

UNIVERSIDAD TÉCNICA FEDERICO SANTA MARÍA
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA METALÚRGICA Y DE MATERIALES
VALPARAÍSO, CHILE



ADICIÓN DE UN NUEVO COLECTOR EN EL BANCO DE FLOTACIÓN PRIMARIA – CUANTIFICACIÓN CONTEXTUAL DEL MEJORAMIENTO POTENCIAL EN EL DESEMPEÑO DE LA FLOTACIÓN EN LAS CONCENTRADORAS “LAGUNA SECA” Y “LOS COLORADOS”.

Proyecto de trabajo de titulación presentado en conformidad a los requisitos y reglamentos requeridos para obtener el título de Ingeniero Civil Metalúrgico

Profesor Guía: Marco Vera

ELÍAS ALBERTO URRAS ROJAS

2016

AGRADECIMIENTOS

Un cordial agradecimiento a Minera Escondida, quienes me dieron la oportunidad y auspiciaron este trabajo de tesis, y a todos con quienes trabajé en este proyecto y fueron un apoyo fundamental para el desarrollo del mismo y en particular al incondicional Marco Alarcón. También agradecer el apoyo de Gloria Vilaso, Sergio Torres y Carmina Quintanar. Por parte de SGS-Escondida se agradece también a Freddy Baltazar, Rodrigo Aguilera, Isabel Brito y a Carolina Supanta, quienes me apoyaron en el laboratorio y en las gestiones.

Agradezco el incondicional apoyo y supervisión de Marco Vera, mi profesor guía. Agradezco también a quienes estuvieron conmigo durante todo este proceso, a mi familia, y en especial a mi mamá y papá con quienes siempre conté económica y moralmente para los estudios y los momentos difíciles, a mi tía Gina y a mis primas. Y por supuesto a mi otra familia, a la que yo elegí: a Cami, Jose y Felipe, con quienes conté durante prácticamente todos los tramos de estudio/carrete de la universidad; también a quienes últimamente pasaron a formar parte importante de mi vida este último año en Antofagasta: Roberto, Eduardo, y Mauro y su familia, quienes fueron un gran apoyo.

Por supuesto agradezco también a todos aquellos quienes fueron parte de este proceso de estudio y tesis y a quienes no logro recordar este día que escribo, pero que, por supuesto cuentan con mi eterno agradecimiento, pues de una forma u otra aportaron su granito de arena en esta importante etapa.

RESUMEN

Keywords: SRA, stage reagent addition, colector, flotación, cinética, acondicionamiento fraccionado, Escondida, colector en avance.

Chile como país minero, productor de materias primas y principal exportador de cobre, teniendo cerca de un 30% de las reservas mundiales del mineral, ha hecho de esta industria un pilar del desarrollo del país a lo largo de su historia y un catalizador crucial de su crecimiento económico durante las últimas décadas en que la inversión minera aumentó considerablemente, y en particular el mercado del cobre en concentrados.

Una pregunta crucial en épocas de crisis es el “cómo hacer más con menos”, y es una pregunta en lo que se basa el inicio de Minera Escondida 3.0, una reestructuración esencial para seguir siendo competitivos en la industria. Uno de los proyectos para esta *nueva minería*, es el estudio de la adición de un nuevo reactivo en avance en la flotación Rougher en las plantas Laguna Seca y Los Colorados, con el objetivo de aumentar la recuperación de cobre.

El concepto del **reactivo en avance** (Stage Reagent Addition, SRA), pese a ser ampliamente conocido, no es comúnmente practicado en la industria. Se basa principalmente en la adición de un colector aguas abajo en una fila de flotación Rougher, tratando de emular un “acondicionamiento fraccionado” o “acondicionamiento por separado” de partículas gruesas y finas. Bajo este concepto, se intenta *hidrofobizar partículas gruesas y middlings* que en una celda aguas abajo de la flotación Rougher no fueron correctamente cubiertas por reactivo debido a partículas más finas que consumirían gran parte del reactivo en las primeras celdas, lo que resultaría en una recuperación disminuida o perjudicada.

Bajo esta definición, se llevan a cabo **experimentos de laboratorio** (flotaciones de cinética batch) y **en planta** (pruebas cinéticas y análisis de colas con sondas amdel) con el objetivo de encontrar una diferencia estadísticamente significativa de aumento en recuperaciones y disminución en leyes cola respecto a la condición estándar, sin que ocurra un ensuciamiento de concentrado; además de analizar las distribuciones cinéticas. Para esto, se ha propuesto analizar las pruebas cinéticas de laboratorio a través del modelo de Kelsall (1961) de cuatro parámetros, separando la distribución de constantes

cinéticas en una de flotabilidad lenta y una de flotabilidad rápida; y a través del modelo de Klimpel (1975), que asume una distribución rectangular de constantes cinéticas, entregando un ajuste parsimonioso a las cinéticas del laboratorio obtenidas, utilizando el método de los mínimos cuadrados. Además de analizar cinéticas, se estudia también el impacto en las leyes de cola y recuperaciones, tanto en planta (a través de sondas Amdel) como en el laboratorio (a través de análisis químico y QemScan).

Los análisis de las pruebas de laboratorio no muestran aumentos significativos en las constantes cinéticas de la condición de la adición en avance de alguno de los dos colectores nuevos a utilizar respecto a la condición estándar, ni tampoco se muestran disminuciones de cola ni aumento de recuperaciones significativos.

Dada la variabilidad inherente al mineral y a la operación, a la pequeña cantidad que, en teoría logran recuperar ambos reactivos estudiados y a la alta incertidumbre en los resultados, las recuperaciones no alcanzan el mínimo requerido en el proyecto (0.6%), sin embargo, la adición del reactivo en avance no perjudica la ley de concentrado y se observa que adicionar el reactivo en avance al minuto 2 podría mejorar los resultados de los parámetros y variables estudiadas, por lo que el tiempo de acondicionamiento juega un rol fundamental. Por esto, se recomienda dar un mayor análisis al tiempo de acondicionamiento necesario para que ocurra una adecuada dispersión del reactivo en la pulpa y se logre visualizar el real efecto del reactivo y, por último, analizar en profundidad la cinética y la recuperación por tamaño y liberación de partículas.

GLOSARIO Y ACRÓNIMOS

Colector en Avance	Reactivo colector adicionado aguas abajo en una celda de a flotación Rougher
EAA	ElectroAbsorción Atómica
ISA	Sonda Amdel In-Stream Analysis
J_g	Velocidad superficial del gas, expresada generalmente en [cm/s].
k_s, k_f	Constante cinética lenta y rápida respectivamente
LSD, Proyecto	Proyecto de ampliación de Laguna Seca Debottleneck
MEL	Minera Escondida Ltda.
MEP	Sonda Amdel de multi-elementos
N5	Mineral Sector Norte Zona 5 de Minera Escondida de buen desempeño metalúrgico
NaHS	Hidrosulfuro de sodio, comúnmente conocido como "nash"
OF/UF	OverFlow y UnderFlow, referidos a flujos de sobre y bajo tamaño del hidrociclón
PCC	Punto de carga cero
PCLC	Planta Concentradora Los Colorados de Minera Escondida
PCLS	Planta Concentradora Laguna Seca de Minera Escondida
PIB	Producto Interno Bruto
QemScan	Evaluación Cuantitativa de Materiales mediante Microscopio Electrónico de Barrido
R_∞	Recuperación infinita o máxima
RMS	Desviación estándar
ROM	Mineral ROM o "Run Of Mine", directo de la mina, sin pasar por chancado previo
S3C	Mineral Sector Sur Zona 3C de Minera Escondida de mal desempeño metalúrgico
SAG	Molino o molienda Semi-Autógena
SCA/CCA	Sin y Con la adición de Colector en Avance, respectivamente
SEP	Sonda Amdel de elemento único
Stock Pile	Pila de acopio de mineral
X133:AP	Relación entre espumante y aceite de pino
XRF	Sonda Amdel de Radioisótopos de fluorescencia X
τ	Tiempo de residencia
ϕ	Fracción de flotación lenta

ÍNDICE

AGRADECIMIENTOS	3
RESUMEN	5
GLOSARIO Y ACRÓNIMOS	7
ÍNDICE	8
ÍNDICE DE FIGURAS	14
ÍNDICE DE TABLAS	21
CAPÍTULO 1. INTRODUCCIÓN GENERAL	23
1.1. ANTECEDENTES GENERALES DEL COBRE Y SUS MINERALES	24
1.2. MERCADO DEL COBRE	24
1.3. PROCESO DE OBTENCIÓN DEL COBRE	27
1.4. DEFINICIÓN DEL PROBLEMA	28
1.5. HIPÓTESIS	30
1.6. OBJETIVOS	31
1.6.1. OBJETIVO GENERAL	31
1.6.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS	31
1.7. CONTRIBUCIÓN AL ESTADO DEL ARTE	32
1.8. ALCANCES	32
CAPÍTULO 2. REVISIÓN CRÍTICA DE LA LITERATURA	33
2.1. ¿QUÉ ES LA ADICIÓN DE UN COLECTOR EN AVANCE?	33

	9
2.1.1. LA FLOTACIÓN COMO PROCESO	33
2.1.2. LA HIDROFOBICIDAD INDUCIDA DEL MINERAL	45
2.1.3. EL COLECTOR EN AVANCE	56
2.2. EVALUACIÓN DE DESEMPEÑO	58
2.2.1. CONTEXTO PRUEBAS DE LABORATORIO Y OPERACIÓN DE PLANTA	58
2.2.2. EVALUACIÓN DE DESEMPEÑO: DESDE EL PUNTO DE VISTA MÁSSICO	68
2.2.3. EVALUACIÓN DE DESEMPEÑO: DESDE UN PUNTO DE VISTA CINÉTICO	70
2.2.4. EVALUACIÓN DE DESEMPEÑO: DESDE UN PUNTO DE VISTA ECONÓMICO	76
2.3. LA ROBUSTEZ DEL ANÁLISIS DE LA INFORMACIÓN	77
2.3.1. VARIABILIDAD INHERENTE DEL MINERAL	77
2.3.2. CONFIABILIDAD EN LA OPERACIÓN DE LOS EQUIPOS	81
2.3.3. INCERTIDUMBRE, DISTRIBUCIÓN E INTERVALOS DE CONFIANZA	82
<u>CAPÍTULO 3. MATERIALES, EQUIPAMIENTO Y METODOLOGÍA EXPERIMENTAL</u>	<u>86</u>
3.1. MATERIALES Y REACTIVOS	86
3.1.1. MATERIALES	86
3.1.2. REACTIVOS Y SOLUCIONES	87
3.1.3. MINERALES DE COBRE	89
3.2. EQUIPAMIENTO Y TÉCNICAS INSTRUMENTALES	95
3.2.1. PRUEBAS EN PLANTA DE FLOTACIÓN INDUSTRIAL	95
3.2.2. EXPERIMENTOS DE LABORATORIO	100
3.3. METODOLOGÍA EXPERIMENTAL	102
3.3.1. METODOLOGÍA EXPERIMENTAL PARA PRUEBAS INDUSTRIALES	102
3.3.2. METODOLOGÍA EXPERIMENTAL PARA PRUEBAS DE LABORATORIO	107
3.3.3. METODOLOGÍA EXPERIMENTAL DE TÉCNICAS DE LECTURA PARA LABORATORIO	113

3.3.4.	SEGURIDAD	113
3.4.	REPRODUCIBILIDAD E INCERTIDUMBRE	115
<u>CAPÍTULO 4. ANÁLISIS DE RESULTADOS EXPERIMENTALES</u>		116
4.1.	QUÉ SE ESPERA EN RELACIÓN A LA HIPÓTESIS	116
4.1.1.	EXPERIMENTOS DE LABORATORIO	117
4.1.2.	PRUEBAS INDUSTRIALES	118
4.2.	EFFECTO DEL MINERAL EN EXPERIMENTOS DE LABORATORIO	119
4.3.	EFFECTO DE LA DOSIFICACIÓN DE ESPUMANTE EN EXPERIMENTOS DE LABORATORIO	121
4.4.	EFFECTO DEL TIPO DE REACTIVO EN AVANCE EN EXPERIMENTOS DE LABORATORIO	122
4.5.	EFFECTO DE LA DOSIFICACIÓN DE COLECTOR EN AVANCE EN EXPERIMENTOS DE LABORATORIO	127
4.6.	EFFECTO DEL TIEMPO DE ADICIÓN DE COLECTOR EN AVANCE EN EXPERIMENTOS DE LABORATORIO	131
4.7.	EFFECTO EN LA FRACCIÓN DE FLOTACIÓN LENTA EN EXPERIMENTOS DE LABORATORIO	135
4.8.	EFFECTO EN LA RECUPERACIÓN Y LEY DE CONCENTRADO EN EXPERIMENTOS DE LABORATORIO	139
4.9.	SELECTIVIDAD CU – FE EN EXPERIMENTOS DE LABORATORIO	144
4.10.	INTERVALOS DE CONFIANZA PARA EXPERIMENTOS DE LABORATORIO	150
4.11.	EFFECTO EN LEYES DE COBRE EN COLAS.	153
4.12.	RESULTADOS DE PRUEBAS INDUSTRIALES	154
4.12.1.	RESULTADOS PRUEBAS EXPLORATORIAS INDUSTRIALES PCLC (COLECTOR A)	154
4.12.2.	RESULTADOS MUESTREOS CINÉTICOS PCLS (COLECTOR B)	159

CAPÍTULO 5. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES **163**

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS **168**

CAPÍTULO 6. ANEXOS **174**

6.1.	EXTRACTO FICHA DE SEGURIDAD COLECTOR A.	174
6.2.	EXTRACTO FICHA DE SEGURIDAD COLECTOR B	176
6.3.	PROPIEDADES FÍSICAS Y QUÍMICAS MATCOL COLECTOR A	178
6.4.	PROPIEDADES FÍSICAS Y QUÍMICAS COLECTOR B	178
6.5.	TABLA RESUMEN DE MÉTODOS ESTADÍSTICOS	180
6.6.	PARÁMETROS OPERACIONALES	182
6.7.	TÉCNICAS DE LECTURA DE LABORATORIO	184
6.7.1.	DETERMINACIÓN DE COBRE Y HIERRO POR EAA EN MINERALES DE COBRE.	184
6.7.2.	DETERMINACIÓN DE COBRE Y HIERRO SOLUBLE POR EAA EN MINERALES DE COBRE.	186
6.7.3.	DETERMINACIÓN DE COBRE POR YODOMETRÍA (SIN SEPARACIÓN) EN CONC. DE COBRE.	187
6.7.4.	DETERMINACIÓN DE HIERRO MÉTODO MEL POR EAA EN CONCENTRADOS DE COBRE.	191
6.8.	SULFUROS DE COBRE LIBERADOS Y ASOCIADOS S3C	192
6.9.	SULFUROS DE COBRE LIBERADOS Y ASOCIADOS N5	195
6.10.	DISEÑO DE EXPERIMENTOS	197
6.11.	RAW DATA LABORATORIO	198
6.11.1.	CONDICIÓN ESTÁNDAR, MINERAL S3C, ESPUMANTE 17.2 [μL/L]	198
6.11.2.	CONDICIÓN ESTÁNDAR, MINERAL S3C, ESPUMANTE 10.7 [μL/L]	199
6.11.3.	CONDICIÓN ESTÁNDAR, MINERAL N5, ESPUMANTE 17.2 [μL/L]	199
6.11.4.	CONDICIÓN ESTÁNDAR, MINERAL N5, ESPUMANTE 10.7 [μL/L]	200
6.11.5.	COLECTOR A, MINERAL S3C, ESPUMANTE 17.2 [μL/L]	200
6.11.6.	COLECTOR A, MINERAL S3C, ESPUMANTE 10.7 [μL/L]	201

6.11.7.	COLECTOR A, MINERAL N5, ESPUMANTE 17.2 [$\mu\text{L/L}$]	201
6.11.8.	COLECTOR A, MINERAL N5, ESPUMANTE 10.7 [$\mu\text{L/L}$]	202
6.11.9.	COLECTOR B, MINERAL S3C, ESPUMANTE 17.2 [$\mu\text{L/L}$]	202
6.11.10.	COLECTOR B, MINERAL S3C, ESPUMANTE 10.7 [$\mu\text{L/L}$]	202
6.11.11.	COLECTOR B, MINERAL N5, ESPUMANTE 17.2 [$\mu\text{L/L}$]	203
6.11.12.	COLECTOR B, MINERAL N5, ESPUMANTE 10.7 [$\mu\text{L/L}$]	203
6.12.	COMPLEMENTO GRÁFICOS ANÁLISIS DE RESULTADOS	204
6.12.1.	FRACCIÓN DE FLOTACIÓN LENTA PARA FE	204
6.12.2.	FRACCIÓN DE FLOTACIÓN LENTA PARA M.R.	206
6.12.3.	RECUPERACIONES Y DIFERENCIAS	208
6.12.4.	CONSTANTES CINÉTICAS PARA EL MODELO DE KLIMPEL (COBRE) Y SUS RESPECTIVOS INTERVALOS DE CONFIANZA AL 95%. 218	
6.12.5.	INTERVALOS DE CONFIANZA	222
6.12.6.	INTERVALOS DE CONFIANZA 95% (POOLED STD DEV.)	239
6.13.	RESULTADOS PRUEBAS EXPLORATORIAS PCLC (COLECTOR A)	254
6.13.1.	PRUEBA 31 DE MARZO, 2015	254
6.13.2.	PRUEBA 1 DE ABRIL, 2015	257
6.13.3.	PRUEBA 2 DE ABRIL, 2015 (DESCARTADA)	260
6.13.4.	PRUEBA 7 DE ABRIL, 2015	263
6.13.5.	PRUEBA 9 DE ABRIL, 2015	266
6.13.6.	PRUEBA 15 DE ABRIL, 2015	269
6.13.7.	PRUEBA 21 DE ABRIL, 2015	272
6.13.8.	PRUEBA 23 DE ABRIL, 2015	275
6.13.9.	PRUEBA 27 DE ABRIL, 2015 (DESCARTADA)	278
6.13.10.	PRUEBA 19 DE MAYO, 2015 (DESCARTADA)	281

6.13.11.	PRUEBA 16 DE JUNIO, 2015 (DESCARTADA)	284
6.13.12.	PRUEBA 17 DE JUNIO, 2015	287

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.1 Tasa de Crecimiento del PIB. (Fuente: Open Data Base Google)	25
Figura 1.2. Consumo de cobre en china y % de participación en el consumo mundial. (Brook Hunt, Oficina Nacional de Estadísticas de China) [2]	26
Figura 1.3. Tendencia del precio del cobre desde 1999 a 2016. (Fuente: Cochilco)	27
Figura 1.4. Diagrama de punto de adición de colector	30
Figura 2.1. Triple interacción colector-tamaño partícula-flotabilidad [10]	35
Figura 2.2. Diagrama representativo celda flotación. [13]	38
Figura 2.3. Diagrama de bloques de ambas concentradoras. Proceso global.	39
Figura 2.4. Diagrama general flotación PCLC.	40
Figura 2.5. Diagrama general flotación PCLS.	42
Figura 2.6. Ángulo de contacto. [14]	47
Figura 2.7. Representación de adhesión de colector y espumante a mineral y burbuja. [15]	48
Figura 2.8. Hemimicelas y Micela. [16]	49
Figura 2.9. Estructura molecular del oleato de sodio. [19]	51
Figura 2.10. Clasificación de colectores de flotación.	52
Figura 2.11. Estructura típica de un ditiófosfato	53
Figura 2.12. Estructura química general del tionocarbamato.	54
Figura 2.13. Estructura química del Alcoxycarbonil Tionocarbamato.	54
Figura 2.14. Diagrama comparativo entre un tionocarbamato y uno modificado. [24]	55
Figura 2.15. Diagrama Colector en avance.	57
Figura 2.16. Ley de colas a lo largo de una fila de flotación Rougher (concepto). [15]	57
Figura 2.17. Contexto en histogramas de CLC. (Parte 1)	63
Figura 2.18. Contexto en histogramas de CLC. (Parte 2)	64

Figura 2.19. Velocidad lineal promedio de rebose en celdas de PCLC.	65
Figura 2.20. J_g y Flujos de aire en prueba de adición de colector A en Planta Los Colorados , 23 de abril, 2015 (Fila 8 Fuera de servicio).	65
Figura 2.21. Velocidad lineal promedio de rebose en celdas de PCLS.	66
Figura 2.22. Histograma Laguna Seca de Ley de Cobre en Alimentación Rougher.	67
Figura 2.23. Histograma Laguna Seca de Ley de Cobre en Colas Rougher (Fila 4)	67
Figura 2.24. Histograma Laguna Seca de Ley de Cobre en el concentrado Rougher.	67
Figura 2.25. Recuperación másica y de cobre.	69
Figura 2.26. Balance recuperacion y leyes para 10 celdas de flotación en serie.	69
Figura 2.27. Comparación de distribuciones de constantes cinéticas entre el modelo clásico y el modelo de Kelsall.	73
Figura 2.28. Distribución uniforme de la constante cinética del modelo Klimpel.	74
Figura 2.29. Balance de masa y tiempo de residencia.	76
Figura 2.30. Margen de ganancia con la incorporación del proyecto.	76
Figura 2.31. Inversión y beneficio colector en avance.	77
Figura 2.32. Mineralogía Alimentación PCLC.	78
Figura 2.33. Información relevante alimentación PCLC.	78
Figura 2.34. Mineralogía alimentación PCLS.	78
Figura 2.35. Información relevante alimentación PCLS.	78
Figura 3.1. Mineralogía Alimentación PCLC.	90
Figura 3.2. Información relevante alimentación PCLC.	90
Figura 3.3. Mineralogía alimentación PCLS.	91
Figura 3.4. Información relevante alimentación PCLS.	91
Figura 3.5. Distribución de minerales de cobre y ganga en mineral S3C.	92
Figura 3.6. Distribución de minerales de cobre y ganga en mineral N5.	92

Figura 3.7. Distribución normalizada de minerales sulfuro de cobre de muestra S3C.	93
Figura 3.8. Distribución normalizada de minerales sulfuro de cobre de muestra N5.	94
Figura 3.9. Instalación en PCLC para la adición de reactivo en avance.	95
Figura 3.10. Diagrama Celda 160 [m^3] PCLS. [44]	97
Figura 3.11. SEP: interacción con rayos X. [45]	99
Figura 3.12. Instalación completa en pruebas de reactivo en avance.	101
Figura 3.13. Dimensiones de paleta y celda de flotación estándar. [46]	101
Figura 3.14. Previo a una adición de reactivo en avance.	103
Figura 3.15. Adición preevaluación reactivo en avance luego de 90 [min] de iniciada la adición a 5 [g/ton].	106
Figura 3.16. Tratamientos de las variables independientes (2 niveles).	107
Figura 3.17. Flujos de aire en pruebas de laboratorio para S3C y N5.	109
Figura 3.18. Adición de reactivos y acondicionamiento de pulpa (Flotación Lab).	111
Figura 3.19. Altura de espuma en flotación con adición de reactivo en avance (S3C).	112
Figura 4.1. Curva de Recuperación versus tiempo, para una test estándar de laboratorio.	118
Figura 4.2. Adición de colector A en avance en la Fila 6 PCLC, 17 Mar. 2016 (5 [g/ton]).	119
Figura 4.3. Comportamiento del mineral a 10.7 $\mu LespLpulpa$.	120
Figura 4.4. Comportamiento del mineral a 17.2 $\mu LespLpulpa$.	120
Figura 4.5. Efecto espumante en N5 para 17.2 $\mu LespLpulpa$ (rojo) y 10.7 $\mu LespLpulpa$ (verde).	121
Figura 4.6. Efecto espumante en S3C para 17.2 $\mu LespLpulpa$ (rojo) y 10.7 $\mu LespLpulpa$ (verde).	122
Figura 4.7. k_{slow} para mineral S3C y espumante a 17.2 [$\mu L/L$].	124

Figura 4.8. k_{slow} para mineral S3C y espumante a 10.7 [$\mu\text{L/L}$].	124
Figura 4.9. k_{slow} para mineral N5 y espumante a 17.2 [$\mu\text{L/L}$].	125
Figura 4.10. k_{slow} para mineral N5 y espumante a 10.7 [$\mu\text{L/L}$].	125
Figura 4.11. Efecto de dosis en k_{slow} para mineral S3C y espumante a 17.2 [$\mu\text{L/L}$].	128
Figura 4.12. Efecto de dosis en k_{slow} para mineral S3C y espumante a 10.7 [$\mu\text{L/L}$].	128
Figura 4.13. Efecto de dosis en k_{slow} para mineral N5 y espumante a 17.2 [$\mu\text{L/L}$].	129
Figura 4.14. Efecto de dosis en k_{slow} para mineral N5 y espumante a 10.7 [$\mu\text{L/L}$].	129
Figura 4.15. Efecto del tiempo de adición en k_{slow} para mineral S3C.	132
Figura 4.16. Efecto del tiempo de adición en k_{slow} para mineral N5.	132
Figura 4.17. I.C. del 95% de confianza k_{slow} , Mineral S3C y 17.2 [$\mu\text{L/L}$] de espumante.	133
Figura 4.18. I.C. del 95% de confianza k_{slow} , Mineral S3C y 10.7 [$\mu\text{L/L}$] de espumante.	133
Figura 4.19. I.C. del 95% de confianza k_{slow} , Mineral N5 y 17.2 [$\mu\text{L/L}$] de espumante.	134
Figura 4.20. I.C. del 95% de confianza k_{slow} , Mineral S3C y 10.7 [$\mu\text{L/L}$] de espumante.	134
Figura 4.21. Efecto en fracción de flot. lenta (Cu) para S3C y espumante a 17.2 [$\mu\text{L/L}$].	136
Figura 4.22. Efecto en fracción de flot. lenta (Cu) para S3C y espumante a 10.7 [$\mu\text{L/L}$].	136
Figura 4.23. Efecto en fracción de flot. lenta (Cu) para N5 y espumante a 17.2 [$\mu\text{L/L}$].	137
Figura 4.24. Efecto en fracción de flot. lenta (Cu) para N5 y espumante a 10.7 [$\mu\text{L/L}$].	137
Figura 4.25. Rec. de Cu, leyes y sus diferencias para S3C y esp. a 17.2 [$\mu\text{L/L}$]	140

Figura 4.26. Rec. de Cu, leyes y sus diferencias para S3C y esp. a 10.7 [$\mu\text{L/L}$]	141
Figura 4.27. Rec. de Cu, leyes y sus diferencias para N5 y esp. a 17.2 [$\mu\text{L/L}$]	143
Figura 4.28. Rec. de Cu, leyes y sus diferencias para S3C y esp. a 10.7 [$\mu\text{L/L}$]	143
Figura 4.29. Selectividad y FM (N5 – Colector A – esp. 17.2 [$\mu\text{L/L}$]).	145
Figura 4.30. Selectividad y FM (N5 – Colector B – esp. 17.2 [$\mu\text{L/L}$]).	145
Figura 4.31. Selectividad y FM (N5 – Colector A – esp. 10.7 [$\mu\text{L/L}$]).	145
Figura 4.32. Selectividad y FM (N5 – Colector B – esp. 10.7 [$\mu\text{L/L}$]).	145
Figura 4.33. Selectividad y FM (S3C – Colector A – esp. 17.2 [$\mu\text{L/L}$]).	146
Figura 4.34. Selectividad y FM (S3C – Colector B – esp. 17.2 [$\mu\text{L/L}$]).	146
Figura 4.35. Selectividad y FM (S3C – Colector A – esp. 10.7 [$\mu\text{L/L}$]).	146
Figura 4.36. Selectividad y FM. (S3C – Colector B – esp. 10.7 [$\mu\text{L/L}$]).	146
Figura 4.37. Recuperaciones acumuladas de Cu y Fe e I.S. (S3C y espumante alto).	148
Figura 4.38. Recuperaciones acumuladas de Cu y Fe e I.S. (S3C y espumante bajo).	148
Figura 4.39. Recuperaciones acumuladas de Cu y Fe e I.S. (N5 y espumante alto).	149
Figura 4.40. Recuperaciones acumuladas de Cu y Fe e I.S. (N5 y espumante bajo).	149
Figura 4.41. IC para Recuperación de Cobre, N5-alto (modelo Cu, sin restricción).	150
Figura 4.42. IC para Recuperación de Cobre, S3C-alto (modelo de Cu, con restricción).	151
Figura 4.43. IC para recuperación másica, S3C-alto (sin restricción).	151
Figura 4.44. IC para Fracción de flotabilidad lenta, N5-bajo (modelo MR, sin restricción).	152
Figura 4.45. IC de Constante Cinética Lenta, S3C-alto (modelo MR, sin restricción).	152
Figura 4.46. Recuperación y ley de cobre en prueba exploratoria de adición de reactivo A en planta Rougher Los Colorados, 21 de abril, 2015.	155

Figura 4.47. Ley de alimentación y colas de cobre en prueba exploratorio de adición de reactivo A en planta Rougher Los Colorados, 21 de abril, 2015.	155
Figura 4.48. Intervalos de confianza para recuperación de cobre en pruebas de reactivo en avance en PCLC.	159
Figura 4.49. Cinética de recuperación de cobre, PCLS 16Nov2015.	160
Figura 4.50. Cinética de recuperación de cobre, PCLS 17Nov2015.	160
Figura 4.51. Comparativa de cinéticas de planta y laboratorio.	162
Figura 5.1. Minerales de cobre. S3C a la izquierda y N5 a la derecha (y colores más suaves).	163
Figura 5.2. Desempeño metalúrgico de una prueba de flotación estándar.	164
Figura 5.3. Recuperaciones acumuladas de Cu y Fe e I.S. (S3C y espumante alto).	165
Figura 5.4. Rec. de Cu, leyes y sus diferencias para N5 y esp. a 17.2 [$\mu\text{L}/\text{L}$]	166
Figura 6.1. Muestras en calefactor.	184
Figura 6.2. Adición de solución lixivante limpiando paredes de matraz.	186
Figura 6.3. Calentamiento de muestras en plancha calefactora.	188
Figura 6.4. Minerales sulfuro de cobre Liberados S3C.	192
Figura 6.5. Minerales sulfuro de cobre Asociados S3C.	193
Figura 6.6. Minerales Sulfuro de cobre liberados S3C: distribución por tamaño.	193
Figura 6.7. Distribución por tamaños de sulfuros de cobre S3C.	194
Figura 6.8. Minerales sulfuro de cobre Liberados N5.	195
Figura 6.9. Minerales Sulfuro de cobre Asociados N5.	195
Figura 6.10. Minerales sulfuro de cobre liberados N5: distribución por tamaño.	196
Figura 6.11. Distribución por tamaño de minerales sulfuro de cobre N5.	196
Figura 6.12. Diferencia %Cu en concentrado para S3C y espumante a 17.2 [$\mu\text{L}/\text{L}$].	208
Figura 6.13. Recuperación de Cu y diferencias para S3C y espumante a 17.2 [$\mu\text{L}/\text{L}$].	208

Figura 6.14. Diferencia %Cu en concentrado para S3C y espumante a 10.7 [$\mu\text{L}/\text{L}$]. 209

Figura 6.15. Recuperación de Cu y diferencias para S3C y espumante a 10.7 [$\mu\text{L}/\text{L}$].
209

Figura 6.16. Diferencia %Cu en concentrado para N5 y espumante a 17.2 [$\mu\text{L}/\text{L}$]. 210

Figura 6.17. Recuperación de Cu y diferencias para N5 y espumante a 17.2 [$\mu\text{L}/\text{L}$]. 210

Figura 6.18. Diferencia %Cu en concentrado para N5 y espumante a 10.7 [$\mu\text{L}/\text{L}$]. 211

Figura 6.19. Recuperación de Cu y diferencias para N5 y espumante a 10.7 [$\mu\text{L}/\text{L}$]. 211

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 2.1. Resumen puntos adición (parte 1).	44
Tabla 2.2. Resumen puntos de adición (parte 2).	44
Tabla 2.3. Principales Criterios de Diseño de la PCLC.	62
Tabla 2.4. Parámetros Operacionales Concentradora Laguna Seca	66
Tabla 2.5. Comparativa de modelos cinéticos.	74
Tabla 2.6. Incertidumbre en desviación estándar (1X).	82
Tabla 3.1. Materiales de técnicas de análisis químico para muestras de laboratorio.	87
Tabla 3.2. Reactivos para técnicas de análisis químico de muestras de laboratorio.	89
Tabla 3.3. Especificaciones de celdas PCLS y PCLC.	97
Tabla 3.4. Exactitudes esperadas para el sistema ISA.	100
Tabla 3.5. Dosificaciones de reactivos utilizados.	110
Tabla 4.1. Resumen de promedio de recuperaciones de cobre antes, durante y después de la adición de reactivo A en Los Colorados.	156
Tabla 4.2. Leyes de cola y diferencias antes, durante y después de la adición de reactivo A en avance en Los Colorados.	156
Tabla 4.3. t-test 90% de confianza. Hipótesis: el promedio de las diferencias en recuperación de cobre es diferente a cero.	157
Tabla 4.4. t-test 90% de confianza, hipótesis: la diferencia estimada de las leyes de cola sin y con adición es diferente a cero.	158
Tabla 4.5. Comparativa de constantes cinéticas de laboratorio y planta.	162
Tabla 6.1. Propiedades físicas y químicas Colector A.	178
Tabla 6.2. Estabilidad y reactividad Colector A.	178
Tabla 6.3. Propiedades Físicas y Químicas Colector B.	178
Tabla 6.4. Estabilidad y reactividad Colector B.	179

Tabla 6.5. Resumen métodos estadísticos MiniTab.	180
Tabla 6.6. Parámetros operacionales Flotación Rougher para Pórfidos en PCLC.	182
Tabla 6.7. Parámetros operacionales Flotación Rougher para Andesita en PCLC.	182
Tabla 6.8. Parámetros operacioneales PCLC obtenidos de data histórica.	183
Tabla 6.9. Parámetros operacionales Flotación Rougher CLS.	183
Tabla 6.10. Diseño de experimentos.	197

CAPÍTULO 1. INTRODUCCIÓN GENERAL

Chile como país minero, productor de materias primas y principal exportador de cobre, tiene cerca de un 30% de las reservas mundiales del mineral, y ha hecho de esta industria un pilar del desarrollo del país a lo largo de su historia y un catalizador crucial de su crecimiento económico durante las últimas décadas en que la inversión minera aumentó considerablemente.

El auge del cobre en Chile comienza con el hecho bélico de la Segunda Guerra Mundial, que convertiría a Chile en un actor relevante en la industria. Se calcula que el 18% del metal rojo usado en el conflicto provenía de nuestro país. Aún más, en la fecha en que Japón se rinde a los aliados, Chile era el segundo productor de cobre en el mundo.

Chile representa el 31.5% de producción mundial de cobre de mina. La minería de cobre representa el 10.9% del PIB nacional, y en Antofagasta representa el 61.6% del PIB regional, según los últimos datos de 2012. [1]

El 14 de marzo de 1981 se descubre un yacimiento de mineral comercialmente explotable, el que más tarde se transformaría en Minera Escondida. El yacimiento Escondida está ubicado en el Norte de Chile, en el Desierto de Atacama, a 170 km. al Sureste de la ciudad de Antofagasta y a 3.100 metros sobre el nivel del mar.

Actualmente Minera Escondida Limitada, pertenece en un 57.5% a BHP Billiton, quien la opera bajo sus estándares de seguridad y operacionales, 30% a Rio Tinto PLC, 6% a Mitsubishi Corp., 2% a Mitsubishi Materials Corp., 2% a Nippon Mining and Metals Co. Ltd., y 2.5% a la International Finance Corp. [1]

Su operación productiva comenzó el 3 de noviembre de 1990, año en el que se procesó la primera partida de mineral en la planta concentradora. El primer embarque de concentrado se realizó el 31 de diciembre de 1990. La mina fue inaugurada oficialmente el 14 de marzo de 1991 con una capacidad para producir un promedio de 320.000 toneladas anuales de cobre fino contenido en concentrado a partir del rajo Escondida.

En 2013, Las concentradoras Laguna Seca y Los Colorados produjeron en conjunto 888.346 [ton] de cobre contenido en concentrados.

1.1. ANTECEDENTES GENERALES DEL COBRE Y SUS MINERALES

El cobre es un elemento químico que se representa por el símbolo **Cu** y en la tabla periódica tiene número atómico 29. Es un metal de transición de color rojizo y brillo metálico y se caracteriza por ser uno de los mejores conductores de electricidad, ser dúctil y maleable, lo que ha hecho que se convierta en uno de los principales componentes para fabricar cables eléctricos y componentes electrónicos.

Es el tercer metal más consumido en el mundo, después del hierro y el aluminio y además de sus múltiples propiedades químicas y físicas, tiene propiedades antibacterianas, lo que ha contribuido a aumentar el campo de aplicación del metal.

El método de extracción del cobre de sus minerales dependerá del tipo de éste, sea sulfuro u óxido. Para el caso de minerales oxidados, la hidrometalurgia será el modelo convencionalmente más utilizado para su extracción, mientras que, si el mineral es sulfuro, se utilizará el método de concentración por flotación, para luego fundir el concentrado de cobre obtenido.

El marco de este trabajo, se centrará en la segunda opción (Flotación), y es por esto que los minerales con los que se tratará constantemente son de carácter sulfuros en su mayoría, como lo son la calcosina (Cu_2S), covelina (CuS), la calcopirita (CuFeS_2), entre otros.

1.2. MERCADO DEL COBRE

El enorme crecimiento en la industrialización del siglo XIX, llevó al mundo entero a aumentar dramáticamente el requerimiento de minerales commodities, en particular, metales, dentro de los cuales, el cobre creció por un factor de 27, sólo en el siglo XX.

En el período post-guerra durante el siglo XX, grandes variaciones en el precio del barril de petróleo llevaron que las economías mundiales sufrieran grandes recesiones y lentas recuperaciones, lo que contribuyó en un impacto significativamente negativo en la minería de los minerales de cobre y otros metales, debido a menor demanda de minerales y directo aumento en los costos de producción, estimándose este valor cercano al 35% del costo total.

Los avances tecnológicos en productividad del mercado de los minerales metálicos del siglo XX llevaron a una fuerte baja en los precios de los metales debido a nuevos descubrimientos geológicos de yacimientos y continuas mermas en los costos de producción, lo que impuso un aumento considerable en la oferta.

El valor del cobre y otros metales commodities se transa a través de la oferta y demanda en la Bolsa de Metales de Londres. Es por esto que el continuo aumento de la oferta en el siglo XX, llevó a una disminución en los precios generales de los commodities, lo que a su vez redujo las utilidades de las empresas mineras, afectando fuertemente a aquellas en África y Sudamérica.

El emergente crecimiento a finales del S. XX de nuevas potencias económicas ha supuesto un inminente aumento de la demanda de metales, lo que, a su vez, a pesar de volatilidades en la economía mundial, ha aumentado consistentemente el precio del metal rojo.

China, la gran potencia económica del continente asiático, desde 1978 (cuando comienza una serie de reformas progresivas en el aspecto económico) muestra un notable aumento en la tasa de crecimiento del PIB, promediando un 9.8% hasta 2008, como se muestra en la Figura 1.1.

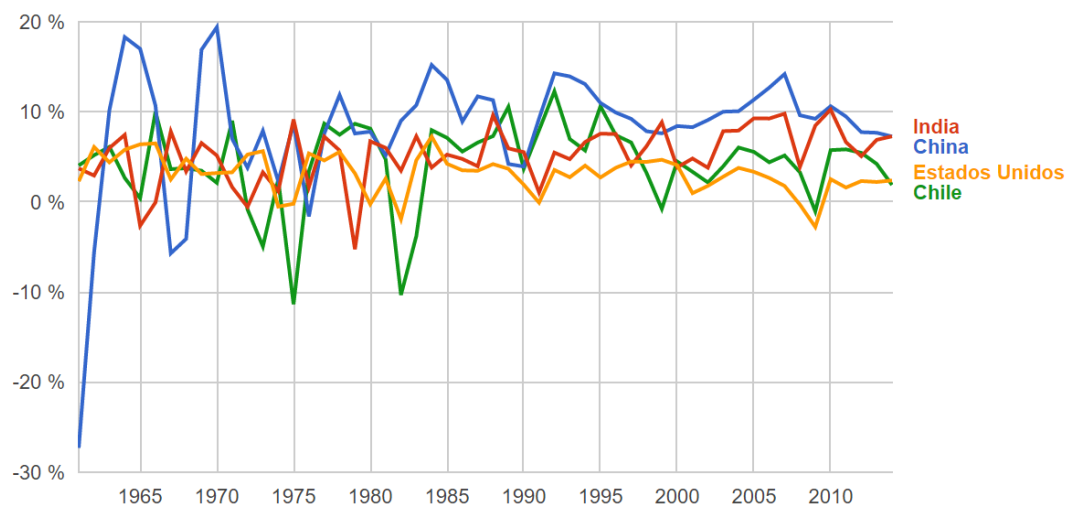


Figura 1.1 Tasa de Crecimiento del PIB. (Fuente: Open Data Base Google)

El fuerte crecimiento de esta potencia económica, lleva a Chile a ser uno de los principales responsables de abastecer semejante demanda (Figura 1.2) siendo incentivada la inversión en el país por empresas extranjeras y nacionales debido al fuerte aumento en el precio del metal entre los años 2003 y 2008, como se muestra en la Figura 1.3.

Actualmente la situación, tanto del precio del metal, como de la demanda, están en una tendencia a la baja debido a fuertes desaceleraciones económicas a nivel mundial, lo que ha llevado a empresas a disminuir sus utilidades hasta en un 77% en el año fiscal FY2016, respecto al mismo periodo del año anterior, provocando incluso el cierre de algunas pequeñas y medianas mineras, las cuales se han visto mayormente afectadas por esta desaceleración económica.

Si bien en el corto plazo el mercado del cobre enfrenta una situación menos favorable que el previsto en septiembre pasado, estimaciones preliminares señalan que a partir del año 2018 el mercado del cobre enfrentaría una condición de déficits de refinado, lo que llevaría a la recuperación del precio, esto no obstante el ajuste a la baja en el crecimiento de China. Vale decir, los fundamentos de mediano y largo plazo para el mercado del cobre continúan siendo sólidos. Sin embargo, las empresas deber perseverar en la política de reducción de costos, optimización de sus operaciones y mejorar sus indicadores de productividad para asegurar su viabilidad. [2]

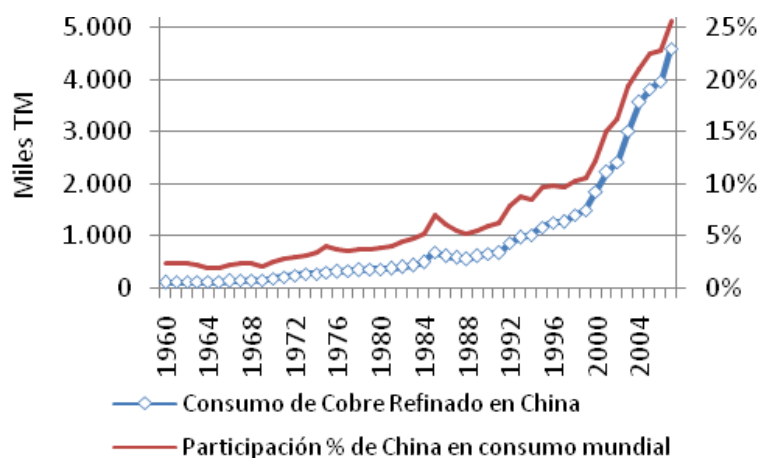


Figura 1.2. Consumo de cobre en china y % de participación en el consumo mundial. (Brook Hunt, Oficina Nacional de Estadísticas de China) [2]

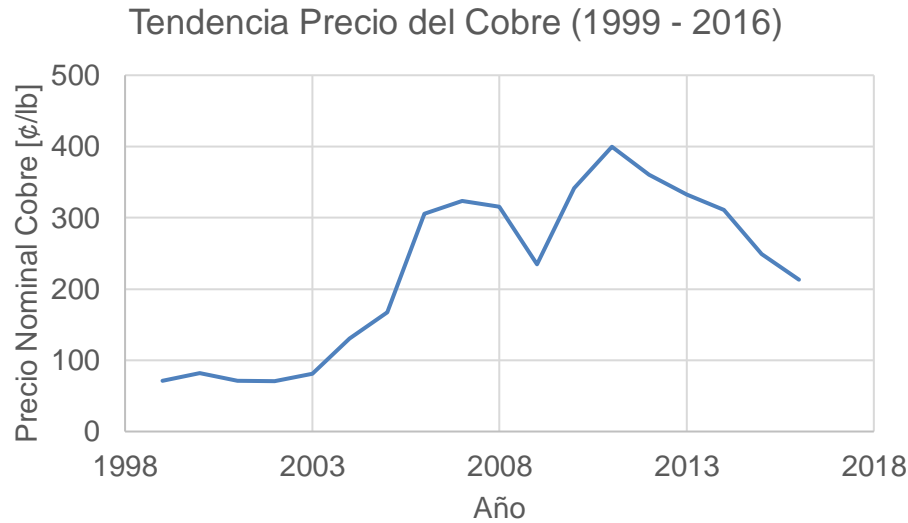


Figura 1.3. Tendencia del precio del cobre desde 1999 a 2016. (Fuente: Cochilco)

1.3. PROCESO DE OBTENCIÓN DEL COBRE

Como ya se ha definido antes, el método de obtención de cobre que se utilizará durante este trabajo corresponde al de concentración por flotación para minerales sulfuros.

El proceso comienza una vez que el mineral (con un 1% de cobre aproximadamente) es extraído del yacimiento (sea a rajo abierto o subterráneo) con rocas de gran tamaño (mineral ROM, por sus siglas en inglés *Run Of Mine*). La explosión del yacimiento se considera el primer proceso de reducción de tamaño. El mineral ROM es trasladado a los Chancadores Primarios, donde serán reducidos de tamaño hasta unas 8 pulgadas (20 [cm]) aproximadamente. Luego vendrá la etapa de chancado secundaria, y si es necesario, terciaria, donde el mineral quedará reducido hasta ½ pulgada (1.27 [cm]).

Una vez que el tamaño sea el adecuado, se apila en enormes “cerros de mineral” llamados *StockPile* para ser llevado a través de correas transportadoras a un circuito de molienda compuesto por Molinos de Barra y Molinos de Bolas.

Para el caso de circuitos cerrados de molienda SAG – Bolas, el mineral es apilado en el *StockPile* con un tamaño de 8 [in].

La granulometría final en ambos circuitos es de un máximo de 180 [μm].

El mineral, antes de ser molido, es mezclado con agua, formándose una pulpa de 30% de sólidos aproximadamente; pulpa que es trasladada a través de grandes tuberías al proceso de flotación.

La flotación es un proceso físico – químico que permite concentrar un elemento valioso, en este caso el cobre, en el concentrado, y separarla del resto (ganga). En este proceso, la pulpa ingresa a las celdas de flotación, donde a través de agitación e inyección de aire (generando burbujas de aire), se logra separar el mineral valioso (sulfuros de cobre), que se adhiere a las burbujas, del no valioso, luego de varias etapas (Rougher, Scavenger, Columnar) y con la adecuada dosis de reactivos (colectores, espumantes, depresantes y otros). Las burbujas generadas que arrastran el mineral sulfuro, suben a la superficie, donde rebasan la celda y son colectadas en forma de concentrado de cobre. Es en la última etapa (flotación columnar) donde el concentrado alcanza un porcentaje de cobre de un 35% aproximadamente.

El concentrado final se filtra y seca, para luego ser fundido, obteniéndose el cobre blíster, el que deberá ser refinado a través del proceso acuoso de ElectroRefinación (ER), para obtener finalmente un cátodo de cobre de alta pureza.

1.4. DEFINICIÓN DEL PROBLEMA

“Cómo hacer más con menos”.

Un tema central para la industria minera es la productividad, el cómo lograr hacer más con menos. En esta frase se resume la nueva Escondida 3.0, donde en definitiva se busca mayores niveles de eficiencia, optimizando procesos a través de la continua revisión de las prácticas industriales, sin mayores inversiones.

Aumentar la productividad no necesariamente significa aumentar las toneladas procesadas de mineral, sino que va más allá: se intenta aumentar la recuperación metalúrgica en el proceso, específicamente en la concentración por flotación, aplicando a la Concentradora Laguna Seca y Los Colorados, de Minera Escondida Ltda.

Los costos de producción constituyen un tema permanente de preocupación. Continuamente se intenta identificar oportunidades de mejora, de contención y reducción de costos para asegurar la constancia de la empresa en la industria.

El control de los procesos es crucial al momento de tomar decisiones de mejora, y optimizar un proceso es completamente dependiente del control que se tenga sobre éste.

Aumentar la recuperación de cobre en solo un punto porcentual, implica gran cantidad de dinero involucrado en la comercialización del mismo. De esta forma, aumentar la recuperación metalúrgica mejora la productividad y disminuye costos.

El tamaño de las partículas y el grado de asociación/liberación que tengan éstas, juega un rol importante en la secuencia de eventos que lleva a la correcta flotación del mineral valioso. Acabados estudios se han llevado a cabo por diversos autores [3]. La mayoría concuerda que existe un óptimo tamaño para la flotación y que la recuperación se ve drásticamente disminuida para partículas muy finas y muy gruesas.

Por otro lado, se sabe que la recuperación disminuye bastante en las últimas celdas Rougher, lo que se presume, se debe, en parte, a la degradación y agotamiento de los colectores primario y secundario en las primeras celdas de recuperación Rougher, además de encontrarse partículas asociadas o *middlings* en mayor proporción que en las primeras celdas, debido a que en éstas ya han sido colectadas la mayor parte de partículas liberadas.

La optimización del sistema de flotación, de Escondida 3.0, a cargo del área Process Control & Improvement Concentrate Operations (PC&I), considera la incorporación de un nuevo colector en las líneas Rougher, (Proyecto denominado *Reactivo (colector) en avance*). Esta sola iniciativa, debe implicar un aumento en la recuperación Rougher de Laguna Seca de un 0.6% (correspondiente al 10% del total de las mejoras en recuperación del área Operaciones) y que implicaría ganancias de volumen por sobre los US\$44M al año.¹ [4]

Se evaluará el desempeño de dos nuevos reactivos: Colector A y Colector B, adicionados en avance en un banco de la flotación primaria de dos empresas proveedoras, Proveedor A y Proveedor B, respectivamente; en comparación con una flotación estándar en la Concentradora Los Colorados y Laguna Seca, en busca de una nueva química que pueda

¹ Calculado en base a leyes del Año Fiscal 2014 y precio cobre de 2.38 [US\$/lb].

aumentar el porcentaje de recuperación Rougher (y por ende Recuperación Global) en la planta.

Este nuevo reactivo se adicionará en la quinta celda (tercer banco) de las filas de recuperación primaria en la concentradora Los Colorados y en la tercera celda de Laguna Seca. A continuación (Figura 1.4) se presenta un diagrama representativo para el mejor entendimiento.

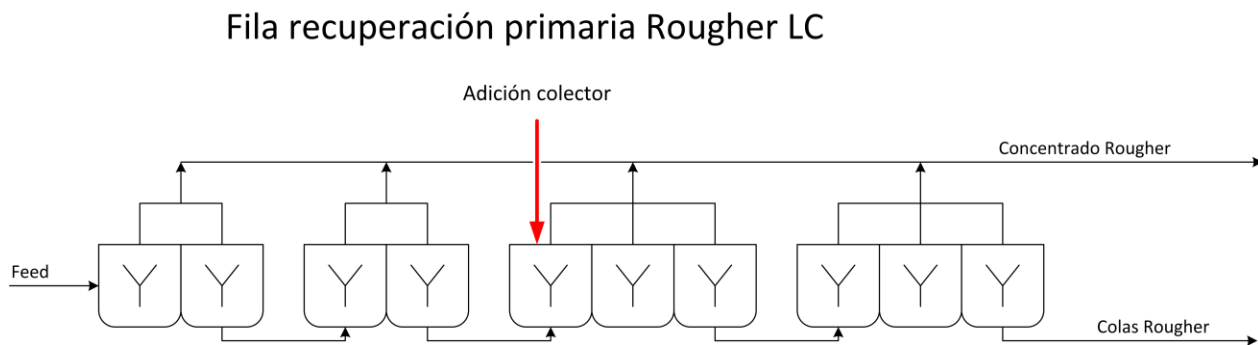


Figura 1.4. Diagrama de punto de adición de colector

1.5. HIPÓTESIS

El uso de un nuevo reactivo colector adicionado en avance (aguas abajo) en las celdas de Flotación Rougher permitirá aumentar la recuperación primaria en al menos un 0.6% (estadísticamente significativo) en las Concentradoras Los Colorados y Laguna Seca.

1.6. OBJETIVOS

1.6.1. OBJETIVO GENERAL

Potenciar y mejorar el desempeño en la recuperación metalúrgica de cobre de la flotación Rougher de la concentradora Los Colorados y Laguna Seca en al menos 0.6% (con significancia estadística, i.e., considerando la variabilidad de la planta) a través de una nueva química (colector) adicionada(o) en avance en un punto (una celda) de las filas de flotación Rougher de la concentradora a determinar a través de pruebas de laboratorio y pruebas industriales.

1.6.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS

- Realizar una revisión crítica de la literatura que permita sentar las bases y entregar un acabado entendimiento del concepto y los fundamentos de la operación para analizar y concluir en consideración al contexto y los reactivos utilizados.
- Establecer, a través de pruebas cinéticas de laboratorio de flotación batch, el mejor punto de adición de reactivo en planta, la mejor dosificación y el reactivo que presente mejor desempeño (de dos que han de ser evaluados).
- Establecer las condiciones que permitirán aumentar la recuperación acumulada de cobre de la flotación Rougher en 0.6% (con significancia estadística) a través de un colector adicionado en un punto de la flotación Rougher de Los Colorados y Laguna Seca
- Determinar la cantidad que aumenta (o varía) la recuperación bajo estas condiciones óptimas a través de pruebas t-pareadas, 2t-test's e intervalos de confianza.
- Establecer el contexto en que se lleva a cabo las pruebas exploratorias industriales y en conjunto con los análisis estadísticos, establecer si es significativo el aumento (variación) de recuperación Rougher.

1.7. **CONTRIBUCIÓN AL ESTADO DEL ARTE**

La contribución de este trabajo será plantear el contexto teórico e industrial de operación de las concentradoras Los Colorados y Laguna Seca de Minera Escondida Ltda. para determinar el efecto de la adición de nuevos reactivos a ambas plantas en base al análisis de información con consistencia y robustez estadística (asumiendo un comportamiento correcto en la operación de la(s) planta(s)).

Por otro lado, determinar un protocolo adecuado, tanto para las pruebas, como para la forma de analizar la información, en caso de que se realicen nuevos experimentos industriales similares, considerando las dificultades antes, durante y después de la prueba, además de plantear la problemática y el contexto de la mejor manera posible para no intentar mejorar una operación con posibles deficiencias con la adición de una nueva química.

1.8. **ALCANCES**

El problema se enmarca en el intento de mejorar la recuperación Rougher en Laguna Seca y Los Colorados de acuerdo al Plan de optimización del sistema de flotación, de Escondida 3.0, mediante el uso de un colector adicionado en avance, esto es, añadido en la quinta celda Rougher en el caso de Los Colorados y en la tercera celda Rougher en el caso de Laguna Seca, del circuito de flotación.

La operación de la planta, si bien es variable, se asumirá, para efectos de análisis, como una operación *correcta*, i.e., una operación que no tiene pérdidas de material ni flujos, que los volúmenes de operación son ideales al diseño de la planta, que no existe acumulación en el sistema, etc., con data reconciliada, sin obviar las condiciones del entorno variable al momento de tomar una decisión final. Sin embargo, además de la variabilidad asociada a leyes y mineralogías, se debe además considerar la incertidumbre asociada a la reconciliación de datos (sondas Amdel).

CAPÍTULO 2. REVISIÓN CRÍTICA DE LA LITERATURA

No es el propósito de este trabajo dar una definición detallada de los procesos físicos y químicos que ocurren en una flotación estándar de minerales sulfurados, aunque si se abarcará el proceso y sus principales definiciones básicas desde la perspectiva de la hipótesis propuesta.

Se abordará este capítulo en 3 puntos esenciales para el entendimiento del análisis de resultados de experimentos de laboratorio y pruebas de planta industrial, a desarrollar en el CAPÍTULO 4, manteniendo la hipótesis como norte. Estos puntos abordarán las siguientes temáticas:

- La flotación como proceso metalúrgico, la hidrofobicidad en los minerales y su inducción a través de colectores, y el concepto detrás del colector en avance.
- La evaluación del desempeño desde una perspectiva másica, cinética y económica, abordando el contexto operacional y de experimentos y la selectividad.
- Y finalmente la robustez del análisis de la información, respecto a la variabilidad inherente a los minerales, a la confiabilidad de los equipos y la estrategia operacional.

2.1. ¿QUÉ ES LA ADICIÓN DE UN COLECTOR EN AVANCE?

2.1.1. LA FLOTACIÓN COMO PROCESO

La flotación es, en la mayoría de los casos, utilizada para concentrar minerales sulfuros valiosos para su posterior comercialización.

La flotación es un proceso de concentración que usa la composición de la superficie de las partículas para inducir la selectividad por medio de reactivos químicos. [5]

El tamaño de las partículas de mineral juega también un rol importante en la secuencia de eventos que llevan a una exitosa flotación de la partícula. A pesar de que este tema ha sido ampliamente estudiado por diversos autores desde la década de los 40's, no se ha logrado llegar a un entendimiento acabado y concreto respecto al tema, aunque varios

de estos autores coinciden en que existe un tamaño óptimo de flotación para cada caracterización de minerales, con bajas considerables en la recuperación para partículas finas y gruesas, y que la optimización simultánea en la recuperación de estas partículas en una celda convencional de flotación es prácticamente imposible. [3] [6]

La disminución de la recuperación para partículas finas está atribuido a la baja probabilidad de colisión de estas partículas con las burbujas de aire, mientras que para las partículas gruesas se explica por el hecho de la ruptura del agregado partícula/burbuja, debido a la falta de cobertura hidrofóbica de la superficie de las partículas. [7]

La base de este trabajo, se centra en la adición de nuevos reactivos aguas abajo en algún punto de las celdas de flotación de una fila en una planta industrial con el objetivo de aumentar la recuperación de las partículas gruesas, pero ¿por qué adicionar más reactivo aguas abajo y no en los típicos puntos de adición de reactivo?

La respuesta la entrega Shannon and Trahar (1986), Klimpel (1997) y Trahar (1981). Los dos primeros trabajos comentan que las partículas finas y las de tamaño óptimo necesitan una pequeña cantidad de reactivos, específicamente colector, debido a que no son tan pesadas como para requerir tanta fuerza de adhesión a la burbuja, mientras que Trahar en 1981 establece que las partículas gruesas necesitan significativamente mayor cantidad de colector para que estas sean recuperadas por una flotación estándar. Esta relación se aprecia gráficamente en la Figura 2.1. [8] [9]

Por otro lado, la superficie expuesta total de las partículas finas es mucho mayor que la de partículas gruesas, en consecuencia, la cantidad requerida de colector será mayor y consumirán, por esto, la mayor parte del reactivo disponible. Sin embargo, no es el objetivo de los reactivos a evaluar actuar sobre estas partículas finas, sino en las gruesas. Cuando los minerales son demasiado arcillosos, en la molienda ésta arcilla logra un tamaño muy pequeño, lo que provoca un aumento considerable en el uso de reactivos.

Se podría intentar acondicionar separadamente partículas gruesas y finas (y de tamaño óptimo para flotar), pero es claramente una práctica no masificada en la industria, debido a nuevas y grandes inversiones en equipamientos, tales como tanques de reactivos, de acondicionamiento y equipos de clasificación.

El tamaño de las partículas es una variable de gran significancia. Aunque el reconocimiento de su importancia ha sido ampliamente profesado, la implementación inteligente de sus consecuencias, que pudiera llevar a mayores eficiencias en la operación y mayor investigación, está lejos de ser responsablemente practicada. (Claude Bazin and Mélanie Proulx, 2000).

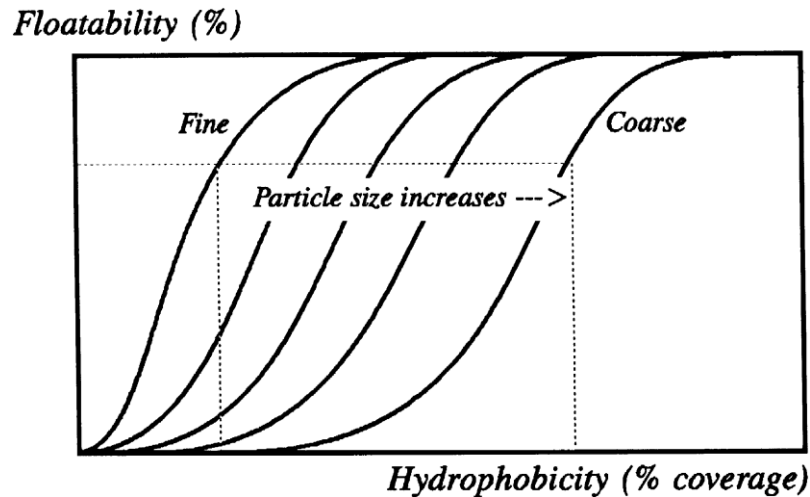


Figura 2.1. Triple interacción colector-tamaño partícula-flotabilidad [10]

Para el particular caso de Minera Escondida, se han llevado a cabo estudios a los que no se ha tenido acceso más que de una forma oral, donde se ha demostrado que, en la segunda mitad de las filas de flotación primaria, es decir, de las celdas 4 o 5 en adelante, se observan mayor cantidad de *finos no flotables*, **gruesos** y **partículas asociadas**, lo que implica que la flotabilidad general en estas celdas disminuye bastante en consideración a las 4 primeras. Es de hecho, en estas primeras cuatro celdas donde se recupera en la práctica operacional, aproximadamente el 80% de la masa de concentrado Rougher, debido a la alta flotabilidad de las partículas en esta sección.

A pesar de que en las últimas celdas los flujos de aire (y el J_g) son elevados en comparación a las primeras, las velocidades lineales de rebose son bastante más bajas (ver Figura 2.19 y Figura 2.21 en la pág. 65 y 66, respectivamente), lo que habla de una operación con ciertas deficiencias, pues el tiempo de residencia no se emplea correctamente a través de la fila completa.

En base a esta información se establece que una adecuada distribución de reactivos (en particular de colector) a través de la fila de flotación Rougher, puede provocar un efecto similar al *acondicionamiento separado* de partículas gruesas y finas.

Como ya se ha mencionado anteriormente, la práctica de adición de reactivos en avance (o por etapas), a pesar de ser reconocida como ventajosa, aunque no necesaria, no es analizada en muchas publicaciones, sin embargo, otros autores consideran que la distribución de colector por etapas transforma las partículas de *flotación lenta* de las colas de una celda en partículas de *flotación rápida* en la celda siguiente [11]. Es en base a este tema que este proyecto se centrará, abordando principalmente desde una perspectiva cinética y másica la evaluación del efecto de la adición de reactivo en avance.

Una idea de Bazin y Proulx (2000, p.4) donde estudian este tema establece lo siguiente:

Si las partículas finas requieren poca cobertura hidrofóbica (colector) para ser levantadas por las burbujas de aire, sería estratégico tratar de sacarlas rápidamente del banco de flotación con un mínimo de adición de colector, sostenido por una adecuada dosificación de espumante. Una vez que las partículas son cubiertas, adiciones subsecuentes de colector pueden aportar la cobertura hidrofóbica necesaria para flotar las partículas gruesas. De esta forma, llevar a una reducción del consumo de colector y proveer una ganancia en selectividad debido a que habría menos entrada de partículas hidrofílicas en las primeras celdas de flotación ya que serían arrastradas con mayor facilidad.

A diferencia de Bazin y Proulx que buscaron la mejor distribución de colector aguas abajo en la planta Noranda Brunswick Mining, este trabajo intentará evaluar el efecto que tenga los reactivos en avance a ser evaluados adicionando cierta dosificación en las celdas 5 para Los Colorados y en las celdas 3 para Laguna Seca en la flotación Rougher, de acuerdo a recomendaciones de los proveedores, sin cambiar dosis estándares de reactivos en la planta.

2.1.1.1. *Diseño conceptual*

Tal como sugiere Yianatos (2005), el proceso de flotación se puede interpretar como una secuencia de dos operaciones: reacción y separación. [12]

En la etapa de reacción, se alimenta la pulpa, los reactivos y aire en un reactor, además de darle energía suficiente para mantener la pulpa en suspensión (rotor). La etapa de separación se refiere a la formación de la fase espuma. El mineral colectado pasa a la espuma para ser recuperado como concentrado y la ganga se descarga en la corriente de cola.

2.1.1.2. *Mecanismo de acción de la flotación*

La flotación es un complejo proceso de separación de componentes, con una naturaleza heterogénea (sólidos, líquidos y gases) donde intervienen diversos factores que deben ser analizados y estudiados. Se basa principalmente en la interacción entre **partículas de sólido del mineral**, idealmente valiosos, que se encuentran en la **pulpa** (mezcla de agua y mineral molido) y que se *adhieren* a **burbujas de aire**. El proceso ocurre dentro de una celda de flotación, en donde se ingresa la pulpa, y por la parte inferior se ingresa aire a presión, para generar las burbujas de aire que, si colisionan con material valioso *hidrofobizado* a través de **colectores**, se adhieren a la fase gaseosa (bajo la condición de una adecuada *tensión superficial*) para luego, ser llevados a la superficie (debido a diferencias de *densidad*) formando una capa de **espuma** en la superficie de la celda.

Para que la adhesión ocurra, se deben cumplir ciertas *propiedades superficiales* (*termodinámicas e hidrodinámicas*) que dependen de la *naturaleza del mineral*, adecuada *liberación del mineral*, *factor geométrico* y *textura* de las partículas.

