Gas Flotante</b>	Nitrógeno
<b>Tiempos de Flotación</b>	5, 10, 15 y 25 [min]

#### d. FLOTACIÓN UTILIZANDO AGUAS DE PROCESO

Este último set de pruebas tiene por intención estudiar la flotación selectiva utilizando aguas de proceso de Los Pelambres. Se considera medir, en una primera instancia, el impacto en la flotación selectiva al no poder acondicionar con agua fresca y, analizar el consumo de NaSH asociado a esta variación.

Esta ronda considera 3 tipos de aguas en el ajuste de sólidos:

- Agua fresca (caso actual)
- Agua de proceso (Piscinas Norte-Sur)
- Mezcla de agua fresca y de proceso (razón 1:1)

Al igual que el set anterior, se debe ajustar una muestra de la descarga de los estanques TK-15/TK-16, utilizando las aguas ya mencionadas, hasta que la pulpa alcance un 40% de sólidos. Luego, agregando NaSH se debe alcanzar el potencial de -530 [mV].

Esta muestra finalmente debe ser flotada bajo las condiciones que se adjuntan en la

**TABLA 17:** CONDICIONES PRUEBAS DE FLOTACIÓN USANDO AGUA DE PROCESO

<b>Condiciones de Prueba</b>	
<b>Muestra</b>	Descarga TK15/TK-16
<b>Ajuste Sólidos</b>	40%
<b>Ajuste ORP</b>	- 530 [mV]
<b>Agua de Acondicionamiento</b>	Agua Fresca y Agua de Proceso
<b>Gas Flotante</b>	Nitrógeno
<b>Tiempos de Flotación</b>	5, 10, 15 y 25 [min]

Considerando los 4 sets de pruebas, se plantearon 14 tests de flotación, los cuales deben ejecutarse en duplicado y analizados químicamente por Cu, Fe y Mo. El resumen de las pruebas de flotación a realizar, junto con su condición particular asociada, se detalla en la Tabla 18.

**TABLA 18: RESUMEN PLAN DE PRUEBAS DE FLOTACIÓN**

<b>Set</b>	<b>Prueba</b>	<b>Condición</b>
<b>Pruebas Variando el Contenido de O<sub>2</sub></b>	P-1	Gas con 0% O <sub>2</sub> (Caso Base)
	P-1D	Gas con 0% O <sub>2</sub> (Caso Base)
	P-2	Gas con 1% O <sub>2</sub>
	P-2D	Gas con 1% O <sub>2</sub>
	P-3	Gas con 5% O <sub>2</sub>
	P-3D	Gas con 5% O <sub>2</sub>
	P-4	Gas con 21% O <sub>2</sub>
	P-4D	Gas con 21% O <sub>2</sub>
<b>Pruebas de Recirculación de Relaves</b>	P-5	Relaves a TK-10 (Caso Base)
	P-5D	Relaves a TK-10 (Caso Base)
	P-6	Relaves a ST-17
	P-6D	Relaves a ST-17
	P-7	Aguas de Relaves a ST-17
	P-7D	Aguas de Relaves a ST-17
	P-8	Agua Fresca (Caso Base)
<b>Pruebas con Aguas de Planta de Molibdeno</b>	P-8D	Agua Fresca (Caso Base)
	P-9	Agua Rebose TK-56
	P-9D	Agua Rebose TK-56
	P-10	Agua Rebose TK-711
	P-10D	Agua Rebose TK-711
	P-11	Aguas Reboses TK-56/TK-711
<b>Pruebas con Aguas de Proceso</b>	P-11D	Aguas Reboses TK-56/TK-711
	P-12	Agua Fresca (Caso Base)
	P-12D	Agua Fresca (Caso Base)
	P-13	Aguas Piscinas N-S
	P-13D	Aguas Piscinas N-S
	P-14	Aguas Fresca/Piscinas N-S
P-14D	Aguas Fresca/Piscinas N-S	

Los test de cada set de pruebas se realizaron en un mismo día, para así tener un punto de comparación con las correspondientes pruebas estándar. La fecha en que cada set de prueba se realizó se resume en la Tabla 19.



**TABLA 19: PROGRAMACION DE PRUEBAS DE FLOTACIÓN**

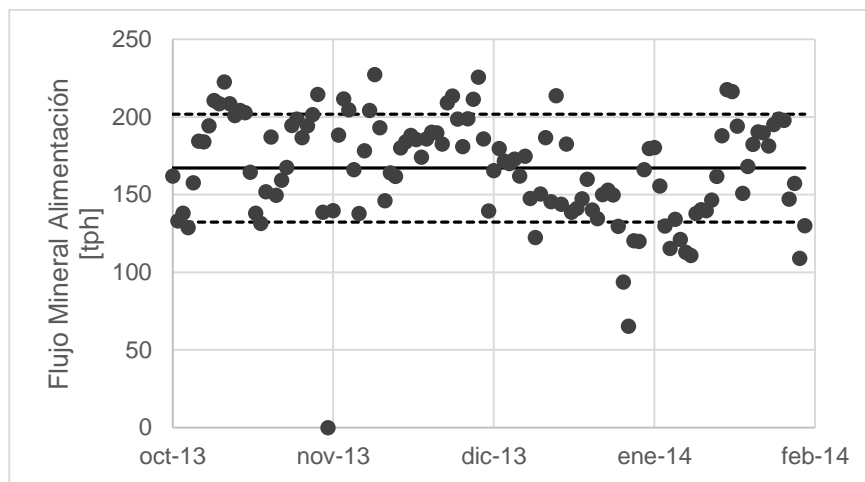
<b>Set</b>	<b>Fecha</b>
<b>Pruebas Variando el Contenido de O<sub>2</sub></b>	14 de Abril
<b>Pruebas de Recirculación de Relaves</b>	15 de Abril
<b>Pruebas con Aguas de Planta de Molibdeno</b>	19 de Marzo
<b>Pruebas con Aguas de Proceso</b>	01 de Abril

# CAPÍTULO 4: RESULTADOS Y ANÁLISIS

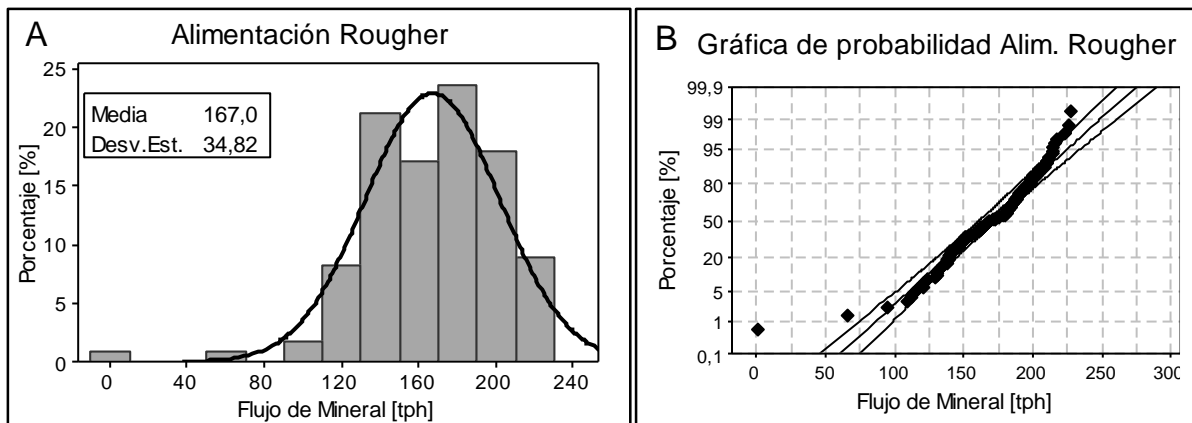
## 4.1 ANÁLISIS DE ETAPA ROUGHER

### 4.1.1 ANÁLISIS ESTADÍSTICO

La etapa Rougher de la Planta de Molibdeno durante los meses de octubre del 2013 a enero del 2014 procesó en promedio 167 [tph] de mineral (Figura 25), con un contenido de sólidos cercano al 40%.



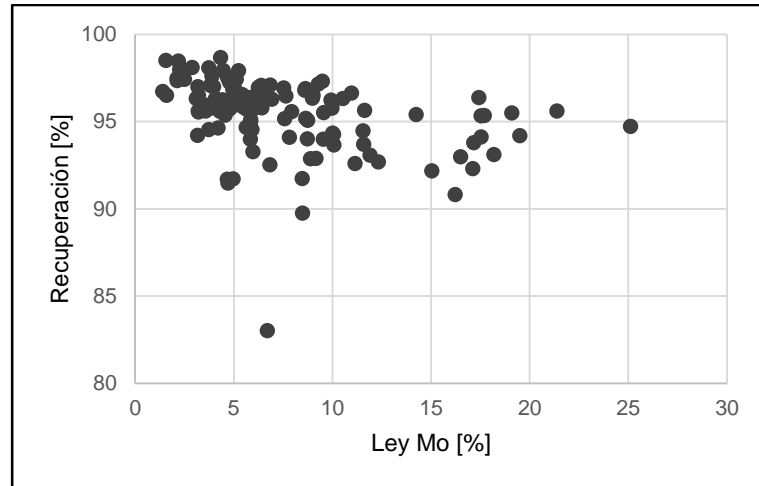
**FIGURA 25:** ALIMENTACIÓN A ETAPA ROUGHER DE FLOTACIÓN SELECTIVA DESDE OCTUBRE 2013 HASTA FEBRERO 2014



**FIGURA 26:** ALIMENTACIÓN ROUGHER. A: DISTRIBUCIÓN DEL FLUJO MINERAL CON AJUSTE DE DISTRIBUCIÓN NORMAL. B: GRÁFICA DE PROBABILIDAD DEL AJUSTE REALIZADO A ALIMENTACIÓN ROUGHER

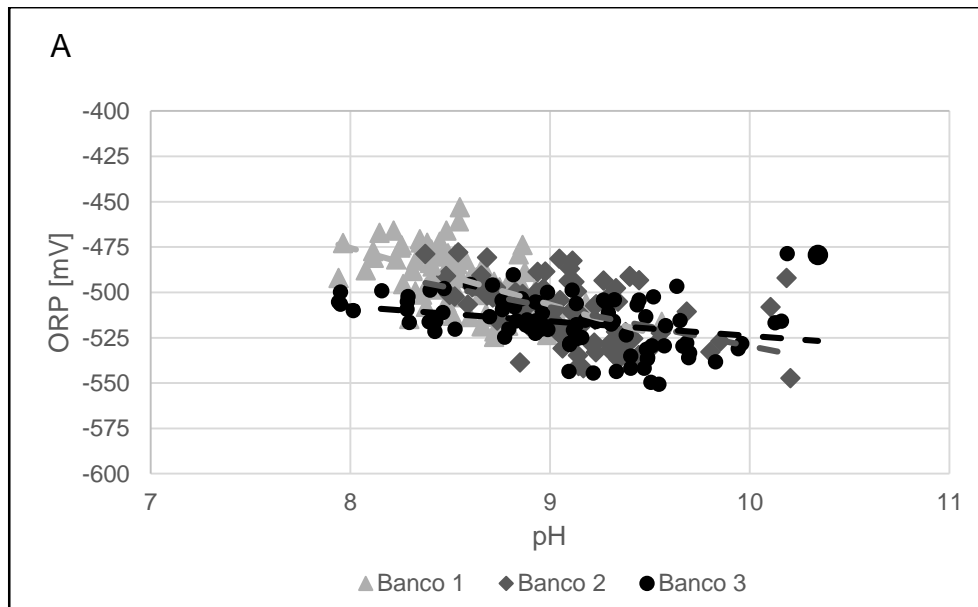
Se debe mencionar en este caso que la planta normalmente trabaja con flujos entorno a las 140 y 200 [tph] (Figura 25 y Figura 26). Sin embargo, existen días de mantenimiento en los cuales estas cifras bajan considerablemente, llegando inclusive a la detención completa de la Planta de Flotación Selectiva.

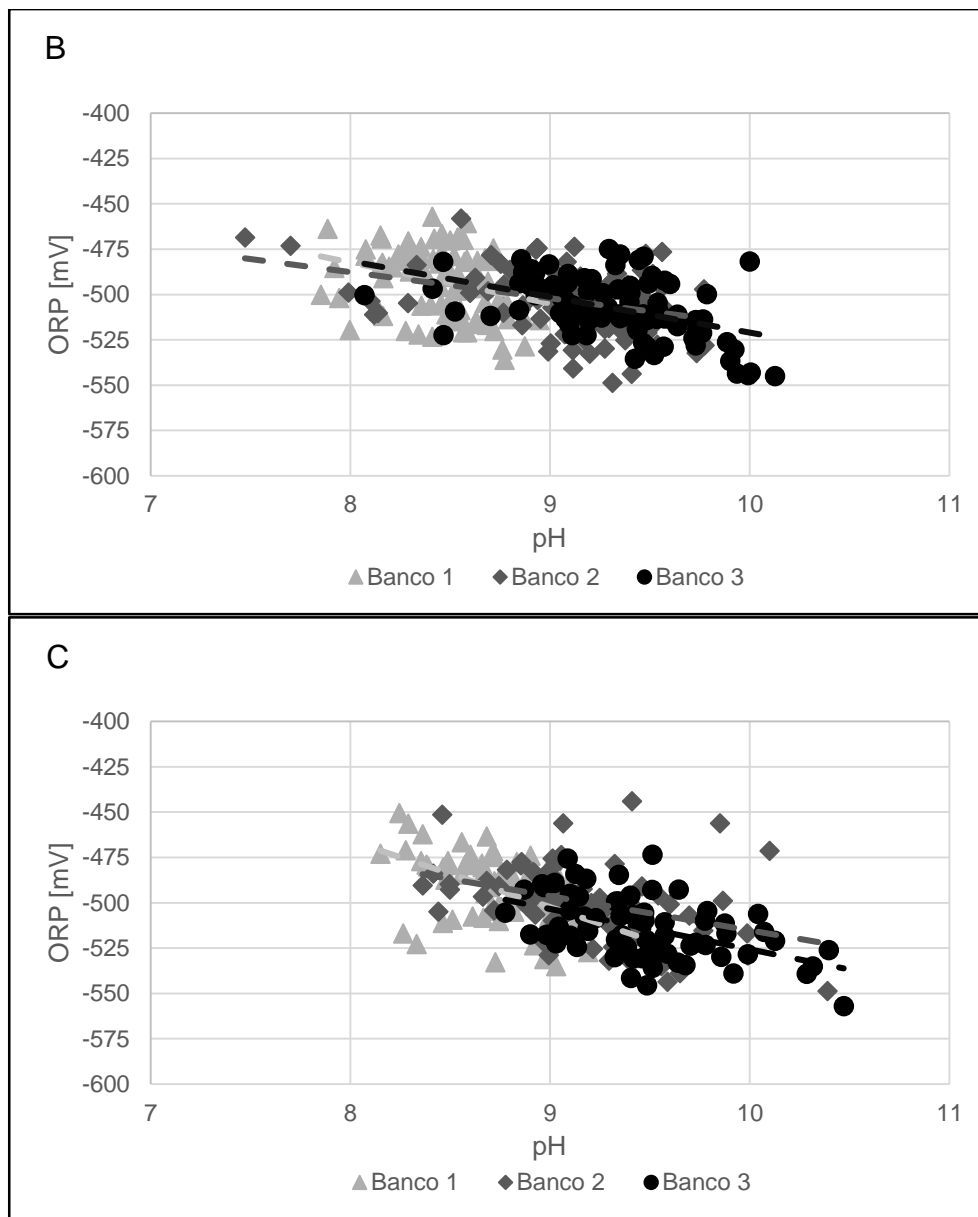
Durante el periodo de estudio, la recuperación Rougher promedió un 95,5% ( $\sigma = 2,1\%$ ). El concentrado de esta etapa alcanzó una ley de Mo que varió usualmente entre un 4 y 10% (Figura 27).



**FIGURA 27:** RECUPERACIÓN VS LEY DEL CONCENTRADO ROUGHER DE LA FLOTACIÓN SELECTIVA

Como se mencionó en el Capítulo 3, se intenta trabajar en la planta en ciertos rangos de pH y ORP de la pulpa de manera que se genere la desorción del colector y así lograr separar los minerales. En este sentido, se busca que la alimentación a las líneas Rougher oscile en un pH entre 8 y 9, y un ORP entre -440 y -490 [mV] (ver Figura 28).



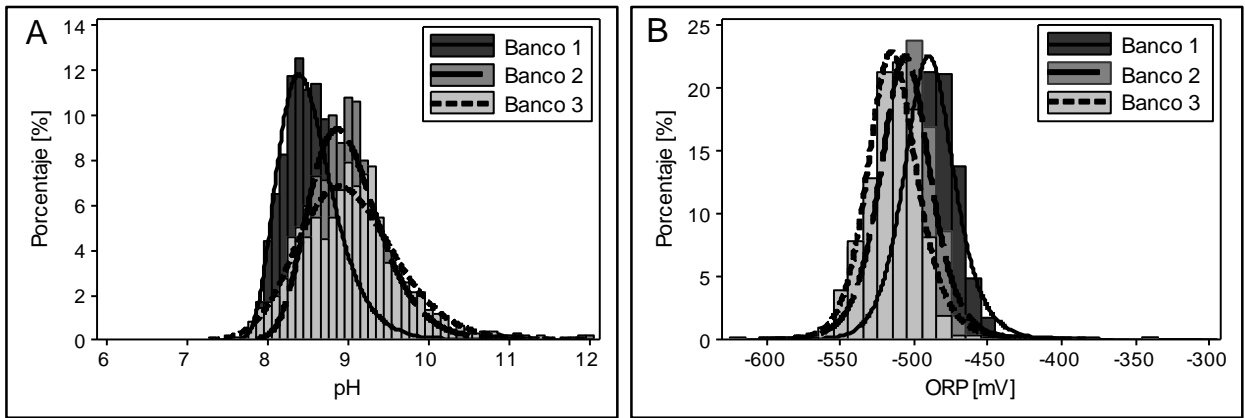


**FIGURA 28:** pH VS ORP DE ETAPA ROUGHER DE FLOTACIÓN SELECTIVA. A: LÍNEA 1 ROUGHER; B: LÍNEA 2 ROUGHER; C: LÍNEA 3 ROUGHER

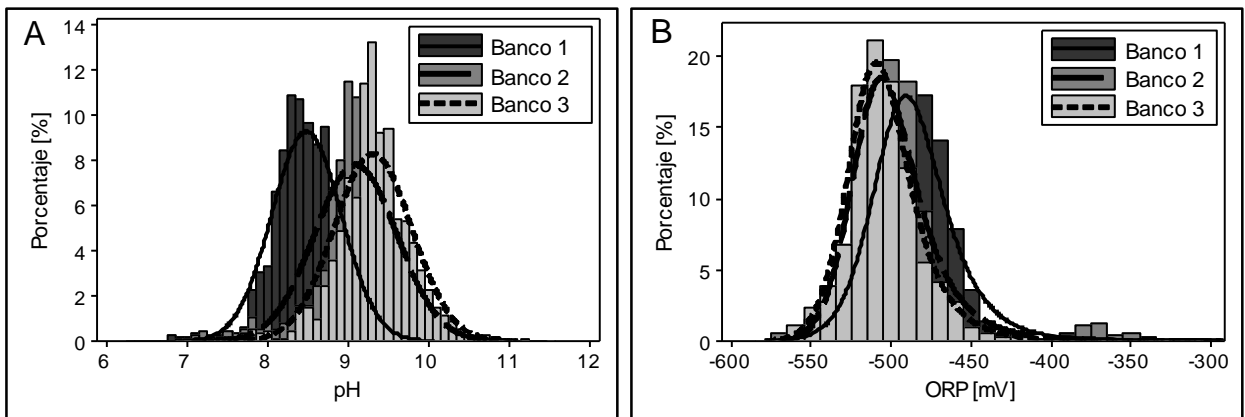
Se observan en estos 3 gráficos dos tendencias:

- A medida que aumenta el pH, en general, disminuye el potencial (ORP) de la pulpa. Esto se debe principalmente al sulfhidrato de sodio, que además de ser un fuerte reductor de potencial, es una sustancia cuyo pH oscila entre los 11,5 y 12,5.
- Al pasar de un banco a otro en cada línea Rougher se observa que los rangos de pH y ORP varían, obteniendo una pulpa más alcalina y con menor potencial. Este fenómeno es motivo del NaSH en avance agregado en los cajones de traspaso, y la mayor difusión del depresante adicionado a lo largo del proceso.

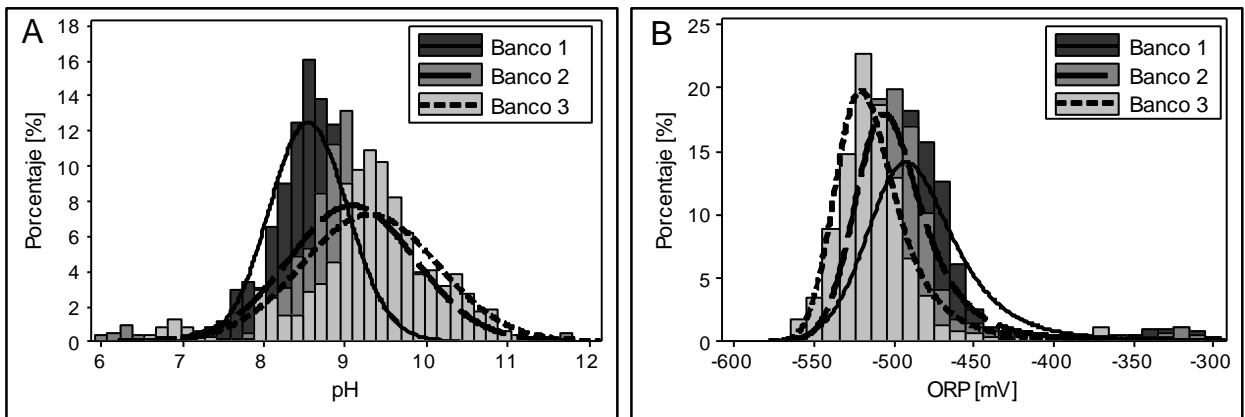
Los valores, tanto pH como ORP, se aprecian de mejor manera en la Figura 29, Figura 30 y Figura 31. En estos gráficos, que consideran promedios cada hora, se observa una clara tendencia de operación en los rangos previamente mencionados.



**FIGURA 29:** A: HISTOGRAMA PH LÍNEA 1 ROUGHER (AJUSTE DISTRIBUCIÓN LOGNORMAL DE 3 PARÁMETROS). B: HISTOGRAMA ORP LÍNEA 1 ROUGHER (AJUSTE DISTRIBUCIÓN LOGLOGÍSTICA DE 3 PARÁMETROS)



**FIGURA 30:** A: HISTOGRAMA PH LÍNEA 2 ROUGHER (AJUSTE DISTRIBUCIÓN LOGNORMAL DE 3 PARÁMETROS). B: HISTOGRAMA ORP LÍNEA 2 ROUGHER (AJUSTE DISTRIBUCIÓN LOGLOGÍSTICA DE 3 PARÁMETROS)



**FIGURA 31:** A: HISTOGRAMA PH LÍNEA 3 ROUGHER (AJUSTE DISTRIBUCIÓN LOGNORMAL DE 3 PARÁMETROS). B: HISTOGRAMA ORP LÍNEA 3 ROUGHER (AJUSTE DISTRIBUCIÓN LOGLOGÍSTICA DE 3 PARÁMETROS)

En la figuras se aprecia claramente que el pH del primer banco de cada una de las líneas Rougher tiende a situarse en un rango entre 8 y 9, tal como es señalado en el Capítulo 2.5.3. Ahora bien, además de apreciar nuevamente una mayor alcalinidad a medida que se avanza dentro de una misma línea, se puede observar que la varianza de este conjunto

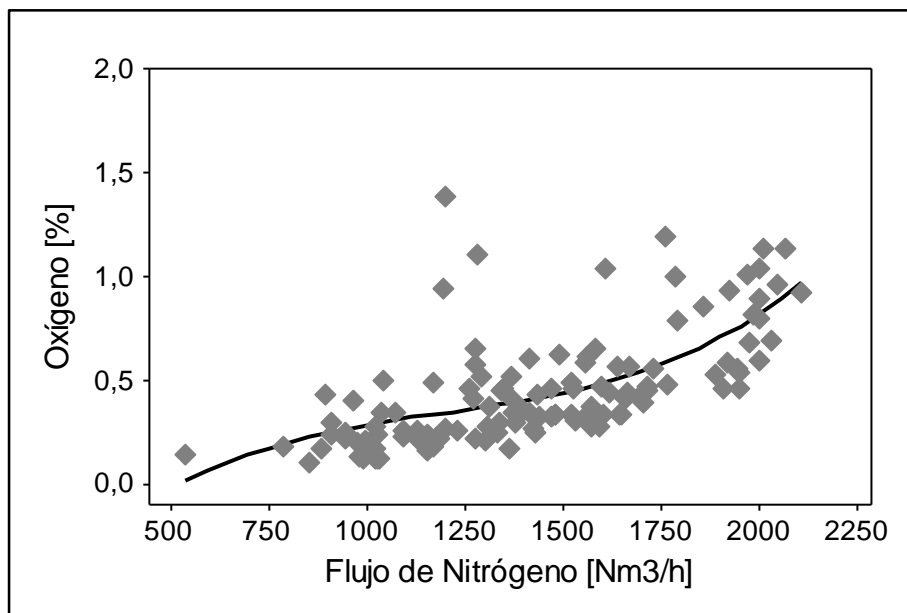
de valores aumenta considerablemente. Se debe mencionar que pese a la existencia de un sistema que permite adicionar ácido sulfúrico en avance, este no se utiliza dado que el contacto directo de este líquido con la pulpa acondicionada con NaSH conlleva un alto riesgo, debido a la generación de gas sulfhídrico que puede liberarse al exterior de las celdas.

Por otra parte, al analizar las distribuciones de las mediciones del potencial óxido-reducción (ORP), se observa el riguroso control que existe sobre esta variable, el cual se realiza mediante la adición de NaSH en los cajones de traspaso entre los bancos. En las figuras se logra apreciar que, salvo casos puntuales, el potencial de la pulpa al ingresar a la operación Rougher siempre encuentra bajo los  $-440$  [mV], cifras acordadas por la gente encargada de la operación.

Adicionalmente, a medida que se avanza en una misma línea Rougher, se observa que los potenciales disminuyen sutilmente y sin embargo, la varianza de estos valores no crece tanto en comparación a los datos de pH analizados.

Dado que las distribuciones de pH difieren en cada uno de los casos a las distribuciones de ORP, se deduce que la variación de potencial al interior de la celda es gobernada principalmente por la adición de los reactivos.

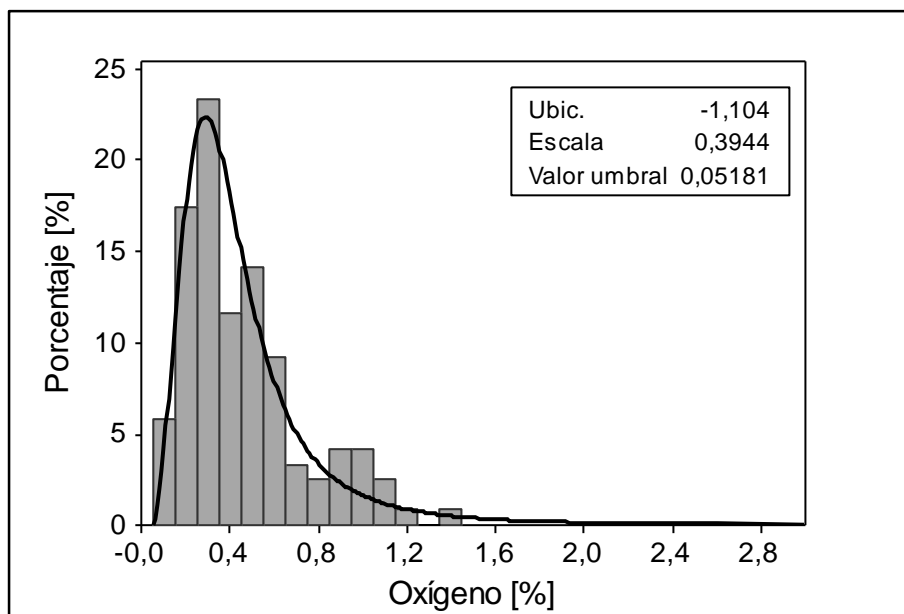
Otra variable importante a considerar en este trabajo es el contenido de oxígeno involucrado en la flotación; este gas no sólo aumenta el potencial de la pulpa, también genera la oxidación del ion sulfhidrato (Capítulo 2.4.5). Si bien el gas que ingresa a las celdas es en su mayoría nitrógeno, éste proviene desde una planta que absorbe aire desde la atmósfera y remueve su contenido de oxígeno, la eficiencia del proceso de esta planta no es un 100%.



**FIGURA 32:** FLUJO DE NITRÓGENO CONCENTRACIÓN DE OXÍGENO ALIMENTADO A PLANTA DE FLOTACIÓN

Tal como muestra la Figura 32, existe un pequeño porcentaje de oxígeno que ingresa al proceso de flotación. A medida que la Planta de Nitrógeno debe tratar mayores flujos de aire para generar más gas, el contenido de oxígeno aumenta considerablemente, llegando a cifras que sobrepasan el 1%.

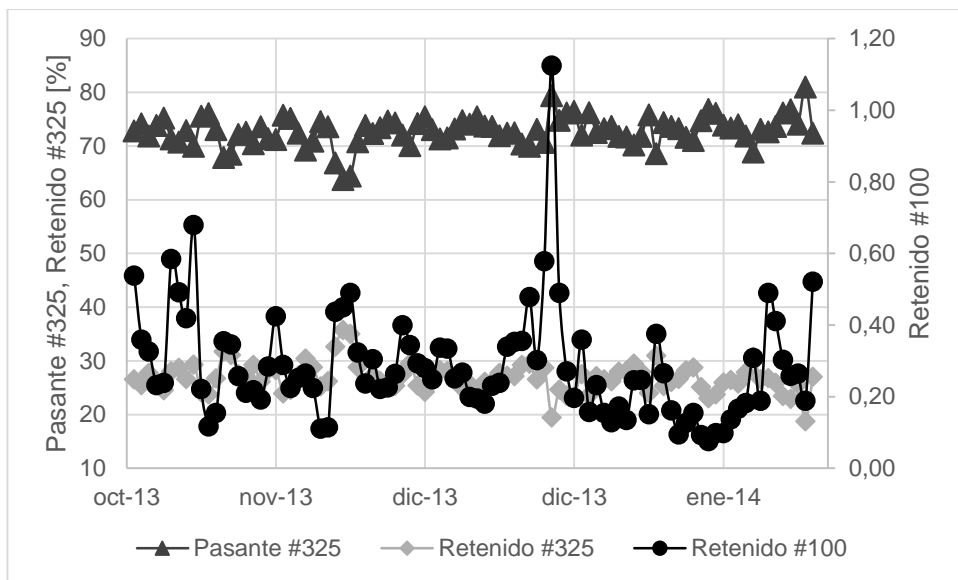
Los efectos negativos del oxígeno en la flotación selectiva conllevan que se busquen puntos de operación que minimicen la presencia de éste, tal como se observa en la Figura 33, donde la distribución busca inclinarse hacia la izquierda de la distribución. Los casos donde el contenido de oxígeno supera el 0,9% – 1% (puntos ubicados sobre la línea de distribución) indican que la Planta de Nitrógeno no está operando de una manera eficiente. De esta manera, de seguir la línea de tendencia de la Figura 32, se deberían evitar los flujos de nitrógeno superiores a los 2000 [Nm<sup>3</sup>/h].



**FIGURA 33:** DISTRIBUCIÓN DE CONTENIDO DE OXÍGENO EN EL GAS ALIMENTADO A LA PLANTA. AJUSTE REALIZADO CON DISTRIBUCIÓN LOGLOGÍSTICA DE 3 PARÁMETROS

#### 4.1.2 PERFIL GRANULOMÉTRICO

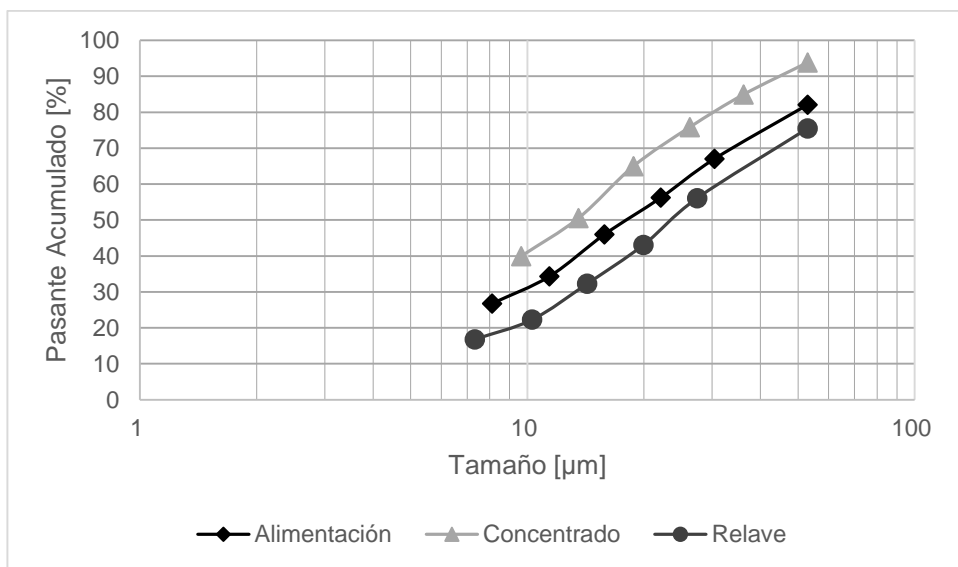
El mineral alimentado a la Planta de Flotación Selectiva es de tamaño fino debido a la remolienda al cual es sometido en la etapa colectiva. Esto conlleva que el mineral, en su mayoría, no mida más de 45 [µm], correspondiente al pasante de la malla N°325. En la Planta de Flotación es posible medir en línea el porcentaje másico del Concentrado Colectivo que se encuentra por sobre la malla N°100 y el pasante de la malla N°325. En la Figura 34 se observa como más de un 70% del mineral está bajo los 45 [µm], mientras que menos del 1% posee un tamaño superior a los 150 [µm] (mineral retenido de la malla N°100).



**FIGURA 34: GRANULOMETRÍA DEL CONCENTRADO COLECTIVO**

Dado que los relaves de primera limpieza se unen al concentrado colectivo para formar la alimentación (compuesta) a las celdas Rougher, se infiere que el tamaño de esta nueva alimentación es menor dado que las colas recirculadas se componen principalmente por un mineral más fino, pues proviene de ser flotado previamente

Para obtener las distintas fracciones de tamaño de la alimentación, concentrado y relave Rougher, se debió realizar un cyclosizing, llevado a cabo por la empresa ASMIN Industrial Ltda., que permitió además generar un perfil granulométrico de las fracciones ya mencionadas.