La espuma formada en la superficie de la celda, debe tener la energía suficiente para mantenerse estable. Cuando dos burbujas llegan a chocar, estas crecen, fenómeno conocido como *coalescencia*. La adición de espumante es justamente para reducir este fenómeno, manteniendo burbujas pequeñas y, a la vez, entregando mayor estabilidad a la espuma acumulada en la superficie. Se puede decir que para tamaños de burbuja con un diámetro menor a 0.5 [mm] existe una pérdida de la interfase pulpa – espuma y un

arrastre de burbujas a las colas. Por otro lado, con tamaños de burbuja mayores a 3 [mm] se da la reducción en la capacidad de transporte y la inestabilidad de la espuma.

Para que el proceso de flotación se lleve a cabo en forma efectiva (ver Figura 2.2), es necesario que se cumplan muchas condiciones a la vez. Entre estas condiciones se encuentran: [12]

- El mineral debe estar adecuadamente reducido en tamaño y suficientemente liberado.
- Suspensión adecuada de partículas (si todas se van al fondo, nada se podrá recolectar)
- Burbujas de aire adecuadamente distribuidas y en buena concentración y tamaño
- Adecuada adhesión del complejo partícula – burbuja (colección)
- Que exista una zona de calma en la pulpa para promover la adecuada formación de la interfase pulpa-espuma (separación)
- Probabilidades de colisión colector – partícula, partícula – burbuja, espumante – burbuja.

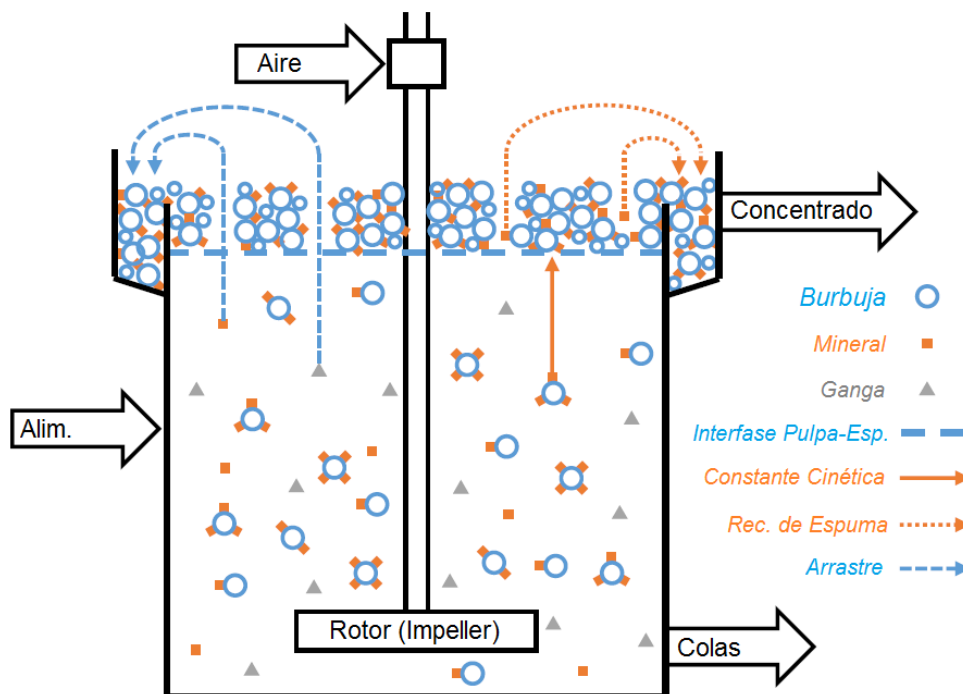


Figura 2.2. Diagrama representativo celda flotación. [13]

2.1.1.3. Celdas y circuitos de flotación

Se sabe que Los Colorados y Laguna Seca son dos plantas que se construyeron con aproximadamente 10 años de diferencia, sin embargo, la forma básica de recuperación de cobre no ha variado en significancia, aunque por su puesto si se han mejorado detalles en circuitos y equipos que hacen marcar una diferencia. (ver Figura 2.3, los datos son solo referenciales)

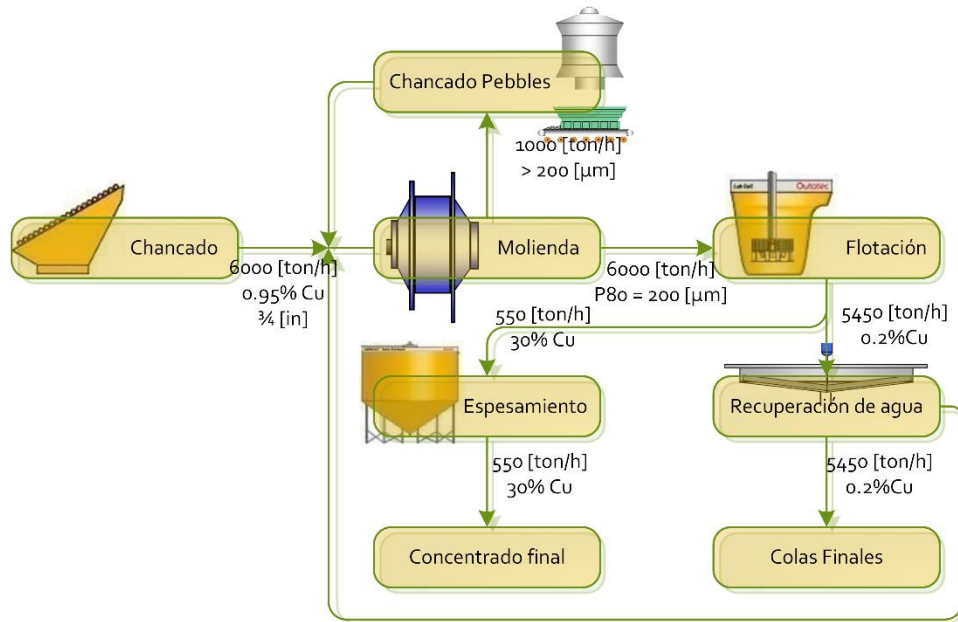


Figura 2.3. Diagrama de bloques de ambas concentradoras. Proceso global.

Circuito de Flotación PCLC

Para el caso de la PCLC, el circuito general de flotación se muestra en la Figura 2.4. Este circuito procesa aproximadamente 120,000 [ton/día] de mineral seco con una ley promedio de cobre de un 0.95% (año 2015). La principal especie mineralógica es calcopirita y piritita, siendo antiguamente la calcosina. En resumen, la recuperación global del proceso es de un 85% con una ley de concentrado de 30% de cobre.

En el proceso de **molienda**, el mineral almacenado en los Stock Pile alimenta distintos feeders en tres líneas SAG. El mineral se mezcla con agua al interior del molino hasta obtener un 75% de sólidos en la descarga (adicionando además reactivos colectores, espumantes y cal), la cual se lleva a un sumidero donde se adiciona nuevamente agua hasta llegar a un 68% de sólidos. Desde el sumidero (Sump), la pulpa es bombeada a

clasificación, dónde el OverFlow tendrá un 30% de mineral sobre la malla 100 (30% +100#) y el UnderFlow irá a molienda secundaria de molinos de bola, para obtener una liberación óptima. La densidad de la pulpa debe ser tan alta como sea posible, pues se debe compatibilizar la disminución del contacto metal – metal (aumenta consumo de acero) y la fluidez de la pulpa en el molino.

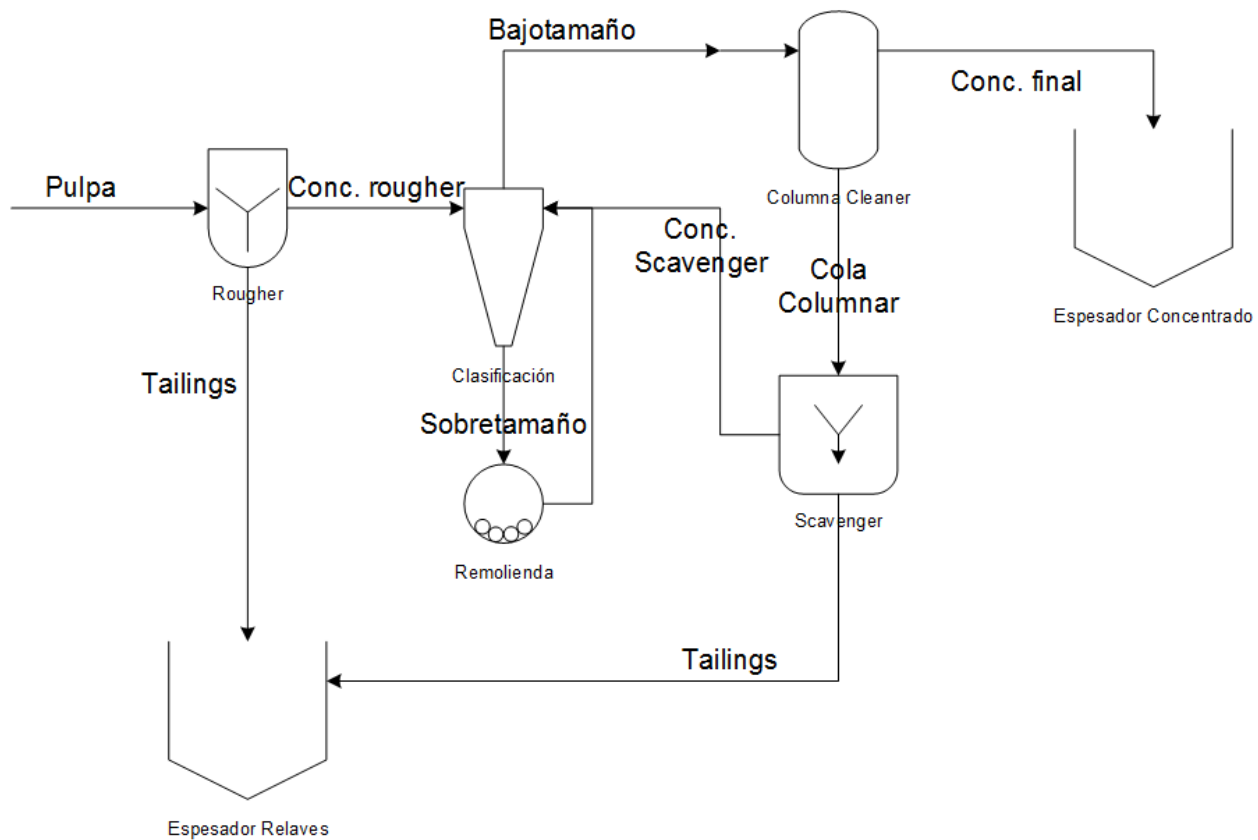


Figura 2.4. Diagrama general flotación PCLC.

El producto +100# pasa al circuito de **flotación** Rougher cuya función es recuperar todo mineral valioso que contribuya al concentrado Rougher, y descartar por las colas todo mineral no valioso y de baja ley, que pasará inmediatamente a ser parte de las colas finales del proceso.

La pulpa alimentará 8 cabeceras Rougher (cada línea formada por 10 celdas Outokumpu de 100 [m³]) más 2 cabeceras PIP (cada línea formada por 5 celdas de 300 [m³] que también forman parte de la flotación Rougher) donde se adicionará también el NaHS, el cual, en conjunto con los demás reactivos adicionados en la molienda, actuarán sobre las especies de interés, formando el concentrado Rougher, el que a su vez, pasando por

clasificación y remolienda, alimentará la flotación Columnar si tiene el tamaño adecuado, o el circuito Scavenger si no lo tiene.

La flotación Scavenger está compuesta por 130 celdas Dorr Oliver de 44 [m³] arregladas en 13 filas de 10 celdas cada una, donde de las primeras dos celdas se obtiene un 20% del concentrado, de las celdas tres y cuatro otro 20%, y del resto, el 60% del concentrado. El concentrado Scavenger pasará por clasificación, y si cumple con un tamaño adecuado, pasará a la flotación Columnar, y si no, a remolienda, mientras que las colas Scavenger pasarán a ser parte de las colas finales del proceso.

La flotación Columnar está compuesta por 14 celdas Cominco de 208 [m³] cada una, donde el concentrado Columnar será parte del concentrado final del proceso de flotación, mientras que las colas pasarán a remolienda.

Finalmente, las colas serán espesadas en espesadores de relave y el concentrado en espesadores de concentrado para luego ser enviado a Puerto Coloso.

Circuito de flotación PCLS

El circuito general de flotación de la PCLS se muestra en la Figura 2.5. El circuito está diseñado para procesar unos 150,000 [ton/día] de mineral seco los 365 días del año con una disponibilidad del 92%.

El primer paso en el proceso de **conminución** es el chancado del mineral y el segundo paso es la molienda.

El objetivo del circuito de **molienda** es moler las partículas de mineral hasta obtener un tamaño suficiente para liberar los minerales de cobre de la ganga. La línea de molienda se comprende un molino SAG y tres molinos de bolas en un circuito cerrado. Este circuito reduce el mineral a un P80 de 202 [μm], correspondiente a un tamaño adecuado para el diseño del circuito de flotación.

La alimentación al SAG ocurre por *feeders*, o correas transportadoras, que llevan el mineral chancado desde el Stock Pile hasta el molino. Una vez que sale del molino, es clasificado por el *trommel* y un harnero vibratorio cuyo sobretamaño es enviado al circuito de pebbles.

El flujo de descarga del circuito de molienda se diluye en agua y es enviado a un circuito de ciclones para su clasificación. El OverFlow (bajotamaño) es enviado a un cajón distribuidor para el circuito de flotación y el UnderFlow (sobretamaño) se devuelve a los molinos de bolas.

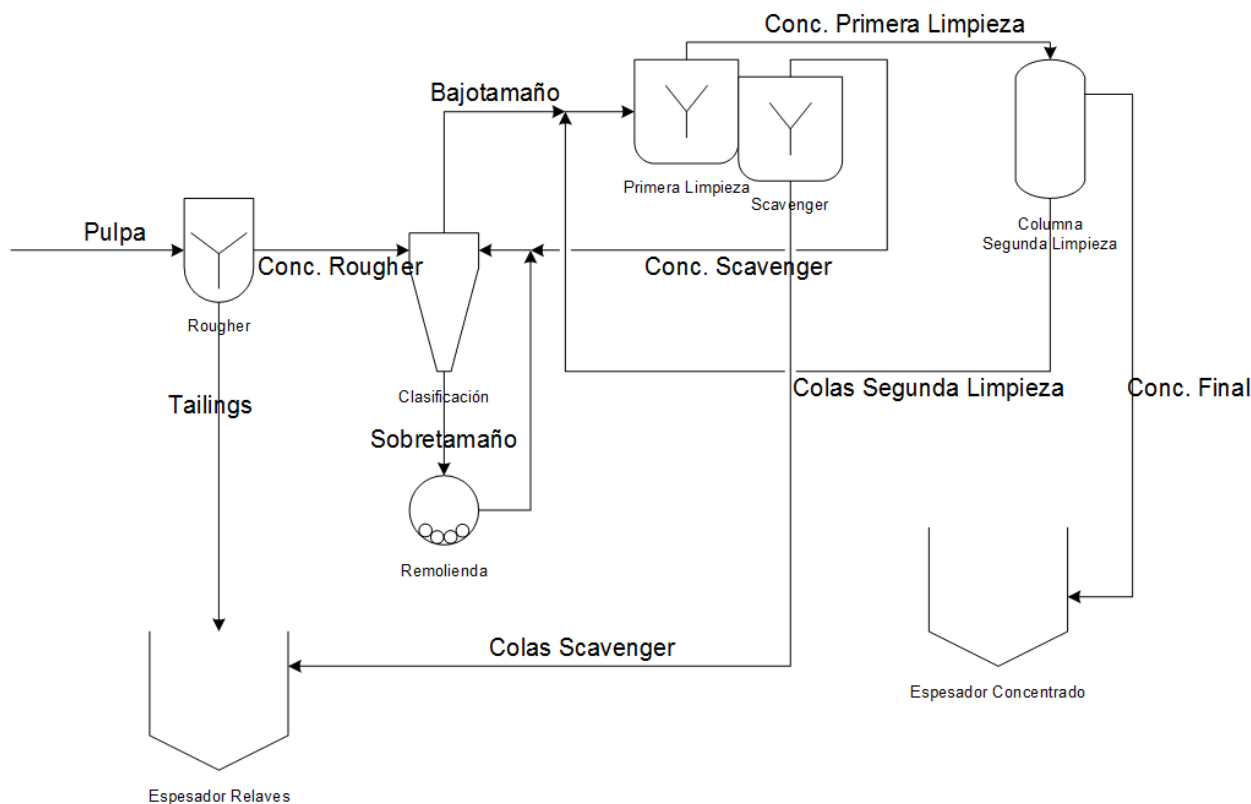


Figura 2.5. Digrama general flotación PCLS.

El objetivo del proceso de **flotación** es recuperar todo el mineral valioso de cobre en la pulpa que pasa por el circuito de flotación. El bajotamaño de los ciclones del circuito de molienda es distribuido en el circuito de flotación Rougher en 8 filas de celdas, con 9 celdas Outotec de 160 [m³] cada una, preparadas para tratar 6250 [ton/h] de mineral seco con una ley promedio de 1.2% de cobre y 33% de sólidos. Todos los reactivos utilizados en la flotación Rougher son adicionados en la etapa de molienda, a excepción del colector secundario. El concentrado Rougher (9% de cobre) obtenido, pasa a la siguiente etapa de Remolienda, mientras que las colas (0.2% de cobre) van directamente a los relaves finales.

Todo el producto de la **remolienda** de concentrado pasa a la flotación de primera limpieza.

En la **flotación primera limpieza**, se tienen 45 celdas de 160 [m³] en 9 filas de 5 celdas cada una, donde el concentrado obtenido (19% de cobre) pasa a la flotación **Columnar** o segunda limpieza, mientras que las colas (0.6% de cobre) pasan a la flotación Scavenger.

El concentrado Scavenger (3.6% de cobre), con 28 celdas de 160 [m³] cada una en 6 filas de 4 celdas, se devolverá a remolienda de concentrado, mientras que las colas de esta etapa (0.26% de cobre), pasarán directamente a formar parte de los relaves finales.

El concentrado Columnar obtenido será el concentrado final (30% de cobre), mientras que las colas (9.2% de cobre) se devuelven a la primera limpieza.

La cola final, compuesto de colas Rougher y Scavenger, se va a espesadores de relave de 125 [m] de diámetro, mientras que el concentrado final se va a espesadores de concentrado para luego ser bombeado hasta Coloso.

Puntos de adición de reactivos y tiempos de acondicionamiento

En las siguientes tablas (Tabla 2.1 y Tabla 2.2) se presenta un resumen de los puntos de adición en PCLS y PCLC.

En **PCLS**, el colector primario se puede añadir en la proporción deseada en la alimentación SAG y en la canaleta de alimentación Rougher.

El NaHS por otro lado, se añade en la canaleta de alimentación Rougher y al overflow de los ciclones y el espumante se adiciona en la canaleta overflow ciclones.

La cal se adiciona en la alimentación SAG (existe una válvula que permite alimentar cal a molinos de bolas), cajón alimentación ciclones de remolienda y cajón alimentación columnas.

En **PCLC** el colector primario se añade en la canaleta de alimentación SAG, alimentación a molinos de bolas y al cajón 13 vías (cola de columnas).

El xantato se añade en dos harneros y en el cajón '301' del circuito PIP, estando estos tres puntos de adición constantemente con problemas de embanque. Se adiciona también al cajón '13 vías' en la columna, aunque de forma manual.

Tabla 2.1. Resumen puntos adición (parte 1).

Reactivos	Planta	Ubicación Puntos de Adición en Molienda-Flotación			
		Alimentación Molino SAG o Harneros	Alimentación Molino Bolas	Alimentación Molino Remolienda	Canaleta Overflow ciclones o su alimentación
Colector Primario	LS	X			
	LC	X	X		
Xantato	LS				X
	LC	X			
NaHS	LS				X
	LC				X
Espumante	LS		X		X
	LC				X
Lechada de Cal	LS	X			
	LC	X			

Tabla 2.2. Resumen puntos de adición (parte 2).

Reactivos	Plantas	Ubicación Puntos de Adición en Molienda-Flotación			
		Alimentación Rougher	Alimentación o Canaleta Overflow ciclones Remolienda	Alimentación Scavenger	Alimentación u otra en Columnas
Colector Primario	LS	X			
	LC				X
Xantato	LS				
	LC				X
NaHS	LS	X			
	LC				
Espumante	LS				
	LC				
Lechada de Cal	LS		X		X
	LC				X

El NaHS se añade en el cajón '301' y algunos puntos intermedios de las celdas PIP, mientras que el espumante se añade en la alimentación Sump SAG 1, 2 y 3 (alimentación a ciclones).

La lechada de cal se añade en la alimentación SAG y en la alimentación columnas.

2.1.2. LA HIDROFOBICIDAD INDUCIDA DEL MINERAL

La flotación tiene múltiples factores que deben ser tratados cuidadosamente para obtener un concentrado de la mayor calidad posible. Es por esto que se utilizan reactivos, que generalmente son adicionados en la etapa de molienda para su correcto acondicionamiento. Entre estos reactivos encontramos colectores, espumantes, activadores, depresantes y modificadores. Los **espumantes** se consideran un importante reactivo en el juego, debido a que **modifican la tensión superficial de la burbuja**, afectando la mantención del tamaño de la burbuja pequeña, la hidrodinámica de la superficie de la burbuja y la capacidad de llevar el mineral sobre la superficie de la celda, mientras que los **colectores** están encargados de **inducir hidrofobicidad** al mineral valioso para que logre adherirse a la burbuja de aire, y por consecuencia flotar para ser recuperado.

Generalmente, los espumantes son alcoholes, aldehídos-ésteres y glicoles. A menudo una combinación de colector-espumante se debe considerar y evaluar para optimizar el rendimiento en el circuito de flotación, i.e., sinergia de reactivos.

Los reactivos colectores de flotación de sulfuros de cobre son de clase tiol, con base de sulfuro que pueden agruparse en las principales familias de xantato, ditiofosfato, tionocarbamato y tiocarbamato. Otras químicas son también efectivas, aunque tienen en general una característica común: en su estructura cuentan con átomos de sulfuro de doble adherencia a través de la cual la adherencia química a la superficie del mineral de cobre se lleva a cabo.

La selección de un colector para hacer eficaz la flotación, depende fuertemente del tipo de mineral, y las mezclas de éstos, y el circuito. Es por esta misma razón que en general se requiere de una combinación de colectores, lo que ayuda a maximizar el desempeño metalúrgico. No existe actualmente una fórmula que permita determinar cantidades ni

proporciones específicas de ciertas químicas para ciertos minerales sulfuros, lo que hace esta investigación una prueba de ensayo y error para encontrar un óptimo adecuado que maximice el desempeño metalúrgico y que equilibre una cantidad de pruebas con una operación sostenible económicamente.

2.1.2.1. *Mecanismo físico – químico de adsorción de colectores y espumantes*

Si bien al momento de hablar de la adhesión de espumantes y minerales a la burbuja de aire se trata la *tensión superficial*, cuando se trata de la superficie de sólidos, es más apropiado hablar de *energía libre superficial*. En los sólidos cristalinos se produce una polarización y deformación de los iones de la superficie debido a la asimetría de la configuración espacial anión – catión en las cercanías de dicha superficie. Esto permite la ocurrencia de fenómenos como la *adsorción*, el *mojado* y la *nucleación*. [14]

Se denomina adsorción al fenómeno de acumulación de materia en una superficie (interfase), lo que produce en ésta, una concentración diferente a la de dicha materia lejos de la interfase. Cuando la concentración es mayor en la interfase, se dice que la adsorción es positiva.

Los dos casos de mayor interés, en cuanto a adsorción se refiere, son aquellos en la interfase gas – líquido (aire – agua) y en la interfase sólido – líquido (mineral – agua), aunque también ocurren en la fase gas – sólido (oxidación superficial de minerales).

Interfase Gas – Líquido

Los compuestos que se adsorben selectivamente en la interfase G – L reducen la tensión superficial y reciben el nombre de *tensoactivos*. Los tensoactivos utilizados en flotación son conocidos como **espumantes** por su efecto en la estabilización de la fase espuma, que además contribuyen a mantener las burbujas de tamaño reducido (aumentando así el área superficial) y contribuyendo en mejorar la hidrodinámica del proceso.

Interfase Sólido – Líquido

Otros reactivos que se usan en flotación, los **colectores**, son compuestos que se **adsorben** en la superficie de los minerales produciendo la hidrofobización artificial y selectiva de los minerales de interés, como ya se ha discutido en apartados anteriores, favoreciendo la *colección* de partículas de interés en el proceso de flotación.

Contacto trifásico, mojabilidad del sólido y ángulo de contacto

En la flotación, para que una partícula sólida se adhiera a una burbuja de aire en un medio acuoso, deben ocurrir una serie de eventos consecutivos para que esta particular condición se lleve a cabo.

En la Figura 2.6, se muestra un diagrama representativo del contacto trifásico que ocurre dentro de una celda de flotación.

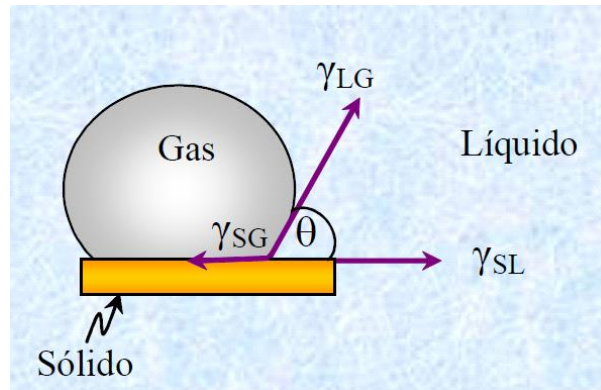


Figura 2.6. Ángulo de contacto. [14]

Las energías interfasiales γ de las tres fases en equilibrio se pueden relacionar por la ecuación 2.1 de Young, con el ángulo de contacto θ : [14]

$$\gamma_{SG} = \gamma_{SL} + \gamma_{LG} \cos \theta \quad 2.1$$

El ángulo θ relaciona en forma cuantitativa las propiedades hidrofóbicas de un mineral con su flotabilidad. Si el sólido es hidrofóbico, ya sea de forma natural o por la adsorción de un colector en su superficie, la película de líquido retrocede hasta una posición en la que tres tensiones superficiales se encuentren en equilibrio. El ángulo que se genera entre las tensiones interfasiales L – G y S – L se llama ángulo de contacto.

Cuando no hay contacto entre las tres fases, el ángulo es cero (mineral hidrofílico), y cuando la afinidad es máxima, el ángulo es de 180 grados (hidrofobicidad).

En su mayoría, los minerales sulfuro de cobre son hidrofílicos, por lo que el ángulo de contacto es bajo. Esto se mejora con la adhesión de colectores en la superficie de las partículas, tornándola hidrofóbica. Su grupo polar es la que se adsorbe (química o físicamente) y la parte apolar se orienta hacia la fase líquida, sin interactuar con ésta.

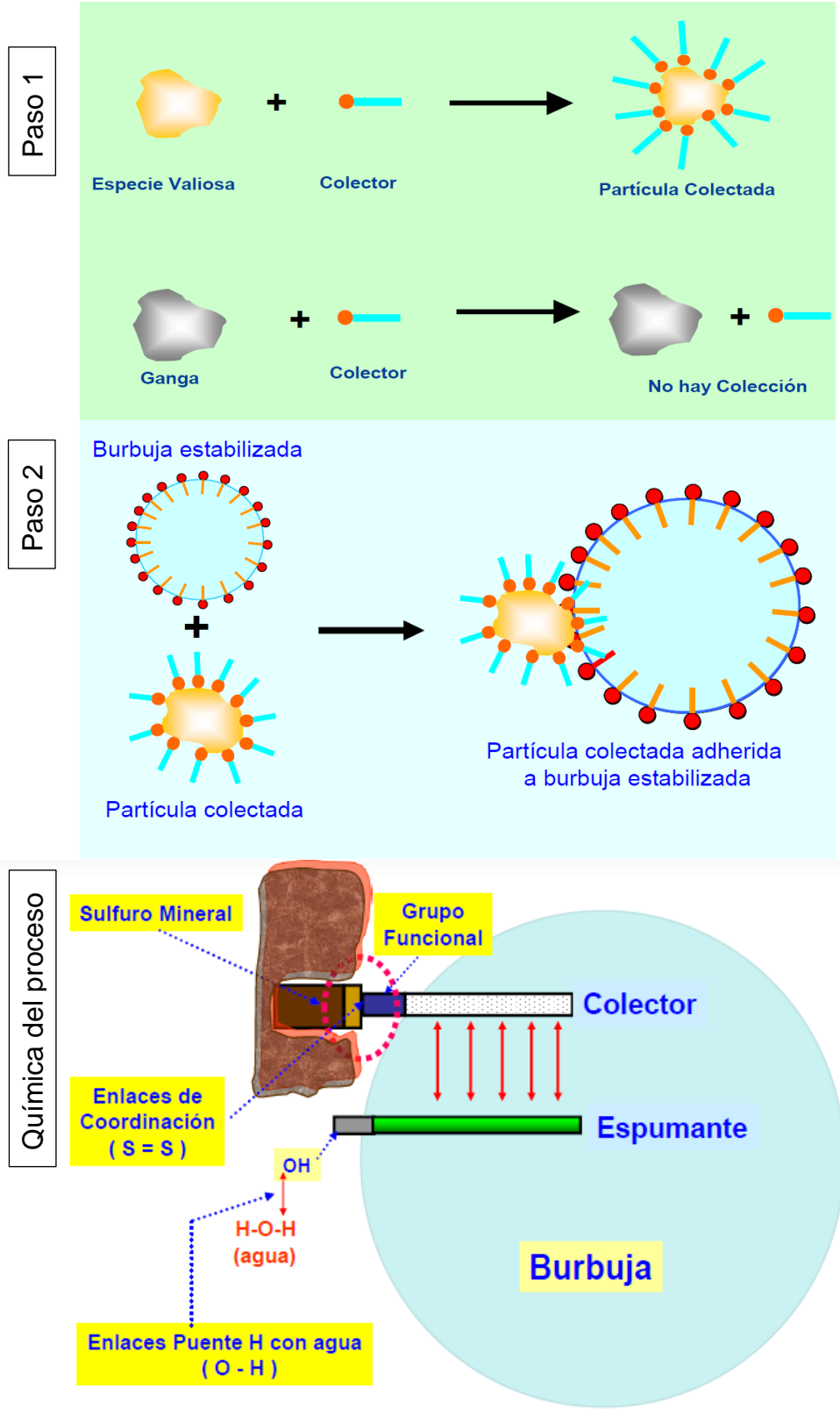


Figura 2.7. Representación de adhesión de colector y espumante a mineral y burbuja. [15]

En la Figura 2.7 se representa esquemáticamente el proceso paso a paso en la adhesión de colector y espumante al mineral y la burbuja respectivamente, para tener un proceso exitoso de flotación.

Adsorción de colector

En la interfase mineral – solución, los iones colectores pueden adsorberse en la superficie del mineral de forma individual a bajar concentraciones, o en forma de *hemimicelas* a altas concentraciones de colector.

Las *micelas* (ver Figura 2.8) son agregados de iones colectores de tamaño coloidal que se forman por uniones de Van De Waal´s entre las cadenas de hidrocarburos del colector. Se forman debido a que las cadenas de hidrocarburos son no-iónicas y existe incompatibilidad entre las moléculas polares del agua y las cadenas hidrocarbурadas no polares.

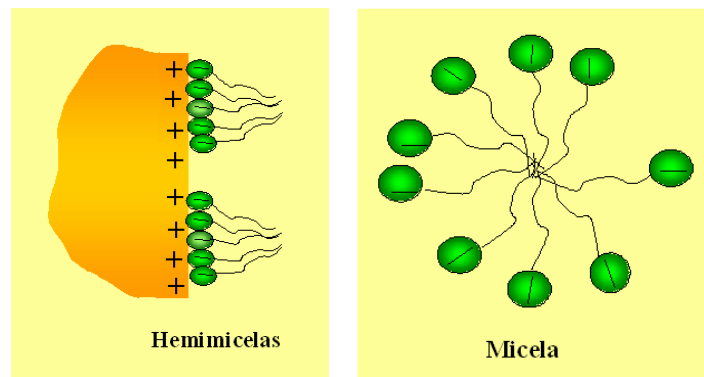


Figura 2.8. Hemimicelas y Micela. [16]

Existen dos tipos de adsorción de colectores:

- Física, donde ocurre adsorción por atracción electrostática de iones de signo contrario sin producir cambio químico (generalmente en flotación de óxidos y silicatos) y, [16]
- Química/Electroquímica, donde los compuestos adsorbidos pierden su individualidad química y forman nuevos compuestos superficiales, intercambiando iones y formando compuestos insolubles (generalmente en flotación de sulfuros). [12] [17].

En la adsorción física el colector no interactúa con la superficie del mineral, y la unión se logra por diferencias en la carga superficial entre la superficie del mineral y el ion de enlace del colector; en este caso, la energía libre de Gibbs es relativamente baja.

En el caso de adsorción química, el colector interactúa con la superficie del mineral sin el movimiento de los iones metálicos, y se restringe a una monocapa que cubre el mineral.

En el caso particular de los minerales sulfuro, éstos son semiconductores y pueden reaccionar electroquímicamente con colectores thiol. Este mecanismo involucra reducción catódica de oxígeno y oxidación anódica de los colectores. [18]

El potencial electroquímico del sistema y la termodinámica de las respectivas reacciones determina la naturaleza de los productos de la superficie.

Dependiendo de la naturaleza de los productos de la superficie formados, el colector puede ser adsorbido físicamente, como en el caso del dithiolato neutral, o químicamente, como en el caso del metal thiolato. Naturalmente cuando se usan mezclas de colectores, estos mecanismos y productos pueden ocurrir, resultando en una flotación mejorada. [18]

2.1.2.2. Clasificación de colectores

A grandes rasgos, los colectores se pueden definir como sustancias químico-orgánicas en las cuales la estructura molecular se divide en un grupo polar y no apolar.

La porción apolar de la molécula del colector es un hidrocarburo radical, el cual no reacciona con agua, lo que por tanto lo hace hidrofóbico (repele el agua). Por otro lado, la parte polar de la molécula si reacciona con agua, lo que la hace hidrofílica. Un ejemplo típico de molécula heteropolar es el oleato de sodio.

La estructura del colector y su composición, determinan su actividad en relación a los dipolos del agua. En el proceso de adsorción del colector en la superficie del mineral, el grupo apolar se orienta hacia la fase acuosa, y la parte polar hacia la superficie del mineral. Esquemáticamente, un colector se presenta con una cabeza redonda (que pertenece al grupo polar) y una cola que pertenece a la cadena de hidrocarburos en la parte polar. Con esta orientación, la superficie del mineral se vuelve hidrofóbica, repeliendo el agua y haciéndose a la vez, afín a las burbujas de aire.

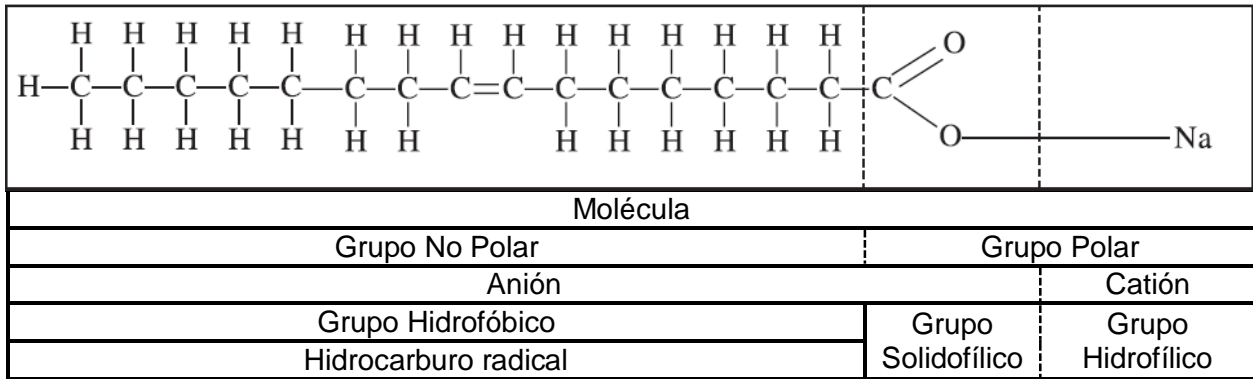


Figura 2.9. Estructura molecular del oleato de sodio. [19]

Debido a que el propósito de los colectores es volver hidrofóbica la superficie del mineral, estos reactivos se clasifican de acuerdo a su habilidad para disociarse en iones en agua y al tipo de ion (anión o catión) que entrega la propiedad hidrofóbica. [19]

De acuerdo a las propiedades de disociación de iones, Al. Glembocki y Plaksin han clasificado los colectores en los dos siguientes grupos:

1. Compuestos ionizantes, que se disocian en iones en agua
2. Colectores no ionizantes, los cuales son compuestos no polares, insolubles en agua.

El grupo más grande de colectores, son los *ionizantes* y son divididos en dos grupos:

1. Colectores aniónicos, donde el anión da hidrofobicidad a la superficie
2. Colectores catiónicos, donde el catión da al mineral la hidrofobicidad.

Los colectores aniónicos son el grupo más utilizado en las flotaciones convencionales. Estos colectores se subdividen basado en su grupo solidofílico en colectores *oxhidrilo* (cuando el grupo solidofílico tiene como base iones orgánicos y sulfo-ácidos) y colectores *sulfhidrilo* (cuando el grupo solidofílico contiene un sulfuro bivalente).

De acuerdo a Al. Glembocki y Plaksin, se ha desarrollado un diagrama que clasifica los colectores, en la Figura 2.10.

Comparando colectores sulfhidrilos y oxhidrilos, éstos últimos parecen ser colectores menos selectivos [20]. Su desempeño está íntimamente ligado a:

- Método de preparación de la pulpa.
- Tipo de modificador utilizado.
- pH.

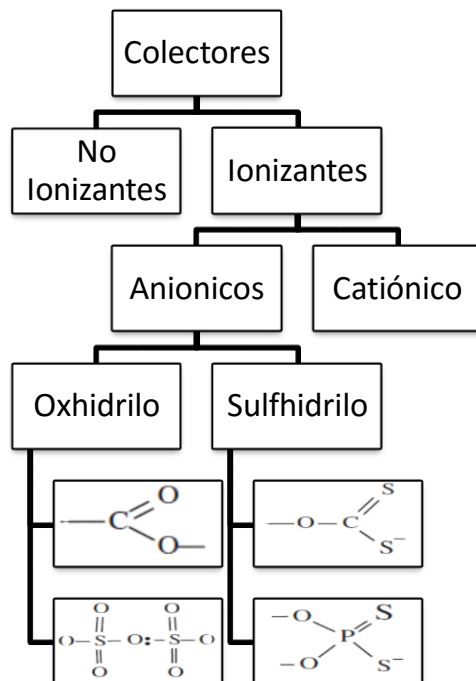


Figura 2.10. Clasificación de colectores de flotación.

Algunos estudios han demostrado que, con una adecuada química de la pulpa, especialmente referido a un adecuado pH regulado con cal, los colectores oxhidrilo pueden ser tan selectivos como los sulfhidrilos. [21] [18]

Colectores tipo Oxhidrilo u Oxhídrico.

Carboxílicos.

- Fuertes propiedades colectoras, pero poca selectividad, lo que impide una eficaz separación.
- Utilizados mayormente en minerales oxidados y no metálicos.

Sulfatos y Sulfonatos.

- Se emplean para la flotación selectiva de óxidos y sales.
- Tiene propiedades espumantes, lo que puede ser ventaja y desventaja a la vez.

Colectores tipo Sulfhidrilo o Sulfhídrico

Existen Xantatos, Tioles, Ditiocarbamatos, Difenil Tiourea y Ditiوسفatos.

Los **Ditiوسفatos** (Colector A) son ésteres secundarios del ácido ditiوسفórico y se obtienen al hacer reaccionar pentasulfuro de fósforo con alcoholes. Se les conoce también como *Aerofloats*. [22]

- Tienen menor poder que los xantatos, por lo que se deben emplear en dosis mayores, pero son más selectivos.
- Más solubles en agua que los xantatos. (Depresores afectan en mayor grado)
- Son menos susceptibles a hidrólisis que los xantatos, lo que permite su accionar en medios ligeramente ácidos.
- Más selectivos para cobre contra fierro (pirita).

Uno de los colectores a utilizar en CLC y CLS es uno del tipo ditiوسفato (el Colector A).

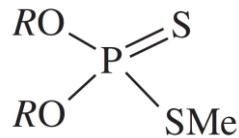


Figura 2.11. Estructura típica de un ditiوسفato

La Figura 2.11 muestra la fórmula general de los ditiوسفatos, donde *R* es un radical hidrocarbonado aromático o alifático y *Me* es hidrógeno o un metal alcalino (Sodio o Potasio generalmente).

Al igual que los xantatos, los ditiوسفatos son usados exclusivamente como colectores en la flotación de minerales sulfurados como colector secundario en conjunto con los xantatos, o solos. Son colectores comparativamente débiles, pero dan buenos resultados en combinación con los xantatos [23], i.e., sinergia. Las dosis varían entre los 5 y 20 $\left[\frac{g}{ton}\right]$.

En particular, para PCLC y PCLS se utilizará un colector ditiوسفato. Éste se conoce también, en su nombre químico (IUPAC), como di-isobutil-ditiوسفato de potasio. Tiene entre un 45 – 55% en peso de diisobutilditiوسفato de potasio y 0.5 – 1% de soda cáustica *NaOH*.

El compuesto es altamente corrosivo y se requiere de gafas, máscara, guantes y traje completo para su manipulación. Al contacto con la piel, puede provocar quemaduras, irritación o enrojecimientos. Por otro lado, se debe controlar la posible liberación de sulfuro de hidrógeno gaseoso, que provoca irritaciones en la membrana mucosa.

Las propiedades físicas y químicas y estabilidad del reactivo se resumen en la Tabla 6.1, en la página 178 en adelante, en el apartado Anexos.

Los **Tionocarbamatos** son líquidos inodoros e insolubles en agua, pero muy solubles en solventes orgánicos de tal modo que su empleo en flotación puede ser mezclado con espumantes en cualquier proporción. Debido a su contenido de impurezas, tienen olor a compuestos de azufre. Los tionocarbamatos son colectores muy fuertes y selectivos en circuitos ácidos de flotación. Sus aplicaciones no están altamente masificadas aun en la pequeña y mediana minería debido a sus altos costos, aunque si en la gran minería, previo estudio de las ventajas y desventajas.

Su forma estructural general está dada por la Figura 2.12.

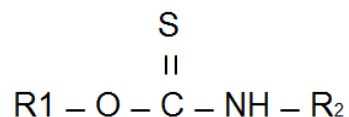


Figura 2.12. Estructura química general del tionocarbamato.

Donde los radicales R_1 y R_2 son los que varían.

El **alcoxicarbonil tionocarbamato** (Colector B) es una modificación al tionocarbamato base, en donde se agrega un grupo $\text{O} = \text{C} - \text{O}$ extra (en ángulo de 90 grados). La Figura 2.13 representa la estructura química base del alcoxicarbonil tionocarbamato.

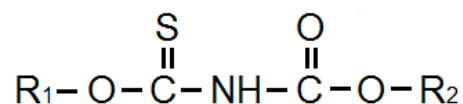


Figura 2.13. Estructura química del Alcoxicarbonil Tionocarbamato.

El grupo $\text{O} = \text{C} - \text{O}$ extra incrementa la acidez de la molécula, permitiendo a su vez, trabajar a valores pH más bajo de lo normal debido a su estabilidad. Además, cambia la

formación de complejos en la superficie de mineral y modifica significativamente la actividad colectora, dando mayor selectividad y fuerza en la colección de cobre. En la Figura 2.14 se comparan los enlaces formados entre el tionocarbamato y el alcoxycarbonil tionocarbamato.

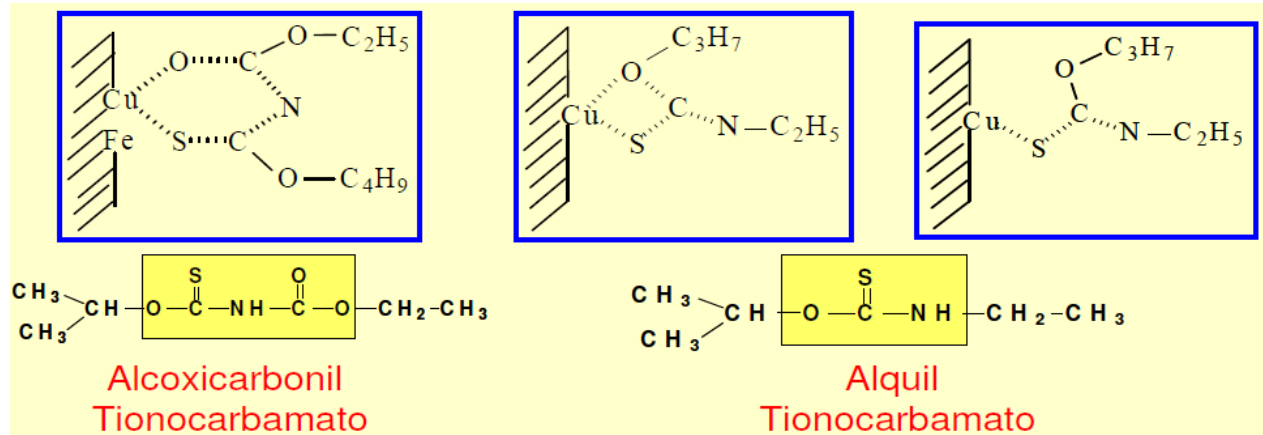


Figura 2.14. Diagrama comparativo entre un tionocarbamato y uno modificado. [24]

La incrementada densidad electrónica en la porción $\text{C}=\text{O}$, en el cual, la densidad se divide equitativamente, permite la participación del oxígeno en el enlace con la superficie del mineral.

Este reactivo colector se caracteriza por:

- Tener alta selectividad a pH más bajos que los tradicionales
- Buen colector para partículas gruesas y asociadas
- Es selectivo para el cobre frente a la pirita en medios alcalinos
- Al trabajar con pH más bajos, permite trabajar con porcentajes de sólido mayores

En general el tionocarbamato modificado es efectivo a dosis bajas (5 a $15 \left[\frac{\text{g}}{\text{ton}} \right]$), en comparación a reactivos primarios y secundarios, los que se utilizan a dosis mayores (20 a $30 \left[\frac{\text{g}}{\text{ton}} \right]$), y dado que no es soluble en agua, es recomendable que se mezcle con alcoholes para mejorar su dispersión en la pulpa. Se ha observado además en algunos estudios que tienen una leve capacidad de espumante, lo que puede hacer necesario disminuir la dosis de espumantes en las pruebas, o bien, cambiar las proporciones de mezclado. [15] [24]

2.1.2.3. Sinergia de reactivos

Es sabido que una combinación de colectores y otros reactivos presentan un mejor desempeño que la adición de un solo tipo de reactivo por etapa; este sinergismo puede o no tener un efecto significativo en la recuperación y la selectividad.

Bradshaw, Harris y O'Connor (1998) estudiaron este tema en profundidad evaluando los efectos de diferentes tipos de reactivos y la sinergia que podía o no ocurrir entre ellos, modificando resultados de recuperación. A pesar de lo difícil que es aislar el efecto de un solo reactivo en un proceso tan complejo como la flotación, estos autores logran un gran avance en lo que a este tema se refiere. Es importante destacar bajo este mismo contexto, que el uso de espumantes, a pesar de que están enfocados en mantener una espuma estable, pueden también tener un efecto en la zona de colección, aportando en la recuperación de mineral valioso.

El mecanismo a través del cual se pueden unir el colector y el mineral, depende del tipo de colector y de la naturaleza y carga de la superficie del mineral, y puede ocurrir a través de adsorción física o enlaces químicos.

2.1.3. EL COLECTOR EN AVANCE

El concepto del colector en avance surge de la necesidad de incrementar la recuperación de uno o más elementos valiosos, la cual se ha visto reducida respecto al nivel esperado, por diversos factores. Algunos de estos factores son:

- Partículas gruesas liberadas
- Partículas asociadas o *middlings* con nivel de liberación adecuado
- Selectividad relacionada con alteración superficial de partículas

Estos factores (ver Figura 2.15 y Figura 2.16), para ser abordados desde el punto de vista de los reactivos, requieren de químicas de colección específicas, las que normalmente son adicionadas en puntos intermedios del circuito recuperador o Rougher.

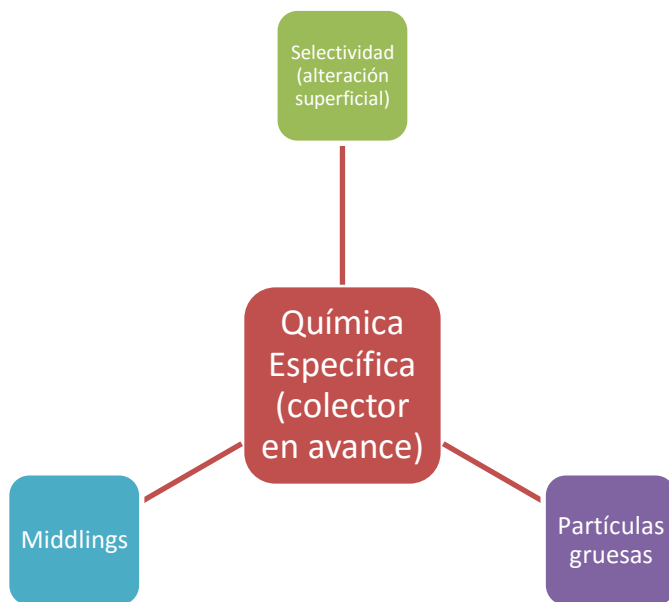


Figura 2.15. Diagrama Colector en avance.

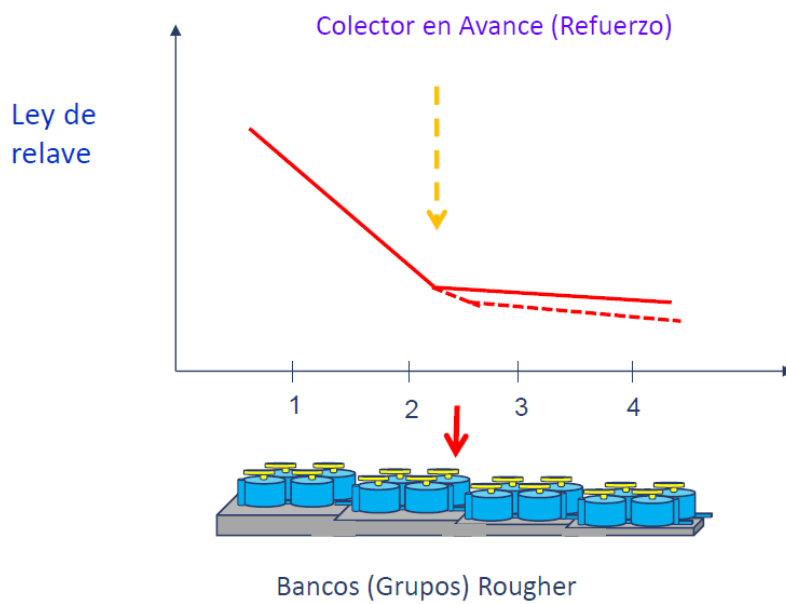


Figura 2.16. Ley de colas a lo largo de una fila de flotación Rougher (concepto). [15]

2.1.3.1. *Antecedentes en la adición de reactivos en avance en la industria y contexto operacional en Escondida*

Minera Alumbraera tiene minerales ricos en cobre, oro y molibdeno (principales sulfuros: calcopirita y piritita para cobre, el oro se presenta en granos libres o asociados a la calcopirita y molibdenita en venillas de anhidrita).

Las pruebas se realizan bajo condiciones *normales de molienda y flujo de alimentación*, tratándose aproximadamente 120,000 toneladas por día de mineral seco con una Ley de Cobre de 0.42%, Ley de Oro en 0.40 [g/ton] y Ley de Molibdeno de 130 [ppm], con un P80 de molienda de 150 – 200 micrones y 32% de sólidos.

Las metodologías de pruebas en planta fueron 4:

- ON – OFF por turnos de 12 horas en una sola línea.
- ON – OFF por día en una sola línea.
- ON – OFF por día en 2 líneas intercambiando la línea dosificada.
- ON – OFF por turnos de 12 horas en toda la planta.

De las pruebas realizadas en laboratorio, se eligieron dos reactivos que fueron los que mejor se desempeñaron. Estos fueron probados en planta obteniéndose mejoras en recuperación de hasta 2% para cobre, 4.9% para oro y 7.6% para molibdeno. [15]

Por otro lado, la planta concentradora de Laguna Seca, se diseñó durante una mejora de 2011, con líneas especialmente dedicadas a la incorporación de reactivo en avance, por lo que se estima que el tema de la adición de reactivo en avance es un tema que lleva un tiempo sobre la mesa, pero no parece ser una práctica tan masificada.

2.2. EVALUACIÓN DE DESEMPEÑO

2.2.1. CONTEXTO PRUEBAS DE LABORATORIO Y OPERACIÓN DE PLANTA

2.2.1.1. *Flotación de Laboratorio vs. Flotación Industrial*

Si bien el **principio de reacción y separación** en la flotación industrial y de laboratorio es el mismo, las **condiciones** bajo las cuales ocurre **no son exactamente las mismas**.

En una flotación de laboratorio, las condiciones en su mayoría son bastante controladas, o en su defecto, conocidas en detalle, (el mineral, su granulometría, la ley, la cantidad de mineral, el porcentaje de sólidos, las dosis y tiempos de acondicionamiento de reactivos, etc.), mientras que en la flotación que ocurre en la planta, muy pocas son las veces en que se logra tener control sobre los parámetros de operación; si bien es posible mantener las condiciones dentro de un rango normal de operación, no siempre se opera en el óptimo debido principalmente a las mineralogías de alimentación, las cuales sufren constantes y bruscos cambios lo que altera estos parámetros normales de operación.

Un experimento de laboratorio se lleva a cabo en una celda de flotación estándar (cuyos detalles se verán en el CAPÍTULO 3, página 100), un equipo de flotación, un flujómetro, una balanza, un cronómetro, entre otros equipos; pudiéndose realizar para pulpa directa desde la planta o la preparación de un mineral ya chancado, para ser molido en un molino de laboratorio donde se calculará el tiempo necesario para lograr cierta granulometría.

Un detalle importante que se debe mencionar en la flotación de laboratorio, es que para lograr el arrastre constante de la paleta que recoge el concentrado, se adiciona agua constantemente a la celda batch, disminuyendo así su porcentaje de sólidos, y aumentando en cierta medida, según algunas publicaciones, la recuperación del mineral valioso, o cobre en este caso, pues a menor porcentaje de sólidos, la recuperación se ve positivamente afectada, sin embargo, esta adición de agua es absolutamente requerida, pues la base tras el experimento se basa en mantener el volumen constante en la reacción. Por otro lado, bajo el estándar de flotación batch de laboratorio MEL, la adición de aire que se realiza durante una prueba de 15 minutos no es constante, y aumenta de 2 a 5 [L/min] entre el minuto 0 y 10 en pasos de 1 [L/min] (ver Figura 3.17, p. 109 y Capítulo 3.3.2, p. 107, [25]), lo que ciertamente afecta los resultados de la flotación de modo que la recuperación y las curvas que se vayan a obtener de estos experimentos se verán afectadas por situaciones que salieron de la mantención de parámetros constantes; se deberá bajo este concepto, prestar especial atención a cualquier anomalía que ocurra en la obtención de curvas de recuperación y ley de las flotaciones de laboratorio.

Cuando una flotación batch de laboratorio se lleva a cabo, los resultados obtenidos pueden distar bastante de lo que ocurra en planta. Estos experimentos a pequeña escala proveen al metalurgista una aproximación de cómo una variable en particular afecta la

ley o la recuperación del mineral valioso, sin embargo, no es fácil escalar estos resultados a lo que pueda ocurrir en la planta, sobre todo cuando una planta sufre constantemente cambios en mineralogía de alimentación. [26] Por más de cien años la interrogante de cómo se traducen los resultados del laboratorio a la planta, ha inquietado a los metalurgistas y bastante tiempo y esfuerzo se ha invertido en encontrar una metodología apropiada que entregue una aceptable y confiable aproximación a este problema. [27]

La metodología de escalamiento expuesta por Greet, Kinal y Small (2013) es la que más se aproxima a las condiciones bajo las cuales se han realizado las pruebas de laboratorio y de planta en este trabajo. Se propone, utilizando la ecuación de Kelsall (Klimpel – Aplan) (1961), obtener razones *planta:laboratorio* para cada uno de los parámetros de la ecuación 2.2:

$$R = R_{\infty}(\emptyset e^{-k_s t} + (1 - \emptyset)e^{-k_f t}) \quad 2.2$$

Dónde R es la recuperación del mineral valioso, t es el tiempo en minutos o segundos, \emptyset es la fracción de mineral que flota lento, y k_f y k_s las constantes cinéticas rápida y lenta respectivamente, en $[s^{-1}]$ o $[min^{-1}]$

Cada uno de los parámetros anteriormente definidos se obtienen para planta y laboratorio, luego se obtiene una razón entre estos, valor que se convierte finalmente, en un *factor de escalamiento*.

Se debe destacar que, en la sección de *cinética de flotación (página 70)*, se abordará en mayor detalle la ecuación 2.2.

Un test de flotación batch, según el estándar MEL, dura 12 minutos. Los experimentos realizados en este trabajo duraron 15 minutos de acuerdo a recomendaciones de proveedores y metalurgistas de planta [28]. El tiempo de residencia del circuito Rougher en PCLS y PCLC es aproximadamente de 30 a 34 minutos; es por esta razón, que además de hacer un escalamiento a nivel de factores de la ecuación de Kelsall, se debe también, llevar a cabo un escalamiento en los tiempos de residencia.

Algunos estudios han precisado las principales diferencias entre la escala industrial y la de laboratorio [29], ya que estas son las responsables de las discrepancias que se presentan entre los valores de las constantes cinéticas y de los tiempos con que se

obtiene una misma recuperación en ambos sistemas [30]. Estas diferencias radican principalmente en el sistema de remoción de productos, la distancia que recorren las burbujas mineralizadas, la hidrodinámica de las celdas, la distribución de tamaños de burbuja, la turbulencia de la interfase, la relación agua/sólido y el tiempo de residencia.

En resumen, se puede concluir que resulta inevitable obtener diferencias en los resultados metalúrgicos generados en ambas escalas y que, en general, las condiciones del laboratorio se acercan más al ideal que las que imperan en la planta industrial. Por lo tanto, la respuesta metalúrgica a escala de laboratorio es más favorable que la que se obtiene en los procesos continuos. [30]

El modo de operación de las plantas Laguna Seca y Los Colorados en Minera Escondida está caracterizado por constantes cambios y variaciones a lo largo de su historia, desde grandes ampliaciones para aumentar el tratamiento (como es el caso de las dos nuevas filas Rougher PIP en PCLC de la ampliación en el año 2010 y el proyecto LSD, Laguna Seca Debottle Necking, del año 2011), cambios de turno, diferentes operadores o metalurgistas, o simplemente cambios en el mineral de tratamiento. Todo esto obliga a estar constantemente actualizando los parámetros y la forma de operar ambas plantas.

Se presentará en los próximos apartados algunas condicionantes en la forma de operar ambas plantas (LC y LS) de minera Escondida, que servirán de apoyo para la toma de decisión final en la conclusión de este proyecto.

2.2.1.2. *Planta Concentradora Los Colorados, PCLC*

Los Colorados se caracteriza por ser una antigua planta de concentración de minerales de cobre sulfurados en Minera Escondida, siendo la primera en ser construida, operando desde 1990 y diseñada actualmente para tratar 5300 [ton/h] de mineral seco aproximadamente. En la Tabla 2.3 se presentan algunos criterios de diseño de Los Colorados.

Tabla 2.3. Principales Criterios de Diseño de la PCLC.

PARÁMETRO	UNIDAD	CRITERIOS DE OPERACIÓN (1997)	RANGO ACTUAL DE OPERACIÓN (2015)
Alimentación Mineral Seco	ton/día	105,800 – 152,400	110,000 – 160,000
Ley de Cabeza de Cobre	%	1.5 – 3.0	0.8 – 1.1
Concentrado Cobre	ton/día	3,295 – 9,411	3,500 – 9,000
Colas Finales (Rougher + Scav.)	ton/día	102,506 – 142,989	110,000 – 150,000
Ley de Concentrado	%	42.0 – 46.0	25.0 – 35.0
Recuperación Cobre	%	90.5 – 91.7	84.0 – 90.0

Como se aprecia en la Tabla 2.3, los criterios de diseño en aquel momento distaban bastante de lo que ocurre actualmente en la planta.

La ley de cobre de los minerales bordea el 0.9%, el tratamiento diario las 150,000 toneladas de mineral seco y la recuperación de cobre el 84%.

Por otro lado, el mineral de cobre con el que se ha tenido que lidiar los últimos años (2013 – 2016) ha sido de principal interés de estudio por su dificultad para flotar. Se habla específicamente de un sector 3 de la Mina Sur, cuyo mineral recibe la descripción de S3C.

En la Tabla 6.6 y la Tabla 6.7 (p. 182) se detallan algunos parámetros operacionales para la flotación Rougher en la PCLC.

La variabilidad operacional en la planta Los Colorados es abismante, debido a diversos factores (mineralogía, tratamiento, operador, flujos de aire, metalurgista de turno, etc.) y parte de esta variabilidad se ha querido presentar en la Figura 2.17 y Figura 2.18. Ambas imágenes demuestran que tanto el tratamiento como las leyes se encuentran en un amplio rango de operación. Esta información fue recolectada para un período de 3 meses de operación (Abril 2015 – Junio 2015), omitiendo información de paradas de planta.

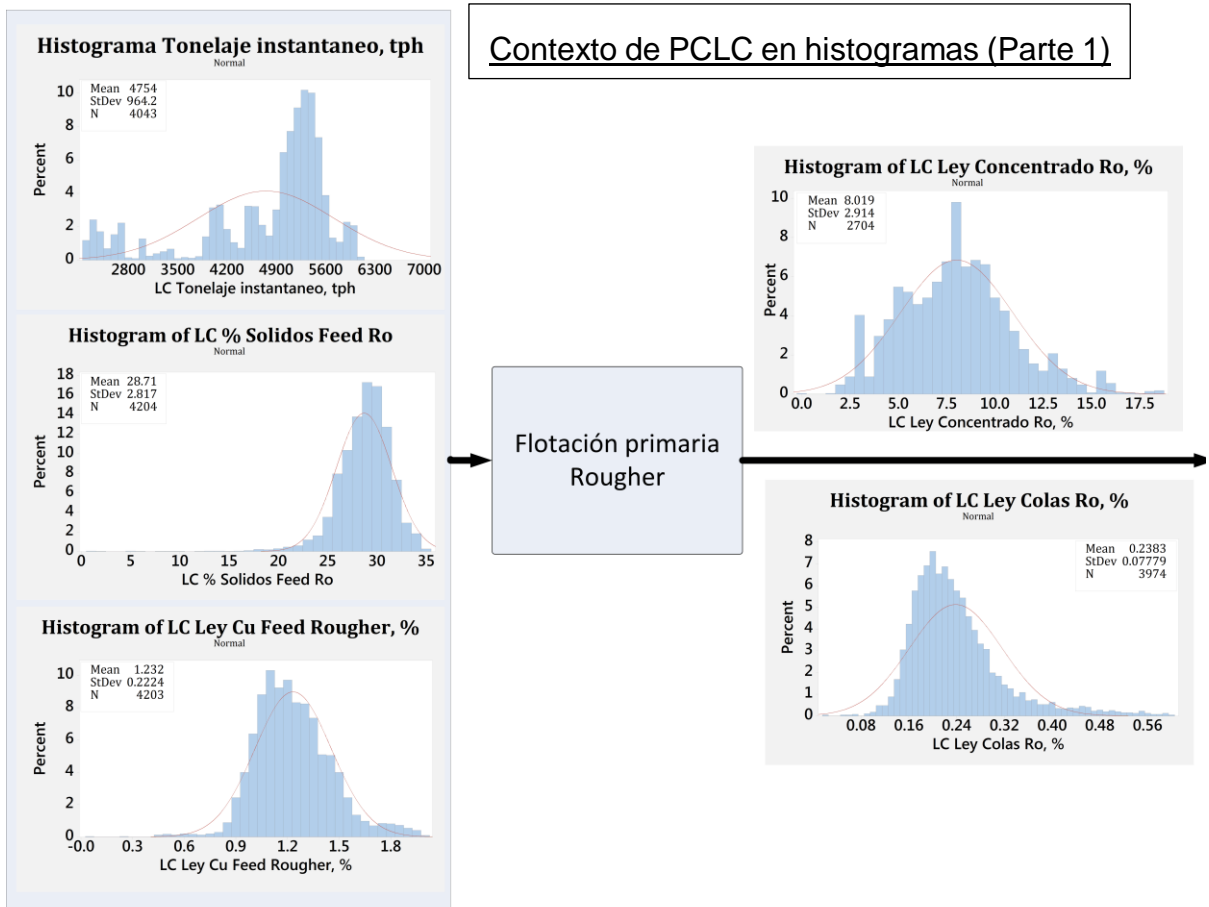


Figura 2.17. Contexto en histogramas de CLC. (Parte 1)

Para el caso de la ley de cobre de alimentación, a pesar de que el histograma pareciera mostrar un comportamiento de distribución normal, la verdad es que es tal el nivel de variaciones en la alimentación durante un solo día, que la planta se ve obligada a ajustar parámetros en dosificaciones de reactivos, tratamiento y flujos de aire, a pesar del plan diario enviado desde la mina. Esto complica enormemente el desarrollo de una prueba de flotación en la planta, dado a que se priorizará claramente la recuperación por sobre los resultados de la prueba.

De manera similar, las leyes de concentrado y de cola del circuito de flotación Rougher presentan grandes desviaciones estándar, lo que sin duda complica aún más el poder “ver” el real efecto de algún reactivo en la planta de flotación.

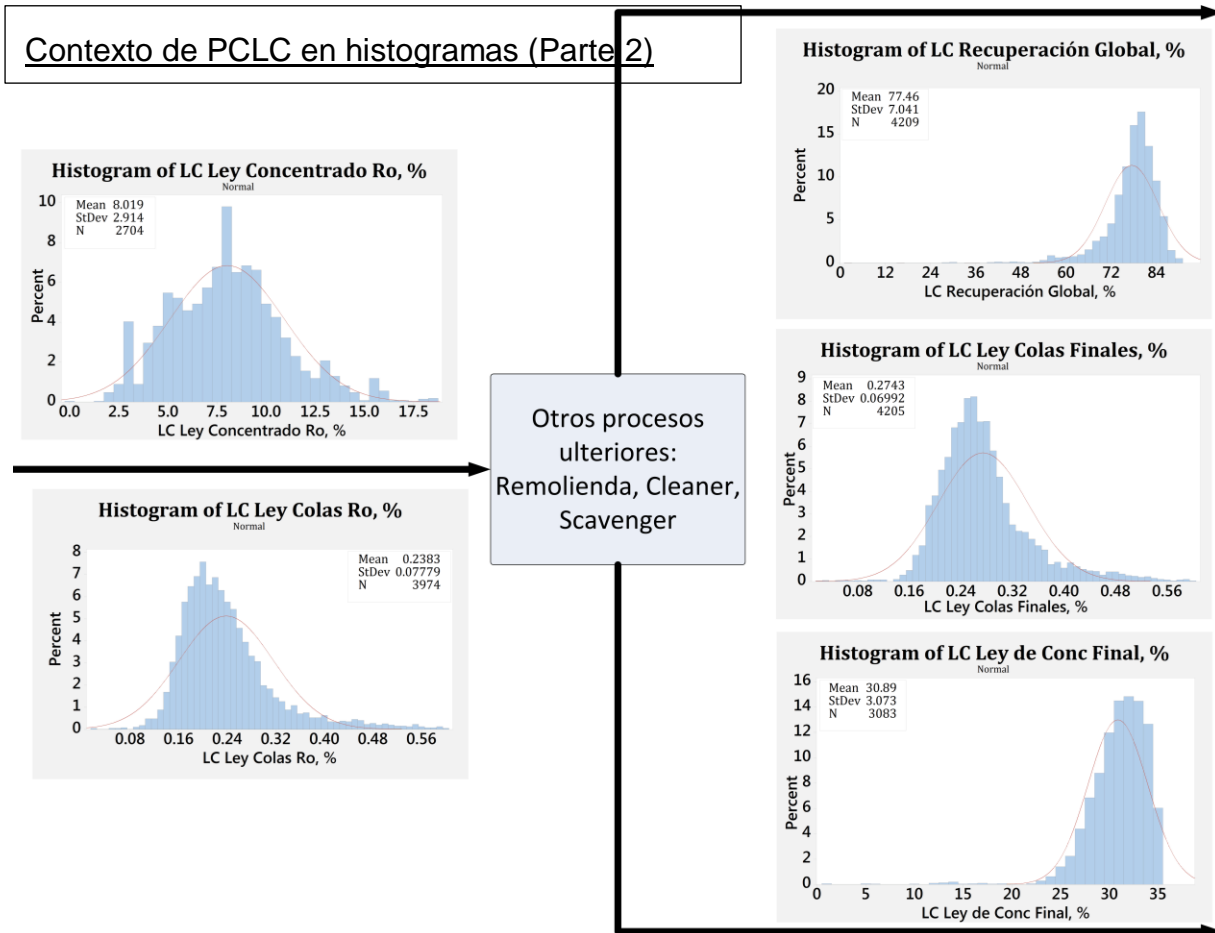


Figura 2.18. Contexto en histogramas de CLC. (Parte 2)

Se debe mencionar el hecho de que, a pesar que esta información fue recolectada para un período de tres meses, la información de un día a día no dista demasiado de esta realidad, aunque si puede que se presenten menores desviaciones a la media, las distribuciones son relativamente parecidas.

Se debe destacar, además, una situación de particular interés en la flotación Rougher, donde las velocidades lineales de rebose desde la celda 5 a la 10, son realmente pequeñas, lo que conlleva a un bajo flujo de pulpa recuperado de estas celdas, complicando aún más la situación que ha de ser evaluada considerando que el reactivo se adiciona en la celda 5, en el caso de Los Colorados (ver Figura 2.19). Se debe destacar que el aire adicionado a las celdas aumenta a medida que se avanza por el banco, desde un J_g de 0.5 [cm/s] en la primera celda, hasta 1.1 [cm/s] en la última (ver Figura 2.20)

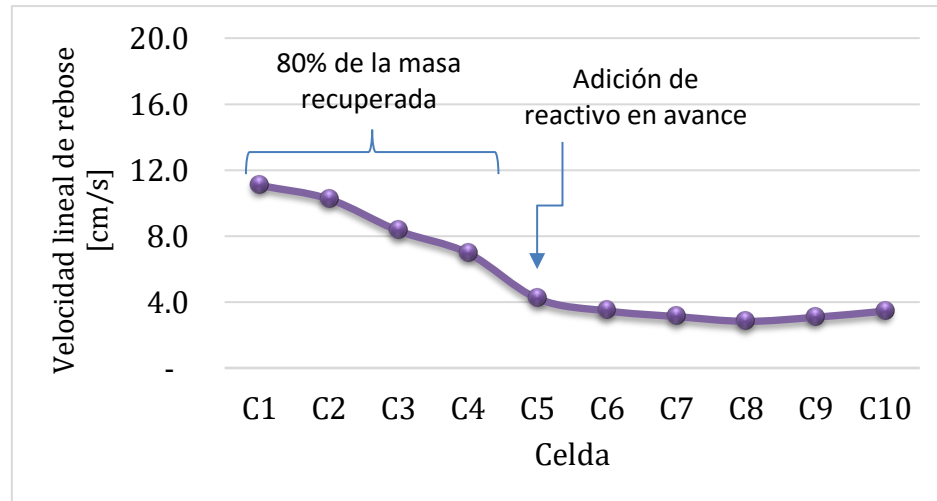


Figura 2.19. Velocidad lineal promedio de rebose en celdas de PCLC.

Jg [cm/s] (Durante)	C1	C2	C3	C4	C5	C6	C7	C8	C9	C10
F1	0.4	0.4	0.5	0.5	0.5	0.4	0.6	0.4	0.3	0.8
F2	0.5	0.7	0.6	0.6	0.5	0.5	0.9	0.5	0.9	0.9
F3	0.6	0.6	0.6	0.6	0.5	0.7	0.8	0.6	0.7	1.1
F4	0.4	0.5	0.8	0.7	0.3	2.4	0.5	0.4	0.5	0.4
F5	0.8	0.9	0.4	0.5	0.3	0.5	0.6	0.4	0.4	0.4
F6	0.4	0.5	0.4	0.5	0.4	0.5	0.4	0.4	0.4	0.5
F7	0.8	0.4	0.4	0.5	0.4	0.8	0.6	0.3	0.4	0.4
F8	0.0	-	0.0	0.0	0.3	0.2	0.2	0.1	-	0.1

Flujo Aire [m3/min] (Durante)	C1	C2	C3	C4	C5	C6	C7	C8	C9	C10
F1	5.0	4.9	5.8	5.9	6.2	5.2	7.0	5.0	4.0	9.5
F2	6.6	8.6	7.8	7.8	5.8	6.6	11.5	6.7	11.1	10.7
F3	7.8	6.8	7.0	7.6	6.7	8.2	10.0	7.0	9.0	13.2
F4	4.3	5.8	10.0	8.9	4.2	29.6	6.7	4.7	6.7	5.0
F5	9.7	10.5	5.0	5.8	3.5	5.6	7.4	4.9	4.6	5.1
F6	4.7	5.9	5.4	6.6	4.9	5.9	5.0	5.3	5.5	5.8
F7	9.3	4.6	5.0	6.0	5.0	9.5	7.0	4.0	5.2	5.0
F8	0.0	-	0.0	0.6	3.3	2.0	2.8	0.7	-	1.5

Figura 2.20. J_g y Flujos de aire en prueba de adición de colector A en Planta Los Colorados, 23 de abril, 2015 (Fila 8 Fuera de servicio).

2.2.1.3. Planta Concentradora Laguna Seca, PCLS

De la misma forma en que ocurre en la PCLC, Laguna Seca se caracteriza por tener amplias variaciones en leyes de cobre en alimentación, concentrado y colas, lo que repercute directamente en la recuperación Rougher.

Así se demuestra en la información recopilada (ver Figura 2.22, Figura 2.23 y Figura 2.24), cuyas desviaciones estándar son bastante altas, sobre todo para las Colas Rougher (caso de la Fila 4 en Figura 2.23) en donde un 0.1% de diferencia en desviación estándar implica diferencias exorbitantes en recuperación de cobre.

Al igual como ocurre en PCLC, en Laguna Seca, las tendencias de las velocidades de rebose lineales son similares, es decir, bastante bajas para las últimas celdas. Esto se traduce en bajas recuperaciones másicas en los últimos 4 bancos. Para el caso de esta concentradora, el reactivo colector se adiciona en la celda número 3, por lo que existe un mayor tiempo de residencia asociado a la utilización de mayor cantidad de celdas post-adición. Es importante recordar que las celdas de la PCLS son autoaspirantes y el J_g no es un parámetro de control, como lo es en PCLC.

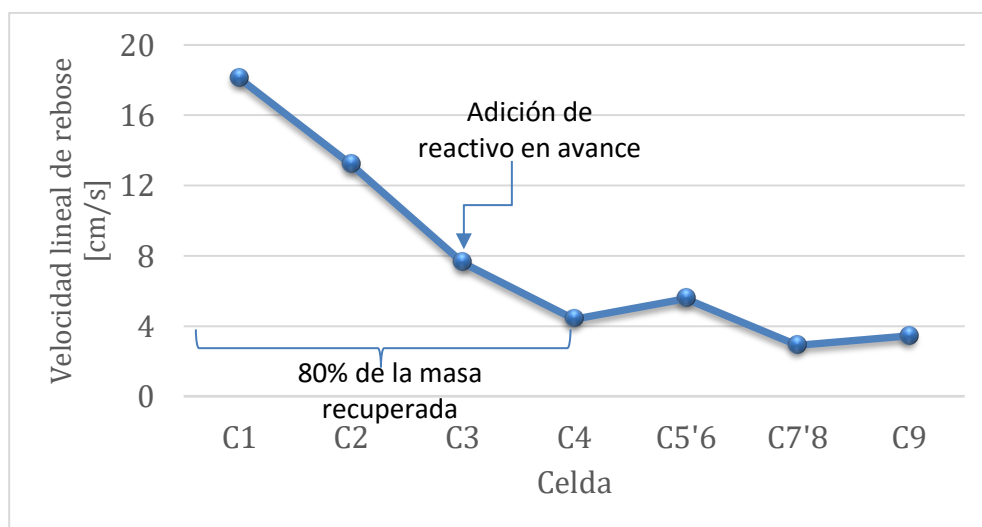


Figura 2.21. Velocidad lineal promedio de rebose en celdas de PCLS.

Tabla 2.4. Parámetros Operacionales Concentradora Laguna Seca

PARÁMETRO	UNIDAD	CRITERIOS DE DISEÑO (2011)	RANGO ACTUAL DE OPERACIÓN (2015)
Alimentación Mineral Seco	ton/día	150,000	140,000 – 180,000
Ley de Cabeza de Cobre	%	1.2 – 1.4	0.9 – 1.2
Concentrado Cobre	ton/día	4,193 – 7,204	4,500 – 9,000
Colas Finales (Rougher + Scav.)	ton/día	105,807 – 135,796	110,000 – 150,000
Ley de Concentrado	%	42.0 – 46.0	35.0 – 45.0
Recuperación Cobre	%	88.15 – 86.98	86.0 – 92.0

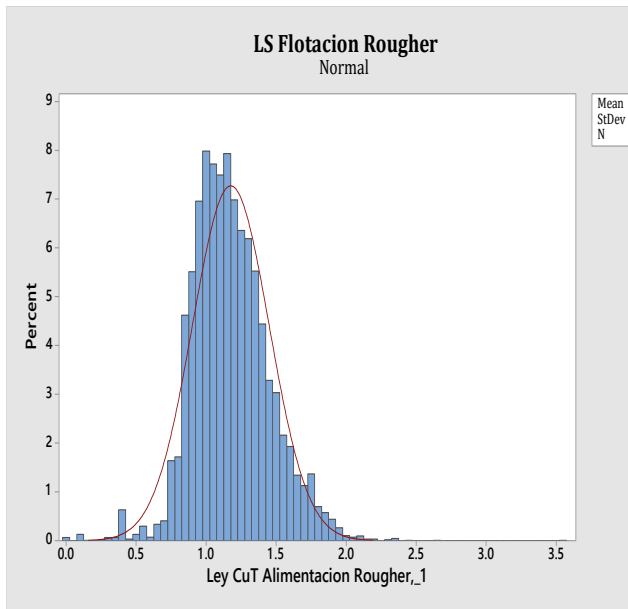


Figura 2.22. Histograma Laguna Seca de Ley de Cobre en Alimentación Rougher.

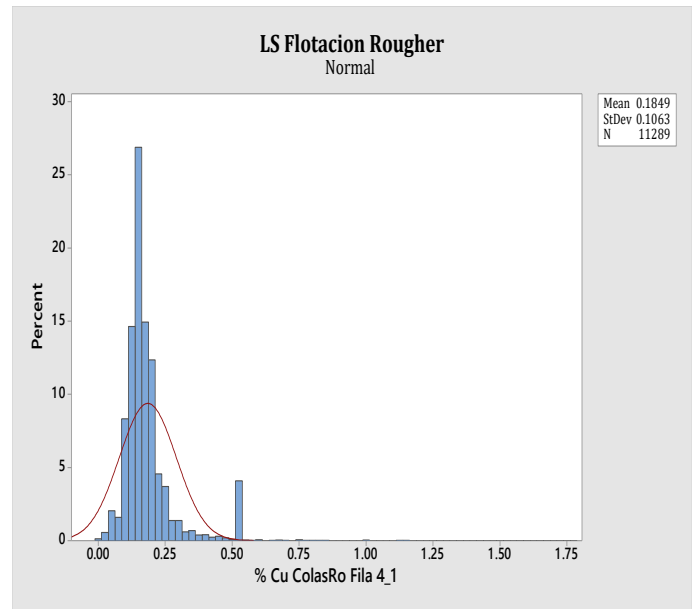


Figura 2.23. Histograma Laguna Seca de Ley de Cobre en Colas Rougher (Fila 4)

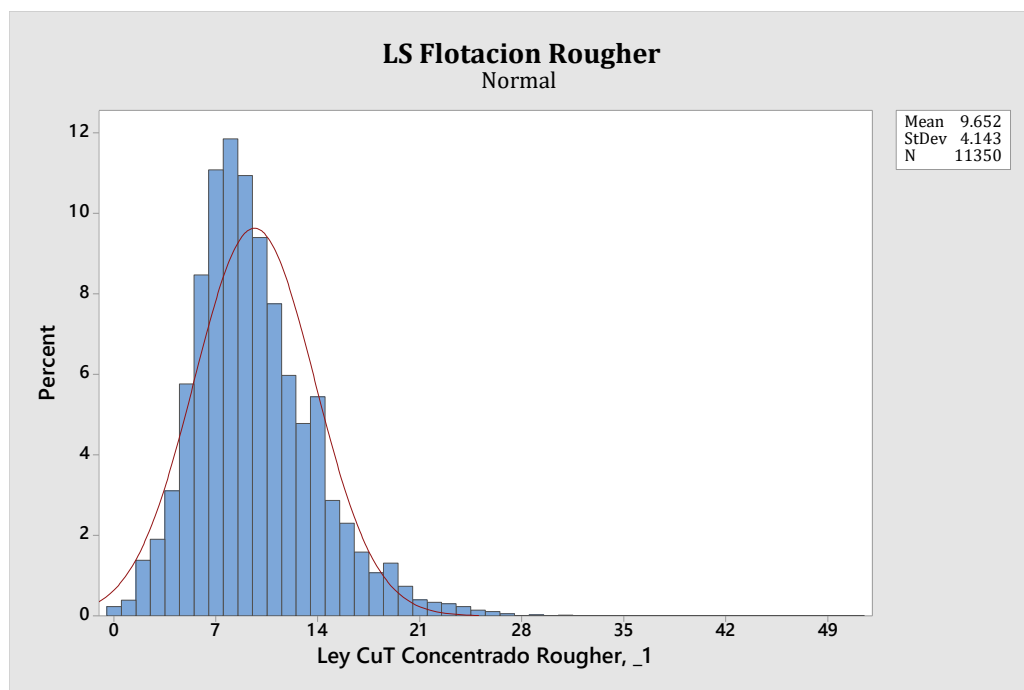


Figura 2.24. Histograma Laguna Seca de Ley de Cobre en el concentrado Rougher.

En la Tabla 6.9 (Anexos) se presentan algunos parámetros operacionales en detalle de la flotación Rougher de la PCLS.

2.2.2. EVALUACIÓN DE DESEMPEÑO: DESDE EL PUNTO DE VISTA MÁSIKO

2.2.2.1. Recuperación másica, de cobre y de hierro

La evaluación de desempeño se abordará principalmente desde un punto de vista másico, respecto a recuperaciones másicas de concentrado y leyes de cobre y hierro en concentrados y colas. En la ecuación 2.3 se presenta la expresión para determinar el porcentaje de masa recuperada (MR) en función de la masa de concentrado (C) y la masa de alimentación (F).

$$MR = \frac{C}{F} \times 100 = \left(\frac{f - t}{c - t} \right) \times 100 \quad 2.3$$

Una forma de evitar el uso de expresiones másicas es utilizando solo las leyes. En la expresión, c es la ley de concentrado de cobre o hierro, f es la ley de alimentación de cobre o hierro y t es la ley de colas de cobre o hierro, con data reconciliada.

$$R_{Cu/Fe} = \left(\frac{c}{f} \right) \left(\frac{f - t}{c - t} \right) \times 100 \quad 2.4$$

Tal y como se expresa en la ecuación 2.4, la recuperación de cobre o hierro se determina mediante aquella expresión haciendo reducción de términos para evitar utilizar volúmenes y masas, cuya información es compleja de obtener cuando se trata de una planta industrial. En la expresión, c es la ley de concentrado de cobre o hierro, f es la ley de alimentación de cobre o hierro y t es la ley de colas de cobre o hierro, todas en %.

En la Figura 2.25 se muestra un comportamiento típico de la recuperación de cobre y la recuperación másica en función del tiempo de flotación, y en la Figura 2.26 un balance másico típico para el caso de PCLC.

En esta figura se observa que en condición estándar (sin adición de reactivo en avance), la recuperación es de 85% con una ley de 1.2% de Cu y un flujo de mineral seco de 6,000 [ton/h]. Idealmente, bajo la adición de reactivo en avance, la ley de cola debiese disminuir en 0.01% de Cu para lograr un aumento de recuperación de Cu de 0.6%, considerando que el 60% de la masa se recupera en las 4 primeras celdas y el 20% del cobre se recupera en los últimos dos bancos.

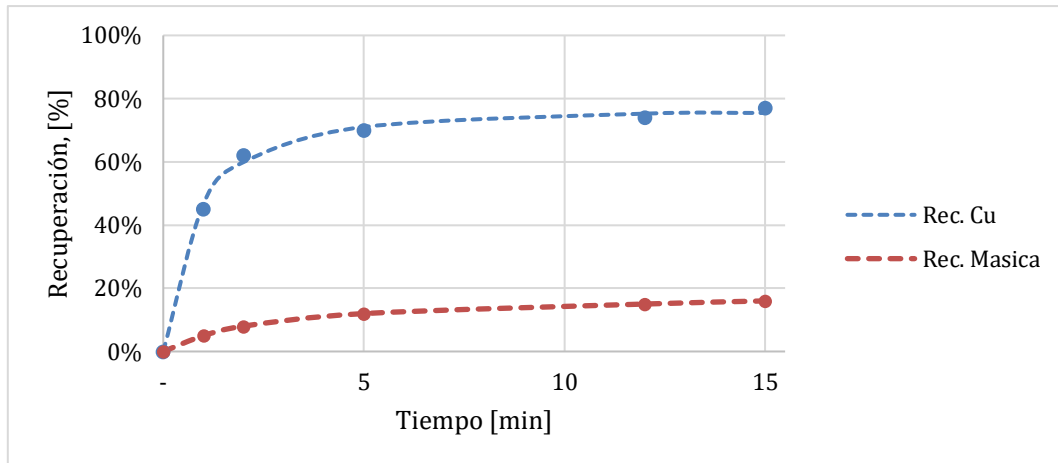


Figura 2.25. Recuperación másica y de cobre.

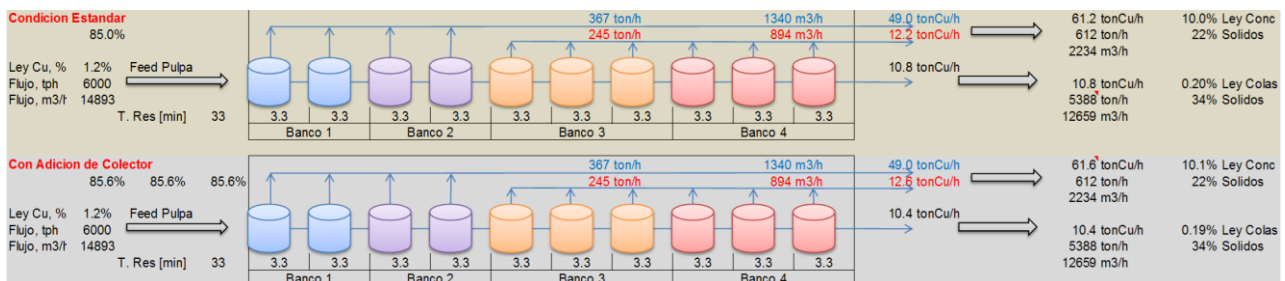


Figura 2.26. Balance recuperación y leyes para 10 celdas de flotación en serie.

A pesar que esta es la forma típica de presentación de resultados, esta vez no se utilizarán estos métodos tradicionales debido a la gran cantidad de pruebas y a las pequeñas diferencias que se pretende buscar entre una prueba y otra, por lo que será necesario un análisis más acorde a lo que se busca, como por ejemplo utilizando tendencias y/o gráficos de barra, de acuerdo a la situación que se presente.

2.2.2.2. Índice de Selectividad y Factor Metalúrgico

Es sabido que la razón de concentración refleja sólo indirectamente la selectividad de un proceso de flotación [31]. Para intentar minimizar el impacto de esta situación se hace necesario recurrir a un parámetro de medida que precise de manera efectiva la selectividad de un elemento por sobre otro (o calidad de separación) [32]. De esta forma nace el *índice de selectividad* (“termodinámico”), dado por la siguiente expresión:

$$I_s = \sqrt{\frac{c_A \times t_B}{t_A \times c_B}} \quad 2.5$$

Dónde c_i representa la ley del concentrado de los metales A y B, y t_i representa las leyes de los metales A y B en el relave. Una separación Mena/Ganga es ideal cuando la ley del mineral de interés en las colas es cero, y el mineral de ganga en el concentrado es cero, entonces el I.S. tiende a infinito.

Por otro lado, Proveedor B recomienda utilizar el *Factor Metalúrgico*, un factor que permite evaluar resultados de experimentos de flotación, no solo en función de la recuperación, sino también en función de la ley de cabeza y ley de concentrado. La siguiente expresión es la que define este factor:

$$FM = \frac{(R \times c)}{f} \quad 2.6$$

Dónde R es el porcentaje de recuperación en base 100, c es la ley de concentrado final y f la ley de alimentación.

2.2.3. EVALUACIÓN DE DESEMPEÑO: DESDE UN PUNTO DE VISTA CINÉTICO

La flotación como fenómeno termodinámico es un proceso aleatorio. Las variables asociadas al proceso de adhesión partícula-burbuja, la estabilidad de la espuma, la recuperación, y prácticamente todas las demás, dependen del tiempo. Numerosos modelos de cinética de flotación han sido elaborados para describir esta dependencia.

Del análisis de los modelos cinéticos se tiene que en el caso en que, en una flotación, la alimentación no es homogénea con respecto a las propiedades de la flotación en los momentos iniciales del proceso, las partículas que se flotan primero tienen la más alta flotabilidad de acuerdo a la ecuación de orden cero y, así, las de orden 1 y 2. Con el tiempo, las partículas de flotabilidad lenta deben flotar, y simultáneamente, el orden de la cinética de flotación, aumenta. [33]

El estudio cinético de la flotación, incluye la determinación de todos los factores (dispersión de burbujas, transferencias de masa, formación de espuma, probabilidades de colisión y adhesión, etc.) que influyen en la producción de concentrado del mineral valioso. Aunque la cinética abarca *todos estos* factores, no es posible determinarlos uno a uno cuantitativamente.

La flotación, como proceso que resulta de la adhesión selectiva de partículas de mineral a burbujas de aire, es un fenómeno termodinámico y cinético. La cinética (el tiempo) del proceso se ve afectada a interacciones del tipo electromagnético entre la superficie del mineral y la burbuja, necesarias para la adhesión. La superficie libre (lugar para la adhesión) de las burbujas para la adhesión de las partículas de mineral, limita, entre otras cosas, la velocidad del proceso. [34]

Las interacciones entre el mineral y la burbuja (barrera energética), son de carácter aleatorio. Se requiere de energía cinética para romper esa barrera y que la partícula se adsorba correctamente a la burbuja, y, además, se debe mantener la adhesión, pues también existe la posibilidad de que la partícula se *despegue* de la burbuja de aire. La adsorción es de carácter selectivo, lo que se determina de acuerdo a las energías interfaciales y los reactivos asociados.

Es una convención general, que la primera publicación de cinéticas de flotación fue de García-Zúñiga en 1935. Estos científicos chilenos ya habían observado que la recuperación es una función exponencial del tiempo. Tiempo después, Beloglazov y Schuhmann, desarrollaron las condiciones que se deben aplicar en el laboratorio para estudios continuos en estado estacionario. [35]

Poco a poco, otros autores han ido perfeccionando y adaptando diferentes modelos cinéticos de acuerdo a las necesidades y requerimientos del momento, debido a cambios en circuitos, escalamientos de laboratorio a planta, e incluso, adicionando nuevos parámetros con el objetivo de precisar lo más posible las diferentes situaciones que se presentaban. [36]

Muchos modelos de cinéticas de flotación fueron desarrollados de los modelos determinísticos y de adsorción a estadísticos y estocásticos, de lo cual, cada uno lidia con aspectos distintos. [34]

El primer modelo cinético fue propuesto por García – Zúñiga en 1935, donde se aplicó la ecuación diferencial de cinética de reacción química, la cual en su forma general puede ser escrita como en la ecuación 2.7.

$$\frac{dC(t)}{dt} = -kC^n \quad 2.7$$

Dónde $C(t)$ es la concentración de partículas flotables que quedan hasta el momento t , k es la constante cinética de flotación y n la constante que caracteriza el orden del proceso, u orden de la cinética de flotación.

Si se define la recuperación como en la ecuación 2.8:

$$R = \frac{(C_0 - C)}{C_0} = 1 - \frac{C}{C_0} \quad 2.8$$

Donde C_0 corresponde la concentración cuando el tiempo es cero ($t = 0$).

La solución de la ecuación 2.9 con la condición inicial $C(t = 0) = C_0$ es la siguiente, para $n \neq 1$:

$$C(t) = [(n - 1)kt + C_0^{1-n}]^{\frac{1}{1-n}} \quad 2.9$$

Por tanto, se puede reescribir la recuperación como:

$$R(t) = 1 - [1 + (n - 1)C_0^{n-1}kt]^{\frac{1}{1-n}} \quad 2.10$$

2.2.3.1. Modelo Fraccionado Modificado de Klimpel-Aplan (cuatro parámetros)

$$R = R_\infty (\emptyset e^{-k_s t} + (1 - \emptyset) e^{-k_f t}) \quad 2.11$$

Reconociendo que las partículas a flotar tienen una distribución de flotabilidades, Kelsall propuso este modelo (ec. 2.11), sugiriendo tratar separadamente partículas de flotabilidad rápida (k_f) y las de flotabilidad lenta (k_s); siendo \emptyset la fracción de mineral que flota lento. Klimpel-Aplan incorporan el parámetro de la recuperación máxima al modelo inicial de Kelsall.

Generalmente, este tipo de modelo se ajusta mejor que otros a los valores experimentales, sin embargo, los autores observan que los modelos con más de dos parámetros tienen intervalos de confianza demasiado grandes, lo que enmascara las diferencias de los resultados entre experimentos. [35]

Este modelo asume que la celda de flotación es representada como un reactor de mezclado perfecto. [37]

2.2.3.2. Modelo cinético de Klimpel

Aún incluso cuando todos los factores se logren mantener constantes y se varíe únicamente la concentración del mineral valioso, habría una distribución de constantes cinéticas. Estas distribuciones se deben a múltiples factores, como la velocidad del mecanismo de colección (disminución del diámetro de burbuja, rompimiento del agregado partícula-burbuja, etc), el flujo de aire, el tamaño de partícula (área proyectada, inercia, el tiempo de contacto, el tiempo de inducción) y a diferencias en las celdas (físicas, químicas y operacionales).

En la Figura 2.27 se observan las distribuciones en histogramas de las constantes cinéticas para el modelo clásico de García-Zúñiga y el modelo de Kelsall modificado (Klimpel-Aplan). En esta se observa que el modelo clásico (a la izquierda) asume una distribución uniforme de constantes cinéticas y el modelo de Kelsall (a la derecha) asume que las cinéticas se distribuyen en una fracción lenta y una fracción rápida.

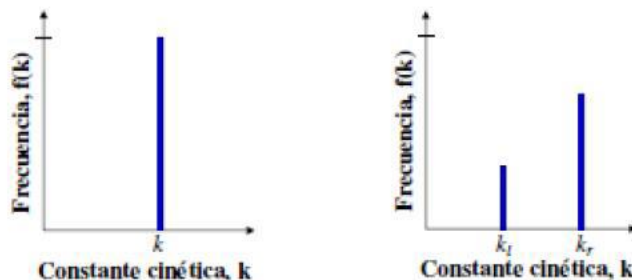


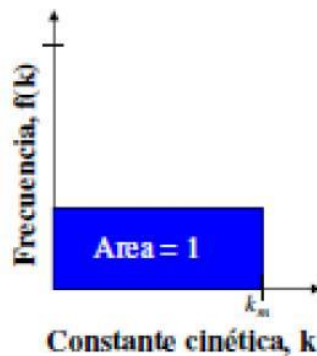
Figura 2.27. Comparación de distribuciones de constantes cinéticas entre el modelo clásico y el modelo de Kelsall.

Las diferencias entre el modelo clásico y el de Klimpel es la distribución de la constante cinética con una distribución uniforme o rectangular. Una distribución rectangular es aquella que es constante en un intervalo fijo.

El modelo que describe Klimpel se presenta en la ecuación 2.13:

$$R = R_{\infty} \left[1 - \frac{1}{k_{max} t} (1 - e^{-k_{max} t}) \right] \quad 2.12$$

Dónde k es la constante que representa el valor más grande de una distribución rectangular, como se observa en la Figura 2.28, entregando un ajuste cinético más parsimonioso.



$$f(k) = \frac{1}{k_{max}}$$

Figura 2.28. Distribución uniforme de la constante cinética del modelo Klimpel.

A modo de resumen, se presenta en la Tabla 2.5 una comparativa de los modelos cinéticos más comunes para condiciones de flujo pistón, mezcladores perfectos y N tanques en serie.

Tabla 2.5. Comparativa de modelos cinéticos.

	GARCÍA – ZÚÑIGA	KLIMPEL
FLUJO PISTÓN	$R = R_{\infty} [1 - e^{-kt}]$	$R = R_{\infty} \left[1 - \frac{1 - e^{-k_{max} t}}{k_{max} t} \right]$
MEZCLADOR PERFECTO	$R = R_{\infty} \left[\frac{kt}{kt + 1} \right]$	$R = R_{\infty} \left[1 - \frac{\ln(1 + k_{max} t)}{k_{max} t} \right]$
N TANQUES EN SERIE	$R = R_{\infty} \left[1 - \frac{1}{(kt + 1)^N} \right]$	$R = R_{\infty} \left[1 - \frac{1 - (1 + k_{max} t)^{1-N}}{k_{max} t (N - 1)} \right]$

Índice de selectividad cinético

Además del índice de selectividad “termodinámico” descrito anteriormente, se utilizará un índice de selectividad cinético obtenido mediante la siguiente expresión [38]:

$$I.S._k = \frac{k_{Cu}}{k_{Fe}} \quad 2.13$$

Dónde k_i será la constante cinética promedio obtenida para Cu y Fe respectivamente.

2.2.3.3. Tiempo de residencia

El tiempo de residencia en la flotación de minerales es de vital importancia en el proceso y en el diseño de éste. Se ve principalmente afectado por la densidad de la pulpa, teniendo un efecto directo en la capacidad del circuito. Se utiliza generalmente τ para identificarlo, y se calcula para estanques con comportamiento ideal, de acuerdo a la ecuación 2.14:

$$\tau = \frac{V}{Q} \quad 2.14$$

Siendo V el volumen del tanque y Q el flujo volumétrico que pasa a través de él.

Desde el punto de vista práctico, el tiempo de residencia se puede expresar en palabras simples como el tiempo en que una partícula de mineral se encuentra dentro de una celda de flotación a lo largo de una fila o banco de varias celdas. Su valor en general, para la flotación Rougher, se encuentra entre los 20 a 40 [min] y se puede calcular el valor del tiempo de residencia por celda dividiendo el tiempo de residencia total de la fila por la cantidad de celdas que haya en la fila o banco, aunque este valor es sólo referencial y no representa fielmente la realidad, pues las velocidades de rebose en general, son mucho mayores en las primeras celdas que en las últimas.

En la planta, el tiempo de residencia está directamente ligado a las toneladas de mineral diario que se quiera procesar y al porcentaje de sólidos con que se opere, así, a mayor tonelaje diario, menor será el tiempo de residencia que tenga el mineral en promedio.

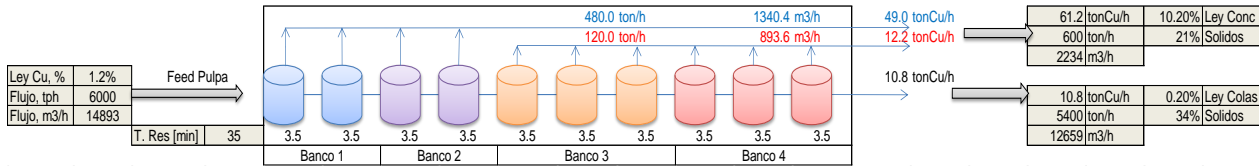


Figura 2.29. Balance de masa y tiempo de residencia.

En la Figura 2.29 se presenta un balance de masa ligado al tiempo de residencia total (35 [min]) y por celda (3.5 [min]), para una fila de 4 bancos y 10 celdas Rougher. Se observa además que, en los primeros dos bancos, se obtiene cerca del 80% del total de la masa de concentrado y de la cantidad de cobre recuperado total.

2.2.4. EVALUACIÓN DE DESEMPEÑO: DESDE UN PUNTO DE VISTA ECONÓMICO

De acuerdo a las proyecciones de Minera Escondida, el proyecto de optimización del sistema de flotación, que principalmente consiste en la incorporación de esta nueva química de colector en avance, debiese aumentar en 44 millones de dólares al año la utilidad de la empresa sólo por este concepto, calculado en base a la ley de cobre del año fiscal 2014 y a un margen variable de 2.38 [US\$/libra] de cobre, debiendo aumentar en aproximadamente un 0.5% la recuperación global de las concentradoras [39].

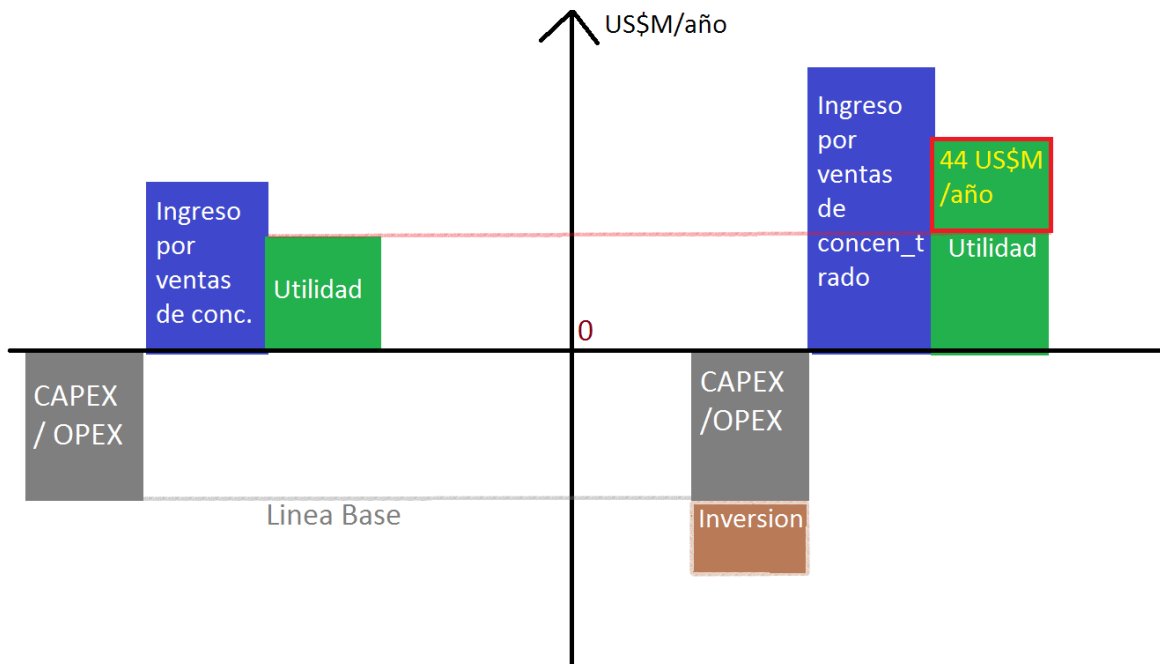


Figura 2.30. Margen de ganancia con la incorporación del proyecto.

De acuerdo a cálculos realizados, se obtiene la siguiente información presentada en la Figura 2.31, donde el beneficio económico estimado, considerando aumentar 0.5% de recuperación global en Laguna Seca y Los Colorados, una ley de cobre promedio de 1.15%, un tratamiento de mineral seco combinado de 13,000[ton/h], una dosis promedio de reactivo en avance de 7[g/ton] y un precio del cobre de 2.38[US\$/libra], se acerca a los 29[US\$M/año] (29 millones de dólares al año).

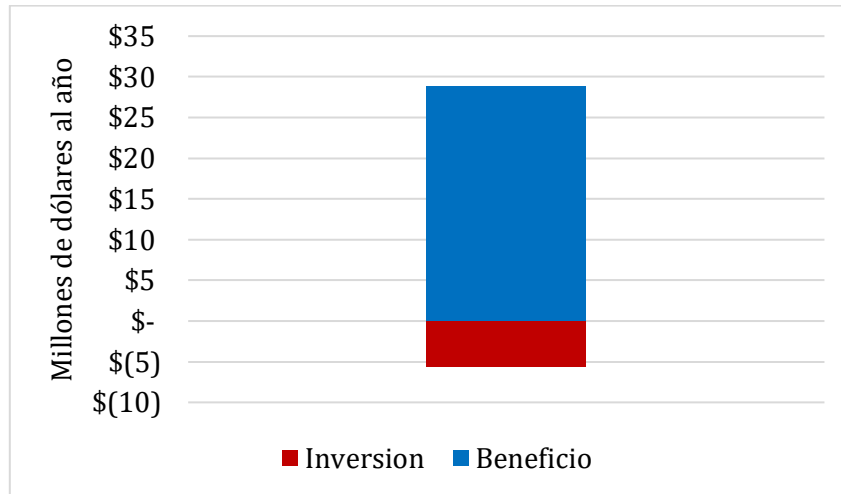


Figura 2.31. Inversión y beneficio colector en avance.

2.3. LA ROBUSTEZ DEL ANÁLISIS DE LA INFORMACIÓN

2.3.1. VARIABILIDAD INHERENTE DEL MINERAL

Dentro de los tipos de minerales de cobre, podemos distinguir dos grandes grupos, sulfuros y oxidados. Los primeros se tratan, en general, a través de la concentración por flotación, y los segundos por la ruta hidrometalúrgica.

Una buena fuente de minerales de cobre son depósitos de minerales porfíricos (mineralización de origen magmático e hidrotermal) y andesíticos (origen de roca ígnea volcánica y mineralización plagioclásica y ferromagnética, principalmente piroxeno y biotita).

Los principales minerales sulfuro de cobre son Calcopirita (CuFeS_2), calcocita (Cu_2S), covelita (CuS), bornita (Cu_5FeS_4), tetraedrita ($(\text{Cu,Fe})_{12}\text{Sb}_4\text{S}_{13}$) y enargita (Cu_3AsS_4). Es común que estos minerales estén acompañados con varios niveles de sulfuros de hierro que generalmente incluyen pirita (FeS_2) y pirrotita (Fe_{1-x}S).

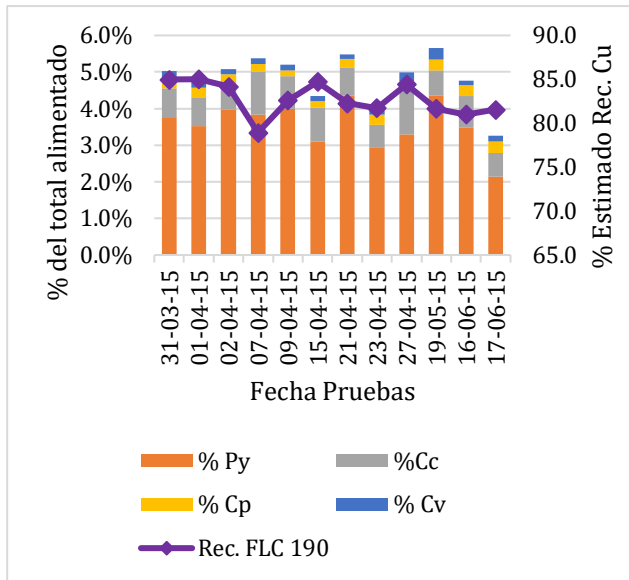


Figura 2.32. Mineralogía Alimentación PCLC.

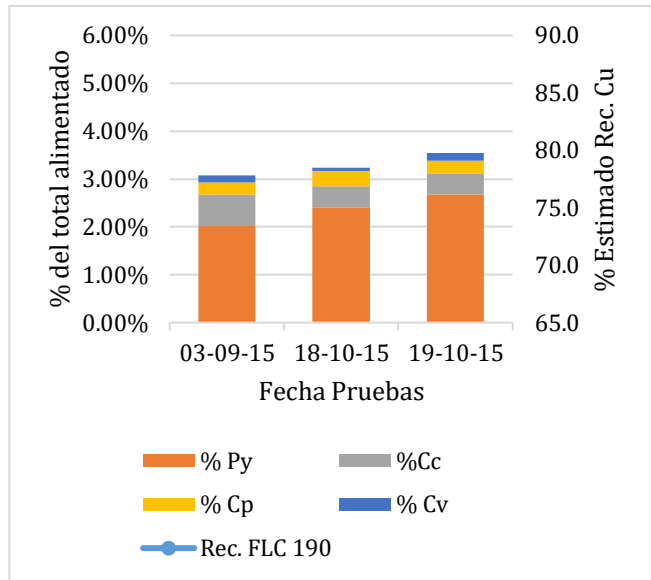


Figura 2.34. Mineralogía alimentación PCLS.²

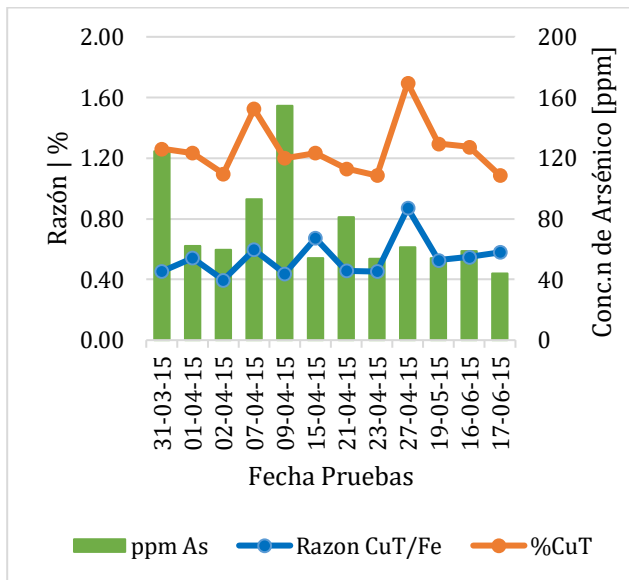


Figura 2.33. Información relevante alimentación PCLC.

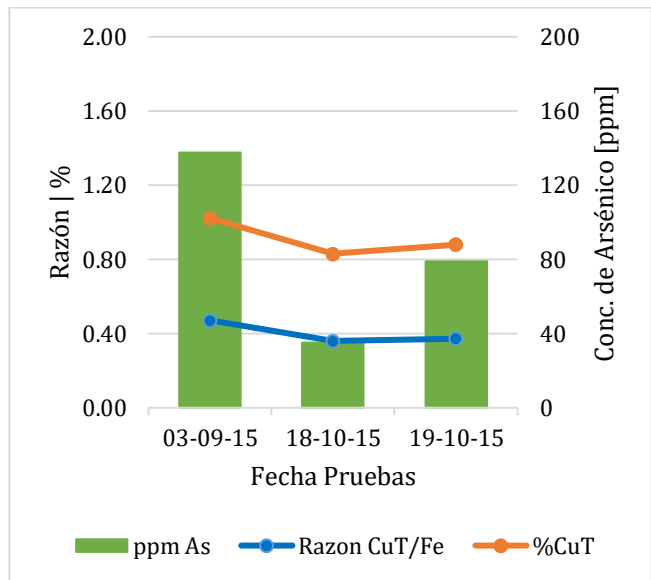


Figura 2.35. Información relevante alimentación PCLS.

² La recuperación estimada de cobre no está disponible para LS debido a razones que se desconocen, aunque es probablemente se deba

a la falta de información de laboratorio de nuevos minerales que ingresan.

También están comúnmente acompañados de oro y plata, que en su mayoría se encuentran en forma de granos libres o asociados a otros sulfuros.

Desde la Figura 2.32 a la Figura 2.35 se entrega información relevante a la variabilidad en leyes y porcentajes de elementos y minerales que cambian día a día en la planta.

Esta información es la que se obtuvo de aquellos días en que se logró realizar una prueba a nivel industrial con el reactivo en avance y cada punto de esta información es valioso al momento de comparar. Sin embargo, no es posible obtener esta información minuto a minuto durante el desarrollo de una prueba, lo que dificulta comparar cambios que ocurran durante la adición de reactivo en una misma prueba y por otro lado, muestra la casi imposibilidad de comparar resultados entre dos o más días diferentes.

Esta condición genera importantes dificultades al momento de evaluar los resultados de planta, por lo que son la primera condición a tener en cuenta al momento de hacer conclusiones.

Un importantísimo factor que debe ser estudiado en mayor profundidad en las publicaciones, pero que nunca tiene una relevancia considerable, es la ganga, pues es en base a ella que existen estos procesos, de otra forma, ¿cuál sería el objetivo de la flotación? Las partículas de ganga están en general formadas por una mezcla de minerales de silicato (cuarzo, talco, arcillas, carbonatos, etc).

A través de la molienda, los minerales de sulfuro de cobre pueden ser *liberados* de la ganga a la que están asociados, es por ello que la etapa de molienda adquiere una especial importancia al momento de flotar.

En general, cuando los minerales sulfuros de cobre están liberados a un tamaño adecuado, son relativamente fáciles de flotar debido a su naturaleza hidrofóbica. Cuando estos se encuentran asociados, la flotación efectiva se torna un poco más complicada, y tanto la recuperación como la ley de cobre se ven enormemente afectados. Una de las principales razones en que la ley de concentrado se ve afectada negativamente es debido a los minerales sulfuros de hierro, ya que estos tienen una afinidad parecida al cobre, lo que hace disminuir el porcentaje de cobre en el concentrado.

Como se ha comentado anteriormente, la flotación es una etapa de separación y concentración. Para separar, se necesita tener una parte de interés y una ganga. Existen

algunas especies mineralógicas que afectan negativamente esta etapa de separación. Algunas de estas son:

- Arcillas (montmorillonita, chamosita, caolinita, illita, etc.)
- Enargita.
- Piritita.
- Arsenopiritita.
- Minerales de plomo.
- Selenio.
- Magentita.

Se puede resumir en 5 puntos los principales problemas que lleva consigo altos porcentajes máxicos de talcos y arcillas (entre otros componentes de la ganga) en un proceso de flotación:

- Son altamente hidrófobos, lo que hace que ocupen la mayor parte de la superficie útil de las burbujas de aire encargadas de arrastrar el mineral de cobre a la superficie.
- Diluyen la ley de concentrado, siendo parte importante de la masa recuperada.
- Aumentan los tiempos de residencia, lo que implica mayor cantidad de celdas en una fila.
- Aumentan considerablemente el consumo de reactivos colectores y espumantes, debido a la gran superficie que pueden llegar a ocupar cuando son finos.
- Reduce la selectividad y recuperación debido a la formación de una capa de lamas arcillosas que cubre las partículas y las burbujas de aire, impidiendo la unión partícula – burbuja.

La generación de espumas de mala calidad es otro de los problemas que acarrea los altos niveles de arcilla en la pulpa. El tipo de espuma que se forma depende del tipo de arcilla; por ejemplo, la bentonita y la chamosita producen espuma fina e inestable que colapsa constantemente y desaparece rápidamente, aún con altas dosis de espumante. La caolinita y la illita producen en un comienzo una espuma seca sin la textura de burbuja,

luego al remover esta espuma inicial, las burbujas crecen y transportan una gran cantidad de lama al concentrado.

Es común utilizar reactivos **depresantes** (como silicatos de sodio) para disminuir la adhesión a las burbujas de la ganga y así minimizar el impacto en la recuperación de cobre. La cal tiene una acción parecida a la depresión, cuando se adiciona para lograr pH 10 o mayor, para disminuir la concentración de hierro en el concentrado.

La pirita (FeS_2) se encuentra comúnmente acompañando minerales sulfuros de cobre, al oro y la plata y es parte de las principales impurezas.

Los sulfuros de hierro acidifican la pulpa a través de la producción de sulfatos e hidróxidos de hierro, plomo y cinc. A su vez, las sales disueltas como el sulfato ferroso, generan un mayor consumo de reactivos, en particular, de colectores y espumantes.

El principal depresante de pirita es la cal, la que aumenta el pH (hasta 9 o mayor), alcalinizando la pulpa, previniendo así, la oxidación del xantato (colector), cubriendo la pirita con hidróxido férrico.

Un punto importante en la mineralogía y el porqué de su estudio, es la *selectividad*, dado que es siempre un objetivo en la flotación la preferencia por cierto mineral de interés (que vaya al concentrado), por sobre la ganga (que va por las colas). Es en base a esto que el concepto del *colector en avance* aporta en el desarrollo de este trabajo, dado que, una de las principales características que los proveedores destacan, es que son (ambos reactivos), más selectivos frente al cobre que los reactivos primarios y secundarios utilizados en PCLC y PCLS.

2.3.2. CONFIABILIDAD EN LA OPERACIÓN DE LOS EQUIPOS

Para efectos prácticos, se supondrá que las celdas y los equipos asociados al circuito Rougher de la PCLC y PCLS, operan correcta y adecuadamente de acuerdo a los criterios de diseño para cada una de las plantas.

Es necesario, sin embargo, mencionar que, en su gran mayoría, las celdas operaban al límite de su capacidad, lo que obligaba a que los tiempos de residencia fueran menores a lo que correspondía. Esta situación ocurría con mayor frecuencia en la PCLS, dónde de acuerdo a información obtenida a través de presentaciones, el tiempo de residencia

ideal bordeaba los 35 [min], cuando en la práctica, éste solo alcanzaba, con suerte, los 30 [min].

Es importante además mencionar, que la operatividad de las celdas, es prácticamente de 100% antes y durante la realización de las pruebas, lo que entrega un cierto nivel de confianza en la operación para el caso de las pruebas industriales. En general, en un año corrido, la disponibilidad de las celdas, tanto de la PCLC como de la PCLS, bordea el 94% del tiempo total utilizable (sin considerar mantenciones programadas) [40]. Más información respecto a la disponibilidad y operatividad de celdas se puede encontrar en tablas, en el apartado de anexos.

2.3.3. INCERTIDUMBRE, DISTRIBUCIÓN E INTERVALOS DE CONFIANZA

El *sistema de medición* incluye el **instrumento** o dispositivo de medición, el **operador** que utiliza el instrumento y el mismo **producto** que se está midiendo, y es la combinación de estos factores lo que determina la magnitud de la variación o error en los resultados de la medición.

El valor observado que se debe reportar, está compuesto por el valor verdadero de la magnitud a medir, más un error de medición (efecto que causan todas las fuentes de variabilidad).

La variabilidad total de un conjunto de datos se compone por la variabilidad del producto y la variabilidad (o error) de la medición, cuyas fuentes son *resolución, exactitud, repetibilidad, reproducibilidad* y *estabilidad*. El conjunto de todas estas componentes genera la **incertidumbre de la medición**, el cual se representa con un parámetro, como la desviación estándar o un múltiplo de ella.

Tabla 2.6. Incertidumbre en desviación estándar (1X).

Mineral - Espumante	Desviación Estándar
N5 – 10.7 [$\mu\text{L}/\text{L}$]	$\pm 1.4\%$
S3C – 10.7 [$\mu\text{L}/\text{L}$]	$\pm 0.6\%$
N5 – 17.2 [$\mu\text{L}/\text{L}$]	$\pm 0.9\%$
S3C – 17.2 [$\mu\text{L}/\text{L}$]	$\pm 1.5\%$

Dado que la reproducibilidad se relaciona directamente con las diferencias producidas entre operadores, en este caso no se puede calcular, pues todas las pruebas fueron hechas por un mismo operador y bajo las mismas condiciones. En la Tabla 2.6 se muestra las desviaciones estándar de los promedios de recuperaciones máximas para cada set de pruebas sin la adición de reactivo en avance.

Respecto a la incertidumbre de las pruebas, caso a caso, se presentan gráficos con barras de error con $\pm 1SD$.

La diferencia en el desempeño que puede ser detectada en un set de experimentos depende de la magnitud de los errores debido al procedimiento y al análisis, y a los pasos tomados para minimizar el impacto de las fuentes sistemáticas de error. El error, usado en el sentido estadístico que se refiere al resultado numérico obtenido de un experimento, es la diferencia entre el resultado actual, y su *ideal* o *verdadero valor*. El qué tan grande es, depende de (generalmente no percibido) variaciones en los materiales y en las técnicas, y qué tan sensible el resultado final es a esas variaciones. Una función de distribución representa la variabilidad del resultado de una prueba. La recuperación de cobre, para muchos experimentos con un reactivo estándar, podría, por ejemplo, formar una distribución en forma de campana en un histograma, cuando el número de experimentos y datos es alto, lo cual, para experimentos de laboratorio es poco probable. Sin embargo, es importante entender que cualquier resultado experimental es solo una observación de un conjunto de resultados potenciales descritos por tal *curva de distribución*.

El **promedio** y la **desviación estándar** son los parámetros estadísticos más comunes para resumir la distribución o un conjunto de resultados. Éstos mismos son utilizados para denotar el promedio y estimar los límites de confianza de una muestra pequeña de datos de la distribución. Para mayor información respecto al cálculo de estos dos parámetros y a la fórmula para determinar el *intervalo de confianza*, se recomienda revisar la bibliografía [41].

2.3.3.1. *Consideraciones estadísticas en experimentos comparativos*

En la prueba de reactivos donde se buscan mejoras incrementales en el desempeño, es común que, por la magnitud de las mejoras, la precisión de los análisis, el error

sistemático de los resultados y el efecto de variaciones deliberadas en la técnica de laboratorio o el tratamiento de los datos sean comparables entre sí.

Las técnicas para enfrentar estas fuentes aleatorias y no aleatorias de error en los experimentos, para que conclusiones válidas se puedan desprender, a pesar de varias fuentes de error en la experimentación, incluye: uso de controles, replicaciones, aleatorización y bloqueo.

Los **controles** son el principal guardia contra los efectos de la variabilidad del mineral y la mayoría de las fuentes de error sistemático. Un control es una condición experimental estándar, que usualmente representa la práctica actual en la planta, contra la cual, los otros resultados, han de ser comparados. En general se realiza más de un experimento de control o estándar, pues es más precisa la comparación de esto, que de un solo experimento estándar contra las demás condiciones.

La **replicación** o repetición de experimentos cumple varios objetivos. Primero, la concordancia entre varios datos de experimentos realizados bajo una misma condición, provee un control de calidad ese resultado. Segundo, la replicación de experimentos de control y los demás, permite estimar el error derivado de los experimentos. Esto es necesario para la aplicación de la mayoría de los métodos estadísticos tradicionales. Tercero, el promedio de los experimentos repetidos es más preciso, debido a la *ley de los promedios*, que un único dato.

La **aleatorización** protege de las demás fuentes de error sistemático. Los resultados para muestras siendo probadas en una sesión, pueden cambiar sistemáticamente de principio a fin, debido al envejecimiento de las muestras o a alguna mejora o degradación de la técnica del experimentador u operador en el curso de los experimentos.

El **bloqueo** es una manera de mejorar la precisión cuando se utilizan experimentos replicados. Consiste en dividir las pruebas en subconjuntos (o bloques) los cuales pueden llevarse a cabo en un periodo relativamente corto de tiempo, y con un material relativamente uniforme, cada bloque, conteniendo uno o más replicados de cada tratamiento. En el análisis estadístico, la desviación estándar entre bloques se estima y determina la precisión de las comparaciones entre tratamientos. [41]

En Minitab se realiza gráficos de intervalos de confianza (apartado 4.10, p. 150), el cual es un resumen de la distribución de datos de experimentos que muestra la tendencia central y su variabilidad, graficando en un punto el promedio, y el intervalo del 95% de confianza en una barra. Cuando los intervalos no se sobrelapan, significa que probablemente la diferencia de los promedios es estadísticamente significativa. [42]

Ya estudiado el contexto, los conceptos y la forma en que se analizará la información, la robustez de ésta se verá con mayor detalle en el siguiente capítulo, dónde se profundizará en los instrumentos y técnicas utilizadas para cada tipo de prueba.

CAPÍTULO 3. MATERIALES, EQUIPAMIENTO Y METODOLOGÍA EXPERIMENTAL

Este capítulo intentará describir con la mayor claridad posible, los materiales, los equipos y las metodologías experimentales utilizadas, tanto en los experimentos en la planta industrial, como en los de laboratorio.

Es importante destacar que, dado a continuos percances en la operación durante los intentos de realizar las pruebas, este trabajo presenta un enfoque mucho más de laboratorio que de planta, por lo mismo, este capítulo será principalmente destinado al primero.

3.1. MATERIALES Y REACTIVOS

3.1.1. MATERIALES

3.1.1.1. *Materiales para pruebas experimentales en Planta*

Para las pruebas en **planta**, se utilizaron los siguientes materiales:

- Tacho plástico de 2 [L].
- Cortadores de muestras (6 [m] de profundidad)
- Cortadores de concentrado para rebose de celda
- Cordeles, para amarrar los cortadores donde corresponda

3.1.1.2. *Materiales para experimentos en Laboratorio*

Para las pruebas de **laboratorio**, se utilizaron los siguientes materiales:

- Bandejas
- Baldes
- Tacho
- Papel para Filtrar
- Pisceta
- Micropipetas (10-100 [μ L]) Marca Brand

3.1.1.3. *Materiales para técnicas de análisis químico de muestras de laboratorio*

Para el **análisis químico de las muestras de laboratorio**, se utilizan las siguientes cuatro técnicas, que detallan inmediatamente sus materiales y reactivos en la Tabla 3.1:

1. Determinación de cobre y hierro por EAA en minerales de cobre.
2. Determinación de cobre y hierro soluble por EAA en minerales de cobre.
3. Determinación de cobre por yodometría en concentrado de cobre.
4. Determinación de hierro método MEL por EAA en concentrados de cobre.

Tabla 3.1. Materiales de técnicas de análisis químico para muestras de laboratorio.

Método	(1) Cu-Fe EAA	(2) CuFeOx EAA	(3) Cu Yodo Conc.	(4) FeMEL Conc.
Materiales	Vaso precipitado de 250 [mL].	Embudo para trasvasijar a matraz de aforo	Placa calefactora	Vaso precipitado de 250 [mL].
	Vaso de teflón de 250 [mL].	Embudo de filtración por gravedad	Dispensadores de ácidos HNO ₃ y HClO ₄	Matraces de aforo de 250[mL], clase A
	Matraces de aforo de 100 [mL], clase A.	Papel filtro #40	Vaso de teflón de 400 [mL]	Matraces de aforo de 100[mL], clase A.
		Tubos de ensayo de 30 [mL]	Dosificador para agua desionizada	
		Matraces de aforo de 100 [mL], clase A.	Dispensadores para solución de ácido acético y tiocianato de amonio	
		Matraces de aforo de 250 [mL], clase A.	Cucharas para yoduro de potasio y bifluoruro de amonio	
			Gotario para hi-dróxido de sodio	
		Piceta		

3.1.2. REACTIVOS Y SOLUCIONES

3.1.2.1. *Reactivos para pruebas experimentales de Planta*

Para el caso de las **pruebas en planta**, el único reactivo que se utiliza es el colector en avance. Al manipular este tipo de reactivo, es necesario contar en todo momento, como ya se mencionó, con un medidor de gases sulfhídricos. Por su puesto no se considera los reactivos de la flotación estándar, pues están fuera del control de la prueba.

3.1.2.2. *Reactivos para experimentos de laboratorio*

Para el caso de los experimentos de **laboratorio**, se utilizan los siguientes reactivos:

- Agua de Red Potable o de procesos, acondicionada al pH 10
- Sulfhidrato de Sodio (NaHS) diluido al 10 % P/V
- Cal Apagada
- Planillas de Control
- Colector Primario
- Colector Secundario
- Espumantes
- Colector en avance

Estos últimos cuatro reactivos son detallados en la sección 3.3.2, en la página 107.

3.1.2.3. *Reactivos para técnicas de análisis químico de muestras de laboratorio*

En la Tabla 3.2 se detallan los reactivos a utilizar para los análisis químicos de las muestras de laboratorio. Las técnicas de análisis químicos se listan a continuación:

1. Determinación de cobre y hierro por EAA en minerales de cobre.
2. Determinación de cobre y hierro soluble por EAA en minerales de cobre.
3. Determinación de cobre por yodometría en concentrado de cobre.
4. Determinación de hierro método MEL por EAA en concentrados de cobre.

Tabla 3.2. Reactivos para técnicas de análisis químico de muestras de laboratorio.

Método	(1) Cu-Fe EAA	(2) CuFeOx EAA	(3) Cu Yodo Conc.	(4) Fe-MEL Conc.
Reactivos	Ácido Nítrico (1.19 $\left[\frac{Kg}{L}\right]$; 65% $\frac{m}{m}$)	Ácido Nítrico al 99%	Agua desionizada	Ácido Nítrico (1.19 $\left[\frac{Kg}{L}\right]$; 65% $\frac{m}{m}$)
	Ácido Clorhídrico (1.19 $\left[\frac{Kg}{L}\right]$; 37% $\frac{m}{m}$)	Ácido Sulfúrico (1.84 $\left[\frac{Kg}{L}\right]$; 95% $\frac{m}{m}$)	Ácido Nítrico (1.19 $\left[\frac{Kg}{L}\right]$; 65% $\frac{m}{m}$)	Ácido Clorhídrico (1.19 $\left[\frac{Kg}{L}\right]$; 37% $\frac{m}{m}$)
	Ácido Perclórico (1.67 $\left[\frac{Kg}{L}\right]$; 70% $\frac{m}{m}$)		Ácido Perclórico (1.67 $\left[\frac{Kg}{L}\right]$; 70% $\frac{m}{m}$)	Sulfato de sodio anhidrido
	Ácido Sulfúrico (1.84 $\left[\frac{Kg}{L}\right]$; 95% $\frac{m}{m}$)		Hidróxido de amonio (0.91 $\left[\frac{Kg}{L}\right]$; 25% $\frac{m}{m}$)	
			Bifluoruro de amonio	
			Ácido acético glacial (1.05 $\left[\frac{Kg}{L}\right]$; 100% $\frac{m}{m}$)	
			Yoduro de potasio	
			Tiosulfato de sodio penta hidratado	
			Almidón	
			Tiocianato de amonio	

3.1.3. MINERALES DE COBRE

3.1.3.1. *Minerales para pruebas experimentales de planta*

De acuerdo a la información proporcionada por Minera Escondida, los días en que se logró realizar las **pruebas experimentales en la planta**, la mayor parte del mineral, ingresaba desde los sectores N5 (alto en calcosina) y S3C (alto en pirita). Dado a que no es relevante para este trabajo describir detalladamente las características mineralógicas de cada uno de los sectores de la mina, sólo se presentará información, para PCLC y PCLS, de los porcentajes en peso de pirita (Py), calcosina (Cc), calcopirita (Cp) y covelina

(Cv). Esta información se presenta para PCLC en la Figura 3.1 y para la PCLS, en la Figura 3.3. Adicionalmente, se entrega información relevante para la alimentación los días en que se realizó pruebas de planta, como lo son la ley de cabeza de cobre, la razón Cu/Fe y la concentración de arsénico en el mineral. Esta información se presenta en la Figura 3.2 para la PCLC y en la Figura 3.4 para la PCLS.