**FIGURA 35: DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA ALIMENTACIÓN, CONCENTRADO Y RELAVE ROUGHER**

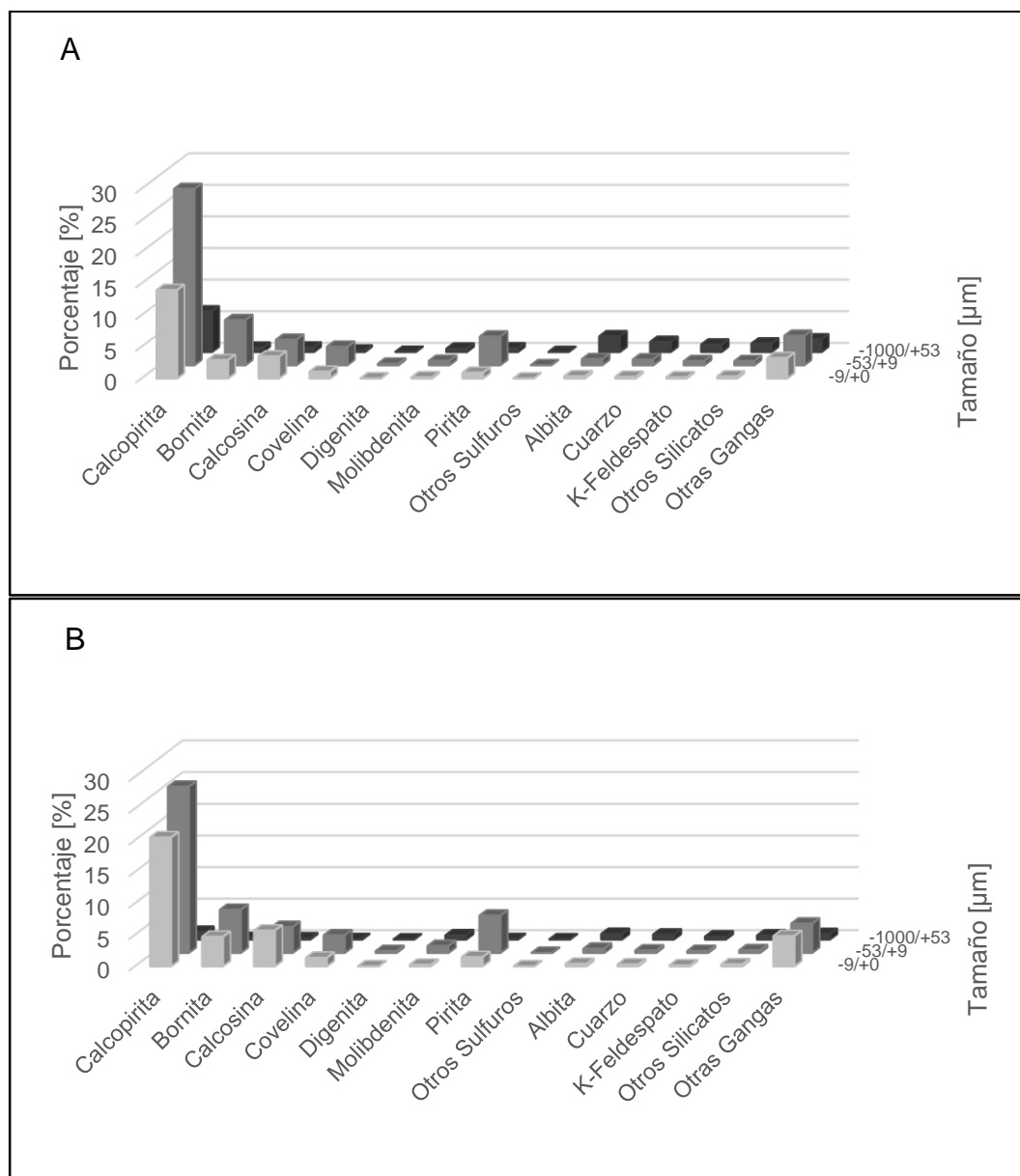
En la Figura 35 se puede destacar que el tamaño del mineral concentrado es menor al alimentado. En el primer caso el 80% del mineral se encuentra bajo los 30,4 [µm], mientras que la alimentación compuesta, en promedio un 80% del mineral se encuentra bajo los 49 [µm]. Este efecto es esperable, dado que en la flotación se busca recuperar

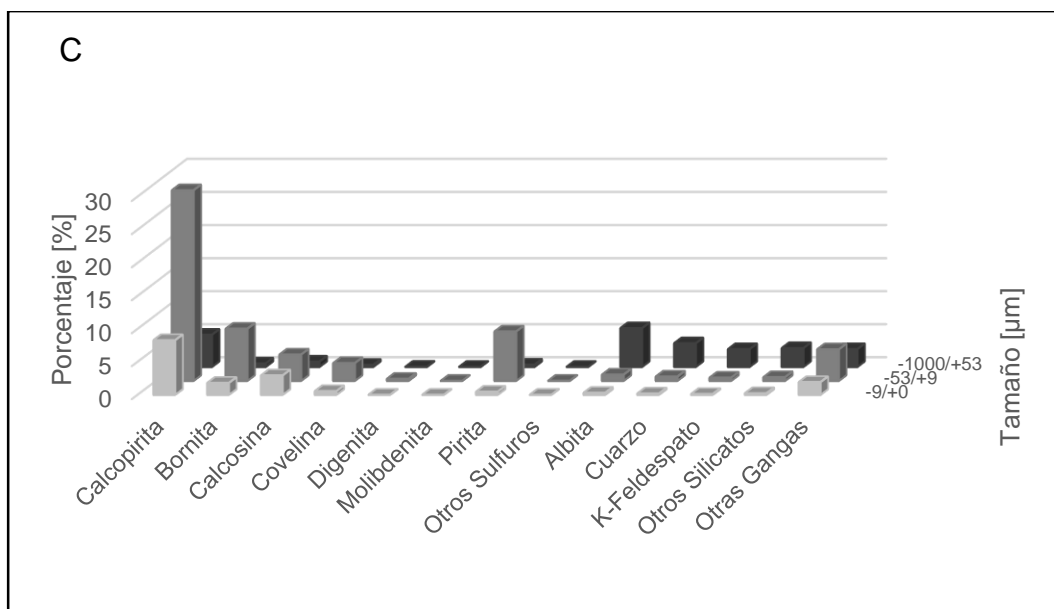


principalmente la molibdenita, la cual se encuentra en tamaños más finos al compararla con otras especies por sus diferencias en la dureza (Capítulo 2.1).

#### 4.1.3 ANÁLISIS MINERALÓGICO

Luego de efectuar el Cyclosizing y obtener las fracciones de tamaño descritas en el capítulo 3.2.1, se efectuó un análisis QEMSCAN por la empresa Somin SpA. Parte de los resultados se presentan en la Figura 36.





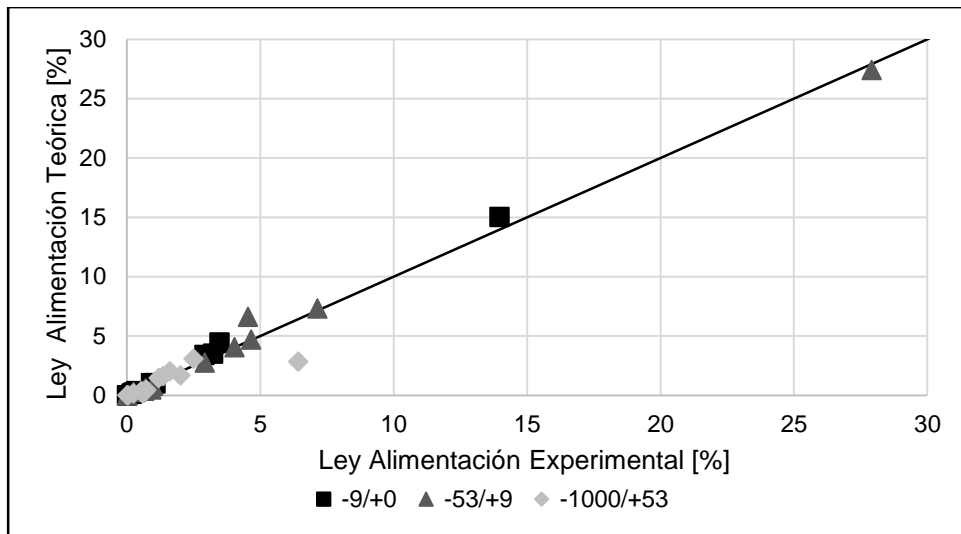
**FIGURA 36:** GRANULOMETRÍA DE CADA POR ESPECIE MINERAL. A: ALIMENTACIÓN ROUGHER; B: CONCENTRADO ROUGHER; C: RELAVE ROUGHER

En las gráficas de la Figura 36 se observa que la composición de la pulpa alimentada consiste principalmente en sulfuros de cobre, abarcando más del 70% del peso total de las especies observadas. Cabe señalar que casi un 28% de la muestra comprende calcopirita en un rango de tamaño entre los 9 y 53 [µm].

Al comparar la granulometría de alimentación con la de concentrado y relave Rougher se observa que los sulfuros de cobre y gangas (metálicas y no metálicas) disminuyen notoriamente su presencia en el concentrado para tamaños gruesos de partículas. Un 17,34% de la alimentación corresponde a partículas de cobre y gangas con un tamaño superior a 53 [µm], cifra que baja hasta un 5,44% en el concentrado Rougher. Caso contrario ocurre al comparar el relave, ya que la presencia de partículas finas (bajo los 9 [µm]) de sulfuros de cobre y gangas alcanza valores de un 16,84% y 26,63% en la composición del relave y alimentación Rougher, respectivamente.

Este fenómeno se debe principalmente a que los reactivos actúan de mejor forma sobre la superficie de partículas gruesas, generando una flotación más eficiente. Por otro lado, cuando se trata de partículas finas, gran parte de estas ascienden hasta la espuma por arrastre y no por la hidrofobicidad de su superficie.

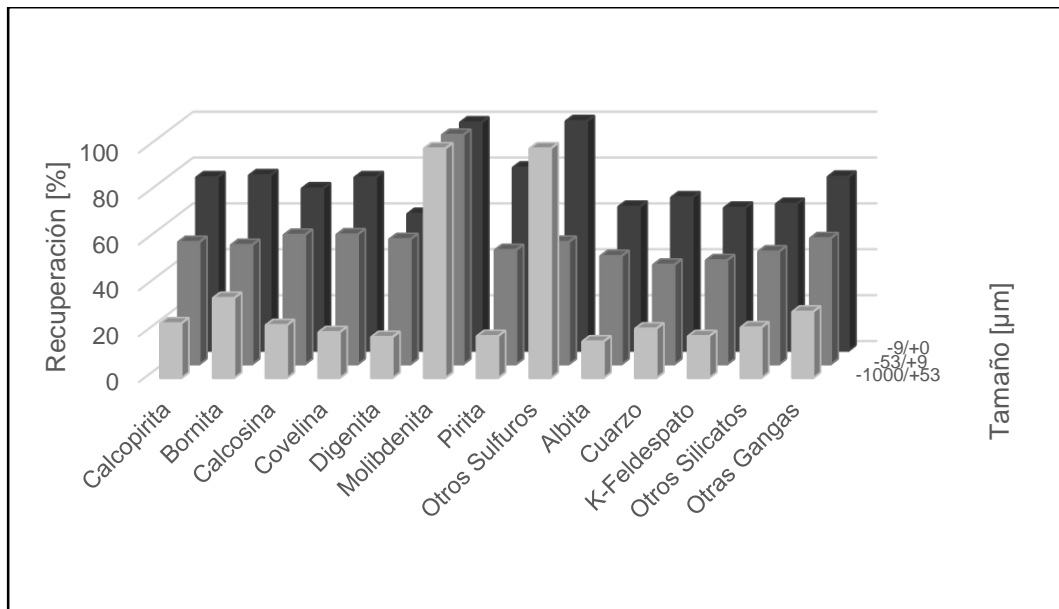
Para la reconciliación de datos se reconstruyó la alimentación de la flotación a partir de las leyes medidas en el concentrado y relave Rougher. Esto también requirió incorporar la razón entre las corrientes (concentrado/relave) del día en que se tomaron las muestras. Las diferencias entre las leyes reales (experimentales) y recalculadas (teóricas) de los distintos minerales identificados se presentan en la gráfica de paridad presentada en la Figura 37.



**FIGURA 37:** DIAGRAMA DE PARIDAD LEYES ALIMENTACIÓN ROUGHER

En esta gráfica la mayor variación observada corresponde a la ley de calcopirita correspondiente a la fracción gruesa de la alimentación, donde se midió experimentalmente una ley del 6,42% del total de la muestra, mientras que los cálculos solo otorgaron un 2,84%.

Luego de reconciliar los datos obtenidos en la microscopía y desarrollando los balances correspondientes fue posible calcular la recuperación de cada especie por rango de tamaño.



**FIGURA 38:** RECUPERACIÓN POR TAMAÑO DE ESPECIES MINERALES

En la Figura 38 se observa una buena separación para tamaños gruesos de partículas, pues no solo se recupera de buena forma la molibdenita, sino también es posible descartar por los relaves grandes cantidades de los minerales restantes.

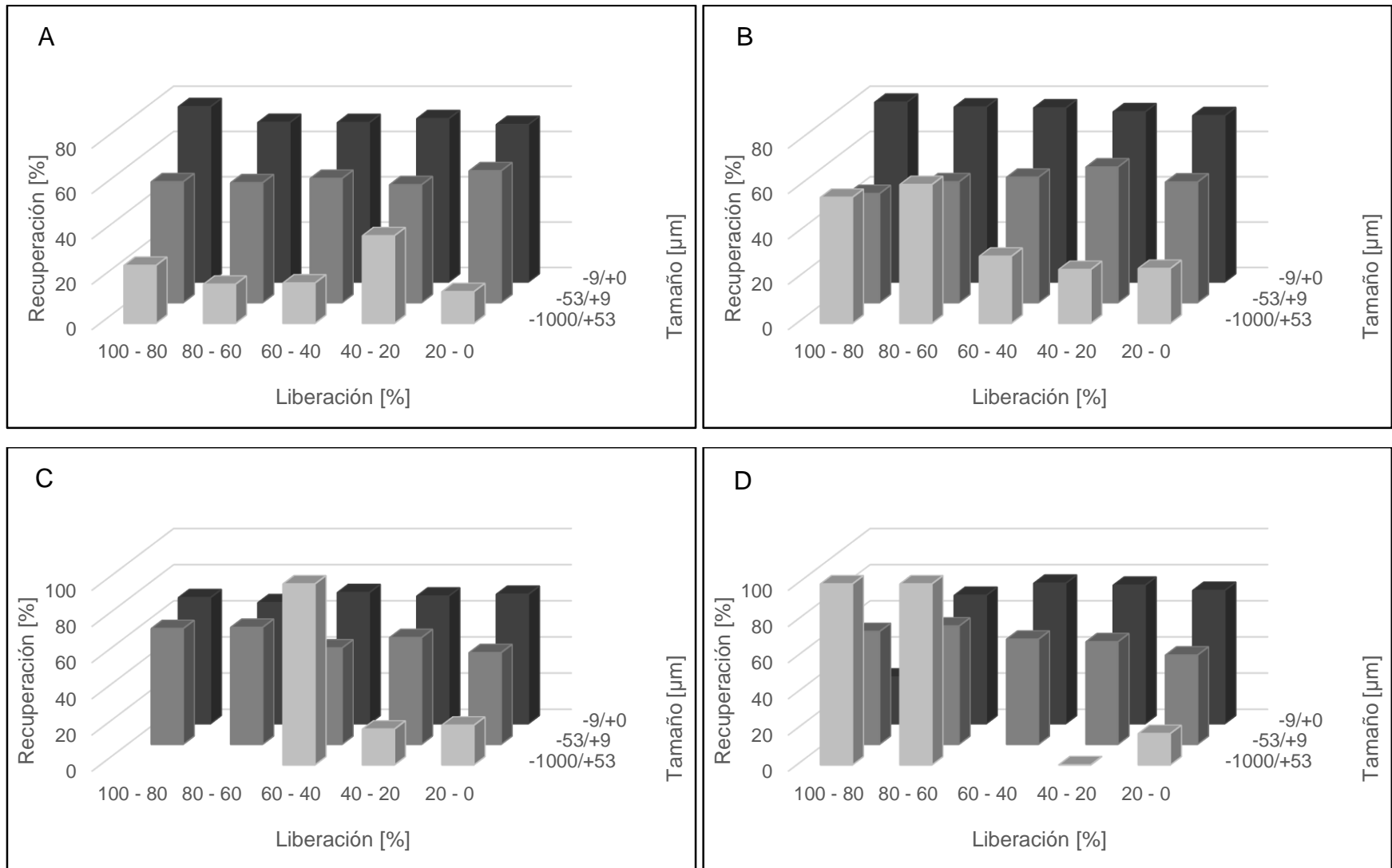
Sin embargo, a medida que los tamaños de los minerales son cada vez más finos, es difícil controlar la selectividad del proceso por las razones mencionadas anteriormente: la menor eficiencia de los reactivos y el arrastre de partículas finas.

Para estudiar de mejor forma el comportamiento de los principales minerales involucrados, se procedió a calcular la recuperación de éstas en función del tamaño de partícula y la liberación de las especies de interés.

Según las gráficas expresadas en la Figura 39, cuando es mayor el tamaño de los minerales de cobre es más eficiente la separación de las especies por medio de la flotación. Sin embargo, a medida que las partículas se vuelven cada vez más finas, la selectividad de la flotación pierde efecto, pues gran parte de los minerales son recuperados por arrastre. Esto también se confirma al observar que la recuperación para un tamaño fino, o intermedio, con distintos grados de liberación es prácticamente idéntica.

De todas maneras estos resultados entregan antecedentes de que existe un potencial mejoramiento en la flotación. Como muestra la Figura 39, hay especies de cobre sobre los 53  $\mu\text{m}$  que podrían descartarse por los relaves si el depresante empleado ( $\text{NaSH}$ ) lograra reaccionar en su superficie, especialmente cuando el grado de liberación del mineral es alto. Esto no solo permitiría obtener un concentrado Rougher con mayor ley de Mo, sino que disminuiría las recirculaciones dentro de la planta y aumentaría la eficiencia del proceso.

En cuanto a la asociación de las 4 especies minerales de cobre analizadas, el reporte de mineralogía determinó que cada una de ellas se encuentra en su mayoría libre o bien asociada a otro mineral de cobre; sólo una pequeña parte de estos minerales se visualizó asociada a otras gangas, cifra que tiende a aumentar a medida que el tamaño del mineral es mayor. Esta tendencia hace claro sentido con una de las finalidades que tiene la molienda (obtener una mayor liberación del mineral a medida que éste es más fino), por lo que es esperable que para tamaños grandes del mineral existan mayores asociaciones a gangas.

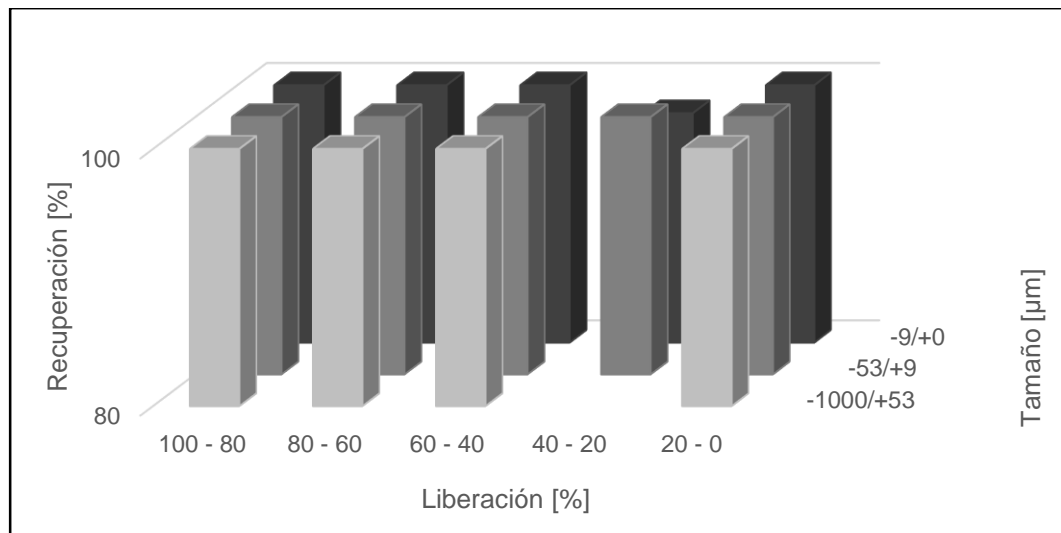


**FIGURA 39: RECUPERACIÓN POR TAMAÑO Y LIBERACIÓN DE LOS MINERALES DE COBRE. A: RECUPERACIÓN DE CALCOPIRITA; B: RECUPERACIÓN DE BORNITA; C: RECUPERACIÓN DE CALCOPIRITA; D: RECUPERACIÓN DE COVELINA**

Adicionalmente, tal como se observa en la Figura 40, la molibdenita presenta altos índices de recuperación en distintos rangos de tamaño y liberación, salvo algunos casos excepcionales; específicamente la fracción más fina con una liberación entre el 20 y 40%.

Al obtener la molibdenita desde de los concentrados, corresponde estudiar este mineral que se descartó por los relaves. Según el reporte entregado por Somin SpA., la molibdenita presente en los relaves con un tamaño menor a 9 [µm] se encuentra en su mayoría asociada a otras gangas, posiblemente diseminada, lo cual torna muy difícil su recuperación.

Esta microscopía permitió determinar además, que tanto la molibdenita alimentada como la obtenida desde los concentrados se encuentran libre dentro de la pulpa; sólo una fracción menor, que aumenta para tamaños de granos más finos, se asocia a otras gangas.



**FIGURA 40: RECUPERACIÓN POR TAMAÑO Y LIBERACIÓN DE LA MOLIBDENITA**

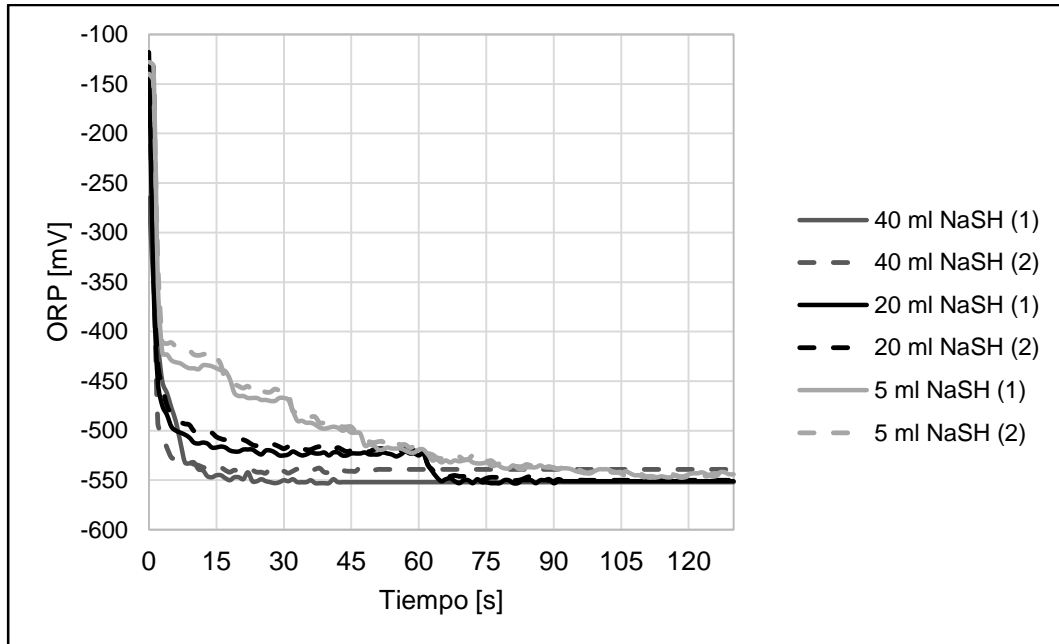
## 4.2 PRUEBAS EN LABORATORIO DE HIDROMETALURGIA

Luego de acondicionar la solución inicial hasta un pH 6, se procedió agregando depresante en distintas proporciones. Al notar que 40 [ml] de NaSH (solución al 21%) permitía que el ORP de la muestra bajara a un potencial inferior a los -530 [mV], se procedió a establecer 3 casos:

- Agregar 40 [ml] de NaSH solamente al inicio de la prueba.
- Dosificar inicialmente la solución con 20 [ml] de NaSH, y al cabo de 60 [s] se agregar los restantes 20 [ml].
- Adicionan 5 [ml] de NaSH cada 15 [s] hasta completar un total de 40 [ml].

La variación del potencial de la solución mineral filtrada se representa en la Figura 41 (detalle de resultados en Anexo D). En ella se observa que la reducción del ORP se realiza de manera rápida y solo toma un par de segundos hasta llegar a un valor estable. Adicionalmente, la variación del potencial es de forma exponencial, donde sólo se requieren 5 [ml] del reactivo para bajar los -400 [mV], aunque para llegar hasta los -530 [mV] se necesitaron alrededor de 25 [ml] de la solución de NaSH al 21% en volumen (Tabla 12).

Otro punto que llama la atención, es que independientemente si la adición se realiza en un solo instante, o se divide en el tiempo, el potencial final al cual llega la solución mineral es de un valor similar.



**FIGURA 41:** VARIACIÓN ORP DE SOLUCIÓN MINERAL FILTRADA

Al replicar los procedimientos de adición de NaSH en agua destilada, se obtuvo una variación de ORP que se representa en la Figura 42. En estas pruebas también se observan los mismos fenómenos vistos en las pruebas con solución mineral: una reducción exponencial del ORP al agregar depresante, alcanzando un valor estable en pocos segundos, y la intrascendencia del método de dosificación si solo se considera el potencial final alcanzado.

Ahora bien, la gran diferencia entre estos dos sets de pruebas radica en que las pruebas donde se emplea el agua destilada alcanza un potencial inferior al de solución mineral en todo momento, diferencia que ronda, en promedio, por los 30 [mV]. Esta acotación se observa de mejor manera en la Figura 43, donde se esquematiza la variación de potencial de la solución mineral filtrada y el agua destilada al agregar 5 [ml] de NaSH cada 15 [s].

Si se desearan alcanzar los -530 [mV] en las distintas soluciones, interpolando los valores obtenidos se necesitaría para los casos de solución mineral y agua destilada de 24 y 18 [ml] de NaSH, respectivamente. En resumidas cuentas, la solución filtrada que ingresa a flotación selectiva requiere de un 25% más del depresante solamente para alcanzar el potencial predeterminado.

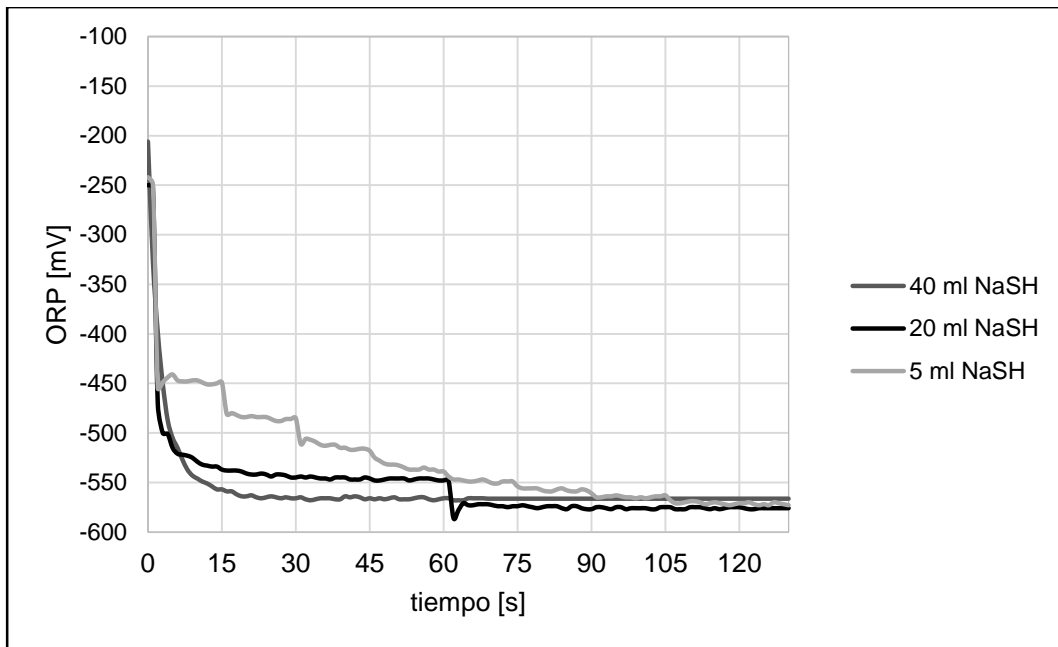


FIGURA 42: VARIACIÓN ORP DE AGUA DESTILADA

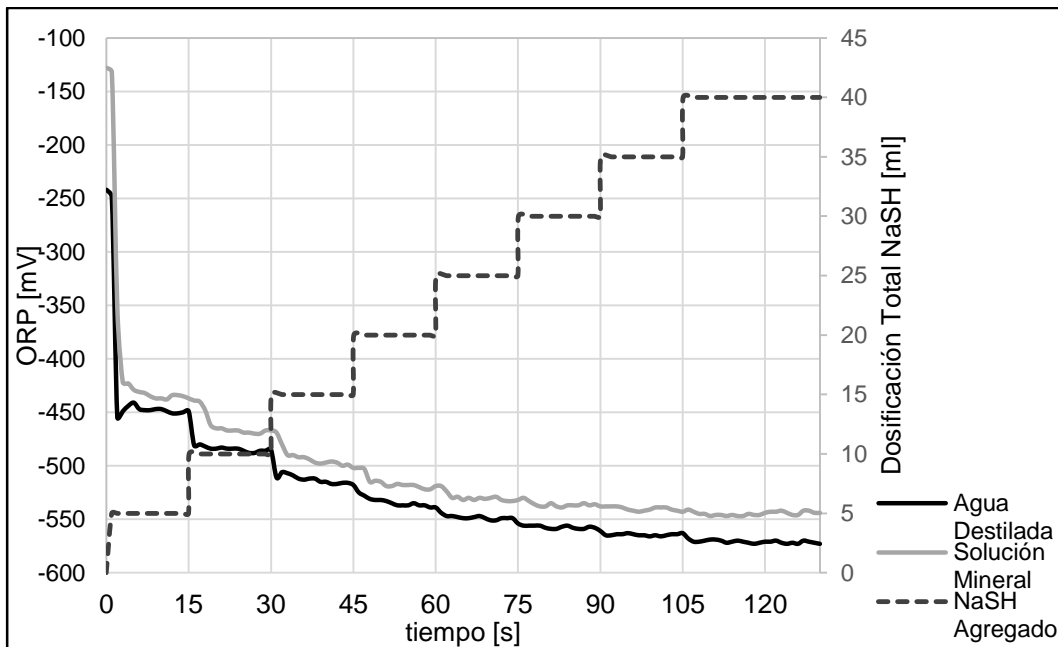
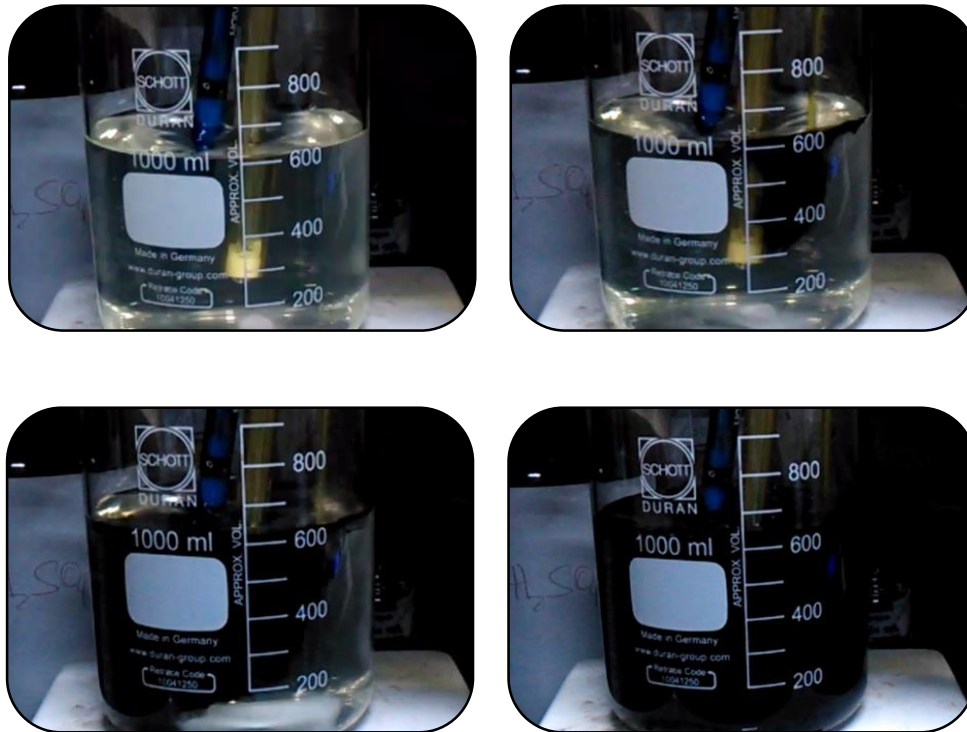


FIGURA 43: VARIACIÓN ORP DE SOLUCIÓN MINERAL Y AGUA DESTILADA AL AGREGAR NaSH EN DOSIS DE 5 [ML]

Otro fenómeno observado durante estas pruebas, es que al momento de entrar en contacto el depresante con la solución mineral, esta última pasa de un aspecto incoloro a tomar un color negro intenso con ciertas tonalidades verde oscuro. Este suceso se esquematiza en la Figura 44, donde se observa que a medida que el NaSH se va mezclando en la solución, ésta va cambiando rápidamente de color.





**FIGURA 44:** CAMBIO DE COLOR EN SOLUCIÓN MINERAL AL AGREGAR NaSH

Adicionalmente, al finalizar cada prueba con la solución mineral filtrada, se observó la generación de sólidos en suspensión que fueron precipitando a medida que se detuvo la agitación de la mezcla. Para lograr recuperar y analizar el precipitado se debió utilizar una centrifuga que permitiera separar de mejor manera los sólidos de la solución y luego descartar el sobrenadante. El producto obtenido, de color negro, se secó a 30°C por 72 horas, alcanzando un color gris (ver Figura 45).



**FIGURA 45:** MATERIAL PRECIPITADO POR ADICIÓN DE NaSH EN SOLUCIÓN MINERAL

Este material precipitado se sometió a un análisis de barrido ICP en el laboratorio Andes Analytical Assay, el cual determinó la presencia mayoritaria de elementos como azufre, manganeso y magnesio (Tabla 20).

Cuando se realizaron las pruebas con agua destilada no se presencié un cambio de color en la solución, ni mucho menos la precipitación de sólidos durante el experimento.

**TABLA 20: ANÁLISIS ICP DE MATERIAL PRECIPITADO**

Elemento	Contenido [%]	Elemento	Contenido [ppm]
<b>S</b>	> 10,00	<b>Mn</b>	> 10000
<b>Mg</b>	9,47	<b>Zn</b>	854
<b>Na</b>	> 5,00	<b>Cu</b>	647
<b>Fe</b>	3,96	<b>Sr</b>	159
<b>Ca</b>	2,52	<b>Ni</b>	54
<b>K</b>	0,18	<b>Tl</b>	48
<b>Al</b>	< 0,01	<b>Co</b>	46
<b>Ti</b>	< 0,01	<b>Ta</b>	35
		<b>Ag</b>	33
		<b>P</b>	33
		<b>Pb</b>	16

### 4.3 PRUEBAS DE FLOTACIÓN

Las pruebas de flotación fueron llevadas a cabo en el laboratorio metalúrgico de ASMIN Industrial Ltda. Las muestras se recibieron y fueron medidas (temperatura, pH y ORP) el día 17 de febrero por dicho laboratorio.

**TABLA 21: CONDICIONES DE MUESTRAS MINERALES DE LA PLANTA DE MOLIBDENO**

Muestra	pH	T [°C]	ORP [mV]
<b>Alimentación Compuesta</b>	5,78	27,6	-99,3
<b>Concentrado Colectivo</b>	9,32	27,6	-52,8
<b>Relave 1ª Limpieza</b>	10,29	26,9	-331,3

Luego de medir las condiciones de las muestras, estas fueron almacenadas para realizar posteriormente las pruebas de flotación. Dichos experimentos se realizaron en una celda Denver de 2,3 [l] de capacidad. Debido a la espuma observada durante los experimentos se decidió prescindir del espumante NALCO en todas las pruebas de flotación.

#### 4.2.1 IMPACTO DE LA CONCENTRACIÓN DE O<sub>2</sub> EN LA FLOTACIÓN

Dado que la presencia de oxígeno en la flotación selectiva genera ciertos problemas (ver Capítulo 2.4.5), este set de pruebas tiene por finalidad evaluar cómo afecta su presencia en la recuperación de los minerales y el consumo de NaSH. Aunque el laboratorio contaba con la posibilidad de agregar más de un tipo de gas flotante (regulados por un flujómetro), dadas las pequeñas concentraciones de oxígeno requeridas, se debió solicitar especialmente de cilindros que contuvieran la composición de gases necesarias para las pruebas de flotación; así, se dispuso de 4 cilindros con un 0%, 1%, 5% y 21% de oxígeno.

En la Tabla 22 y Tabla 23 se resumen los principales valores obtenidos de la flotación de las especies de molibdeno y cobre, respectivamente. Se debe mencionar que se muestran las leyes y recuperaciones parciales de sólo dos periodos: 10 y 25 minutos. El primer caso se debe a que la recuperación en este momento alcanza un valor similar al obtenido en planta (etapa Rougher), mientras que el segundo corresponde al último

concentrado según protocolo. Los resultados de la flotación de laboratorio están disponible en el Anexo E.

**TABLA 22: CINÉTICA DE FLOTACIÓN PARA Mo EN PRUEBAS CON VARIACIÓN DE OXÍGENO**

Prueba	Condición (Contenido O <sub>2</sub> )	Ley Cabeza Mo [%]		Ley Mo, [%]		Rec. Mo, [%]	
		Calculada	Analizada	10'	25'	10'	25'
P-1	0% O <sub>2</sub>	1,200	1,080	8,77	5,90	93,98	97,93
P-1D	0% O <sub>2</sub>	0,863	1,036	7,24	4,31	90,59	97,39
P-2	1% O <sub>2</sub>	1,072	1,150	9,40	5,87	93,34	97,70
P-2D	1% O <sub>2</sub>	1,052	0,927	9,05	5,43	92,56	97,76
P-3	5% O <sub>2</sub>	1,097	1,031	7,03	5,04	94,17	98,21
P-3D	5% O <sub>2</sub>	1,004	1,055	6,56	4,79	94,04	98,02
P-4	21% O <sub>2</sub>	1,061	1,090	4,76	3,86	92,15	98,00
P-4D	21% O <sub>2</sub>	0,909	0,965	4,89	3,68	90,21	97,66

**TABLA 23: CINÉTICA DE FLOTACIÓN PARA Cu EN PRUEBAS CON VARIACIÓN DE OXÍGENO**

Prueba	Condición (Contenido O <sub>2</sub> )	Ley Cabeza Cu [%]		Ley Cu, [%]		Rec. Cu, [%]	
		Calculada	Analizada	10'	25'	10'	25'
P-1	0% O <sub>2</sub>	33,18	33,60	26,97	29,47	10,45	17,68
P-1D	0% O <sub>2</sub>	33,71	33,50	29,50	31,66	9,46	18,32
P-2	1% O <sub>2</sub>	33,78	33,80	27,06	29,53	8,53	15,59
P-2D	1% O <sub>2</sub>	33,41	33,50	28,10	30,45	9,05	17,26
P-3	5% O <sub>2</sub>	33,44	33,60	28,82	29,89	12,67	19,11
P-3D	5% O <sub>2</sub>	33,42	33,70	28,46	29,62	12,25	18,22
P-4	21% O <sub>2</sub>	33,45	33,50	28,60	29,24	17,56	23,54
P-4D	21% O <sub>2</sub>	33,34	33,70	28,08	29,07	14,11	21,02

Para comparar las velocidades de flotación de las especies en los distintos casos desarrollados, se realizó un ajuste según el modelo de Klimpel (Tabla 24). Para ello se asume que el cobre recuperado proviene desde sólo un tipo de mineral.