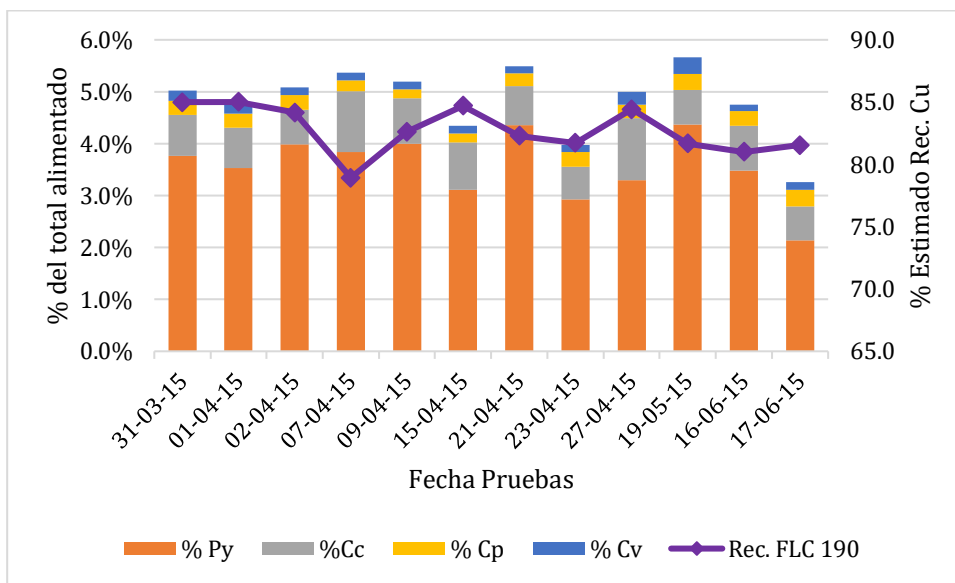


Figura 3.1. Mineralogía Alimentación PCLC.

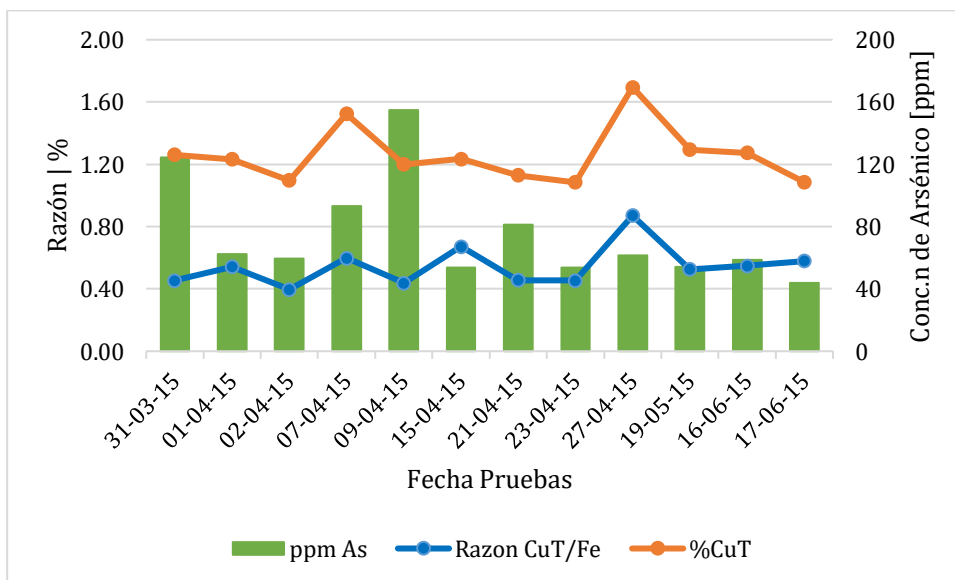


Figura 3.2. Información relevante alimentación PCLC.

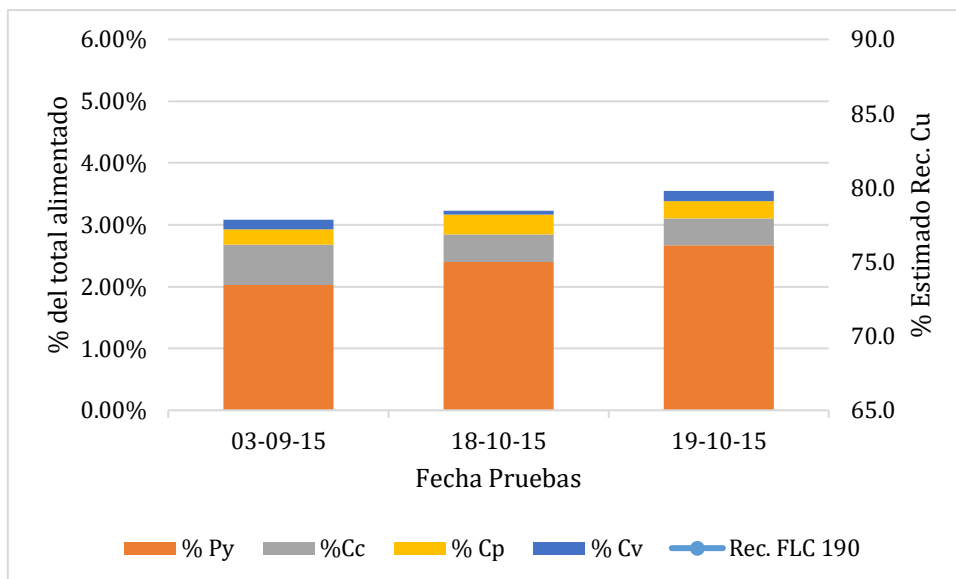


Figura 3.3. Mineralogía alimentación PCLS.³

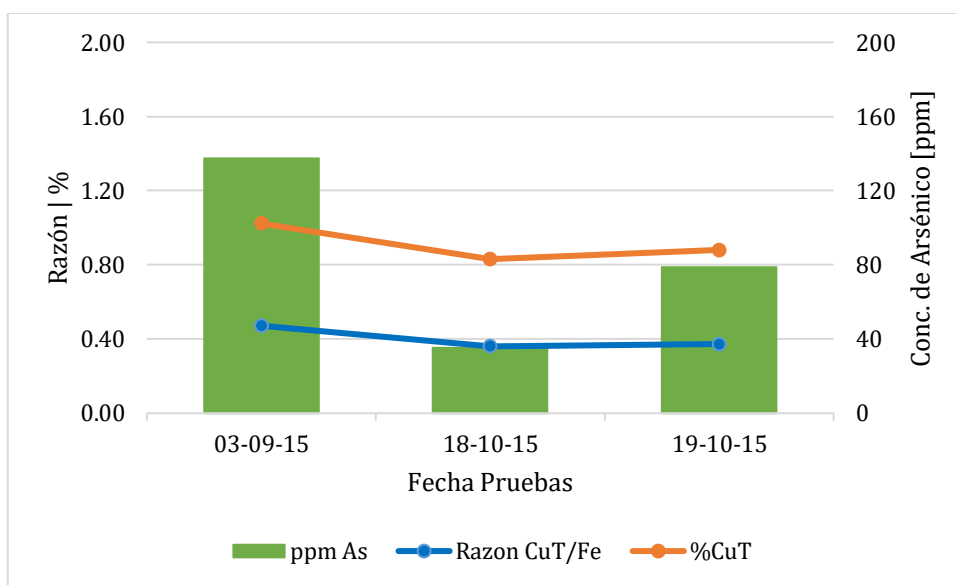


Figura 3.4. Información relevante alimentación PCLS.

³ La recuperación estimada de cobre no está disponible para LS debido a razones que se desconocen, aunque es probablemente por falta de información de laboratorio de nuevos minerales que ingresan.

3.1.3.2. *Minerales para pruebas de laboratorio*

Para el caso de las **pruebas de laboratorio**, los experimentos se llevaron a cabo con minerales de dos tipos, uno de conocida baja recuperación, llamado “Sur 3 C” (S3C) del Banco 2845, y uno de conocido buen rendimiento, llamado “Norte 5” (N5) del Banco 2900.

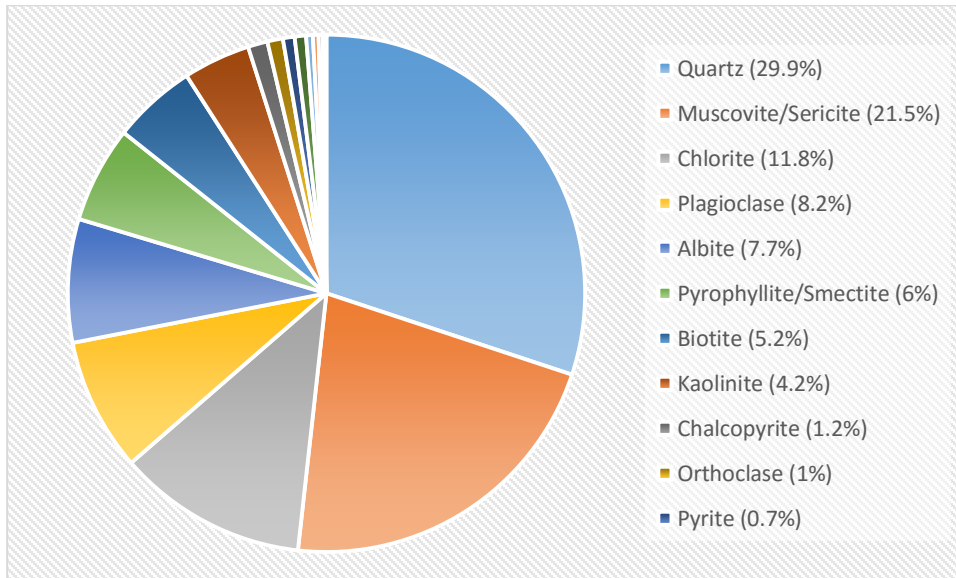


Figura 3.5. Distribución de minerales de cobre y ganga en mineral S3C.

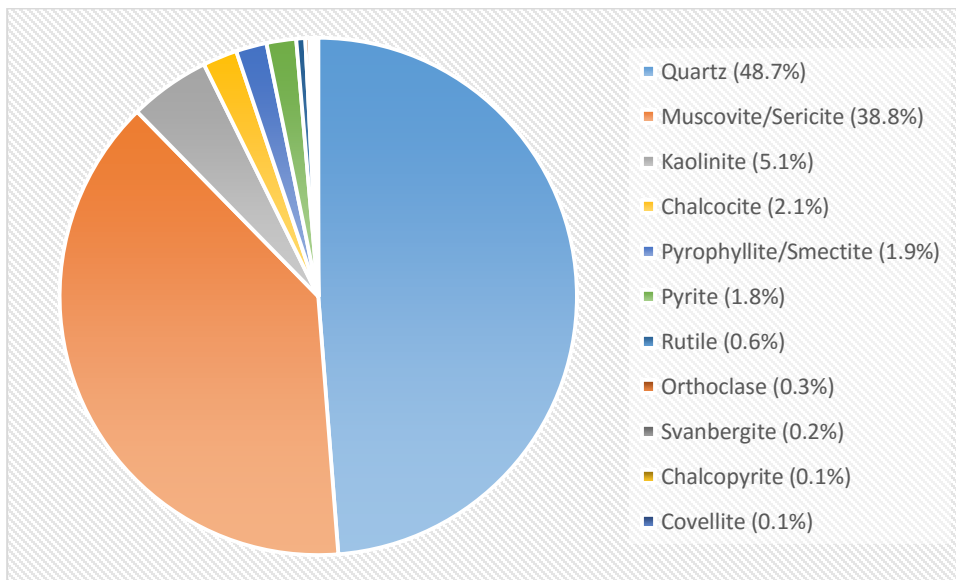


Figura 3.6. Distribución de minerales de cobre y ganga en mineral N5.

A través de un análisis QemScan, se obtuvo información de las especies mineralógicas que participarían de estos experimentos. Se ha graficado, en forma de torta, la información proporcionada por este microscopio de barrido, como porcentajes en masa de los minerales que componen la muestra, en la Figura 3.5 para el S3C y en la Figura 3.6 para el N5.

Se observa en ambos casos que el mayor porcentaje se lo lleva el cuarzo, como es habitual en pórfidos de cobre. La gran diferencia que se observa entre ambos minerales, es la cantidad de cobre que poseen, de acuerdo al mineral. En el S3C (Figura 3.5), el primer mineral de cobre que aparece (dado que los datos están ordenados de mayor a menor), es la calcopirita (CuFeS_2) con un 1.2%, mientras que, para el N5 el mineral de cobre predominante es la calcosina (Cu_2S) con un 2.1%. Es relevante destacar que los porcentajes de cobre (dada la estructura química) es mucho mayor en la calcosina que en la calcopirita. En los siguientes párrafos se entrega información de los minerales de cobre en detalle para cada una de las muestras.

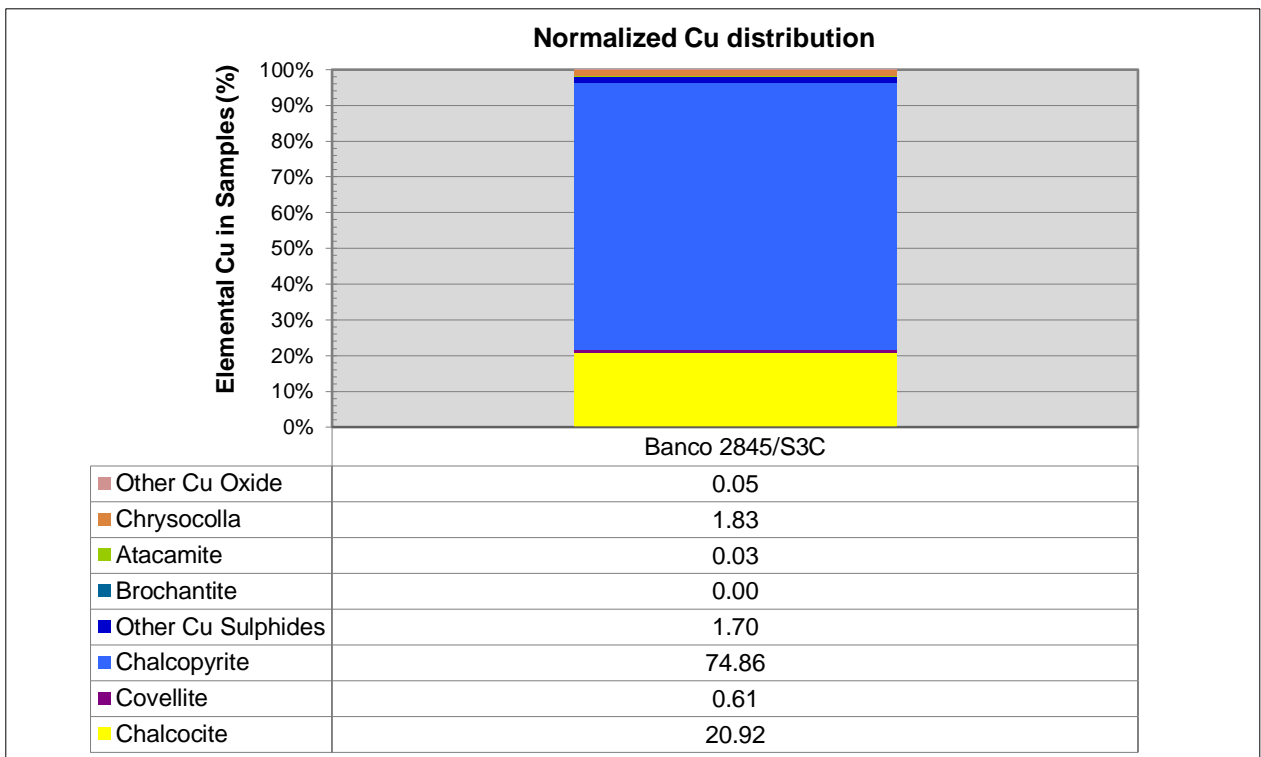


Figura 3.7. Distribución normalizada de minerales sulfuro de cobre de muestra S3C.

La Figura 3.7 y la Figura 3.8 son el resultado parcial de un análisis QemScan⁴ realizado por laboratorios SGS en Santiago de Chile. En ambas figuras se muestra una distribución normalizada de los principales minerales sulfuro de cobre presentes en una muestra del mineral con la que se realizó los experimentos.

Es necesario hacer la observación de que en el Mineral S3C, la ley total de cobre es de 0.56%, mientras que, para el N5 es de 1.78%. En base a estos valores, se normalizan respecto al cobre, los datos y se observa que los porcentajes de calcosina son enormemente más grandes para el N5, mientras que la calcopirita tiene mayor porcentaje en el caso del S3C.

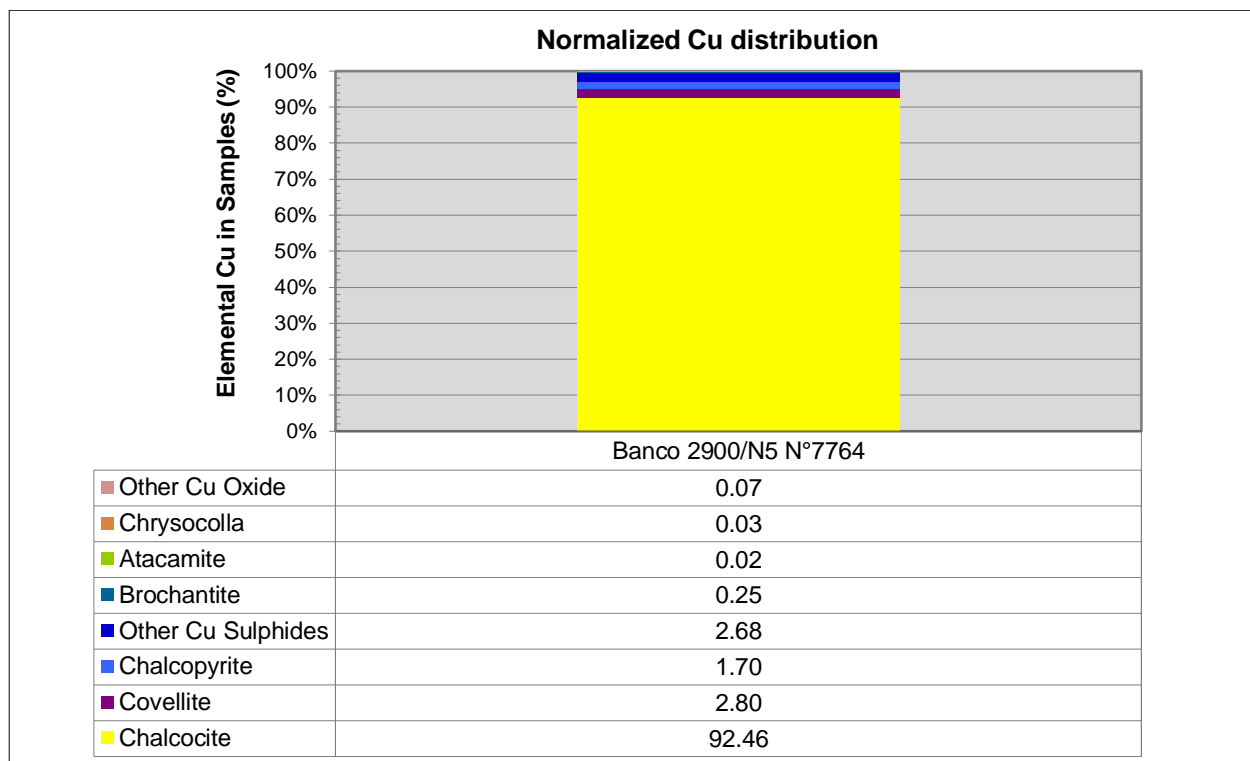


Figura 3.8. Distribución normalizada de minerales sulfuro de cobre de muestra N5.

En el Anexo 6.10 y 6.11 (páginas 184 y 195) se detallan aspectos más profundos del análisis QemScan, respecto a sulfuros de cobre liberados y asociados.

⁴ QEMSCAN es el acrónimo inglés de Evaluación Cuantitativa de Materiales mediante Microscopio Electrónico de Barrido, un sistema que difiere de los sistemas de análisis de imágenes en que está configurado para medir la variabilidad mineralógica basándose en la química a escala micrométrica.

3.2. EQUIPAMIENTO Y TÉCNICAS INSTRUMENTALES

3.2.1. PRUEBAS EN PLANTA DE FLOTACIÓN INDUSTRIAL

Son principalmente 4 los equipos (e instrumentos) a utilizar en una prueba en planta:

- Sistema de iso-contenedor para los reactivos en la prueba.
- Bomba de dosificación de reactivos.
- Cronometro.
- Probeta de 1 [L].

Se debe considerar también las celdas estándar de flotación, que no se enlistan pues ya son parte de la operación.

En la Figura 3.9 se presenta una foto con la instalación que se utilizó en la PCLC para las pruebas en planta. Dado que existían 8 filas de celdas, se tenía 4 bins de 1 [m³] cada uno, donde un bin alimentaba dos filas a la vez. El caso de PCLS es diferente, pues esta planta ya cuenta con líneas instaladas para la adición de reactivos en avance.



Figura 3.9. Instalación en PCLC para la adición de reactivo en avance.

3.2.1.1. Circuitos de Flotación y Celdas

Los circuitos de flotación han sido abarcados en extenso, para Los Colorados y Laguna Seca en la sección 2.4.5.1 y 2.4.5.2 (páginas 39 y 41 respectivamente).

Respecto a las celdas de los circuitos *Rougher*; en el caso de PCLC, se utilizan 80 celdas Outokumpu de 100 [m^3] cada una, arregladas en 8 filas, en 4 bancos de 2 – 2 – 3 – 3 celdas. Su sistema de presión de aire es de 5 [psi], con una potencia de 150 [HP]. El tiempo de residencia promedio *Rougher* varía entre los 28 y 36 [min]. De acuerdo a información proporcionada por Metalurgista de Planta [43] y operadores de turno, estas celdas, dado su extenso uso, presentan algunas pequeñas falencias en el modo de operar, por sobre todo en el ingreso de aire, pues ocurría con frecuencia el *embancamiento* de las líneas de ingreso de aire y dardos.

Para el caso de la PCLS, son 72 celdas autoaspirantes, marca Wemco de 160 [m^3], con un diámetro aproximado de 6.8 [m]. Éstas se ordenan en 8 filas con 7 bancos cada una de 1 – 1 – 1 – 1 – 2 – 2 – 1 celdas. La principal desventaja de estas celdas, es que la celda no puede “apurarse” como en el caso de la PCLC, y en el caso que las celdas se *hundán*, hay un grado de libertad menos para manipular el rebose de éstas. El tiempo de residencia promedio *Rougher* varía entre los 32 y 40 [min]. En la Figura 3.10 se presenta un esquema de una celda Wemco de 160 [m^3] y en la Tabla 3.3 se presentan algunas especificaciones generales de las celdas en cuanto a dimensiones.

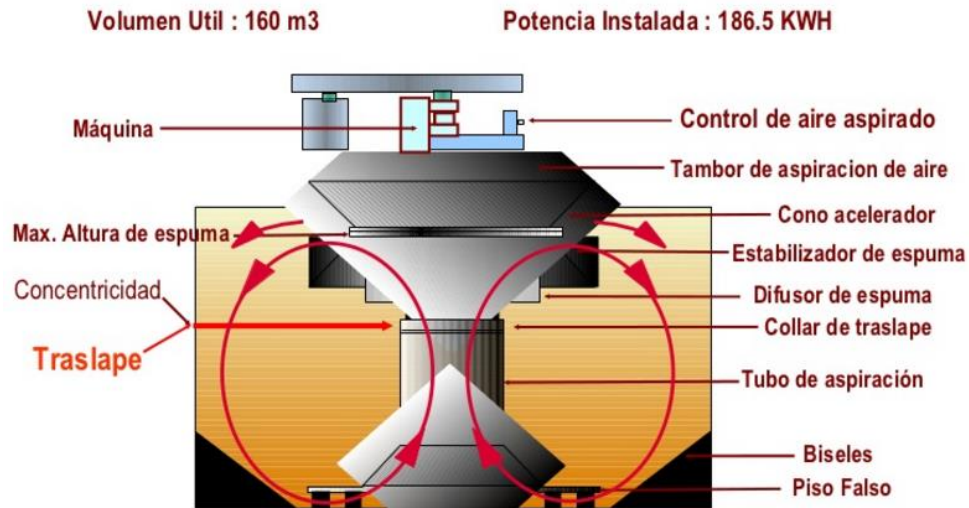


Figura 3.10. Diagrama Celda 160 [m³] PCLS. [44]

Tabla 3.3. Especificaciones de celdas PCLS y PCLC.⁵

MODELO	UNIDAD	E100 (LC-Ro)	E160(LS-Ro)	E300(LC-RoPIP)
Volumen Nominal	[m ³]	100	160	300
Diámetro Tanque	[m]	6	6.8	8
Altura Labio	[m]	4.2	5	6.6
Largo Labio	[m]	16.3	19	22
Largo Labio Máximo	[m]	46	53	64
Área Espuma Normal	[m ²]	20.5	27.1	37.4
Área Espuma Máxima	[m ²]	27.5	35.2	49
Aire Alimentación Max	[m ³ /min]	25	32	45
Motor típico	[KW]	110	160	250
Poder Operativo Especifico típico	[KW/m ³]	0.84	0.83	0.69

3.2.1.2. Sondas Amdel

El sistema Amdel de Análisis En Corrientes (In-Stream Analysis, ISA), provee análisis de metales clave y densidades de pulpa en tiempo real, continuo o intermitente, para el control en las plantas de procesamiento de minerales.

El sistema ISA Amdel permite leer hasta 8 elementos en cada corriente con sondas dedicadas, las que proveen tiempos de actualización de 1 [min], mientras que el sistema

⁵ El modelo e100 y e300 corresponden a celdas de Los Colorados para la planta Rougher convencional y la expansión PIP, respectivamente. El modelo e160 corresponde a las celdas de Laguna Seca.

de análisis multi-corrientes (MSA), puede ser usado para medir tres o más corrientes, con solo una sonda.

Las sondas de un sistema ISA Amdel usa radio-isótopos de fluorescencia X (XRF), y métodos de absorción de rayos gamma, desarrollados en Australia por *Commonwealth Scientific Industrial Research Organisation (CSIRO) Division of Mineral Engineering*, alrededor de 1970.

Un sistema ISA se compone generalmente de: Sondas de análisis, Analizador de señal electrónica, Convertidores para interfase del usuario (Equipo ISA en planta a Computador), Computador con interfaz para usuario e Impresora para reportes.

Existen dos tipos de probetas de análisis, las cuales, deben estar inmersas en una zona de pulpa de buena mezcla y relativamente libre de aire:

- Sonda de único elemento (SEP). Permite leer cobre, plomo, cinc, estaño, níquel, hierro, etc., donde la concentración del metal debe ser mayor a 0.2%. Usa un detector de centelleo (cristal de NaI). (Ver Figura 3.11)
- Sonda multi-elementos (MEP). Tiene mayor sensibilidad y selectividad que la SEP y es capaz de medir hasta 8 elementos en la pulpa a la vez. Su aplicación se prefiere para corrientes de colas donde más de dos elementos se puedan medir, la concentración de los metales sea menor a 0.2% o haya elementos que interfieran en la medición de sondas SEP. Usa un detector Si(Li) de rayos X de estado sólido.
- Las zonas de análisis son especialmente diseñadas por Amdel para desairar y mezclar homogéneamente la pulpa a medida que ingresa a la sonda. El diseño para cada corriente, toma en cuenta el flujo, el tamaño de partícula y la aireación del compuesto acuoso (cola, pulpa, concentrado), y las condiciones particulares de la planta.
- La exactitud (esperada y garantizada) del sistema ISA, son dados por el proveedor en términos del error relativo, de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$\text{Error Relativo (\%)} = \frac{(\text{Desviación Estándar})}{\text{Prom. Ensayo Lab.}} \times 100 \quad 3.1$$

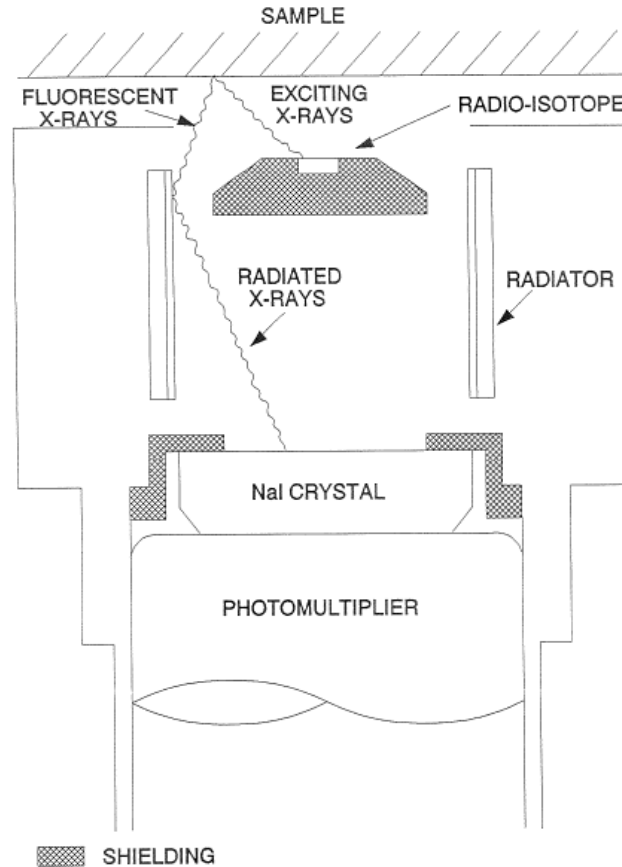


Figura 3.11. SEP: interacción con rayos X. [45]

La desviación estándar (RMS) es la diferencia *absoluta* entre la medición ISA y el ensayo de laboratorio para un set de pruebas, de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$\text{Desviación RMS} = \left[\sum_{i=1}^N \frac{(x_i - y_i)^2}{N - B - 1} \right]^{\frac{1}{2}} \quad 3.2$$

Dónde N es el número de muestras, x_i es el ensayo de laboratorio de la muestra i , y_i es el ensayo del instrumento de la muestra i usando la ecuación de calibración y B es el número de coeficientes en la función de regresión.

La desviación RMS incluye contribuciones de error de la muestra, de la preparación de la muestra y del ensayo de laboratorio. La exactitud esperada del sistema ISA se detalla en la Tabla 3.4.

Tabla 3.4. Extactitudes esperadas para el sistema ISA.

Rango de Ensayo (% Metal en la pulpa)	% Error Típico MEP	% Error Típico SEP
0.05 – 0.2	4 – 6	---
0.2 – 1.0	3 – 5	5 – 8
1.0 – 10.0	2 – 4	2 – 5
10.0 – 80.0	1 – 2	1 – 2

3.2.2. EXPERIMENTOS DE LABORATORIO

3.2.2.1. Instrumentación y equipos para pruebas de Flotación Batch

A continuación, se lista en detalle los equipos e instrumentos utilizados para llevar a cabo las pruebas de flotación batch en laboratorio:

- Equipo de Flotación Denver Mod. 533000 D-12 (Svedala, Hebro) METSO
- Espátulas plásticas Estándar (Ver Figura 3.13)
- Celda de flotación Estándar (Ver Figura 3.13)
- Flujómetro de Aire AALBORG GFM171 (Rango flujo de aire de 0 a 15 [L/min].)
- Balanza Sartorius sensibilidad $\pm 0,1$ [mg]
- Timer Gra Lab Modelo 171
- Medidor de gases Sulhídricos
- pH-metro Marca Schott (Electrodos pH-Redox)
- Medidor de Potencial (mV) marca Schott
- Filtro Neumático
- Horno

La Figura 3.12 muestra la instalación completa de equipos e instrumentos para las pruebas de reactivo en avance.

Además, se incluyen imágenes y dimensiones de la paleta de remoción de concentrado y la celda de flotación estándar en la Figura 3.13.



Figura 3.12. Instalación completa en pruebas de reactivo en avance.

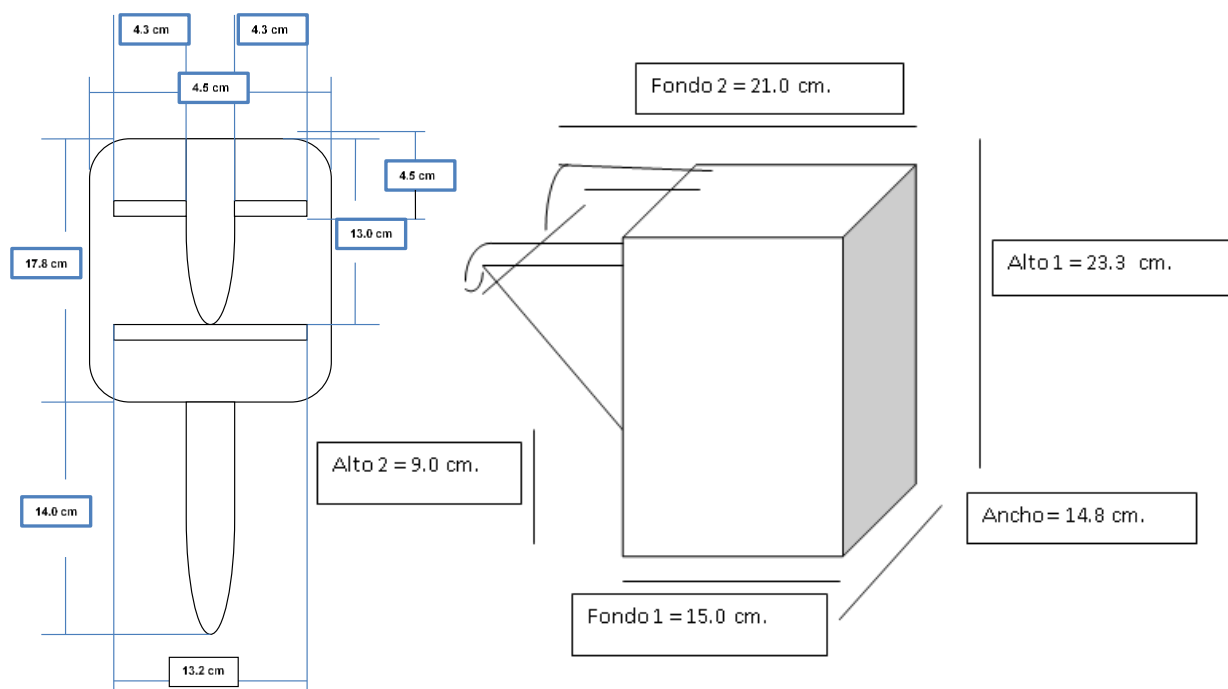


Figura 3.13. Dimensiones de paleta y celda de flotación estándar. [46]

3.2.2.2. *Instrumentación y equipos para análisis químico de muestras de laboratorio*

Para el análisis químico que se lleva a cabo en los experimentos de laboratorio, son cuatro las técnicas que se utilizan:

1. Determinación de cobre y hierro por EAA en minerales de cobre.
2. Determinación de cobre y hierro soluble por EAA en minerales de cobre.
3. Determinación de cobre por yodometría en concentrado de cobre.
4. Determinación de hierro método MEL por EAA en concentrados de cobre.

Los equipos utilizados en las cuatro técnicas anteriores son:

- Balanza analítica, sensibilidad 0.1 [mg].
- Equipo de Absorción Atómica (EAA).
- Agitador orbital provisto de timer y cuenta-revoluciones (sólo técnica 2).

3.3. **METODOLOGÍA EXPERIMENTAL**

3.3.1. METODOLOGÍA EXPERIMENTAL PARA PRUEBAS INDUSTRIALES

- El personal que efectuará esta labor debe tener la correspondiente autorización de ingreso a la planta, y usar en todo momento su equipo de protección personal requerido
- Se informa a metalurgista de turno y sala de control sobre las personas que participan en esta actividad y se solicita autorización al dueño del área para ingreso al sector.
- El supervisor Grupo SGS CIMM o encargado de la prueba de Reactivo, se debe asegurar que el personal involucrado conozca a cabalidad el procedimiento de adición de reactivo en avance. La persona encargada de la prueba de reactivo, realiza primero una inspección del área donde se realizará prueba de reactivo, con el objeto de verificar existencia de condiciones inseguras, trabajos en el área y otros, realizando el *Toma 5* respectivo y revisando los instructivos de *MRM Safety* correspondiente.

- Se chequea que los equipos y materiales estén en buenas condiciones y que sean los apropiados, asegurándose que el iso-contenedor (bin) tenga una entrada de aire en la parte superior (abrir tapa), para que no se contraiga el iso-contenedor.
- Antes de realizar la adición de reactivo, se toma muestra de los iso-contenedores y se realiza control de calidad de los reactivos. Además, se debe revisar la posición de la manguerilla, con el objetivo de evitar que el reactivo caiga sobre la espuma.
- Se pide una última confirmación a sala de control para dar inicio de la prueba. En una primera fase, se dosifica el reactivo de estudio con un 50% de la dosificación total propuesta, es decir, 5 [g/ton]. Este valor se debe chequear utilizando la probeta y midiendo el volumen de reactivo que debe fluir en un minuto, de acuerdo al tonelaje de tratamiento que se procesa en el momento de la prueba.

Los Colorados - 17 de Marzo, 2015
Dosis Reactivo en Avance: 0 gpt
Inicio Adición, Fila 5 - 14:05 hrs.

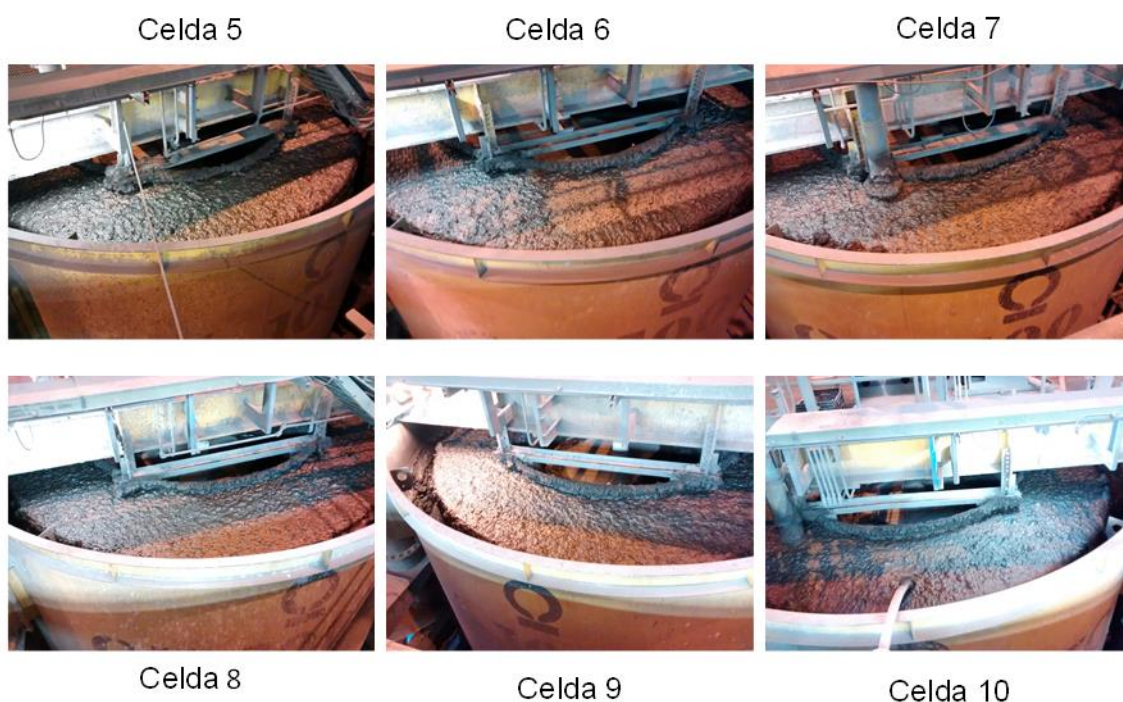


Figura 3.14. Previo a una adición de reactivo en avance.

- Se procede a realizar la tarea asegurando que las válvulas estén abiertas, luego se regula el flujo de reactivo con el dispositivo de control de flujo (la bomba de desplazamiento positivo, para el caso de PCLC y el cajón dosificador para el caso de PCLS), hasta obtener la dosificación específica de la prueba, acordada con el metalurgista de planta e informada a sala de control; se debe verificar que no exista filtración, de lo contrario detener y dar aviso.
- Al transcurrir un tiempo pre acordado, se adiciona al 100% el reactivo en estudio, es decir 10 [g/ton].
- Durante el turno de día, el Metalurgista de la planta será el responsable del control de la prueba, y cualquier cambio en la condición de la planta, se debe informar al personal de control de reactivo, para el cambio en la dosificación (aumento o disminución) o finalización de la prueba.
- Los controles regulares se realizan cada 1 hora, donde se pide información del tonelaje a la sala de control o al metalurgista de planta, confirmando la dosificación a utilizar.
- Para retornar a la condición estándar, se debe desarrollar el proceso en forma inversa.
- Una vez terminada la adición de reactivo en estudio después de 7 horas, se deben cerrar las válvulas de los iso-contenedores. Se debe asegurar que el sistema de adición de reactivo este sin flujo, para finalmente limpiar el sistema y luego detener bomba (procurando desconectar el enchufe de la bomba).

A pesar de constantes esfuerzos, no fue posible recuperar mucha información respecto al comportamiento de la PCLS, debido a dificultades operacionales del momento por diferentes motivos. La mayor parte de la información recolectada es de la PCLC donde se logró recuperar información útil en 12 pruebas de adición de reactivo en avance.

En PCLS se realizó algunos muestreos cinéticos cuyos resultados se presentarán en el siguiente capítulo.

La metodología experimental utilizada para el muestreo cinético fue la siguiente:

- El Supervisor y/o Técnico Metalúrgico en conjunto con el personal que esté involucrado en la toma de muestra, si lo hubiese, realizan primero una inspección del área donde se realizará el Muestreo con el objeto de verificar la existencia de condiciones inseguras, trabajos en el área y otros.
- El Supervisor que solicita la tarea o su reemplazante designado dicta una charla de seguridad a todo el personal que participará en el trabajo, indicando las condiciones del terreno y asegurándose que todo el personal involucrado conozca a cabalidad el presente procedimiento.
- El personal debe realizar Toma 5 correspondiente antes de realizar cualquier actividad y nuevamente si la condición inicial cambia.
- Se chequea que los equipos y materiales estén en buenas condiciones y que sean los apropiados.
- Una vez realizados los puntos anteriores se procede a realizar el muestreo.
- Antes de ingresar al área se verifica que el analizador de gases sulfhídrico este registrando una lectura menor de 5ppm, si ello es así se puede ingresar al área, en caso contrario se abandona el área o no se ingresa.
- Ubicarse en la cabecera de la fila a muestrear, se debe amarrar cortador.
- Tomar incrementos de muestras en el balde que permitan realizar una flotación a nivel de laboratorio y además debe alcanzar para realizar análisis posteriores (análisis granulométrico – análisis químico – etc.)
- Mantener el área despejada y limpia antes de abandonarla.
- Se toma ubicación sobre la celda a muestrear, se amarra cortador especial para tomar muestra de concentrado en celda y se utiliza barbiquejo durante todo el muestreo.
- Tomar de 2 incrementos, estos incrementos van a depender de la condición de operación durante el muestreo. Se debe cronometrar el tiempo de corte de muestra, el tiempo total es de 3:20 minutos
- El primer incremento se cronometra hasta que el cortador de muestra este por llenarse, luego el segundo de igual forma y se continúa tomando el tiempo (el tiempo se cronometra cuando empieza a caer pulpa al cortador hasta que se retira continuando de la misma forma para el segundo corte).

Los Colorados - 17 de Marzo, 2015
 Dosis Reactivo en Avance: 5 gpt
 Tiempo adición: 1h 30min, Fila 5 - 15:30 hrs.

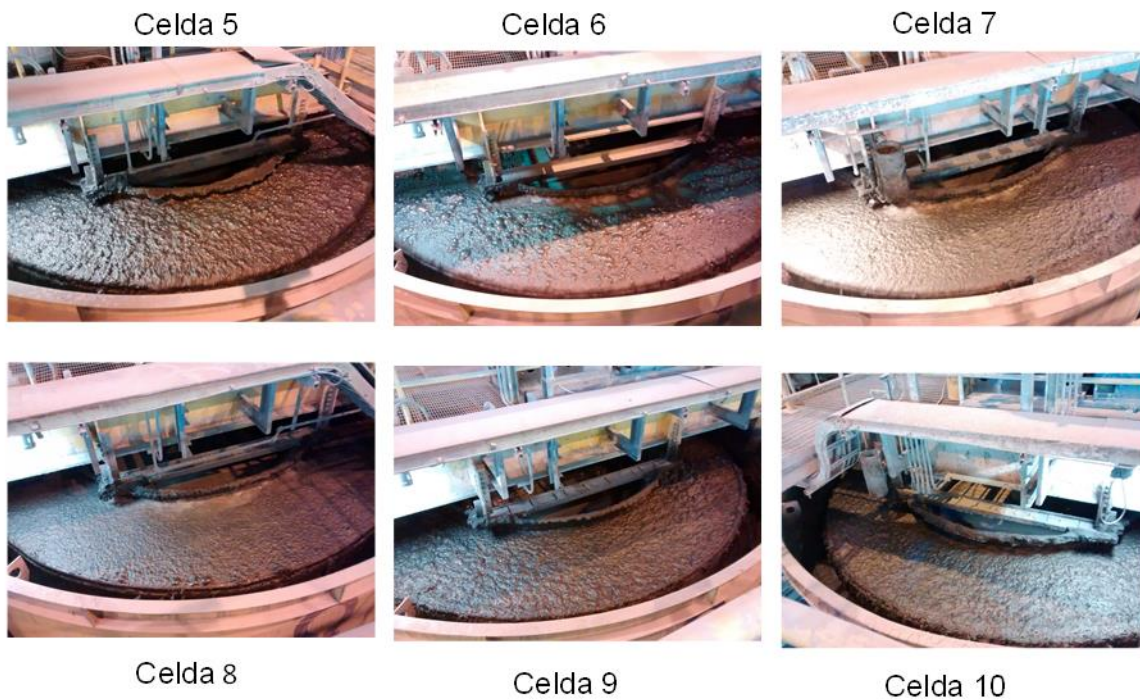


Figura 3.15. Adición preevaluación reactivo en avance luego de 90 [min] de iniciada la adición a 5 [g/ton].

- Si el rebose de pulpa es reducido se debe dejar hasta que termine los 3 minutos.
- Se continua el muestreo de la misma forma en celda siguiente hasta que se terminen la celda del banco #1.
- Terminado el muestreo de celda del primer banco se debe tomar la muestra de la cola del banco, posteriormente se debe continuar con las celdas del banco siguiente, aunque que este paso en la práctica no se pudo llevar a cabo.
- Esto se repite hasta que se realiza el muestreo del banco de celda # 4.
- Se toma la muestra con cortador de profundidad de 6 [m].
- Se tomará la muestra de concentrado del banco al mismo tiempo que la cola,
- Este proceso se realiza para cada banco a muestrear.

3.3.2. METODOLOGÍA EXPERIMENTAL PARA PRUEBAS DE LABORATORIO

3.3.2.1. Antecedentes generales

Se lleva a cabo, en total, 93 experimentos de laboratorio bajo diferentes condiciones, variando mineral de alimentación (N5 y S3C), dosificación de espumante en diferentes razones (25 y 40 [g/ton]), reactivo en avance utilizado (Colector A y Colector B), dosis de reactivo en avance (5 y 10 [g/ton]) y tiempo de adición del reactivo en avance (2 y 5 [min]). En la Figura 3.16 se presenta un resumen con las variables con las que se trabajó en dos niveles cada una.

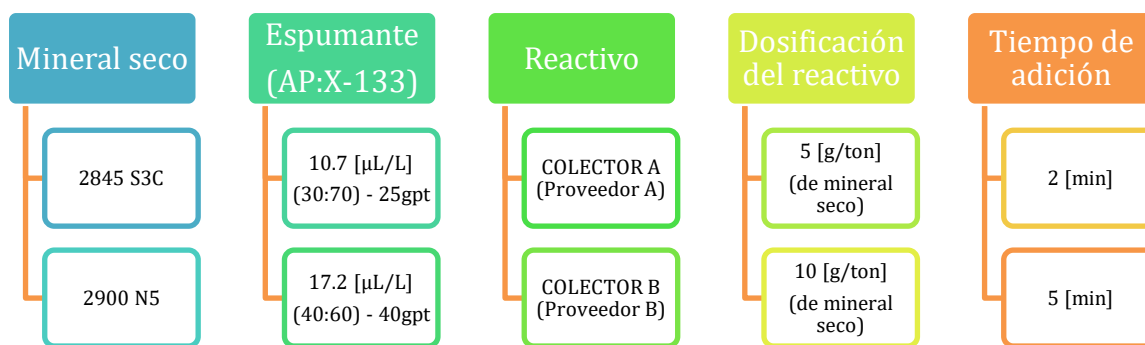


Figura 3.16. Tratamientos de las variables independientes (2 niveles).

En el Anexo 6.10, Diseño de Experimentos, página 197, se presenta una tabla resumen con todos los experimentos realizados y las condiciones bajo las cuáles se llevaron a cabo. Además, en las páginas siguientes los resultados en bruto obtenidos.

Se determina las leyes (%) de cobre (Cu) y hierro (Fe) en la alimentación y concentrado durante la prueba cinética de flotación por cada muestra de concentrado obtenida durante el test, de acuerdo al estándar MEL, para con estos datos, evaluar recuperaciones y selectividad.

Dentro de los factores de ruidos, se tiene:

- Cantidad de arcillas
- % de minerales porfídicos y andesíticos
- % de calcosina, covelina, calcopirita etc. (mineralogía)
- Distribución granulométrica una vez molido el mineral.

Dentro de las variables de bloqueo que se utilizan, se tiene las condiciones bajo las cuales se preparan las muestras según el estándar MEL, es decir:

Para la pulpa, se requiere que esta se prepare bajo las siguientes condiciones:

- Colector Primario a 33 [*g/ton*]
- Colector Secundario a 7 [*g/ton*]
- Mezclas de espumantes X133 : AceitePino = 70:30 y 60:40 a 25 y 40 [*g/ton*], respectivamente, equivalente a 10.7 [$\mu\text{L/L}$] y 17.2 [$\mu\text{L/L}$].
- pH = 10
- NaHS al 10% *P/V*, a una dosificación de 100 [*g/ton*].
- Los concentrados se obtendrán a los minutos 1, 2, 5, 12 y 15 [*min*].

Además, se debe considerar lo siguiente:

- 30% de sólidos en la pulpa.
- Se utiliza agua de proceso en cada prueba.
- La adición de colector en avance, ya sea en el minuto 2 o 5, **debe** ser dentro de la pulpa y por ningún motivo sobre la espuma concentrado, introduciendo tanto como sea posible la micropipeta.
- Una vez que se adicione el reactivo en avance a los minutos 2 o 5, inmediatamente después se debe recuperar la espuma concentrado, debido a coincidencia con el estándar MEL.
- No se debe cortar el aire para adicionar el reactivo (no se le debe dar tiempo de acondicionamiento).
- Aquellas pruebas que no tengan reactivo en avance, se deben realizar bajo el estándar MEL, dentro de lo que las condiciones permitan, para minerales de bajo desempeño.
- Se mide y registra el Potencial RedOx y pH en todo momento durante la prueba.
- Más detalles se pueden revisar en la Tabla 6.10 en el apartado Anexos (p. 197).

Un punto importante a destacar en el desarrollo de las pruebas de laboratorio, es que de acuerdo a los estándares MEL y GeoMet de pruebas batch de flotación, el aire se debe ir aumentando a medida que transcurre la prueba, de modo que se asegure la recuperación másica de concentrado, y así poder obtener información factible de ser

analizada químicamente. Por otro lado, el objetivo de este aumento de aire radica en un consenso adoptado con el objetivo de intentar *imitar*, en la medida de lo posible, lo que ocurre en la planta, pues el J_g aumenta progresivamente a medida que se avanza por las celdas de flotación Rougher. En la Figura 3.17 se presenta un gráfico que muestra los flujos de aire para los minerales S3C y N5 con que se realizaron los experimentos.

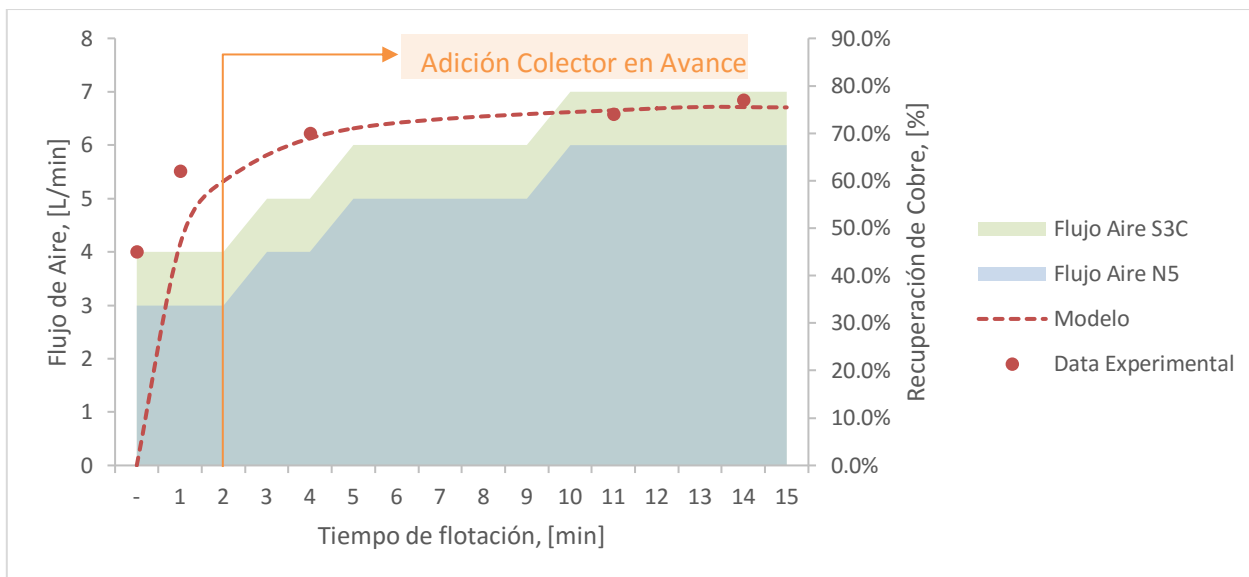


Figura 3.17. Flujos de aire en pruebas de laboratorio para S3C y N5.

3.3.2.2. Procedimiento para experimentos de laboratorio

- Se determina el tiempo de molienda (t) para alcanzar una granulometría de alimentación de 30 % +100 # Tyler. Además, se determina la masa de cal (M) necesaria para alcanzar un pH=10 en la pulpa de alimentación.
- Depositar en el molino una carga mineral de 1135 [g], agregar 1135 [mL] de agua y M [g] de cal. Enseguida se agrega los reactivos de acuerdo a la siguiente tabla: (posteriormente cerrar el molino y proporcionar el tiempo de molienda determinado).
- Se deposita en la celda, la muestra producto de molienda. Luego se levanta el rotor con manilla para colocar celda y posteriormente se baja para enrasar con agua hasta la marca previamente establecida para 3061 [mL] de volumen efectivo (incluyendo rotor).

- Se desbloquea el enchufe de la celda y posteriormente se enciende el impeller y realizar medición de pH de la pulpa. Ajustar a pH=10 en caso de ser necesario, registrando los gramos de cal adicionados en Planilla de Control. Registrar el potencial REDOX.

Tabla 3.5. Dosificaciones de reactivos utilizados.

REACTIVO	DOSIFICACION (g/ton)
Colector Primario D - 101	33
Colector Secundario Xantato C 3430	7
Mezcla Espumantes X-133 y Aceite de pino (70:30 - 60:40)	25 - 40
NaHS	100

- Se ajusta timer a 15 [min].
- Se adiciona el Sulhidrato de Sodio (NaHS) al 10% P/V, a una dosificación de 100 [g/ton]. Registrar el potencial RedOx de inmediato.
- Acondicionar la pulpa por 30 [s], posteriormente abrir paso de aire y esperar que se estabilice la espuma, se considera 15 [s] desde que se establece el aire inicial para recién empezar a flotar la muestra.
- (Nota: Se debe esperar la condición de -90 [mV] para empezar a flotar y se registra el tiempo en que demoró en alcanzar esta condición⁶).

⁶ El estándar MEL dice que no se debe esperar el potencial -90mV, pero debido a la baja recuperación másica en concentrados S3C, se determina esperar esta condición para ambos minerales.



Figura 3.18. Adición de reactivos y acondicionamiento de pulpa (Flotación Lab).

- Se comienza la flotación con 3 [L/min] de aire y el aumento de la cantidad de aire durante la flotación se establece para los siguientes tiempos: a los 3 [min]. de flotación se sube a 4 [L/min], a los 5 [min]. a 5 [L/min] y a los 10 [min] se aumenta a 6 [L/min], de tal forma de mantener siempre una capa de espuma que permita ser retirada por medio del paleteo. El tiempo cero queda determinado cuando se produce el primer paleteo.⁷
- Es importante mantener, durante toda la prueba, un nivel de 3062 [mL] de pulpa lo que se logra mediante agua preparada a pH=10. Una marca de referencia y una piseta con agua a pH=10, serán una buena práctica para alcanzar este objetivo.
- Se hace un barrido de la espuma en toda la superficie de la celda con una frecuencia de 10 [s] los primeros 5 [min], luego se cambiará a una frecuencia de 15 [s] hasta el fin de la prueba.

⁷ El aire fue levemente incrementado cuando se realizaron las pruebas con S3C, debido al bajo desempeño de este mineral bajo el estándar MEL. Exactamente, se incrementó en 1 $\left[\frac{L}{min}\right]$ (Figura 3.17).

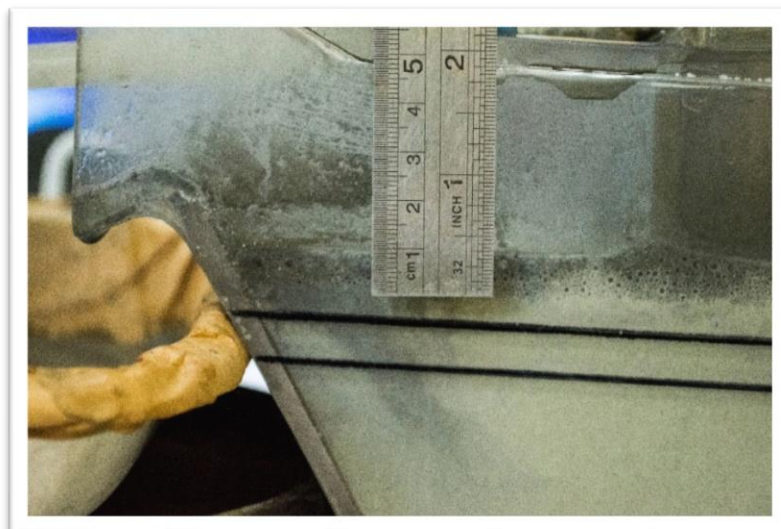


Figura 3.19. Altura de espuma en flotación con adición de reactivo en avance (S3C).

- En caso de pruebas de reactivo en avance, éste se adiciona al minuto 2 o 5 de iniciado el paleteo, sumergiendo tanto como sea posible la aguja de la micropipeta, idealmente, bajo el nivel de espuma.
- Al terminar el proceso de flotación se debe registrar potencial REDOX final y posteriormente apagar y se desenergiza la celda de flotación. Las muestras se filtran, secan y pesan.
- Enseguida preparar para análisis químico y determinar los elementos solicitados (cola y concentrado).

Para determinación de **cinética de flotación** se procede de la misma forma establecida anteriormente y los tiempos de obtención de concentrados son los siguientes:

- Primer Concentrado : 1 [min]
- Segundo Concentrado : 2 [min]
- Tercer Concentrado : 5 [min]
- Cuarto Concentrado : 12 [min]
- Quinto Concentrado : 15 [min]

En caso de derrame, se neutraliza con CHEMIZOL, se deposita en bolsa plástica, se sella y descartar en Jaula de Residuos peligrosos con FST correspondiente. Si es NaHS, se neutraliza primero con Lechada de Cal.

3.3.3. METODOLOGÍA EXPERIMENTAL DE TÉCNICAS DE LECTURA PARA LABORATORIO

Como ya se ha comentado anteriormente, existen cuatro técnicas de lectura de cobre y hierro para laboratorio. En anexos (p.184) se presenta el detalle del procedimiento de las técnicas de lectura que se listan a continuación:

1. Determinación de cobre y hierro por EAA en minerales de cobre.
2. Determinación de cobre y hierro soluble por EAA en minerales de cobre.
3. Determinación de cobre por yodometría (sin separación) en conc. de cobre.
4. Determinación de hierro método MEL por EAA en concentrados de cobre.

Para el reporte de resultados se considera lo siguiente, para cada una de las técnicas listadas anteriormente (en el mismo orden):

1. Los resultados se reportan para Cu en % y con dos decimales, mientras que para Fe en % con un decimal por sobre el 10% y dos decimales bajo el 10%.
2. Los resultados se reportan para Cu en % y con dos decimales, mientras que para Fe en % con un decimal por sobre el 10% y dos decimales bajo el 10%.
3. Para el reporte de resultados, éstos deben ser entregados en %. Los valores individuales deben ser calculados con tres decimales y el promedio de los duplicados se reporta con dos decimales.
4. Los resultados deberán ser reportados en % y con un decimal sobre un 10% de hierro, y con dos decimales bajo un 10% de hierro.

3.3.4. SEGURIDAD

Quienes estén realizando las **pruebas en planta industrial**, deben usar los siguientes implementos de seguridad:

- Tenida de Seguridad.
- Buzo de Papel o Buzo Piloto.
- Chaleco Reflectante.
- Guantes de quirúrgicos
- Protector Auditivo.
- Zapatos de Seguridad.
- Lentes de Seguridad Claros.
- Lava Ojos.
- Casco de Seguridad.
- Barbiquejo.
- Respirador con filtros para gases y vapores, si corresponde.
- Careta facial, si corresponde.

En el caso en que se esté adicionando reactivo en avance, es necesario portar, de manera obligatoria un medido de gases sulfhídricos.

Algunos riesgos asociados a las **pruebas de laboratorio** son:

- Irritación piel u ojos: Al trabajar con reactivos existe la probabilidad de que caiga a la piel o a los ojos.
- Proyección de: Pulpa a la cara y/o a los ojos.
- Atrapado por el eje de la máquina de flotación, por lo cuál no se debe introducir la mano con el eje funcionando nunca. Si la muestra de alimentación se toma desde la celda, se debe tomar por sifoneo. No introducir vaso.
- Golpeado por el eje de la máquina al caer, si se deja en posición arriba. Solo se debe subir para retirar la celda y dejarlo siempre abajo desenergizar al terminar la tarea.
- Emanación de gas sulfhidrato si no se realiza la preparación de acuerdo al procedimiento de NaHS.
- Derrame de reactivos. En caso de ocurrir algún derrame de reactivo se debe activar plan de emergencia.
- Derrame de pulpa. Avisar al supervisor, dar alarma de emergencia para activar plan de acción.

Son prácticas obligatorias, según el estándar MEL, cuando se está muestreando en planta:

- Usar EPP indicados en el procedimiento.
- Usar el procedimiento de trabajo.
- Realizar *Toma 5*.
- Usar medidor de gas sulfhídrico en preparación de NaSH (obligatorio) y durante test de Flotación, si supervisor lo estima conveniente.
- Asegurarse que Data Sheet de el o los reactivos existan.
- Chequear que los equipos y materiales estén en buenas condiciones y que sean los apropiados.
- Asegurarse de tener el área de trabajo limpio y ordenado antes de comenzar la tarea.

- Dejar limpio el área al finalizar la tarea.
- Verificar que el lavador de ojos este operativo y a no más de 50 [m] de dónde se realiza la adición.

3.4. REPRODUCIBILIDAD E INCERTIDUMBRE

En este capítulo se ha entregado información relevante sobre la exactitud y precisión con que se reportan resultados, tanto para pruebas de laboratorio como para pruebas industriales en planta, con lo que el lector tendrá una visión aproximada sobre las cifras significativas con que se debe tratar cada uno de los valores. (ver Capítulo Incertidumbre, distribución e intervalos de confianza, página 82).

CAPÍTULO 4. ANÁLISIS DE RESULTADOS EXPERIMENTALES

4.1. QUÉ SE ESPERA EN RELACIÓN A LA HIPÓTESIS

Es estrictamente necesario volver a revisar la hipótesis para dar comienzo a este capítulo.

Hipótesis:

El uso de un nuevo reactivo colector adicionado en avance en las celdas de Flotación Rougher permitirá aumentar la recuperación primaria en al menos un 0.6% (estadísticamente significativo) en las Concentradoras Los Colorados y Laguna Seca.

Dado que las pruebas se realizaron en laboratorio y en planta, es necesario establecer una relación entre los resultados que se obtengan en laboratorio, para *escalarlos* a la planta.

El Laboratorio Metalúrgico de las Concentradoras luego de intensivos trabajos logra establecer dos *factores de escalamiento*: [47]

- 95.26% para escalar la Rec. Rougher de Laboratorio a Rec. Rougher de planta
- 96.1% para obtener a través de la Rec. Cleaner y Rougher, la Rec. Global planta

De esta forma, si se tiene que la recuperación Rougher de laboratorio es de un 85.0%, entonces, el escalamiento a la recuperación Rougher de planta sería:

$$R_{RoPlanta} = 85.0\% \times 95.26\% = 81.0\% \quad 4.1$$

Por tanto, la Recuperación Global Estimada (RGE), sólo a partir de la recuperación de laboratorio sería:

$$RGE = 85.0\% \times 95.26\% \times 96.1\% = 77.8\% \quad 4.2$$

De acuerdo a esto, es que se requiere aumentar en 0.6% la recuperación Rougher mencionada en la hipótesis, pues a escala global, la recuperación global de la planta a aumentar bajo los requerimientos de Escondida 3.0 es de un 0.5%.

Por otro lado, se puede calcular la Recuperación Global de Planta de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$Rec_{GlobalPlanta} = \frac{Rec_{Ro} \times Rec_{Cleaner}}{100} \quad 4.3$$

Por lo tanto, si se estima una Recuperación Cleaner en 93.0%, la Recuperación Global sería:

$$Rec_{GlobalPlanta} = \frac{81.0 \times 93.0}{100} = 75.3\% \quad 4.4$$

Por supuesto, esto siempre bajo el supuesto de que la información está reconciliada y tiene significancia estadística.

Es de esperar que, tanto en experimentos de laboratorio como en las pruebas experimentales realizadas en planta, se observe, al adicionar el reactivo en avance, una mayor mineralización o carga de espuma y que, por consiguiente, aumente la recuperación másica y de cobre al final de la prueba en comparación a la recuperación inicial.

4.1.1. EXPERIMENTOS DE LABORATORIO

De acuerdo a lo ya mencionado en apartados anteriores, el colector en avance se adiciona a los 2 [min] o 5 [min] dependiendo de la prueba que se esté realizando. Éste se ha de adicionar con la puntilla de una micropipeta bajo la capa de espuma formada, lo más sumergido en la pulpa posible, sin cortar el flujo de aire, para evitar así un posible acondicionamiento que ocurriría al darle más tiempo al reactivo para que se disperse.

Bajo esta premisa, es de esperar que, en el laboratorio la espuma logre mineralizarse más con cobre, mostrándose más oscura en comparación a una flotación estándar (o sin reactivo en avance). Visualmente, además de un “oscurecimiento” de la pulpa, y una probable mayor espumación⁸, no se debiese mostrar otra alteración significativa. Luego

⁸ Recordar que el reactivo del Proveedor B, Colector B, tiene capacidades espumantes

del análisis químico, se debiese esperar un aumento leve en la cantidad de cobre recuperado (y en la ley de los concentrados parciales), con una selectividad mayor para el cobre que el hierro. La Figura 4.1 grafica la forma en que se espera que la recuperación se muestre para los datos sin colector en avance (azul) y con colector en avance (rojo), verificando un leve aumento (exagerado en la figura para fines demostrativos) en la recuperación para la fracción de flotación lenta.

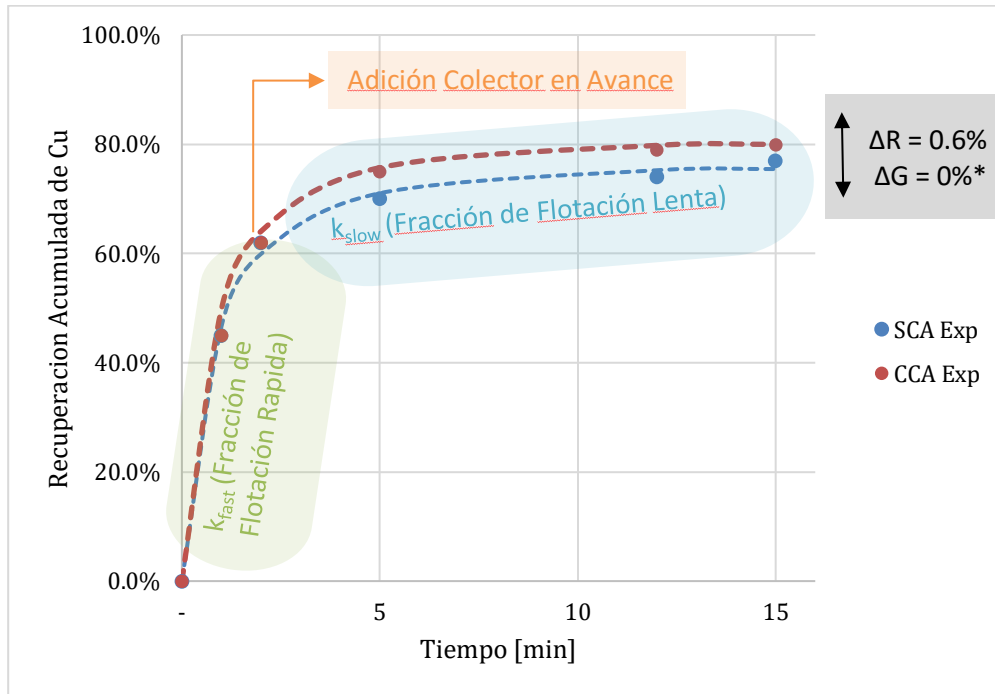


Figura 4.1. Curva de Recuperación versus tiempo, para una test estándar de laboratorio.

Por otro lado, en el factor cinético esperable, es que la constante cinética lenta, k_{slow} , aumente y que la fracción de flotabilidad lenta, ϕ , disminuya. Con esto, en teoría, se observaría un efecto positivo de la adición del colector en avance, más allá del análisis de la recuperación por sí sola.

4.1.2. PRUEBAS INDUSTRIALES

Visualmente, al adicionar reactivo en avance, se espera en las pruebas industriales una mayor mineralización de la espuma y, para el caso del Colector B, cierta disminución en el diámetro de las burbujas en la espuma, pues tiene cierta capacidad espumante.

Es probable también que, al adicionar reactivo en avance las celdas se “hundán”, dado a una posible mayor mineralización de la espuma lo que haría que pesen más y que las condiciones actuales de operación no sean las adecuadas para el óptimo rebose de concentrado.

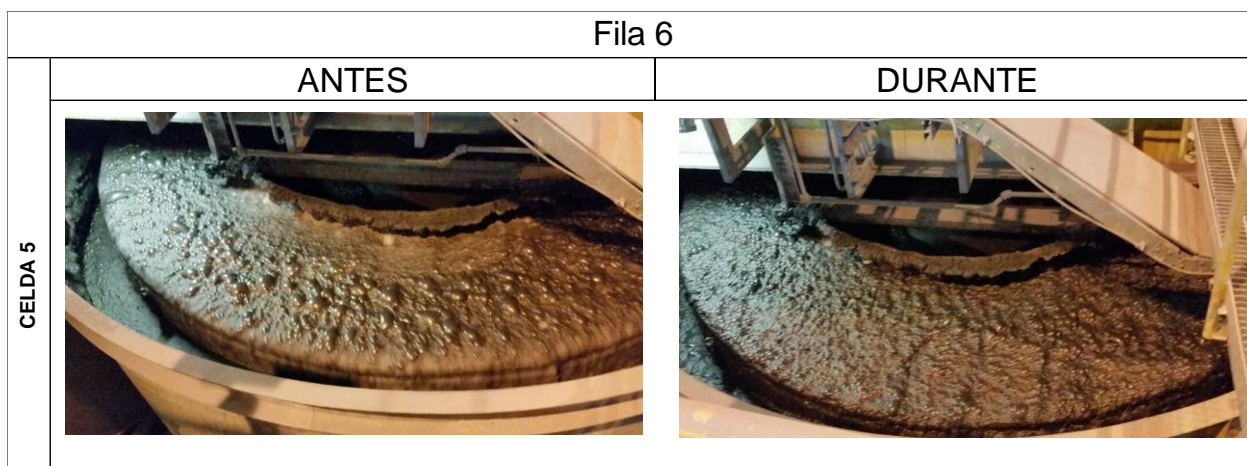


Figura 4.2. Adición de colector A en avance en la Fila 6 PCLC, 17 Mar. 2016 (5 [g/ton]).

La Figura 4.2 muestra una disminución en el tamaño de las burbujas y un leve oscurecimiento en el color para una prueba exploratoria, donde no se recopiló datos y que se realizó con el único objetivo de observar el comportamiento de la PCLC.

4.2. EFECTO DEL MINERAL EN EXPERIMENTOS DE LABORATORIO

Como se ha expresado anteriormente, los experimentos de laboratorio se llevaron a cabo con dos minerales distintos: uno de conocido mal desempeño (S3C), y uno de buen rendimiento (N5).

En la Figura 4.3 y Figura 4.4 se presentan los puntos experimentales obtenidos para pruebas sin adición de reactivo en avance (o pruebas estándar) bajo los parámetros descritos en el CAPÍTULO 3, pág. 108. Es fácil observar la gran diferencia en recuperación y ley de concentrado que se produce entre ambos minerales a diferentes dosificaciones de espumante, lo que hace esperar una gran diferencia en resultado a obtener en las pruebas por venir. Gran parte de esta diferencia se debe a condiciones mineralógicas analizadas anteriormente, mediante análisis QemScan en el apartado Minerales para pruebas de laboratorio (p. 92).

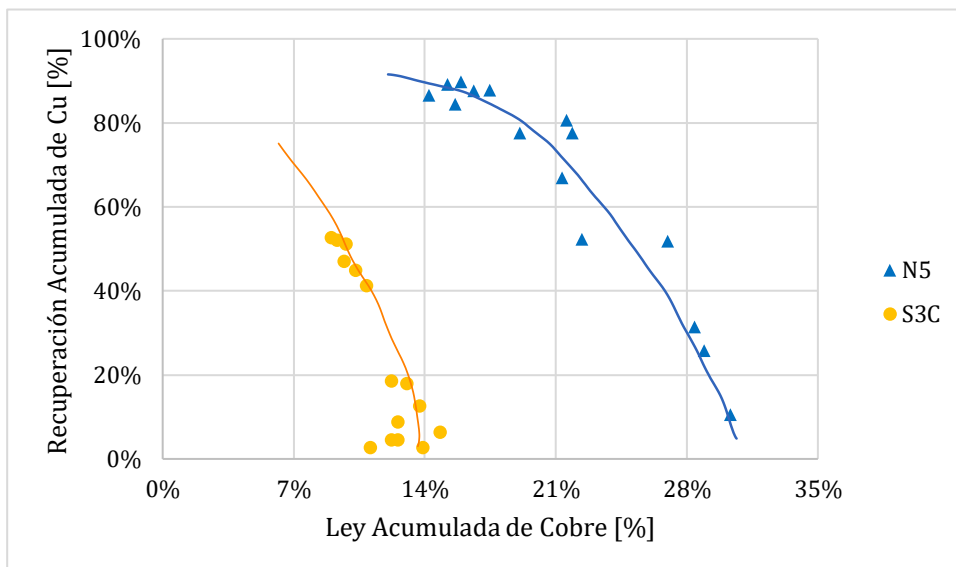


Figura 4.3. Comportamiento del mineral a $10.7 [\mu L_{esp}/L_{pulpa}]$.

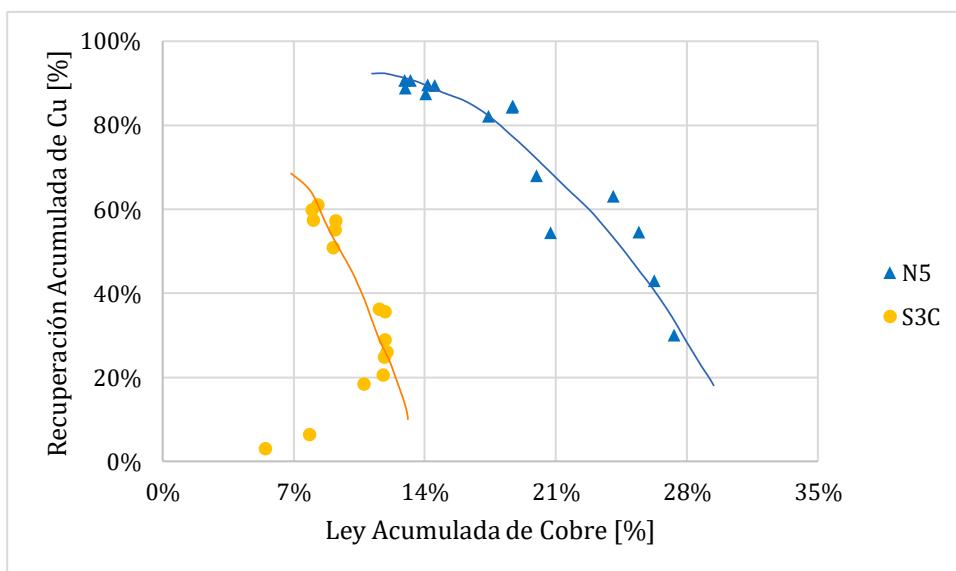


Figura 4.4. Comportamiento del mineral a $17.2 [\mu L_{esp}/L_{pulpa}]$.

Es de interés observar el anormal comportamiento del mineral S3C para los primeros concentrados, cuyos valores de ley se ubican por debajo de la ley del concentrado final (puntos extremos de arriba). Durante las pruebas iniciales de borrador, ocurría que para los primeros concentrados prácticamente no se obtenía masa, por lo que se decidió optar por aumentar los flujos de aire iniciales, como lo muestra la Figura 3.17 (p. 109). Esto claramente influye, junto con la mineralogía, en este comportamiento extraño de la curva

metalúrgica, dado que, “apurar la celda” implica obtener más masa de concentrado, pero de una menor calidad⁹; una práctica que por lo demás, se ha masificado en la industria.

4.3. EFECTO DE LA DOSIFICACIÓN DE ESPUMANTE EN EXPERIMENTOS DE LABORATORIO

Al igual que en el apartado anterior se visualizó la diferencia entre minerales, ahora se presentan los mismos datos de pruebas estándar de una forma diferente: ordenados para entregar información respecto a la diferencia que se presenta entre las dosis de espumante. ($17.2 [(\mu L_{espumante})/L_{pulpa}]$ y $10.7 [(\mu L_{espumante})/L_{pulpa}]$).

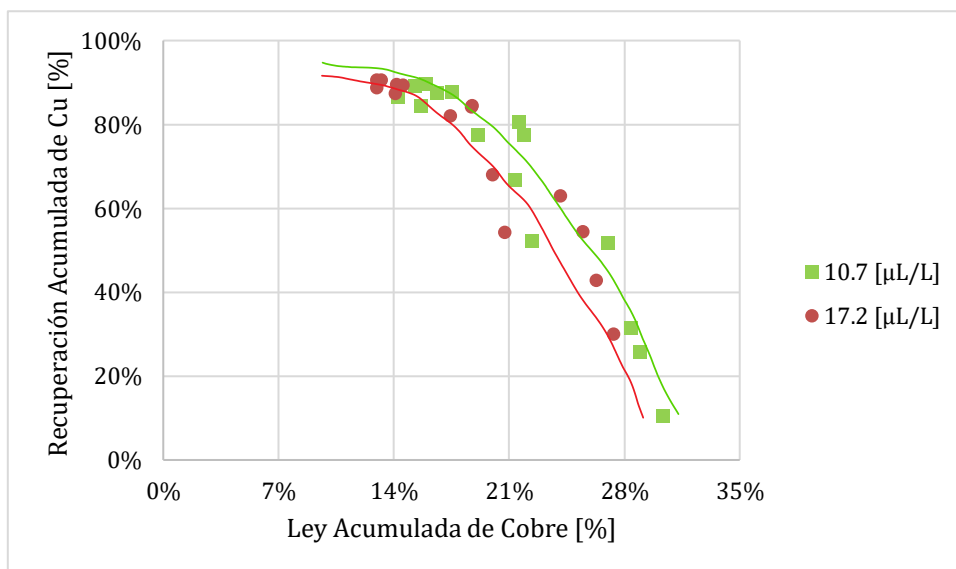


Figura 4.5. Efecto espumante en N5 para $17.2 \left[\frac{\mu L_{esp}}{L_{pulpa}} \right]$ (rojo) y $10.7 \left[\frac{\mu L_{esp}}{L_{pulpa}} \right]$ (verde).

Como se observa en la Figura 4.5 y en la Figura 4.6, para N5 y S3C respectivamente, los $17.2 [(\mu L_{esp})/L_{pulpa}]$ tienen siempre un porcentaje de recuperación final de cobre mayor (puntos más extremos superiores de cada color), aunque las leyes o calidad de concentrado de cobre es mayor para una dosis de espumante de $10.7 [(\mu L_{esp})/L_{pulpa}]$. Esto se puede explicar bajo tres preceptos: primero, el de la sinergia entre reactivos

⁹ A pesar del poco criterio que puede considerar el lector respecto a esta práctica de laboratorio, fue necesario hacerlo para, simplemente, obtener información.

(espumante – colectores primario y secundario), segundo: la selectividad y tercero: la recuperación másica.

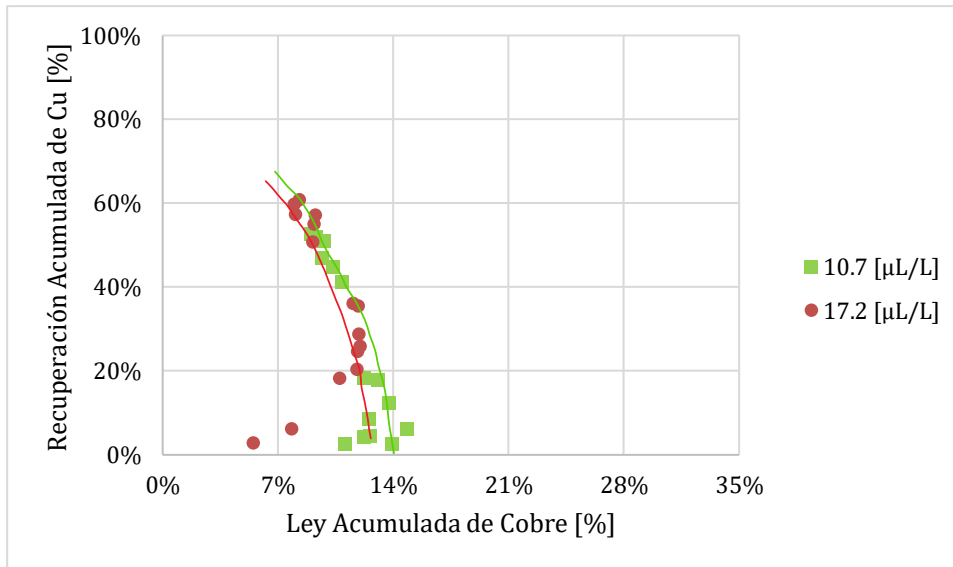


Figura 4.6. Efecto espumante en S3C para $17.2 \left[\frac{\mu L_{esp}}{L_{pulpa}} \right]$ (rojo) y $10.7 \left[\frac{\mu L_{esp}}{L_{pulpa}} \right]$ (verde).

Es probable, y estos datos así lo demuestran, que una mayor cantidad de espumante aumente la energía superficial de las burbujas de aire, lo que ayudaría a mantener burbujas más estables y de un tamaño menor, aumentando el área de contacto entre la pulpa y las burbujas, y aportando, por tanto, en el aumento de la probabilidad de colisión entre el mineral hidrofobizado por el colector y la burbuja.

Sin embargo, la selectividad del cobre, por sobre otros elementos no se ve directamente beneficiada (ver Apartado Selectividad Cu – Fe en experimentos de laboratorio, p. 144) dado que no es el “trabajo” del espumante, por lo que el aumento en la recuperación de cobre se explicaría por una mayor cantidad de masa recuperada (recuperación másica), pero afectando, probablemente, la calidad del concentrado. Es de vital importancia mantener esta información en mente al momento de analizar todos los demás datos.

4.4. EFECTO DEL TIPO DE REACTIVO EN AVANCE EN EXPERIMENTOS DE LABORATORIO

En apartados anteriores, se explicó que han de ser dos los reactivos a evaluar, el Colector A y el Colector B, de los proveedores A y B respectivamente.

Desde la Figura 4.7 hasta la Figura 4.10, inclusive, (páginas 124 y 125), se presentan gráficos de la constante cinética lenta, k_{slow} , y cómo ésta se ve afectada bajo las diferentes condiciones en que se realizó la prueba (mineral, dosis de espumante, reactivo en avance utilizado, dosis de reactivo en avance y tiempo de adición del reactivo en avance, todas detalladas en el capítulo anterior).

En estos gráficos se presenta en el eje x el tiempo en que se adicionó el reactivo (2 o 5 [min]), y en el eje y , la dosis de reactivo utilizada (5 o 10 [g/ton]). Dentro del área, se presentan 4 gráficos, cuyo eje y' presenta la constante cinética lenta, k_{slow} , y en su eje x' el tipo de reactivo utilizado (A o B). Las condiciones de los experimentos presentados, se detallan en el título del gráfico, donde se detalla el mineral utilizado y la dosificación de espumante. Cada cuadrante presenta un gráfico que reunirá toda la información presentada anteriormente, respecto a las condiciones. Por ejemplo, en la Figura 4.7, el cuadrante de la esquina superior izquierda, encontraremos resultados de la constante cinética lenta (en el eje y'), comparando los dos colectores utilizados A y B (eje x'), a una dosificación de 10 [g/ton] (eje y), y a un tiempo de adición de 2 [min] (eje x), para un mineral S3C con el espumante a 17.2 [μ L/L].

Gran parte de los datos presentados, de aquí en adelante son entregados de esta manera, con el objetivo de mostrar la mayor cantidad de información relevante posible, en la menor cantidad de gráficos.

Se debe tener en cuenta que todos los datos mostrados, de aquí en adelante, a menos que se especifique lo contrario, han sido obtenidos mediante el método de los mínimos cuadrados, utilizando el software Excel, junto a la herramienta *Solver*, para el modelamiento cinético del Cobre.

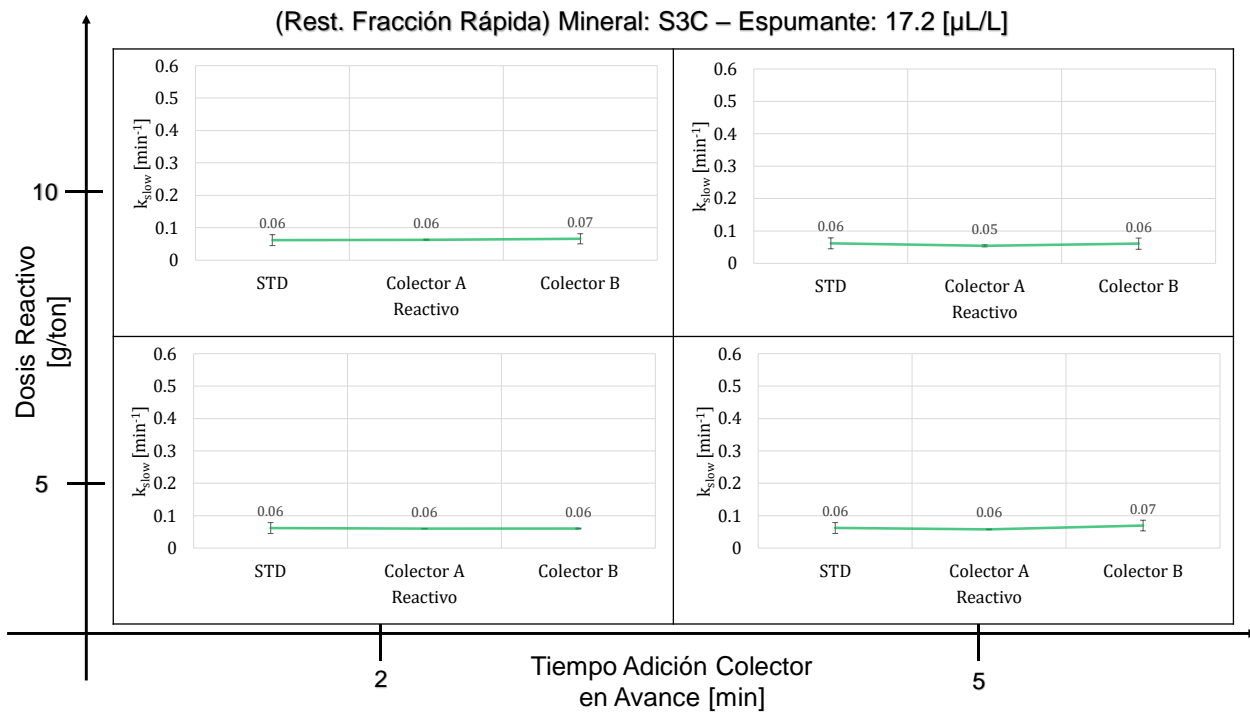


Figura 4.7. k_{slow} para mineral S3C y espumante a 17.2 [μL/L].

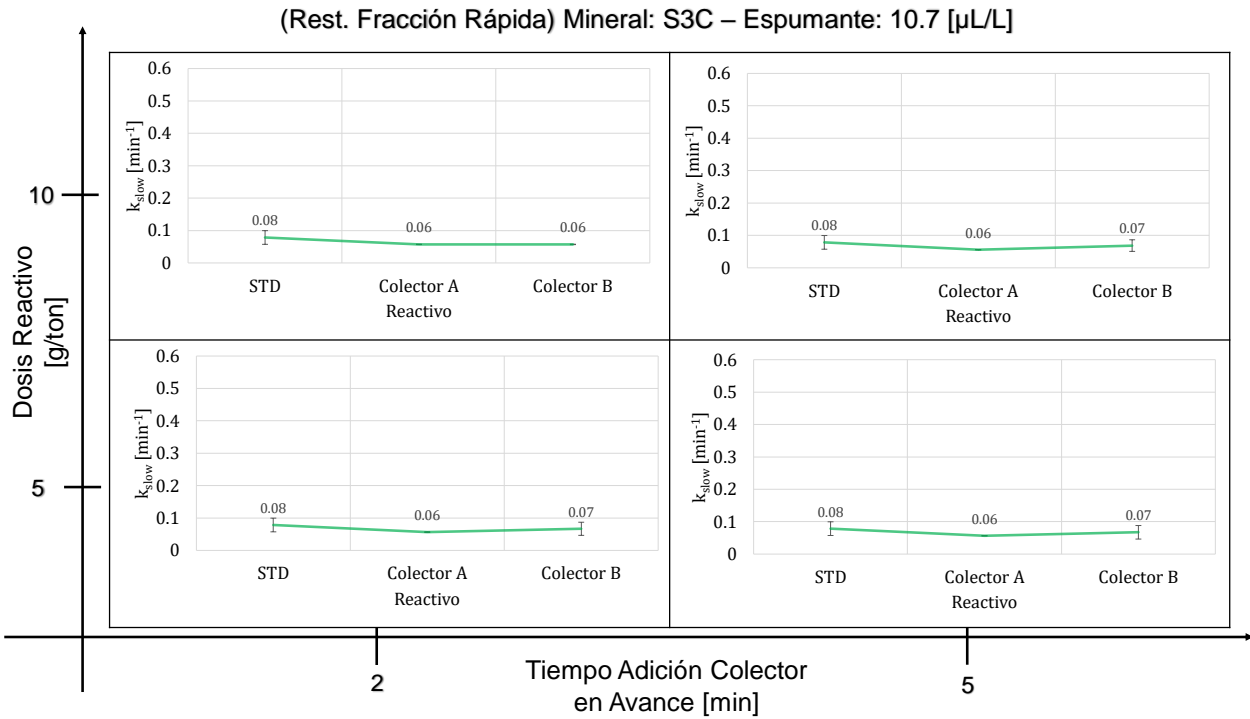


Figura 4.8. k_{slow} para mineral S3C y espumante a 10.7 [μL/L].

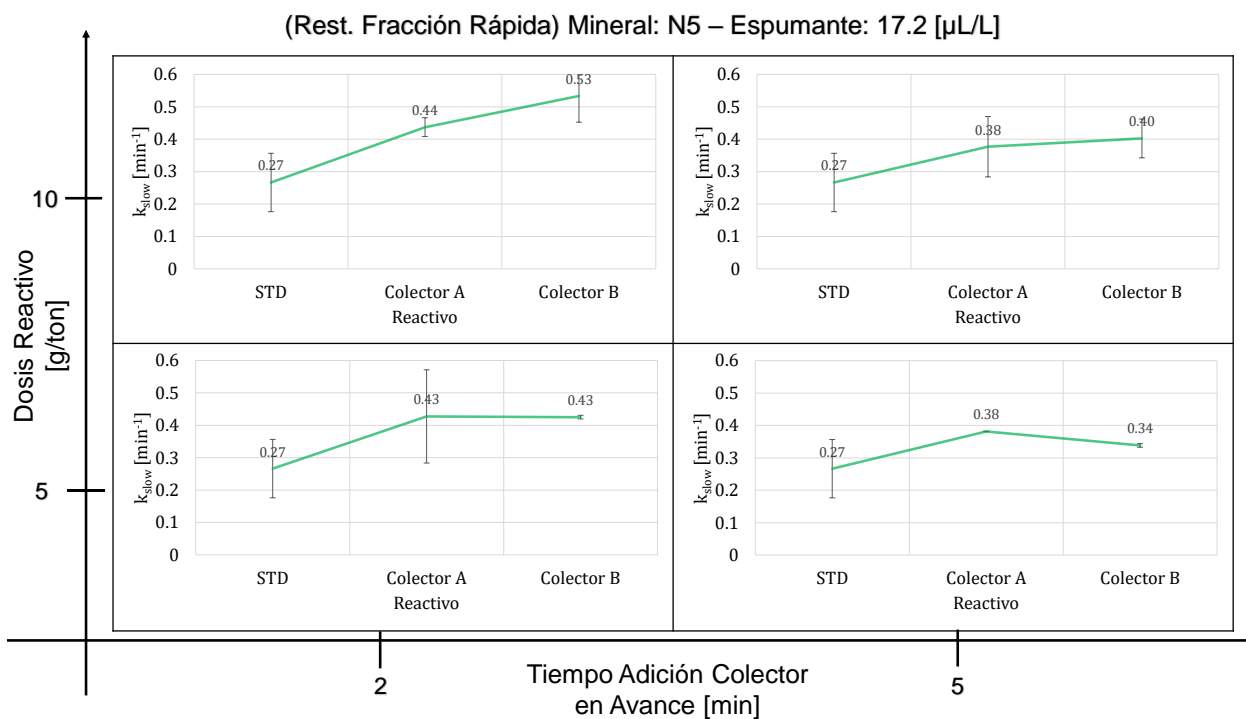


Figura 4.9. k_{slow} para mineral N5 y espumante a 17.2 [μL/L].

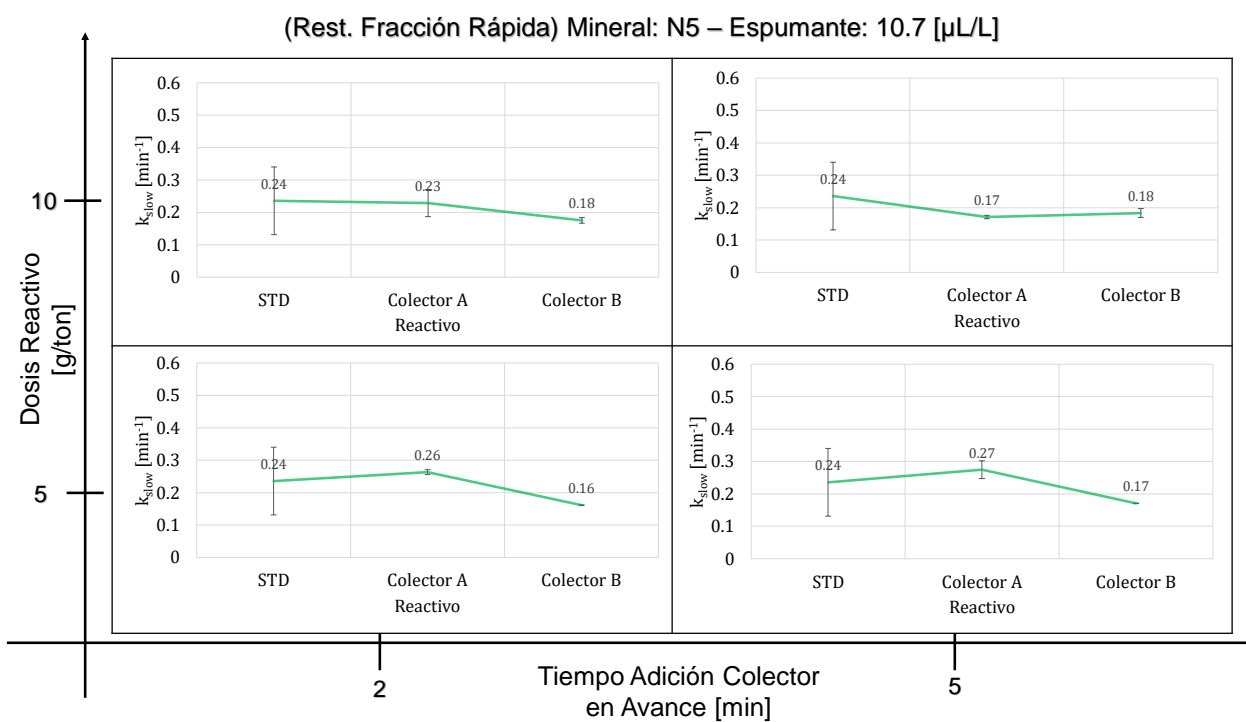


Figura 4.10. k_{slow} para mineral N5 y espumante a 10.7 [μL/L].

Todos los datos de los gráficos presentados en este apartado, han sido obtenidos, como se ha dicho, bajo el método de los mínimos cuadrados, utilizando el software Excel, con la herramienta Solver. Dado el gran número de variables que presenta el modelo de Klimpel-Aplan (ver ecuación 2.11, p. 72), y la variabilidad de los datos, se ha decidido restringir la información correspondiente a la fracción rápida (es decir, la fracción de flotación rápida, ϕ_{fast} , y la constante cinética rápida, k_{fast}), dado que, *teóricamente*, esta información, para las mismas condiciones de prueba, debiesen mantenerse constantes durante el primer tramo, al menos *hasta* la adición del reactivo en avance (ver Figura 4.1, página 118)¹⁰. El valor restringido, se obtuvo considerando que para un mismo mineral, bajo la misma dosificación de espumante, se debiese obtener el mismo comportamiento, promediando las constantes cinéticas rápidas obtenidas del modelo sin restricción.

Se observa en los gráficos correspondientes al mineral S3C (Figura 4.7 y Figura 4.8) que las constantes cinéticas lentas no presentan valores fuera del estándar (fuera del rango STD con sus respectivas barras de error) para ningún caso, aunque si se observa una conducta levemente tendenciosa a aumentar estos valores para el colector B, siendo cualquiera el tiempo de adición, la dosis de espumante y la dosis de reactivo en avance, sin embargo, esta diferencia no es significativa estadísticamente.

Para el caso del N5 (Figura 4.9 y Figura 4.10), hay tres casos en los que las constantes cinéticas lentas están por sobre el rango estándar cuando el espumante está en nivel alto (17.2 [$\mu\text{L}/\text{L}$]), como era de esperar (en teoría) en todas las pruebas, pues el reactivo en avance actúa sobre la fracción lenta, aumentando la k_{slow} . Para el caso en que el espumante está en nivel alto y la dosis de reactivo en avance es de 10 [g/ton] (nivel alto), se aprecia claramente que el colector B supera al colector A; aunque la situación se revierte cuando, al mismo nivel de espumante y dosis de reactivo en avance en nivel bajo (5 [g/ton]), ninguno de los colectores parece tener un marcado efecto.

¹⁰ Esta acotación se debe aplicar a cada gráfico que presente en su título la expresión “Fracción Rápida Restringida”.

Cuando el espumante está en nivel bajo (Figura 4.10), la situación es completamente contraria a lo que ocurrió para el nivel alto de espumante. Es aquí donde el Colector A parece mostrar un mejor desempeño, aunque no “sale” del rango estándar, es más, el Colector B parece disminuir, por bajo este rango, el valor de la constante cinética lenta. Esto se puede explicar porque el Colector B, según su proveedor, tiene una capacidad espumante y no es soluble en agua, por lo que recomienda disolverlo en alcoholes, o mezclado con el espumante, para mejorar la dispersión. Al tener una menor cantidad de espumante, es probable que el reactivo no se haya dispersado correctamente en toda la pulpa, lo que lograría que el efecto en la constante cinética lenta fuera mínimo.

Dadas estas diferencias, es factible admitir que no se aprecia una diferencia estadística significativa entre ambos colectores evaluados. Es más, en algunas secciones más adelante se presentará gráficos con intervalos de confianza, los que muestran diferencias no significativas estadísticamente para promedio de la constante cinética lenta.

4.5. EFECTO DE LA DOSIFICACIÓN DE COLECTOR EN AVANCE EN EXPERIMENTOS DE LABORATORIO

A diferencia de la sección anterior, los datos presentados aquí, son los mismos pero ordenados de manera diferente, con el objetivo de poder visualizar mejor el efecto de la adición de reactivo en avance sobre la constante cinética lenta, en función de la dosis de colector A o B utilizado. Al igual que los gráficos anteriores, se ha restringido, para el método de los mínimos cuadrados, la fracción rápida de flotación.

Para cada figura se presentan 4 gráficos, ordenados por el eje y en función del colector utilizado, y por el eje x , en función del tiempo en que se adicionó el reactivo.

En el caso del mineral S3C (Figura 4.11 y Figura 4.12), se observa en todos los casos que ningún valor promedio se encuentra fuera del rango estándar (o rango Sin Colector en Avance, zona amarilla achurada) y tampoco se observa una diferencia significativa entre colectores. Para un mismo colector, los gráficos muestran que entre dosis de reactivo en avance (5 [g/ton] y 10 [g/ton]) no hay una diferencia consistente y, cuando el espumante está en niveles bajos, parecen mostrarse valores de la constante cinética lenta más altos para el rango estándar, pero el mismo promedio en las condiciones en que se adicionó reactivo en avance para ambos niveles de espumante.

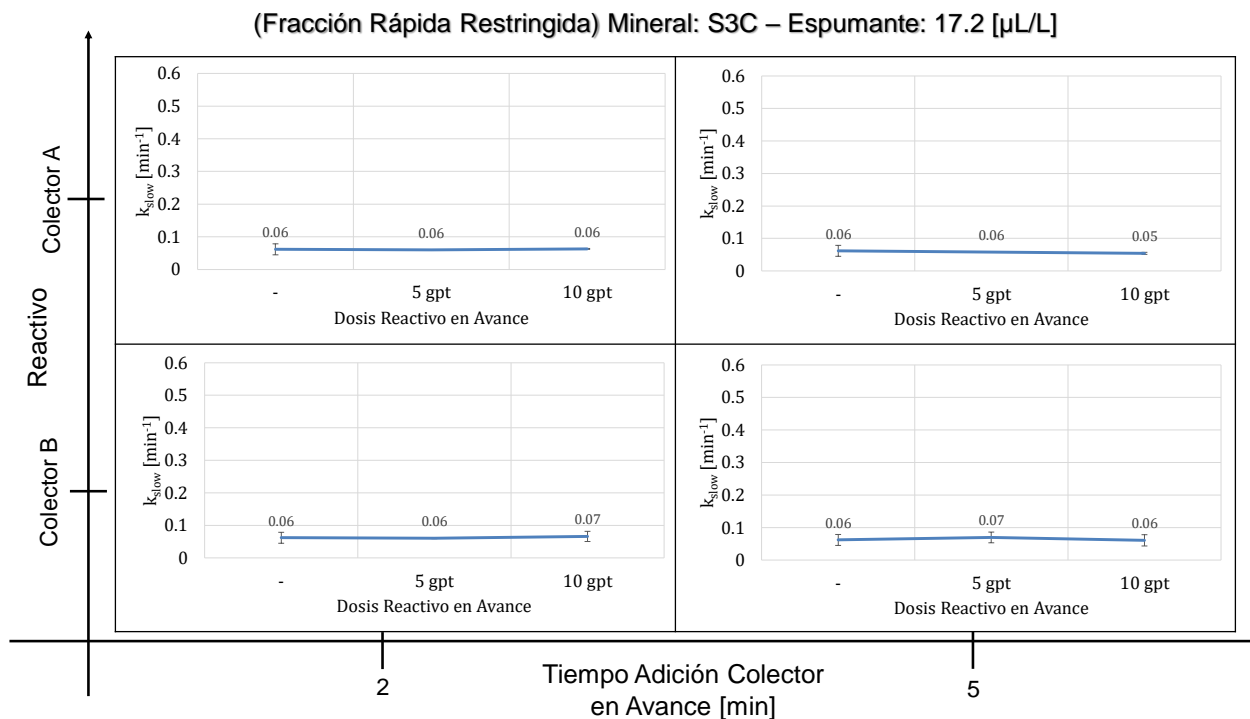


Figura 4.11. Efecto de dosis en k_{slow} para mineral S3C y espumante a 17.2 [μL/L].

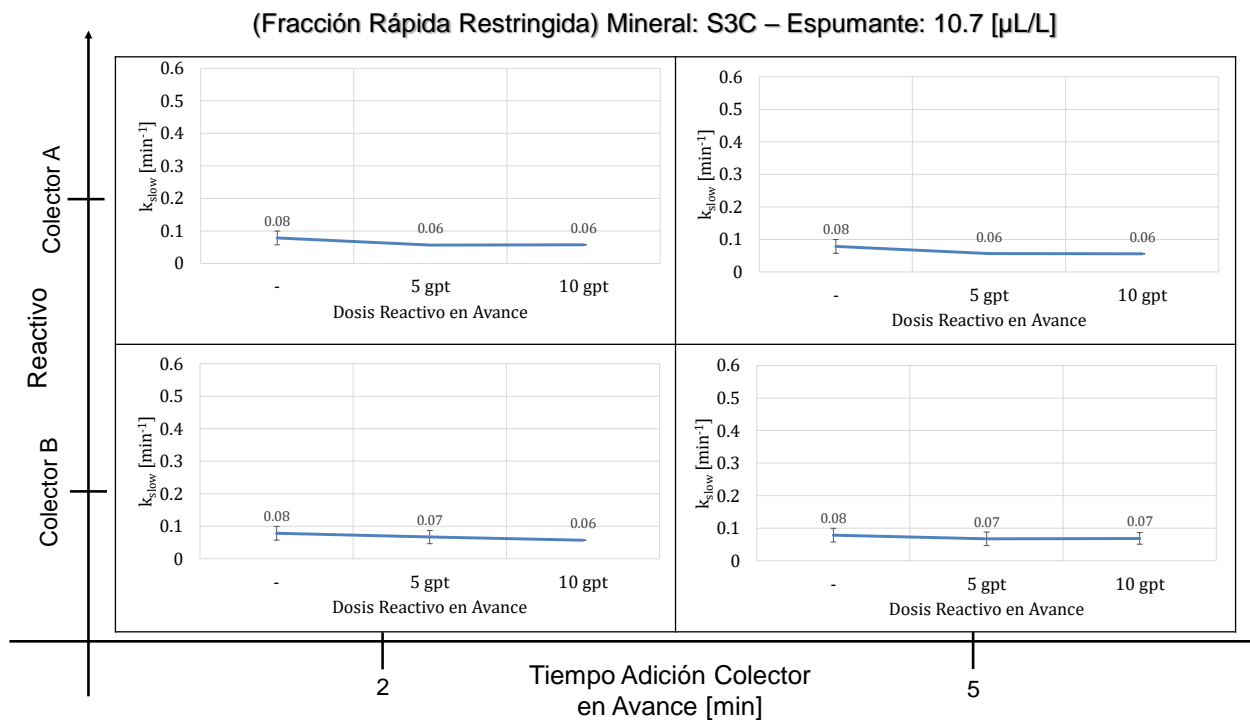


Figura 4.12. Efecto de dosis en k_{slow} para mineral S3C y espumante a 10.7 [μL/L].

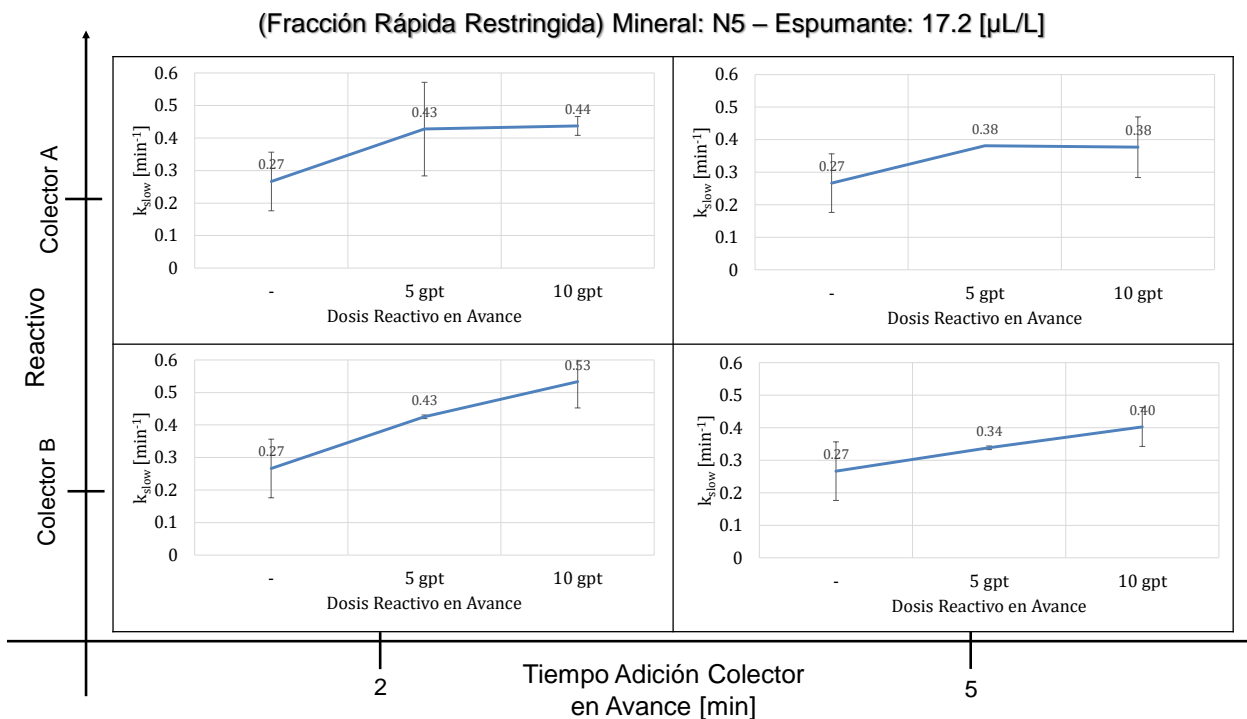


Figura 4.13. Efecto de dosis en k_{slow} para mineral N5 y espumante a 17.2 [μL/L].

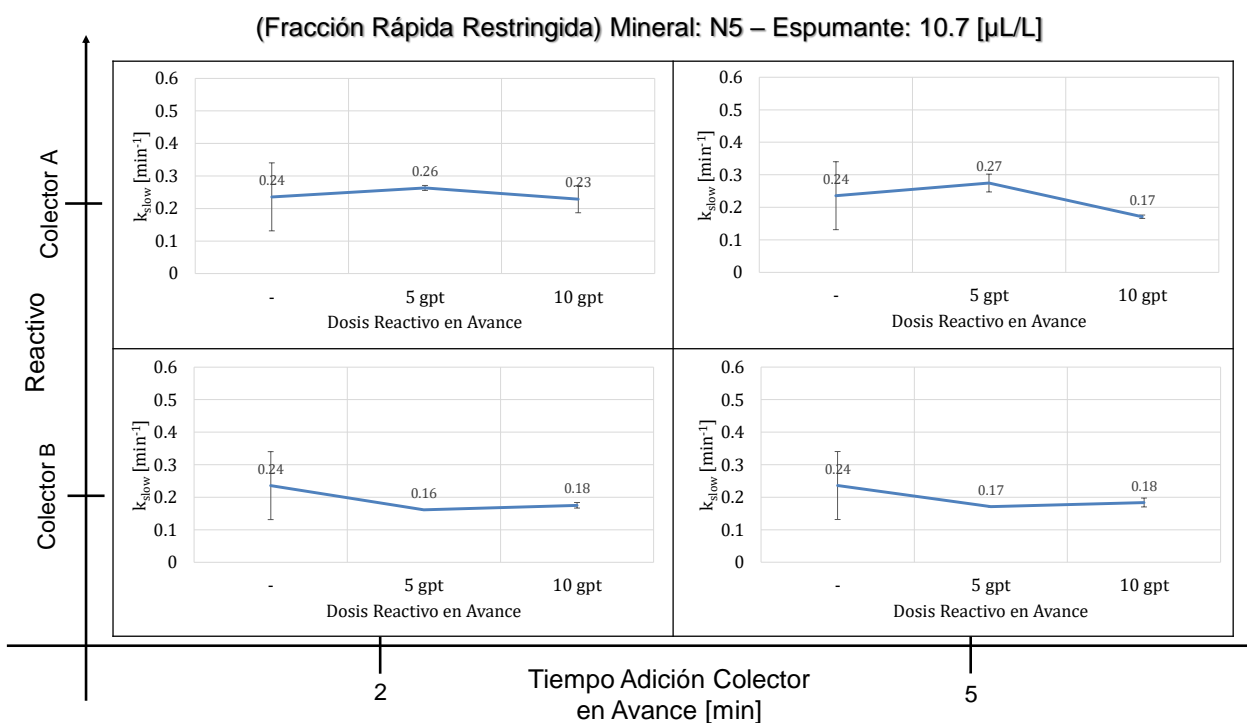


Figura 4.14. Efecto de dosis en k_{slow} para mineral N5 y espumante a 10.7 [μL/L].

Las barras verticales representan el error en función de $\pm 1SD$ (una desviación estándar) para cada set de pruebas.

Para el caso del mineral N5 (Figura 4.13 y Figura 4.14) se pueden observar diferencias un tanto más consistentes que para el caso del S3C. Es primero que todo, bastante notoria la diferencia que se presenta entre ambos niveles de espumante. Cuando el espumante se encuentra en nivel alto, prácticamente todos los promedios se encuentran por sobre el rango estándar, lo cual es un buen augurio, en el sentido que es un resultado esperable, dónde el efecto del reactivo en avance marca una diferencia en la cinética de flotación. Cuando el espumante se encuentra en nivel bajo, todos los datos promedio de la constante cinética lenta se encuentran dentro del rango estándar, sin importar el tipo de reactivo ni dosis de éste. Esto se puede explicar por la sinergia que puedan tener los reactivos espumantes con el reactivo en avance, por un lado, al mejorar la dispersión y estabilidad de las burbujas de aire, se puede aumentar la probabilidad de colisión entre el mineral hidrofobizado de interés (acción del colector en avance) y la burbuja. La estabilidad que el espumante provea a la burbuja y la estabilidad del aglomerado partícula-burbuja es sin duda un factor que potencia la recuperación de cobre, y de forma implícita, la cinética de flotación. Es probable que el nivel bajo de espumante no sea suficiente para mostrar una mejora en la cinética debido a una posible baja estabilidad de espuma, o una dispersión no adecuada de las burbujas, o bien, a un área de contacto partícula-burbuja menor que cuando el espumante se encuentra en nivel alto.

En particular, cuando el espumante se encuentra en nivel alto (Figura 4.13), el colector B parece tener la ventaja respecto a su influencia en la constante cinética lenta, cuando su dosis está en nivel alto (10 [g/ton]). No ocurre así para el colector A, que muestra un comportamiento más bien uniforme para ambos niveles de dosis de reactivo. Se muestran posibles diferencias significativas cuando el colector A y B se adicionan al minuto 2 a 10 [g/ton].

Cuando el espumante se encuentra en nivel bajo (Figura 4.14), el colector A muestra una tendencia a disminuir la constante cinética lenta a medida que aumenta la dosis de reactivo en avance. Esto puede deberse a un exceso de reactivo en la prueba, lo que hidrofobizaría minerales que no serían de interés, en especial, minerales de hierro y, por tanto, disminuiría la cinética de flotación. Sin embargo, la diferencia no es significativa en comparación a las pruebas sin reactivo en avance, pues la incertidumbre es alta estas pruebas. El colector B muestra una tendencia uniforme en el límite inferior del rango

estándar, lo que puede deberse, como se explicó anteriormente a una falta de espumante, como medio de dispersión del reactivo.

4.6. EFECTO DEL TIEMPO DE ADICIÓN DE COLECTOR EN AVANCE EN EXPERIMENTOS DE LABORATORIO

Esta vez se presentan dos figuras que resumen la información presentada anteriormente en los gráficos, organizados ahora, para determinar el efecto que existe entre la adición del reactivo al minuto 2 ó 5 (nivel bajo y alto respectivamente). En el eje x se presenta el tiempo de adición de reactivo. A diferencia de los demás gráficos, esta vez se presentan los puntos experimentales correspondientes a las pruebas estándar.

En la Figura 4.15 es difícil observar una diferencia notoria entre los 2 [min] y los 5 [min] para ambos niveles de espumante, sin embargo, para el nivel de espumante alto, se nota una leve ventaja en los valores de la constante cinética lenta, cuando el tiempo de adición de reactivo fue de 2 [min]. Dado que los valores, en todos los casos, se encuentran dentro del rango estándar, las diferencias son claramente no significativas. Cuando el espumante está en nivel bajo las diferencias en el valor de la constante cinética lenta respecto al tiempo son ínfimas. Es factible, bajo esta información acotar que, en este caso, no existe una diferencia significativa entre agregar reactivo al minuto 2 ó 5, para el mineral S3C.

Respecto al mineral N5 (Figura 4.16), se observa claramente que, a una dosis alta de espumante, los valores de la constante cinética lenta son mayores cuando el reactivo se adiciona a los 2 [min], sin embargo no ocurre lo mismo cuando el nivel de espumante es bajo, donde los resultados presentan una condición relativamente uniforme entre el minuto 2 y 5, aunque para el Colector A hay una diferencia a una dosis alta de colector entre ambos tiempos de adición, cuando los resultados promedian aprox. $0.23 \text{ [min}^{-1}\text{]}$ para el minuto 2, versus $0.18 \text{ [min}^{-1}\text{]}$ para las mismas condiciones con un tiempo de adición de 5 [min].

Estas diferencias pueden deberse a que a los 5 [min] el reactivo no tiene suficiente tiempo de acondicionamiento en la pulpa como para marcar una diferencia significativa en la cinética de reacción, incluso a pesar de que ambos proveedores indican que el tiempo de acondicionamiento de los reactivos es mínimo.

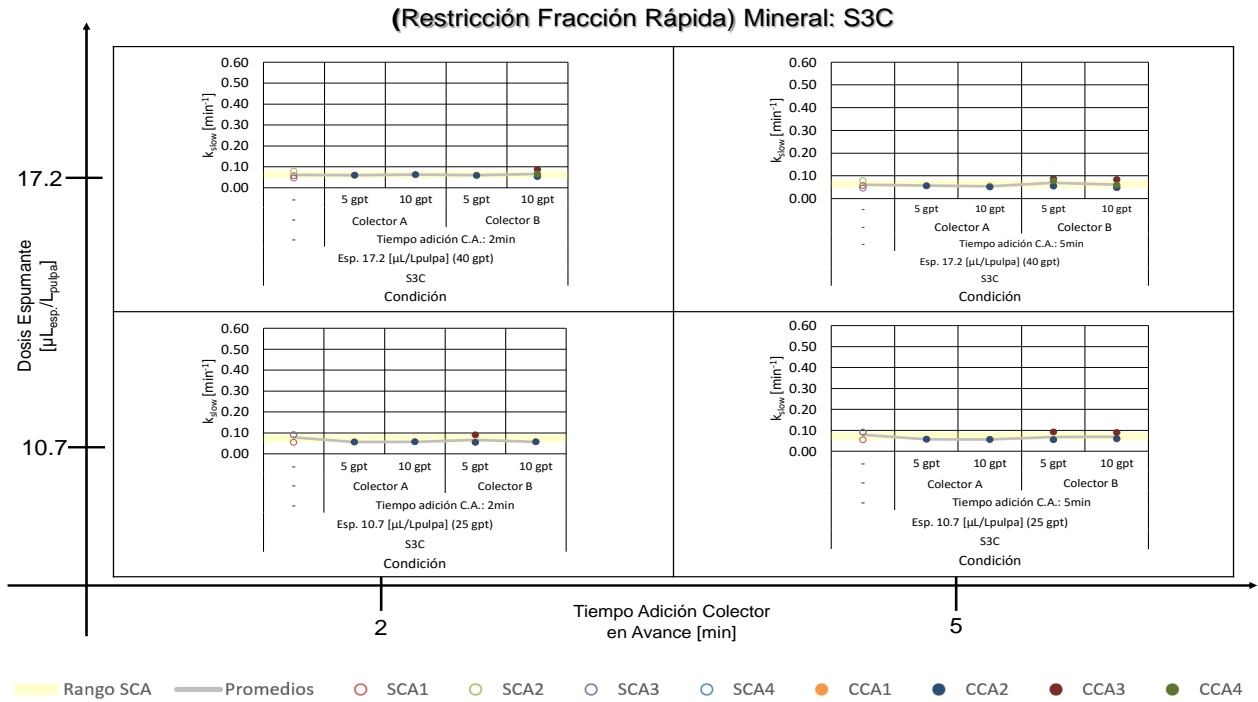


Figura 4.15. Efecto del tiempo de adición en k_{slow} para mineral S3C.

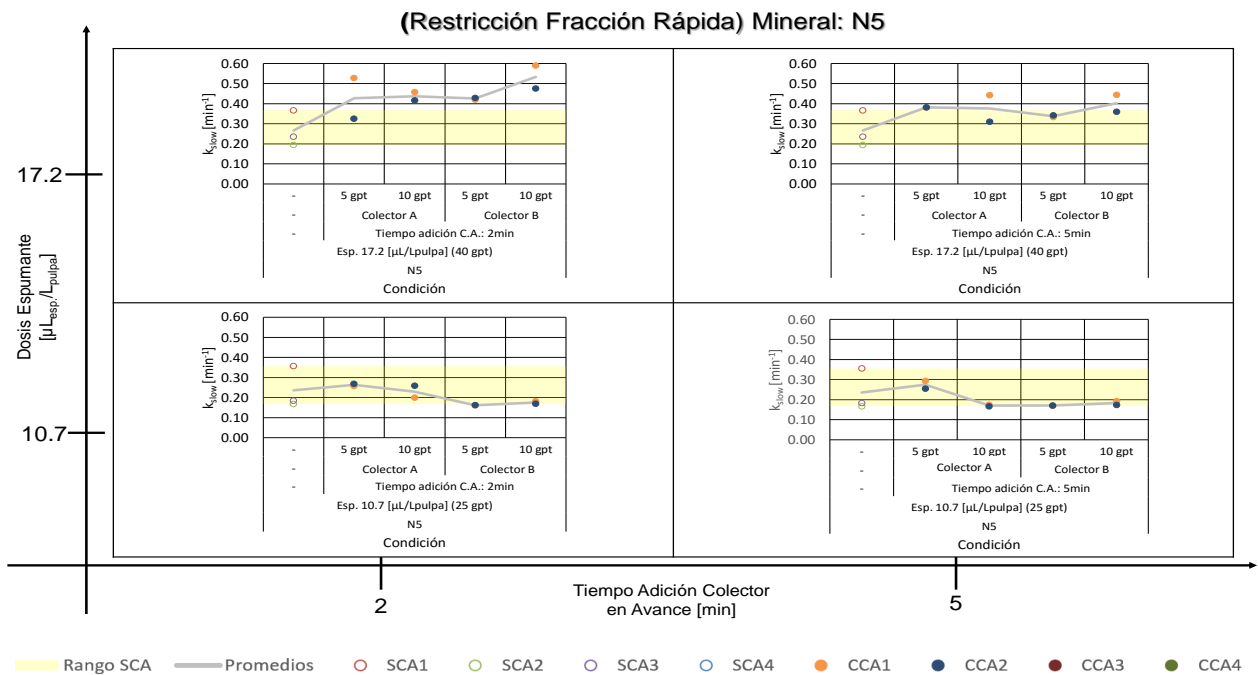


Figura 4.16. Efecto del tiempo de adición en k_{slow} para mineral N5.

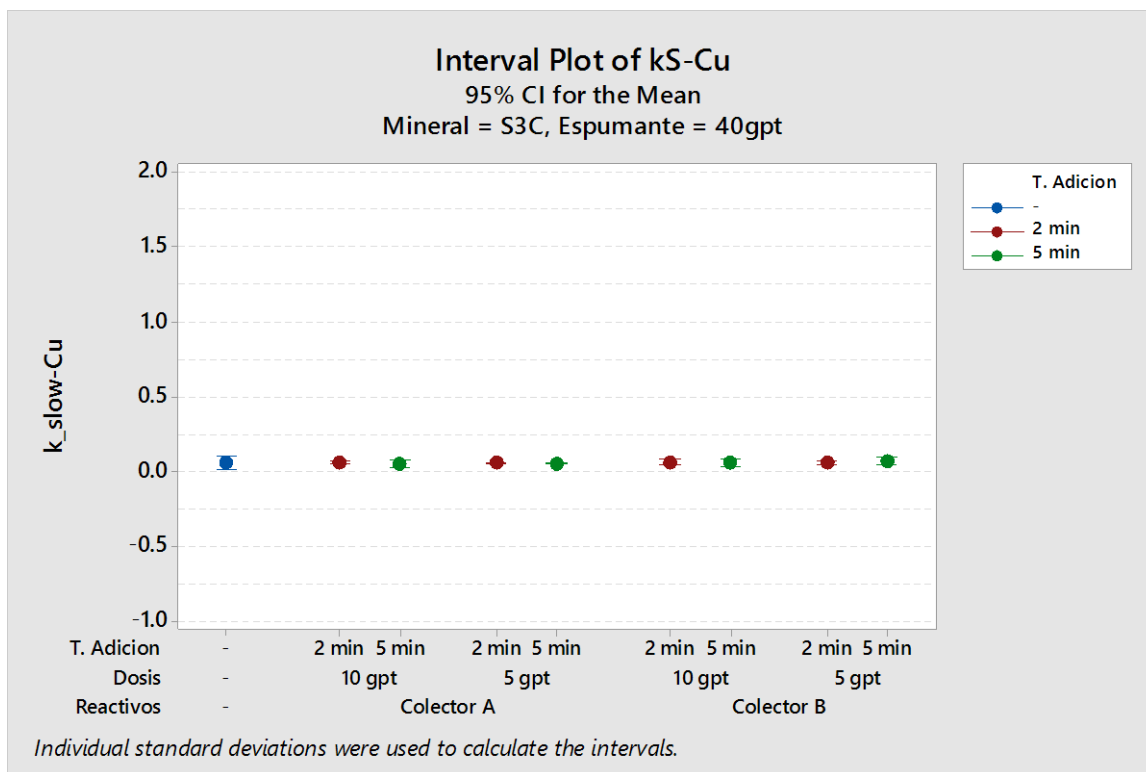


Figura 4.17. I.C. del 95% de confianza k_{slow} , Mineral S3C y 17.2 [$\mu\text{L/L}$] de espumante.

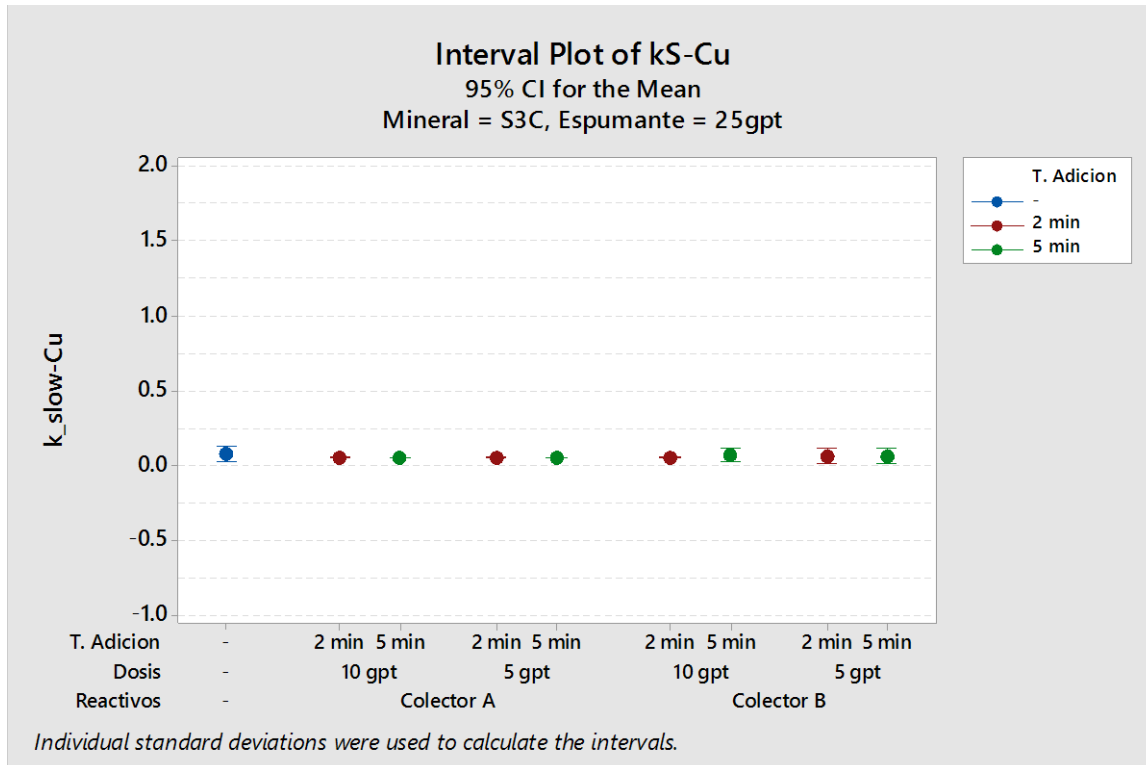


Figura 4.18. I.C. del 95% de confianza k_{slow} , Mineral S3C y 10.7 [$\mu\text{L/L}$] de espumante.