**TABLA 24: AJUSTE CON MODELO KLIMPEL PARA Cu Y Mo EN PRUEBAS CON VARIACIÓN DE O<sub>2</sub>**

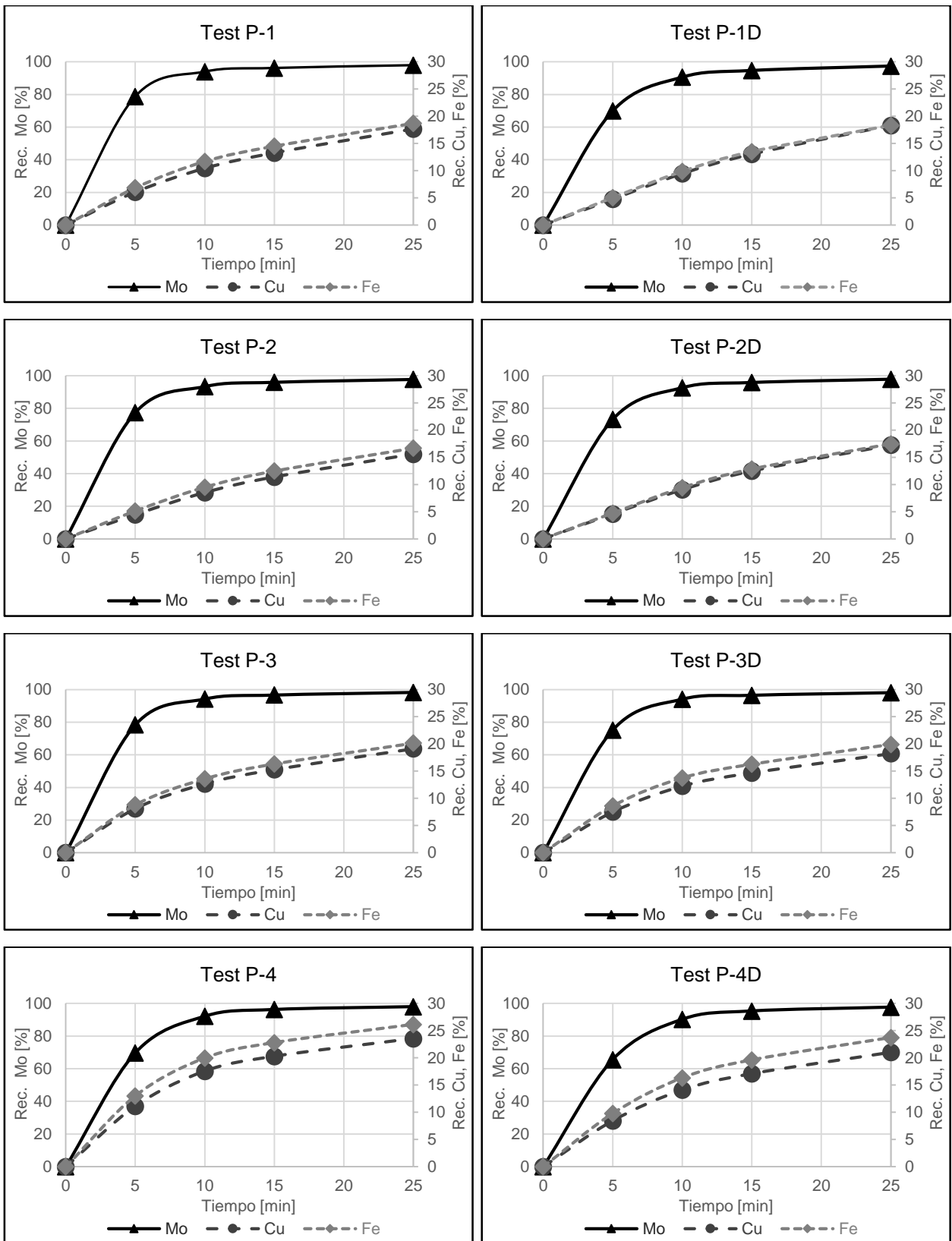
Prueba	Condición (Contenido O <sub>2</sub> )	Molibdeno		Cobre	
		k [min <sup>-1</sup> ]	R <sub>∞</sub> [%]	k [min <sup>-1</sup> ]	R <sub>∞</sub> [%]
P-1	0% O <sub>2</sub>	1,08	100	0,10	27,32
P-1D	0% O <sub>2</sub>	0,75	100	0,06	39,76
P-2	1% O <sub>2</sub>	1,01	100	0,07	28,98
P-2D	1% O <sub>2</sub>	0,86	100	0,06	35,60
P-3	5% O <sub>2</sub>	1,08	100	0,16	24,92
P-3D	5% O <sub>2</sub>	0,95	100	0,16	23,98
P-4	21% O <sub>2</sub>	0,78	100	0,22	28,73
P-4D	21% O <sub>2</sub>	0,67	100	0,16	28,01

Con el ajuste de Klimpel, se observa que la velocidad de recuperación de Mo es, en promedio, unas 10 veces mayor al cobre. Pese que la recuperación máxima de molibdeno es del 100% según el modelo, debe acotarse que en la práctica no sucedería, y el sólo

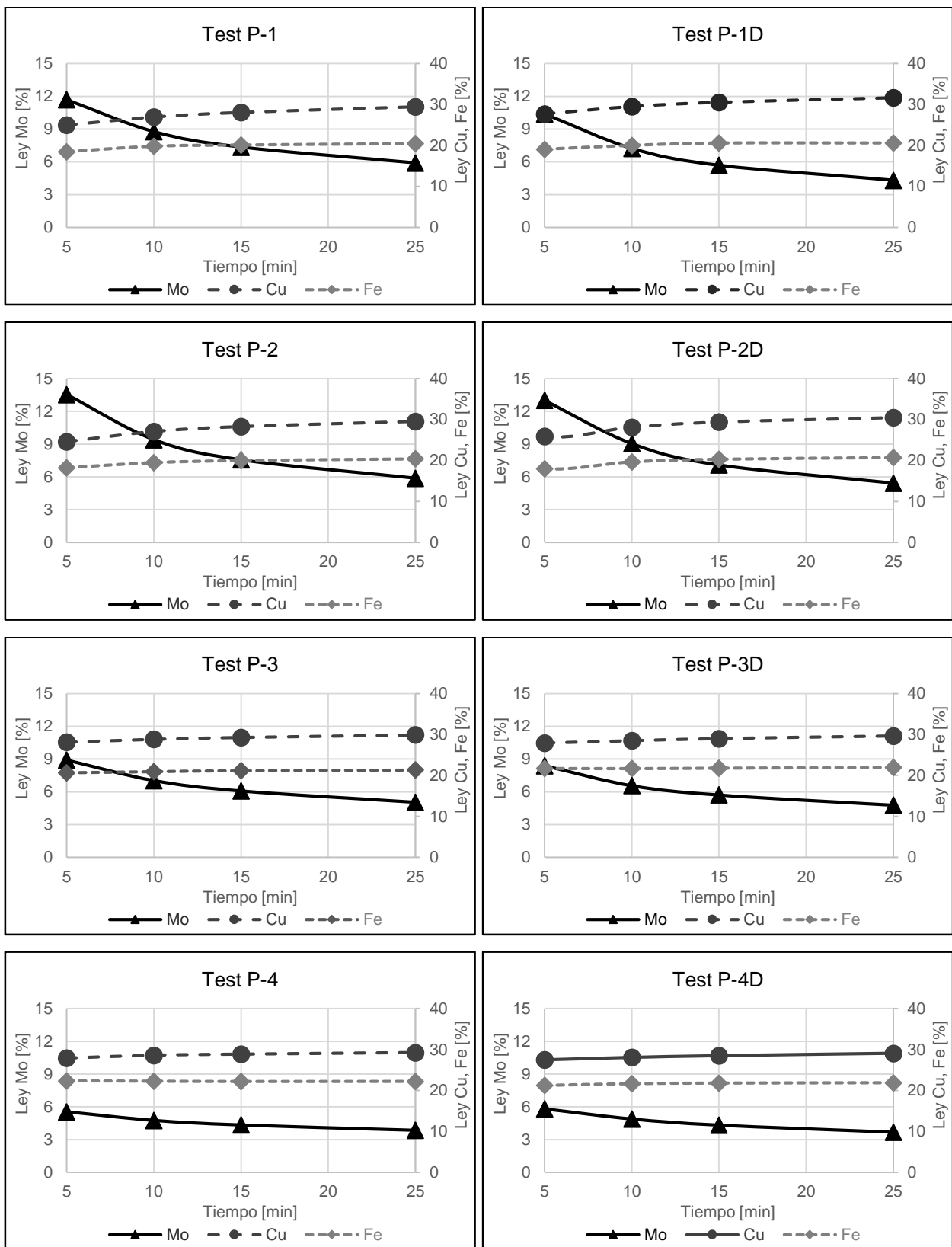
hecho de seguir maximizando la recuperación implica disminuir notoriamente la ley de Mo en el concentrado. Lo anterior se observa en la Tabla 22, donde incrementar solo un 4% la recuperación de Mo (flotando por otros 15 min), conllevó disminuir casi un 40% el contenido de este elemento en el producto final.

Adicionalmente, se observa que a medida que aumenta el contenido de oxígeno del gas flotante, la constante cinética (k) de la recuperación del molibdeno decae gradualmente, mientras que la constante cinética del cobre aumenta (Tabla 24), aumentando el contenido de cobre en el concentrado.

Para representar los resultados de este set de pruebas de una manera más esquemática, se desarrollaron las gráficas de las recuperaciones en el tiempo del Cu, Fe y Mo (Figura 46). También se presentan las variaciones de leyes de los concentrados obtenidos durante la flotación (Figura 47), y la razón de enriquecimiento de los elementos analizados (Tabla 25).



**FIGURA 46: RECUPERACIONES ANTE UNA VARIACIÓN DE O<sub>2</sub> DEL GAS FLOTANTE. CONDICIONES: TEST P-1 Y P-1D CON 0% DE O<sub>2</sub>, TEST P-2 Y P-2D CON 1% DE O<sub>2</sub>, TEST P-3 Y P-3D CON 5% DE O<sub>2</sub>; TEST P-4 Y P-4D CON 21% O<sub>2</sub>**



**FIGURA 47: ENRIQUECIMIENTO DE LOS CONCENTRADOS ANTE UNA VARIACIÓN DE O<sub>2</sub> DEL GAS FLOTANTE. CONDICIONES: TEST P-1 Y P-1D CON 0% DE O<sub>2</sub>, TEST P-2 Y P-2D CON 1% DE O<sub>2</sub>, TEST P-3 Y P-3D CON 5% DE O<sub>2</sub>; TEST P-4 Y P-4D CON 21% O<sub>2</sub>**

**TABLA 25: RAZÓN DE ENRIQUECIMIENTO ANTE UNA VARIACIÓN DE O<sub>2</sub> DEL GAS FLOTANTE**

Prueba	Condición (Contenido O <sub>2</sub> )	Razón de Enriquecimiento					
		Mo		Cu		Fe	
		10'	25'	10'	25'	10'	25'
<b>P-1</b>	0% O <sub>2</sub>	7,31	4,92	0,81	0,89	0,91	0,94
<b>P-1D</b>	0% O <sub>2</sub>	8,38	4,99	0,88	0,94	0,91	0,94
<b>P-2</b>	1% O <sub>2</sub>	8,77	5,48	0,80	0,87	0,89	0,94
<b>P-2D</b>	1% O <sub>2</sub>	8,60	5,16	0,84	0,91	0,88	0,92
<b>P-3</b>	5% O <sub>2</sub>	6,41	4,59	0,86	0,89	0,92	0,94
<b>P-3D</b>	5% O <sub>2</sub>	6,54	4,77	0,85	0,89	0,96	0,97
<b>P-4</b>	21% O <sub>2</sub>	4,49	3,64	0,86	0,87	0,97	0,97
<b>P-4D</b>	21% O <sub>2</sub>	5,38	4,05	0,84	0,87	0,97	0,98

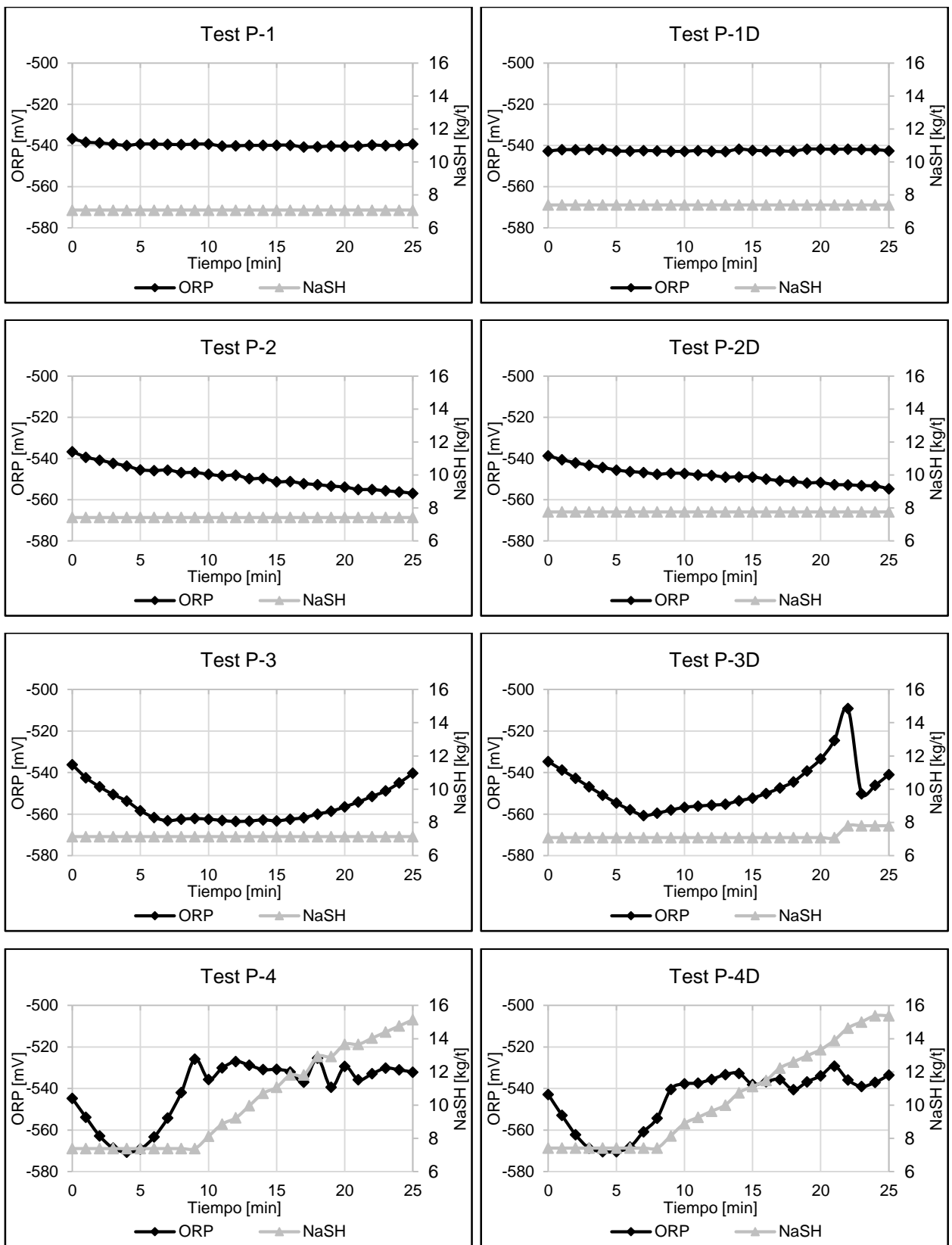
Tal como se muestra desde la Tabla 22 hasta la Tabla 25 y en la Figura 47, mayor oxígeno en la flotación genera que las leyes de los concentrados finales varíen sustancialmente, afectando negativamente la calidad del producto de molibdeno. La presencia de este gas en flotación de molibdeno, provoca que el potencial de la pulpa aumente en el tiempo, afectando las reacciones superficiales que remueven el colector de los sulfuros de cobre y hierro. Para contrarrestar este efecto, fue necesario agregar depresante en avance durante la prueba con el objetivo de tener un potencial siempre menor a los -530 [mV]. Los consumos de NaSH y variaciones de ORP se presentan en la Figura 48.

En la Figura 48 se aprecia que en ausencia de oxígeno (P-1 y P-1D) el potencial de la pulpa se mantuvo prácticamente constante, por lo que no fue necesario agregar depresante después del acondicionamiento. Sin embargo, cuando el gas flotante contenía oxígeno, el potencial de la pulpa, requiriendo la adición de NaSH en avance para mantener el potencial ya establecido.

Al analizar la variación de ORP del test P-2 y P-2D se observa que este disminuyó a lo largo de la prueba. Este fenómeno se presenta dado que la cantidad de depresante empleada en el acondicionamiento fue mayor a la requerida para alcanzar el potencial de -530 [mV], por lo cual al avanzar la prueba el sulfhidrato de sodio, agregado en exceso, siguió disminuyendo el potencial de la pulpa. El hecho de que el gas flotante solo contuviera un 1% de O<sub>2</sub> no provocó una rápida oxidación de la mezcla.

Dado lo anterior se obtuvieron mejores razones de enriquecimiento en las pruebas P-2 y P-2D que en el caso estándar (P-1 y P-1D); el operar en menores rangos de potencial favoreció aún más la acción de NaSH sobre la superficie de los minerales de cobre y hierro, aumentando la ley de Mo de los concentrados.

En los casos que el gas flotante contuvo 5% de O<sub>2</sub> (P-3 y P-3D) y 21% de O<sub>2</sub> (P-4 y P-4D) se observó un aumento progresivo del potencial de la pulpa. Al igual que en las pruebas P-2 y P-2D, una adición en exceso de NaSH provocó que el potencial disminuyera los primeros minutos de la prueba para luego aumentar hasta que fue necesario agregar NaSH en avance. Cuando el contenido de O<sub>2</sub> fue mayor, la oxidación de la pulpa ocurrió más rápidamente.



**FIGURA 48:** VARIACIÓN DE ORP Y CONSUMO DE NaSH DURANTE LA FLOTACIÓN. CONDICIONES: TEST P-1 Y P-1D CON 0% DE O<sub>2</sub>, TEST P-2 Y P-2D CON 1% DE O<sub>2</sub>, TEST P-3 Y P-3D CON 5% DE O<sub>2</sub>; TEST P-4 Y P-4D CON 21% O<sub>2</sub>



La oxidación de la pulpa por el oxígeno en el gas flotante afectó significativamente la función del depresante. Estos sucesos se aprecian con mayor claridad al comparar los resultados de los casos P-3 y P-4, y sus respectivos duplicados, con el caso estándar (P-1). En estos casos se observa que la razón de enriquecimiento de Mo llega a disminuir a casi un 50% del valor obtenido en la prueba estándar.

El haber agregado NaSH a lo largo de las pruebas fue la principal causa de que las leyes de Cu y Fe de los concentrados no variaran aún más entre cada test. De no haber dosificado en avance con el sulfhidrato de sodio, probablemente la desorción de los colectores desde la superficie de las especies de cobre y hierro no habría sido la suficiente para impedir que la mayor parte de estos minerales flotaran junto a la molibdenita, afectando el rendimiento de la flotación. Los consumos de depresante agregados en el acondicionamiento y en avance se señalan en la Tabla 26.

**TABLA 26: CONSUMOS DE FLOTACIÓN EN PRUEBAS CON VARIACIÓN DE OXÍGENO**

Prueba	Condición (Contenido O <sub>2</sub> )	Insumos				
		Agua [l]	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> [kg/t min]	NaSH [kg/t min]		
				Acond.	Avance	Total
P-1	0% O <sub>2</sub>	2,0	0,0	7,08	0,00	7,08
P-1D	0% O <sub>2</sub>	0,9	0,0	7,40	0,00	7,40
P-2	1% O <sub>2</sub>	1,8	0,0	7,42	0,00	7,42
P-2D	1% O <sub>2</sub>	1,9	0,0	7,76	0,00	7,76
P-3	5% O <sub>2</sub>	1,9	0,0	7,14	0,00	7,14
P-3D	5% O <sub>2</sub>	1,9	0,0	7,08	0,71	7,79
P-4	21% O <sub>2</sub>	2,0	0,0	7,39	7,76	15,14
P-4D	21% O <sub>2</sub>	2,0	0,0	7,41	7,97	15,38

En esta tabla se ve como aumenta considerablemente el consumo total de NaSH a medida que se incrementa el contenido de O<sub>2</sub> en el gas flotante. También se observa como en la prueba P-2 y P-2D se utilizó una mayor cantidad de depresante en el acondicionamiento en comparación al caso estándar, lo cual incidió en que el potencial de la pulpa disminuyera durante los 25 minutos de flotación (Figura 48).

#### 4.2.2 IMPACTO DE RECIRCULACIÓN DE RELAVES DE 1ª LIMPIEZA EN LA FLOTACIÓN

Los relaves de la primera limpieza contienen un alto contenido de molibdeno al ser un producto que ya ha sido flotado en la etapa Rougher. Por este motivo, estas colas son recirculadas en los espesadores de cabeza TK-10 y TK-12; sin embargo, esta pulpa se caracteriza por otro rasgo interesante.

Al haber pasado estos los relaves por las etapas Rougher y de 1ª Limpieza, cada una sometida a adición de NaSH, esta pulpa contiene un gran cantidad de iones HS<sup>-</sup> disueltos, razón que explica su bajo potencial, el cual alcanza valores inferiores a los -400 [mV] en mediciones realizadas.

El hecho de recircular estos relaves hacia los espesadores de cabeza genera una fuerte oxidación de la pulpa al exponerse al medio ambiente. Adicionalmente, la presencia de HS<sup>-</sup> residuales puede verse afectada en la etapa de acidulación, dado que estos iones pueden reaccionar con el ácido sulfúrico, generando gas sulfhídrico. Por este motivo, se

estudiaron alternativas de recirculación que permitan aprovechar el bajo potencial que presentan las colas de la 1ª Limpieza.

Los resultados de las pruebas de flotación se presentan en la Tabla 27 y Tabla 28, mientras que las constantes de estas pruebas, según el modelo de Klimpel, se resumen en la Tabla 29.

**TABLA 27: CINÉTICA DE FLOTACIÓN PARA Mo EN PRUEBAS DE RECIRCULACIÓN DE RELAVES**

Prueba	Condición (Recirc. Relaves)	Ley Cabeza Mo [%]		Ley Mo, [%]		Rec. Mo, [%]	
		Calculada	Analizada	10'	25'	10'	25'
P-5	A TK-10	0,941	0,980	8,70	5,73	96,77	98,57
P-5D	A TK-10	0,877	0,964	9,06	5,74	96,29	98,35
P-6	A ST-17	1,180	1,140	8,86	6,13	96,82	98,56
P-6D	A ST-17	0,901	0,970	8,11	5,13	95,30	97,98
P-7	Aguas a ST-17	1,037	1,033	8,47	6,28	97,80	98,79
P-7D	Aguas a ST-17	1,033	1,033	7,01	5,29	90,82	95,19

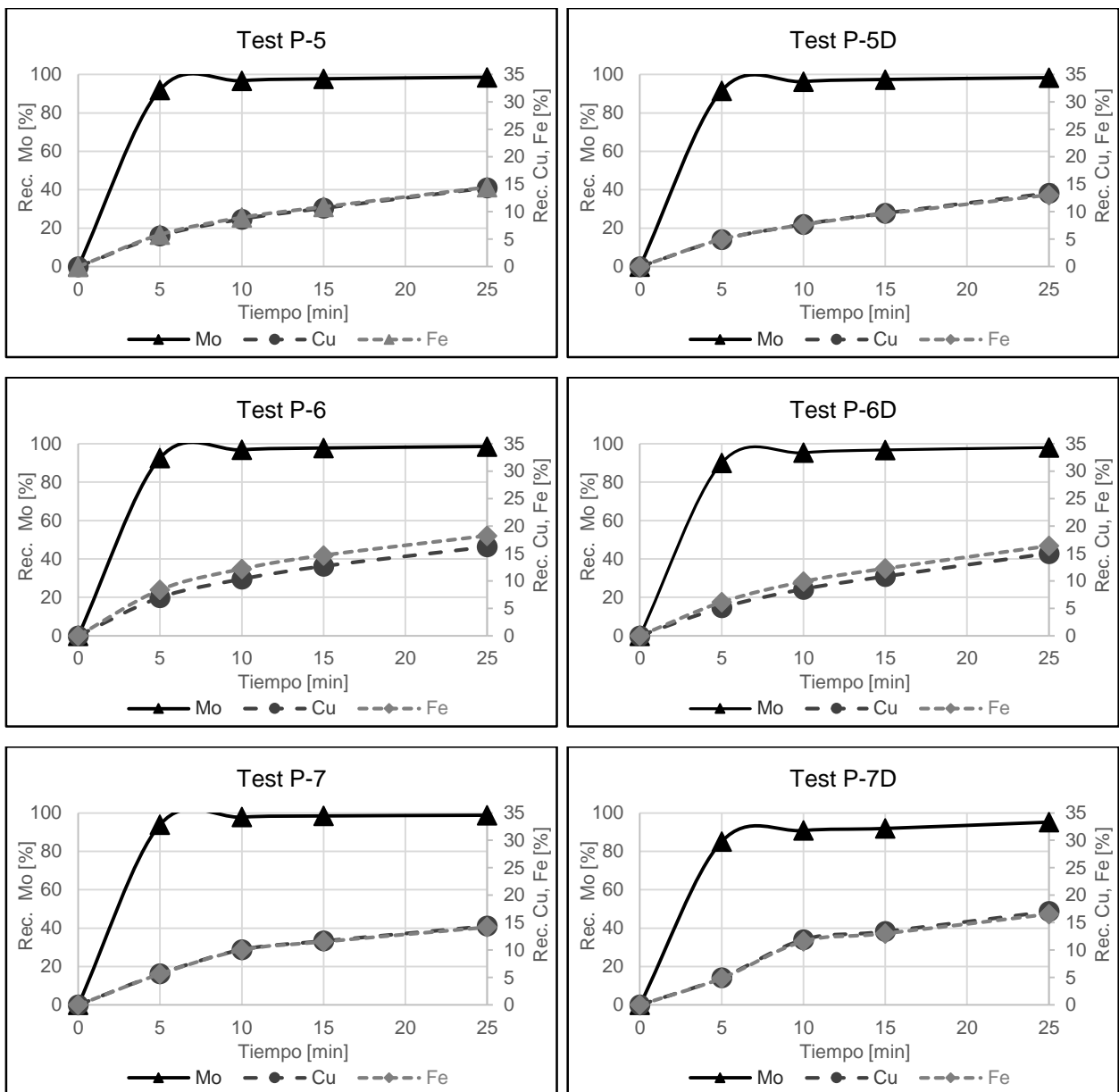
**TABLA 28: CINÉTICA DE FLOTACIÓN PARA Cu EN PRUEBAS DE RECIRCULACIÓN DE RELAVES**

Prueba	Condición (Recirc. Relaves)	Ley Cabeza Cu [%]		Ley Cu, [%]		Rec. Cu, [%]	
		Calculada	Analizada	10'	25'	10'	25'
P-5	A TK-10	35,14	35,00	29,13	31,23	8,68	14,38
P-5D	A TK-10	34,83	35,20	28,78	31,02	7,70	13,39
P-6	A ST-17	34,82	35,00	27,91	29,79	10,33	16,23
P-6D	A ST-17	35,25	35,40	28,26	30,71	8,49	15,00
P-7	Aguas a ST-17	35,39	35,30	29,85	31,24	10,10	14,39
P-7D	Aguas a ST-17	34,84	33,60	31,02	31,94	11,92	17,04

**TABLA 29: AJUSTE CON MODELO KLIMPEL PARA Cu Y Mo EN PRUEBAS DE RECIRCULACIÓN DE RELAVES**

Prueba	Condición (Recirc. Relaves)	Molibdeno		Cobre	
		k [min <sup>-1</sup> ]	R <sub>∞</sub> [%]	k [min <sup>-1</sup> ]	R <sub>∞</sub> [%]
P-5	A TK-10	2,64	100	0,12	20,47
P-5D	A TK-10	2,44	100	0,10	20,48
P-6	A ST-17	2,78	100	0,16	21,36
P-6D	A ST-17	2,02	100	0,09	24,37
P-7	Aguas a ST-17	3,49	100	0,16	18,92
P-7D	Aguas a ST-17	1,62	96,81	0,12	25,05

Adicionalmente, se representan en la Figura 49 las recuperaciones de Cu, Fe y Mo para cada una de las pruebas desarrolladas.



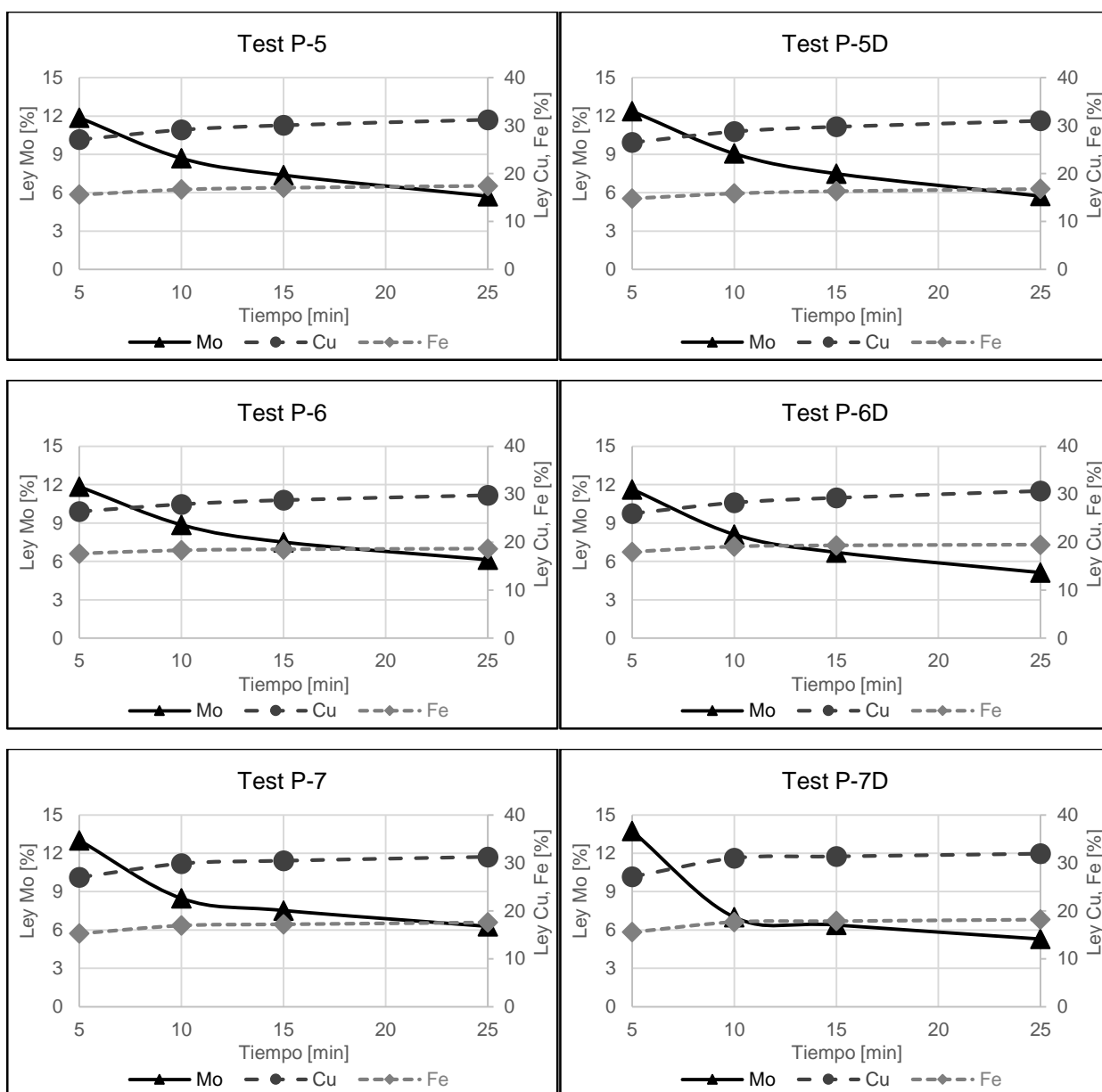
**FIGURA 49:** RECUPERACIONES MODIFICANDO LA RECIRCULACIÓN DE RELAVES DE PRIMERA LIMPIEZA. CONDICIONES: TEST P-5 Y P-5D RELAVES A TK-10, TEST P-6 Y P-6D RELAVES A ST-17, TEST P-7 Y P-7D AGUAS DE RELAVES A ST-17.

Los resultados de la Tabla 27 entregan que la recuperación de las especies de molibdeno de las alternativas propuestas no presenta mayores diferencias comparándola con el caso estándar del set de pruebas (P-5); en todas ellas la recuperación de molibdeno alcanza cerca del 96% luego de 10 minutos de flotación, y alrededor del 98% finalizados los 25 minutos. Sin embargo, la recuperación de cobre en la flotación aumentó considerablemente cuando se recircularon las aguas de los relaves de la primera limpieza, alcanzando hasta casi un 12% en la recuperación de cobre luego de 10 minutos, cifra que ni siquiera llegó al 9% en el caso de la prueba estándar (Tabla 28).

Para comparar de mejor forma la eficiencia en la separación, en la Tabla 30 se representan las razones de enriquecimiento de los concentrados (Cu, Fe y Mo), mientras que en la Figura 50 se distingue como varían las leyes de los concentrados en el tiempo.

**TABLA 30: RAZÓN DE ENRIQUECIMIENTO EN PRUEBAS DE RECIRCULACIÓN DE RELAVES**

Prueba	Condición (Recirc. Relaves)	Razón de Enriquecimiento					
		Mo		Cu		Fe	
		10'	25'	10'	25'	10'	25'
<b>P-5</b>	A TK-10	9,24	6,09	0,83	0,89	0,86	0,90
<b>P-5D</b>	A TK-10	10,33	6,54	0,83	0,89	0,82	0,87
<b>P-6</b>	A ST-17	7,51	5,20	0,80	0,86	0,94	0,96
<b>P-6D</b>	A ST-17	9,00	5,69	0,80	0,87	0,93	0,95
<b>P-7</b>	Aguas a ST-17	8,17	6,06	0,84	0,88	0,84	0,87
<b>P-7D</b>	Aguas a ST-17	6,78	5,12	0,89	0,92	0,87	0,89



**FIGURA 50: ENRIQUECIMIENTO DE LOS CONCENTRADOS MODIFICANDO RECIRCULACIÓN DE RELAVES DE PRIMERA LIMPIEZA. CONDICIONES: TEST P-5 Y P-5D RELAVES A TK-10, TEST P-6 Y P-6D RELAVES A ST-17, TEST P-7 Y P-7D AGUAS DE RELAVES A ST-17.**

En la Tabla 30 se observa una menor razón de enriquecimiento de Mo en las alternativas de recirculación planteadas. Ahora bien estas se ven compensadas por una menor razón en enriquecimiento ya sea para el Cu o Fe, lo cual permite que las leyes de los concentrados, entre cada prueba, no difieran demasiado. Ante este panorama, se puede establecer que variar la recirculación de los relaves de la 1ª limpieza no influye demasiado en la recuperación y selectividad de la etapa Rougher. Así, esta experiencia se centra básicamente en el consumo de NaSH asociado a cada tipo de recirculación planteada.

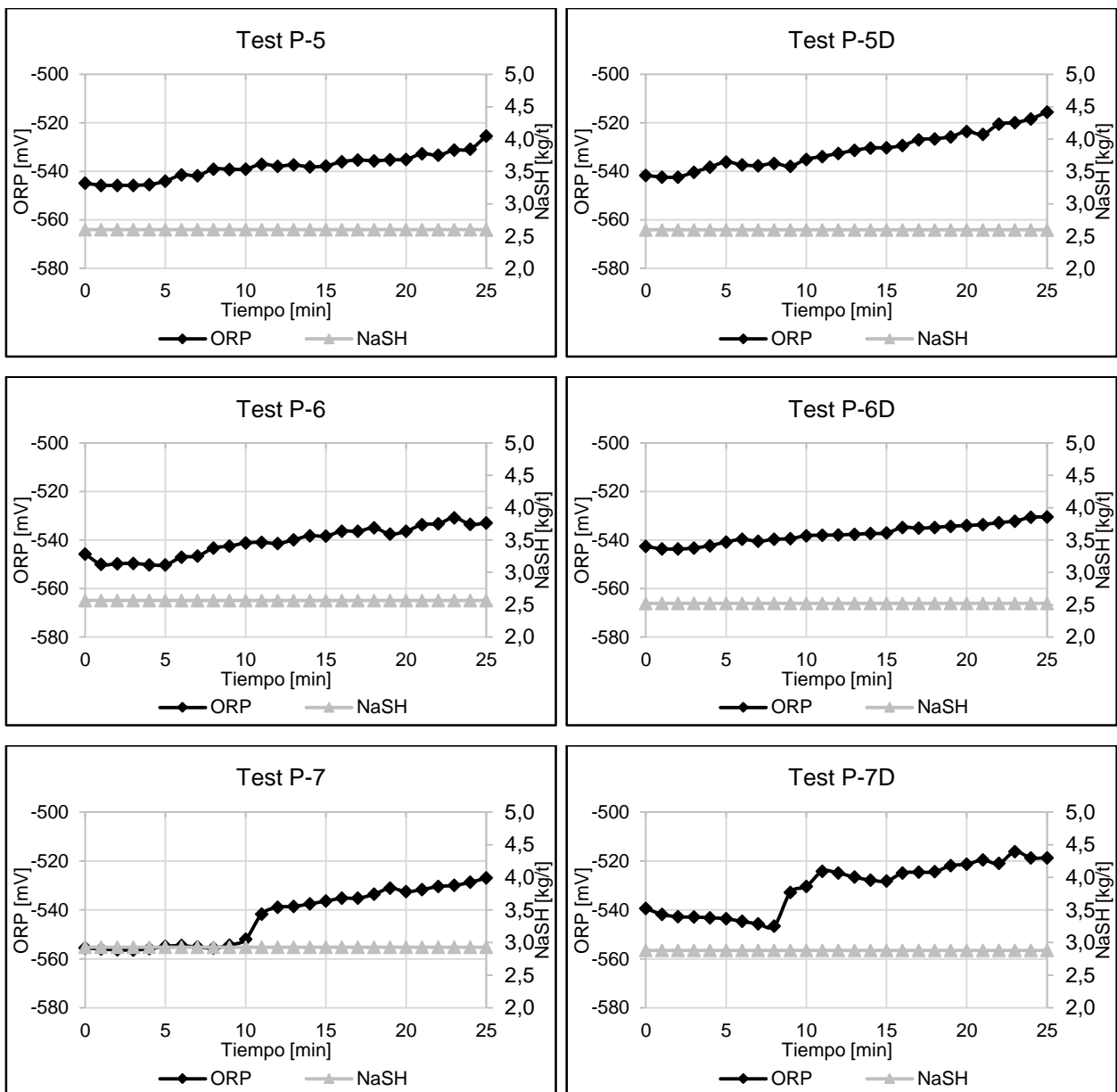
**TABLA 31: CONSUMOS DE FLOTACIÓN EN PRUEBAS DE RECIRCULACIÓN DE RELAVES**

Prueba	Condición (Recirc. Relaves)	Insumos		
		Agua [l]	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> [kg/t min]	NaSH [kg/t min]
P-5	A TK-10	2,5	0,08	2,60
P-5D	A TK-10	2,4	0,08	2,60
P-6	A ST-17	2,4	0,03	2,57
P-6D	A ST-17	2,2	0,11	2,52
P-7	Aguas a ST-17	2,5	0,08	2,93
P-7D	Aguas a ST-17	2,4	0,08	2,88

Los consumos de reactivos durante la dosificación (Tabla 31), muestra que el recircular los relaves en el ajuste de sólidos (ST-17) conlleva un menor gasto de NaSH. Esto se puede atribuir a que las colas no son expuestas al proceso de acidulación, evitando la reacción de iones HS<sup>-</sup> y posterior generación de gas sulfhídrico.