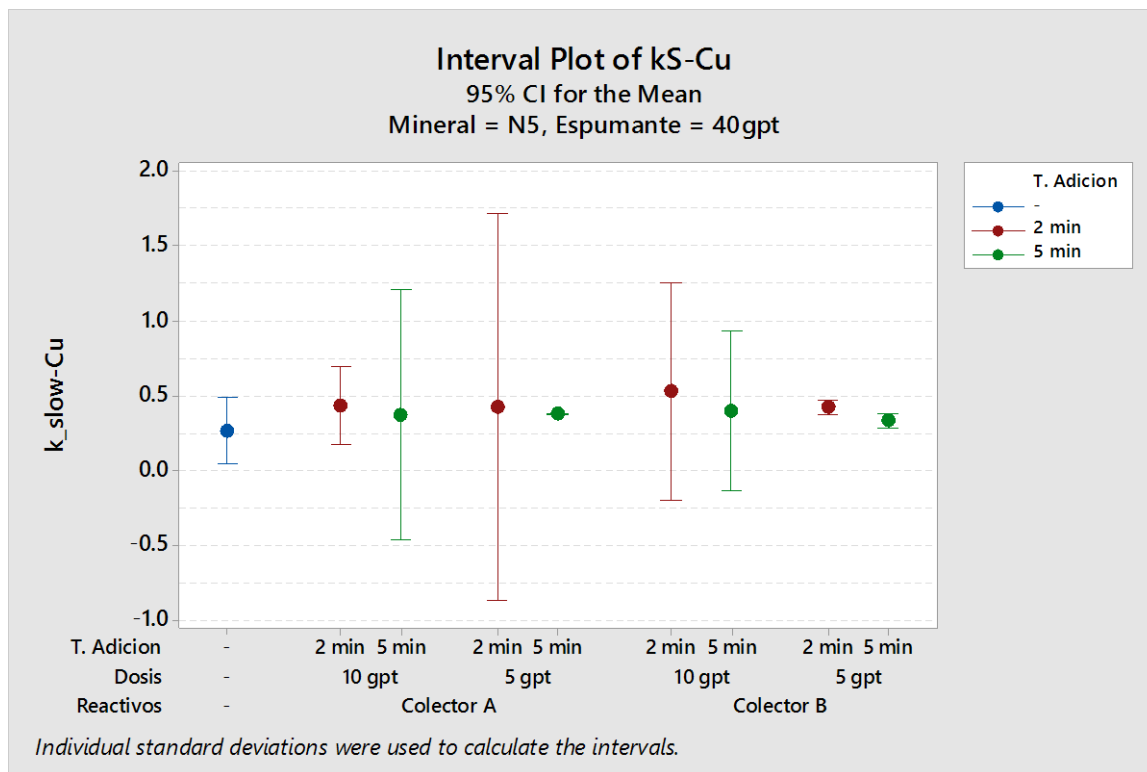


Figura 4.19. I.C. del 95% de confianza k_{slow} , Mineral N5 y 17.2 [$\mu\text{L/L}$] de espumante.

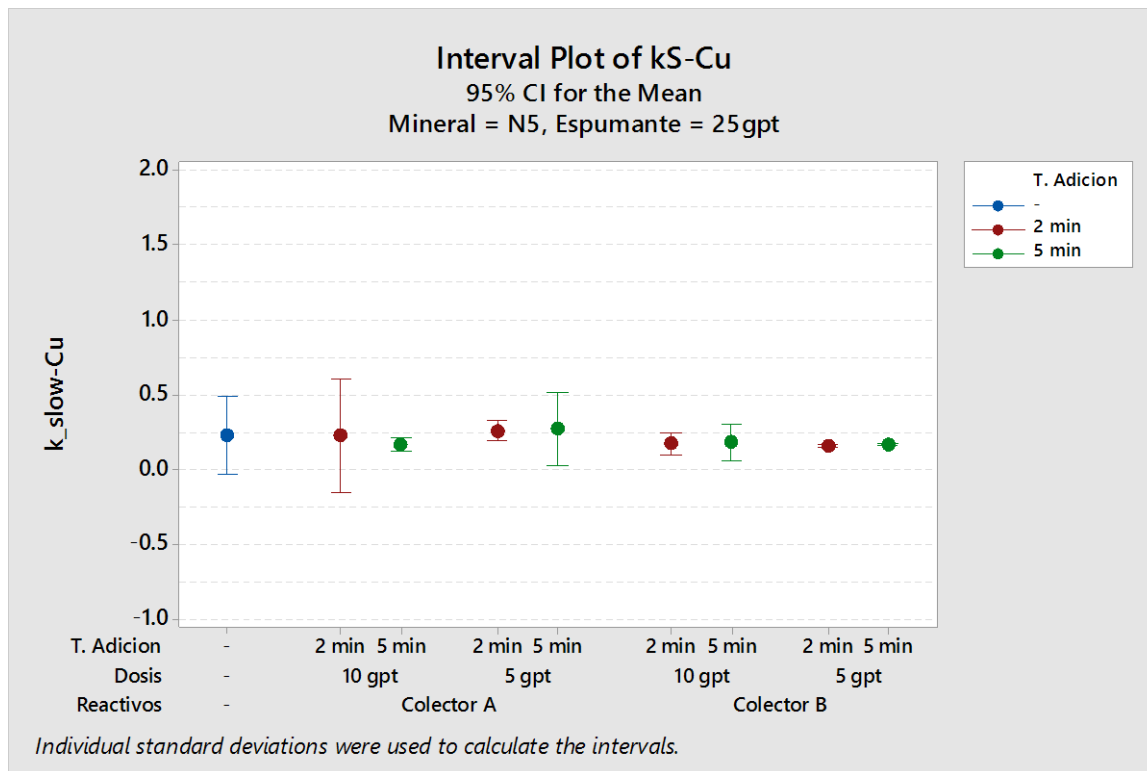


Figura 4.20. I.C. del 95% de confianza k_{slow} , Mineral S3C y 10.7 [$\mu\text{L/L}$] de espumante.

Además, se presentan desde la Figura 4.17 a la Figura 4.20, los intervalos del 95% de confianza para los promedios de las constantes cinéticas lentas de acuerdo al mineral y la dosis de espumante utilizado. En todos ellos se observa que no existen diferencias significativas respecto al estándar (dado sobrelapado de intervalos). Se debe considerar el comparar solo intervalos de color rojo con color rojo e intervalos de color verde con color verde para observar diferencias en las dosis de adición, y comparar intervalos rojos con verdes para observar posibles diferencias entre tiempos de adición.

4.7. EFECTO EN LA FRACCIÓN DE FLOTACIÓN LENTA EN EXPERIMENTOS DE LABORATORIO

En esta sección se presentará información de cómo afectó el colector en avance a la fracción de flotación lenta (ϕ_s). A diferencia de la información anteriormente presentada, estos datos han sido calculados de acuerdo al **mejor ajuste** entregado por Solver para el modelo del cobre, dado que una restricción de la fracción rápida no tiene sentido. (Gráficos de hierro y recuperación másica se presentan en la sección de anexos, p. 204).

Se presentan en grupos de cuatro gráficos por figura, siendo los filtros el mineral utilizado y el nivel de espumante utilizado. En el eje x se presenta el tiempo en que se adicionó el reactivo en avance y en el eje y la dosis de reactivo en avance.

En el caso del mineral S3C (Figura 4.21 y Figura 4.22), no se observan tendencias claras en ninguno de los casos. Es de importancia notar el alto nivel de fracción de flotabilidad lenta, una situación que se condice con la mineralogía del mineral y con el tiempo que se requirió para alcanzar el potencial $-90 [mV]$ (aproximadamente $11 [min]$). Cuando el espumante está en nivel alto, todos los datos experimentales se encuentran dentro del rango estándar (sin adición de reactivo) y no tienen un comportamiento regular. Por otro lado, cuando el espumante es bajo (Figura 4.22) y la dosis de reactivo en avance es de $10 [g/ton]$, el colector A muestra un efecto claro, disminuyendo la fracción de flotación lenta, una conducta que es deseada bajo el concepto del reactivo en avance, sin embargo, es tan exagerada la reacción cuando el reactivo se adiciona a los $5 [min]$ que la información no tiene validez, dado que no hay antecedentes que respalden esta acotación respecto a la demás información presentada. Algo similar ocurre cuando, el espumante en nivel bajo, el reactivo en nivel bajo y el tiempo de adición es de $2 [min]$, un punto se escapa completamente al comportamiento esperado.

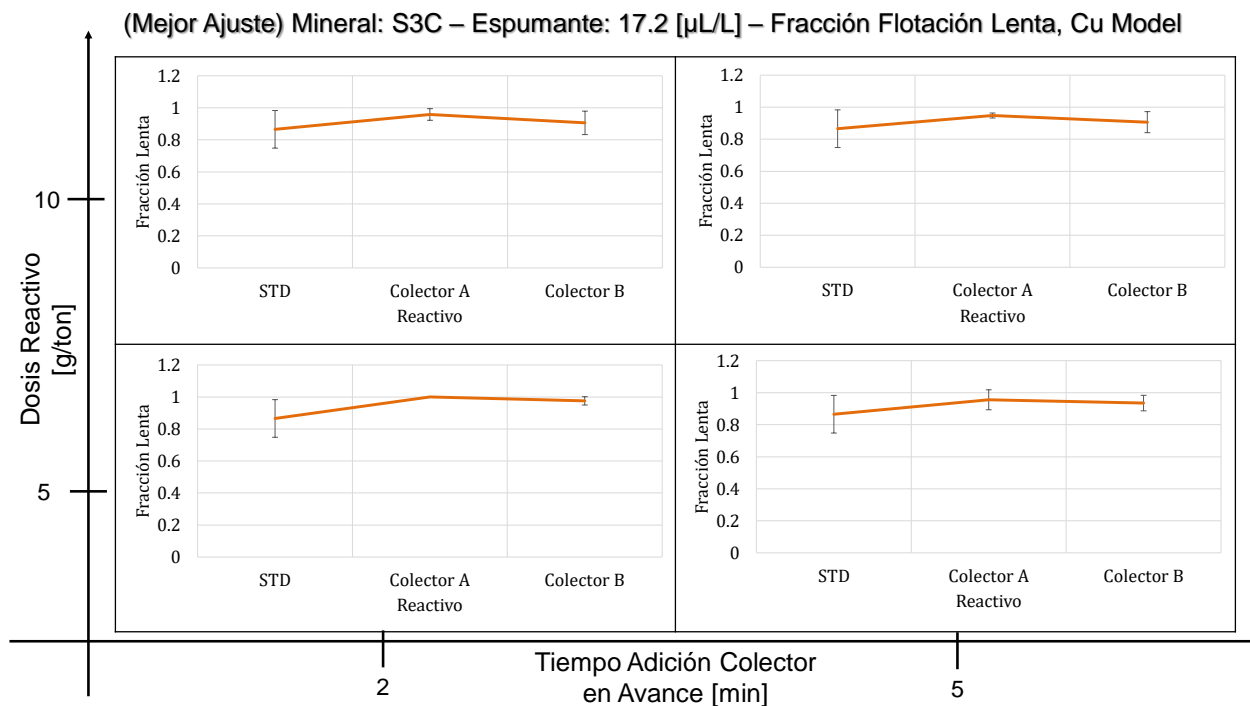


Figura 4.21. Efecto en fracción de flot. lenta (Cu) para S3C y espumante a 17.2 [μL/L].

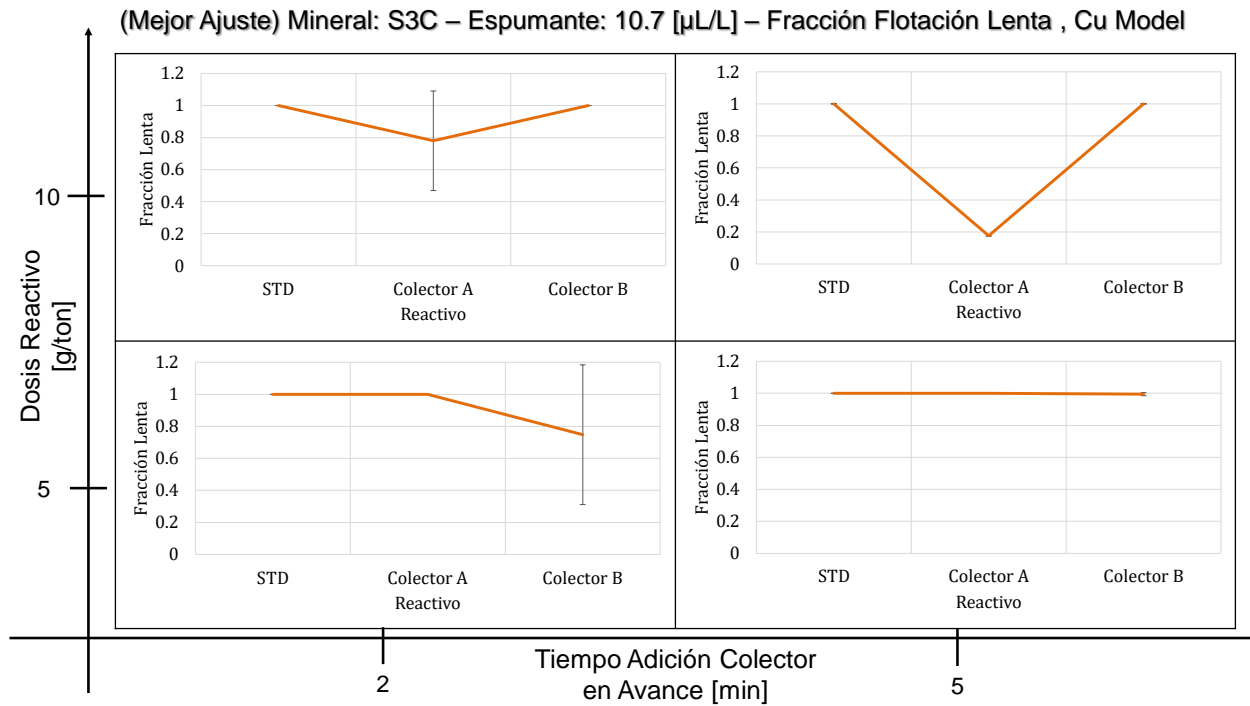


Figura 4.22. Efecto en fracción de flot. lenta (Cu) para S3C y espumante a 10.7 [μL/L].

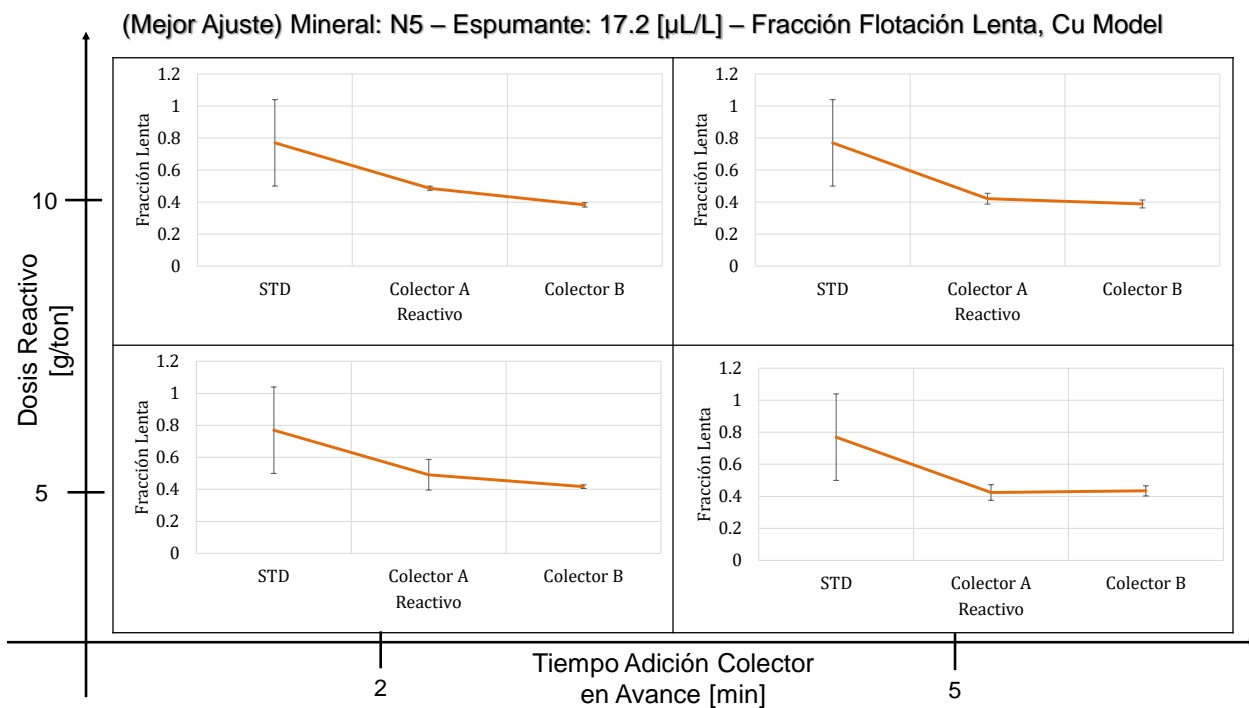


Figura 4.23. Efecto en fracción de flot. lenta (Cu) para N5 y espumante a 17.2 [μL/L].

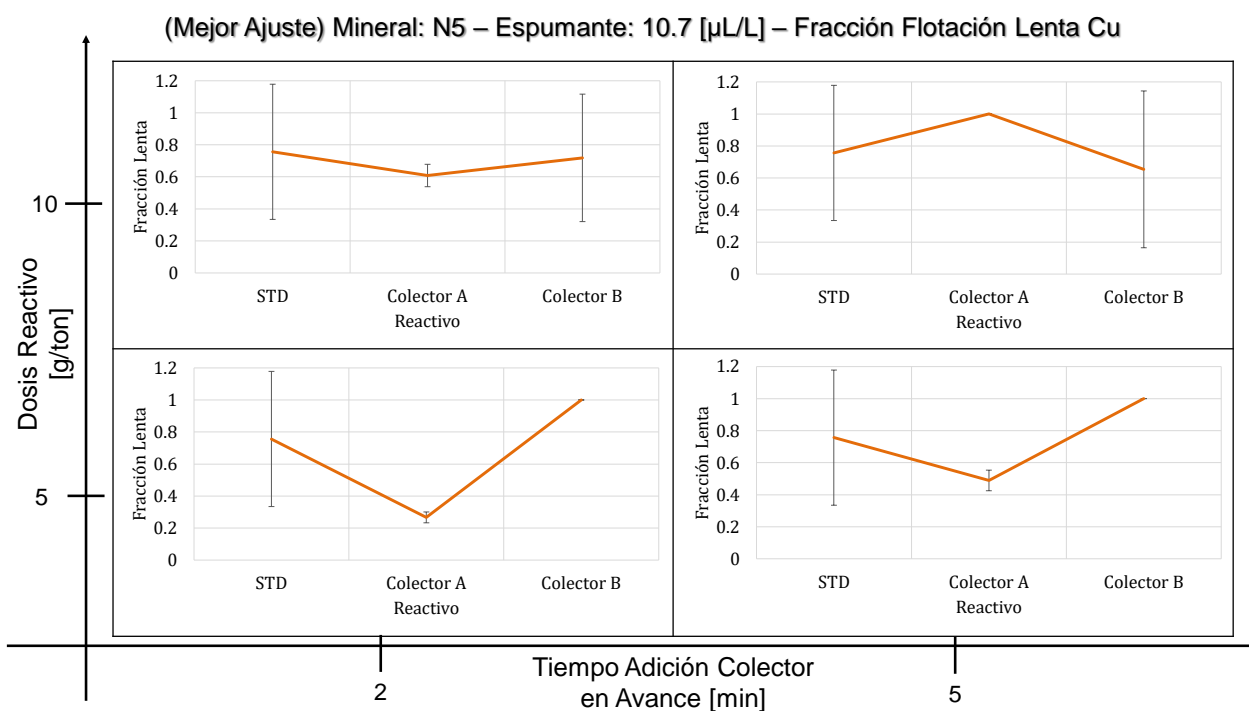


Figura 4.24. Efecto en fracción de flot. lenta (Cu) para N5 y espumante a 10.7 [μL/L].

Es por esto, que para el caso del mineral S3C se podría decir que la adición de reactivo en avance no tiene un impacto significativo en la fracción de flotación lenta del mineral.

Para mineral N5, cuando el espumante está en nivel alto (Figura 4.23), se muestra el *comportamiento ideal esperado*, dónde al adicionar reactivo en avance, la fracción de mineral que flota lento debiese disminuir, sin embargo, no se aprecia una diferencia entre el minuto 2 y 5 de adición de reactivo, ni tampoco se aprecia una diferencia entre la dosis de reactivo en avance (5 y 10 [g/ton]). Un factor en común que se presenta es que, a los 2 minutos, el Colector B parece tomar ventaja sobre el Colector A, aunque la afirmación no es válida para cuando el reactivo se adiciona al minuto 5. Además, se puede apreciar que el Colector B se muestra en todos los casos de esta figura, bajo el rango estándar (STD y barras de error), no así, el Colector A.

El comportamiento anteriormente descrito no se cumple cuando se disminuye la dosis de espumante (Figura 4.24). Además de mostrarse todos los datos dentro del rango estándar (STD y barras de error), no se observan comportamientos “ideales” como lo que ocurría anteriormente. Incluso dejando de lado la alta variabilidad del rango STD, imaginándose que los datos sin reactivo en avance se encuentran en valor 1, no hay un comportamiento como el de la figura anterior, aunque si vale la pena notar, que el Colector A, cuando su dosis es baja, muestra el mejor comportamiento más cercano al esperable, disminuyendo considerablemente el valor de la fracción de flotación lenta, respecto al estándar y al colector B (cuando su dosis también es de 5 [g/ton]).

En el Anexo Fracción de Flotación Lenta para Fe y Fracción de Flotación Lenta para M.R. (p. 204 y 206, respectivamente) se complementa esta información con nuevos gráficos, para los modelamientos con las leyes y recuperaciones de hierro y de masa. Al respecto se puede decir que el comportamiento para el modelo del hierro es prácticamente idéntico a los descrito para el cobre, sin diferencias significativas entre los datos presentados. Sin embargo, para el modelo de recuperación másica, que es, por cierto, el que menor suma de cuadrados presenta, es decir, el que mejor se ajusta a los datos, presenta algunas situaciones que son interesantes mencionar. Para el caso del S3C, todos los datos experimentales (descartando aquellos del Colector B que escapan a la lógica), presentan una tendencia al alza respecto al promedio estándar y para el caso del N5, el comportamiento es algo más mesurado, pues no se observan diferencias consistentes entre la adición de reactivo en avance y la situación estándar. Esta información adquiere alta relevancia dado a que es la recuperación en función de la masa de lo que se habla,

y no el modelo de un solo elemento y que, por lo demás, como ya se mencionó, es aquel modelo que menor suma de diferencia de cuadrados presenta.

En resumen, considerando toda la información presentada, se puede decir que el reactivo en avance no presenta un efecto significativo en la fracción de flotación lenta del mineral, para las condiciones en las que se llevaron a cabo. Esto se debe a que para disminuir la fracción de flotabilidad lenta y ver un efecto en el parámetro, el reactivo se tendría que adicionar antes que haya flotado la fracción rápida, para que así, parte de la fracción de flotación lenta logre flotarse como partículas de flotabilidad rápida. Al adicionar el reactivo al minuto 2 o 5, por sobre todo en el mineral N5 (que flota relativamente rápido, en comparación al S3C), gran parte de los minerales de rápida flotabilidad ya han flotado, por lo que una disminución en este parámetro no se vería reflejado en los gráficos. Sin embargo, dada la dificultad para flotar de los minerales del S3C, se hubiese esperado una disminución de la fracción rápida, aunque esto no se vio reflejado en la información presentada.

4.8. EFECTO EN LA RECUPERACIÓN Y LEY DE CONCENTRADO EN EXPERIMENTOS DE LABORATORIO

Desde la Figura 4.25 a la Figura 4.28, inclusive, se presentan los resultados del modelamiento cinético mediante la ecuación de Klimpel-Aplan para las recuperaciones de cobre y las diferencias producidas entre la recuperación lograda al minuto 15 y el tiempo en que se adicionó el reactivo en avance. Por ejemplo, para mostrar las diferencias en leyes de concentrado acumulado, cuando el reactivo se adicionó al minuto 5, se resta la ley acumulada de concentrado de cobre al minuto 15, menos la ley acumulada de concentrado de cobre al minuto 5:

$$\Delta LeyCu = \%Cu_{Acc-15min} - \%Cu_{Acc-5min} \quad 4.5$$

De la misma forma, se calcula para cuando el reactivo se adiciona al minuto 2, y para las diferencias de recuperaciones.

Algunas gráficas del mineral S3C muestran deltas negativos, esto se debe al extraño comportamiento del mineral mostrado en la Figura 4.3 y en la Figura 4.4, dónde el

concentrado final tiene leyes de cobre acumuladas menores que leyes acumuladas en los primeros minutos.

El objetivo de este apartado consiste en intentar demostrar la existencia de algún impacto de la adición de los reactivos en avance en la ley del concentrado (idealmente nula o positiva) y que muestren un aumento con significancia estadística en la recuperación de cobre (idealmente positiva en cuanto al estándar).

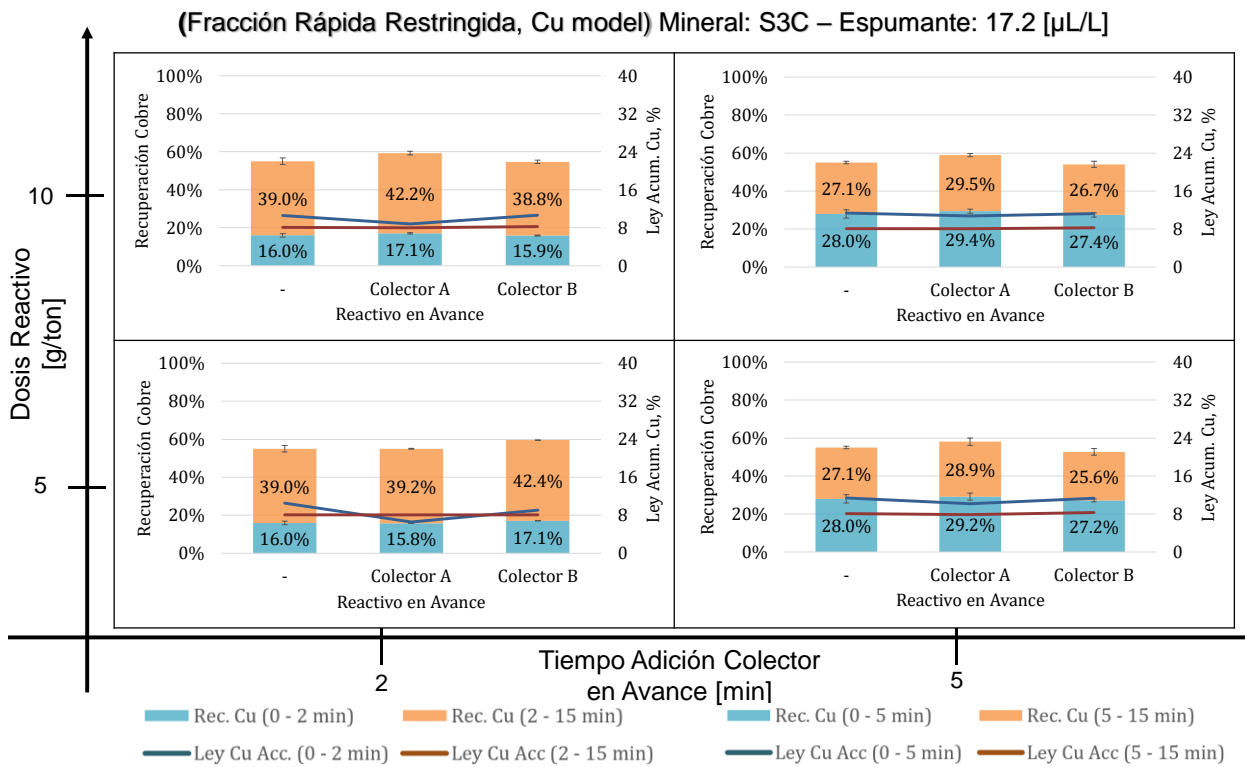


Figura 4.25. Rec. de Cu, leyes y sus diferencias para S3C y esp. a 17.2 [μL/L]

Respecto al mineral S3C cuando el espumante está en nivel alto (Figura 4.25) prácticamente todos los promedios de las diferencias de ley de concentrado se encuentran relativamente estables, por lo que es factible decir que no hay un impacto, ni negativo ni positivo en la ley del mineral obtenido, lo cual es ideal, pues no se busca recuperar más a costa de “ensuciar” el concentrado.

Lo que ocurre cuando el reactivo A se adiciona a 5 [g/ton] al minuto 2' se explica por el comportamiento del mineral S3C, en que la ley no se comporta de manera “ideal” de acuerdo a la curva de recuperación explicada en apartados anteriores. Para las diferencias de recuperación (barras naranja) se observa una condición de aumento,

respecto al estándar, en casi todos los casos para el colector A, a excepción de cuando el reactivo se adiciona al minuto 2 a dosis de 5 [g/ton], donde el colector B parece mostrar una mejora, fuera de los límites de la desviación estándar.

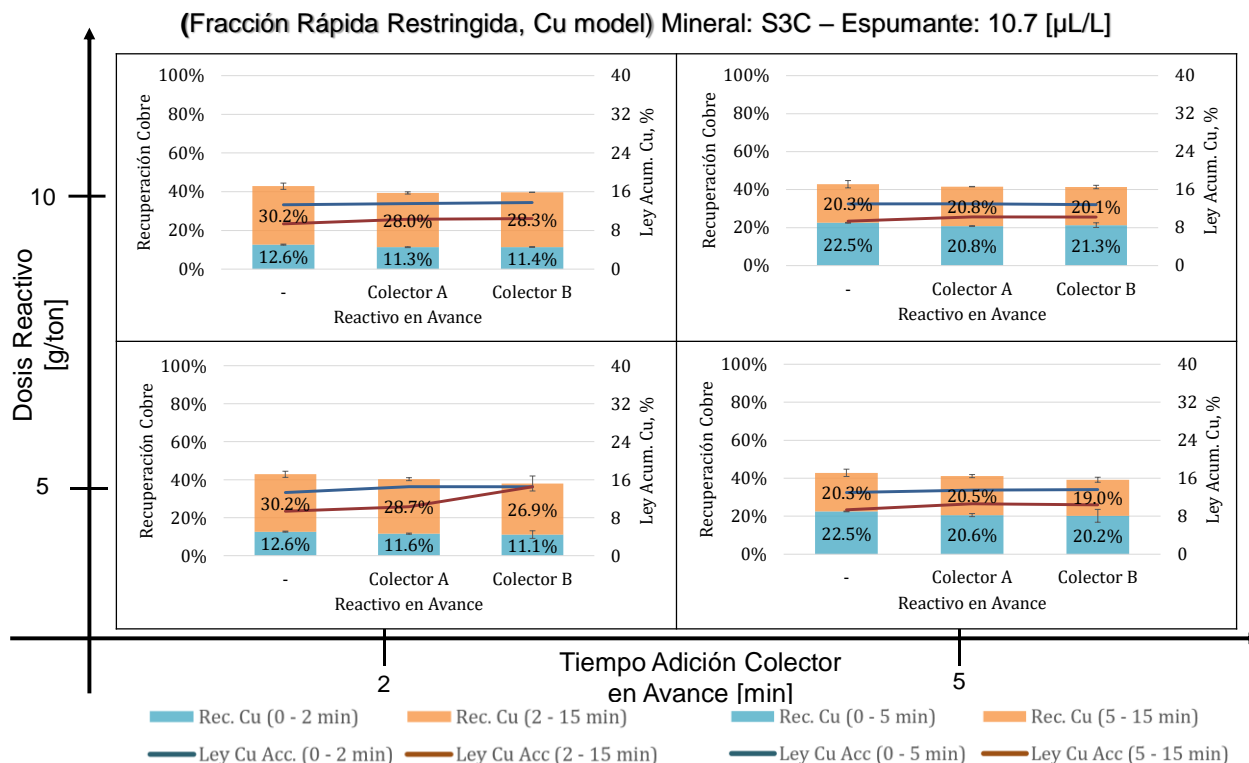


Figura 4.26. Rec. de Cu, leyes y sus diferencias para S3C y esp. a 10.7 [μL/L]

El caso del mineral S3C, cuando el espumante está en nivel bajo (Figura 4.26) no difiere mucho de lo que ocurre cuando el espumante está en nivel alto. Para las diferencias de leyes, prácticamente todos los datos experimentales están relativamente estables, lo que significa que no existe un “ensuciamiento” del concentrado, sin embargo, en el caso de las diferencias en recuperación (barras naranja), el comportamiento parece mostrar un empeoramiento respecto a la condición estándar en todos los casos, con variaciones que van desde los 0.5% a 3% menos que la condición estándar, lo que se observa también en las recuperaciones acumuladas al minuto 15 (barra completa). Es de importancia recordar que tanto la metodología experimental utilizada, como los instrumentos, materiales, reactivos y operador son constantes durante todas las pruebas, por lo que estas diferencias podrían ser explicadas por errores aleatorios, de metodología o posible “envejecimiento” de la muestra, dado que las pruebas son realizadas en días diferentes.

Para el caso del mineral N5 cuando el nivel de espumante es alto (Figura 4.27), a pesar que las diferencias en leyes de concentrado muestran una disminución respecto al estándar (más marcada cuando el reactivo se adiciona al minuto 2), se encuentran, como es de esperar, dentro de la variabilidad esperada, aunque no se descarta un posible “ensuciamiento” del concentrado, pero se necesitan más datos para aseverar esta sentencia. No existen diferencias significativas entre colectores. Las diferencias de recuperaciones de cobre se muestran mayores cuando el reactivo se adiciona al minuto dos, como es de esperar, pues el delta debe ser mayor, aunque si se compara ambos colectores versus la condición estándar para un mismo tiempo de adición, los deltas de recuperación disminuyen, quedando para el minuto 2, fuera de la incertidumbre de $\pm 1SD$ (pequeñas barras negras), una condición completamente inesperada y que concuerda con lo ocurrido en los experimentos con el mineral S3C cuando su nivel de espumante es bajo, sin embargo, esta situación es explicable por el hecho de que las recuperaciones acumuladas previo a que se adicione el reactivo (barras calipso) son siempre menores en el caso estándar, con grandes diferencias, lo que imposibilita ver una real diferencia para los resultados. Para que sean comparables, las recuperaciones acumuladas hasta el minuto previo de la adición, deben ser “iguales”.

Cuando el espumante se presenta en niveles bajos (Figura 4.28), el mineral N5 presenta un comportamiento dentro de lo esperado. Las diferencias en las leyes de cobre en concentrado muestran una leve ventaja para el Colector B, adicionado a los 2[min] y 5 [min] a 5 [g/ton]. A pesar de esto, la variabilidad de los datos es tan alta que no representa una diferencia estadísticamente significativa si se compara con la condición estándar, pero sí lo es, si sólo se considera la información entre reactivos en avance. Respecto a las diferencias de recuperación, prácticamente todos los puntos se encuentran dentro del rango de variabilidad estándar, sin embargo, nuevamente se observa una tendencia que favorece a ambos colectores sobre el estándar, sin poder observar una diferencia significativa entre reactivos.

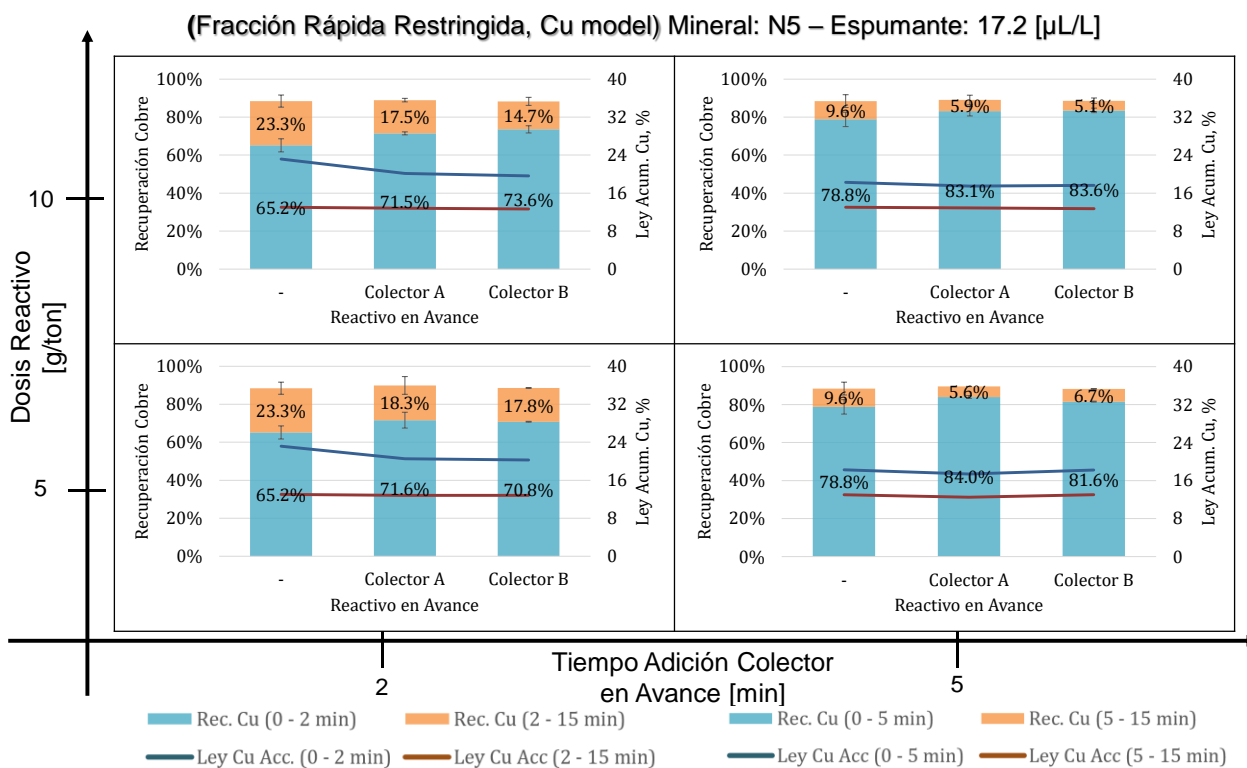


Figura 4.27. Rec. de Cu, leyes y sus diferencias para N5 y esp. a 17.2 [μL/L]

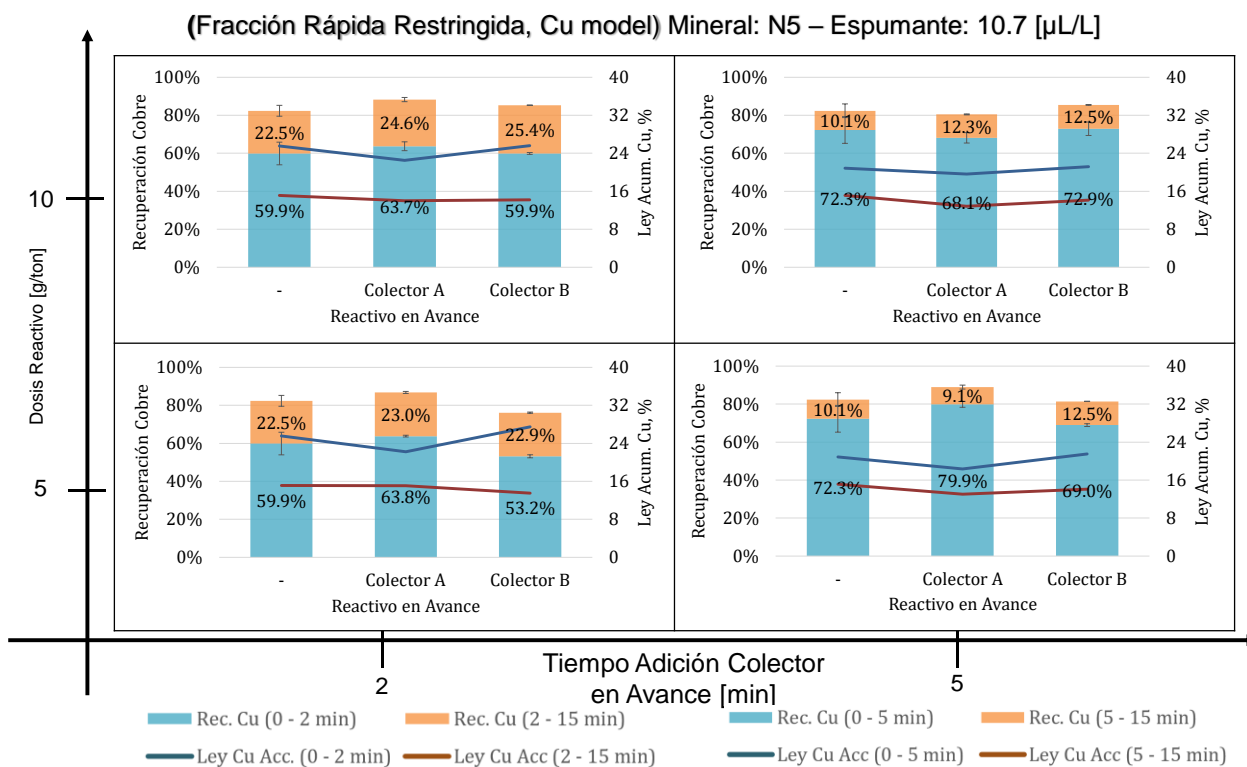


Figura 4.28. Rec. de Cu, leyes y sus diferencias para S3C y esp. a 10.7 [μL/L]

4.9. SELECTIVIDAD CU – FE EN EXPERIMENTOS DE LABORATORIO

Esta sección presentará gráficas que muestran valores promedio de Factor Metalúrgico e Índice de selectividad tal y cómo han sido definidos en la sección Índice de Selectividad y Factor Metalúrgico (p. 69). De acuerdo a lo planteado en esta sección, el factor metalúrgico (ecuación 2.6) es un parámetro que considera no solo la recuperación, sino también, la ley del concentrado y la alimentación, de manera que se convierte en un parámetro robusto al momento de comparar. El factor se presenta en barras, acompañado de la desviación estándar.

El índice de selectividad corresponde a la ecuación 2.5 planteada con anterioridad, un factor que considera leyes de cobre y hierro en concentrado y colas, con el objetivo de estimar la selectividad de uno por otro. A mayor valor del parámetro, mayor es la selectividad del cobre sobre el hierro.

Para el mineral N5 cuando el espumante está en nivel alto (Figura 4.29 y Figura 4.30), los factores metalúrgicos más alto los encontramos para el Colector A a 5 [g/ton] cuando se adiciona al minuto 2, y para el Colector B a 5 [g/ton] cuando se adiciona a los 5 [min], una aseveración que se fortalece, además, dado que son los valores que presentan menores desviaciones estándar. Por otro lado, la selectividad no parece variar demasiado como para asegurar que la adición de uno u otro reactivo tiene una influencia directa sobre la selectividad de cobre sobre hierro.

Para el mismo mineral anterior, cuando el espumante se encuentra esta vez en niveles bajos (Figura 4.31 y Figura 4.32), se observan claramente reacciones negativas al adicionar reactivo en avance, incluso considerando las desviaciones estándar, aunque la selectividad sigue sin variar demasiado. El FM se encuentra en el primer caso para el colector A cuando se adiciona a 5 [g/ton] al minuto 2, mientras que, en el segundo caso, el mejor FM se encuentra para la condición estándar, una reacción que se venía ya presagiando de resultados anteriores.

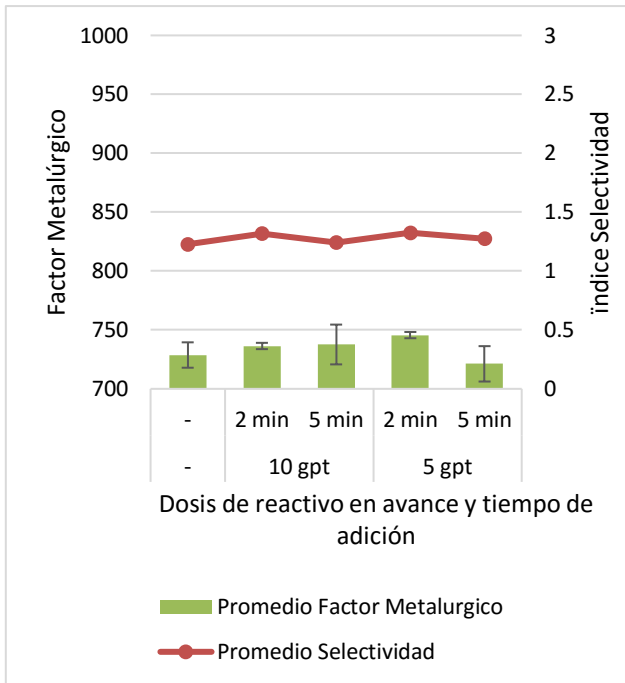


Figura 4.29. Selectividad y FM (N5 – Colector A – esp. 17.2 [µL/L]).

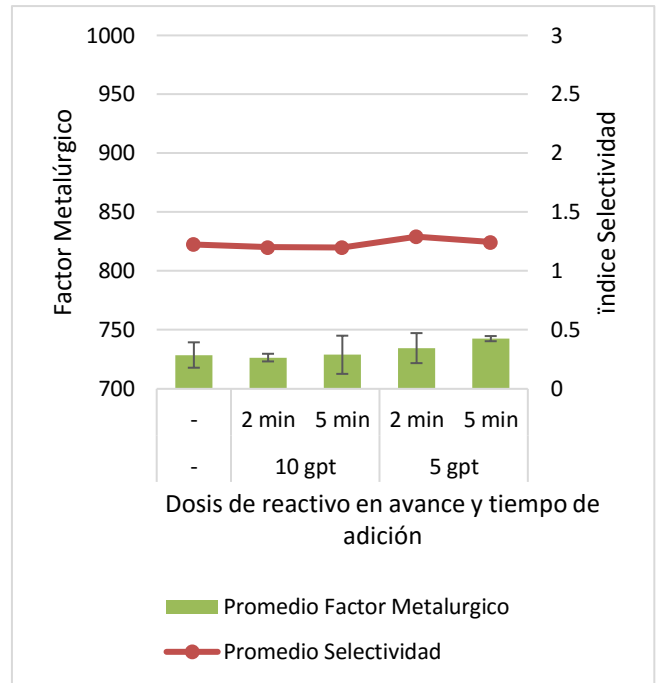


Figura 4.30. Selectividad y FM (N5 – Colector B – esp. 17.2 [µL/L]).

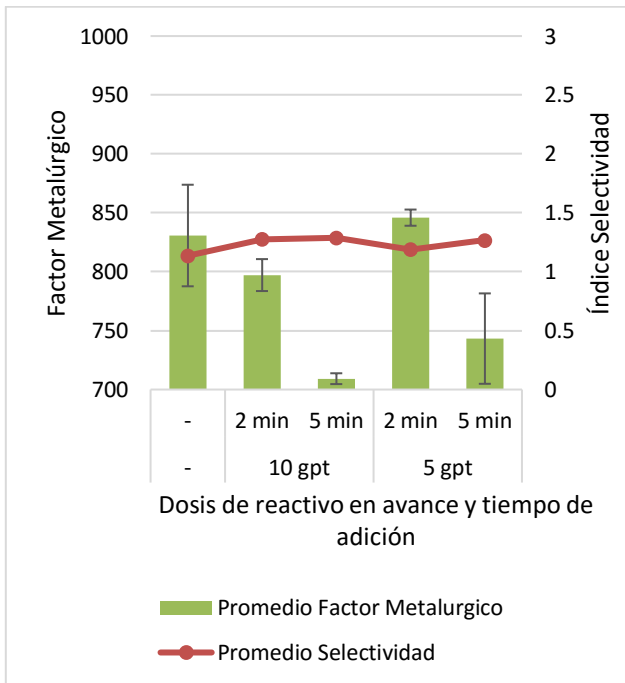


Figura 4.31. Selectividad y FM (N5 – Colector A – esp. 10.7 [µL/L]).

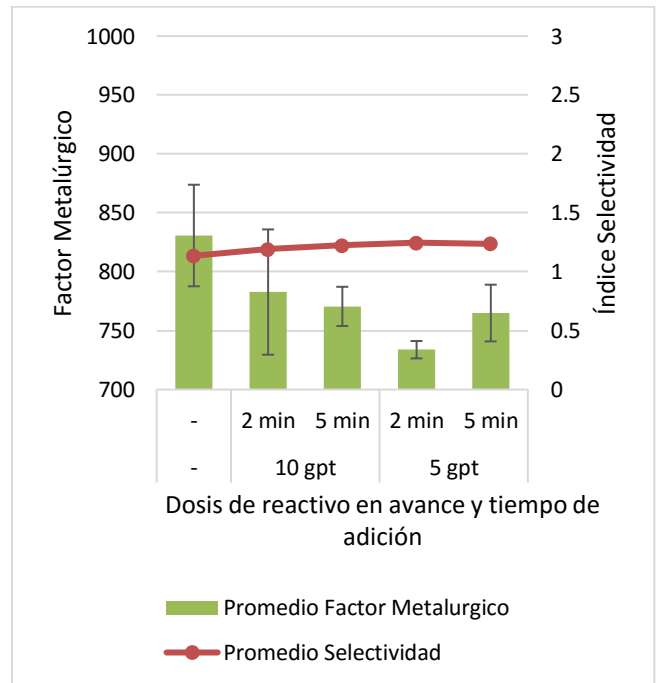


Figura 4.32. Selectividad y FM (N5 – Colector B – esp. 10.7 [µL/L]).

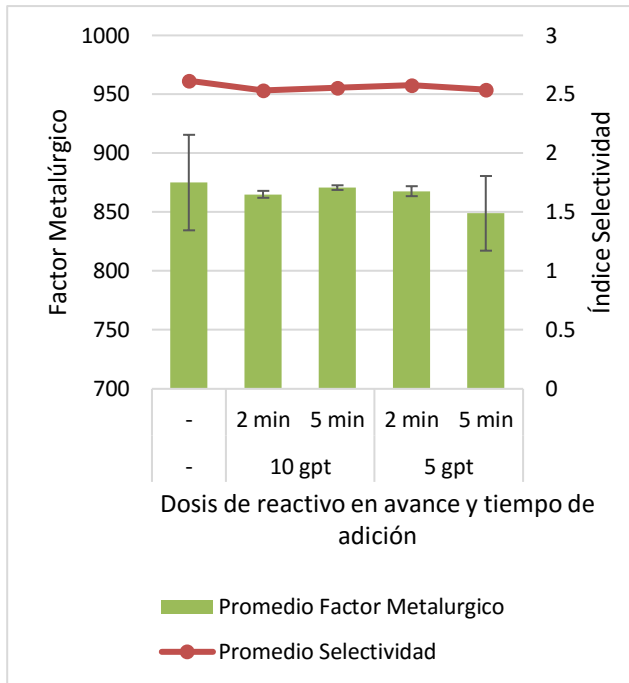


Figura 4.33. Selectividad y FM (S3C – Colector A – esp. 17.2 [μL/L]).

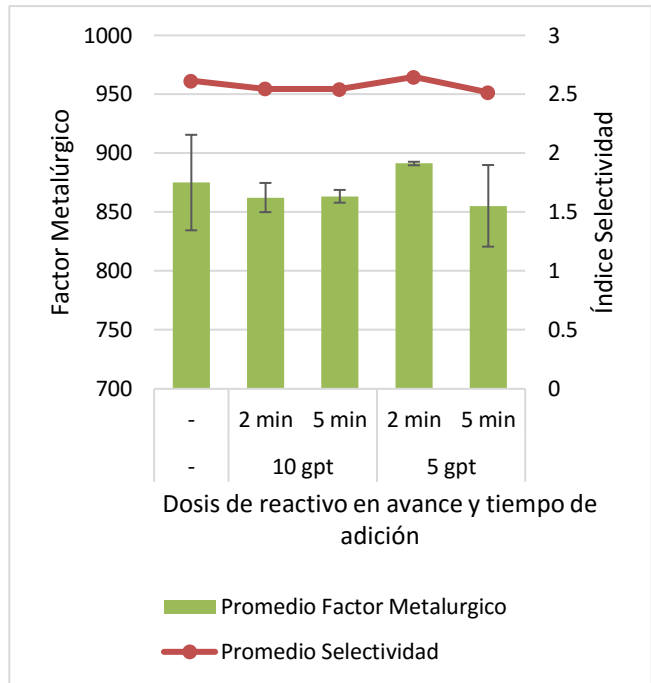


Figura 4.34. Selectividad y FM (S3C – Colector B – esp. 17.2 [μL/L]).

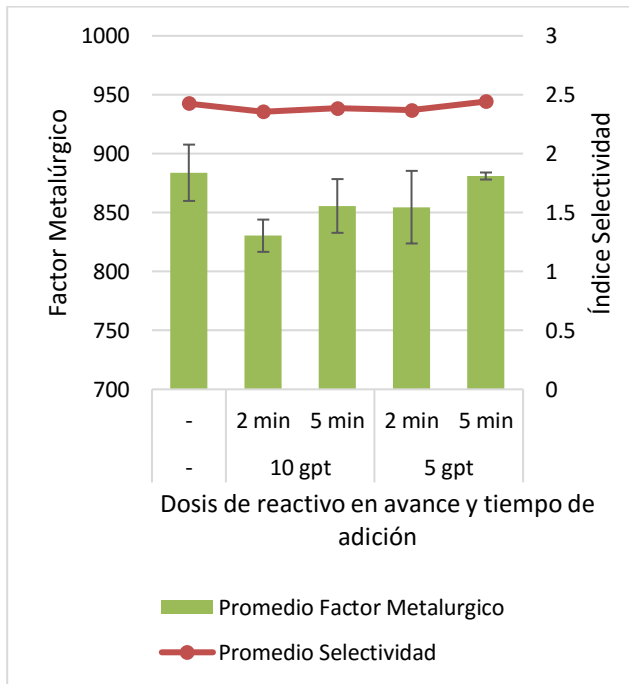


Figura 4.35. Selectividad y FM (S3C – Colector A – esp. 10.7 [μL/L]).

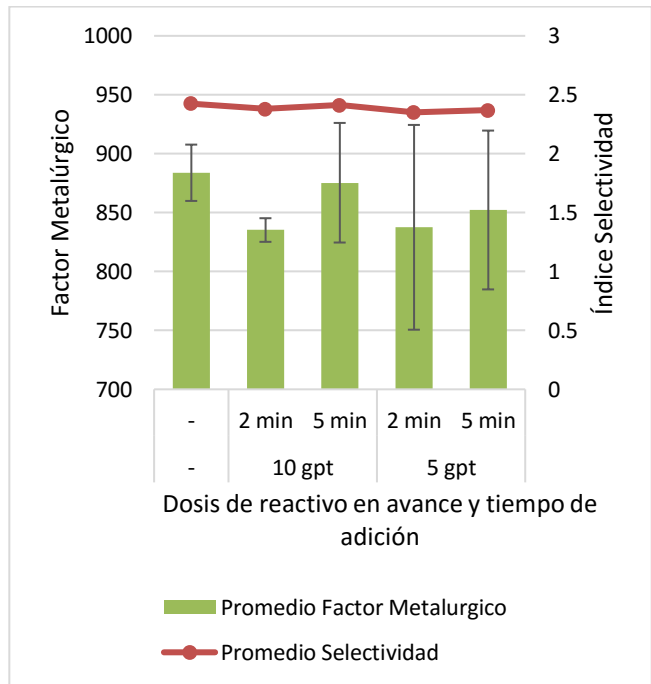


Figura 4.36. Selectividad y FM. (S3C – Colector B – esp. 10.7 [μL/L]).

Para el mineral S3C en general, se observa mayores FM's y mayores índices de selectividad. Cuando el espumante se encuentra en niveles altos (Figura 4.33 y Figura 4.34) no se muestran diferencias significativas para los FM's ni las selectividades¹¹, ni tampoco una condición que perjudique la recuperación, ocurriendo algo similar cuando el espumante se encuentra en nivel bajo (Figura 4.35 y Figura 4.36).

Tal como se observa en la Figura 4.37 y Figura 4.38 para el mineral S3C, no existen diferencias significativas entre los índices de selectividad ni las recuperaciones, y que la selectividad del cobre sobre el hierro es bastante superior en comparación el mineral N5 (ver Figura 4.39 y Figura 4.40). Por otro lado, comparando recuperaciones de cobre y hierro en las pruebas estándar, versus la adición de algún colector (A o B), no se observan diferencias significativas, pues en la gran mayoría de los casos, las barras de error se sobrelapan.

Bajo estas condiciones se puede concluir que no se observa un incremento positivo en las recuperaciones, incluso considerando leyes de alimentación y de concentrado, y que la selectividad de cobre sobre el hierro no muestra el efecto esperado, de acuerdo a lo que establecen los proveedores.

¹¹ En algunos casos se observa que las barras de error no se sobrelapan, sin embargo, al realizar intervalos con 95% de confianza, los resultados muestran diferencias no significativas. Más detalles se pueden ver en la sección de Intervalos de Confianza en Anexos.

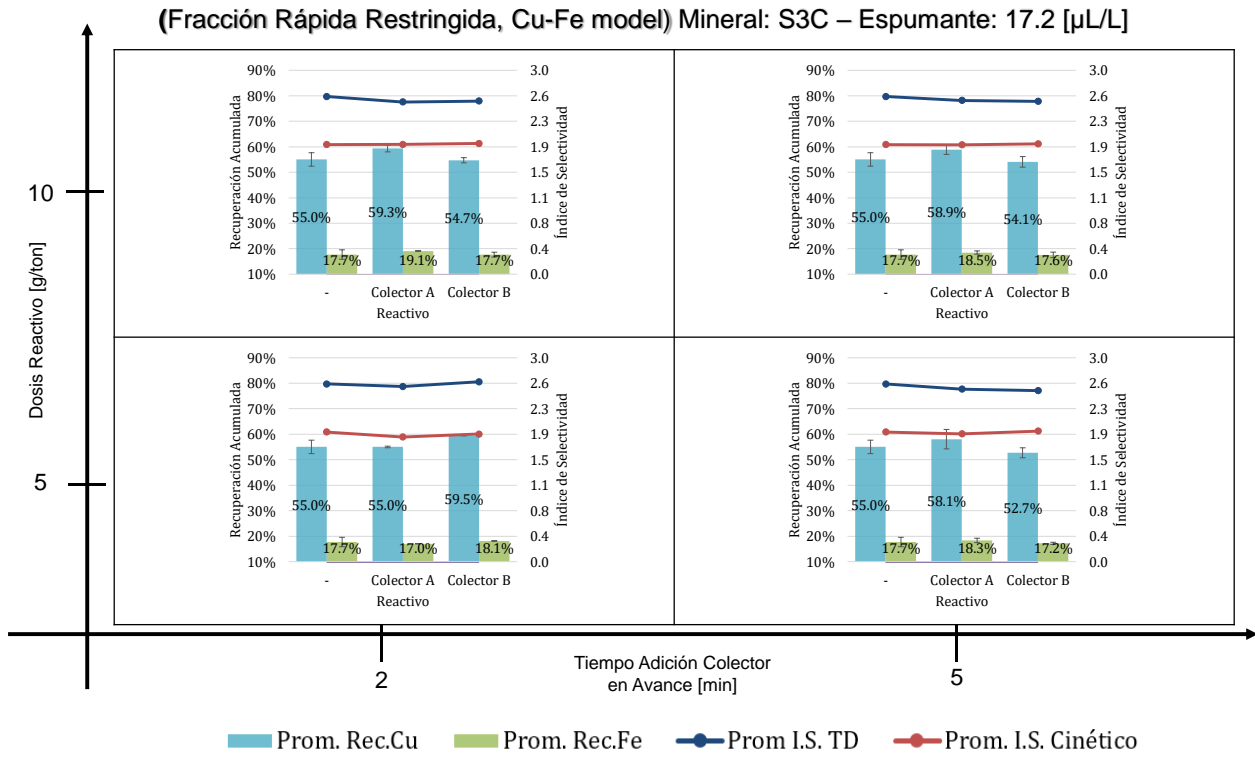


Figura 4.37. Recuperaciones acumuladas de Cu y Fe e I.S. (S3C y espumante alto).

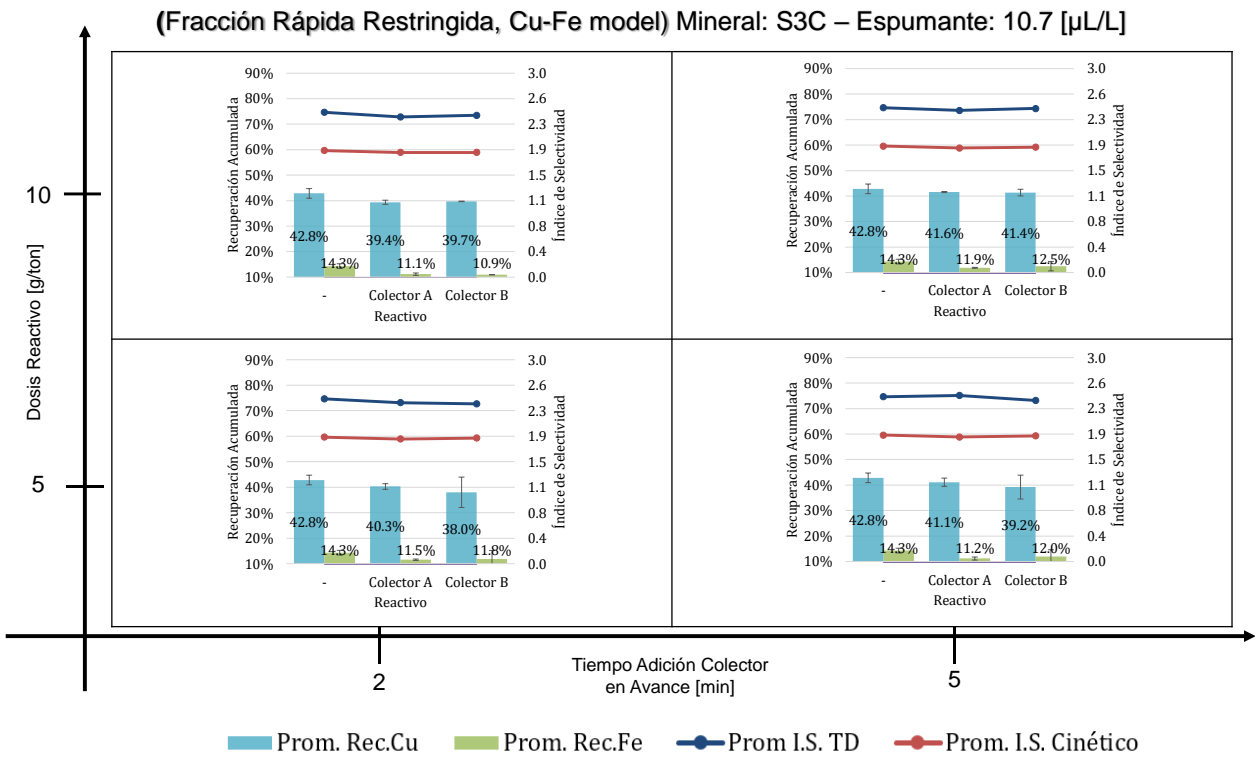


Figura 4.38. Recuperaciones acumuladas de Cu y Fe e I.S. (S3C y espumante bajo).

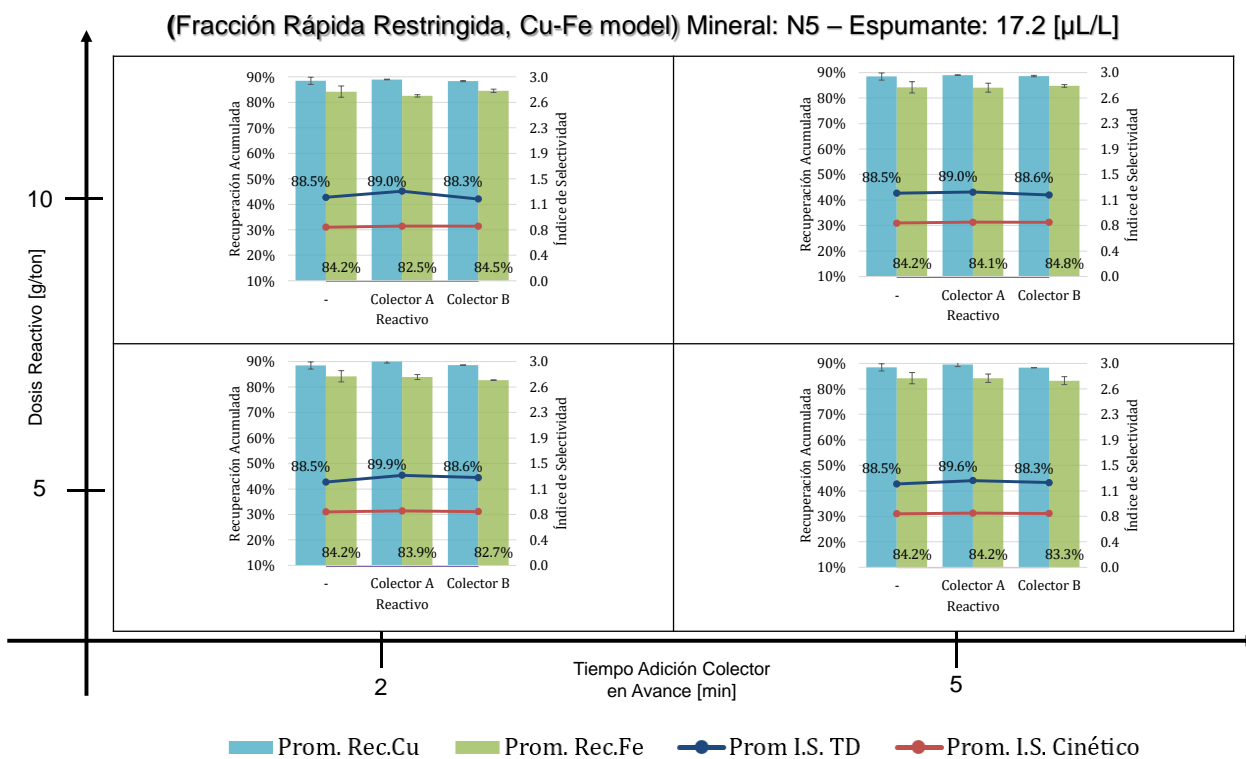


Figura 4.39. Recuperaciones acumuladas de Cu y Fe e I.S. (N5 y espumante alto).

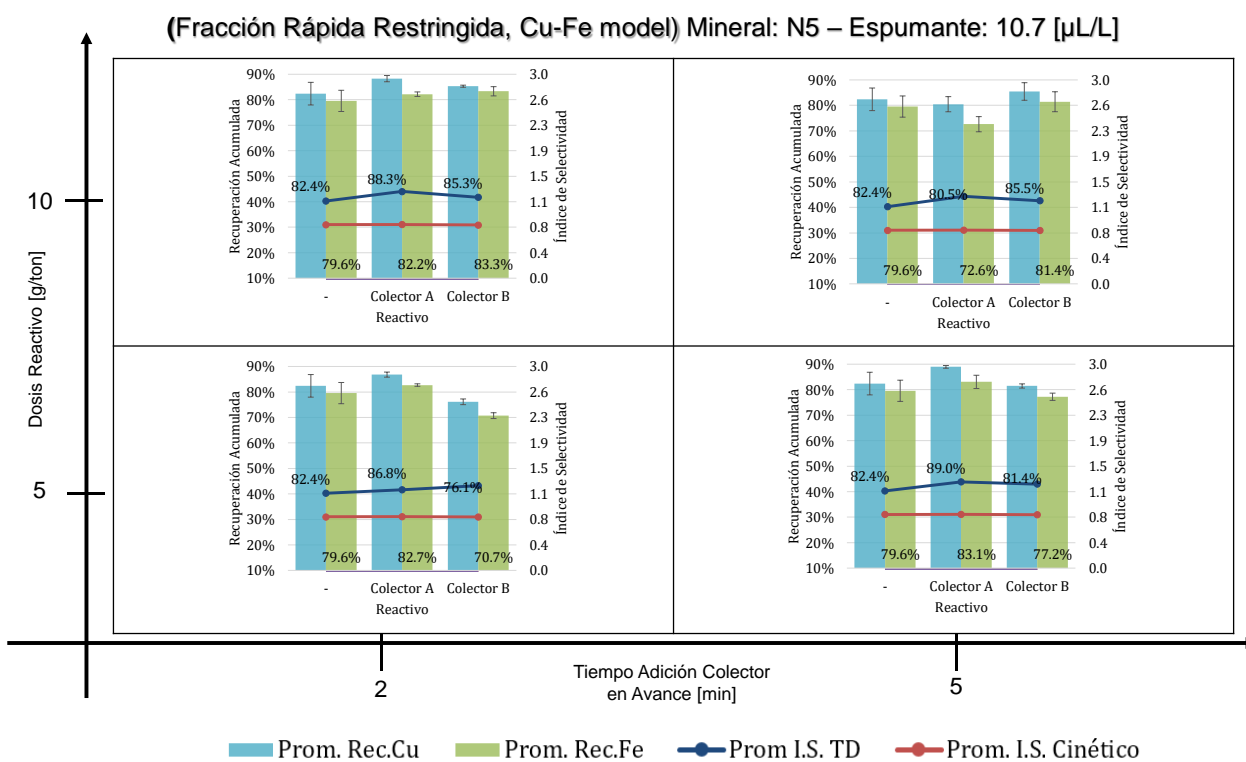


Figura 4.40. Recuperaciones acumuladas de Cu y Fe e I.S. (N5 y espumante bajo).

4.10. INTERVALOS DE CONFIANZA PARA EXPERIMENTOS DE LABORATORIO

En MiniTab se realiza gráficos de intervalos de confianza, el cual es un resumen de la distribución de datos de experimentos que muestra la tendencia central y su variabilidad, graficando en un punto el promedio, y el intervalo del 95% de confianza en una barra. Cuando los intervalos no se sobrelapan, significa que probablemente la diferencia de los promedios es estadísticamente significativa. [42]

De los gráficos que se presentan en los anexos (apartado 6.12.4, p. 218 en adelante) se observa que prácticamente en ningún caso existen diferencias significativas entre los promedios de los parámetros analizados, a excepción de los casos que se presentan a continuación:

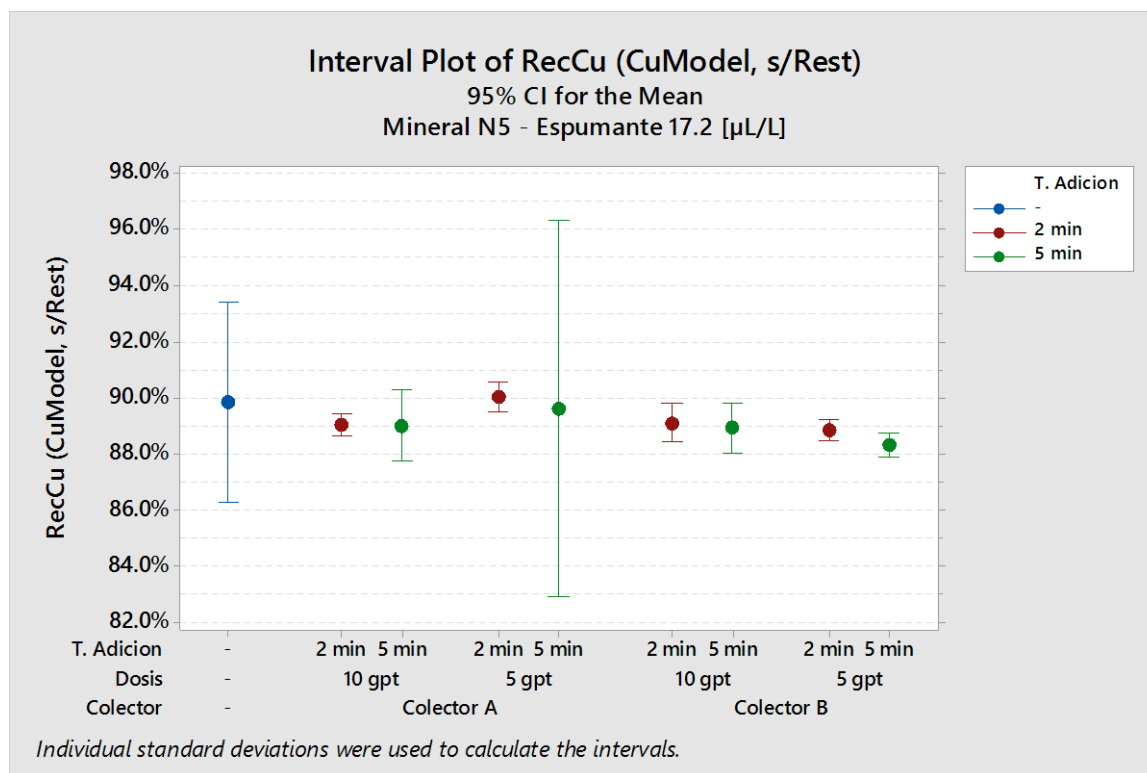


Figura 4.41. IC para Recuperación de Cobre, N5-alto (modelo Cu, sin restricción).

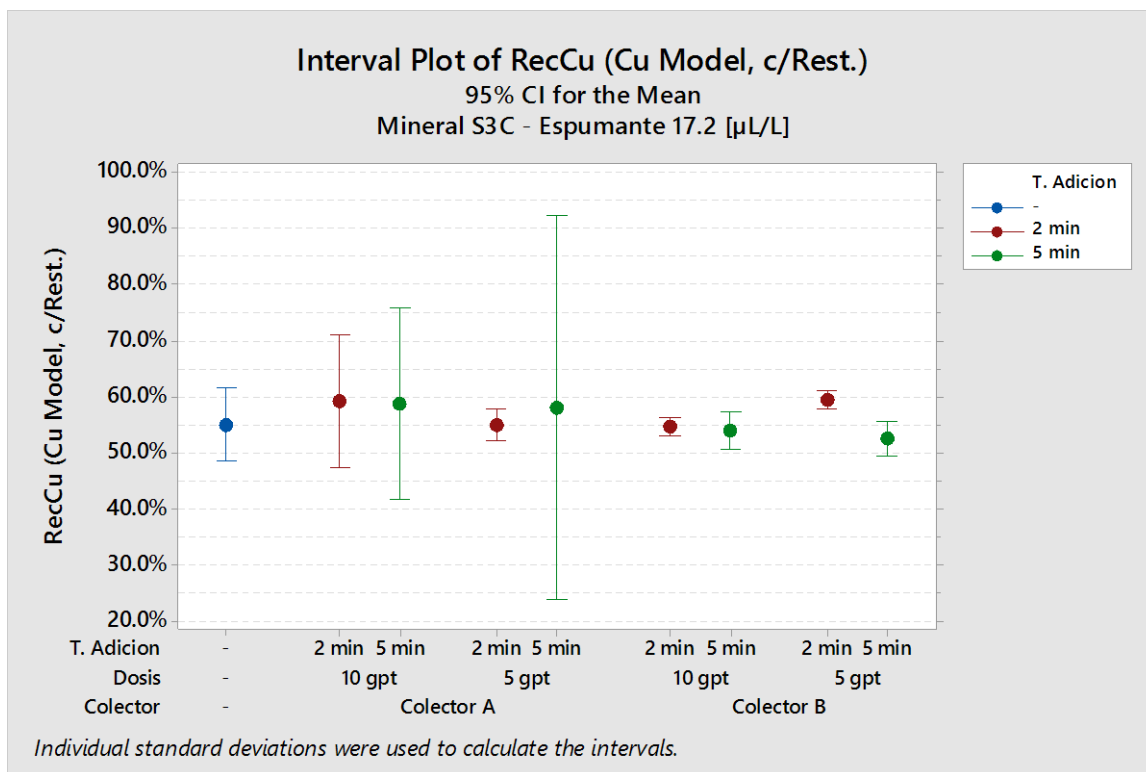


Figura 4.42. IC para Recuperación de Cobre, S3C-alto (modelo de Cu, con restricción).

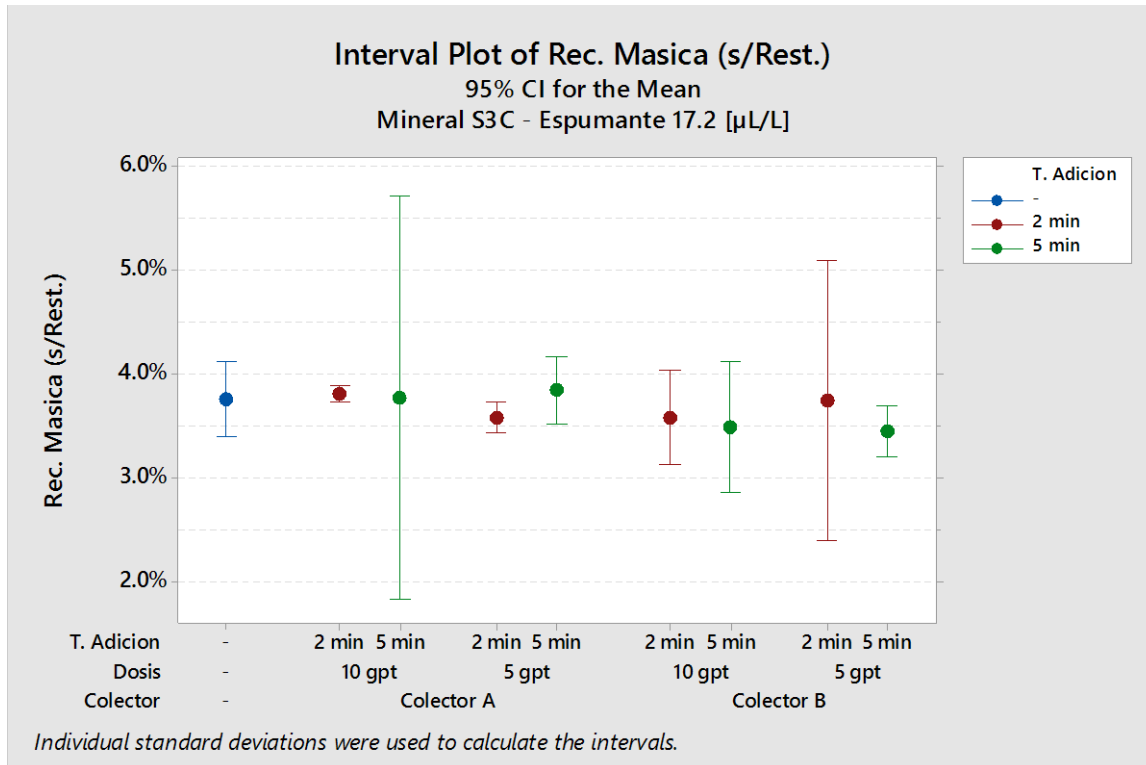


Figura 4.43. IC para recuperación másica, S3C-alto (sin restricción).

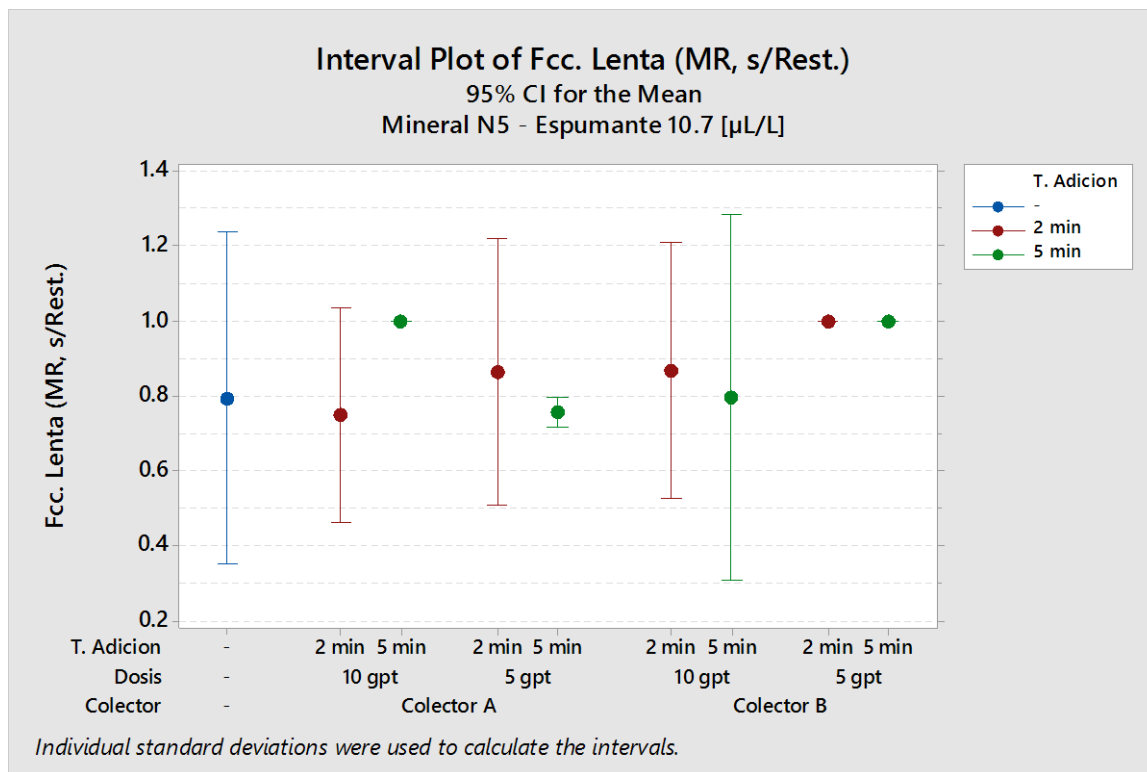


Figura 4.44. IC para Fracción de flotabilidad lenta, N5-bajo (modelo MR, sin restricción).

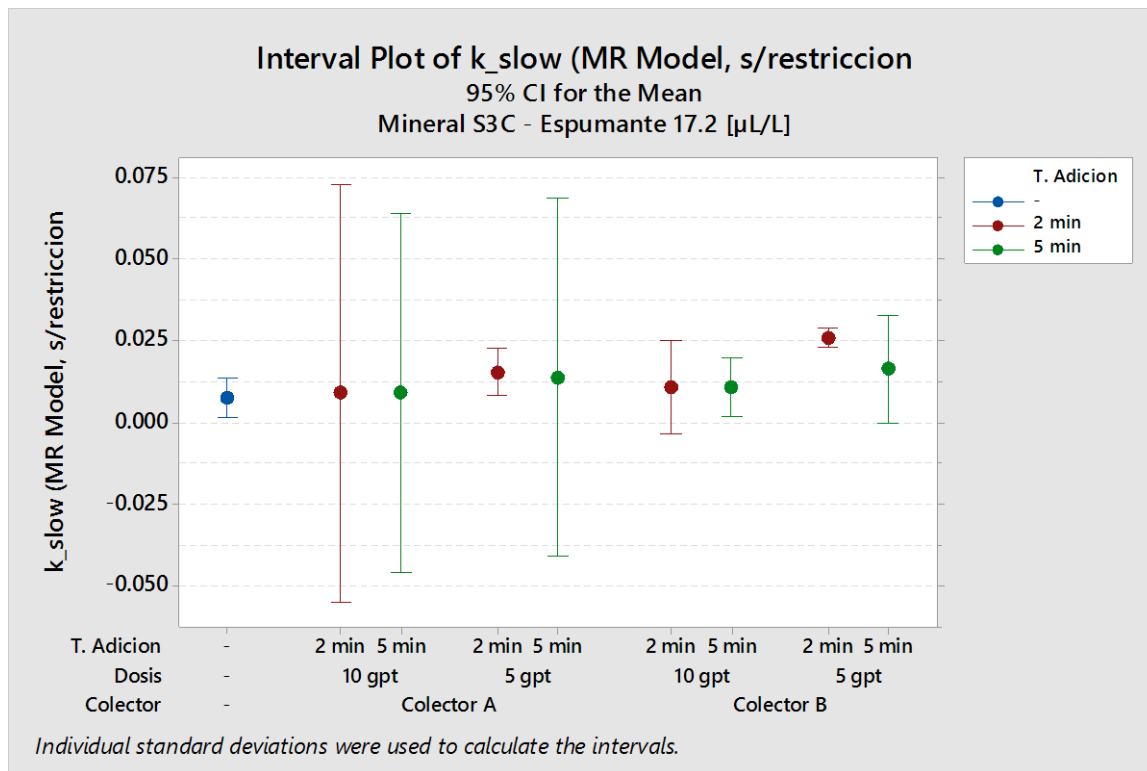


Figura 4.45. IC de Constante Cinética Lenta, S3C-alto (modelo MR, sin restricción).

En la Figura 4.41 se observa una probable diferencia significativa de los promedios para el Colector A, para los 2 minutos, comparando 10 y 5 [g/ton], dando a este reactivo una dosis óptima de 5 [g/ton], para el mineral N5 con espumante en nivel alto, sin embargo, las diferencias no son significativas en comparación a las pruebas estándar.

Para el S3C, con el espumante a nivel alto, ocurre algo similar (ver Figura 4.42). Se observa que, para el Colector B, la recuperación de cobre es mayor con el colector B para 5 [g/ton], comparándolo con 10 [g/ton], aunque, al igual que en la figura anterior, las diferencias no son significativas en comparación al estándar. Bajo las mismas condiciones, el modelo de la recuperación másica sin restricción muestra una posible mayor recuperación en masa para el colector A con 10 [g/ton] a los 2 [min] (ver Figura 4.43), aunque al igual que en casos anteriores, las diferencias no son significativas en comparación al estándar.

Para los intervalos de confianza de la fracción de flotabilidad lenta muestra una posible diferencia significativa para el mineral N5, con espumante a nivel bajo cuando el colector A se adiciona a los 5 [min], comparando las dosis, donde se muestra una mejor (menor) fracción de flotabilidad lenta para los 5 [g/ton] (Figura 4.44).

Cuando se modela por la recuperación másica los datos del mineral S3C con un nivel alto de espumante y el colector se adiciona en una dosis de 5 [g/ton] a los 2 [min], la constante cinética lenta muestra un valor que aumenta para el colector B, respecto al A, y, a diferencia de todos los demás gráficos, también aumenta respecto a la condición estándar.

Dadas estas condiciones tan puntuales y que no siguen un comportamiento tendencial esperado, se puede asegurar que no existe diferencia significativa para afirmar que un colector es mejor que otro, o que se tiene una diferencia entre ambas dosis de reactivos o en los tiempos de adición.

4.11. EFECTO EN LEYES DE COBRE EN COLAS.

Como se observa en los anexos 6.12.5.1, en la página 222, a pesar de mostrar posibles diferencias en las leyes de cola final, los resultados no muestran diferencias significativas, de acuerdo al objetivo buscado.

4.12. RESULTADOS DE PRUEBAS INDUSTRIALES

Dada la gran cantidad de información recopilada para las 12 pruebas realizadas en la PCLC y los muestreos cinéticos hechos en la PCLS, es imposible mostrar gráfico a gráfico todos los datos (recuperaciones, alturas de espuma, velocidades de rebose, dosificaciones de reactivos, porcentaje de operatividad de *Experto*¹², leyes de alimentación, cola y concentrado, flujos máxicos y caudales de: pulpa, mineral seco, concentrado y relaves, etc.). Es por esto que gran parte de los gráficos y tablas se encontrarán en el anexo (pág. 254), siendo incluso así, varios de éstos omitidos. En esta sección se ha de presentar aquellos datos, gráficos y tablas más representativos para la toma de decisión final en el capítulo siguiente.

4.12.1. RESULTADOS PRUEBAS EXPLORATORIAS INDUSTRIALES PCLC (COLECTOR A)

En general, la gran mayoría de las pruebas en planta se comportó de manera similar: sin presentar un impacto visible significativo en recuperaciones de cobre, leyes de cobre en concentrado y colas.

Como se observa en la Figura 4.46, la variabilidad en la recuperación de cobre (antes, durante y después de la adición de colector en avance, entre líneas verticales de color gris) es increíblemente elevada, incluso antes de iniciar la adición la recuperación varía aproximadamente en un 15%, desde un 84% a un 69%. Esto hace que sea increíblemente complicado evaluar la situación propuesta intentando mostrar un posible aumento de un 0.6% en la recuperación Rougher, sin embargo, se mostrarán los resultados obtenidos de todas formas en las siguientes páginas. Una información detallada en gráficos y datos se encontrará en los anexos.

De la misma forma, en la Figura 4.47, se observa, para el mismo rango de tiempo que la figura anterior, una tendencia relativamente estable en las leyes de cola de las 8 filas de la flotación Rougher de la prueba realizada el 21 de abril de 2015 con colector A; no es

¹² Sistema de operación y control semi-automático implementado en ambas plantas, aún en proceso de estabilización y búsqueda de parámetros óptimos.

posible distinguir una disminución significativa en las leyes de cola para cobre, ni para esta ni las demás pruebas realizadas en planta.

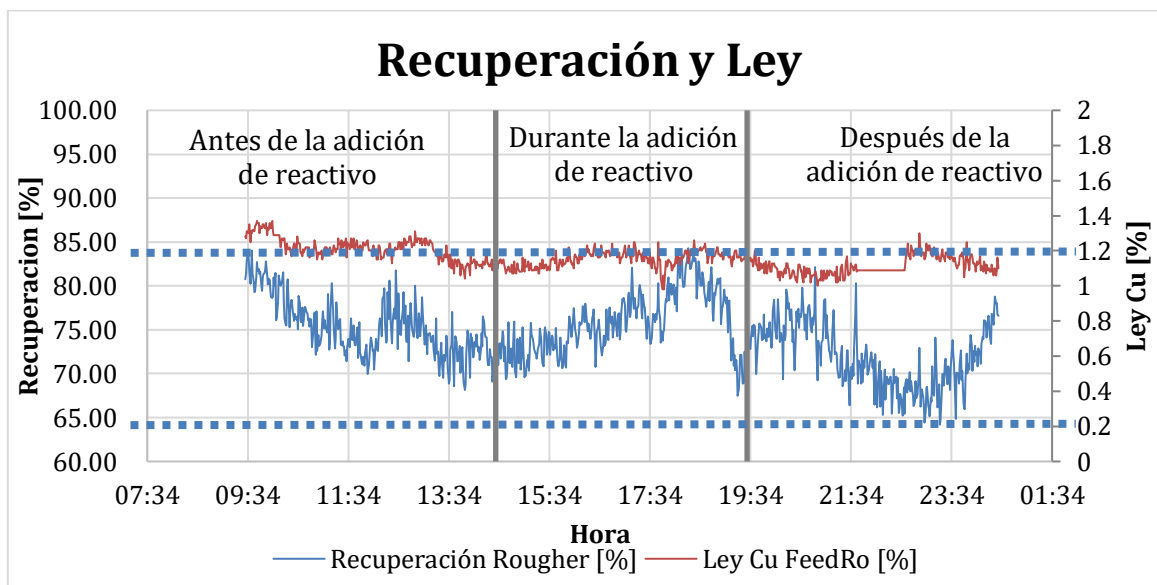


Figura 4.46. Recuperación y ley de cobre en prueba exploratoria de adición de reactivo A en planta Rougher Los Colorados, 21 de abril, 2015.

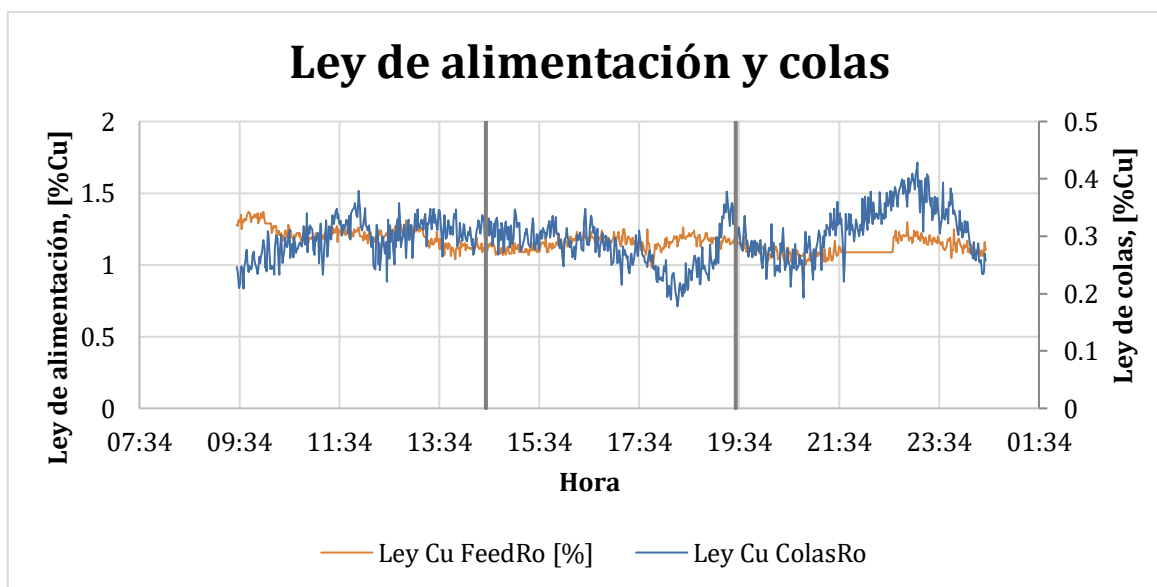


Figura 4.47. Ley de alimentación y colas de cobre en prueba exploratorio de adición de reactivo A en planta Rougher Los Colorados, 21 de abril, 2015.

Como se observa en la mayoría de los casos de los anexos, las condiciones en las que se realiza la prueba están dentro del rango normal, y si no lo están, al menos se mantienen relativamente constantes antes y durante la adición de reactivo. Sin embargo,

no se ha logrado identificar una diferencia significativa en recuperación y ley de colas, antes y durante la prueba, dado que las diferencias que se espera observar son demasiado pequeñas en comparación a lo que es la variabilidad de planta, de la que ya se habló en apartados anteriores.

De las 12 pruebas realizadas con el Colector A en la planta Los Colorados se obtuvieron los siguientes resultados en promedio, de los cuales 4 han sido descartados debido a situaciones que ocurrieron durante la prueba que no se deben considerar, con información reconciliada:

Tabla 4.1. Resumen de promedio de recuperaciones de cobre antes, durante y después de la adición de reactivo A en Los Colorados.

<i>Día</i>	<i>Rec. Cu Antes de la adición de reactivo</i>	<i>Rec. Cu Durante la adición de reactivo</i>	<i>Rec. Cu Después de la adición del reactivo</i>	<i>Diferencia de Rec. de Cu entre Durante y Antes</i>	<i>Diferencia de Rec. de Cu entre Durante y Después</i>
1	86.37	86.98	87.69	0.62	-0.71
2	83.37	86.70	90.51	3.33	-3.81
3	88.32	86.39	84.94	-1.93	1.45
5	83.33	84.48	83.83	1.15	0.65
6	86.66	81.93	82.47	-4.72	-0.53
7	76.79	77.09	73.40	0.30	3.68
8	81.20	77.75	81.95	-3.46	-4.20
9	83.68	81.67	91.29	-2.01	-9.62

Tabla 4.2. Leyes de cola y diferencias antes, durante y después de la adición de reactivo A en avance en Los Colorados.

<i>Día</i>	<i>Ley Cu Antes</i>	<i>Ley Cu Durante</i>	<i>Ley Cu Después</i>	<i>Dif Antes-Durante</i>	<i>Dif Después-Durante</i>
1	0.18	0.18	0.18	0.00	-0.01
2	0.21	0.18	0.13	0.02	-0.05
3	0.16	0.17	0.18	-0.01	0.01
5	0.21	0.24	0.26	-0.03	0.02
6	0.20	0.32	0.34	-0.12	0.02
7	0.30	0.28	0.31	0.02	0.03
8	0.20	0.24	0.20	-0.03	-0.04
9	0.24	0.24	0.19	-0.00	-0.04

Se realiza análisis de intervalos de confianza para ambas diferencias presentadas, con el objetivo de determinar si los promedios de las diferencias representan una diferencia significativa¹³ diferente a 0 (primera hipótesis), y si es mayor esta diferencia en el rango *durante – antes y durante – después de la adición a 0.6%* (segunda hipótesis).

Es importante destacar que para la obtención de cada uno de estos promedios se ha descartado el 5% de los datos extremos y que la información ha sido tomada desde el software PHD-Honeywell, con unas 300 mediciones aproximadamente, de acuerdo a lo que entrega las sonda Amdel.

En la Tabla 4.3 se muestran los resultados de la prueba *2t* en MiniTab con las diferencias presentadas en la Tabla 4.1.

Tabla 4.3. t-test 90% de confianza. Hipótesis: el promedio de las diferencias en recuperación de cobre es diferente a cero.

Paired T-Test and CI: RecCu Durante, RecCu Antes				
	N	Mean	StDev	SE Mean
RecCu Durante	8	82.87	3.94	1.39
RecCu Antes	8	83.71	3.62	1.28
Difference	8	-0.840	2.652	0.938
90% CI for mean difference: (-2.617, 0.936)				
T-Test of mean difference = 0 (vs ≠ 0): T-Value = -0.90 P-Value = 0.400				
Paired T-Test and CI: RecCu Durante, RecCu Despues				
	N	Mean	StDev	SE Mean
RecCu Durante	8	82.87	3.94	1.39
RecCu Despues	8	84.51	5.69	2.01
Difference	8	-1.64	4.14	1.46
90% CI for mean difference: (-4.41, 1.14)				
T-Test of mean difference = 0 (vs ≠ 0): T-Value = -1.12 P-Value = 0.301				
Two-Sample T-Test and CI				
	N	Mean	StDev	SE Mean
ConRA	8	82.08	4.30	1.5
SinRA	16	83.29	4.89	1.2
Difference = μ (ConRA) - μ (SinRA)				
Estimate for difference: -1.22				
90% CI for difference: (-4.64, 2.20)				
T-Test of difference = 0 (vs ≠): T-Value = -0.62 P-Value = 0.542 DF = 15				

¹³ Valor-P menor a 0.1, dada la confianza utilizada de 90% para los test t, recomendado por T. Napier Munn [43]

Tabla 4.4. *t*-test 90% de confianza, hipótesis: la diferencia estimada de las leyes de cola sin y con adición es diferente a cero.

Two-Sample T-Test and CI: Sin Adicion, Con Adicion				
	N	Mean	StDev	SE Mean
Sin Adicion	16	0.2189	0.0565	0.014
Con Adicion	8	0.2311	0.0522	0.018

Difference = μ (Sin Adicion) - μ (Con Adicion)
 Estimate for difference: -0.0122
 90% CI for difference: (-0.0529, 0.0285)
 T-Test of difference = 0 (vs \neq): T-Value = -0.53 P-Value = 0.607 DF = 15

En la Tabla 4.4 se muestran los resultados de un análisis *2t* de los resultados presentados en la Tabla 4.2, considerando un 90% de confianza. Se observa que el promedio de las leyes de cobre en colas con adición de reactivo en avance es mayor que a la condición estándar (objetivo diametralmente opuesto o lo buscado), sin embargo, esta diferencia no es significativa, dada la probabilidad mostrada por el valor P de 0.61.

Como se observa en ambos resultados, las diferencias en recuperación obtenidas no son significativas (el valor-P en todos los casos es mayor a 0.1). Se debe hacer notar en ambas tablas que el promedio de las diferencias *anterior* y *durante* la adición es negativo, lo que implica que las diferencias de las recuperaciones en promedio son menores cuando el reactivo se adiciona, por lo que se puede decir que, de acuerdo a esta información, no existe diferencia entre la adición y la no adición del reactivo, bajo las condiciones bajo las cuales se llevaron a cabo las pruebas (detalladas en anexos).

No es posible afirmar bajo estas condiciones que la adición de reactivo en avance en la planta tiene un impacto positivo visible, aunque, tampoco tendría un impacto negativo de acuerdo a estos tests.

A modo de complemento, se presenta un gráfico con los intervalos de confianza de 90% de los promedios de las recuperaciones de cobre, antes, durante y después de la adición, dónde se ratifica lo aseverado con anterioridad (ver Figura 4.48), observando que los intervalos se sobrelapan.

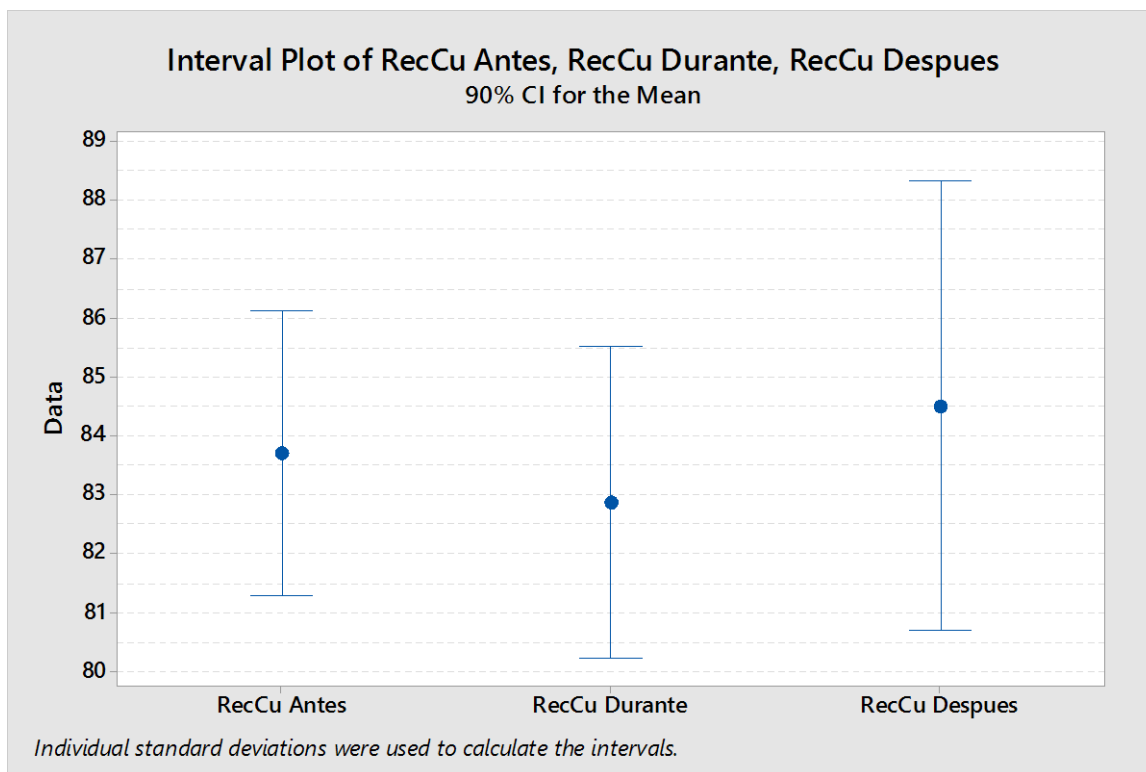


Figura 4.48. Intervalos de confianza para recuperación de cobre en pruebas de reactivo en avance en PCLC.

4.12.2. RESULTADOS MUESTREOS CINÉTICOS PCLS (COLECTOR B)

La poca cantidad de información que ha sido posible recuperar de la PCLS, se debe a condiciones operacionales que no permitieron realizar más muestreos cinéticos y a la falta de recurso humano disponible. De todas formas, se presentan los gráficos de las cinéticas de recuperación para los muestreos realizados antes y durante la adición de reactivo en avance en la PCLS en la celda 3, los días 16 y 17 de noviembre de 2015 (en la fila 4 y 5, respectivamente), adicionando el reactivo del Proveedor B, Colector B.

En la Figura 4.49 y Figura 4.50, no se observan tendencias claras respecto al comportamiento de la planta tras la adición de reactivo, debido a inestabilidades operacionales durante la adición, respecto al mineral de alimentación y embancamiento de hidrociclones durante la prueba del 17 de noviembre. El tiempo de residencia al momento de ambas pruebas es de aproximadamente 27 [min] por lo que cada punto del eje x representa 3 [min] de diferencia.

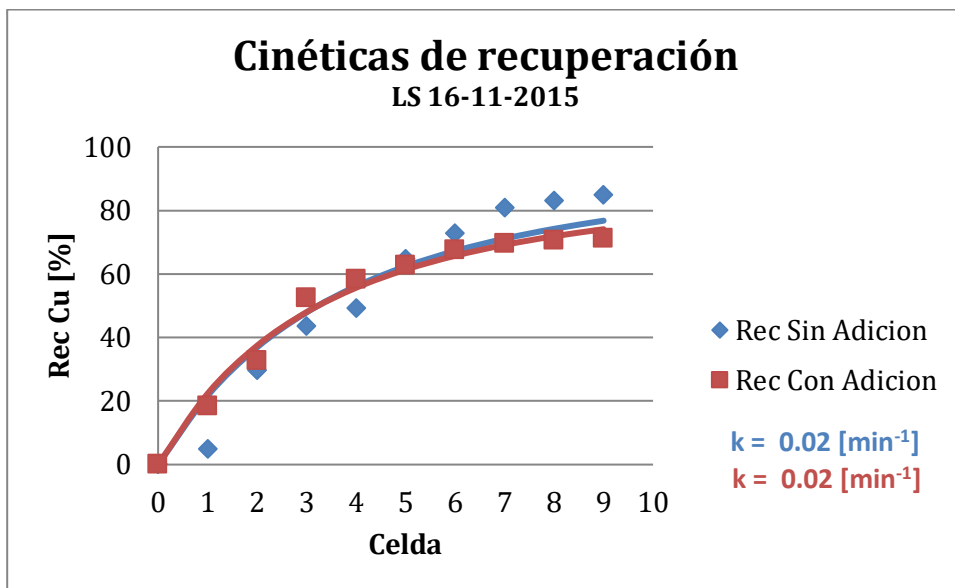


Figura 4.49. Cinética de recuperación de cobre, PCLS 16Nov2015.

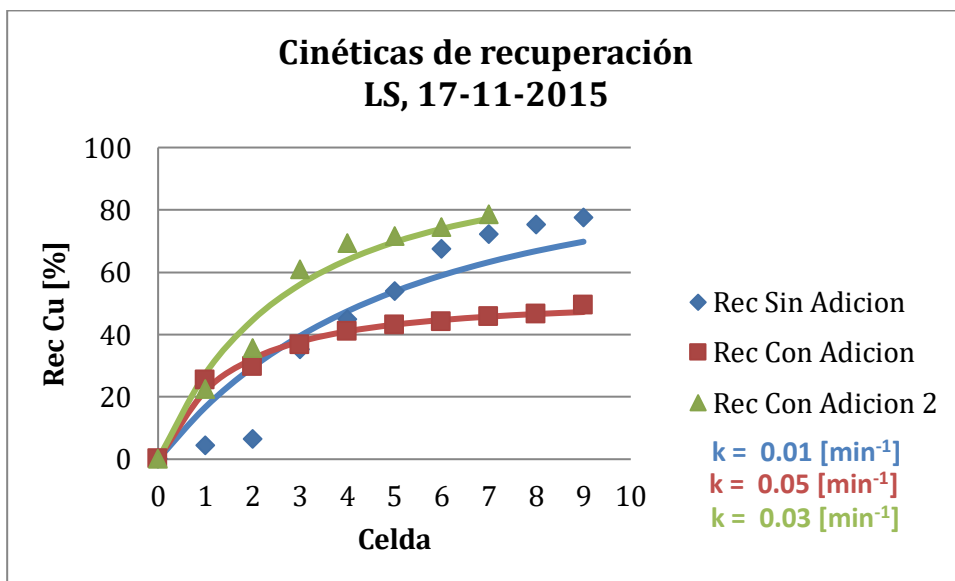


Figura 4.50. Cinética de recuperación de cobre, PCLS 17Nov2015.

De acuerdo a la ecuación reportada¹⁴, se utiliza el modelo de Klimpel para N tanques en serie, obteniendo las cinéticas de ambos gráficos, cuyas constantes se muestran dentro de la figura.

En ambas figuras es fácil apreciar que la constante cinética aumenta en todos los casos en que el reactivo es adicionado, aunque gráficamente las curvas no parecen seguir un sentido lógico.

Históricamente, durante pruebas realizadas en 2013 y 2014, la adición de reactivo en avance en Laguna Seca ha tenido problemas serios debido a que las celdas parecen hundirse, a pesar de los esfuerzos que hace el operador por levantarlas, además, las leyes de cola Rougher se han elevado por sobre los umbrales permitidos (sobre 0.3% de Cu), lo que ha obligado a detener las pruebas que se realizaban [48]. Se debe destacar que durante la adición de colector en avance, sólo una vez ocurrió un aumento de las leyes de cola Rougher, pero se verificó en el momento una anomalía en el proceso respecto al pH y algunos problemas de embancamiento en los hidrociclones.

Por otro lado, ocurría sobreespumación en la etapa Scavenger y Columnar, lo que provoca el colapso de las canaletas recuperadoras de concentrado, diseñadas para tratar un volumen menor.

En la Figura 4.51 se presenta un gráfico simple, con el objetivo de comparar los comportamientos de las cinéticas y recuperaciones entre los dos minerales evaluados y las cinéticas realizadas en PCLS, a través de una modelación con Klimpel. Las curvas verde y morada (del mineral S3C) muestran que la constante cinética es mayor cuando no hay adición de reactivo en avance (sCA), ocurriendo lo contrario en el caso de los datos de planta (curvas roja y azul). En el caso del mineral N5, la cinética también es más rápida cuando hay adición de reactivo en avance (cCA), sin embargo, no se observa una diferencia significativa en recuperaciones de cobre.

¹⁴ Modelo de Klimpel para N tanques en serie: $R = R_{\infty} \times \left(1 - \left(\frac{1 - (1 + k_m * t)^{1-N}}{k_m * t * (N-1)} \right) \right)$

En la Tabla 4.5 se muestra una comparativa simple de los promedios de los resultados de planta y laboratorio para las constantes cinéticas sin y con adición de reactivo en avance (*STD* y *Avance*, respectivamente). En la tabla se observa que la constante cinética aumenta al adicionar reactivo en avance en la planta y en el laboratorio para el mineral N5, no así para el S3C.

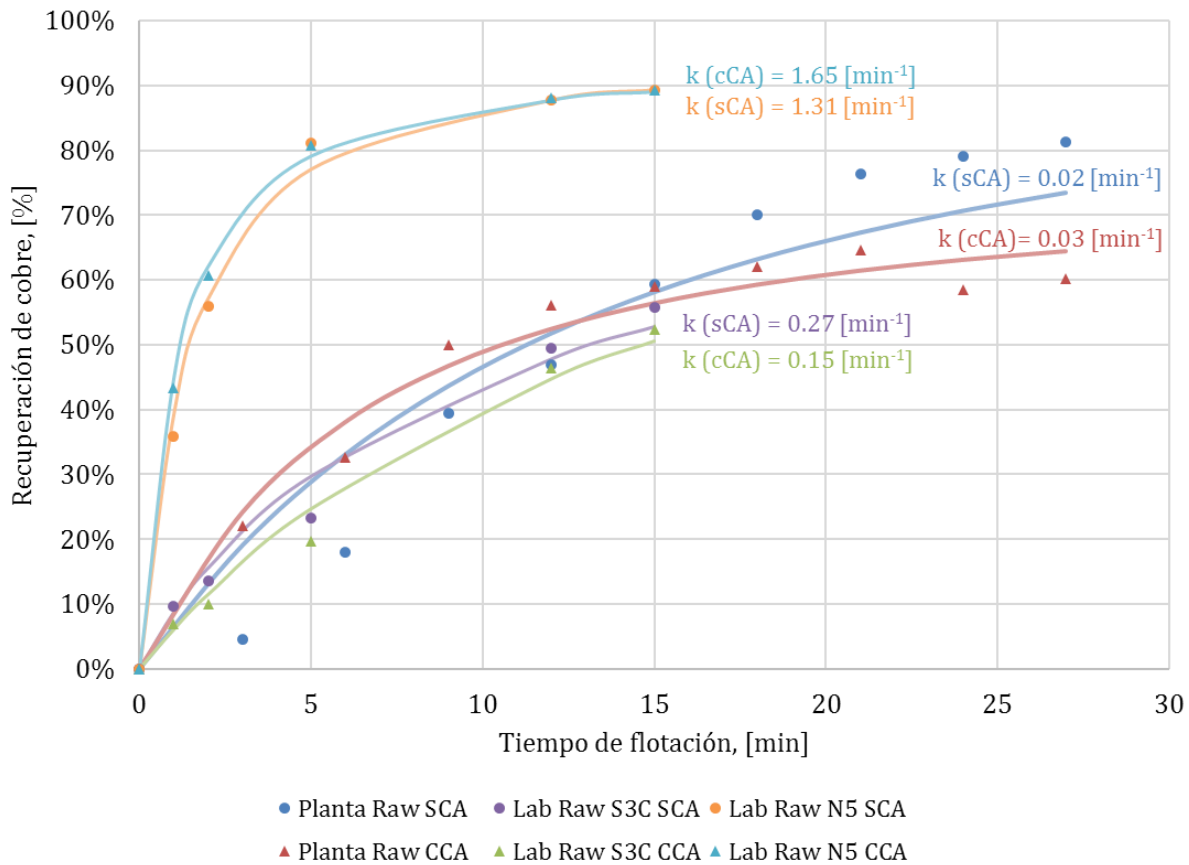


Figura 4.51. Comparativa de cinéticas de planta y laboratorio.

Tabla 4.5. Comparativa de constantes cinéticas de laboratorio y planta.

Parámetro	Planta		Laboratorio (N5/S3C)	
	STD	Avance	STD	Avance
Volumen Celda, [m ³]	160	160	0.0044	0.0044
J_{\varnothing} , [cm/s]	0.6 - 0.8	0.6 - 0.8	0.34/0.41	0.34/0.41
Impeller Speed, [RPM]	183	183	1100	1100
Velocidad Tangencial, [m/s]	9.87	9.87	4.61	4.61
Constante Cinética, [min⁻¹]	0.02	0.03	1.31/0.27	1.65/0.15

CAPÍTULO 5. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Se ha revisado en extenso la base literaria y analizado profundamente los resultados obtenidos en las pruebas de laboratorio y de planta para concluir, basado en el contexto presentado, los siguientes puntos:

- Los minerales utilizados en las pruebas de laboratorio son de desempeños metalúrgicos bastante diferentes, debido probablemente, a la cantidad de arcillas y hierro asociado a los minerales de cobre. En particular para el S3C, la relación cobre:hierro (1:7), es bastante superior en hierro a la del N5 (7:4), y su desempeño se ve profundamente afectado.

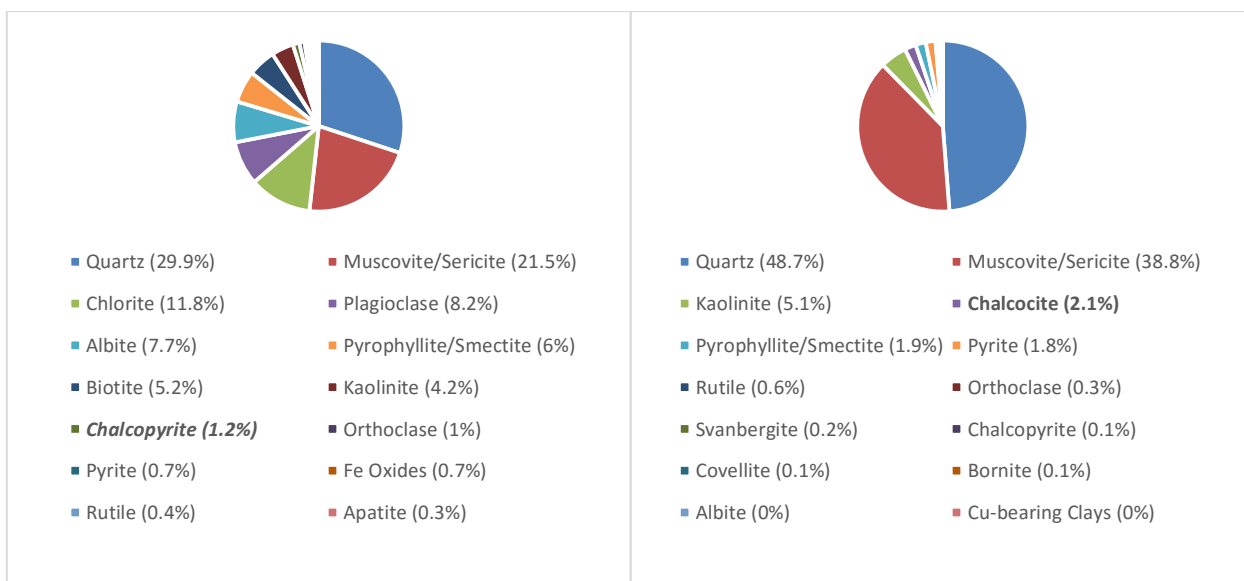


Figura 5.1. Minerales de cobre. S3C a la izquierda y N5 a la derecha (y colores más suaves).

El desempeño metalúrgico se puede apreciar mejor en los experimentos de flotación realizados en La Negra, Antofagasta, en laboratorios SGS bajo condiciones estándar MEL. La curva de recuperación ley en ambos minerales es completamente diferente y por lo tanto, los resultados se analizaran por separado para cada mineral.

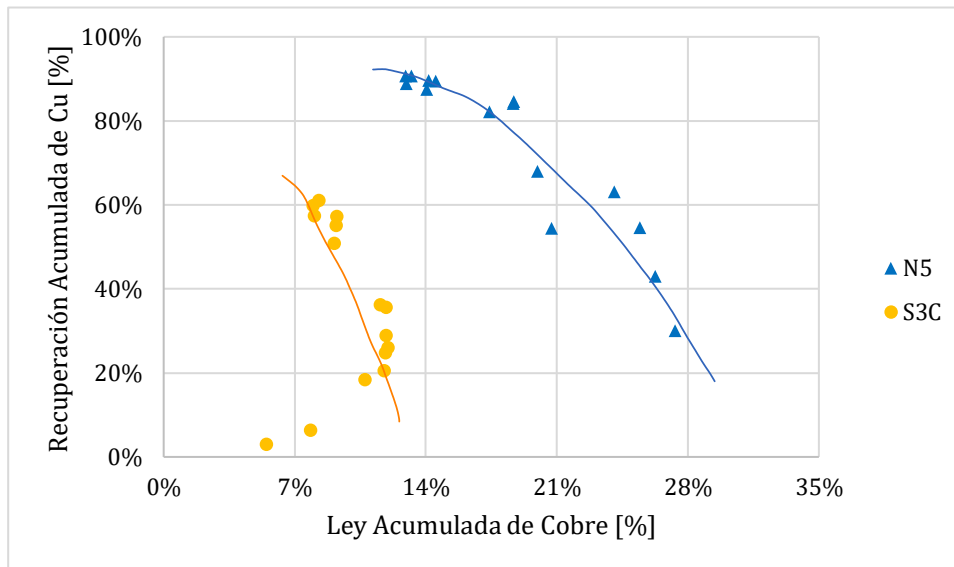


Figura 5.2. Desempeño metalúrgico de una prueba de flotación estándar.

- La cantidad de espumante dosificado en las pruebas de laboratorio, afecta los porcentajes de recuperación, siendo directamente proporcional la relación, debido probablemente, a que una mayor cantidad de espumante permita mantener las burbujas de un tamaño pequeño una mayor cantidad de tiempo, aumentando el área y la probabilidad de flotación, y por consiguiente, aumentando la masa recuperada, sin embargo, la selectividad no se ve particularmente afectada.
- De la totalidad de pruebas realizadas, no se observa una tendencia concreta, en las constantes cinéticas lentas, que indique mejores resultados de un colector sobre otro. En tanto si se observa, bajo algunas condiciones que esto ocurre, la situación no se mantiene constante para las demás.
- Incluso cuando se han encontrado diferencias en las tendencias de las constantes cinéticas lentas, para buscar una diferencia entre los 5 y 10 [g/ton] para cada reactivo, no se observa una condición que determine, en la globalidad de los casos presentados, o al menos en su mayoría, el mejor desempeño de una dosis sobre otra, y cuando se logró vislumbrar alguna diferencia, ésta no es estadísticamente significativa.

- Acerca del tiempo de adición de reactivo, a pesar de por razones obvias, las diferencias de recuperación de cobre son mayores para el tiempo de 2 [min], no se aprecian condiciones que indiquen que al adicionar el reactivo antes, i.e., al minuto 2, implique mejores recuperaciones acumuladas o finales. El factor metalúrgico tampoco lo muestra así; aunque no es una diferencia significativa, se puede decir que adicionar al minuto 2, se muestra un efecto mayor. Sin embargo, el tiempo de acondicionamiento del reactivo es un factor que se debe considerar con mayor cuidado y estudiar en profundidad.

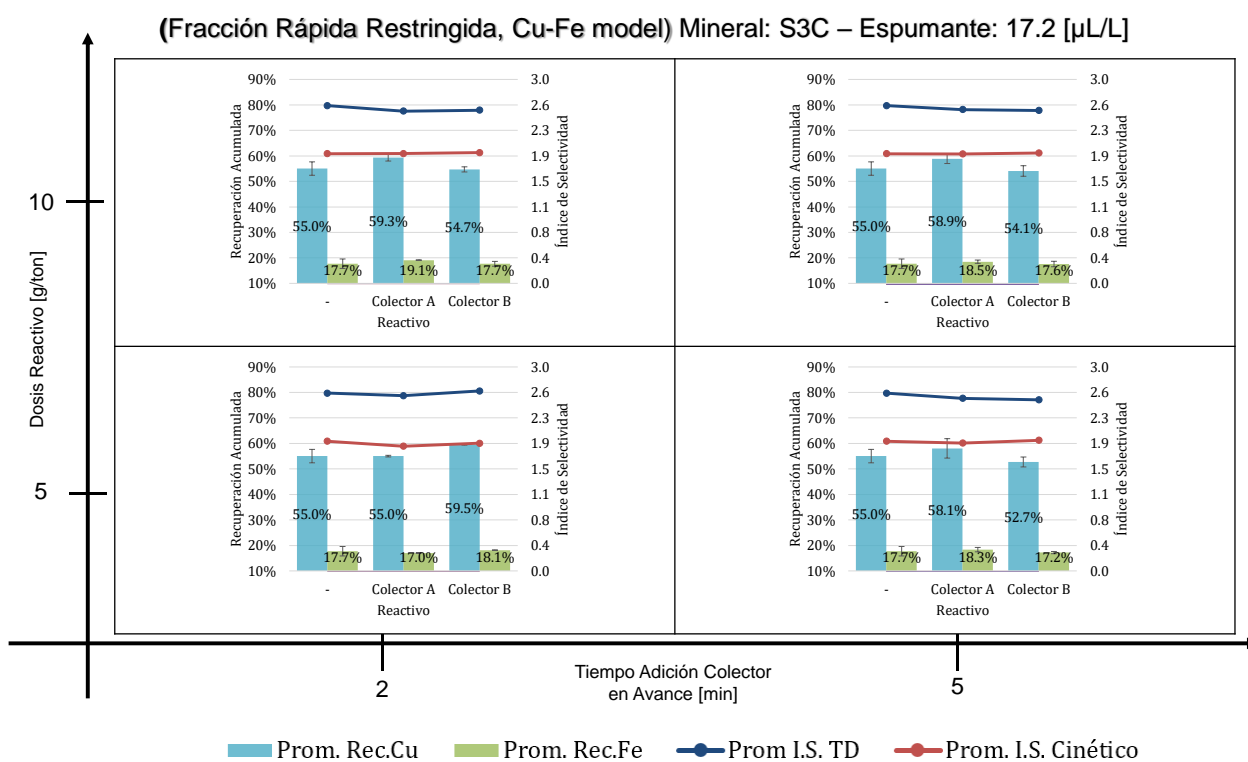


Figura 5.3. Recuperaciones acumuladas de Cu y Fe e I.S. (S3C y espumante alto).

- Al analizar la fracción de flotación lenta, sólo se visualizó un efecto, tal y como se esperaba, en la condición del mineral N5 y el espumante en nivel alto, mostrando una clara tendencia a disminuir esta fracción cuando se adicionaba el reactivo en avance, sin embargo, la situación no se mantiene para las demás condiciones, lo que hace suponer que, o bien, las condiciones bajo las cuales se ve un efecto positivo del reactivo en avance deben ser muy ideales, o bien, ninguno de los reactivos tiene el efecto positivo esperado sobre las muestras.

- Cada uno de los puntos anteriormente descritos, se refuerzan al analizar los efectos en las recuperaciones y leyes de concentrado de cobre para los experimentos de laboratorio, los cuales muestran que no se observan diferencias significativas en recuperación. En casos del mineral S3C se observan incluso condiciones que disminuyen la recuperación de cobre.
- La adición de reactivo en avance no tiene un efecto perjudicial en el nivel de pureza del concentrado, en otras palabras, no hay una disminución de ley significativa en el concentrado de cobre para las dosis trabajadas.

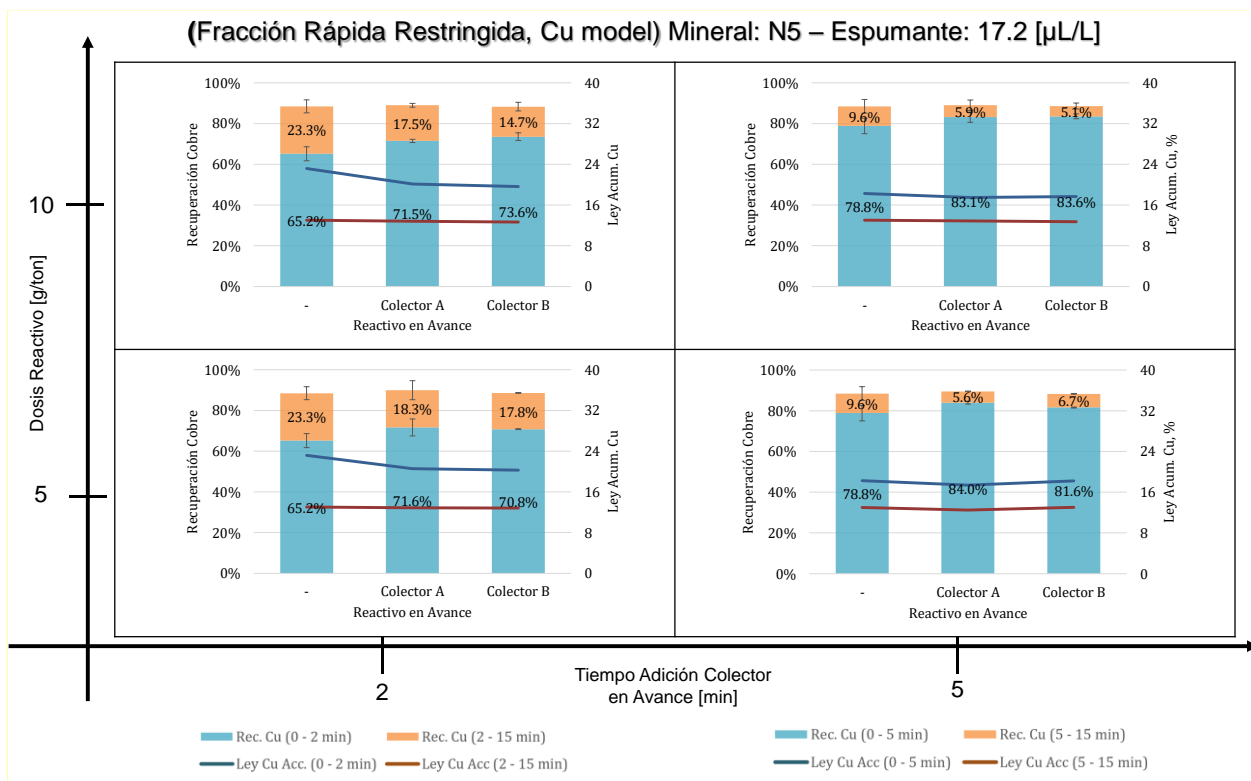


Figura 5.4. Rec. de Cu, leyes y sus diferencias para N5 y esp. a 17.2 [$\mu\text{L/L}$]

- Las pruebas industriales realizadas no muestran una mejoría notable, probablemente debido a que la variabilidad en recuperaciones de planta excede, en general, el 10%, sólo durante un día, lo que hace casi imposible verificar la diferencia de 0.6% buscado.
- La adición de reactivo en avance en la planta no tiene un impacto negativo en la recuperación, aunque si se debe evaluar un posible cambio en los parámetros de la operación al adicionar una nueva química.

Cabe destacar el extenso y riguroso trabajo de laboratorio y planta, con una recopilación de información durante meses en planta y meses de trabajo en laboratorio para llegar a las conclusiones presentadas.

Gracias a los antecedentes, resultados y análisis expuestos, **se refuta la hipótesis** propuesta, en base a los resultados mostrados de laboratorio y de planta, por lo que se proponen las siguientes recomendaciones para continuar el desarrollo de la investigación:

- Evaluar posibles cambios en parámetros operacionales para adicionar una nueva química o reactivo.
- Se recomienda además estudiar en mayor profundidad y aumentar el tiempo de acondicionamiento de los reactivos utilizados.
- Aumentar la cantidad de experimentos de laboratorio bajo una misma condición para obtener resultados con un intervalo de confianza más acotado y menores incertidumbres, es decir, mantener constantes dosis de colector en avance, tiempos de adición y dosis de espumante, y solamente variar el reactivo en avance utilizado y el mineral.
- Hacer más pruebas en planta, pues existen metodologías que permiten evaluar las diferencias que se podrían presentar, a pesar que no existen resultados favorables, de acuerdo a lo concluido.
- Mantener condiciones de aireación constantes en los experimentos de laboratorio, para no interferir con los resultados.
- Es imperativo analizar en profundidad las recuperaciones y las cinéticas por tamaño y liberación de partículas.
- Se sugiere también, no intentar mejorar un problema operacional de planta con la adición de una nueva química y abordar correctamente primero los problemas del contexto operacional, para luego intentar optimizar mediante la adición de un reactivo.

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

- [1] BHP Billiton, «Informe de Sustentabilidad Minera Escondida,» BHP Billiton, Antofagasta, 2013.
- [2] Codelco, «Informe Tendencias del Mercado del Cobre,» 2015.
- [3] 1. Gaudin et al., 1. Morris, 1. 1. Trahar, 1. Lynch et al., 1. King, 1. Shannon and Trahar, 1. Li et al. y 1. 1. 1. Klimpel, *Varios Autores*.
- [4] Minera Escondida 3.0, «Reunión de Iniciativas,» BHP Billiton, Santiago, Chile, Diciembre 2014.
- [5] M. P. Claude Bazin, «Distribution of reagents down a flotation bank to improve the recovery of coarse particles.,» *Elsevier Science*, pp. 1 - 12, 2001.
- [6] Schubert y Bischofberger, p. 1273, 1979.
- [7] R. M. Anthony, D. F. Kelsall y W. J. Trahar, «The effect of particle size on the activation and flotation of sphalerite,» *Proc. Australas. Inst. Min. Metall.*, pp. 254, 47–58., 1975.
- [8] R. R. Klimpel, «Flotation Kinetics Studies: going from the laboratory to the plant,» de *29th Conference of the Canadian Mineral Processors CIMM*, Ottawa, 1997.
- [9] W. J. Trahar, «The selective flotation of galena from sphalerite with special reference to the effect of the particle size,» *Int. J. Miner. Process*, vol. 3, pp. 151 - 166, 1976.
- [10] W. J. Trahar, «A rational interpretation of the role of particle size in flotation,» *International Journal of Mineral Processing*, p. 315, 1981.
- [11] Lynch et. al, p. 142, 1981.

- [12] J. Yianatos, «Flotación de minerales,» Universidad Técnica Federico Santa María, Valparaíso, 2005.
- [13] B. A. Wills y J. A. Finch, *Will's Mineral Processing Technology, an introduction to the Practical Aspects of ore treatment and Mineral Recovery*, Eighth Edition ed., 2016.
- [14] S. Castro, «Flotación: Fundamentos y Apliaciones,» Universidad de Concepción, Facultad de Ingeniería, Concepción, Chile, 2011.
- [15] Cytec, «Evaluación de colectores en avance,» de *Seminario Técnico Cytec*, 2012.
- [16] F. a. P. S. Maurice C., «Chapter 8. Flotation,» de *Mining, Metallurgy and Exploration*, www.knovel.com, 2003, pp. 245 - 300.
- [17] Universidad de Chile, «Fundamentos de flotación de minerales,» UCH, Santiago, 2009.
- [18] D. J. Bradshaw, P. J. Harris y C. T. O'Connor, «Synergistic interactions between reagents in sulphide flotation,» *The Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy*, pp. 189 - 195, 1998.
- [19] R. D. Crozier, *Reagents and Ore Testing*, New York: Pergamon Press, 1992.
- [20] R. B. Palmer y M. C. Fuerstenau, «Anionic Flotation of Oxides and Silicates,» de *Flotation-Gaudin AM, Memorial Volume*, 1976, pp. 148 - 196.
- [21] N. L. Weiss, de *SME Mineral Processing Handbook*, New York, SME/AIME, 1985.
- [22] Universidad Nacional de San Antonio Abad de Cusco, «Reactivos de flotación de minerales,» Facultad de Ingeniería Metalúrgica e Ingeniería Química, Cursco, Perú, 2010.
- [23] S. M. Bulatovic, «Flotation Reagent: Collectors,» de *Flotation Handbook*, Elsevier, 1991, pp. 2-15.