El NaSH adicionado permitió trabajar la mayor parte del tiempo de la flotación bajo los -530 [mV]. Se observa en la Figura 51 como el ORP de las pruebas P-6 y P-6D nunca supera los -530 [mV], lo cual explica en parte la mejor depresión de sulfuros de cobre, acorde a leyes calculadas, en comparación al caso base (recirculación de colas a TK-10). También se aprecia la inestabilidad del punto de operación y como aumenta a mayor velocidad el potencial de la pulpa cuando se estudió la recirculación de las aguas de los relaves de primera limpieza. Ni siquiera el mayor consumo de NaSH en estas pruebas (P-7 y P-7D) permitió obtener mejores resultados en la selectividad del proceso.

Sin embargo, estos resultados no logran representar la ventaja que se busca al emplear los relaves de primera limpieza luego de la etapa de acidulación de la pulpa. La idea fundamental es aprovechar en el acondicionamiento el bajo potencial que presentan los relaves, caso que no ocurre dado que al realizar las pruebas el ORP de las colas es considerablemente mayor al medido al momento de la toma de muestras (ver Tabla 32).



**FIGURA 51:** VARIACIÓN DE ORP Y CONSUMO DE NaSH DURANTE LA FLOTACIÓN. CONDICIONES: TEST P-5 Y P-5D RELAVES A TK-10, TEST P-6 Y P-6D RELAVES A ST-17, TEST P-7 Y P-7D AGUAS DE RELAVES A ST-17.

**TABLA 32:** CONDICIONES DE CONCENTRADO COLECTIVO Y RELAVES DE 1ª LIMPIEZA

Prueba	Condición (Recirc. Relaves)	Concentrado Colectivo		Relave 1ª Limpieza	
		pH	ORP	pH	ORP
P-5	A TK-10	7,80	21,9	7,66	27,4
P-5D	A TK-10	7,94	24,4	7,66	27,4
P-6	A ST-17	7,95	92,3	8,16	81,4
P-6D	A ST-17	7,89	58,0	7,64	20,4
P-7	Aguas a ST-17	7,89	49,6	7,66	27,4
P-7D	Aguas a ST-17	8,00	49,10	7,66	27,4

El haber realizado las pruebas de flotación dos meses después de la toma de muestras afectó notoriamente a las condiciones de las pulpas con las cuales se iba a trabajar. Tal como se muestra en la tabla anterior, tanto el pH como ORP del concentrado colectivo y el relave de la 1ª limpieza son muy similares, lo cual impide representar los escenarios alternativos de recirculación planteados. Básicamente se observan potenciales que se obtendrían al exponer el concentrado colectivo y relaves a la atmósfera por un largo periodo de tiempo, tal como ocurre en los espesadores de cabeza de la planta.

Así, se recomienda repetir estas pruebas utilizando pulpas con condiciones similares a las obtenidas en planta. El agregar los relaves (o solo sus aguas) luego de la acidulación permite aprovechar que estos flujos ya han sido acondicionados previamente, pues se evita la oxidación de la pulpa en los espesadores o la generación de gas sulfhídrico al momento de agregar ácido sulfúrico. Este nuevo escenario podría reducir sustancialmente el consumo de los reactivos asociados a la dosificación de la alimentación Rougher.

#### 4.2.3 ACONDICIONAMIENTO CON AGUAS DE LA PLANTA DE MOLIBDENO

El impacto de ajustar el contenido de sólidos de la pulpa con agua de espesadores de la Planta de Molibdeno en vez de las aguas empleadas durante la operación fue estudiado en este set de pruebas. Los resultados de recuperación y leyes de concentrados para Mo y Cu se adjuntan en la Tabla 33 y Tabla 34, respectivamente.

Adicionalmente, las recuperaciones de los elementos analizados químicamente (Cu, Fe y Mo) se grafican en la Figura 52. Para los casos de Cu y Mo se desarrolló un ajuste mediante del modelo de Klimpel, cuyos parámetros se resume en la Tabla 35. Por su parte, las variaciones en las leyes de los concentrados de este set de pruebas son representadas en la Figura 56.

**TABLA 33: CINÉTICA DE FLOTACIÓN PARA Mo EN PRUEBAS CON AGUAS PLANTA DE MOLIBDENO**

Prueba	Condición (Tipo de Agua)	Ley Cabeza Mo [%]		Ley Mo [%]		Rec. Mo [%]	
		Calculada	Analizada	10'	25'	10'	25'
<b>P-8</b>	Fresca	1,223	1,224	5,64	3,98	97,08	98,98
<b>P-8D</b>	Fresca	1,223	1,214	5,95	4,01	96,89	98,85
<b>P-9</b>	Reb TK-56	1,187	1,175	4,39	3,43	98,04	99,21
<b>P-9D</b>	Reb TK-56	1,22	1,229	5,35	3,85	97,51	98,83
<b>P-10</b>	Reb TK-711	1,174	1,198	6,55	3,93	96,86	99,13
<b>P-10D</b>	Reb TK-711	1,187	1,214	5,84	3,85	97,70	99,15
<b>P-11</b>	Reb TK-56/TK-711	1,122	1,022	4,52	3,19	97,61	99,13
<b>P-11D</b>	Reb TK-56/TK-711	1,181	1,187	5,82	3,91	97,07	99,00

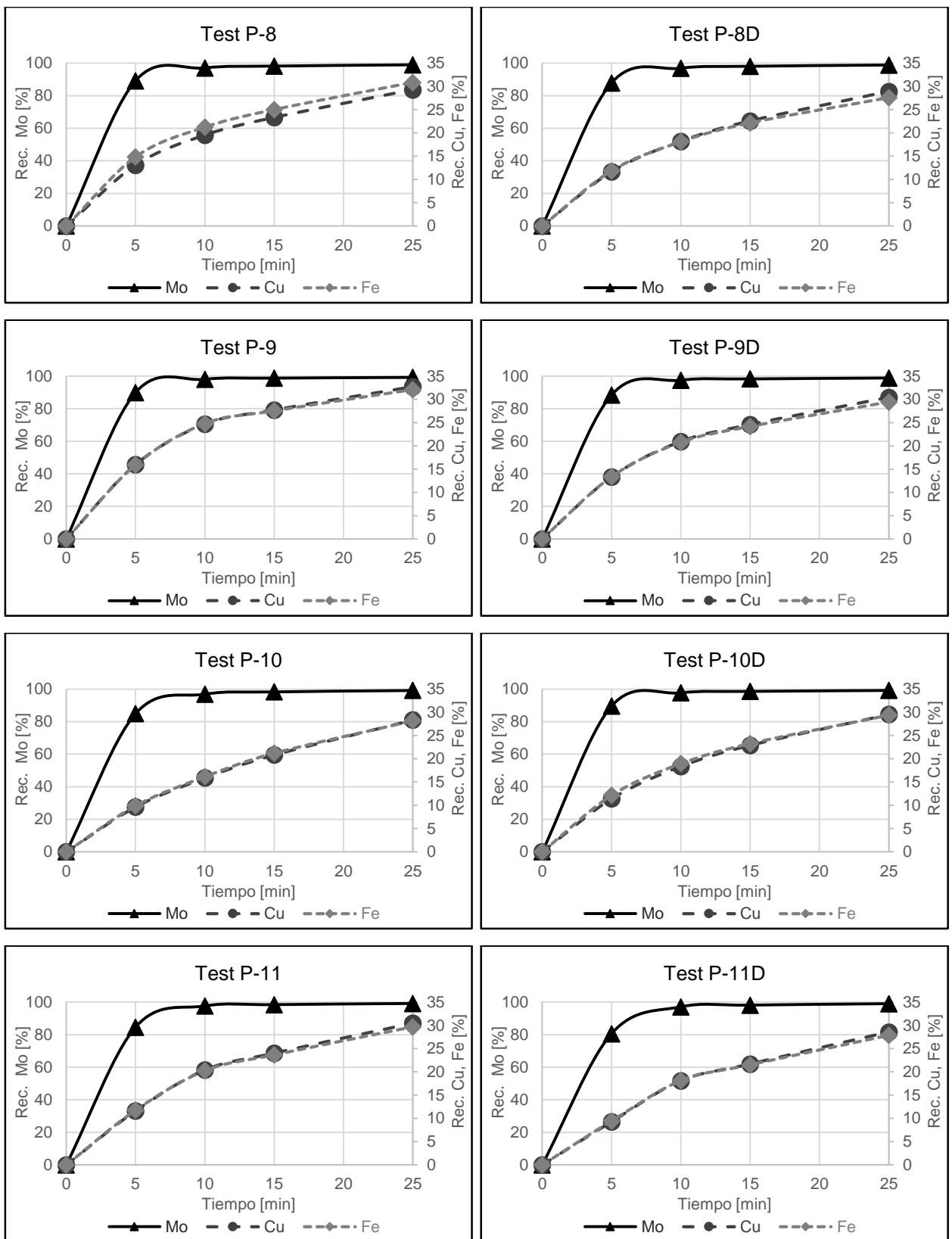
**TABLA 34: CINÉTICA DE FLOTACIÓN PARA Cu EN PRUEBAS CON AGUAS PLANTA DE MOLIBDENO**

Prueba	Condición (Tipo de Agua)	Ley Cabeza Cu [%]		Ley Cu [%]		Rec. Cu [%]	
		Calculada	Analizada	10'	25'	10'	25'
<b>P-8</b>	Fresca	33,60	33,15	30,70	31,90	19,54	29,28
<b>P-8D</b>	Fresca	34,10	33,11	30,49	31,98	18,20	28,93
<b>P-9</b>	Reb TK-56	33,70	33,37	31,40	32,16	24,68	32,71
<b>P-9D</b>	Reb TK-56	33,20	33,45	31,25	32,27	20,93	30,41
<b>P-10</b>	Reb TK-711	33,80	33,81	30,34	31,74	15,89	28,35
<b>P-10D</b>	Reb TK-711	33,50	33,36	30,16	31,52	18,37	29,55
<b>P-11</b>	Reb TK-56/TK-711	33,50	33,34	30,81	31,92	20,40	30,45
<b>P-11D</b>	Reb TK-56/TK-711	33,40	33,22	30,37	31,62	18,09	28,57

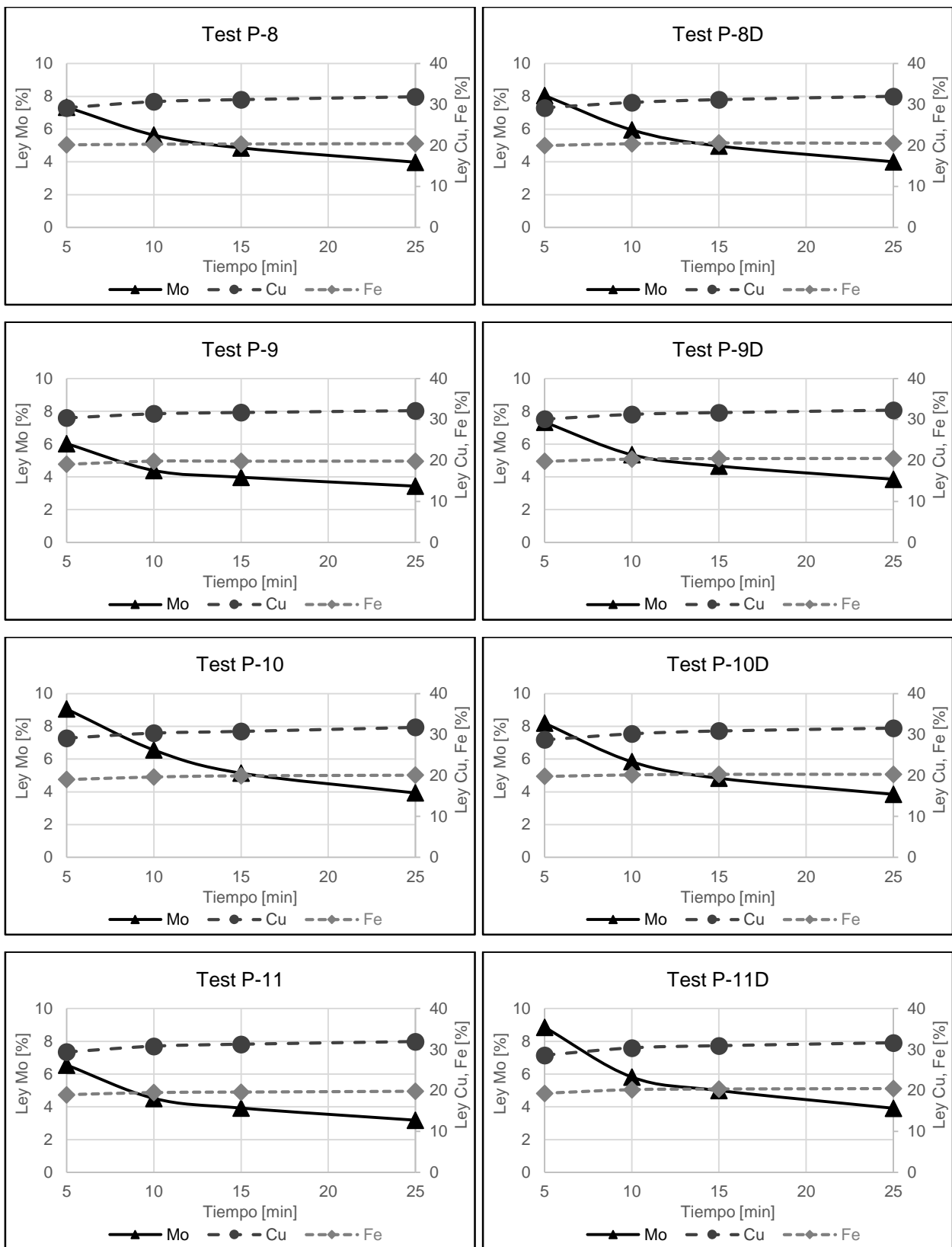
**TABLA 35: AJUSTE CON MODELO KLIMPEL PARA Cu Y Mo EN PRUEBAS CON AGUAS PLANTA DE MOLIBDENO**

Prueba	Condición (Tipo de Agua)	Molibdeno		Cobre	
		k [min <sup>-1</sup> ]	R <sub>∞</sub> [%]	k [min <sup>-1</sup> ]	R <sub>∞</sub> [%]
<b>P-8</b>	Fresca	2,15	100	0,38	30,10
<b>P-8D</b>	Fresca	1,92	100	0,34	29,87
<b>P-9</b>	Reb. TK-56	2,41	100	0,41	34,52
<b>P-9D</b>	Reb. TK-56	2,05	100	0,37	31,70
<b>P-10</b>	Reb. TK-711	1,61	100	0,30	29,21
<b>P-10D</b>	Reb. TK-711	2,28	100	0,33	30,66
<b>P-11</b>	Reb. TK-56/TK-711	1,62	100	0,34	32,14
<b>P-11D</b>	Reb. TK-56/TK-711	1,29	100	0,31	30,34





**FIGURA 52:** RECUPERACIONES UTILIZANDO AGUAS PLANTA DE MOLIBDENO. CONDICIONES DE ACOND.: TEST P-8 Y P-8D AGUA FRESCA, TEST P-9 Y P-9D AGUA REBOSE ESPESADOR TK-56, TEST P-10 Y P-10D AGUA REBOSE ESPESADOR TK-711; TEST P-4 Y P-4D AGUA REBOSE ESPESADORES TK-56 Y TK-711



**FIGURA 53:** ENRIQUECIMIENTO DE LOS CONCENTRADOS UTILIZANDO AGUAS PLANTA DE MOLIBDENO. CONDICIONES DE ACOND.: TEST P-8 Y P-8D AGUA FRESCA, TEST P-9 Y P-9D AGUA REBOSE ESPESADOR TK-56, TEST P-10 Y P-10D AGUA REBOSE ESPESADOR TK-711; TEST P-4 Y P-4D AGUA REBOSE ESPESADORES TK-56 Y TK-711

En la Tabla 33 se observa que la recuperación de molibdeno no se ve mayormente afectada al utilizar el agua de rebose de los espesadores, de hecho esta aumenta levemente. Sin embargo, al estudiar la calidad del producto por medio de sus leyes y razones de enriquecimiento (Tabla 36) se aprecia una mayor selectividad en la flotación al ajustar los sólidos de la pulpa con agua de rebose del espesador TK-711. Hay que agregar que en este espesador existe una menor presencia de finos que en el espesador TK-56. La presencia de minerales de muy bajo tamaño afecta el proceso de recuperación, dada la dificultad que existe en flotar de manera selectiva partículas de un tamaño tan reducido, las cuales tienden a flotar simplemente por arrastre.

**TABLA 36: RAZÓN DE ENRIQUECIMIENTO EN PRUEBAS UTILIZANDO AGUAS PLANTA DE MOLIBDENO**

Prueba	Condición (Tipo de Agua)	Razón de Enriquecimiento					
		Mo		Cu		Fe	
		10'	25'	10'	25'	10'	25'
<b>P-8</b>	Fresca	4,60	3,25	0,93	0,96	1,01	1,01
<b>P-8D</b>	Fresca	4,90	3,30	0,92	0,97	0,92	0,92
<b>P-9</b>	Reb TK-56	3,74	2,92	0,94	0,96	0,94	0,95
<b>P-9D</b>	Reb TK-56	4,35	3,13	0,93	0,96	0,93	0,93
<b>P-10</b>	Reb TK-711	5,47	3,28	0,90	0,94	0,91	0,93
<b>P-10D</b>	Reb TK-711	4,81	3,17	0,90	0,94	0,93	0,94
<b>P-11</b>	Reb TK-56/TK-711	4,42	3,12	0,92	0,96	0,92	0,93
<b>P-11D</b>	Reb TK-56/TK-711	4,91	3,30	0,91	0,95	0,92	0,93

Al igual que las pruebas anteriores, donde se proponen variaciones en la recirculación de relaves, este set de pruebas busca alternativas para disminuir el consumo de NaSH. Así, la evaluación de estas pruebas se basa principalmente en las diferencias de insumos requeridos para cada caso.

**TABLA 37: CONSUMOS DE FLOTACIÓN EN PRUEBAS CON AGUAS PLANTA DE MOLIBDENO**

Prueba	Condición (Tipo de Agua)	Insumos		
		Agua [l]	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> [kg/t min]	NaSH [kg/t min]
<b>P-8</b>	Fresca	3,0	0,0	2,9
<b>P-8D</b>	Fresca	3,0	0,0	2,9
<b>P-9</b>	Reb TK-56	3,0	0,0	2,6
<b>P-9D</b>	Reb TK-56	2,7	0,0	3,3
<b>P-10</b>	Reb TK-711	3,0	0,0	3,7
<b>P-10D</b>	Reb TK-711	3,2	0,0	3,3
<b>P-11</b>	Reb TK-56/TK-711	3,3	0,0	2,6
<b>P-11D</b>	Reb TK-56/TK-711	-	0,0	2,9

La finalidad de este set de pruebas consistió en evaluar el acondicionamiento de la pulpa con aguas de ciertos espesadores, que poseen un bajo ORP, y analizar cómo esto afecta el consumo de NaSH. Sin embargo, el realizar las pruebas cerca de 30 días después del muestreo conlleva que al momento de flotar la pulpa, las condiciones del mineral y aguas (pH y ORP) difieran a las medidas el día de toma de muestras.

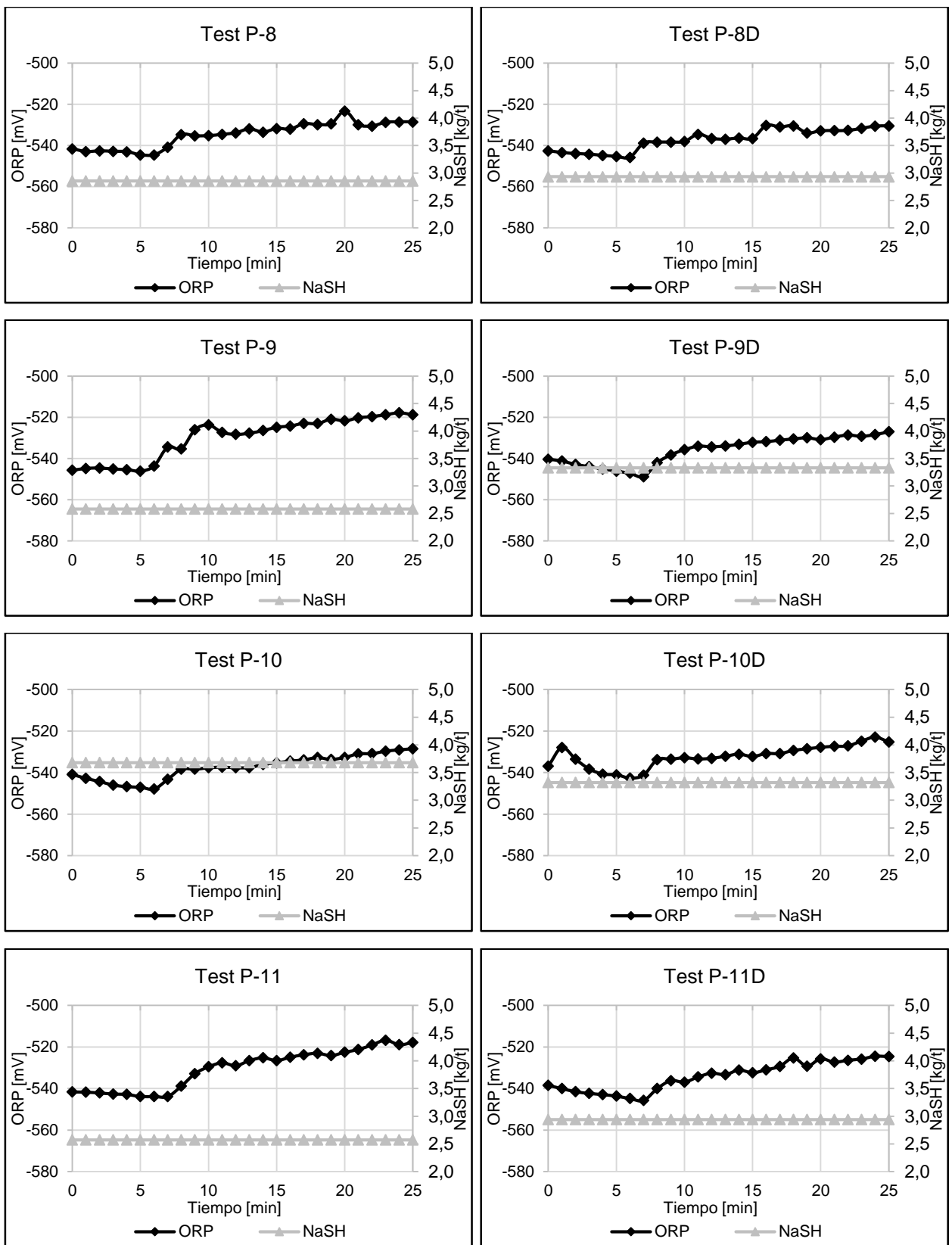
En un inicio se esperaba que al acondicionar la muestra con aguas de rebose de los espesadores, con un ORP que llega incluso bajo los -400 [mV], disminuyera

gradualmente el potencial de la pulpa ya diluida. Este procedimiento permitiría reducir la cantidad de NaSH total empleado durante la dosificación.

Al analizar los consumos de sulfhidrato de sodio de cada prueba contemplada en este experimento (Tabla 37), no se puede concluir que el acondicionar con las aguas de rebose de los espesadores permitiera reducir el consumo de NaSH.

De hecho, observando todos los resultados, se logra determinar que las pruebas donde se empleó una mayor cantidad de NaSH obtuvieron, en general, una razón de enriquecimiento mayor para el caso de Mo y menor al tratarse de Cu y Fe. Sin embargo, estos resultados coinciden con los valores más bajos registrados al estudiar la trazabilidad de ORP de la pulpa (ver Figura 54). A medida que los rangos de ORP se mantuvieron más bajos por un mayor periodo de tiempo, la desorción y separación de las especies registró mejores resultados.

Considerando estos antecedentes, se recomienda estudiar nuevamente esta alternativa para reducir el consumo de NaSH. Ahora bien, estas pruebas se deben realizar lo más pronto posible luego del muestreo y así evitar que las condiciones de las muestras se vean demasiado afectadas. Adicionalmente, se debe poner énfasis en la dosificación durante las pruebas de flotación, agregando lentamente el depresante y esperar que el potencial medido se estabilice antes de agregar una mayor cantidad de reactivo.



**FIGURA 54:** VARIACIÓN DE ORP Y CONSUMO DE NaSH DURANTE LA FLOTACIÓN. CONDICIONES DE ACOND.: TEST P-8 Y P-8D AGUA FRESCA, TEST P-9 Y P-9D AGUA REBOSE ESPESADOR TK-56, TEST P-10 Y P-10D AGUA REBOSE ESPESADOR TK-711; TEST P-4 Y P-4D AGUA REBOSE ESPESADORES TK-56 Y TK-711

#### 4.2.4 ACONDICIONAMIENTO CON AGUAS DE PROCESO

La finalidad de estas pruebas es evaluar cómo afectaría el uso de aguas de proceso, en vez de aguas frescas, durante el acondicionamiento del mineral en la Planta de Molibdeno. Básicamente, se desea estudiar cómo influiría el uso de aguas de proceso, que contienen reactivos residuales desde otras etapas, en el rendimiento de la flotación y el consumo de sulfhidrato de sodio.

Los principales resultados de las pruebas de flotación de este experimento se adjuntan en la Tabla 38 y Tabla 39. Adicionalmente, en la Figura 55 se pueden apreciar gráficamente las recuperaciones asociadas a estas pruebas para las especies de Cu, Fe y Mo. Los parámetros para Cu y Mo a partir de un ajuste por el modelo de Klimpel se representan en la Tabla 40.

**TABLA 38: CINÉTICA DE FLOTACIÓN PARA Mo EN PRUEBAS CON AGUAS DE PROCESO**

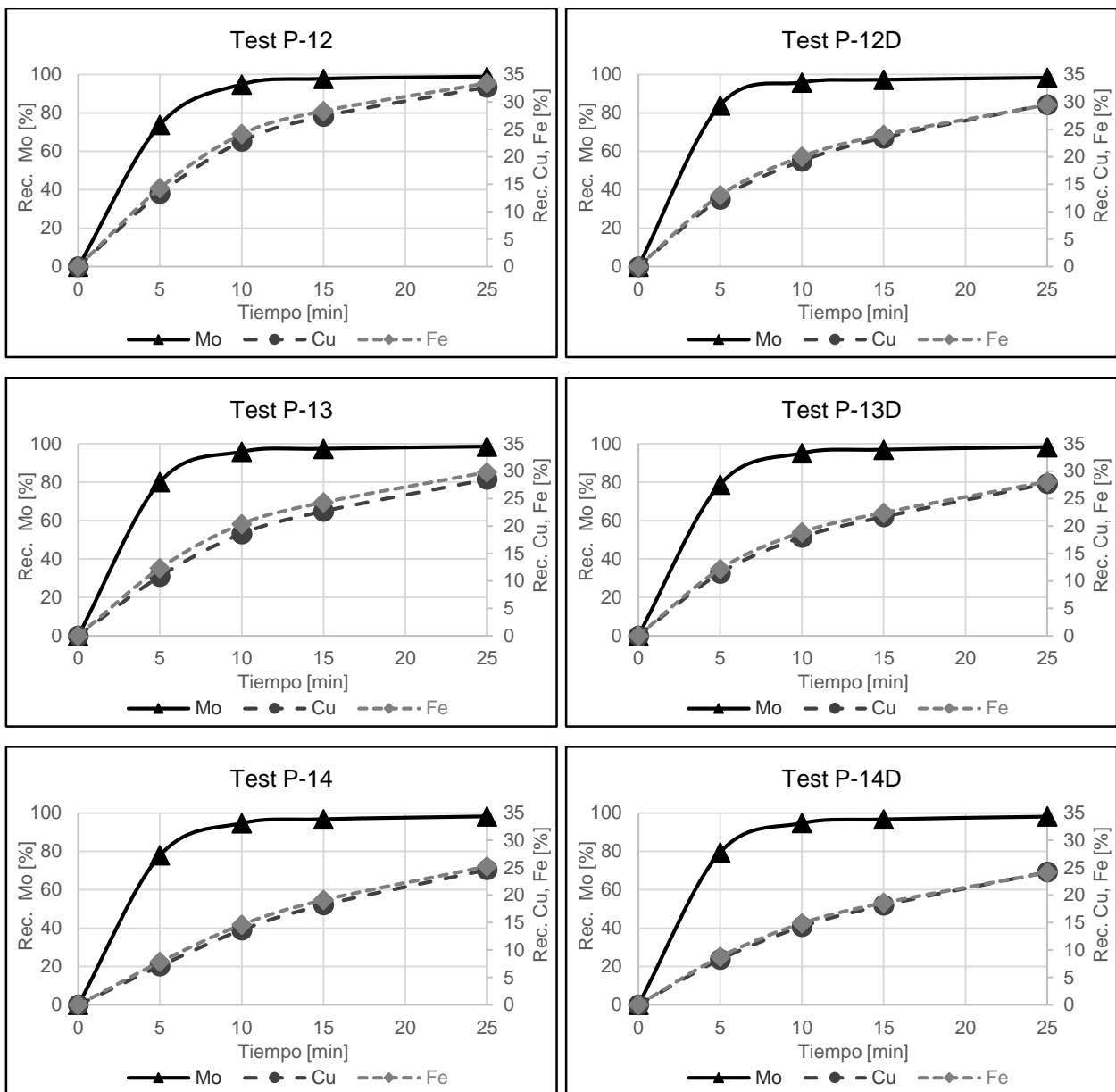
Prueba	Condición (Tipo de Agua)	Ley Cabeza Mo [%]		Ley Mo [%]		Rec. Mo [%]	
		Calculada	Analizada	10'	25'	10'	25'
P-12	Fresca	1,083	1,134	4,32	3,24	94,87	98,90
P-12D	Fresca	1,108	1,137	5,14	3,60	95,91	98,36
P-13	Piscina N-S	1,109	1,147	5,31	3,74	95,77	98,48
P-13D	Piscina N-S	1,092	1,059	5,10	3,57	94,99	98,19
P-14	Fresca/Pisc. N-S	1,043	1,094	6,64	4,10	94,60	98,18
P-14D	Fresca/Pisc. N-S	0,997	1,023	5,98	3,88	94,68	98,12

**TABLA 39: CINÉTICA DE FLOTACIÓN PARA Cu EN PRUEBAS CON AGUAS DE PROCESO**

Prueba	Condición (Tipo de Agua)	Ley Cabeza Cu [%]		Ley Cu [%]		Rec. Cu [%]	
		Calculada	Analizada	10'	25'	10'	25'
P-12	Fresca	33,30	33,36	30,65	32,71	22,85	32,71
P-12D	Fresca	33,40	33,16	30,08	29,55	19,23	29,55
P-13	Piscina N-S	33,40	33,09	29,77	28,51	18,60	28,51
P-13D	Piscina N-S	33,60	33,05	30,09	27,74	17,97	27,74
P-14	Fresca/Pisc. N-S	33,60	33,39	29,33	24,64	13,69	24,64
P-14D	Fresca/Pisc. N-S	33,60	33,45	29,47	24,23	14,28	24,23

**TABLA 40: AJUSTE CON MODELO KLIMPEL PARA Cu Y Mo EN PRUEBAS CON AGUAS DE PROCESO**

Prueba	Condición (Tipo de Agua)	Molibdeno		Cobre	
		k [min <sup>-1</sup> ]	R <sub>∞</sub> [%]	k [min <sup>-1</sup> ]	R <sub>∞</sub> [%]
P-12	Fresca	0,95	100	0,35	35,10
P-12D	Fresca	1,45	100	0,35	30,66
P-13	Piscina N-S	1,20	100	0,33	30,11
P-13D	Piscina N-S	1,11	100	0,35	28,66
P-14	Fresca/Piscina N-S	1,07	100	0,28	26,14
P-14D	Fresca/Piscina N-S	1,14	100	0,31	25,24



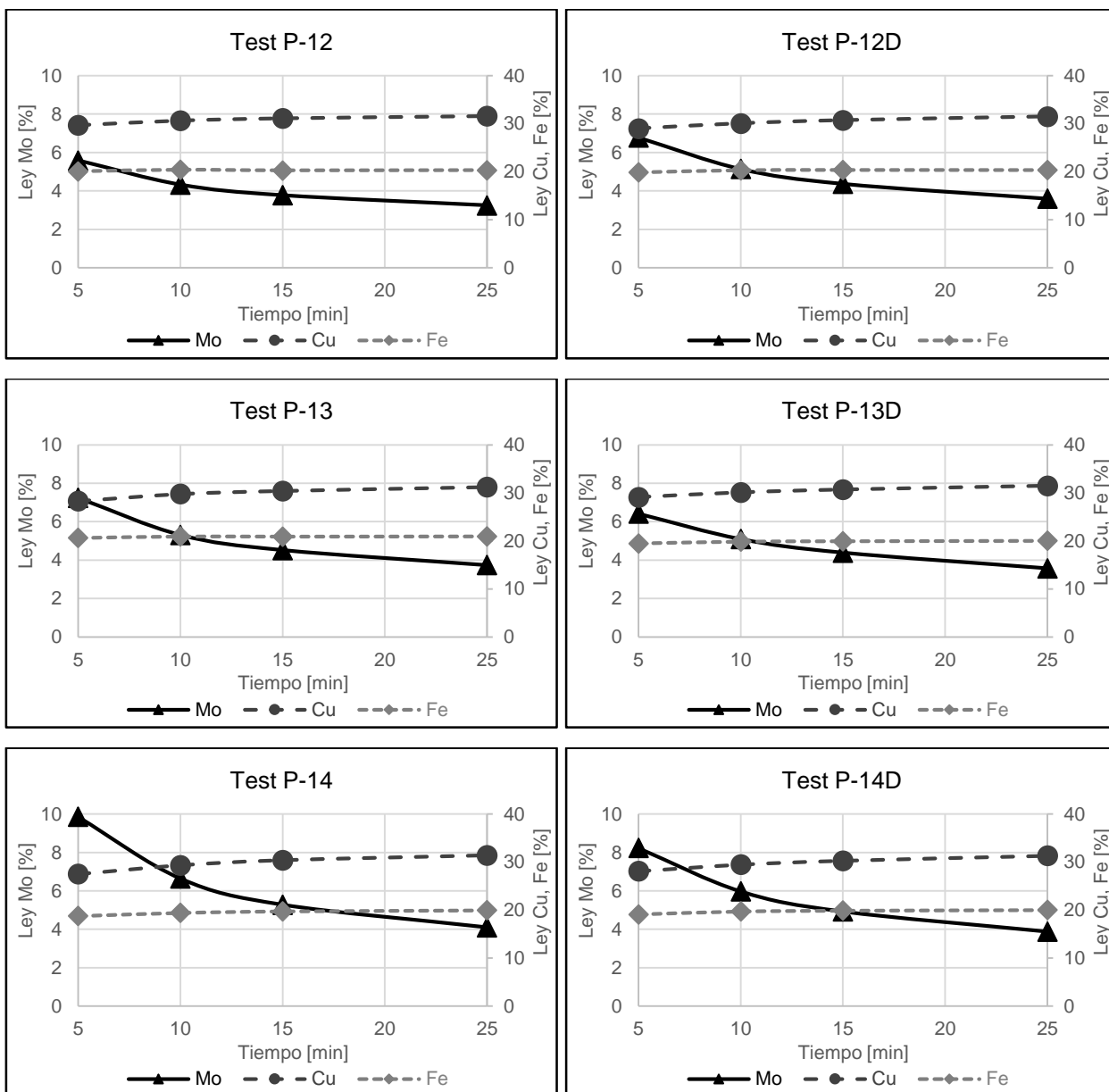
**FIGURA 55:** RECUPERACIONES UTILIZANDO AGUAS DE PROCESO EN LA FLOTACIÓN. CONDICIONES DE ACOND.: TEST P-12 Y P-12D AGUA FRESCA, TEST P-13 Y P-13D AGUA PISCINAS NORTE-SUR, TEST P-14 Y P-14D AGUA FRESCA Y PISCINAS NORTE-SUR

En este caso se observa que el uso de aguas de proceso no afecta sustancialmente la recuperación de molibdeno durante la flotación; sin embargo, la recuperación de Cu decae notoriamente.

Para estudiar la calidad del producto, en la Tabla 41 se presentan razones de enriquecimiento de los elementos analizados para cada una de las pruebas. Desde ella se observa que al reemplazar el agua fresca por aguas de proceso, ya sea parcial o totalmente, benefició la separación de las especies durante la flotación, obteniendo los mejores resultados en el caso donde se mezclan equitativamente ambas aguas.

**TABLA 41: RAZÓN DE ENRIQUECIMIENTO UTILIZANDO AGUAS DE PROCESO EN LA FLOTACIÓN**

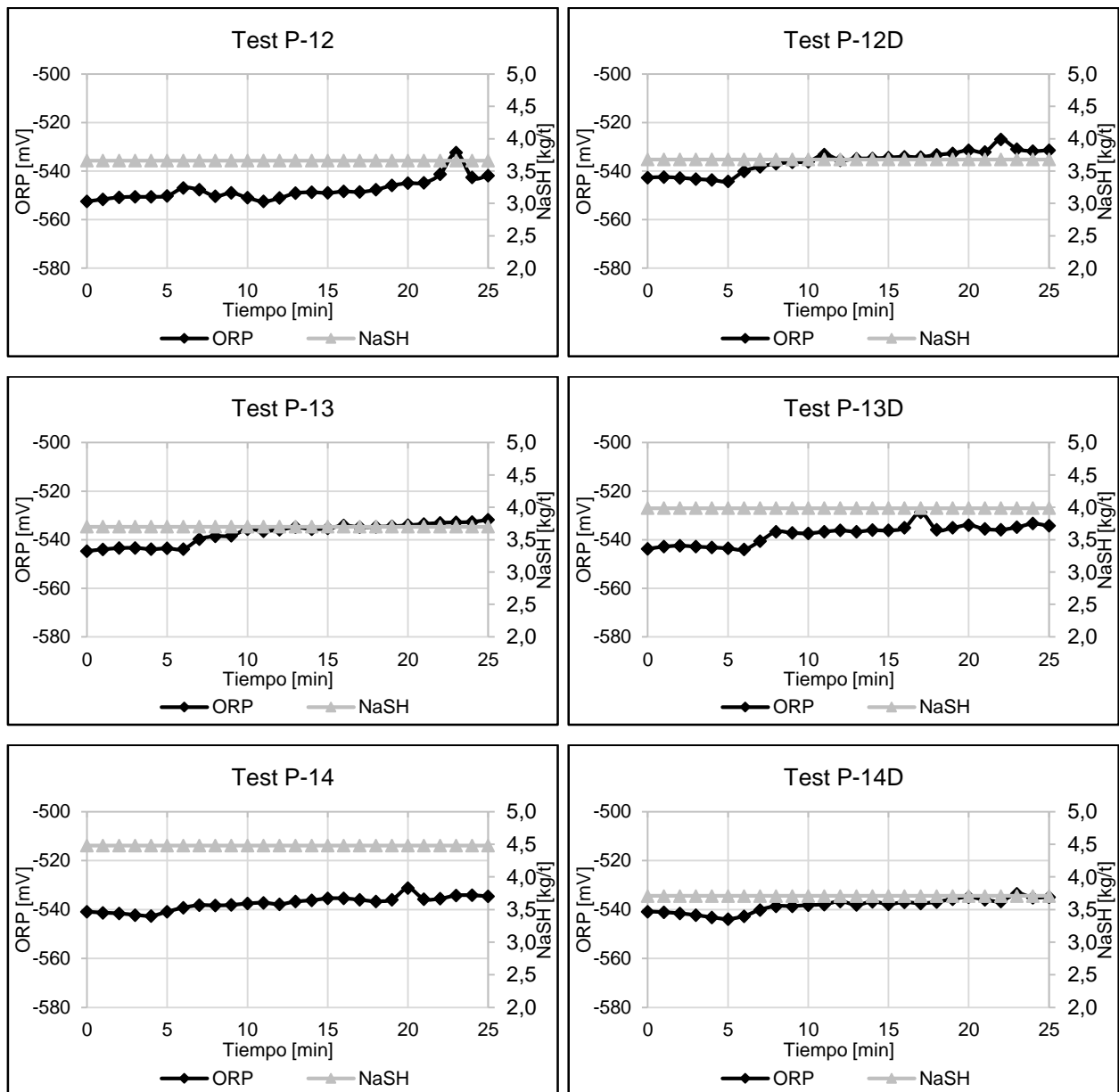
Prueba	Condición (Tipo de Agua)	Enriquecimiento					
		Mo		Cu		Fe	
		10'	25'	10'	25'	10'	25'
P-12	Fresca	3,81	2,86	0,92	0,95	0,97	0,97
P-12D	Fresca	4,52	3,16	0,91	0,95	0,95	0,95
P-13	Piscina N-S	4,63	3,26	0,90	0,94	0,99	0,99
P-13D	Piscina N-S	4,81	3,37	0,91	0,95	0,95	0,96
P-14	Fresca/Piscina N-S	6,07	3,75	0,88	0,94	0,94	0,96
P-14D	Fresca/Piscina N-S	5,84	3,79	0,88	0,94	0,92	0,93



**FIGURA 56: ENRIQUECIMIENTO DE LOS CONCENTRADOS UTILIZANDO AGUAS DE PROCESO. CONDICIONES DE ACOND.: TEST P-12 Y P-12D AGUA FRESCA, TEST P-13 Y P-13D AGUA PISCINAS NORTE-SUR, TEST P-14 Y P-14D AGUA FRESCA Y PISCINAS NORTE-SUR**



Cuando se utilizaron aguas de las piscinas Norte-Sur, las variaciones de ORP de la pulpa a lo largo de la flotación no registró grandes variaciones, manteniendo siempre valores por debajo de los -530 [mV]. Los casos donde se ajustó con agua fresca el contenido de sólidos, se observó una oxidación más pronunciada de la pulpa.



**FIGURA 57:** VARIACIÓN DE ORP Y CONSUMO DE NaSH DURANTE LA FLOTACIÓN. CONDICIONES DE ACOND.: TEST P-12 Y P-12D AGUA FRESCA, TEST P-13 Y P-13D AGUA PISCINAS NORTE-SUR, TEST P-14 Y P-14D AGUA FRESCA Y PISCINAS NORTE-SUR

Por su parte, el uso de depresante durante el acondicionamiento en estas pruebas no obtuvo mayores alzas (ver Tabla 42).

**TABLA 42: CONSUMOS DE FLOTACIÓN EN PRUEBAS CON AGUAS DE PROCESO**

Prueba	Condición (Tipo de Agua)	Insumos		
		Agua [l]	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> [kg/t min]	NaSH [kg/t min]
P-12	Fresca	3,0	0,0	3,7
P-12D	Fresca	3,0	0,0	3,7
P-13	Piscina N-S	2,8	0,0	3,7
P-13D	Piscina N-S	3,0	0,0	4,0
P-14	Fresca/Piscina N-S	2,6	0,0	4,5
P-14D	Fresca/Piscina N-S	-	0,0	3,7

Aunque claramente cuando se utilizó un mayor contenido de NaSH se registró una mayor ley de Mo en el concentrado (prueba P-14), si se comparan sólo los casos donde se emplea la misma cantidad de presante (3,7 [kg/t min]), los resultados siguen otorgando un mejor rendimiento en la flotación con respecto a la prueba estándar.

Estos resultados reflejan la ausencia de una mayor interacción entre el sulfhidrato de sodio y otros reactivos que puedan existir en las aguas de proceso. Adicionalmente, no se observa que el reutilizar estas aguas en la Planta de Molibdeno afecte negativamente la selectividad de la flotación. Por este motivo, en este primer estudio sobre el impacto del cambio de aguas durante el acondicionamiento se obtienen resultados positivos que permiten considerar futuras investigaciones sobre esta modificación en el proceso de flotación selectiva.

#### 4.4 ANÁLISIS Y DISCUSIONES FINALES

##### 4.4.1 RECUPERACIÓN DE LA MOLIBDENITA

Los análisis por microscopía permitieron determinar que la molibdenita alimentada a la Planta de Molibdeno se encuentra liberada, lo cual, gracias a su hidrofobicidad natural, permite su fácil recuperación. Solo mínimas cantidades de este sulfuro de molibdeno se encuentra asociado a otras especies (gangas) de tal forma que hacen difícil su recuperación. Del total de granos de molibdenita analizados, menos del 8% correspondía a la fracción de tamaño más pequeña y se asociaba a gangas.

Al analizar los relaves mediante la microscopía, de total de granos observados solo un 0,03% correspondió a minerales con contenido de molibdenita. De esta pequeña fracción, más del 40% se presentaba de manera fina (bajo los 9 [µm]) y asociada a gangas.

Estas características se reflejan claramente en la recuperación histórica de la etapa Rougher (ver Figura 27), donde se logra flotar en promedio más de un 95% de la molibdenita, y en los resultados de las distintas pruebas de flotación realizadas, donde en su mayoría se alcanzó una recuperación superior al 97% luego de 25 minutos de flotación.

#### 4.4.2 DEPRESIÓN DE SULFUROS DE COBRE

El contar con sulfuros de cobre que ingresan a la Planta de Molibdeno presentando una superficie hidrófoba conlleva que el uso de depresante juegue un rol importante en la operación.

Aunque gran parte de los sulfuros de cobre alimentados a la etapa Rougher ingresa con un tamaño tan fino que hace muy difícil controlar su flotación por arrastre, existe un porcentaje de este mineral de un tamaño más grueso que permite manejar la selectividad del proceso utilizando sulfhidrato de sodio.

Por este motivo, para mejorar el rendimiento de la flotación se debe apuntar a deprimir los sulfuros de cobre con un tamaño sobre los 53 [ $\mu\text{m}$ ], que alcanza un 8% de la masa total de la alimentación Rougher. Para ello se debe acondicionar la pulpa con NaSH de tal manera que se permita que el depresante actúe sobre la superficie de los minerales de tamaño más grueso, brindando un mayor tiempo de acondicionamiento, o bien mejorar la interacción de los minerales y los reactivos mediante la agitación.

#### 4.4.3 CONSUMO DE SULFHIDRATO DE SODIO

Tal como se explicó en el capítulo 2.4.5, existen varios mecanismos que influyen a un mayor consumo de sulfhidrato de sodio.

En las pruebas de flotación se demostró que la presencia de oxígeno durante la operación aumenta el ORP de la pulpa, lo cual conlleva a un mayor consumo de NaSH si se desean conservar las condiciones establecidas. Así, para evitar mayor presencia de  $\text{O}_2$  en el gas flotante, se estima conveniente mantener bajo los 2000 [ $\text{Nm}^3/\text{h}$ ] el flujo de gas de la Planta de Nitrógeno, de lo contrario el contenido de  $\text{O}_2$  superaría el 1% y aumentaría el consumo de depresante.

Otra forma que permite disminuir el consumo de NaSH es modificando el punto de operación (pH - ORP) de la operación. Tal como se muestra en la Figura 13, el operar en un pH menor permite la formación de iones  $\text{HS}^-$  a un mayor ORP de la pulpa, lo cual podría reducir la cantidad de depresante adicionado. Sin embargo, el operar en rangos bajos de pH conlleva la formación de gas sulfhídrico, lo cual se torna sumamente peligroso si las celdas no se encuentran totalmente selladas y no existe una buena captación y abatimiento de gases.

De contar con celdas totalmente selladas, no solo sería beneficioso desde el punto de disminuir el consumo de NaSH variando el punto de operación, sino también el gas sulfhídrico formado funcionaría como gas flotante dentro de la celda, lo cual permitiría disminuir el flujo de nitrógeno adicionado a la celda de flotación.

Las pruebas realizadas en el laboratorio de hidrometalurgia mostraron que el depresante empleado no solo permite la desorción de sulfuros, sino que toma parte importante en el ajuste de ORP de la pulpa, situando el punto de operación en una zona que permite la formación de iones  $\text{HS}^-$ . Adicionalmente, estas pruebas determinaron que la pulpa alimentada a flotación contiene iones que precipitan al adicionarse NaSH. Este fenómeno conlleva un consumo adicional de depresante.

En Minera Los Pelambres, se observó que el sistema de dosificación con NaSH en el cajón ST-17 contaba con 3 mangueras exclusivas para el depresante. Cuando una de

estas mangueras fallaba, para compensar la menor cantidad de NaSH añadido en el ST-17 se debía agregar una gran cantidad de reactivo en avance.

La ventaja de agregar en mayor medida el NaSH en ST-17 es que existe un mayor tiempo de interacción entre el depresante y la pulpa. En este periodo no solo se logra disminuir el ORP, sino que también se permite remover la capa de colector existente en los sulfuros de cobre. Cuando no se agrega la dosis adecuada, se debe incurrir en un consumo adicional de reactivo para obtener un potencial que se encuentre en los rangos de la operación.

Por este motivo, se recomienda agregar un cuarto sistema de adición de NaSH que funcione en caso que alguno de los 3 restantes sistemas presente algún defecto. Esta instalación adicional no conllevaría un consumo adicional de NaSH dado que se encontraría en stand-by, pero si aseguraría un adecuado acondicionamiento en el ST-17, evitando la adición en exceso de NaSH en avance.

#### 4.4.4 PRUEBAS DE VARIACIÓN DE ORP Y PRECIPITACIÓN DE METALES

Estas pruebas permitieron observar dos fenómenos a analizar. En primer lugar se evidenció que la reducción del ORP de la mezcla tiene una forma exponencial, lo cual conlleva a la adición de mucho más reactivo para disminuir en una pequeña fracción el potencial. Si por ejemplo se determinara realizar las pruebas a un potencial de -520 [mV], se lograría ahorrar sobre un 15% del NaSH necesario para disminuir el ORP de la solución mineral. De esta manera, se considera oportuno desarrollar una flotación a un potencial menor al predeterminado y analizar como esto afecta a la selectividad del proceso y/o eficiencia del proceso. El desarrollar las pruebas en un pH de operación menor permitiría compensar un pequeño aumento del potencial sin afectar necesariamente la disociación del NaSH, tal como se muestra en el diagrama de Pourbaix de la Figura 13.

En segundo lugar, las pruebas permitieron confirmar la precipitación de iones en solución, lo cual conlleva un consumo adicional del depresante empleado. Se estima que cerca de un 25% de NaSH agregado en la solución mineral filtrada se empleó en la generación del precipitado. Este fenómeno que afecta el consumo se torna difícil de controlar dado que los iones presentes en solución dependen del mineral procesado y del procesamiento desarrollado aguas arriba.

#### 4.4.5 PRUEBAS DE FLOTACIÓN DE LABORATORIO

En este trabajo se plantearon unas cuantas alternativas que permitirían reducir el consumo de NaSH en la flotación. Para ello, se propuso aprovechar las aguas y/o relaves de la planta que se caracterizaban por poseer un bajo potencial (ORP) y provenían de etapas donde ya se había adicionado depresante.

Las alternativas planteadas no afectaron sustancialmente las recuperaciones y/o leyes de los concentrados, de hecho se identificaron unos cuantos casos donde se beneficiaba la selectividad del proceso. Estas pruebas marcaron indicios de que es posible disminuir el consumo de NaSH al aprovechar ciertas aguas (y relaves) de la planta, aunque la diferencia no logró ser sustancial por la oxidación y aumento de potencial de las muestras por el periodo que transcurrió antes de realizar los experimentos. Por tanto se recomienda

repetir estas pruebas de flotación en condiciones que aseguren mantener el pH y ORP de las pulpas y aguas obtenidas en la planta.

Por otra parte, se plantea revisar el protocolo de flotación de laboratorio, especialmente la etapa de adición de NaSH. En este sentido se observó durante las pruebas, que luego de dosificar la pulpa con NaSH, el ORP de ésta continuó disminuyendo por un largo periodo de tiempo (revisar tablas de trazabilidad en el Anexo E), alcanzando en algunos casos valores mucho menores a los -530 [mV] establecidos. Por este motivo, se estima conveniente que al agregar el reactivo se espere la estabilidad del ORP de la pulpa antes de adicionar una nueva cantidad, pues de esta manera se aseguraría de que en todas las pruebas se utilizó la dosis justa de NaSH para alcanzar los -530 [mV] fijados según protocolo, permitiendo así mejores resultados a comparar. En este ámbito se debe acotar como el mineral influye a una estabilización más paulatina del potencial, pues cuando se utilizó una solución filtrada solo pasaban un par de segundos hasta que el ORP alcanzara un valor más o menos constante.

Finalmente, se recomienda incluir en el protocolo de pruebas de flotación la cantidad de agua recuperada en los concentrados de cada test. Esta información adicional permitiría estimar la recuperación por arrastre de las especies minerales.

---

# CAPÍTULO 5: CONCLUSIONES

En este trabajo se logró comprender la metodología con que funciona la etapa Rougher de la Planta Concentradora Molibdeno de Los Pelambres. En este sentido se presentaron los rangos de operación con que funciona la planta, y los resultados asociados (recuperaciones y leyes) a dicha etapa.

Se determinó además, gracias a un análisis QEMSCAN, que la alta recuperación de molibdeno (superior al 95%) se debe a que la molibdenita se encuentra en su mayoría libre, y sólo un 8% del mineral se asocia a ganga de tal manera que se dificulta su flotación. A su vez, se observó que la mayoría de los minerales de cobre presentes en el concentrado Rougher posee un tamaño tan fino (menor a 53 [ $\mu\text{m}$ ]) que su recuperación se asocia principalmente a flotación por arrastre. Este trabajo además se logró incorporar las recuperaciones, en función del tamaño y grado de liberación, para la molibdenita y las principales especies de cobre.

Por otro lado se establecieron los distintos mecanismos que inciden a un mayor consumo del reactivo sulfhidrato de sodio. Mediante pruebas de flotación en laboratorio, fue posible observar como un alto contenido de oxígeno en el gas flotante puede aumentar a más del doble el consumo de NaSH en comparación a la ausencia de éste ( $\text{O}_2$ ). Para minimizar el contenido de oxígeno del gas flotante en la operación Rougher, se plantea no sobrepasar los 2000 [ $\text{Nm}^3/\text{h}$ ] en el flujo de gas de la Planta de Nitrógeno.

También se logró identificar la precipitación de iones al agregar NaSH. En pruebas con muestras filtradas (solución sin mineral) se presencié la generación de sólidos con un contenido mayoritario de Ca y Fe. Este fenómeno aumentó en un 25% el consumo del depresante necesario para alcanzar los -530 [mV] (ORP establecido por protocolo en las pruebas de flotación).

Dado que el sulfhidrato de sodio no sólo se agrega para deprimir sulfuros de cobre, sino que también para reducir el potencial de la pulpa, se estudiaron distintas alternativas que aprovechen las aguas y/o pulpas con un bajo ORP. Aunque los resultados obtenidos no lograron establecer diferencias sustanciales, dado que las pruebas no se realizaron en las condiciones requeridas, se consideran los casos planteados como opciones viables para disminuir el consumo del reactivo sin alterar la selectividad del proceso.

Otra forma que ayudaría a requerir de menos NaSH es aumentar el ORP de operación. En pruebas con una solución mineral filtrada, se estableció que el potencial disminuye de manera exponencial en función a la cantidad de depresante agregado. En este punto, se logró disminuir más de un 15% el consumo del reactivo con solo cambiar el ORP de operación desde -530 [mV] hasta -520 [mV]

Durante el desarrollo de la memoria en la Planta de Flotación Selectiva de MLP fue posible reconocer que altos consumos de NaSH de la planta se relacionan a periodos de ineficiente dosificación previa a la flotación, conllevando a altas adiciones de reactivo en los cajones de traspaso Rougher (dosificación en avance). Por tanto es aconsejable mejorar la dosificación en el cajón de acondicionamiento (ST-17), para así reducir la cantidad de NaSH agregado en avance.

Finalmente se determinó, mediante pruebas de flotación, que el intercambio parcial o total de aguas frescas por aguas proceso no tiene un impacto negativo en la flotación, de hecho se observa que la selectividad del proceso de la etapa Rougher se ve beneficiada al acondicionar con aguas de las piscinas norte-sur (aguas de proceso). Adicionalmente, en estos nuevos escenarios tampoco se registraron mayores consumos de sulfhidrato de sodio.

---

# CAPÍTULO 6: BIBLIOGRAFÍA

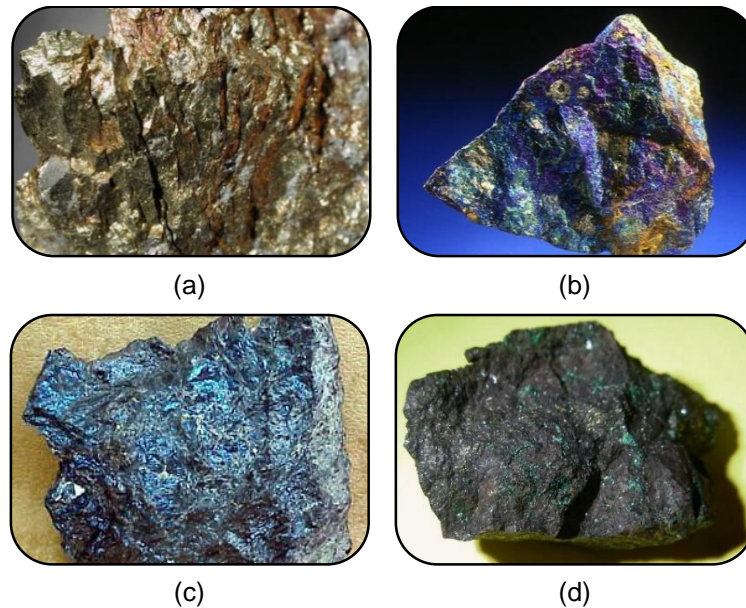
- [1] ARBITER, N. y HARRIS, C.C. Flotation kinetics. En su: Froth Flotation-50th Anniversary Volume, Ed. D. W. Fuerstenau, AIME, New York, Capítulo 8: 215-246,1962.
- [2] CASTRO F., SERGIO. Flotación: Fundamentos y Aplicaciones. Departamento de Ingeniería Metalúrgica, Universidad de Concepción. 2006. 181 pp.
- [3] CHANDER S. y FUERSTERNAU D.W. On the Natural Flotability of Molybdenite, Trans. 252 (62):, 1972.
- [4] DANA, E. y HURLBUT, C. Manual de Mineralogía. 2ª Ed., Reverté S.A., 1960. 578 pp.
- [5] DIAZ M, JULIO. Metalurgia Extractiva del Cobre. [Diapositivas]. Santiago, Chile. Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas. 2012. 80 pp.
- [6] Extractive Metallurgy of Copper por W. G. DAVENPORT "et al". 4ª Ed., 2002. 460 pp.
- [7] FUERSTENAU, D.W. y HERRERA-URBINA, R. Flotation Reagents. En su: Advances in Coal and Mineral Processing using Flotation, Ed. S. Chander y R.R. Klimpel, por Mining, Metallurgy and Exploration Inc. (SME), Colorado, USA, Capítulo 1: 3-18, 1989.
- [8] KLIMPEL, R.R., DHANSEN, R. y FEE, B.S. Selection of Flotation Reagents for Mineral Flotation. En su: Design and Installation of Concentration and Dewatering Circuit, Ed. A.L. Mular and M.A. Anderson, Capítulo 26: 384-404, 1986.
- [9] KRACHT, WILLY. Apunte de concentración de minerales. Departamento de Minas, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, Universidad de Chile. 2010.
- [10] GUPTA, C. K. Extractive Metallurgy of Molybdenum. 1992. 404 pp.
- [11] MAKSAEV, VICTOR. Pórfidos Cupríferos. En su: GL54A Metalogénesis. Santiago, Universidad de Chile, 2004. 12 pp.
- [12] Mining Chemicals Handbook. CYTEC. Revised Edition, 2002. 296 pp.
- [13] NEUMANN J, HARRY. Mineralizaciones Tipo Cobre Porfídico En Chile. Revista Geológica de Chile (1): 67-73, 1974.
- [14] NGUYEN, A.N. y SCHULZE, H.J. Colloidal Science of Flotation. New York, Marcel Dekker Inc., 2004. 850 pp.
- [15] RAGHAVAN S. Y HSU L.L. Factors Affecting The Flotation Recovery of Molybdenite from Porphyry Copper Ores. International Journal of Mineral Processing, 12: 145-162, 1984.
- [16] SHANNON, L.K. y TRAHAR, W.J. The Role of Collector in Sulphide Flotation. Proceedings of Symposium in Advances in Mineral Processing: A Half-Century of Progress in Application of Theory to Practice, Ed. P. Somasundaran, Society por Mining, Metallurgy and Exploration Inc. (SME), Capítulo 24: 408-425,1986.
- [17] SUTULOV A. Flotation of Molibdenite. International Molybdenum Enciclopaedia. Internet Publications: 164-179, 1979.
- [18] TAKENO, N. Atlas of Eh-pH diagrams. Intercomparison of thermodynamyc databases. Open File Rep 419, National Institue of Advanced Industrial Science and Technology, Geological Survey of Japan. Tokyo, 2005. 285 pp.
- [19] TAPIA, C. Consumo de Reactivo NaHS. Superintendencia Planta Molibdeno, Minera Los Pelambres, 2012. 38 pp.



- [20] TRAHAR W.J. A Rational Interpretation of the Rol of Particle Size in Flotation. International Journal of Mineral Processing, 8: 289-327, 1981.
- [21] VIANNA, S. M. The Effect Of Particle Size, Collector Coverage And Liberation On The Floatability Of Galena Particles In An Ore. Tesis (Doctorado) The University of Queensland, Australia. Department of Mining, Minerals and Materials Engineering, 2004. 337 pp.
- [22] WOODS, R. Electrochemical Potential Controlling Flotation. International Journal of Mineral Processing, 72: 151-162, 2003.
- [23] YIANATOS, JUAN. Flotación de Minerales. Departamento de Procesos Químicos, Biotecnológicos y Ambientales, Universidad Técnica Federico Santa María. 2005.

## ANEXO A: PROPIEDADES DE MINERALES EXISTENTES EN PÓRFIDOS CUPRÍFEROS

### ➤ SULFUROS DE COBRE



**FIGURA 58:** SULFUROS DE COBRE. (a) CALCOPIRITA (b) BORNITA (c) COVELINA (d) CALCOSINA

**TABLA 43:** PROPIEDADES FISICOQUÍMICAS DE MINERALES SULFURADOS DE COBRE

Propiedad	Calcopirita	Bornita	Covelina	Calcosina
<b>Fórmula Química</b>	$CuFeS_2$	$Cu_5FeS_4$	$CuS$	$Cu_2S$
<b>Sistema Cristalino</b>	Tetragonal	Cúbico; hexaquisoctaédrico	Hexagonal	Rómbico
<b>Peso Específico</b>	4,1 - 4,3	5,06 - 5,08	4,6 - 4,76	5,5 - 5,8
<b>Color</b>	Amarillo latón	Bronce - Pardo	Azul añil u oscuro	Gris de acero
<b>Brillo</b>	Metálico	Metálico	Metálico - submetálico	Metálico
<b>Raya</b>	Negra Verdosa	Negra grisácea	Gris plomo o negra	Negra grisácea
<b>Dureza [Mohs]</b>	3,5 - 4	3	1,5 - 2	2,5 - 3
<b>Tenacidad</b>	Frágil	Frágil	Frágil	Ligeramente séctil

➤ SULFUROS DE MOLIBDENO

TABLA 44: PROPIEDADES FISICOQUÍMICAS DE LA MOLIBDENITA

Propiedad	Molibdenita
<b>Fórmula Química</b>	MoS <sub>2</sub>
<b>Sistema Cristalino</b>	Hexagonal
<b>Peso Específico</b>	4,62 - 4,73
<b>Color</b>	Gris de plomo
<b>Brillo</b>	Metálico
<b>Raya</b>	Negra grisácea
<b>Dureza [Mohs]</b>	1 - 1,5
<b>Tenacidad</b>	Séctil

➤ OTROS MINERALES METÁLICOS

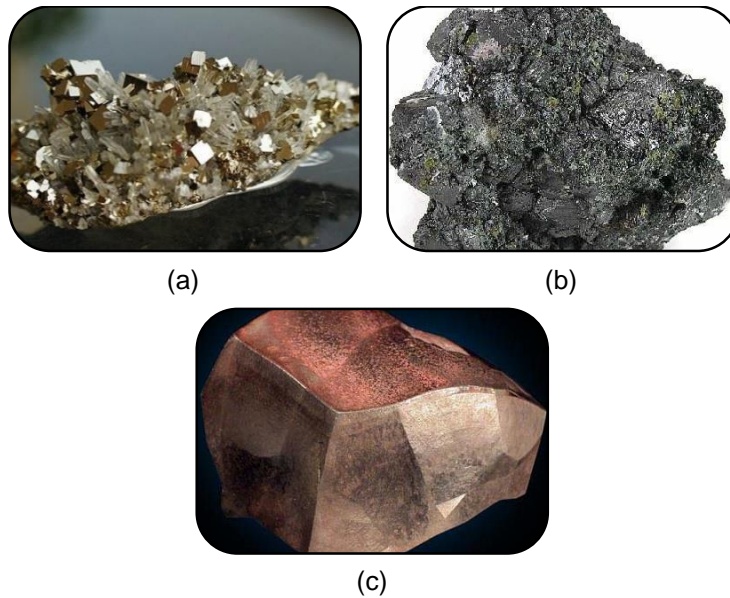


FIGURA 59: MINERALES DE FE. (a) PIRITA. (b) MAGNETITA. (c) HEMATITA.

TABLA 45: PROPIEDADES FISICOQUÍMICAS DE MINERALES DE HIERRO

Propiedad	Pirita	Magnetita	Hematita
<b>Fórmula Química</b>	FeS <sub>2</sub>	Fe <sub>3</sub> O <sub>4</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
<b>Sistema Cristalino</b>	Cúbico	Cúbico	Romboédrico
<b>Peso Específico</b>	5,02	5,18	4,8 - 5,3
<b>Color</b>	Amarillo latón pálido	Negro de hierro	Castaño rojizo a negro
<b>Brillo</b>	Metálico, brillante	Metálico	Metálico - submetálico
<b>Raya</b>	Gris o pardonegra	Negra	Roja indio clara a oscura
<b>Dureza [Mohs]</b>	6 - 6,5	6	5,5 - 6,5
<b>Tenacidad</b>	Frágil	Frágil	Frágil

➤ GANGA NO METÁLICA



**FIGURA 60:** GANGA NO METÁLICA. (a) FELDESPATO POTÁSICO. (b) BIOTITA.

**TABLA 46:** PROPIEDADES FISICOQUÍMICAS DE GANGA NO METÁLICA

Propiedad	Feldespato Potásico	Biotita
<b>Fórmula Química</b>	$\text{KAlSi}_3\text{O}_8$	$\text{AlSi}_3\text{O}_{10}\text{K}(\text{Mg},\text{Fe})_3(\text{OH})_2$
<b>Sistema Cristalino</b>	Monoclínico y Triclínico	Monoclínico
<b>Peso Específico</b>	2,55 - 2,75	2,8 - 3,2
<b>Color</b>	Incoloro, blanco, amarillo, rojizo	Verde oscuro, pardo o negro
<b>Brillo</b>	Vítreo Anacarado	Reluciente
<b>Raya</b>	Blanca	Blanca
<b>Dureza [Mohs]</b>	6	2,5 - 3
<b>Tenacidad</b>	Frágil	Flexible y elástica

## ANEXO B: PROTOCOLO PRUEBAS DE FLOTACIÓN

La flotación Rougher molibdeno se realiza con muestra de alimentación compuesta de la Planta de Molibdeno, muestreada en la descarga TK-10 o TK-15/TK-16.

### ➤ PREPARACIÓN DE LA MUESTRA

La pulpa concentrada de descarga TK-10 (60-70% sólidos) se homogeniza por agitación con movimientos circulares hacia un sentido y hacia el otro y se mide su porcentaje de sólidos por sequedad, para lo cual se retiran 2 pomos de pulpa, para pesar y filtrar, para luego poner a secar en la estufa por un lapso de 1 hora o hasta cuando sea necesario a una temperatura igual o menor a 90°C, esta determinación se realiza en duplicado.

Para efecto de cálculos, se debe considerar que la gravedad específica de la muestra es de 4,2 [t/m<sup>3</sup>] y que la pulpa será ajustada en la celda de flotación a 40% de sólidos. La cantidad de sólido necesaria para la realización de la prueba de flotación es de 1300 gramos seco, con el porcentaje de sólido calculado anteriormente (pulpa concentrada), se calcula el peso de pulpa a agregar en la celda de flotación.

El peso de pulpa se calcula mediante la expresión:

- $V_{\text{celda}} = 2300$  [cc]
- $G.E. = 4.2$
- $\%_{\text{sólidos}} = 40\%$

$$P_{\text{Pulpa Inicial}} = \frac{1300 \text{ [g]}}{\% \text{ Pulpa Concentradora}}$$

Se registrara los datos de pH y potencial bajo la condición inicial de la pulpa concentrado (se registra el valor a los 10 minutos de agitación), junto con los ajustes de pH con la adición de ácido diluido, adición de agua fresca, ajuste de potencial con NaSH y para la condición final de la pulpa.

El pH de la pulpa concentrada se ajusta con ácido sulfúrico diluido al 10% [v/v]

El ajuste de sólido a 40% se realizará con agua fresca en la celda de flotación en base al peso de la pulpa.

El potencial se ajustará a -530 [mV], agregando NaSH obtenido en la planta. Se dejará registro del consumo del reactivo.

### ➤ PROCEDIMIENTO DE LA FLOTACIÓN

Para el caso de la muestra correspondiente a la Descarga TK-10 se tiene:

- Tomar la cantidad de muestra de pulpa concentrada para obtener 1300 [g] de mineral seco de acuerdo a los cálculos definidos anteriormente
- Regular la velocidad de agitación a 900 RPM. Medir el pH y potencial de la pulpa concentrada.
- Adicionar H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> diluido al 10% hasta alcanzar un pH de 6,0 en la pulpa concentrada. Registrar el consumo de ácido y el dato de pH y potencial.

- Rellenar la celda con agua fresca hasta completar los 2300 [ml]. Registrar el dato de pH y potencial.
- Adicionar NaSH hasta alcanzar un potencial de -530 [mV]. Registrar el consumo de NaSH y el pH de la pulpa.
- Antes de adicionar el nitrógeno, acondicionar pulpa por 1 minuto.
- Se procede a regular el flujo de Nitrógeno en 5 [l/min] (variable de acuerdo a las condiciones de espumación de la pulpa)
- Los tiempos de flotación son los siguientes: 5, 10, 15 y 25 minutos.
- Paletear cada 10 segundos y coleccionar el concentrado en diferentes bandejas de acero inoxidable.
- Rellenar la celda con agua fresca de acuerdo a necesidades para mantener nivel de pulpa.
- Finalizada la flotación, filtrar por separado los productos. Secarlos en la estufa a 90°C y pesar. Registrar el pH y potencial de la pulpa.
- Enviar a analizar por Cu, Mo, Fe, etc. de la cabeza y productos.
- Almacenar los testigos por un periodo no superior a tres meses después de realizada la prueba, salvo que se indique lo contrario.

Para el caso de la muestra correspondiente a la Descarga TK-15 y TK-16 se tiene:

- Tomar la cantidad de muestra de pulpa concentrada para obtener 1300 [g] de mineral seco de acuerdo a los cálculos definidos anteriormente
- Regular la velocidad de agitación a 900 RPM. Medir el pH y potencial de la pulpa concentrada.
- Rellenar la celda con agua fresca hasta completar los 2300 [cc]. Registrar el dato de pH y potencial.
- Adicionar NaSH hasta alcanzar un potencial de -530 [mV]. Registrar el consumo de NaSH y el pH de la pulpa.
- Antes de adicionar el nitrógeno, acondicionar pulpa por 1 minuto.
- Se procede a regular el flujo de Nitrógeno en 5 [l/min] (variable de acuerdo a las condiciones de espumación de la pulpa)
- Los tiempos de flotación son los siguientes: 5, 10, 15 y 25 minutos.
- Paletear cada 10 segundos y coleccionar el concentrado en diferentes bandejas de acero inoxidable.
- Rellenar la celda con agua fresca de acuerdo a necesidades para mantener nivel de pulpa.

Variación de pH/ORP en el Tiempo de Agua Destilada Agregando un Total de 40 [ml] de NaSH (40 [ml] Inicialmente y 0 [ml] cada 0 [s])

## ANEXO C: CYCLOSIZING Y ANÁLISIS QEMSCAN

### ➤ CYCLOSIZING

Los resultados de la granulometría realizada a las muestras de la alimentación, concentrado y relave Rougher son presentados a continuación:

**TABLA 47: ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO ALIMENTACIÓN ROUGHER**

Malla N°	Tamaño [µm]	Peso Ret [g]	Distribución Peso [%]		
			Retenido Parcial	Retenido Acumulado	Pasante Acumulado
65	210	0,00	0,00	0,00	100,00
100	150	0,00	0,00	0,00	100,00
150	106	0,00	0,00	0,00	100,00
200	75	0,00	0,00	0,00	100,00
270	53	43,20	17,88	17,88	82,12
C-1	30,44	36,43	15,08	32,96	67,04
C-2	22,11	26,14	10,82	43,78	56,22
C-3	15,82	24,71	10,23	54,00	46,00
C-4	11,41	28,15	11,65	65,66	34,34
C-5	8,12	18,20	7,53	73,19	26,81
- C-5		64,77	26,81	100,00	

**TABLA 48: ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO CONCENTRADO ROUGHER**

Malla N°	Tamaño [µm]	Peso Ret [g]	Distribución Peso [%]		
			Retenido Parcial	Retenido Acumulado	Pasante Acumulado
65	210	0,00	0,00	0,00	100,00
100	150	0,00	0,00	0,00	100,00
150	106	0,00	0,00	0,00	100,00
200	75	0,00	0,00	0,00	100,00
270	53	3,90	6,10	6,10	93,90
C-1	36,22	5,69	8,91	15,01	84,99
C-2	26,31	5,81	9,09	24,10	75,90
C-3	18,82	6,95	10,88	34,98	65,02
C-4	13,57	9,24	14,46	49,44	50,56
C-5	9,66	6,77	10,59	60,03	39,97
- C-5		25,54	39,97	100,00	

**TABLA 49: ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO RELAVE ROUGHER**

Malla N°	Tamaño [µm]	Peso Ret [g]	Distribución Peso [%]		
			Retenido Parcial	Retenido Acumulado	Pasante Acumulado
<b>65</b>	210	0,00	0,00	0,00	100,00
<b>100</b>	150	0,00	0,00	0,00	100,00
<b>150</b>	106	0,00	0,00	0,00	100,00
<b>200</b>	75	0,00	0,00	0,00	100,00
<b>270</b>	53	67,20	24,53	24,53	75,47
<b>C-1</b>	27,50	53,09	19,37	43,90	56,10
<b>C-2</b>	19,97	35,63	13,01	56,90	43,10
<b>C-3</b>	14,29	29,61	10,81	67,71	32,29
<b>C-4</b>	10,30	27,34	9,98	77,69	22,31
<b>C-5</b>	7,33	14,98	5,47	83,16	16,84
<b>- C-5</b>		46,14	16,84	100,00	



➤ ANÁLISIS QEMSCAN

**TABLA 50: MINERALOGÍA MODAL DE LAS FRACCIONES ESTUDIADAS**

Minerales	Mineralogía Modal								
	Alimentación			Concentrado			Relave		
	-9/+0	-53/+9	-1000/+53	-9/+0	-53/+9	-1000/+53	-9/+0	-53/+9	-1000/+53
<b>Calcopirita</b>	13,966	27,903	6,419	20,470	26,316	1,217	8,285	28,847	4,872
<b>Bornita</b>	2,900	7,137	0,689	4,693	6,849	0,224	1,809	7,904	0,523
<b>Calcosina</b>	3,466	4,027	0,719	5,679	4,124	0,192	2,945	3,984	0,804
<b>Covelina</b>	1,065	2,921	0,235	1,370	2,808	0,059	0,555	2,695	0,299
<b>Digenita</b>	0,011	0,249	0,038	0,005	0,293	0,003	0,004	0,306	0,018
<b>Molibdenita</b>	0,179	0,698	0,543	0,255	1,108	0,664	0,002	0,000	0,000
<b>Pirita</b>	0,900	4,536	0,588	1,477	5,936	0,060	0,468	7,484	0,336
<b>Otros Sulfuros</b>	0,003	0,000	0,008	0,005	0,012	0,024	0,000	0,014	0,000
<b>Albita</b>	0,346	0,968	2,491	0,404	0,675	0,885	0,301	0,944	5,869
<b>Cuarzo</b>	0,249	0,917	1,607	0,311	0,397	0,784	0,194	0,648	3,582
<b>K-Feldespatos</b>	0,181	0,648	1,189	0,160	0,318	0,477	0,121	0,479	2,685
<b>Otros Silicatos</b>	0,314	0,649	1,356	0,334	0,428	0,642	0,235	0,554	2,848
<b>Otras Gangas</b>	3,228	4,657	1,998	4,812	4,658	0,872	1,921	4,776	2,689

**TABLA 51: CONTENIDO DE MOLIBDENITA SEGÚN FRACCIÓN DE TAMAÑO Y LIBERACIÓN**

Liberación Molibdenita	Fracción de Tamaño								
	Concentrado			Relave			Alimentación Calculada		
	-9/+0	-53/+9	-1000/+53	-9/+0	-53/+9	-1000/+53	-9/+0	-53/+9	-1000/+53
<b>100 - 80</b>	0,023	0,980	0,555	0,000	0,000	0,000	0,013	0,544	0,308
<b>80 - 60</b>	0,049	0,096	0,087	0,000	0,000	0,000	0,027	0,053	0,048
<b>60 - 40</b>	0,087	0,029	0,016	0,000	0,000	0,000	0,048	0,016	0,009
<b>40 - 20</b>	0,066	0,002	0,000	0,002	0,000	0,000	0,038	0,001	0,000
<b>20 - 0</b>	0,029	0,001	0,007	0,000	0,000	0,000	0,016	0,000	0,004

**TABLA 52: CONTENIDO DE CALCOPIRITA SEGÚN FRACCIÓN DE TAMAÑO Y LIBERACIÓN**

Liberación Calcopirita	Fracción de Tamaño								
	Concentrado			Relave			Alimentación Calculada		
	-9/+0	-53/+9	-1000/+53	-9/+0	-53/+9	-1000/+53	-9/+0	-53/+9	-1000/+53
<b>100 - 80</b>	15,536	19,630	0,939	5,706	21,525	3,429	11,163	20,474	2,047
<b>80 - 60</b>	2,676	4,453	0,131	1,411	4,968	0,790	2,113	4,682	0,424
<b>60 - 40</b>	1,308	1,390	0,055	0,691	1,437	0,319	1,034	1,411	0,172
<b>40 - 20</b>	0,694	0,615	0,066	0,337	0,711	0,132	0,535	0,658	0,095
<b>20 - 0</b>	0,256	0,228	0,026	0,141	0,206	0,203	0,205	0,218	0,105

**TABLA 53: CONTENIDO DE BORNITA SEGÚN FRACCIÓN DE TAMAÑO Y LIBERACIÓN**

Liberación Bornita	Fracción de Tamaño								
	Concentrado			Relave			Alimentación Calculada		
	-9/+0	-53/+9	-1000/+53	-9/+0	-53/+9	-1000/+53	-9/+0	-53/+9	-1000/+53
<b>100 - 80</b>	0,778	2,897	0,102	0,255	3,915	0,102	0,545	3,350	0,102
<b>80 - 60</b>	1,222	0,822	0,014	0,453	0,902	0,011	0,880	0,857	0,013
<b>60 - 40</b>	1,081	0,635	0,017	0,409	0,643	0,049	0,782	0,639	0,031
<b>40 - 20</b>	1,027	1,167	0,017	0,427	0,981	0,070	0,760	1,084	0,041
<b>20 - 0</b>	0,585	1,329	0,074	0,266	1,464	0,290	0,443	1,389	0,170

**TABLA 54: CONTENIDO DE CALCOSINA SEGÚN FRACCIÓN DE TAMAÑO Y LIBERACIÓN**

Liberación Calcosina	Fracción de Tamaño								
	Concentrado			Relave			Alimentación Calculada		
	-9/+0	-53/+9	-1000/+53	-9/+0	-53/+9	-1000/+53	-9/+0	-53/+9	-1000/+53
<b>100 - 80</b>	0,736	0,275	0,000	0,400	0,194	0,000	0,586	0,239	0,000
<b>80 - 60</b>	0,628	0,739	0,000	0,389	0,506	0,000	0,522	0,635	0,000
<b>60 - 40</b>	1,297	0,871	0,016	0,616	0,958	0,000	0,994	0,910	0,009
<b>40 - 20</b>	1,610	1,152	0,032	0,840	1,003	0,163	1,267	1,085	0,090
<b>20 - 0</b>	1,408	1,087	0,144	0,700	1,325	0,641	1,093	1,193	0,365

**TABLA 55: CONTENIDO DE COVELINA SEGÚN FRACCIÓN DE TAMAÑO Y LIBERACIÓN**

Liberación Covelina	Fracción de Tamaño								
	Concentrado			Relave			Alimentación Calculada		
	-9/+0	-53/+9	-1000/+53	-9/+0	-53/+9	-1000/+53	-9/+0	-53/+9	-1000/+53
<b>100 - 80</b>	0,002	0,214	0,011	0,009	0,161	0,000	0,005	0,190	0,006
<b>80 - 60</b>	0,148	0,485	0,020	0,076	0,321	0,000	0,116	0,412	0,011
<b>60 - 40</b>	0,512	0,568	0,000	0,184	0,512	0,000	0,366	0,543	0,000
<b>40 - 20</b>	0,468	0,858	0,000	0,179	0,820	0,130	0,340	0,841	0,058
<b>20 - 0</b>	0,239	0,685	0,028	0,107	0,880	0,169	0,180	0,771	0,091

## ANEXO D: RESULTADOS PRUEBAS DE USO DE NaSH EN VARIACIÓN DE ORP Y PRECIPITACIÓN DE METALES

**TABLA 56:** VARIACIÓN DE pH/ORP EN EL TIEMPO DE UNA SOLUCIÓN MINERAL FILTRADA AGREGANDO UN TOTAL DE 40 [ML] DE NaSH (40 [ML] INICIALMENTE)

t [s]	pH	ORP [mV]	t [s]	pH	ORP [mV]	t [s]	pH	ORP [mV]	t [s]	pH	ORP [mV]
0	6,41	-265	11	10,55	-539	22	10,56	-542	33	10,57	-552
1	6,43	-351	12	10,55	-540	23	10,59	-551	34	10,6	-552
2	7,34	-412	13	10,53	-546	24	10,57	-551	35	10,58	-552
3	9,04	-451	14	10,57	-547	25	10,56	-549	36	10,57	-550
4	9,72	-462	15	10,53	-545	26	10,59	-551	37	10,57	-553
5	9,96	-477	16	10,55	-545	27	10,58	-552	38	10,57	-553
6	10,24	-491	17	10,58	-548	28	10,58	-553	39	10,59	-553
7	10,46	-512	18	10,57	-550	29	10,57	-552	40	10,59	-553
8	10,47	-532	19	10,55	-547	30	10,58	-550	41	10,59	-549
9	10,47	-533	20	10,59	-547	31	10,57	-551	42	10,57	-552
10	10,47	-532	21	10,57	-549	32	10,58	-549			

**TABLA 57:** VARIACIÓN DE pH/ORP EN EL TIEMPO DE UNA SOLUCIÓN MINERAL FILTRADA AGREGANDO UN TOTAL DE 40 [ML] DE NaSH (40 [ML] INICIALMENTE). DUPLICADO.

t [s]	pH	ORP [mV]	t [s]	pH	ORP [mV]	t [s]	pH	ORP [mV]	t [s]	pH	ORP [mV]
0	5,81	-144	13	10,52	-538	26	10,54	-543	39	10,56	-542
1	5,81	-321	14	10,51	-537	27	10,55	-538	40	10,54	-542
2	9,49	-492	15	10,54	-536	28	10,54	-539	41	10,53	-538
3	10,17	-505	16	10,53	-537	29	10,54	-541	42	10,56	-539
4	10,38	-517	17	10,52	-540	30	10,53	-541	43	10,54	-540
5	10,42	-527	18	10,55	-542	31	10,56	-543	44	10,53	-541
6	10,42	-529	19	10,54	-540	32	10,54	-541	45	10,56	-541
7	10,41	-532	20	10,52	-541	33	10,53	-539	46	10,55	-541
8	10,48	-532	21	10,55	-539	34	10,55	-542	47	10,55	-537
9	10,5	-532	22	10,54	-540	35	10,53	-542	48	10,55	-538
10	10,49	-534	23	10,52	-540	36	10,54	-541	49	10,53	-540
11	10,49	-535	24	10,55	-542	37	10,54	-539	50	10,55	-540
12	10,54	-537	25	10,54	-542	38	10,52	-538			

**TABLA 58:** VARIACIÓN DE pH/ORP EN EL TIEMPO DE UNA SOLUCIÓN MINERAL FILTRADA AGREGANDO UN TOTAL DE 40 [ML] DE NaSH (20 [ML] INICIALMENTE Y 20 [ML] A LOS 60 [S])

<b>t</b> <b>[s]</b>	<b>pH</b>	<b>ORP</b> <b>[mV]</b>	<b>t</b> <b>[s]</b>	<b>pH</b>	<b>ORP</b> <b>[mV]</b>	<b>t</b> <b>[s]</b>	<b>pH</b>	<b>ORP</b> <b>[mV]</b>	<b>t</b> <b>[s]</b>	<b>pH</b>	<b>ORP</b> <b>[mV]</b>
0	6,07	-118	23	10,22	-519	46	10,21	-523	69	10,6	-553
1	6,05	-348	24	10,22	-522	47	10,21	-523	70	10,58	-550
2	9,19	-452	25	10,2	-524	48	10,24	-522	71	10,59	-550
3	9,9	-475	26	10,22	-520	49	10,22	-524	72	10,58	-553
4	9,9	-484	27	10,22	-520	50	10,21	-524	73	10,57	-549
5	10,11	-496	28	10,2	-522	51	10,25	-524	74	10,59	-552
6	10,1	-500	29	10,2	-525	52	10,23	-522	75	10,57	-552
7	10,09	-502	30	10,21	-525	53	10,21	-523	76	10,6	-553
8	10,14	-504	31	10,19	-524	54	10,24	-524	77	10,58	-553
9	10,14	-507	32	10,22	-521	55	10,24	-526	78	10,58	-553
10	10,13	-512	33	10,21	-523	56	10,24	-524	79	10,59	-550
11	10,12	-513	34	10,2	-525	57	10,22	-521	80	10,57	-550
12	10,18	-512	35	10,24	-524	58	10,24	-523	81	10,59	-553
13	10,16	-513	36	10,22	-522	59	10,24	-523	82	10,58	-553
14	10,16	-517	37	10,21	-523	60	10,22	-525	83	10,57	-550
15	10,18	-517	38	10,21	-523	61	10,26	-523	84	10,57	-550
16	10,16	-516	39	10,21	-522	62	10,44	-534	85	10,6	-550
17	10,2	-517	40	10,21	-525	63	10,54	-541	86	10,58	-553
18	10,19	-520	41	10,21	-522	64	10,53	-547	87	10,58	-550
19	10,17	-521	42	10,21	-522	65	10,6	-551	88	10,6	-550
20	10,22	-521	43	10,2	-525	66	10,59	-549	89	10,58	-549
21	10,2	-519	44	10,22	-525	67	10,58	-548	90	10,57	-553
22	10,19	-519	45	10,22	-523	68	10,6	-551			

**TABLA 59:** VARIACIÓN DE PH/ORP EN EL TIEMPO DE UNA SOLUCIÓN MINERAL FILTRADA AGREGANDO UN TOTAL DE 40 [ML] DE NASH (20 [ML] INICIALMENTE Y 20 [ML] A LOS 60 [S]). DUPLICADO

<b>t</b> <b>[s]</b>	<b>pH</b>	<b>ORP</b> <b>[mV]</b>	<b>t</b> <b>[s]</b>	<b>pH</b>	<b>ORP</b> <b>[mV]</b>	<b>t</b> <b>[s]</b>	<b>pH</b>	<b>ORP</b> <b>[mV]</b>	<b>t</b> <b>[s]</b>	<b>pH</b>	<b>ORP</b> <b>[mV]</b>
<b>0</b>	6,39	-130	<b>23</b>	10,22	-514	<b>46</b>	10,22	-520	<b>69</b>	10,59	-546
<b>1</b>	6,38	-133	<b>24</b>	10,2	-515	<b>47</b>	10,21	-521	<b>70</b>	10,58	-546
<b>2</b>	8,4	-431	<b>25</b>	10,2	-513	<b>48</b>	10,26	-520	<b>71</b>	10,59	-547
<b>3</b>	9,78	-455	<b>26</b>	10,22	-514	<b>49</b>	10,24	-521	<b>72</b>	10,61	-549
<b>4</b>	9,9	-474	<b>27</b>	10,22	-513	<b>50</b>	10,22	-519	<b>73</b>	10,6	-550
<b>5</b>	9,98	-483	<b>28</b>	10,2	-514	<b>51</b>	10,26	-518	<b>74</b>	10,58	-550
<b>6</b>	10,09	-487	<b>29</b>	10,24	-516	<b>52</b>	10,24	-518	<b>75</b>	10,59	-548
<b>7</b>	10,09	-491	<b>30</b>	10,22	-518	<b>53</b>	10,23	-518	<b>76</b>	10,59	-547
<b>8</b>	10,1	-493	<b>31</b>	10,21	-516	<b>54</b>	10,26	-520	<b>77</b>	10,57	-547
<b>9</b>	10,1	-494	<b>32</b>	10,25	-514	<b>55</b>	10,24	-521	<b>78</b>	10,57	-547
<b>10</b>	10,17	-500	<b>33</b>	10,22	-516	<b>56</b>	10,24	-520	<b>79</b>	10,61	-547
<b>11</b>	10,15	-502	<b>34</b>	10,22	-518	<b>57</b>	10,23	-518	<b>80</b>	10,59	-549
<b>12</b>	10,15	-502	<b>35</b>	10,24	-519	<b>58</b>	10,25	-518	<b>81</b>	10,57	-550
<b>13</b>	10,2	-501	<b>36</b>	10,22	-519	<b>59</b>	10,23	-520	<b>82</b>	10,59	-550
<b>14</b>	10,18	-502	<b>37</b>	10,22	-517	<b>60</b>	10,24	-521	<b>83</b>	10,59	-549
<b>15</b>	10,17	-506	<b>38</b>	10,22	-516	<b>61</b>	10,24	-519	<b>84</b>	10,57	-547
<b>16</b>	10,22	-508	<b>39</b>	10,2	-517	<b>62</b>	10,42	-534	<b>85</b>	10,57	-546
<b>17</b>	10,2	-509	<b>40</b>	10,2	-519	<b>63</b>	10,51	-539	<b>86</b>	10,57	-547
<b>18</b>	10,19	-508	<b>41</b>	10,23	-520	<b>64</b>	10,58	-544	<b>87</b>	10,59	-549
<b>19</b>	10,23	-507	<b>42</b>	10,21	-517	<b>65</b>	10,59	-546	<b>88</b>	10,57	-550
<b>20</b>	10,21	-508	<b>43</b>	10,22	-519	<b>66</b>	10,57	-547	<b>89</b>	10,57	-550
<b>21</b>	10,2	-509	<b>44</b>	10,24	-521	<b>67</b>	10,57	-546	<b>90</b>	10,6	-551
<b>22</b>	10,23	-511	<b>45</b>	10,22	-520	<b>68</b>	10,61	-545	<b>91</b>	10,59	-549

**TABLA 60:** VARIACIÓN DE pH/ORP EN EL TIEMPO DE UNA SOLUCIÓN MINERAL FILTRADA AGREGANDO UN TOTAL DE 40 [ML] DE NaSH (5 [ML] INICIALMENTE Y 5 [ML] CADA 15 [S])

<b>t</b> <b>[s]</b>	<b>pH</b>	<b>ORP</b> <b>[mV]</b>	<b>t</b> <b>[s]</b>	<b>pH</b>	<b>ORP</b> <b>[mV]</b>	<b>t</b> <b>[s]</b>	<b>pH</b>	<b>ORP</b> <b>[mV]</b>	<b>t</b> <b>[s]</b>	<b>pH</b>	<b>ORP</b> <b>[mV]</b>
0	5,92	-128	33	9,84	-490	66	10,38	-530	99	10,56	-541
1	5,91	-132	34	9,83	-490	67	10,36	-532	100	10,55	-539
2	5,89	-353	35	9,93	-492	68	10,39	-530	101	10,58	-539
3	8,91	-422	36	9,92	-492	69	10,39	-531	102	10,57	-539
4	9,08	-423	37	9,9	-494	70	10,37	-530	103	10,55	-541
5	9,07	-429	38	9,94	-497	71	10,36	-529	104	10,58	-542
6	9,06	-431	39	9,93	-498	72	10,41	-532	105	10,57	-543
7	9,11	-432	40	9,92	-497	73	10,39	-533	106	10,56	-541
8	9,11	-435	41	9,94	-496	74	10,39	-533	107	10,59	-543
9	9,09	-437	42	9,94	-497	75	10,37	-532	108	10,63	-545
10	9,09	-437	43	9,92	-500	76	10,41	-530	109	10,63	-545
11	9,13	-438	44	9,92	-499	77	10,4	-533	110	10,6	-547
12	9,11	-434	45	9,94	-502	78	10,42	-536	111	10,61	-546
13	9,11	-434	46	9,95	-502	79	10,49	-538	112	10,62	-546
14	9,1	-435	47	9,93	-503	80	10,48	-538	113	10,6	-547
15	9,13	-437	48	10,13	-515	81	10,47	-535	114	10,6	-546
16	9,09	-439	49	10,17	-514	82	10,5	-538	115	10,63	-547
17	9,11	-440	50	10,15	-515	83	10,48	-539	116	10,6	-547
18	9,12	-448	51	10,18	-519	84	10,48	-537	117	10,6	-545
19	9,46	-462	52	10,21	-519	85	10,49	-537	118	10,63	-546
20	9,46	-465	53	10,19	-517	86	10,47	-537	119	10,61	-546
21	9,56	-465	54	10,2	-518	87	10,49	-535	120	10,6	-544
22	9,55	-467	55	10,22	-518	88	10,47	-537	121	10,63	-543
23	9,54	-467	56	10,2	-518	89	10,47	-536	122	10,63	-543
24	9,56	-467	57	10,22	-520	90	10,49	-538	123	10,62	-542
25	9,56	-469	58	10,22	-522	91	10,49	-538	124	10,6	-544
26	9,55	-469	59	10,22	-522	92	10,48	-538	125	10,63	-546
27	9,55	-470	60	10,22	-519	93	10,57	-538	126	10,62	-546
28	9,55	-470	61	10,22	-519	94	10,57	-539	127	10,6	-542
29	9,59	-467	62	10,24	-524	95	10,55	-541	128	10,63	-542
30	9,57	-467	63	10,29	-530	96	10,55	-542	129	10,62	-544
31	9,56	-469	64	10,32	-529	97	10,55	-543			
32	9,71	-480	65	10,4	-532	98	10,58	-542			

**TABLA 61:** VARIACIÓN DE pH/ORP EN EL TIEMPO DE UNA SOLUCIÓN MINERAL FILTRADA AGREGANDO UN TOTAL DE 40 [ML] DE NaSH (5 [ML] INICIALMENTE Y 5 [ML] CADA 15 [S]). DUPLICADO

<b>t</b> <b>[s]</b>	<b>pH</b>	<b>ORP</b> <b>[mV]</b>	<b>t</b> <b>[s]</b>	<b>pH</b>	<b>ORP</b> <b>[mV]</b>	<b>t</b> <b>[s]</b>	<b>pH</b>	<b>ORP</b> <b>[mV]</b>	<b>t</b> <b>[s]</b>	<b>pH</b>	<b>ORP</b> <b>[mV]</b>
<b>0</b>	6,44	-140	<b>32</b>	9,86	-480	<b>64</b>	10,36	-527	<b>96</b>	10,54	-540
<b>1</b>	6,43	-147	<b>33</b>	9,85	-481	<b>65</b>	10,36	-528	<b>97</b>	10,56	-542
<b>2</b>	6,43	-327	<b>34</b>	9,88	-485	<b>66</b>	10,34	-527	<b>98</b>	10,56	-543
<b>3</b>	8,71	-410	<b>35</b>	9,94	-487	<b>67</b>	10,38	-525	<b>99</b>	10,54	-541
<b>4</b>	8,94	-412	<b>36</b>	9,92	-486	<b>68</b>	10,37	-525	<b>100</b>	10,54	-539
<b>5</b>	9,05	-411	<b>37</b>	9,91	-486	<b>69</b>	10,35	-526	<b>101</b>	10,58	-538
<b>6</b>	9,04	-415	<b>38</b>	9,95	-492	<b>70</b>	10,38	-529	<b>102</b>	10,56	-540
<b>7</b>	9,1	-417	<b>39</b>	9,93	-492	<b>71</b>	10,38	-529	<b>103</b>	10,54	-542
<b>8</b>	9,1	-419	<b>40</b>	9,93	-492	<b>72</b>	10,36	-525	<b>104</b>	10,54	-542
<b>9</b>	9,1	-419	<b>41</b>	9,93	-493	<b>73</b>	10,36	-527	<b>105</b>	10,57	-542
<b>10</b>	9,1	-423	<b>42</b>	9,92	-494	<b>74</b>	10,39	-525	<b>106</b>	10,59	-546
<b>11</b>	9,1	-424	<b>43</b>	9,92	-496	<b>75</b>	10,38	-529	<b>107</b>	10,58	-544
<b>12</b>	9,13	-423	<b>44</b>	9,96	-496	<b>76</b>	10,42	-535	<b>108</b>	10,63	-543
<b>13</b>	9,1	-422	<b>45</b>	9,94	-496	<b>77</b>	10,49	-535	<b>109</b>	10,62	-543
<b>14</b>	9,1	-420	<b>46</b>	9,98	-501	<b>78</b>	10,48	-533	<b>110</b>	10,6	-545
<b>15</b>	9,11	-426	<b>47</b>	10,13	-504	<b>79</b>	10,46	-532	<b>111</b>	10,6	-547
<b>16</b>	9,14	-433	<b>48</b>	10,12	-509	<b>80</b>	10,5	-532	<b>112</b>	10,63	-547
<b>17</b>	9,46	-449	<b>49</b>	10,14	-511	<b>81</b>	10,48	-534	<b>113</b>	10,61	-547
<b>18</b>	9,48	-451	<b>50</b>	10,19	-512	<b>82</b>	10,46	-536	<b>114</b>	10,6	-546
<b>19</b>	9,54	-453	<b>51</b>	10,17	-511	<b>83</b>	10,5	-536	<b>115</b>	10,63	-543
<b>20</b>	9,52	-455	<b>52</b>	10,2	-511	<b>84</b>	10,49	-534	<b>116</b>	10,61	-543
<b>21</b>	9,56	-457	<b>53</b>	10,2	-516	<b>85</b>	10,47	-535	<b>117</b>	10,6	-545
<b>22</b>	9,57	-455	<b>54</b>	10,18	-516	<b>86</b>	10,5	-533	<b>118</b>	10,63	-547
<b>23</b>	9,55	-459	<b>55</b>	10,23	-513	<b>87</b>	10,5	-533	<b>119</b>	10,62	-547
<b>24</b>	9,57	-456	<b>56</b>	10,23	-514	<b>88</b>	10,47	-537	<b>120</b>	10,62	-546
<b>25</b>	9,57	-459	<b>57</b>	10,21	-514	<b>89</b>	10,47	-537	<b>121</b>	10,59	-547
<b>26</b>	9,58	-461	<b>58</b>	10,2	-517	<b>90</b>	10,49	-537	<b>122</b>	10,6	-545
<b>27</b>	9,56	-461	<b>59</b>	10,21	-516	<b>91</b>	10,52	-539	<b>123</b>	10,61	-544
<b>28</b>	9,57	-458	<b>60</b>	10,21	-517	<b>92</b>	10,51	-537	<b>124</b>	10,59	-546
<b>29</b>	9,6	-459	<b>61</b>	10,35	-523	<b>93</b>	10,52	-537	<b>125</b>	10,59	-544
<b>30</b>	9,58	-458	<b>62</b>	10,36	-523	<b>94</b>	10,58	-539	<b>126</b>	10,63	-543
<b>31</b>	9,57	-461	<b>63</b>	10,35	-524	<b>95</b>	10,56	-538			



**TABLA 62:** VARIACIÓN DE pH/ORP EN EL TIEMPO DE AGUA DESTILADA AGREGANDO UN TOTAL DE 40 [ML] DE NaSH (40 [ML] INICIALMENTE)

<b>t</b> <b>[s]</b>	<b>pH</b>	<b>ORP</b> <b>[mV]</b>	<b>t</b> <b>[s]</b>	<b>pH</b>	<b>ORP</b> <b>[mV]</b>	<b>t</b> <b>[s]</b>	<b>pH</b>	<b>ORP</b> <b>[mV]</b>	<b>t</b> <b>[s]</b>	<b>pH</b>	<b>ORP</b> <b>[mV]</b>
<b>0</b>	6,19	-206	<b>18</b>	11,21	-562	<b>35</b>	11,25	-566	<b>53</b>	11,26	-567
<b>1</b>	6,19	-326	<b>19</b>	11,25	-564	<b>36</b>	11,25	-566	<b>54</b>	11,25	-566
<b>2</b>	9,92	-399	<b>20</b>	11,23	-564	<b>37</b>	11,23	-566	<b>55</b>	11,27	-565
<b>3</b>	10,32	-450	<b>21</b>	11,23	-563	<b>38</b>	11,23	-567	<b>56</b>	11,26	-565
<b>4</b>	10,94	-487	<b>22</b>	11,23	-565	<b>39</b>	11,23	-567	<b>57</b>	11,26	-567
<b>5</b>	11	-505	<b>23</b>	11,22	-566	<b>40</b>	11,25	-564	<b>58</b>	11,25	-568
<b>6</b>	11,1	-515	<b>24</b>	11,26	-565	<b>41</b>	11,25	-565	<b>59</b>	11,29	-567
<b>7</b>	11,18	-527	<b>25</b>	11,24	-564	<b>42</b>	11,27	-564	<b>60</b>	11,27	-566
<b>8</b>	11,18	-537	<b>26</b>	11,24	-565	<b>43</b>	11,26	-565	<b>61</b>	11,26	-566
<b>9</b>	11,17	-543	<b>27</b>	11,24	-566	<b>44</b>	11,25	-567	<b>62</b>	11,26	-568
<b>10</b>	11,17	-546	<b>28</b>	11,23	-565	<b>45</b>	11,25	-566	<b>63</b>	11,25	-568
<b>11</b>	11,21	-549	<b>29</b>	11,26	-566	<b>46</b>	11,28	-567	<b>64</b>	11,28	-568
<b>12</b>	11,19	-551	<b>30</b>	11,26	-566	<b>47</b>	11,26	-566	<b>65</b>	11,27	-566
<b>13</b>	11,19	-554	<b>31</b>	11,25	-565	<b>48</b>	11,25	-567	<b>66</b>	11,26	-566
<b>14</b>	11,22	-557	<b>32</b>	11,24	-567	<b>49</b>	11,27	-566	<b>67</b>	11,28	-566
<b>15</b>	11,2	-557	<b>33</b>	11,26	-568	<b>50</b>	11,27	-565	<b>68</b>	11,27	-566
<b>16</b>	11,23	-559	<b>34</b>	11,25	-567	<b>51</b>	11,25	-567			
<b>17</b>	11,23	-559	<b>35</b>	11,25	-566	<b>52</b>	11,25	-567			

**TABLA 63:** VARIACIÓN DE PH/ORP EN EL TIEMPO DE AGUA DESTILADA AGREGANDO UN TOTAL DE 40 [ML] DE NASH (20 [ML] INICIALMENTE Y 20 [ML] A LOS 60 [S])

<b>t</b> <b>[s]</b>	<b>pH</b>	<b>ORP</b> <b>[mV]</b>	<b>t</b> <b>[s]</b>	<b>pH</b>	<b>ORP</b> <b>[mV]</b>	<b>t</b> <b>[s]</b>	<b>pH</b>	<b>ORP</b> <b>[mV]</b>	<b>t</b> <b>[s]</b>	<b>pH</b>	<b>ORP</b> <b>[mV]</b>
<b>0</b>	6,09	-250	<b>31</b>	10,98	-544	<b>62</b>	11,18	-586	<b>93</b>	11,22	-576
<b>1</b>	6,15	-252	<b>32</b>	10,97	-545	<b>63</b>	11,16	-578	<b>94</b>	11,26	-577
<b>2</b>	6,12	-471	<b>33</b>	11	-544	<b>64</b>	11,16	-571	<b>95</b>	11,23	-575
<b>3</b>	9,67	-500	<b>34</b>	10,98	-545	<b>65</b>	11,16	-573	<b>96</b>	11,23	-575
<b>4</b>	10,75	-501	<b>35</b>	10,97	-546	<b>66</b>	11,17	-573	<b>97</b>	11,24	-577
<b>5</b>	10,84	-515	<b>36</b>	11	-546	<b>67</b>	11,23	-572	<b>98</b>	11,24	-576
<b>6</b>	10,83	-521	<b>37</b>	10,98	-547	<b>68</b>	11,22	-572	<b>99</b>	11,23	-576
<b>7</b>	10,93	-522	<b>38</b>	10,97	-545	<b>69</b>	11,2	-572	<b>100</b>	11,25	-576
<b>8</b>	10,93	-523	<b>39</b>	10,97	-545	<b>70</b>	11,2	-573	<b>101</b>	11,22	-576
<b>9</b>	10,92	-525	<b>40</b>	11	-545	<b>71</b>	11,23	-574	<b>102</b>	11,26	-577
<b>10</b>	10,9	-529	<b>41</b>	10,98	-547	<b>72</b>	11,21	-574	<b>103</b>	11,24	-577
<b>11</b>	10,96	-532	<b>42</b>	10,98	-547	<b>73</b>	11,2	-575	<b>104</b>	11,23	-575
<b>12</b>	10,94	-533	<b>43</b>	10,99	-547	<b>74</b>	11,24	-574	<b>105</b>	11,26	-575
<b>13</b>	10,93	-534	<b>44</b>	10,97	-545	<b>75</b>	11,23	-574	<b>106</b>	11,24	-575
<b>14</b>	10,96	-534	<b>45</b>	10,98	-546	<b>76</b>	11,21	-573	<b>107</b>	11,23	-577
<b>15</b>	10,93	-537	<b>46</b>	10,98	-548	<b>77</b>	11,25	-574	<b>108</b>	11,27	-577
<b>16</b>	10,97	-538	<b>47</b>	10,97	-548	<b>78</b>	11,23	-575	<b>109</b>	11,25	-577
<b>17</b>	10,96	-538	<b>48</b>	11	-547	<b>79</b>	11,21	-576	<b>110</b>	11,23	-575
<b>18</b>	10,95	-538	<b>49</b>	10,99	-546	<b>80</b>	11,25	-575	<b>111</b>	11,27	-575
<b>19</b>	10,97	-539	<b>50</b>	10,97	-546	<b>81</b>	11,23	-574	<b>112</b>	11,25	-575
<b>20</b>	10,95	-541	<b>51</b>	11,01	-546	<b>82</b>	11,23	-574	<b>113</b>	11,25	-576
<b>21</b>	10,98	-542	<b>52</b>	11	-546	<b>83</b>	11,22	-574	<b>114</b>	11,23	-577
<b>22</b>	10,97	-542	<b>53</b>	10,98	-548	<b>84</b>	11,25	-576	<b>115</b>	11,27	-576
<b>23</b>	10,96	-541	<b>54</b>	11,01	-547	<b>85</b>	11,22	-577	<b>116</b>	11,25	-577
<b>24</b>	10,96	-542	<b>55</b>	11	-546	<b>86</b>	11,23	-574	<b>117</b>	11,23	-576
<b>25</b>	10,99	-544	<b>56</b>	10,98	-546	<b>87</b>	11,22	-574	<b>118</b>	11,26	-575
<b>26</b>	10,98	-542	<b>57</b>	10,98	-546	<b>88</b>	11,21	-576	<b>119</b>	11,25	-575
<b>27</b>	10,98	-542	<b>58</b>	11,01	-547	<b>89</b>	11,26	-577	<b>120</b>	11,23	-575
<b>28</b>	10,97	-543	<b>59</b>	11	-548	<b>90</b>	11,23	-577	<b>121</b>	11,25	-576
<b>29</b>	10,96	-545	<b>60</b>	10,98	-548	<b>91</b>	11,23	-575	<b>122</b>	11,25	-577
<b>30</b>	11	-545	<b>61</b>	11,02	-548	<b>92</b>	11,23	-575	<b>123</b>	11,23	-577

**TABLA 64:** VARIACIÓN DE pH/ORP EN EL TIEMPO DE AGUA DESTILADA AGREGANDO UN TOTAL DE 40 [ML] DE NaSH (5 [ML] INICIALMENTE Y 5 [ML] CADA 15 [S])

<b>t</b> <b>[s]</b>	<b>pH</b>	<b>ORP</b> <b>[mV]</b>	<b>t</b> <b>[s]</b>	<b>pH</b>	<b>ORP</b> <b>[mV]</b>	<b>t</b> <b>[s]</b>	<b>pH</b>	<b>ORP</b> <b>[mV]</b>	<b>t</b> <b>[s]</b>	<b>pH</b>	<b>ORP</b> <b>[mV]</b>
<b>0</b>	6,09	-242	<b>33</b>	10,85	-507	<b>66</b>	11,01	-549	<b>99</b>	11,12	-566
<b>1</b>	6,09	-249	<b>34</b>	10,83	-509	<b>67</b>	11,01	-548	<b>100</b>	11,16	-565
<b>2</b>	6,07	-455	<b>35</b>	10,81	-512	<b>68</b>	11,04	-547	<b>101</b>	11,14	-566
<b>3</b>	9,94	-449	<b>36</b>	10,85	-513	<b>69</b>	11,02	-549	<b>102</b>	11,12	-565
<b>4</b>	9,97	-444	<b>37</b>	10,82	-512	<b>70</b>	11,01	-551	<b>103</b>	11,15	-564
<b>5</b>	10,04	-441	<b>38</b>	10,82	-512	<b>71</b>	11,04	-551	<b>104</b>	11,15	-564
<b>6</b>	10,22	-447	<b>39</b>	10,85	-515	<b>72</b>	11,01	-549	<b>105</b>	11,13	-563
<b>7</b>	10,28	-448	<b>40</b>	10,82	-515	<b>73</b>	11,02	-549	<b>106</b>	11,13	-568
<b>8</b>	10,26	-448	<b>41</b>	10,82	-517	<b>74</b>	11,02	-549	<b>107</b>	11,21	-571
<b>9</b>	10,25	-447	<b>42</b>	10,85	-517	<b>75</b>	11	-554	<b>108</b>	11,19	-571
<b>10</b>	10,32	-447	<b>43</b>	10,82	-516	<b>76</b>	11,07	-556	<b>109</b>	11,17	-570
<b>11</b>	10,3	-449	<b>44</b>	10,82	-516	<b>77</b>	11,07	-556	<b>110</b>	11,2	-569
<b>12</b>	10,28	-451	<b>45</b>	10,86	-518	<b>78</b>	11,05	-556	<b>111</b>	11,2	-569
<b>13</b>	10,3	-451	<b>46</b>	10,86	-525	<b>79</b>	11,01	-556	<b>112</b>	11,19	-570
<b>14</b>	10,32	-450	<b>47</b>	10,88	-528	<b>80</b>	11,11	-558	<b>113</b>	11,17	-572
<b>15</b>	10,29	-449	<b>48</b>	10,88	-531	<b>81</b>	11,09	-559	<b>114</b>	11,2	-571
<b>16</b>	10,48	-481	<b>49</b>	10,95	-532	<b>82</b>	11,07	-559	<b>115</b>	11,19	-570
<b>17</b>	10,84	-480	<b>50</b>	10,93	-532	<b>83</b>	11,11	-557	<b>116</b>	11,17	-571
<b>18</b>	10,51	-482	<b>51</b>	10,92	-533	<b>84</b>	11,09	-556	<b>117</b>	11,2	-572
<b>19</b>	10,59	-484	<b>52</b>	10,96	-535	<b>85</b>	11,08	-558	<b>118</b>	11,19	-573
<b>20</b>	10,66	-484	<b>53</b>	10,94	-537	<b>86</b>	11,11	-559	<b>119</b>	11,17	-572
<b>21</b>	10,65	-483	<b>54</b>	10,93	-537	<b>87</b>	11,09	-559	<b>120</b>	11,19	-571
<b>22</b>	10,63	-484	<b>55</b>	10,96	-537	<b>88</b>	11,08	-557	<b>121</b>	11,19	-571
<b>23</b>	10,65	-484	<b>56</b>	10,95	-535	<b>89</b>	11,11	-558	<b>122</b>	11,17	-570
<b>24</b>	10,66	-484	<b>57</b>	10,93	-537	<b>90</b>	11,09	-561	<b>123</b>	11,2	-572
<b>25</b>	10,64	-486	<b>58</b>	10,97	-537	<b>91</b>	11,08	-565	<b>124</b>	11,19	-573
<b>26</b>	10,64	-488	<b>59</b>	10,95	-539	<b>92</b>	11,16	-565	<b>125</b>	11,17	-572
<b>27</b>	10,68	-488	<b>60</b>	10,94	-539	<b>93</b>	11,14	-564	<b>126</b>	11,17	-573
<b>28</b>	10,66	-486	<b>61</b>	11	-544	<b>94</b>	11,12	-564	<b>127</b>	11,21	-570
<b>29</b>	10,66	-486	<b>62</b>	11	-547	<b>95</b>	11,12	-563	<b>128</b>	11,2	-571
<b>30</b>	10,7	-485	<b>63</b>	10,98	-547	<b>96</b>	11,16	-564	<b>129</b>	11,18	-572
<b>31</b>	10,7	-511	<b>64</b>	10,98	-548	<b>97</b>	11,12	-565	<b>130</b>	11,22	-573
<b>32</b>	10,7	-506	<b>65</b>	11,04	-549	<b>98</b>	11,12	-565			

## ANEXO E: RESULTADOS PRUEBAS DE FLOTACIÓN

**TABLA 65: CONSUMOS Y TRAZABILIDAD DE pH/ORP EN PRUEBA P-1**

Tiempo [min]	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> [ml]	NaSH [ml]	N <sub>2</sub> [l/min]	pH	ORP [mV]
Inicial	-	-	-	6,51	-32,1
c/ H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	-	-	-	-	-
c/ NaSH	-	40	-	-	-
0	-	-	-	10,09	-536,7
1	-	-	4	10,06	-538,3
2	-	-	4	10,06	-538,7
3	-	-	4	10,07	-539,3
4	-	-	4	10,08	-539,9
5	-	-	5	10,10	-539,2
6	-	-	5	10,12	-539,3
7	-	-	6	10,13	-539,4
8	-	-	6	10,14	-539,5
9	-	-	6	10,14	-539,3
10	-	-	6	10,15	-539,3
11	-	-	7	10,16	-540,2
12	-	-	7	10,16	-540,1
13	-	-	7	10,17	-539,9
14	-	-	7	10,18	-539,9
15	-	-	8	10,19	-539,8
16	-	-	8	10,19	-539,8
17	-	-	8	10,20	-540,7
18	-	-	8	10,21	-540,6
19	-	-	8	10,21	-540,2
20	-	-	9	10,22	-540,3
21	-	-	9	10,23	-540,2
22	-	-	9	10,24	-539,7
23	-	-	9	10,24	-540,0
24	-	-	9	10,25	-539,8
25	-	-	9	10,26	-539,3

**TABLA 66: DATOS DE CINÉTICA DE FLOTACIÓN PRUEBA P-1**

Flujo	Peso [g]		Ley Cu, [%]		Ley Fe, [%]		Ley Mo, [%]	
	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.
Conc. 1	109,2	109,2	25,0	25,00	18,49	18,49	11,695	11,695
Conc. 2	64,6	173,8	30,3	26,97	22,07	19,82	3,821	8,768
Conc. 3	38,3	212,1	33,2	28,09	21,50	20,12	0,949	7,356
Conc. 4	56,9	269	34,6	29,47	21,71	20,46	0,487	5,903
Relave	1082,8	1082,8	34,1	34,10	22,10	22,10	0,031	0,031
Alim. Calc.	1351,8			33,18		21,77		1,200
Alim. A.Q.	1314			33,60		21,24		1,080

TABLA 67: CONSUMOS Y TRAZABILIDAD DE pH/ORP EN PRUEBA P-1D

Tiempo [min]	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> [ml]	NaSH [ml]	N <sub>2</sub> [l/min]	pH	ORP [mV]
Inicial	-	-	-	7,01	-36,9
c/ H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	-	-	-	-	-
c/ NaSH	-	40	-	9,88	-535,5
0	-	-	-	10,11	-542,7
1	-	-	4	10,11	-542,0
2	-	-	4	10,10	-542,0
3	-	-	4	10,10	-541,8
4	-	-	4	10,11	-541,8
5	-	-	5	10,10	-542,6
6	-	-	5	10,10	-542,7
7	-	-	5	10,11	-542,4
8	-	-	6	10,12	-542,6
9	-	-	6	10,12	-542,8
10	-	-	7	10,13	-542,8
11	-	-	7	10,14	-542,4
12	-	-	7	10,14	-542,8
13	-	-	7	10,15	-542,9
14	-	-	7	10,16	-541,7
15	-	-	8	10,17	-542,3
16	-	-	8	10,18	-542,5
17	-	-	8	10,18	-542,6
18	-	-	8	10,18	-542,7
19	-	-	8	10,20	-541,7
20	-	-	9	10,20	-541,7
21	-	-	9	10,21	-541,8
22	-	-	9	10,22	-541,7
23	-	-	9	10,22	-541,9
24	-	-	9	10,23	-542,0
25	-	-	9	10,23	-542,5

TABLA 68: DATOS DE CINÉTICA DE FLOTACIÓN PRUEBA P-1D

Flujo	Peso [g]		Ley Cu, [%]		Ley Fe, [%]		Ley Mo, [%]	
	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.
Conc. 1	75,1	75,1	27,7	27,70	19,08	19,08	10,400	10,400
Conc. 2	64,7	139,8	31,6	29,50	21,11	20,02	3,569	7,239
Conc. 3	46,2	186,0	33,7	30,55	22,30	20,59	0,986	5,686
Conc. 4	66,3	252,3	34,8	31,66	20,64	20,60	0,458	4,312
Relave	1041,6	1041,6	34,2	34,20	22,24	22,24	0,028	0,028
Alim. Calc.	1293,9			33,71		21,92		0,863
Alim. A.Q.	1314			33,50		21,70		1,036

**TABLA 69: CONSUMOS Y TRAZABILIDAD DE pH/ORP EN PRUEBA P-2**

Tiempo [min]	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> [ml]	NaSH [ml]	N <sub>2</sub> [l/min]	pH	ORP [mV]
Inicial	-	-	-	6,68	-50,1
c/ H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	-	-	-	-	-
c/ NaSH	-	42	-	9,70	-529,6
0	-	-	-	9,93	-536,7
1	-	-	4	9,98	-539,4
2	-	-	4	10,03	-540,8
3	-	-	4	10,08	-542,3
4	-	-	5	10,13	-543,7
5	-	-	5	10,17	-545,5
6	-	-	5	10,21	-545,9
7	-	-	6	10,25	-545,6
8	-	-	6	10,30	-546,8
9	-	-	7	10,33	-546,8
10	-	-	7	10,38	-547,7
11	-	-	7	10,42	-548,4
12	-	-	7	10,46	-548,1
13	-	-	7	10,51	-549,8
14	-	-	7	10,55	-549,7
15	-	-	8	10,60	-551,3
16	-	-	8	10,63	-551,2
17	-	-	8	10,68	-552,2
18	-	-	8	10,73	-552,7
19	-	-	8	10,77	-553,4
20	-	-	9	10,81	-553,9
21	-	-	9	10,86	-555,0
22	-	-	9	10,90	-555,1
23	-	-	9	10,94	-555,7
24	-	-	9	10,98	-556,2
25	-	-	9	11,02	-556,9

**TABLA 70: DATOS DE CINÉTICA DE FLOTACIÓN PRUEBA P-2**

Flujo	Peso [g]		Ley Cu, [%]		Ley Fe, [%]		Ley Mo, [%]	
	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.
Conc. 1	83,1	83,1	24,6	24,60	18,21	18,21	13,525	13,53
Conc. 2	61,1	144,2	30,4	27,06	21,17	19,46	3,782	9,40
Conc. 3	40,2	184,4	32,6	28,27	21,78	19,97	0,946	7,55
Conc. 4	57,2	241,6	33,6	29,53	21,70	20,38	0,442	5,87
Relave	1113	1113	34,7	34,70	22,09	22,09	0,030	0,03
Alim. Calc.	1354,6			33,78		21,79		1,072
Alim. A.Q.	1314			33,80		22,09		1,150

TABLA 71: CONSUMOS Y TRAZABILIDAD DE pH/ORP EN PRUEBA P-2D

Tiempo [min]	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> [ml]	NaSH [ml]	N <sub>2</sub> [l/min]	pH	ORP [mV]
Inicial	-	-	-	6,95	-50,0
c/ H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	-	-	-	-	-
c/ NaSH	-	42	-	9,68	-530,8
0	-	-	-	9,91	-538,7
1	-	-	4	9,96	-540,6
2	-	-	4	10,01	-542,1
3	-	-	4	10,06	-543,3
4	-	-	5	10,10	-544,4
5	-	-	5	10,14	-545,6
6	-	-	5	10,18	-546,4
7	-	-	6	10,22	-546,8
8	-	-	6	10,27	-547,7
9	-	-	6	10,30	-547,2
10	-	-	6	10,34	-547,3
11	-	-	6	10,38	-548,0
12	-	-	7	10,42	-548,2
13	-	-	7	10,45	-549,1
14	-	-	7	10,49	-548,9
15	-	-	7	10,54	-549,0
16	-	-	8	10,58	-550,0
17	-	-	8	10,64	-550,8
18	-	-	8	10,70	-551,2
19	-	-	8	10,73	-551,9
20	-	-	9	10,76	-551,7
21	-	-	9	10,81	-552,7
22	-	-	9	10,85	-552,8
23	-	-	9	10,89	-553,2
24	-	-	9	10,93	-553,4
25	-	-	9	10,97	-554,7

TABLA 72: DATOS DE CINÉTICA DE FLOTACIÓN PRUEBA P-2D

Flujo	Peso [g]		Ley Cu, [%]		Ley Fe, [%]		Ley Mo, [%]	
	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.
Conc. 1	76,7	76,7	25,9	25,90	17,97	17,97	13,000	13,00
Conc. 2	62,7	139,4	30,8	28,10	21,66	19,63	4,217	9,05
Conc. 3	44,7	184,1	33,3	29,37	22,27	20,27	0,978	7,09
Conc. 4	61,3	245,4	33,7	30,45	21,94	20,69	0,443	5,43
Relave	1050,4	1050,4	34,1	34,10	22,85	22,85	0,029	0,03
Alim. Calc.	1295,8			33,41		22,44		1,05
Alim. A.Q.	1314			33,50		22,06		0,927

**TABLA 73: CONSUMOS Y TRAZABILIDAD DE pH/ORP EN PRUEBA P-3**

Tiempo [min]	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> [ml]	NaSH [ml]	N <sub>2</sub> [l/min]	pH	ORP [mV]
Inicial	-	-	-	6,78	-27,1
c/ H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	-	-	-	-	-
c/ NaSH	-	40	-	9,70	-530,3
0	-	-	-	10,01	-536,3
1	-	-	4	10,23	-542,5
2	-	-	3	10,41	-546,9
3	-	-	4	10,54	-550,6
4	-	-	4	10,68	-553,8
5	-	-	4	10,85	-558,4
6	-	-	4	11,03	-561,7
7	-	-	5	11,16	-563,2
8	-	-	5	11,26	-562,5
9	-	-	6	11,34	-562,2
10	-	-	6	11,43	-562,5
11	-	-	6	11,52	-563,1
12	-	-	6	11,57	-563,6
13	-	-	6	11,64	-563,4
14	-	-	6	11,69	-562,8
15	-	-	7	11,76	-563,3
16	-	-	7	11,81	-562,5
17	-	-	7	11,86	-561,8
18	-	-	8	11,89	-560,0
19	-	-	8	11,93	-558,7
20	-	-	8	11,96	-556,5
21	-	-	8	12,00	-554,2
22	-	-	9	12,03	-551,5
23	-	-	9	12,07	-548,9
24	-	-	9	12,09	-545,0
25	-	-	9	12,11	-540,3

**TABLA 74: DATOS DE CINÉTICA DE FLOTACIÓN PRUEBA P-3**

Flujo	Peso [g]		Ley Cu, [%]		Ley Fe, [%]		Ley Mo, [%]	
	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.
Conc. 1	129,5	129,5	28,1	28,10	20,64	20,64	8,905	8,91
Conc. 2	67,7	197,2	30,2	28,82	21,45	20,92	3,438	7,03
Conc. 3	36,8	234	31,7	29,27	22,54	21,17	0,971	6,08
Conc. 4	52,8	286,8	32,6	29,89	21,95	21,32	0,449	5,04
Relave	1054,8	1054,8	34,4	34,40	22,97	22,97	0,025	0,03
Alim. Calc.	1341,6			33,44		22,62		1,097
Alim. A.Q.	1314			33,60		22,21		1,031



**TABLA 75: CONSUMOS Y TRAZABILIDAD DE pH/ORP EN PRUEBA P-3D**

Tiempo [min]	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> [ml]	NaSH [ml]	N <sub>2</sub> [l/min]	pH	ORP [mV]
Inicial	-	-	-	6,68	-28,7
c/ H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	-	-	-	-	-
c/ NaSH	-	40	-	10,01	-530,2
0	-	-	-	10,24	-534,7
1	-	-	3	10,40	-538,8
2	-	-	3	10,54	-542,8
3	-	-	3	10,70	-546,9
4	-	-	3	10,85	-550,9
5	-	-	3	11,01	-554,7
6	-	-	4	11,17	-558,0
7	-	-	4	11,31	-560,7
8	-	-	5	11,39	-559,6
9	-	-	5	11,47	-558,1
10	-	-	6	11,53	-556,8
11	-	-	6	11,61	-556,2
12	-	-	6	11,66	-555,7
13	-	-	6	11,73	-555,3
14	-	-	7	11,77	-553,6
15	-	-	7	11,82	-552,3
16	-	-	7	11,87	-550,1
17	-	-	7	11,91	-547,5
18	-	-	8	11,95	-544,5
19	-	-	8	11,99	-539,3
20	-	-	8	12,02	-533,5
21	-	-	9	12,05	-524,6
22	-	4	9	12,09	-509,2
23	-	-	9	12,11	-550,2
24	-	-	9	12,12	-546,2
25	-	-	9	12,15	-541,0

**TABLA 76: DATOS DE CINÉTICA DE FLOTACIÓN PRUEBA P-3D**

Flujo	Peso [g]		Ley Cu, [%]		Ley Fe, [%]		Ley Mo, [%]	
	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.
Conc. 1	121,5	121,5	27,9	27,90	21,71	21,71	8,390	8,390
Conc. 2	72,9	194,4	29,4	28,46	21,62	21,67	3,523	6,565
Conc. 3	34,5	228,9	31,9	28,98	22,32	21,77	0,940	5,717
Conc. 4	49,0	277,9	32,6	29,62	22,77	21,95	0,442	4,787
Relave	1073,8	1073,8	34,4	34,40	22,86	22,86	0,025	0,025
Alim. Calc.	1351,7			33,42		22,67		1,004
Alim. A.Q.	1314			33,70		22,50		1,055

**TABLA 77: CONSUMOS Y TRAZABILIDAD DE pH/ORP EN PRUEBA P-4**

Tiempo [min]	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> [ml]	NaSH [ml]	N <sub>2</sub> [l/min]	pH	ORP [mV]
Inicial	-	-	-	6,94	-27,0
c/ H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	-	-	-	-	-
c/ NaSH	-	40	-	9,82	-533,7
0	-	-	-	10,75	-544,8
1	-	-	3	11,12	-553,9
2	-	-	3	11,49	-562,8
3	-	-	3	11,80	-568,7
4	-	-	3	12,03	-570,6
5	-	-	3	12,18	-569,1
6	-	-	3	12,29	-563,3
7	-	-	3	12,37	-554,2
8	-	-	3	12,45	-541,9
9	-	-	4	12,47	-525,8
10	-	4	5	12,50	-535,6
11	-	4	5	12,53	-530,1
12	-	2	6	12,57	-527,0
13	-	4	6	12,61	-528,8
14	-	4	6	12,63	-530,9
15	-	2	7	12,66	-530,8
16	-	4	7	12,70	-532,0
17	-	-	7	12,71	-536,9
18	-	6	7	12,73	-525,4
19	-	-	7	12,75	-539,4
20	-	4	7	12,76	-529,4
21	-	-	7	12,79	-535,8
22	-	2	7	12,80	-532,9
23	-	2	7	12,80	-530,2
24	-	2	7	12,82	-531,0
25	-	2	7	12,83	-532,1

**TABLA 78: DATOS DE CINÉTICA DE FLOTACIÓN PRUEBA P-4**

Flujo	Peso [g]		Ley Cu, [%]		Ley Fe, [%]		Ley Mo, [%]	
	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.
Conc. 1	173,0	173,0	27,9	27,90	22,33	22,33	5,546	5,546
Conc. 2	93,2	266,2	29,9	28,60	22,14	22,27	3,308	4,762
Conc. 3	38,6	304,8	30,6	28,85	21,82	22,21	1,470	4,345
Conc. 4	44,3	349,1	31,9	29,24	22,38	22,23	0,538	3,862
Relave	947,4	947,4	35,0	35,00	23,15	23,15	0,029	0,029
Alim. Calc.	1296,5			33,45		22,90		1,061
Alim. A.Q.	1314			33,50		22,94		1,090

TABLA 79: CONSUMOS Y TRAZABILIDAD DE pH/ORP EN PRUEBA P-4D

Tiempo [min]	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> [ml]	NaSH [ml]	N <sub>2</sub> [l/min]	pH	ORP [mV]
Inicial	-	-	-	6,50	-49,8
c/ H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	-	-	-	-	-
c/ NaSH	-	40	-	9,58	-530,6
0	-	-	-	10,59	-542,9
1	-	-	3	11,01	-552,9
2	-	-	3	11,39	-562,2
3	-	-	3	11,68	-568,8
4	-	-	3	11,87	-570,4
5	-	-	3	12,02	-570,4
6	-	-	4	12,12	-568,2
7	-	-	4	12,22	-560,8
8	-	-	5	12,29	-554,3
9	-	4	5	12,36	-540,4
10	-	4	6	12,39	-537,8
11	-	2	6	12,42	-537,4
12	-	2	6	12,45	-535,6
13	-	2	6	12,46	-533,3
14	-	4	6	12,48	-532,7
15	-	2	7	12,50	-538,1
16	-	2	7	12,54	-536,7
17	-	4	7	12,57	-535,7
18	-	2	7	12,58	-540,6
19	-	2	7	12,59	-536,8
20	-	2	8	12,61	-533,9
21	-	3	8	12,63	-529,2
22	-	4	8	12,65	-535,9
23	-	2	8	12,64	-539,0
24	-	2	8	12,66	-537,1
25	-	-	8	12,67	-533,6

TABLA 80: DATOS DE CINÉTICA DE FLOTACIÓN PRUEBA P-4D

Flujo	Peso [g]		Ley Cu, [%]		Ley Fe, [%]		Ley Mo, [%]	
	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.
Conc. 1	132,3	132,3	27,5	27,50	21,25	21,25	5,820	5,82
Conc. 2	84,2	216,5	29,0	28,08	22,30	21,66	3,438	4,89
Conc. 3	42,0	258,5	30,6	28,49	22,53	21,80	1,432	4,33
Conc. 4	53,0	311,5	31,9	29,07	22,26	21,88	0,516	3,68
Relave	980,7	980,7	34,7	34,70	22,35	22,35	0,028	0,028
Alim. Calc.	1292,2			33,34		22,23		0,909
Alim. A.Q.	1314			33,70		22,94		0,965

**TABLA 81: CONSUMOS Y TRAZABILIDAD DE pH/ORP EN PRUEBA P-5**

Tiempo [min]	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> [ml]	NaSH [ml]	N <sub>2</sub> [l/min]	pH	ORP [mV]
Inicial	-	-	-	8,01	64,9
c/ H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	1,06	-	-	6,07	109,1
c/ NaSH	-	14	-	10,54	-530,8
0	-	-	-	10,80	-544,8
1	-	-	3	10,80	-545,7
2	-	-	3	10,82	-545,7
3	-	-	3	10,81	-545,7
4	-	-	4	10,82	-545,4
5	-	-	4	10,83	-544,0
6	-	-	5	10,81	-541,4
7	-	-	5	10,79	-541,7
8	-	-	5	10,77	-539,0
9	-	-	6	10,77	-539,1
10	-	-	6	10,76	-539,0
11	-	-	6	10,75	-537,0
12	-	-	6	10,75	-537,8
13	-	-	7	10,74	-537,3
14	-	-	7	10,75	-538,1
15	-	-	7	10,74	-537,7
16	-	-	7	10,74	-536,0
17	-	-	7	10,71	-535,3
18	-	-	7	10,71	-535,6
19	-	-	7	10,71	-535,2
20	-	-	8	10,70	-535,0
21	-	-	8	10,70	-532,7
22	-	-	8	10,68	-533,3
23	-	-	8	10,68	-531,2
24	-	-	8	10,68	-530,8
25	-	-	8	10,65	-525,4

**TABLA 82: DATOS DE CINÉTICA DE FLOTACIÓN PRUEBA P-5**

Flujo	Peso [g]		Ley Cu, [%]		Ley Fe, [%]		Ley Mo, [%]	
	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.
Conc. 1	94,0	94,0	27,1	27,10	15,61	15,61	11,869	11,869
Conc. 2	40,9	134,9	33,8	29,13	19,10	16,67	1,404	8,696
Conc. 3	25,7	160,6	35,0	30,07	19,07	17,05	0,463	7,379
Conc. 4	47,9	208,5	35,1	31,23	18,68	17,42	0,208	5,731
Relave	1080	1080	35,9	35,90	19,86	19,86	0,016	0,016
Alim. Calc.	1288,5			35,14		19,47		0,941
Alim. A.Q.	1314			35,00		19,76		0,980

**TABLA 83: CONSUMOS Y TRAZABILIDAD DE pH/ORP EN PRUEBA P-5D**

Tiempo [min]	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> [ml]	NaSH [ml]	N <sub>2</sub> [l/min]	pH	ORP [mV]
Inicial	-	-	-	8,07	77,0
c/ H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	1,06	-	-	6,13	120,7
c/ NaSH	-	14	-	10,48	-531,8
0	-	-	-	10,62	-541,6
1	-	-	3	10,64	-542,3
2	-	-	3	10,64	-542,3
3	-	-	3	10,63	-540,3
4	-	-	4	10,62	-538,2
5	-	-	5	10,60	-536,1
6	-	-	5	10,61	-537,3
7	-	-	5	10,61	-537,6
8	-	-	6	10,60	-536,7
9	-	-	6	10,60	-537,8
10	-	-	6	10,57	-535,0
11	-	-	6	10,57	-533,8
12	-	-	6	10,52	-532,6
13	-	-	7	10,50	-531,3
14	-	-	7	10,48	-530,3
15	-	-	7	10,47	-530,2
16	-	-	7	10,46	-529,3
17	-	-	7	10,42	-526,9
18	-	-	7	10,41	-526,5
19	-	-	8	10,39	-525,7
20	-	-	8	10,36	-523,5
21	-	-	8	10,37	-524,7
22	-	-	8	10,34	-520,5
23	-	-	8	10,29	-519,9
24	-	-	8	10,26	-518,3
25	-	-	8	10,21	-515,5

**TABLA 84: DATOS DE CINÉTICA DE FLOTACIÓN PRUEBA P-5D**

Flujo	Peso [g]		Ley Cu, [%]		Ley Fe, [%]		Ley Mo, [%]	
	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.
Conc. 1	83,7	83,7	26,5	26,50	14,80	14,80	12,378	12,378
Conc. 2	36,5	120,2	34,0	28,78	18,28	15,86	1,464	9,064
Conc. 3	26,9	147,1	34,3	29,79	18,46	16,33	0,469	7,492
Conc. 4	46,8	193,9	34,9	31,02	18,24	16,79	0,230	5,739
Relave	1095,7	1095,7	35,5	35,50	19,81	19,81	0,017	0,017
Alim. Calc.	1289,6			34,83		19,35		0,877
Alim. A.Q.	1314			35,20		19,45		0,964

**TABLA 85: CONSUMOS Y TRAZABILIDAD DE pH/ORP EN PRUEBA P-6**

Tiempo [min]	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> [ml]	NaSH [ml]	N <sub>2</sub> [l/min]	pH	ORP [mV]
Inicial	-	-	-	7,61	85,2
c/ H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	0,4	-	-	-	-
c/ NaSH	-	14	-	10,88	-531,0
0	-	-	-	11,57	-545,8
1	-	-	3	11,57	-550,0
2	-	-	3	11,56	-549,8
3	-	-	4	11,55	-549,6
4	-	-	3	11,56	-550,2
5	-	-	3	11,56	-550,2
6	-	-	3	11,52	-547,1
7	-	-	4	11,49	-546,6
8	-	-	4	11,46	-543,3
9	-	-	5	11,43	-542,5
10	-	-	5	11,40	-541,2
11	-	-	6	11,39	-540,9
12	-	-	6	11,39	-541,4
13	-	-	6	11,38	-539,9
14	-	-	6	11,35	-538,2
15	-	-	7	11,34	-538,4
16	-	-	7	11,32	-536,3
17	-	-	7	11,30	-536,4
18	-	-	7	11,30	-535,0
19	-	-	8	11,30	-537,5
20	-	-	8	11,28	-536,4
21	-	-	8	11,27	-533,6
22	-	-	8	11,24	-533,3
23	-	-	8	11,23	-530,8
24	-	-	8	11,22	-533,5
25	-	-	8	11,20	-533,0

**TABLA 86: DATOS DE CINÉTICA DE FLOTACIÓN PRUEBA P-6**

Flujo	Peso [g]		Ley Cu, [%]		Ley Fe, [%]		Ley Mo, [%]	
	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.
Conc. 1	120,3	120,3	26,4	26,40	17,63	17,63	11,848	11,85
Conc. 2	48,0	168,3	31,7	27,91	20,05	18,32	1,375	8,86
Conc. 3	32,3	200,6	33,3	28,78	19,48	18,50	0,452	7,51
Conc. 4	47,1	247,7	34,1	29,79	19,25	18,65	0,259	6,13
Relave	1058	1058	36,0	36,00	19,58	19,58	0,021	0,02
Alim. Calc.	1305,7			34,82		19,41		1,180
Alim. A.Q.	1314			35,00		19,27		1,140

**TABLA 87: CONSUMOS Y TRAZABILIDAD DE pH/ORP EN PRUEBA P-6D**

Tiempo [min]	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> [ml]	NaSH [ml]	N <sub>2</sub> [l/min]	pH	ORP [mV]
Inicial	-	-	-	7,16	83,9
c/ H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	1,4	-	-	5,95	131,8
c/ NaSH	-	14	-	10,85	-531,6
0	-	-	-	10,98	-542,6
1	-	-	3	10,98	-543,6
2	-	-	3	10,98	-543,7
3	-	-	3	10,98	-543,3
4	-	-	4	10,97	-542,3
5	-	-	4	10,95	-540,8
6	-	-	5	10,93	-539,7
7	-	-	5	10,94	-540,5
8	-	-	5	10,93	-539,7
9	-	-	5	10,92	-539,4
10	-	-	5	10,91	-538,2
11	-	-	5	10,90	-538,0
12	-	-	6	10,89	-537,9
13	-	-	6	10,89	-537,6
14	-	-	6	10,88	-537,3
15	-	-	6	10,87	-537,1
16	-	-	6	10,86	-534,8
17	-	-	7	10,85	-535,1
18	-	-	7	10,84	-534,8
19	-	-	7	10,83	-534,3
20	-	-	7	10,82	-534,0
21	-	-	8	10,82	-533,6
22	-	-	8	10,80	-532,8
23	-	-	8	10,79	-532,2
24	-	-	8	10,78	-530,6
25	-	-	8	10,77	-530,5

**TABLA 88: DATOS DE CINÉTICA DE FLOTACIÓN PRUEBA P-6D**

Flujo	Peso [g]		Ley Cu, [%]		Ley Fe, [%]		Ley Mo, [%]	
	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.
Conc. 1	92,6	92,6	26,0	26,00	18,00	18,00	11,638	11,638
Conc. 2	48,2	140,8	32,6	28,26	21,20	19,09	1,319	8,106
Conc. 3	32,0	172,8	33,8	29,29	20,33	19,32	0,544	6,705
Conc. 4	56,1	228,9	35,1	30,71	19,94	19,47	0,262	5,126
Relave	1100,5	1100,5	36,2	36,20	20,66	20,66	0,022	0,022
Alim. Calc.	1329,4			35,25		20,45		0,901
Alim. A.Q.	1314			35,40		20,35		0,970

**TABLA 89: CONSUMOS Y TRAZABILIDAD DE pH/ORP EN PRUEBA P-7**

Tiempo [min]	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> [ml]	NaSH [ml]	N <sub>2</sub> [l/min]	pH	ORP [mV]
Inicial	-	-	-	8,05	60,5
c/ H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	1,06	-	-	6,12	97,1
c/ NaSH	-	16	-	10,30	-531,0
0	-	-	-	11,27	-555,5
1	-	-	3	11,29	-556,0
2	-	-	3	11,31	-556,3
3	-	-	3	11,30	-556,4
4	-	-	3	11,29	-555,9
5	-	-	4	11,27	-554,9
6	-	-	4	11,27	-554,6
7	-	-	4	11,30	-555,2
8	-	-	4	11,31	-555,6
9	-	-	4	11,29	-554,4
10	-	-	5	11,25	-552,0
11	-	-	6	11,14	-541,7
12	-	-	7	11,08	-538,9
13	-	-	7	11,05	-538,6
14	-	-	7	11,04	-537,5
15	-	-	8	11,02	-536,4
16	-	-	8	11,00	-535,2
17	-	-	8	11,00	-535,2
18	-	-	8	10,97	-533,6
19	-	-	8	10,93	-531,1
20	-	-	8	10,94	-532,5
21	-	-	8	10,95	-531,7
22	-	-	8	10,91	-530,4
23	-	-	8	10,90	-530,0
24	-	-	8	10,88	-528,7
25	-	-	8	10,87	-526,9

**TABLA 90: DATOS DE CINÉTICA DE FLOTACIÓN PRUEBA P-7**

Flujo	Peso [g]		Ley Cu, [%]		Ley Fe, [%]		Ley Mo, [%]	
	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.
Conc. 1	97,9	97,9	27,0	27,00	15,27	15,27	13,008	13,01
Conc. 2	58,7	156,6	34,6	29,85	19,73	16,94	0,913	8,47
Conc. 3	20,9	177,5	34,9	30,44	19,17	17,20	0,406	7,52
Conc. 4	35,8	213,3	35,2	31,24	19,48	17,58	0,139	6,28
Relave	1094,8	1094,8	36,2	36,20	20,74	20,74	0,015	0,02
Alim. Calc.	1308,1			35,39		20,22		1,037
Alim. A.Q.	1314			35,30		20,39		1,033



**TABLA 91: CONSUMOS Y TRAZABILIDAD DE pH/ORP EN PRUEBA P-7D**

Tiempo [min]	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> [ml]	NaSH [ml]	N <sub>2</sub> [l/min]	pH	ORP [mV]
Inicial	-	-	-	8,12	58,3
c/ H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	1,0	-	-	6,11	102,1
c/ NaSH	-	16	-	10,29	-535,5
0	-	-	-	10,64	-539,4
1	-	-	3	10,66	-541,8
2	-	-	3	10,68	-542,8
3	-	-	3	10,68	-542,9
4	-	-	4	10,70	-543,2
5	-	-	4	10,7	-543,6
6	-	-	4	10,72	-544,7
7	-	-	4	10,75	-545,7
8	-	-	4	10,75	-546,6
9	-	-	5	10,59	-532,9
10	-	-	6	10,53	-530,4
11	-	-	7	10,49	-524,2
12	-	-	8	10,48	-524,9
13	-	-	8	10,50	-526,6
14	-	-	8	10,52	-527,8
15	-	-	8	10,53	-528,2
16	-	-	8	10,49	-524,9
17	-	-	8	10,49	-524,6
18	-	-	8	10,49	-524,4
19	-	-	8	10,46	-521,9
20	-	-	8	10,46	-521,3
21	-	-	8	10,45	-519,6
22	-	-	8	10,45	-521,0
23	-	-	8	10,45	-516,2
24	-	-	8	10,43	-518,7
25	-	-	8	10,44	-518,7

**TABLA 92: DATOS DE CINÉTICA DE FLOTACIÓN PRUEBA P-7D**

Flujo	Peso [g]		Ley Cu, [%]		Ley Fe, [%]		Ley Mo, [%]	
	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.
Conc. 1	85,1	85,1	27,1	27,10	15,57	15,57	13,736	13,736
Conc. 2	93,0	178,1	34,6	31,02	19,61	17,68	0,855	7,010
Conc. 3	19,7	197,8	34,6	31,37	19,57	17,87	0,762	6,388
Conc. 4	49,4	247,2	34,2	31,94	19,41	18,17	0,914	5,294
Relave	1083,1	1083,1	35,5	35,50	20,92	20,92	0,061	0,061
Alim. Calc.	1330,3			34,84		20,41		1,033
Alim. A.Q.	1314			33,60		19,65		1,033

**TABLA 93: CONSUMOS Y TRAZABILIDAD DE pH/ORP EN PRUEBA P-8**

Tiempo [min]	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> [ml]	NaSH [ml]	N <sub>2</sub> [l/min]	pH	ORP [mV]
Inicial	-	-	-	6,73	-35,8
c/ H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	-	-	-	-	-
c/ NaSH	-	16	-	9,93	-530,9
0	-	-	-	10,16	-541,6
1	-	-	4	10,14	-542,9
2	-	-	4	10,14	-542,6
3	-	-	4	10,14	-542,8
4	-	-	4	10,13	-543,0
5	-	-	5	10,12	-544,5
6	-	-	5	10,11	-544,5
7	-	-	5	10,15	-540,8
8	-	-	6	10,16	-534,7
9	-	-	6	10,16	-535,3
10	-	-	6	10,16	-535,2
11	-	-	7	10,16	-534,6
12	-	-	7	10,17	-533,8
13	-	-	7	10,18	-531,9
14	-	-	8	10,18	-533,5
15	-	-	8	10,19	-531,7
16	-	-	8	10,20	-532,0
17	-	-	8	10,21	-529,4
18	-	-	8	10,22	-529,8
19	-	-	8	10,23	-529,4
20	-	-	8	10,23	-523,3
21	-	-	8	10,25	-529,8
22	-	-	8	10,26	-530,5
23	-	-	8	10,27	-528,7
24	-	-	8	10,27	-528,5
25	-	-	8	10,27	-528,5

**TABLA 94: DATOS DE CINÉTICA DE FLOTACIÓN PRUEBA P-8**

Flujo	Peso [g]		Ley Cu, [%]		Ley Fe, [%]		Ley Mo, [%]	
	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.
Conc. 1	199,4	199,4	29,2	29,20	20,18	20,18	7,345	7,345
Conc. 2	83,4	282,8	34,3	30,70	20,68	20,33	1,547	5,635
Conc. 3	49,4	332,2	34,1	31,21	20,67	20,38	0,369	4,852
Conc. 4	75,9	408,1	34,9	31,90	20,84	20,47	0,171	3,981
Relave	932,7	932,7	33,7	33,70	20,06	20,06	0,018	0,018
Alim. Calc.	1340,8			33,15		20,18		1,224
Alim. A.Q.	1314			33,6		20,979		1,223

TABLA 95: CONSUMOS Y TRAZABILIDAD DE pH/ORP EN PRUEBA P-8D

Tiempo [min]	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> [ml]	NaSH [ml]	N <sub>2</sub> [l/min]	pH	ORP [mV]
Inicial	-	-	-	6,82	-53,2
c/ H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	-	-	-	-	-
c/ NaSH	-	16	-	9,98	-531,9
0	-	-	-	10,16	-542,5
1	-	-	4	10,14	-543,4
2	-	-	4	10,13	-543,9
3	-	-	4	10,13	-544,2
4	-	-	4	10,11	-544,8
5	-	-	4	10,11	-545,3
6	-	-	5	10,10	-545,7
7	-	-	5	10,15	-538,8
8	-	-	8	10,16	-538,3
9	-	-	8	10,16	-538,3
10	-	-	8	10,16	-538
11	-	-	7	10,17	-534,5
12	-	-	7	10,18	-536,5
13	-	-	7	10,18	-536,9
14	-	-	7	10,19	-536,3
15	-	-	8	10,19	-536,5
16	-	-	8	10,21	-530,2
17	-	-	8	10,21	-530,9
18	-	-	8	10,23	-530,4
19	-	-	8	10,23	-533,8
20	-	-	8	10,25	-532,8
21	-	-	8	10,25	-532,7
22	-	-	8	10,27	-532,6
23	-	-	8	10,28	-531,6
24	-	-	8	10,28	-530,5
25	-	-	8	10,29	-530,4

TABLA 96: DATOS DE CINÉTICA DE FLOTACIÓN PRUEBA P-8D

Flujo	Peso [g]		Ley Cu, [%]		Ley Fe, [%]		Ley Mo, [%]	
	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.
Conc. 1	173,0	173,0	29,2	29,20	19,99	19,99	8,052	8,052
Conc. 2	85,1	258,1	33,1	30,49	21,39	20,45	1,685	5,953
Conc. 3	55,0	313,1	34,4	31,17	21,49	20,64	0,343	4,967
Conc. 4	78,1	391,2	35,2	31,98	20,25	20,56	0,155	4,007
Relave	914,7	914,7	33,6	33,60	23,08	23,08	0,020	0,020
Alim. Calc.	1305,9			33,11		22,32		1,214
Alim. A.Q.	1314			34,10		22,197		1,223

**TABLA 97: CONSUMOS Y TRAZABILIDAD DE pH/ORP EN PRUEBA P-9**

Tiempo [min]	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> [ml]	NaSH [ml]	N <sub>2</sub> [l/min]	pH	ORP [mV]
Inicial	-	-	-	6,89	-93,2
c/ H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	-	-	-	-	-
c/ NaSH	-	14	-	10,13	-531,2
0	-	-	-	10,32	-545,7
1	-	-	4	10,28	-544,8
2	-	-	4	10,24	-544,6
3	-	-	4	10,22	-545,1
4	-	-	4	10,2	-545,4
5	-	-	4	10,23	-546,1
6	-	-	5	10,39	-543,6
7	-	-	5	10,63	-534,4
8	-	-	5	10,21	-535,3
9	-	-	5	10,04	-526
10	-	-	7	10,04	-523,7
11	-	-	8	10,06	-527,3
12	-	-	8	10,09	-528,3
13	-	-	8	10,07	-527,7
14	-	-	8	10,05	-526,4
15	-	-	8	10,02	-524,8
16	-	-	8	10,02	-524,2
17	-	-	8	10,00	-522,9
18	-	-	8	10,02	-523
19	-	-	8	9,98	-520,9
20	-	-	8	10,00	-521,7
21	-	-	8	9,98	-520,2
22	-	-	8	9,97	-519,6
23	-	-	8	9,96	-518,7
24	-	-	8	9,96	-517,8
25	-	-	8	9,98	-518,7

**TABLA 98: DATOS DE CINÉTICA DE FLOTACIÓN PRUEBA P-9**

Flujo	Peso [g]		Ley Cu, [%]		Ley Fe, [%]		Ley Mo, [%]	
	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.
Conc. 1	227,7	227,7	30,4	30,40	19,08	19,08	6,025	6,03
Conc. 2	113,0	340,7	33,4	31,40	21,33	19,83	1,095	4,39
Conc. 3	38,1	378,8	34,5	31,71	19,74	19,82	0,284	3,98
Conc. 4	62,0	440,8	34,9	32,16	19,98	19,84	0,114	3,43
Relave	857,8	857,8	34,0	34,00	21,57	21,57	0,014	0,01
Alim. Calc.	1298,6			33,37		20,98		1,175
Alim. A.Q.	1314			33,70		20,65		1,187

**TABLA 99: CONSUMOS Y TRAZABILIDAD DE pH/ORP EN PRUEBA P-9D**

Tiempo [min]	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> [ml]	NaSH [ml]	N <sub>2</sub> [l/min]	pH	ORP [mV]
Inicial	-	-	-	6,91	-115,3
c/ H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	-	-	-	-	-
c/ NaSH	-	18	-	9,66	-530,6
0	-	-	-	9,67	-540,3
1	-	-	5	9,69	-541,2
2	-	-	5	9,72	-542,8
3	-	-	5	9,74	-543,9
4	-	-	5	9,76	-545,0
5	-	-	5	9,76	-546,1
6	-	-	5	9,8	-547,1
7	-	-	6	9,86	-548,8
8	-	-	6	9,78	-542,0
9	-	-	6	9,75	-538,2
10	-	-	6	9,72	-535,7
11	-	-	8	9,74	-534,0
12	-	-	8	9,72	-534,3
13	-	-	8	9,76	-533,9
14	-	-	8	9,76	-533,1
15	-	-	8	9,75	-532,1
16	-	-	8	9,77	-531,8
17	-	-	8	9,77	-531,1
18	-	-	8	9,78	-530,5
19	-	-	8	9,79	-529,9
20	-	-	8	9,79	-530,8
21	-	-	8	9,80	-529,6
22	-	-	8	9,80	-528,6
23	-	-	8	9,82	-529,2
24	-	-	8	9,82	-528,4
25	-	-	8	9,81	-527,0

**TABLA 100: DATOS DE CINÉTICA DE FLOTACIÓN PRUEBA P-9D**

Flujo	Peso [g]		Ley Cu, [%]		Ley Fe, [%]		Ley Mo, [%]	
	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.
Conc. 1	191,5	191,5	30,1	30,10	19,79	19,79	7,341	7,34
Conc. 2	98,3	289,8	33,5	31,25	21,40	20,34	1,477	5,35
Conc. 3	45,8	335,6	34,4	31,68	21,09	20,44	0,265	4,66
Conc. 4	72,3	407,9	35,0	32,27	20,66	20,48	0,122	3,85
Relave	885,9	885,9	34,0	34,00	22,60	22,60	0,021	0,02
Alim. Calc.	1293,8			33,45		21,93		1,23
Alim. A.Q.	1314			33,20		22,02		1,22

**TABLA 101: CONSUMOS Y TRAZABILIDAD DE pH/ORP EN PRUEBA P-10**

Tiempo [min]	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> [ml]	NaSH [ml]	N <sub>2</sub> [l/min]	pH	ORP [mV]
Inicial	-	-	-	6,66	-116,6
c/ H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	-	-	-	-	-
c/ NaSH	-	20	-	9,35	-530,6
0	-	-	-	9,63	-540,9
1	-	-	4	9,64	-542,8
2	-	-	4	9,66	-544,3
3	-	-	4	9,69	-546,0
4	-	-	4	9,71	-546,8
5	-	-	4	9,73	-547,1
6	-	-	5	9,76	-547,9
7	-	-	5	9,71	-543,3
8	-	-	5	9,65	-538,4
9	-	-	5	9,68	-538,4
10	-	-	6	9,68	-537,7
11	-	-	6	9,68	-537,4
12	-	-	6	9,68	-537,7
13	-	-	6	9,69	-537,6
14	-	-	6	9,68	-536,1
15	-	-	6	9,69	-535,3
16	-	-	7	9,69	-534,5
17	-	-	7	9,70	-533,9
18	-	-	7	9,70	-532,8
19	-	-	7	9,70	-533,7
20	-	-	8	9,71	-532,7
21	-	-	8	9,70	-531,0
22	-	-	8	9,71	-530,9
23	-	-	8	9,70	-529,7
24	-	-	8	9,71	-529,1
25	-	-	8	9,70	-528,5

**TABLA 102: DATOS DE CINÉTICA DE FLOTACIÓN PRUEBA P-10**

Flujo	Peso [g]		Ley Cu, [%]		Ley Fe, [%]		Ley Mo, [%]	
	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.
Conc. 1	146,1	146,1	29,1	29,10	18,99	18,99	9,055	9,06
Conc. 2	84,2	230,3	32,5	30,34	20,76	19,64	2,214	6,55
Conc. 3	67,6	297,9	32,2	30,76	20,92	19,93	0,325	5,14
Conc. 4	95,0	392,9	34,8	31,74	20,53	20,07	0,141	3,93
Relave	908,2	908,2	34,7	34,70	22,13	22,13	0,015	0,02
Alim. Calc.	1301,1			33,81		21,51		1,198
Alim. A.Q.	1314			33,80		21,69		1,174

**TABLA 103: CONSUMOS Y TRAZABILIDAD DE pH/ORP EN PRUEBA P-10D**

Tiempo [min]	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> [ml]	NaSH [ml]	N <sub>2</sub> [l/min]	pH	ORP [mV]
Inicial	-	-	-	6,70	-89,0
c/ H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	-	-	-	-	-
c/ NaSH	-	18	-	9,92	-530,1
0	-	-	-	9,98	-537,0
1	-	-	4	9,96	-528
2	-	-	4	9,95	-533,6
3	-	-	4	9,95	-538,3
4	-	-	4	9,95	-540,8
5	-	-	4	9,93	-541,1
6	-	-	6	9,93	-542,7
7	-	-	6	9,86	-541,3
8	-	-	6	9,78	-533,8
9	-	-	6	9,79	-533,6
10	-	-	6	9,78	-532,9
11	-	-	7	9,78	-533,5
12	-	-	7	9,80	-533,2
13	-	-	7	9,78	-532,2
14	-	-	7	9,76	-531,2
15	-	-	7	9,79	-532,3
16	-	-	7	9,77	-530,9
17	-	-	8	9,77	-530,9
18	-	-	8	9,76	-529,4
19	-	-	8	9,76	-528,6
20	-	-	8	9,76	-527,9
21	-	-	8	9,76	-527,4
22	-	-	8	9,76	-527,2
23	-	-	8	9,73	-524,9
24	-	-	8	9,73	-523,0
25	-	-	8	9,75	-525,3

**TABLA 104: DATOS DE CINÉTICA DE FLOTACIÓN PRUEBA P-10D**

Flujo	Peso [g]		Ley Cu, [%]		Ley Fe, [%]		Ley Mo, [%]	
	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.
Conc. 1	172,2	172,2	28,7	28,70	19,79	19,79	8,191	8,191
Conc. 2	91,6	263,8	32,9	30,16	20,84	20,15	1,412	5,837
Conc. 3	57,9	321,7	34,0	30,85	20,88	20,28	0,240	4,830
Conc. 4	84,3	406	34,1	31,52	20,28	20,28	0,107	3,849
Relave	892,2	892,2	34,2	34,20	22,19	22,19	0,015	0,015
Alim. Calc.	1298,2			33,36		21,59		1,214
Alim. A.Q.	1314			33,5		21,65		1,187

**TABLA 105: CONSUMOS Y TRAZABILIDAD DE pH/ORP EN PRUEBA P-11**

Tiempo [min]	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> [ml]	NaSH [ml]	N <sub>2</sub> [l/min]	pH	ORP [mV]
Inicial	-	-	-	6,18	-116,8
c/ H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	-	-	-	-	-
c/ NaSH	-	14	-	9,95	-530,6
0	-	-	-	9,94	-541,6
1	-	-	4	9,92	-541,7
2	-	-	4	9,90	-542,1
3	-	-	4	9,90	-542,6
4	-	-	4	9,90	-542,8
5	-	-	4	9,90	-543,8
6	-	-	5	9,90	-543,8
7	-	-	5	9,91	-543,8
8	-	-	5	9,80	-538,8
9	-	-	5	9,73	-532,8
10	-	-	6	9,74	-529,5
11	-	-	6	9,73	-527,6
12	-	-	6	9,73	-529,0
13	-	-	6	9,70	-526,5
14	-	-	6	9,71	-525,2
15	-	-	8	9,74	-526,5
16	-	-	8	9,73	-524,9
17	-	-	8	9,73	-523,7
18	-	-	8	9,73	-523,0
19	-	-	8	9,74	-524,1
20	-	-	8	9,73	-522,5
21	-	-	8	9,73	-521,2
22	-	-	8	9,71	-519,0
23	-	-	8	9,70	-516,7
24	-	-	8	9,72	-518,9
25	-	-	8	9,71	-517,8

**TABLA 106: DATOS DE CINÉTICA DE FLOTACIÓN PRUEBA P-11**

Flujo	Peso [g]		Ley Cu, [%]		Ley Fe, [%]		Ley Mo, [%]	
	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.
Conc. 1	171,9	171,9	29,4	29,40	18,96	18,96	6,552	6,552
Conc. 2	115,7	287,6	32,9	30,81	20,31	19,50	1,496	4,518
Conc. 3	46,2	333,8	34,2	31,28	20,35	19,62	0,238	3,926
Conc. 4	80,5	414,3	34,6	31,92	20,65	19,82	0,116	3,185
Relave	888,3	888,3	34,0	34,00	21,92	21,92	0,013	0,013
Alim. Calc.	1302,6			33,34		21,25		1,022
Alim. A.Q.	1314			33,50		21,38		1,122



**TABLA 107: CONSUMOS Y TRAZABILIDAD DE pH/ORP EN PRUEBA P-11D**

Tiempo [min]	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> [ml]	NaSH [ml]	N <sub>2</sub> [l/min]	pH	ORP [mV]
Inicial	-	-	-	6,80	-103,4
c/ H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	-	-	-	-	-
c/ NaSH	-	16	-	9,40	-529,7
0	-	-	-	9,62	-538,5
1	-	-	4	9,62	-540,0
2	-	-	4	9,64	-541,5
3	-	-	4	9,66	-542,3
4	-	-	4	9,68	-542,9
5	-	-	4	9,70	-543,6
6	-	-	5	9,73	-544,8
7	-	-	5	9,75	-545,7
8	-	-	5	9,71	-540
9	-	-	5	9,66	-536,2
10	-	-	6	9,70	-536,9
11	-	-	6	9,68	-534,4
12	-	-	6	9,66	-532,6
13	-	-	8	9,70	-533,3
14	-	-	8	9,68	-531,1
15	-	-	8	9,66	-532,4
16	-	-	8	9,70	-531
17	-	-	8	9,68	-529,3
18	-	-	8	9,71	-525,3
19	-	-	8	9,71	-529,2
20	-	-	8	9,72	-525,7
21	-	-	8	9,72	-527,3
22	-	-	8	9,72	-526,4
23	-	-	8	9,73	-525,8
24	-	-	8	9,72	-524,5
25	-	-	8	9,73	-524,6

**TABLA 108: DATOS DE CINÉTICA DE FLOTACIÓN PRUEBA P-11D**

Flujo	Peso [g]		Ley Cu, [%]		Ley Fe, [%]		Ley Mo, [%]	
	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.
Conc. 1	140,5	140,5	28,6	28,60	19,32	19,32	8,86	8,86
Conc. 2	117,2	257,7	32,5	30,37	21,26	20,20	2,18	5,82
Conc. 3	46,0	303,7	33,9	30,91	21,26	20,36	0,36	5,00
Conc. 4	87,2	390,9	34,1	31,62	20,83	20,47	0,15	3,91
Relave	911,8	911,8	33,9	33,90	22,71	22,71	0,017	0,017
Alim. Calc.	1302,7			33,22		22,04		1,187
Alim. A.Q.	1314			33,40		21,74		1,181

**TABLA 109: CONSUMOS Y TRAZABILIDAD DE pH/ORP EN PRUEBA P-12**

Tiempo [min]	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> [ml]	NaSH [ml]	N <sub>2</sub> [l/min]	pH	ORP [mV]
Inicial	-	-	-	5,50	6,3
c/ H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	-	-	-	-	-
c/ NaSH	-	20	-	10,76	-535,2
0	-	-	-	10,67	-552,5
1	-	-	2	10,63	-551,6
2	-	-	2	10,61	-550,8
3	-	-	3	10,59	-550,6
4	-	-	3	10,59	-550,6
5	-	-	2	10,60	-550,2
6	-	-	2	10,72	-546,9
7	-	-	2	11,01	-547,7
8	-	-	3	11,27	-550,3
9	-	-	3	11,45	-549,0
10	-	-	3	11,30	-551,0
11	-	-	5	11,27	-552,5
12	-	-	5	11,25	-551,1
13	-	-	5	11,23	-549,1
14	-	-	5	11,21	-548,7
15	-	-	6	11,21	-549,0
16	-	-	6	11,20	-548,4
17	-	-	7	11,21	-548,6
18	-	-	7	11,20	-547,7
19	-	-	8	11,19	-545,9
20	-	-	8	11,18	-545,0
21	-	-	8	11,16	-544,8
22	-	-	8	11,16	-541,3
23	-	-	8	11,15	-532,4
24	-	-	8	11,14	-542,6
25	-	-	8	11,13	-541,9

**TABLA 110: DATOS DE CINÉTICA DE FLOTACIÓN PRUEBA P-12**

Flujo	Peso [g]		Ley Cu, [%]		Ley Fe, [%]		Ley Mo, [%]	
	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.
Conc. 1	196,1	196,1	29,7	29,70	20,06	20,06	5,587	5,587
Conc. 2	129,2	325,3	32,1	30,65	20,90	20,39	2,407	4,324
Conc. 3	59,0	384,3	33,7	31,12	19,56	20,26	0,732	3,773
Conc. 4	67,6	451,9	34,2	31,58	20,57	20,31	0,246	3,245
Relave	856	856	34,3	34,30	21,36	21,36	0,019	0,019
Alim. Calc.	1307,9			33,36		21,00		1,134
Alim. A.Q.	1314			33,3		21,056		1,083

TABLA 111: CONSUMOS Y TRAZABILIDAD DE pH/ORP EN PRUEBA P-12D

Tiempo [min]	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> [ml]	NaSH [ml]	N <sub>2</sub> [l/min]	pH	ORP [mV]
Inicial	-	-	-	6,80	-14,1
c/ H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	-	-	-	-	-
c/ NaSH	-	20	-	9,91	-530,7
0	-	-	-	10,24	-542,7
1	-	-	4	10,23	-542,5
2	-	-	5	10,23	-542,8
3	-	-	5	10,22	-543,3
4	-	-	5	10,23	-543,7
5	-	-	5	10,23	-544,2
6	-	-	5	10,24	-540,1
7	-	-	5	10,24	-538,2
8	-	-	6	10,25	-537,0
9	-	-	6	10,25	-536,4
10	-	-	6	10,26	-536,1
11	-	-	6	10,27	-533,2
12	-	-	7	10,27	-535,5
13	-	-	7	10,27	-534,9
14	-	-	7	10,28	-534,8
15	-	-	7	10,29	-534,5
16	-	-	7	10,3	-534,1
17	-	-	8	10,3	-534,3
18	-	-	8	10,31	-533,3
19	-	-	8	10,32	-532,7
20	-	-	8	10,32	-531,4
21	-	-	8	10,33	-532,1
22	-	-	8	10,34	-527,0
23	-	-	8	10,35	-530,9
24	-	-	8	10,35	-531,8
25	-	-	8	10,36	-531,4

TABLA 112: DATOS DE CINÉTICA DE FLOTACIÓN PRUEBA P-12D

Flujo	Peso [g]		Ley Cu, [%]		Ley Fe, [%]		Ley Mo, [%]	
	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.
Conc. 1	183,2	183,2	29,0	29,00	19,86	19,86	6,785	6,785
Conc. 2	92,7	275,9	32,2	30,08	21,24	20,32	1,902	5,144
Conc. 3	53,5	329,4	34,1	30,73	20,67	20,38	0,386	4,372
Conc. 4	75,3	404,7	34,9	31,50	20,26	20,36	0,209	3,597
Relave	896,5	896,5	33,9	33,90	21,99	21,99	0,027	0,027
Alim. Calc.	1301,2			33,16		21,48		1,137
Alim. A.Q.	1314			33,40		21,024		1,108

**TABLA 113: CONSUMOS Y TRAZABILIDAD DE pH/ORP EN PRUEBA P-13**

Tiempo [min]	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> [ml]	NaSH [ml]	N <sub>2</sub> [l/min]	pH	ORP [mV]
Inicial	-	-	-	6,36	13,8
c/ H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	-	-	-	-	-
c/ NaSH	-	20	-	-	-
0	-	-	-	10,46	-544,7
1	-	-	4	10,43	-544,0
2	-	-	4	10,41	-543,5
3	-	-	4	10,40	-543,4
4	-	-	4	10,40	-543,9
5	-	-	4	10,40	-543,6
6	-	-	5	10,40	-543,9
7	-	-	5	10,44	-539,8
8	-	-	6	10,45	-538,6
9	-	-	6	10,46	-538,4
10	-	-	6	10,48	-535,7
11	-	-	6	10,47	-536,5
12	-	-	6	10,48	-535,9
13	-	-	6	10,49	-534,9
14	-	-	6	10,49	-535,7
15	-	-	6	10,50	-535,4
16	-	-	6	10,50	-534,2
17	-	-	8	10,51	-534,9
18	-	-	8	10,52	534,7
19	-	-	8	10,52	-534,5
20	-	-	8	10,53	-534,1
21	-	-	8	10,54	-533,6
22	-	-	8	10,55	-533,1
23	-	-	8	10,55	-532,9
24	-	-	8	10,56	-532,7
25	-	-	8	10,56	-531,8

**TABLA 114: DATOS DE CINÉTICA DE FLOTACIÓN PRUEBA P-13**

Flujo	Peso [g]		Ley Cu, [%]		Ley Fe, [%]		Ley Mo, [%]	
	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.
<b>Conc. 1</b>	164,1	164,1	28,3	28,30	20,61	20,61	7,238	7,24
<b>Conc. 2</b>	103,5	267,6	32,1	29,77	21,40	20,92	2,256	5,31
<b>Conc. 3</b>	51,7	319,3	33,8	30,42	20,80	20,90	0,445	4,52
<b>Conc. 4</b>	71,8	391,1	34,8	31,23	21,09	20,94	0,240	3,74
<b>Relave</b>	903,2	903,2	33,9	33,90	21,35	21,35	0,025	0,03
<b>Alim. Calc.</b>	1294,3			33,09		21,22		1,147
<b>Alim. A.Q.</b>	1314			33,40		20,69		1,109

**TABLA 115: CONSUMOS Y TRAZABILIDAD DE pH/ORP EN PRUEBA P-13D**

Tiempo [min]	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> [ml]	NaSH [ml]	N <sub>2</sub> [l/min]	pH	ORP [mV]
Inicial	-	-	-	6,86	-36,5
c/ H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	-	-	-	-	-
c/ NaSH	-	21,5	-	10,27	-533,3
0	-	-	-	10,40	-543,8
1	-	-	4	10,35	-542,9
2	-	-	5	10,32	-542,5
3	-	-	5	10,32	-542,9
4	-	-	5	10,31	-543,2
5	-	-	4	10,30	-543,6
6	-	-	5	10,30	-544,1
7	-	-	5	10,34	-540,6
8	-	-	5	10,40	-536,7
9	-	-	5	10,39	-537,2
10	-	-	6	10,38	-537,4
11	-	-	6	10,39	-536,7
12	-	-	6	10,40	-536,2
13	-	-	6	10,39	-536,7
14	-	-	6	10,40	-536,1
15	-	-	6	10,41	-536,2
16	-	-	7	10,41	-535,1
17	-	-	7	10,41	-528,8
18	-	-	7	10,43	-535,9
19	-	-	7	10,43	-535,1
20	-	-	7	10,45	-534,0
21	-	-	8	10,45	-535,6
22	-	-	8	10,45	-535,9
23	-	-	8	10,47	-534,9
24	-	-	8	10,47	-533,4
25	-	-	8	10,48	-534,3

**TABLA 116: DATOS DE CINÉTICA DE FLOTACIÓN PRUEBA P-13D**

Flujo	Peso [g]		Ley Cu, [%]		Ley Fe, [%]		Ley Mo, [%]	
	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.
Conc. 1	167,4	167,4	29,1	29,10	19,46	19,46	6,422	6,42
Conc. 2	87,3	254,7	32,0	30,09	20,55	19,83	2,556	5,10
Conc. 3	46,8	301,5	33,9	30,68	20,42	19,92	0,538	4,39
Conc. 4	74,5	376	34,7	31,48	20,36	20,01	0,249	3,57
Relave	914,8	914,8	33,7	33,70	21,08	21,08	0,027	0,03
Alim. Calc.	1290,8			33,05		20,77		1,06
Alim. A.Q.	1314			33,60		20,77		1,09

TABLA 117: CONSUMOS Y TRAZABILIDAD DE pH/ORP EN PRUEBA P-14

Tiempo [min]	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> [ml]	NaSH [ml]	N <sub>2</sub> [l/min]	pH	ORP [mV]
Inicial	-	-	-	6,82	-46,2
c/ H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	-	-	-	-	-
c/ NaSH	-	24	-	9,81	-530,2
0	-	-	-	10,04	-540,9
1	-	-	5	10,02	-541,3
2	-	-	5	10,02	-541,6
3	-	-	5	10,02	-542,2
4	-	-	5	10,02	-542,6
5	-	-	5	10,04	-540,9
6	-	-	5	10,06	-539,2
7	-	-	5	10,08	-538,2
8	-	-	6	10,09	-538,3
9	-	-	6	10,1	-538,1
10	-	-	6	10,11	-537,5
11	-	-	6	10,12	-537,2
12	-	-	6	10,13	-537,8
13	-	-	6	10,13	-536,7
14	-	-	6	10,15	-536,2
15	-	-	6	10,16	-535,4
16	-	-	6	10,17	-535,4
17	-	-	6	10,17	-536
18	-	-	6	10,18	-536,6
19	-	-	7	10,19	-535,9
20	-	-	7	10,20	-531,2
21	-	-	7	10,21	-535,7
22	-	-	7	10,22	-535,5
23	-	-	7	10,23	-534,2
24	-	-	7	10,25	-534,1
25	-	-	7	10,26	-534,6

TABLA 118: DATOS DE CINÉTICA DE FLOTACIÓN PRUEBA P-14

Flujo	Peso [g]		Ley Cu, [%]		Ley Fe, [%]		Ley Mo, [%]	
	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.
Conc. 1	110,8	110,8	27,5	27,50	18,74	18,74	9,853	9,85
Conc. 2	89,0	199,8	31,6	29,33	20,23	19,41	2,638	6,64
Conc. 3	57,2	257	34,1	30,39	20,83	19,72	0,514	5,28
Conc. 4	79,0	336	34,7	31,40	20,61	19,93	0,263	4,10
Relave	946,1	946,1	34,1	34,10	20,95	20,95	0,027	0,03
Alim. Calc.	1282,1			33,39		20,68		1,094
Alim. A.Q.	1314			33,6		21,196		1,043

**TABLA 119: CONSUMOS Y TRAZABILIDAD DE pH/ORP EN PRUEBA P-14D**

Tiempo [min]	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> [ml]	NaSH [ml]	N <sub>2</sub> [l/min]	pH	ORP [mV]
Inicial	-	-	-	6,30	41,6
c/ H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	-	-	-	-	-
c/ NaSH	-	20	-	9,81	-530,7
0	-	-	-	10,09	-540,8
1	-	-	4	10,09	-541,1
2	-	-	4	10,09	-541,6
3	-	-	4	10,09	-542,3
4	-	-	5	10,09	-543,2
5	-	-	5	10,10	-543,9
6	-	-	5	10,11	-542,7
7	-	-	5	10,14	-540,1
8	-	-	5	10,15	-538,6
9	-	-	6	10,17	-538,6
10	-	-	6	10,18	-538,2
11	-	-	6	10,19	-537,9
12	-	-	6	10,19	-536,7
13	-	-	6	10,20	-538,1
14	-	-	6	10,21	-536,8
15	-	-	6	10,22	-537,8
16	-	-	6	10,22	-537,0
17	-	-	7	10,23	-537,5
18	-	-	7	10,24	-536,9
19	-	-	7	10,25	-535,7
20	-	-	7	10,26	-534,9
21	-	-	7	10,27	-536,0
22	-	-	7	10,27	-536,6
23	-	-	7	10,28	-533,5
24	-	-	7	10,29	-535,1
25	-	-	7	10,30	-534,9

**TABLA 120: DATOS DE CINÉTICA DE FLOTACIÓN PRUEBA P-14D**

Flujo	Peso [g]		Ley Cu, [%]		Ley Fe, [%]		Ley Mo, [%]	
	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.
<b>Conc. 1</b>	127,4	127,4	28,1	28,10	19,08	19,08	8,233	8,233
<b>Conc. 2</b>	81,8	209,2	31,6	29,47	20,67	19,70	2,463	5,977
<b>Conc. 3</b>	50,0	259,2	33,7	30,28	20,59	19,87	0,533	4,927
<b>Conc. 4</b>	74,9	334,1	34,9	31,32	20,43	20,00	0,250	3,878
<b>Relave</b>	956,7	956,7	34,2	34,20	21,96	21,96	0,026	0,026
<b>Alim. Calc.</b>	1290,8			33,45		21,45		1,023
<b>Alim. A.Q.</b>	1314			33,6		21,35		0,997

**TABLA 121: RESUMEN PARA EL MOLIBDENO DE LAS PRUEBAS DE FLOTACIÓN**

Prueba	Ley Cabeza Mo [%]		Ley Mo, [%]				Recuperación Mo, [%]			
	Calculada	Analizada	5'	10'	15'	25'	5'	10'	15'	25'
<b>P-1</b>	1,200	1,080	11,70	8,77	7,36	5,90	78,76	93,98	96,22	97,93
<b>P-1D</b>	0,863	1,036	10,40	7,24	5,69	4,31	69,92	90,59	94,67	97,39
<b>P-2</b>	1,072	1,150	13,53	9,40	7,55	5,87	77,42	93,34	95,96	97,70
<b>P-2D</b>	1,052	0,927	13,00	9,05	7,09	5,43	73,16	92,56	95,77	97,76
<b>P-3</b>	1,097	1,031	8,91	7,03	6,08	5,04	78,35	94,17	96,60	98,21
<b>P-3D</b>	1,004	1,055	8,39	6,56	5,72	4,79	75,11	94,04	96,43	98,02
<b>P-4</b>	1,061	1,090	5,55	4,76	4,35	3,86	69,74	92,15	96,27	98,00
<b>P-4D</b>	0,909	0,965	5,82	4,89	4,33	3,68	65,56	90,21	95,33	97,66
<b>P-5</b>	0,941	0,980	11,87	8,70	7,38	5,73	92,03	96,77	97,75	98,57
<b>P-5D</b>	0,877	0,964	12,38	9,06	7,49	5,74	91,56	96,29	97,40	98,35
<b>P-6</b>	1,180	1,140	11,85	8,86	7,51	6,13	92,53	96,82	97,77	98,56
<b>P-6D</b>	0,901	0,970	11,64	8,11	6,71	5,13	89,99	95,30	96,75	97,98
<b>P-7</b>	1,037	1,033	13,01	8,47	7,52	6,28	93,85	97,80	98,42	98,79
<b>P-7D</b>	1,033	1,033	13,74	7,01	6,39	5,29	85,03	90,82	91,91	95,19
<b>P-8</b>	1,224	1,223	7,35	5,64	4,85	3,98	89,22	97,08	98,19	98,98
<b>P-8D</b>	1,214	1,223	8,05	5,95	4,97	4,01	87,85	96,89	98,08	98,85
<b>P-9</b>	1,175	1,187	6,03	4,39	3,98	3,43	89,93	98,04	98,75	99,21
<b>P-9D</b>	1,229	1,220	7,34	5,35	4,66	3,85	88,38	97,51	98,28	98,83
<b>P-10</b>	1,198	1,174	9,06	6,55	5,14	3,93	84,89	96,86	98,27	99,13
<b>P-10D</b>	1,214	1,187	8,19	5,84	4,83	3,85	89,49	97,70	98,58	99,15
<b>P-11</b>	1,022	1,122	6,55	4,52	3,93	3,19	84,60	97,61	98,43	99,13
<b>P-11D</b>	1,187	1,181	8,86	5,82	5,00	3,91	80,55	97,07	98,15	99,00
<b>P-12</b>	1,134	1,083	5,59	4,32	3,77	3,24	73,89	94,87	97,78	98,90
<b>P-12D</b>	1,137	1,108	6,79	5,14	4,37	3,60	83,99	95,91	97,30	98,36
<b>P-13</b>	1,147	1,109	7,24	5,31	4,52	3,74	80,03	95,77	97,32	98,48
<b>P-13D</b>	1,059	1,092	6,42	5,10	4,39	3,57	78,66	94,99	96,84	98,19
<b>P-14</b>	1,094	1,043	9,85	6,64	5,28	4,10	77,86	94,60	96,70	98,18
<b>P-14D</b>	1,023	0,997	8,23	5,98	4,93	3,88	79,42	94,68	96,70	98,12



**TABLA 122: RESUMEN PARA EL COBRE DE LAS PRUEBAS DE FLOTACIÓN**

Prueba	Ley Cabeza Cu [%]		Ley Cu, [%]				Recuperación Cu, [%]			
	Calculada	Analizada	5'	10'	15'	25'	5'	10'	15'	25'
<b>P-1</b>	33,18	33,60	25,00	26,97	28,09	29,47	6,09	10,45	13,29	17,68
<b>P-1D</b>	33,71	33,50	27,70	29,50	30,55	31,66	4,77	9,46	13,03	18,32
<b>P-2</b>	33,78	33,80	24,60	27,06	28,27	29,53	4,47	8,53	11,39	15,59
<b>P-2D</b>	33,41	33,50	25,90	28,10	29,37	30,45	4,59	9,05	12,49	17,26
<b>P-3</b>	33,44	33,60	28,10	28,82	29,27	29,89	8,11	12,67	15,27	19,11
<b>P-3D</b>	33,42	33,70	27,90	28,46	28,98	29,62	7,50	12,25	14,69	18,22
<b>P-4</b>	33,45	33,50	27,90	28,60	28,85	29,24	11,13	17,56	20,28	23,54
<b>P-4D</b>	33,34	33,70	27,50	28,08	28,49	29,07	8,44	14,11	17,09	21,02
<b>P-5</b>	35,14	35,00	27,10	29,13	30,07	31,23	5,63	8,68	10,66	14,38
<b>P-5D</b>	34,83	35,20	26,50	28,78	29,79	31,02	4,94	7,70	9,76	13,39
<b>P-6</b>	34,82	35,00	26,40	27,91	28,78	29,79	6,99	10,33	12,70	16,23
<b>P-6D</b>	35,25	35,40	26,00	28,26	29,29	30,71	5,14	8,49	10,80	15,00
<b>P-7</b>	35,39	35,30	27,00	29,85	30,44	31,24	5,71	10,10	11,67	14,39
<b>P-7D</b>	34,84	33,60	27,10	31,02	31,37	31,94	4,98	11,92	13,39	17,04
<b>P-8</b>	33,15	33,60	29,20	30,70	31,21	31,90	13,10	19,54	23,33	29,28
<b>P-8D</b>	33,11	34,10	29,20	30,49	31,17	31,98	11,68	18,20	22,57	28,93
<b>P-9</b>	33,37	33,70	30,40	31,40	31,71	32,16	15,97	24,68	27,71	32,71
<b>P-9D</b>	33,45	33,20	30,10	31,25	31,68	32,27	13,32	20,93	24,57	30,41
<b>P-10</b>	33,81	33,80	29,10	30,34	30,76	31,74	9,67	15,89	20,84	28,35
<b>P-10D</b>	33,36	33,50	28,70	30,16	30,85	31,52	11,41	18,37	22,91	29,55
<b>P-11</b>	33,34	33,50	29,40	30,81	31,28	31,92	11,64	20,40	24,04	30,45
<b>P-11D</b>	33,22	33,40	28,60	30,37	30,91	31,62	9,29	18,09	21,69	28,57
<b>P-12</b>	33,36	33,30	29,70	30,65	31,12	31,58	13,35	22,85	27,41	32,71
<b>P-12D</b>	33,16	33,40	29,00	30,08	30,73	31,50	12,31	19,23	23,46	29,55
<b>P-13</b>	33,09	33,40	28,30	29,77	30,42	31,23	10,84	18,60	22,68	28,51
<b>P-13D</b>	33,05	33,60	29,10	30,09	30,68	31,48	11,42	17,97	21,68	27,74
<b>P-14</b>	33,39	33,60	27,50	29,33	30,39	31,40	7,12	13,69	18,24	24,64
<b>P-14D</b>	33,45	33,60	28,10	29,47	30,28	31,32	8,29	14,28	18,18	24,23

**TABLA 123: RESUMEN PARA EL HIERRO DE LAS PRUEBAS DE FLOTACIÓN**

Prueba	Ley Cabeza Fe [%]		Ley Fe, [%]				Recuperación Fe, [%]			
	Calculada	Analizada	5'	10'	15'	25'	5'	10'	15'	25'
<b>P-1</b>	21,77	21,24	18,49	19,82	20,12	20,46	6,86	11,70	14,50	18,70
<b>P-1D</b>	21,92	21,70	19,08	20,02	20,59	20,60	5,05	9,87	13,50	18,33
<b>P-2</b>	21,79	22,09	18,21	19,46	19,97	20,38	5,13	9,51	12,48	16,68
<b>P-2D</b>	22,44	22,06	17,97	19,63	20,27	20,69	4,74	9,41	12,84	17,46
<b>P-3</b>	22,62	22,21	20,64	20,92	21,17	21,32	8,81	13,59	16,33	20,15
<b>P-3D</b>	22,67	22,50	21,71	21,67	21,77	21,95	8,61	13,75	16,26	19,90
<b>P-4</b>	22,90	22,94	22,33	22,27	22,21	22,23	13,01	19,96	22,80	26,14
<b>P-4D</b>	22,23	22,94	21,25	21,66	21,80	21,88	9,79	16,32	19,61	23,72
<b>P-5</b>	19,47	19,76	15,61	16,67	17,05	17,42	5,85	8,96	10,92	14,48
<b>P-5D</b>	19,35	19,45	14,80	15,86	16,33	16,79	4,96	7,64	9,63	13,05
<b>P-6</b>	19,41	19,27	17,63	18,32	18,50	18,65	8,37	12,17	14,65	18,23
<b>P-6D</b>	20,45	20,35	18,00	19,09	19,32	19,47	6,13	9,89	12,28	16,39
<b>P-7</b>	20,22	20,39	15,27	16,94	17,20	17,58	5,65	10,03	11,54	14,18
<b>P-7D</b>	20,41	19,65	15,57	17,68	17,87	18,17	4,88	11,60	13,02	16,55
<b>P-8</b>	20,18	20,98	20,18	20,33	20,38	20,47	14,87	21,25	25,02	30,87
<b>P-8D</b>	22,32	22,20	19,99	20,45	20,64	20,56	11,86	18,11	22,16	27,59
<b>P-9</b>	20,98	20,65	19,08	19,83	19,82	19,84	15,95	24,79	27,55	32,10
<b>P-9D</b>	21,93	22,02	19,79	20,34	20,44	20,48	13,35	20,77	24,17	29,43
<b>P-10</b>	21,51	21,69	18,99	19,64	19,93	20,07	9,92	16,16	21,22	28,19
<b>P-10D</b>	21,59	21,65	19,79	20,15	20,28	20,28	12,16	18,97	23,28	29,38
<b>P-11</b>	21,25	21,38	18,96	19,50	19,62	19,82	11,77	20,26	23,66	29,66
<b>P-11D</b>	22,04	21,74	19,32	20,20	20,36	20,47	9,46	18,14	21,54	27,87
<b>P-12</b>	21,00	21,06	20,06	20,39	20,26	20,31	14,32	24,15	28,36	33,42
<b>P-12D</b>	21,48	21,02	19,86	20,32	20,38	20,36	13,02	20,06	24,02	29,48
<b>P-13</b>	21,22	20,69	20,61	20,92	20,90	20,94	12,31	20,38	24,29	29,81
<b>P-13D</b>	20,77	20,77	19,46	19,83	19,92	20,01	12,15	18,84	22,41	28,07
<b>P-14</b>	20,68	21,20	18,74	19,41	19,72	19,93	7,83	14,62	19,11	25,25
<b>P-14D</b>	21,45	21,35	19,08	19,70	19,87	20,00	8,78	14,88	18,60	24,13