- [24] C. Mario Palominos, «Nuevos Desarrollos Cytec,» 2010.
- [25] CIMM, «Procedimiento Test de Flotación Batch, estándar MEL,» Minera Escondida Ltda., Antofagasta, 2008.
- [26] C. Greet, J. Kinal y G. Small, «Scaling laboratory results to the plant: A methodology,» *Procemin*, 2013.
- [27] 1. Apling and Osborn, 2. Alexander et al y 2. Dobby and Savassi.
- [28] S. T. M. O. Gloria Vilas, Interviewee, *Conversación privada sobre diseño de experimentos*. [Entrevista]. 08 2015.
- [29] L. Magne, J. Jofre, J. Barria y J. Menacho, «Scale Up in Flotation by Using the RTD Concept,» *Metallurgy Magazine, Scientific Research Superior Board, Nacional Center for Metallurgical Research*, 1995.
- [30] L. Magne, J. Jofré, J. Barría y J. Menacho, «Escalamiento de resultados de flotación de minerales a través de la función DTR,» *Revista de Metalurgia*, vol. 1, pp. 1 - 8, 1995.
- [31] N. Linares, «Capitulo III, Cinética del proceso de flotación de espumas,» 2010.
- [32] M. Bustamante, A. Gaviria y O. Restrepo, «Concentración de minerales,» Universidad Nacional de Colombia, Medellín, 2008.
- [33] Mlynarczykowska y Brozek, 2007.
- [34] M. BROŽEK y A. MŁYNARCZYKOWSKA, «Analysis of kinetic models of batch flotation,» *Physicochemical Problems of Mineral Processing*, vol. 41, pp. 51 - 65, 2007.

- [35] P. Mavros y K. A. Matis, «Flotation Kinetics,» de *Innovations in Flotation Technology*, Springer Science & Business Media, 2013, pp. 183 - 209.
- [36] S. (1947), A. (1950), H. y. R. (1966), K. a. M. 1974 y H. (1978).
- [37] R.-H. Y. Chair, G. H. Lutrell y G. T. Adel, *VALIDATION AND APPLICATION OF A FIRST PRINCIPLE FLOTATION MODEL*, Blacksburg, Virginia: Kaiwu Huang, 2015.
- [38] M. Vera, Interviewee, *Conversación privada sobre análisis cinético de la información*. [Entrevista]. 08 2016.
- [39] BHP Billiton, «Nuevos proyectos Escondida 3.0,» Antofagasta, 2014.
- [40] Minera Escondida, «Como y cuando cerramos el Gap,» Minera Escondida 3.0, Antofagasta, 2015.
- [41] Cytec Industries, Inc., «Statistical Methods in Mineral Processing,» de *Mining Chemicals Handbook*, USA, 2010, pp. 421 - 446.
- [42] Minitab, «What is an interval plot?,» Minitab, 2015. [En línea]. Available: <http://support.minitab.com/en-us/minitab/17/topic-library/basic-statistics-and-graphs/graphs/graphs-that-compare-groups/interval-plots/interval-plot/>. [Último acceso: 29 Sep. 2016].
- [43] R. Morales, Interviewee, *Conversación privada*. [Entrevista]. 06 2015.
- [44] TecSup, «Programa de Entrenamiento Personal de Planta Concentradora».
- [45] Amdel Limited, «ISA Manual,» Amdel, Thebarton, Adelaide, Australia, 2000.
- [46] SGS, «Estándar de Flotación Batch de Laboratorio, MEL,» SGS-CIMM, Antofagasta, 2015.

- [47] R. Aguilera y F. Baltazar, Interviewees, *Factores de escalamiento, Conversación privada*. [Entrevista]. 09 2015.
- [48] G. O. Alex Muñoz, Interviewee, *Conversación privada*. [Entrevista]. Julio 2015.
- [49] CODELCO, «Historia de la minería,» 2011. [En línea]. Available: <https://www.codelcoeduca.cl/minisitios/especial-de-mineria/index.html>.
- [50] Minera Escondida Limitada, «Manual de Operaciones - Operaciones Planta,» 2012.
- [51] J. Yianatos, J. Finch, G. Dobby y M. Xu, «Bubble size estimator in a bubble swarm,» *J. Colloid and Interface Science*, pp. 37 - 44, 1988.
- [52] T. J. Napier Munn, «Detecting performance improvements in trials with time varying mineral processes - Three case studies,» Elsevier Science Ltd., Great Britain, 1995.
- [53] T. Napier-Munn y G. A., «Integrated approach for the study of real mineral flotation systems».
- [54] T. Napier-Munn, «Plant trials recovery grade curves,» Elsevier Science, 1998.
- [55] A. Hald, «Statistical Theory With Engineering Applications,» John Wiley and Sons, 1952.
- [56] B. A. Ogunnaike, *Random Phenomena: Fundamentals and Engineering Applications of Probability and Statistics*, CRC Press, 2009.
- [57] G. E. Box, J. S. Hunter y W. G. Hunter, *Statistics for experimenters: an introduction to design, data analysis and model building*, Wiley, 1977.
- [58] B. Wills y T. Napier-Munn, *Mineral Processing Technology*, Elsevier Science, 2006.
- [59] T. Napier-Munn, «Ch. 10. Designing and Analysing Plant Trials,» de *Flotation Plant Optimisation*, 2009, pp. 175 - 190.

- [60] Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, Ingeniería de Minas, «Reconciliación de datos experimentales,» Universidad de Chile, Santiago.
- [61] M. Vera, «Excel Separation Recovery vs. Grade,» Valparaíso, 2015.
- [62] T. J. Napier-Munn y D. H. Meyer, «A modified paired t-test for the analysis of plant trials with data autocorrelated in time,» Elsevier Science, Albany, New Zealand, 1999.
- [63] T. W. J., «A rational interpretation of the role of particle size in flotation.,» *Int. J. Miner. Process*, vol. 8, pp. 280 - 327, 1981.
- [64] A. Cervantes, «Potencial Zeta: un curso completo en 5 minutos,» Universidad Autónoma de México, Ciudad de México, 2009.

CAPÍTULO 6. ANEXOS

6.1. EXTRACTO FICHA DE SEGURIDAD COLECTOR A.

**HOJA DE DATOS DE SEGURIDAD (HDS)
MATERIAL SAFETY DATA SHEETS (MSDS)**

Fecha de Emisión: Abril 2008

Teléfono de Emergencia 635 3800

Sc1. Identificación del producto (Product Identification)		
Nombre del producto		
Sinónimos		Di-Isobutil-ditiofosfato de Sodio modificado
Envases Comerciales		
<u>Material</u>	<u>Capacidad</u>	
Tambor	230,0 kg	
IBC	1.000,0 kg	
Granel	25-27 ton	

Sc2. Composición e Ingredientes (Information on Ingredients)			
Nombre Químico (IUPAC)		Diisobutilditiofosfato sódico modificado	
Número CAS		053378-51-1	
Número NU		1719	
Componentes que contribuyen al riesgo			
CAS	% Wt	Ingrediente	
053378-51-1	45-55	Diisobutilditiofosfato de Potasio	
1310-73-2	0,5 - 1	Soda Caustica NaOH	

Sc3. Identificación de los Riesgos (Hazards Identification)	
Clasificación NCh2190	Clase 8 Corrosivo
Equipo de Protección Personal	
Gafas y Máscara	Si
Guantes	Si
Traje Completo	Si
SCBA	No
Potenciales Efectos a la Salud	
Sobreexposición aguda (por una vez)	
Inhalación	Provoca quemaduras. En contacto con ácidos libera gases tóxicos como el ácido sulfhídrico. Riesgo de lesiones oculares
Ingestión	Serías irritaciones de la membrana mucosa como resultado de las emanaciones de sulfuro de hidrógeno. Puede causar quemaduras severas y perforaciones completas de tejidos de las membranas mucosas de la boca, garganta, esófago y estómago. Puede liberar H ₂ S con el ácido estomacal causando un envenenamiento fatal. Hidrógeno.

Contacto con la Piel	irritación, enrojecimiento o quemaduras, pudiendo ser severas. Puede ocurrir absorción por la piel.
Contacto con los Ojos	Iritación, enrojecimiento o quemadura.
Exposición Crónica	No existen efectos crónicos conocidos
Agravamiento Condiciones Preexistentes	Personas con problemas respiratorios o con alteraciones de SNC
Potenciales Efectos al Medio Ambiente	En derrames o cursos de agua es altamente tóxico para peces y vida acuática en general.
Riesgos de Naturaleza Física o Química	Reacciona con sustancias ácidas, liberando Sulfuro de Hidrógeno (H ₂ S). Puede reaccionar con agentes oxidantes; exposición al aire lo oxidará a fosfato y sulfato de sodio.

Sc4. Medidas de Primeros Auxilios (First Aid Measures)

Inhalación	Movilice al afectado al aire fresco. No existe información sobre lesiones por inhalación.
Ingestión	Si es ingerido, NO INDUCIR VOMITOS. Si ocurre, mantenga la cabeza por debajo de las caderas para prevenir su aspiración por el pulmón. Proporcione grandes cantidades de agua.
Contacto con la Piel	Inmediatamente enjuague la zona afectada con agua por al menos 15 minutos, mientras remueve la ropa y zapatos contaminados. Prestar atención a pliegues de uña y agretamiento en la piel.
Contacto con los Ojos	Inmediatamente enjuague los ojos con abundante agua por al menos 15 minutos, levante párpados superior e inferior ocasionalmente. Solicite atención médica.

Sc5. Medidas de Combate de Incendio (Fire Fighting Measures)

Datos	
Medios de Control de Incendio	
Polvo Químico Seco (PQS)	Si
Espuma (AFFF)	Si
Dióxido de Carbono (CO ₂)	Si
Neblina de Agua (Water Spray)	Si
Intervención	
Procedimientos	La neblina de agua sólo puede ser utilizada para enfriar envases que pueden estar expuestos al fuego, y proteger al personal que trate de detener el derrame. En el evento de un incendio, use traje protector completo y equipo de respiración autónoma aprobado NIOSH con máscara con presión positiva. Nunca neutralice el reactivo co ácido.
Productos peligrosos de la combustión	Puede generar Sulfuro de Hidrógeno (H ₂ S) que es un gas inflamable y tóxico (asfixiante químico)

6.2. EXTRACTO FICHA DE SEGURIDAD COLECTOR B

2. COMPOSICION/INFORMACION SOBRE LOS COMPONENTES

INGREDIENTES PELIGROSOS

COMPONENTE / No. CAS	SDS: 0059118 %	Fecha de impresión: 05-nov-2014 Símbolos	Página 2 de 10 Riesgo frases
Metil isobutil carbinol 108-11-2	15-40	Xi	R:10-37
Keroseno hidrodesulfurizado 64742-81-0	15-40	Xn	R:65-66
n.Butoxicarbonil-O-n-butil tionocarbamato 39142-36-4	7-13	Xn; N	R:22-43-48/22-68-51/53
Butanol 71-36-3	1-5	Xn	R:10-22-37/38-41-67
Éster del ácido carbamic -	1-5	Xn	R:22-41-43

3. IDENTIFICACION DE LOS PELIGROS

RIESGOS HUMANOS Y AMBIENTALES

inflamable.

En contacto con ácidos libera gases tóxicos.

Posibilidad de sensibilización en contacto con la piel.

Nocivo: si se ingiere puede causar daño pulmonar.

La exposición repetida puede provocar sequedad o formación de grietas en la piel.

Posibilidad de efectos irreversibles.

Irrita los ojos y las vías respiratorias.

Tóxico para los organismos acuáticos, puede provocar a largo plazo efectos negativos en el medio ambiente acuático.

4. PRIMEROS AUXILIOS

Inhalación:

Retirar la víctima al aire libre. Si la respiración es difícil, dar oxígeno. Si el paciente no respira, aplicar respiración artificial. Obtener atención médica inmediatamente.

Contacto con la piel:

Eliminar la ropa y zapatos contaminados sin demora. Usar guantes impermeables. Lavarse inmediatamente con abundante agua. Prestar particular atención a los agrietamientos de la piel, pliegues de las uñas, etc. No volver a usar la ropa contaminada sin limpiar. No volver a usar los productos de cuero contaminados. Consulte al médico.

Contacto con los ojos:

Enjuagar inmediatamente con abundancia de agua por lo menos durante 15 minutos. Obtener atención médica inmediatamente.

Ingestión:

Llamar a un médico inmediatamente si se traga. Sólo inducir vómitos bajo dirección médica. Nunca debe administrarse nada por la boca a una persona inconsciente.

SÍNTOMAS Y EFECTOS MÁS IMPORTANTES, TANTO AGUDOS COMO RETARDADOS

No se conocen

Notas para el médico:

No se han identificado medidas específicas.

SDS: 0059118 Fecha de impresión: 05-nov-2014

Página 3 de 10

5. MEDIDAS DE LUCHA CONTRA INCENDIOS

Medios de extinción adecuados:

Utilice el agua, el bióxido de carbono o el producto químico seco para extinguir los fuegos.

Medios de extinción a evitar:

Chorro de agua

EQUIPAMIENTO PROTECTOR

Llevar equipo de aire autocontenido y aparatos de respiración de presión positiva y ropa de protección total contra incendios, para situaciones de incendio solamente.

PELIGROS ESPECIALES

El disulfuro de carbono puede formarse en condiciones de incendio. No tirar por sumideros que puedan contener ácido. Esto podría dar lugar a la generación de sulfuro de hidrógeno tóxico e inflamable.

6. MEDIDAS QUE DEBEN TOMARSE EN CASO DE VERTIDO ACCIDENTAL

Precauciones individuales:

Donde el nivel de exposición es desconocido, use equipo de aire autónomo. Donde el nivel de exposición es conocido, use el respirador apropiado al nivel de exposición. Adicionalmente a la ropa/equipo protector definido en la Sección 8, (Protección Personal/Control de Exposición), use botas impermeables.

Métodos de limpieza:

Retirar las fuentes de ignición. Cubrir los derrames con material absorbente inerte; recoja y limpie área, deposite el material contaminado en un contenedor para desechos. Enjuagar con agua el área del derrame.

PRECAUCIONES AMBIENTALES:

Utilícese un envase de seguridad adecuado para evitar la contaminación del medio ambiente.

Medidas preventivas para impedir la aparición de peligros secundarios;

En el caso de desastres secundarios, eliminan todas las fuentes de ignición, impiden que los derrames entren en las alcantarillas.

6.3. PROPIEDADES FÍSICAS Y QUÍMICAS MATCOL COLECTOR A

Tabla 6.1. Propiedades físicas y químicas Colector A.

Propiedades físicas y químicas	
Estado físico	Líquido
Apariencia y color	Líquido ámbar castaño
Solubilidad	Completa en agua
Densidad (a 25[°C])	1.105 [g/cc]
pH	Mayor a 12.5
Temp. de autoignición	Dato no disponible
Punto de inflamación	Mayor a 93 [°C]
Punto de ebullición	103 [°C]
Punto de fusión	Menor a -21 [°C]
Presión de vapor	Similar al agua

Tabla 6.2. Estabilidad y reactividad Colector A.

Estabilidad y reactividad.	
Estabilidad	Estable
Productos peligrosos de descomposición	Descomposición térmica generara dióxido y monóxido de carbono, sulfuro de hidrogeno, óxido de azufre (incluye di y trióxido de azufre, óxidos de fosforo).
Materiales a evitar	Zinc, Cobre, Aluminio, Agente Oxidantes Fuertes y ácidos minerales.
Condiciones a evitar	Medios ácidos, agentes oxidantes, fuentes de calor o ignición.

6.4. PROPIEDADES FÍSICAS Y QUÍMICAS COLECTOR B

Tabla 6.3. Propiedades Físicas y Químicas Colector B.

Propiedades físicas y químicas	
Estado físico	Líquido
Apariencia y color	Naranja
Solubilidad	Insoluble
Densidad (a 25[°C])	0.87 [g/cc]
pH	No Aplica
Temp. de autoignición	Dato no disponible
Punto de inflamación	Copa cerrada 45 [°C]
Punto de ebullición	No disponible

Punto de fusión	Menor a -20 [$^{\circ}\text{C}$]
Presión de vapor	No disponible

Tabla 6.4. Estabilidad y reactividad Colector B.

Estabilidad y reactividad.	
Estabilidad	Estable
Productos peligrosos de descomposición	Descomposición térmica generaría dióxido y monóxido de carbono, disulfuro de carbono, sulfuro de hidrógeno, óxidos de nitrógeno, óxidos de azufre (di y tri), sulfuro de carbonilo, HCN
Materiales a evitar	Ácidos fuertes, bases, agentes oxidantes, agentes reductores fuertes.
Condiciones a evitar	Medios ácidos, agentes oxidantes, fuentes de calor o ignición.

6.5. TABLA RESUMEN DE MÉTODOS ESTADÍSTICOS

Tabla 6.5. Resumen métodos estadísticos MiniTab.

Test de Hipótesis		
	Hipótesis	Comando Minitab
Datos de Atributos		
Test de una muestra de proporciones	$H_0: P_1 = P$ objetivo $H_a: P_1 \neq P$ objetivo	Stat > Basic Stats > 1 Proportion
Test de dos muestras de proporciones	$H_0: P_1 = P_2$ $H_a: P_1 \neq P_2$	Stat > Basic Stats > 2 proportions
Contingencia Tabla χ^2	$H_0: P_1 = P_2 = P_3 \dots$ (independencia) $H_a: \text{Al menos una es diferente (dependencia)}$	Stat > Tables > Chi-Square-Test
Datos Continuos		
Correlación	$H_0: \text{No hay correlación}$ $H_a: \text{Hay correlación}$	Stat > Basic Stats > Correlation
Regresión	$H_0: \text{Coeficientes no significativos}$ $H_1: \text{Coeficientes significativos}$	Stat > Regression > Fitted Line Plot; o Stat > Regression > Regression Store Residuals
Datos Continuos No Normales		
Una muestra (test de signo)	$H_0: M_1 = M_{\text{objetivo}}$ $H_a: M_1 \neq M_{\text{objetivo}}$	Stat > Nonparametric > 1 sample design (Distancia asimétrica); o Stat > Nonparametric > 1 sample – Wilcoxon (Distancia simétrica)
Test de Levene	$H_0: \sigma_1^2 = \sigma_2^2 = \sigma_3^2 \dots$ $H_a: \text{al menos una es diferente}$	Stat > Basic Stat > 2 Variances; o Stat > ANOVA > Test for Equal Variances (test de varianza con datos apilados)
Tests no paramétricos	$H_0: M_1 = M_2 = M_3 \dots$ $H_a: \text{al menos uno es diferente}$	Stat > Nonparametric > Mann Whitney (2 samples) (Dist. Simétrica); o Stat > Nonparametric > Kruskal Wallis (>2 samples, stacked) (Dist. Simétrica); o Stat > Nonparametric > Moods Median (>2

		samples, stacked) (Distancia asimétrica)
Datos Continuos Normales		
t-Test una muestra	$H_0: \mu_1 = \mu$ objetivo $H_a: \mu_1 \neq, <, > \mu$ objetivo	Stat > Basic Stats > 1 sample T
Test de Bartlett (F test 2 muestras)	$H_0: \sigma_1^2 = \sigma_2^2 = \sigma_3^2 \dots$ $H_a: \text{al menos una es}$ diferente	Stat > Basic Stats > 2 variances; o Stat > ANOVA > Test for equal variances (test de varianza con datos agrupados)
ANOVA de una via	$H_0: \mu_1 = \mu_2 = \mu_3 \dots$ $H_a: \text{al menos una es}$ diferente	Stat > ANOVA > One-way
t-Test de dos muestras (varianzas iguales)	$H_0: \mu_1 = \mu_2$ $H_a: \mu_1 \neq, <, > \mu$ objetivo	Stat > Basic Stats > 1 sample t
t-Test de dos muestras (varianzas no iguales)	$H_0: \mu_1 = \mu_2$ $H_a: \mu_1 \neq, <, > \mu$ objetivo	Stat > Basic Stats > 2 sample t (asumir varianzas estadísticamente distintas)
t-Test pareado (Datos pareados)	$H_0: \mu_d = \mu_0$ $H_a: \mu_d \neq, <, > \mu_0$	μ_d media poblacional de las diferencias μ_0 media hipotética de las diferencias Stat > Basic Stats > Paired t

6.6. PARÁMETROS OPERACIONALES

Tabla 6.6. Parámetros operacionales Flotación Rougher para Pórfidos en PCLC.

Parámetro	Cantidad (min, normal, máx)			Unidad
Granulometría +100#	20	30	33	[%]
Solidos Alimentación	25	30	32	[%]
Tiempo de residencia	25	28	32	[min]
pH alimentación	9	9.5	10	[-]
Altura de espuma				
1° banco	15	20	25	[cm]
2° banco	20	25	30	[cm]
3° y 4° banco	25	30	40	[cm]
Reactivos				
Colector primario	20	25	35	[g/ton]
Colector secundario	5	10	15	[g/ton]
Espumante	15	20	25	[g/ton]

Tabla 6.7. Parámetros operacionales Flotación Rougher para Andesita en PCLC.

Parámetro	Cantidad (min, normal, máx)			Unidad
Granulometría +100#	20	28	30	[%]
Solidos	25	28	30	[%]
Tiempo de residencia	25	28	32	[min]
pH alimentación	10	10.5	11	[-]
Altura de espuma				
1° banco	15	20	25	[cm]
2° banco	20	25	30	[cm]
3° y 4° banco	25	30	40	[cm]
Reactivos				
Colector primario	20	25	35	[g/ton]
Colector secundario	10	15	20	[g/ton]
Espumante	15	20	25	[g/ton]

Tabla 6.8. Parámetros operacionales PCLC obtenidos de data histórica.

Parámetro	Min	Normal	Max	Unidad
NaHS	90	100	110	[g/ton]
Ley Cu Alim	0.8	1.2	1.5	[%]
%Cu en Conc Ro.	7	9	11	%
Rec. Cu Ro	80	85	90	[%]
Jg (Bancos 1 y 2)	0.5	0.75	1	[cm/s]
Jg (Bandos 3 y 4)	0.7	0.9	1.1	[cm/s]

Tabla 6.9. Parámetros operacionales Flotación Rougher CLS.

Parámetro	Unidades	Minerales Pórfidos			Minerales andesíticos		
		Mínima	Estándar	Máxima	Mínima	Estándar	Máxima
Granulometría alimentación	% +100#	18	25	30	20	25	30
Porcentaje sólido alimentación	%	28	30	32	25	28	30
Tiempo residencia	min	30	35	38	30	35	38
pH alimentación		9.5	10.5	11	10.0	10.5	10.8
Altura espuma							
1-2-3-4° banco	cm	25	30	35	25	30	35
5° Banco (2 celdas)	cm	30	40	50	30	40	50
6° Banco (2 celdas)	cm	35	40	45	35	40	45
7° Banco							
Flujo Aire		No necesario, aire auto inducido					
Velocidad rotación agitador							
Primeras 3 celdas	rpm		142			142	
Ultimas 6 celdas	rpm		137			137	
Reactivos							
Colector primario	g/t	15	20	30	15	25	30
Colector secundario	g/t	2	5	10	0	3	10
Espumante	g/t	20	25	30	15	20	25
NasH	g/t	50	60	70	60	80	100
Cal	k/t	2.0	2.2	2.5	2.0	2.2	2.5
Potencial Redox	mV	0	-90	-110	0	-90	-110

6.7. TÉCNICAS DE LECTURA DE LABORATORIO

6.7.1. DETERMINACIÓN DE COBRE Y HIERRO POR EAA EN MINERALES DE COBRE.

Se **pesa** aproximadamente 1.0000 [g] de muestra (precisión de 0.1 [mg]) y anotar la masa obtenida.

Se trasvasija a un vaso precipitado de 250 [mL].

Para cada set de muestras a analizar, se pesa un estándar secundario en duplicado con valores conocidos de cobre y hierro.

Se **disuelve** la muestra con 10 [mL] de HNO_3 , 5 [mL] de HClO_4 , y 10 [mL] de HF. Se deja reposar en frío durante 60 [min], bajo la campana de extracción de gases. Se calienta en plancha calefactora con temperatura entre 200°C y 300°C.



Figura 6.1. Muestras en calefactor.

Se retira de la plancha calefactora y se enfría.

Se disgregan las sales con 10 [mL] de HCl y aproximadamente 20 [mL] de agua destilada lavando las paredes del vaso y luego se calienta hasta el principio de la ebullición.

Se debe tener cuidado con la sequedad o tostación, pues esto provocaría pérdidas por salpicaduras y reducción de los elementos en análisis.

Se trasvasija en frío la solución final obtenida en la disgregación a un matraz de aforo de 100 [mL]. Se adiciona aproximadamente 1.0 [mL] de la solución de Na₂SO₄ como anti-ionizante y se enrasa. Se debe agitar y dejar decantar. En caso que se requiera lectura de inmediato, se filtra en filtro medio y se recibe en tubos de ensayo limpios y secos. La solución final queda con una concentración de 10% de HCl y 1 [g/L] de Na₂SO₄.

Se realiza una **cuantificación instrumental** con soluciones patrones de calibración en el mismo medio que las muestras, ajustando el equipo de Absorción Atómica a las condiciones óptimas de trabajo.

Para **determinar el contenido de cobre y hierro**, con los datos registrados en la hoja de trabajo, se realiza el cálculo del contenido de cobre y hierro de acuerdo a la siguiente fórmula:

$$\%A = \frac{L \times V \times D}{10000 \times P} \quad 6.1$$

Dónde *A* es el compuesto de interés, *L* es la lectura instrumental en $\left[\frac{mg}{L}\right]$, *V* el volumen de aforo en [mL], *D* la dilución (si no existe es 1) y *P* el peso de muestra en [g].

El valor mínimo que se debe **reportar** es de 0.01% para Cu y 0.10% para Fe.

El **rango de dispersión para cobre** en un análisis en duplicado no debe ser mayor a 0.03% (con un rango de concentración de cobre entre 0.10% y 2.50%) y no mayor a 0.10% (para un rango de concentración de cobre entre 2.50% y 5.00%).

El **rango de dispersión para hierro** en un análisis en duplicado no debe ser mayor a 0.2% (con un rango de concentración de hierro entre 1.00% y 5.00%) y no mayor a 0.6% (para un rango de concentración de hierro entre 10.0% y 20.0%). Para valores de concentración de hierro por sobre el 20.0%, la dispersión entre dos duplicados no debe superar el 1%.

Si no se cumplen estos rangos de tolerancia, se debe repetir el ensayo.

Los resultados se reportan para cobre en porcentaje y con dos decimales, mientras que para hierro en porcentaje con un decimal por sobre el 10% y dos decimales bajo el 10%.

6.7.2. DETERMINACIÓN DE COBRE Y HIERRO SOLUBLE POR EAA EN MINERALES DE COBRE.

Se **pesa** aproximadamente 2.500X [g] de muestras (precisión 0.1 [mg]) y se anota la masa exacta obtenida.

Se trasvasija a un matraz de aforo de 250 [mL].

Para cada set de muestras a analizar, se pesa un estándar secundario en duplicado, con valores conocidos de cobre y hierro soluble.

La muestra se **disuelve** adicionando con un dispensador, 50 [mL] de la solución lixivante previamente preparada (ácido cítrico al 4% y ácido sulfúrico al 5%), arrastrando con la solución el sólido adosado a las paredes del matraz.



Figura 6.2. Adición de solución lixivante limpiando paredes de matraz.

Se agita en el agitador orbital, durante 30 [min], en frío y a 150 [RPM].

Se adiciona aproximadamente 2.5 [mL] de una solución de Na_2SO_4 como anti-ionizante, para luego enrasar y agitar. Luego se transfiere la solución y se filtra de inmediato por gravedad con Whatman #40. Se recibe aproximadamente 25 [mL] de la solución límpida

en un tubo de ensayo. En el caso que se pase residuo sólido a la solución límpida, se debe volver a filtrar la misma solución. Al efectuar diluciones, estas deberán quedar con una matriz similar a la solución original.

El equipo de absorción atómica se debe calibrar con soluciones patrones en el mismo medio que las muestras.

Para **determinar el contenido de cobre y hierro**, con los datos registrados en la hoja de trabajo, se realiza el cálculo del contenido de cobre y hierro de acuerdo a la siguiente fórmula:

$$\%A = \frac{L \times V \times D}{10000 \times P} \quad 6.2$$

Dónde A es el compuesto de interés, L es la lectura instrumental en $\left[\frac{mg}{L}\right]$, V el volumen de aforo en $[mL]$, D la dilución (si no existe es 1) y P el peso de muestra en $[g]$.

El valor mínimo que se debe **reportar** es de 0.01% para Cu y 0.10% para Fe.

El **rango de dispersión para cobre** en un análisis en duplicado no debe ser mayor a 0.03% (con un rango de concentración de cobre entre 0.10% y 2.50%) y no mayor a 0.10% (para un rango de concentración de cobre entre 2.50% y 5.00%).

El **rango de dispersión para hierro** en un análisis en duplicado no debe ser mayor a 0.2% (con un rango de concentración de hierro entre 1.00% y 5.00%) y no mayor a 0.6% (para un rango de concentración de hierro entre 10.0% y 20.0%). Para valores de concentración de hierro por sobre el 20.0%, la dispersión entre dos duplicados no debe superar el 1%.

Si no se cumplen estos rangos de tolerancia, se debe repetir el ensayo.

Los resultados se reportan para cobre en porcentaje y con dos decimales, mientras que para hierro en porcentaje con un decimal por sobre el 10% y dos decimales bajo el 10%.

6.7.3. DETERMINACIÓN DE COBRE POR YODOMETRÍA (SIN SEPARACIÓN) EN CONC. DE COBRE.

Se identifican los vasos y se corrobora la correspondencia con la hoja de trabajo para asegurar la trazabilidad de la muestra.

Se **pesa** la muestra en duplicado, sin buscar la similitud de los pesos. Se debe pesar entre 450 [mg] y 550 [mg] de muestra, en balanza con sensibilidad 0.1 [mg], y trasvasar a un vaso precipitado alto de 400 [mL].

Se pesa en forma paralela un estándar secundario y se intercalan dos estándares cada 5 muestras duplicadas.

Se almacena lo que queda de la muestra en la estantería del laboratorio.

Es importante asegurarse que la balanza haya sido verificada y calibrada, y que las muestras a analizar no presenten aglomeraciones, cuidando la mantención de correspondencia entre la identificación de la muestra y los vasos. Los vasos no deben presentar trizaduras ni quiebres.

Para **diluir** la muestra, se agrega 10 [mL] de HNO_3 y 5 [mL] de HClO_4 .

Se calienta en plancha calefactora con una temperatura que se encuentre entre los 150°C y 250°C , llevando la solución a un estado siruposo (cuidando que no se seque), en un vaso destapado. Luego se retira el vaso de la plancha para enfriar.



Figura 6.3. Calentamiento de muestras en plancha calefactora.

Es importante asegurarse que la placa calefactora a utilizar haya sido verificada según el control de temperatura de placa calefactora con el termómetro de trabajo infrarrojo, para que la temperatura de la placa esté dentro del rango establecido para evitar salpicaduras y secado de las muestras.

Para alcanzar la **condición final de la muestra**, se debe disgregar las sales adicionando aproximadamente 30 [mL] de agua desionizada.

Se calienta hasta la disolución de éstas y luego se enfría a temperatura ambiente.

En la etapa de **acondicionamiento**, se agrega a la muestra *solución final* obtenida en el paso anterior, hidróxido de amonio, gota a gota, para la precipitación del hierro, hasta observar un color azul intenso.

Se agrega con una punta de espátula o una cucharita el bifluoruro de amonio y se agita hasta lograr un color celeste limpio en la solución.

Se adiciona 10 [mL] de la solución de ácido acético al 50% V/V con dispensador.

Es importante asegurarse que el hierro se encuentre precipitado, que el dispensador se encuentre con la verificación del volumen al día y que no se agregue en exceso el hidróxido de amonio.

En la etapa de **valoración**, se agrega una porción de Yoduro de Potasio e inmediatamente se titula con tiosulfato de sodio estandarizado en bureta con sensibilidad de 0.1 [mL] hasta obtener un color amarillo paja.

Se agrega almidón en solución, con una piceta y se prosigue con la valoración hasta que la coloración azul del almidón sea difusa.

Se agrega con dispensador aproximadamente 5 [mL] de tiosulfato de amonio al 20% y se titula hasta que desaparezca el color azul.

Es importante asegurarse que la bureta a utilizar esté limpia, que la titulación sea constante y continua y que esta comience inmediatamente una vez agregado el KI. El almidón se debe agregar en las cercanías del punto final y que la solución de tiosulfato de sodio se agregue una vez producido el primer cambio de color del almidón.

La siguiente etapa es la **estandarización de la solución de tiosulfato de sodio**. Se pesa entre 150 [mg] a 200 [mg] de cobre metálico desoxidado, en balanza con sensibilidad de 0.1 [mg] en cuadruplicado y se registran los datos.

Se continúa con el proceso anteriormente descrito de pesaje, disolución, acondicionamiento y valoración de la solución, registrando el gasto obtenido. El resultado se debe expresar con cuatro cifras decimales.

El **criterio de aceptación para la estandarización del tiosulfato** establece que, el rango máximo de dispersión es de ± 0.010 [mg] de Cu por [mL] de tiosulfato para el cuadruplicado. Si un valor excede este rango, con respecto al promedio, se procede a descartar, entonces se calcula la estandarización con el promedio de los tres valores restantes. Si no se cumple esta tolerancia, se repite la estandarización.

El **criterio de aceptación de los resultados** establece que, un análisis en duplicado no debe diferir en más de 0.10% de cobre para un mismo analista, y, entre dos analistas, no debe diferir en más de 0.12% de cobre. En caso de no cumplir esta tolerancia, se debe repetir el análisis en duplicado.

Se **determina el contenido de cobre**, mediante el cálculo de título de tiosulfato. Una vez que el analista tiene todos los resultados de la estandarización del tiosulfato (peso de cobre de alta pureza y gasto del titulante), se calcula el título de la solución de acuerdo a la siguiente fórmula:

$$F = \frac{M}{V} \quad 6.3$$

Dónde, F es el título de la solución de tiosulfato de sodio en $\left[\frac{\text{mg Cu}}{\text{mL de tiosulfato}} \right]$, M es la masa, en [mg], de cobre desoxidado (de alta pureza) y V es el volumen, en [mL], de gasto de solución de tiosulfato ocupados para valorar la masa de cobre (M).

Con los datos registrados (peso de muestra, gasto de titulante, título de la solución de tiosulfato, se debe calcular el contenido de cobre, expresado en porcentaje, de acuerdo a la siguiente fórmula:

$$\%Cu = \frac{F \times G}{P} \times 100 \quad 6.4$$

Dónde, %Cu es la expresión porcentual (masa/masa) de cobre, F es el factor de estandarización calculado en la ecuación 6.4, P es el peso de la muestra en [mg] y G es el volumen, en [mL], de tiosulfato gastado en la muestra.

Para el **reporte de resultados**, éstos deben ser entregados en porcentaje. Los valores individuales deben ser calculados con tres decimales y el promedio de los duplicados se reporta con dos decimales.

6.7.4. DETERMINACIÓN DE HIERRO MÉTODO MEL POR EAA EN CONCENTRADOS DE COBRE.

Se **pesa** aproximadamente 250 [mg] o 500 [mg] de muestras en una balanza de precisión de 0.1 [mg] y se anota la masa exacta obtenida.

Se trasvasa a un vaso precipitado de 250 [mL].

Para muestras metalúrgicas, se realiza un duplicado cada 5 muestras. Para cada set de muestras a analizar, se pesa un estándar secundario en duplicado, con valores conocidos de hierro.

Se **disuelve** la muestra con 10 [mL] de HNO₃ y se calienta en plancha calefactora hasta alcanzar el estado siruposo. Se agrega 5 [mL] de HNO₃ y 15 [mL] de HCl (20 [mL] de agua regia) y se calienta hasta alcanzar el estado siruposo, para luego enfriar.

Se disgregan las sales con 25 [mL] de HCl y aproximadamente 20 [mL] de agua destilada lavando las paredes del vaso. Se calienta hasta el principio de la ebullición.

Para obtener la **condición final de la muestra**, se trasvasa en frío la solución final obtenida en la disgregación, a un matraz de aforo de 250 [mL]. Se adiciona aproximadamente 2.5 [mL] de la solución Na₂SO₄ como anti-ionizante, enrasar. Se agita y se deja decantar (si se requiere de lectura de inmediato, se filtra en filtro medio y se recibe en tubos de ensayo limpios y secos).

La solución final queda con una concentración de 10% de HCl y de 1 [g/L] de Na₂SO₄.

Para la **lectura instrumental**, se realiza una cuantificación instrumental con soluciones patrones del mismo medio que las muestras establecidas, ajustando el instrumento de absorción atómica a las condiciones óptimas de trabajo.

Con los datos registrados, se realiza el cálculo de contenido de hierro, expresado en porcentaje, de acuerdo a la siguiente fórmula:

$$\%A = \frac{L \times V \times D}{10000 \times P} \quad 6.5$$

Dónde A es el compuesto de interés, L es la lectura instrumental en $[mg/L]$, V el volumen de aforo en $[mL]$, D la dilución (si no existe es 1) y P el peso de muestra en $[g]$.

El **criterio de aceptación** se basa en que el rango de dispersión no puede diferir en más de 0.6% entre duplicados para rangos de 10 a 20% en Fe, y de 1% para muestras sobre 20% de Fe. Si no se cumple esta tolerancia, se debe proceder a repetir el análisis.

Los **resultados** deberán ser reportados en porcentaje y con un decimal sobre un 10% de hierro, y con dos decimales bajo un 10% de hierro.

6.8. SULFUROS DE COBRE LIBERADOS Y ASOCIADOS S3C

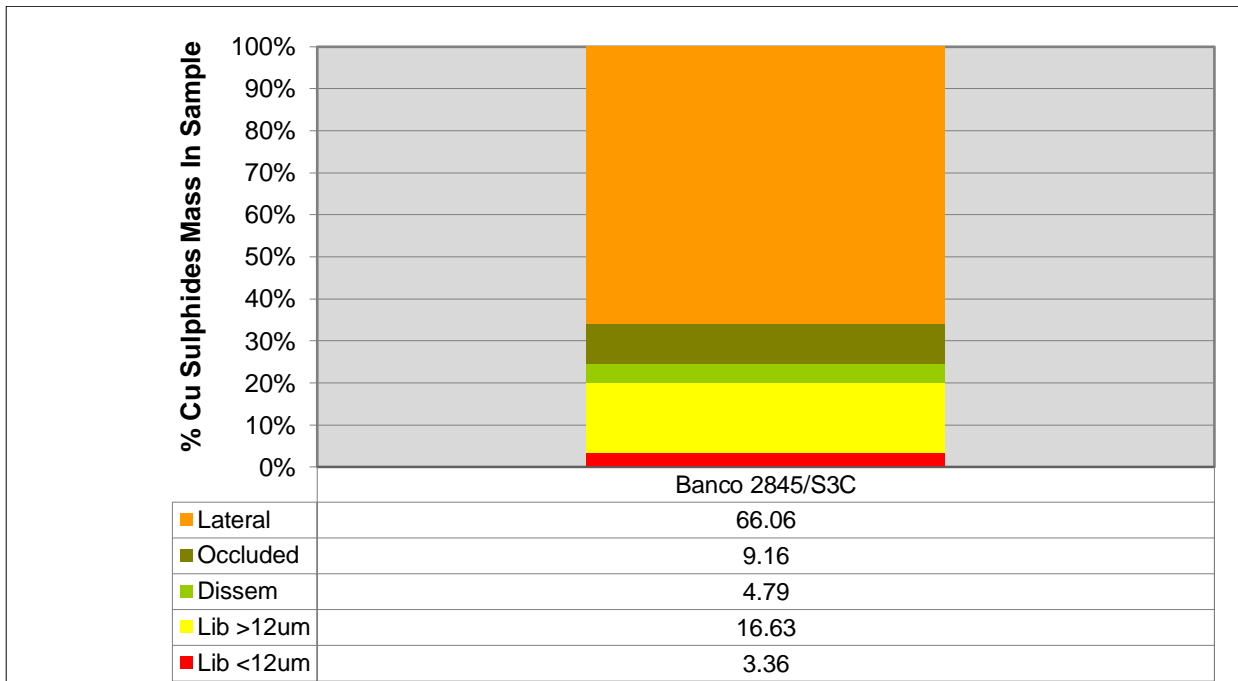


Figura 6.4. Minerales sulfuro de cobre Liberados S3C.



Figura 6.5. Minerales sulfuro de cobre Asociados S3C.

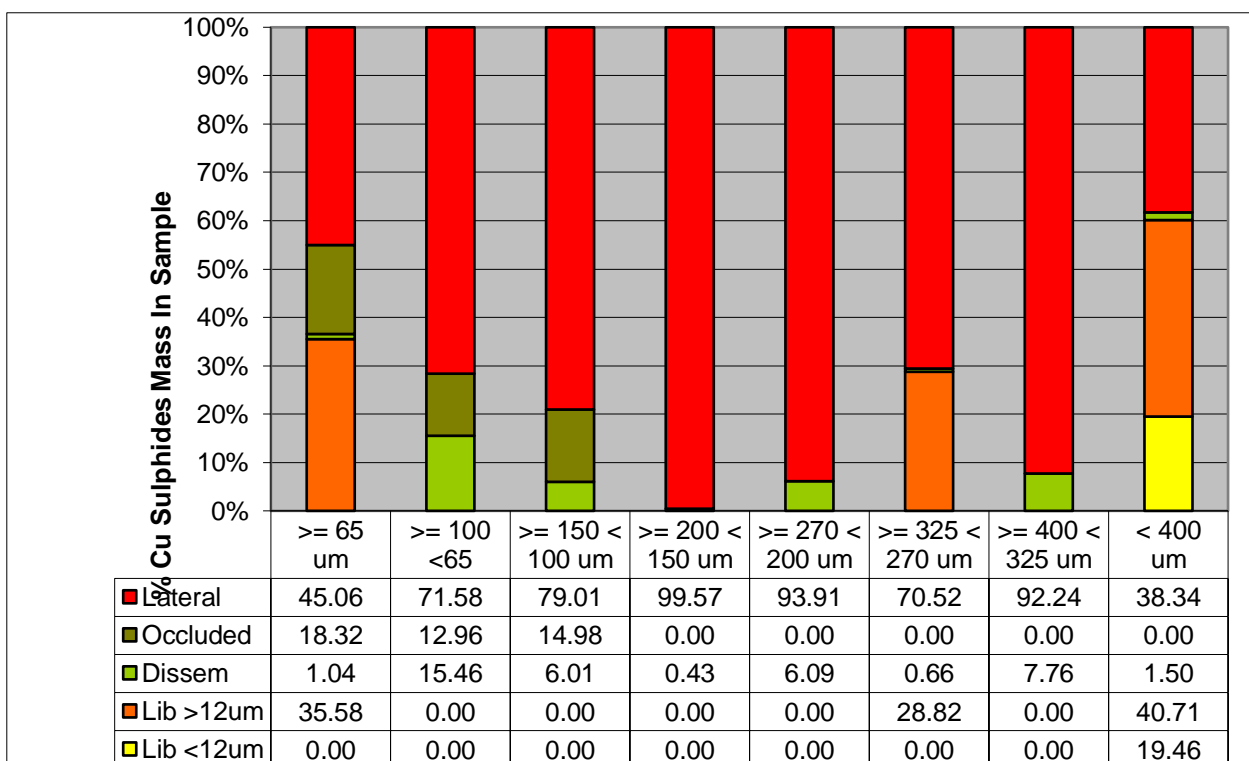


Figura 6.6. Minerales Sulfuro de cobre liberados S3C: distribución por tamaño.

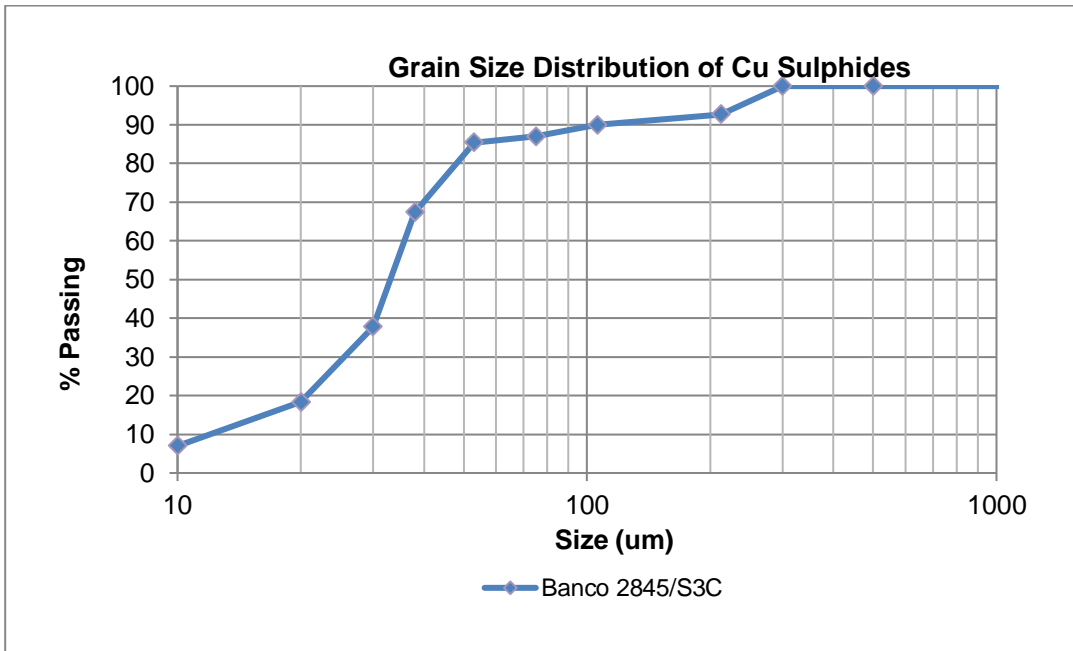


Figura 6.7. Distribución por tamaños de sulfuros de cobre S3C.

6.9. SULFUROS DE COBRE LIBERADOS Y ASOCIADOS N5

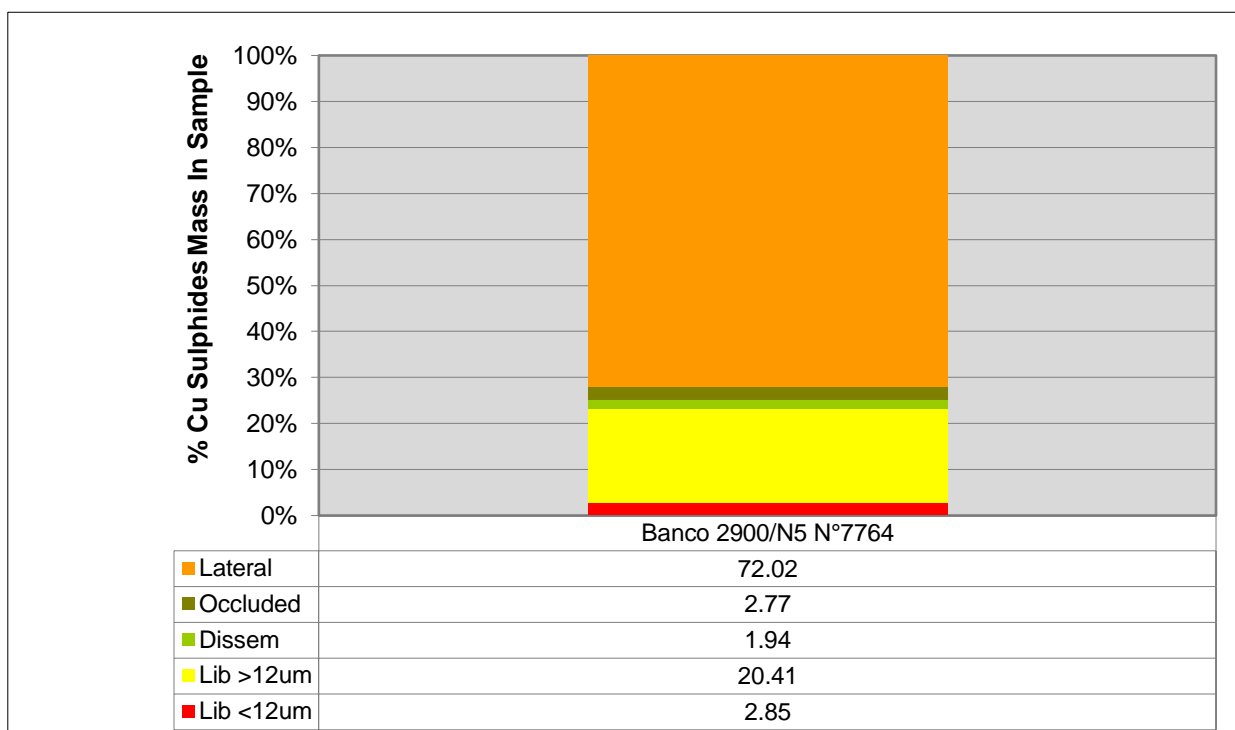


Figura 6.8. Minerales sulfuro de cobre Liberados N5.

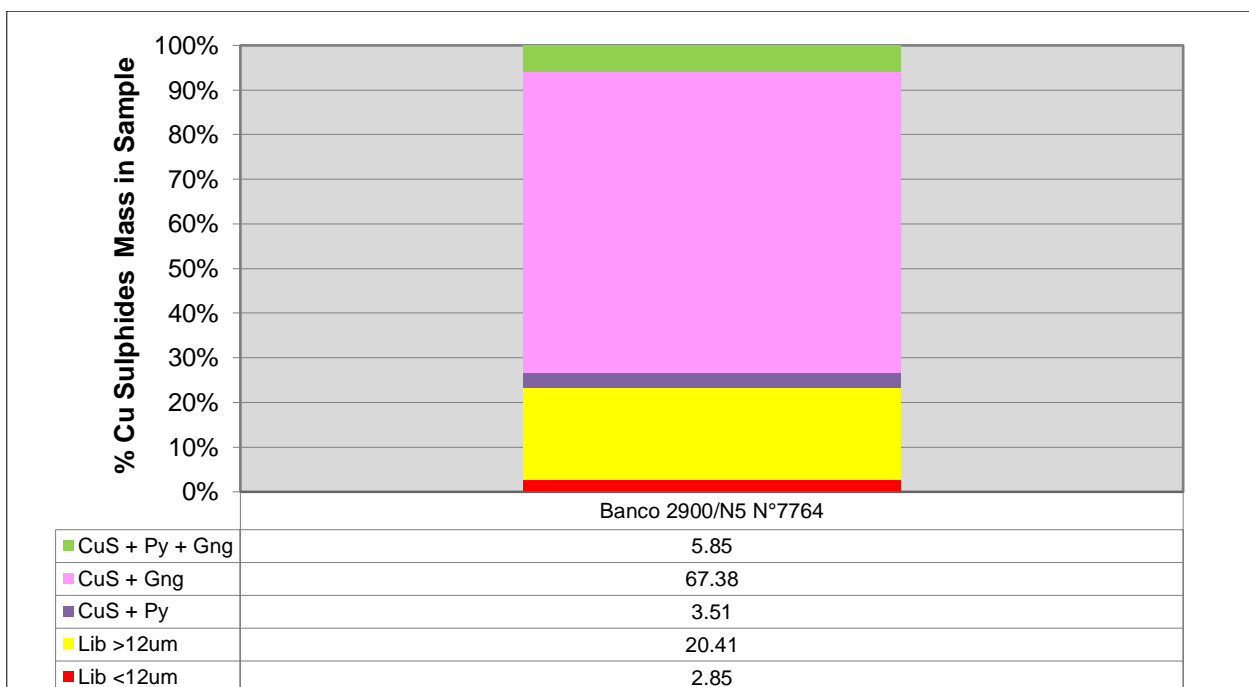


Figura 6.9. Minerales Sulfuro de cobre Asociados N5.

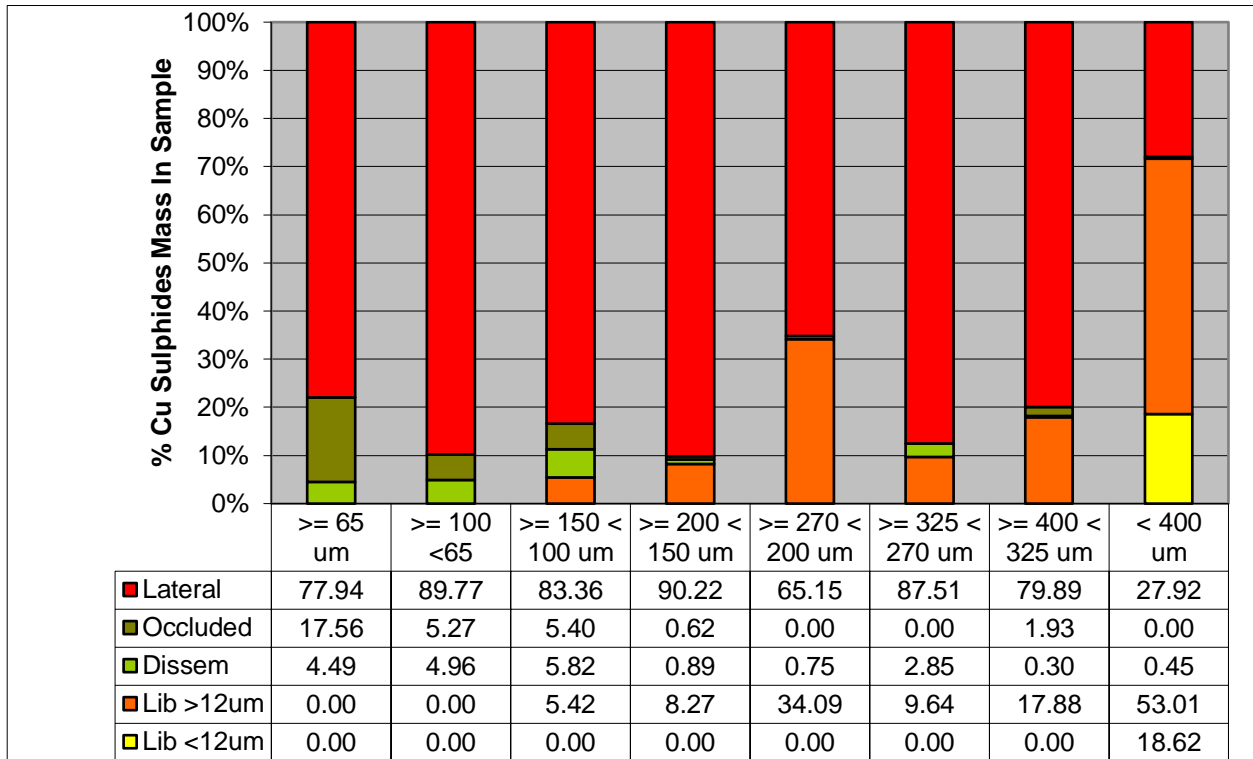


Figura 6.10. Minerales sulfuro de cobre liberados N5: distribución por tamaño.

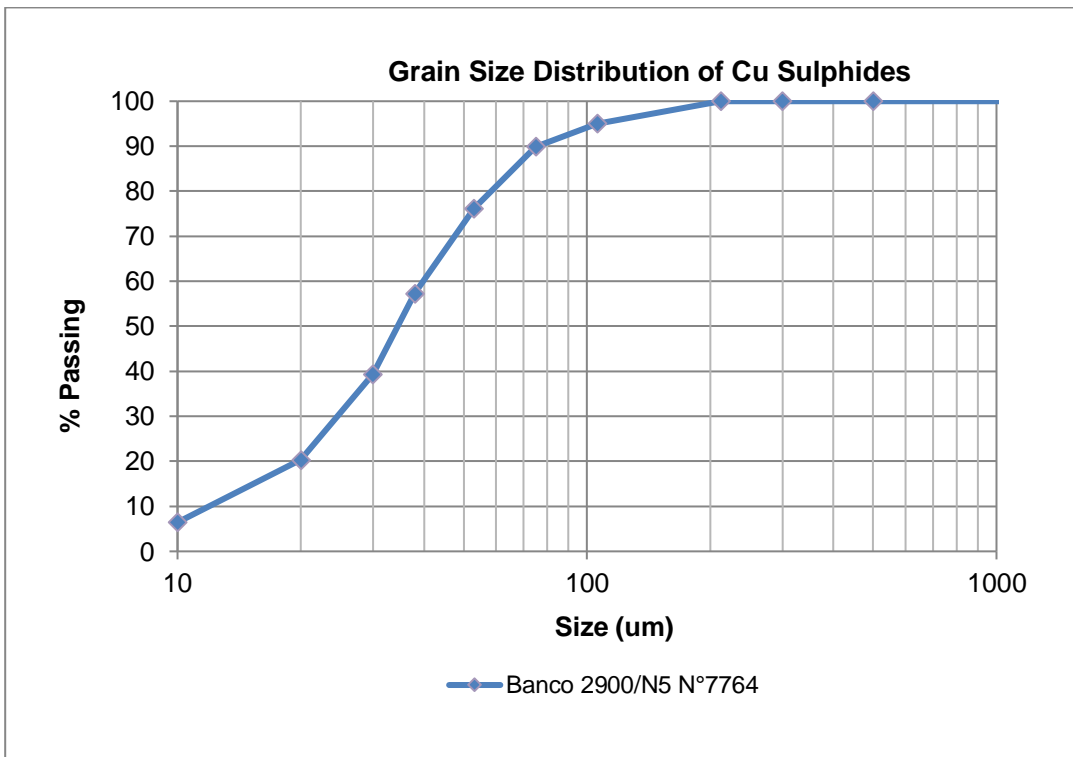


Figura 6.11. Distriución por tamaño de minerales sulfuro de cobre N5.

6.10. DISEÑO DE EXPERIMENTOS

Tabla 6.10. Diseño de experimentos.

test_lab	Mineral	Espuma nte	Reactivo	Dosis	T. Adicion	% Sólidos	%+100 #Ty	pH	RPM	D-101 ,g/t	Col.Sec.	NASH, g/t	Cant. Exp.
1	S3C	40gpt	-	-	-	30	30	10	1100	33	7	100	3
2	S3C	40gpt	SEC-301M	5 gpt	2 min	30	30	10	1100	33	7	100	2
3	S3C	40gpt	SEC-301M	5 gpt	5 min	30	30	10	1100	33	7	100	2
4	S3C	40gpt	SEC-301M	10 gpt	2 min	30	30	10	1100	33	7	100	2
5	S3C	40gpt	SEC-301M	10 gpt	5 min	30	30	10	1100	33	7	100	2
6	S3C	40gpt	MX997	5 gpt	2 min	30	30	10	1100	33	7	100	2
7	S3C	40gpt	MX997	5 gpt	5 min	30	30	10	1100	33	7	100	4
8	S3C	40gpt	MX997	10 gpt	2 min	30	30	10	1100	33	7	100	4
9	S3C	40gpt	MX997	10 gpt	5 min	30	30	10	1100	33	7	100	4
10	S3C	40gpt	D101	5 gpt	2 min	30	30	10	1100	33	7	100	1
11	S3C	40gpt	D101	10 gpt	2 min	30	30	10	1100	33	7	100	1
12	S3C	25gpt	-	-	-	30	30	10	1100	33	7	100	3
13	S3C	25gpt	SEC-301M	5 gpt	2 min	30	30	10	1100	33	7	100	2
14	S3C	25gpt	SEC-301M	5 gpt	5 min	30	30	10	1100	33	7	100	2
15	S3C	25gpt	SEC-301M	10 gpt	2 min	30	30	10	1100	33	7	100	2
16	S3C	25gpt	SEC-301M	10 gpt	5 min	30	30	10	1100	33	7	100	2
17	S3C	25gpt	MX997	5 gpt	2 min	30	30	10	1100	33	7	100	3
18	S3C	25gpt	MX997	5 gpt	5 min	30	30	10	1100	33	7	100	3
19	S3C	25gpt	MX997	10 gpt	2 min	30	30	10	1100	33	7	100	2
20	S3C	25gpt	MX997	10 gpt	5 min	30	30	10	1100	33	7	100	3
21	S3C	25gpt	D101	5 gpt	2 min	30	30	10	1100	33	7	100	1
22	S3C	25gpt	D101	10 gpt	2 min	30	30	10	1100	33	7	100	1
23	N5	40gpt	-	-	-	30	30	10	1100	33	7	100	3
24	N5	40gpt	SEC-301M	5 gpt	2 min	30	30	10	1100	33	7	100	2
25	N5	40gpt	SEC-301M	5 gpt	5 min	30	30	10	1100	33	7	100	2
26	N5	40gpt	SEC-301M	10 gpt	2 min	30	30	10	1100	33	7	100	2
27	N5	40gpt	SEC-301M	10 gpt	5 min	30	30	10	1100	33	7	100	2
28	N5	40gpt	MX997	5 gpt	2 min	30	30	10	1100	33	7	100	2
29	N5	40gpt	MX997	5 gpt	5 min	30	30	10	1100	33	7	100	2
30	N5	40gpt	MX997	10 gpt	2 min	30	30	10	1100	33	7	100	2
31	N5	40gpt	MX997	10 gpt	5 min	30	30	10	1100	33	7	100	2
32	N5	40gpt	D101	5 gpt	2 min	30	30	10	1100	33	7	100	1
33	N5	40gpt	D101	10 gpt	2 min	30	30	10	1100	33	7	100	1
34	N5	25gpt	-	-	-	30	30	10	1100	33	7	100	3
35	N5	25gpt	SEC-301M	5 gpt	2 min	30	30	10	1100	33	7	100	2
36	N5	25gpt	SEC-301M	5 gpt	5 min	30	30	10	1100	33	7	100	2
37	N5	25gpt	SEC-301M	10 gpt	2 min	30	30	10	1100	33	7	100	2
38	N5	25gpt	SEC-301M	10 gpt	5 min	30	30	10	1100	33	7	100	2
39	N5	25gpt	MX997	5 gpt	2 min	30	30	10	1100	33	7	100	2
40	N5	25gpt	MX997	5 gpt	5 min	30	30	10	1100	33	7	100	2
41	N5	25gpt	MX997	10 gpt	2 min	30	30	10	1100	33	7	100	2
42	N5	25gpt	MX997	10 gpt	5 min	30	30	10	1100	33	7	100	2
43	N5	25gpt	D101	5 gpt	2 min	30	30	10	1100	33	7	100	1
44	N5	25gpt	D101	10 gpt	2 min	30	30	10	1100	33	7	100	1
Total													93

6.11. RAW DATA LABORATORIO

A continuación se presentara los datos en bruto de masas y leyes obtenidas para las pruebas de flotación de laboratorio.

6.11.1. CONDICIÓN ESTÁNDAR, MINERAL S3C, ESPUMANTE 17.2 [μL/L]

	-		
	-		
Values	D1-Original	D2-Duplicado	D3-Triplicado
Masa Conc. 1min, gr	3.20	10.40	12.50
Masa Conc. 2min, gr	1.60	2.50	2.00
Masa Conc. 5min, gr	5.30	5.00	4.20
Masa Conc. 12min, gr	22.80	19.00	17.10
Masa Conc. 15min, gr	9.10	7.00	8.90
Masa Relave, gr	1088.60	1084.20	1086.80
Ley Cu Conc. 1min, %	5.48	11.77	11.83
Ley Cu Conc. 2min, %	12.52	12.86	12.22
Ley Cu Conc. 5min, %	13.37	11.52	10.43
Ley Cu Conc. 12min, %	8.36	6.78	6.59
Ley Cu Conc. 15min, %	4.21	3.20	3.13
Ley Cu Relave, %	0.23	0.21	0.22
Ley Fe Conc. 1min, %	16.90	26.66	28.67
Ley Fe Conc. 2min, %	22.50	24.49	24.36
Ley Fe Conc. 5min, %	21.80	20.42	21.17
Ley Fe Conc. 12min, %	17.70	14.51	13.78
Ley Fe Conc. 15min, %	10.40	8.26	8.31
Ley Fe Relave, %	3.21	3.25	3.33

6.11.2. CONDICIÓN ESTÁNDAR, MINERAL S3C, ESPUMANTE 10.7 [$\mu\text{L/L}$]

Column Labels ▾			
-			
-			
Values	D1-Original	D2-Duplicado	D3-Triplicado
Masa Conc. 1min, gr	1.40	1.20	2.20
Masa Conc. 2min, gr	0.70	1.50	1.90
Masa Conc. 5min, gr	3.20	5.90	4.80
Masa Conc. 12min, gr	16.50	21.90	16.70
Masa Conc. 15min, gr	10.40	6.20	5.10
Masa Relave, gr	1100.20	1097.30	1102.50
Ley Cu Conc. 1min, %	11.08	13.90	12.22
Ley Cu Conc. 2min, %	15.50	15.53	12.90
Ley Cu Conc. 5min, %	14.48	12.24	11.94
Ley Cu Conc. 12min, %	9.96	8.35	9.28
Ley Cu Conc. 15min, %	5.98	5.65	7.15
Ley Cu Relave, %	0.25	0.27	0.26
Ley Fe Conc. 1min, %	26.60	25.48	31.74
Ley Fe Conc. 2min, %	23.90	26.17	26.92
Ley Fe Conc. 5min, %	24.40	24.56	26.15
Ley Fe Conc. 12min, %	21.20	18.73	20.14
Ley Fe Conc. 15min, %	13.70	14.53	15.65
Ley Fe Relave, %	3.06	3.29	3.53

6.11.3. CONDICIÓN ESTÁNDAR, MINERAL N5, ESPUMANTE 17.2 [$\mu\text{L/L}$]

Column Labels ▾			
-			
-			
Values	D1-Original	D2-Duplicado	D3-Triplicado
Masa Conc. 1min, gr	45.10	21.10	31.60
Masa Conc. 2min, gr	13.40	20.00	19.00
Masa Conc. 5min, gr	22.50	45.40	36.80
Masa Conc. 12min, gr	26.00	35.10	31.70
Masa Conc. 15min, gr	10.90	13.10	13.60
Masa Relave, gr	1017.00	1000.20	1002.20
Ley Cu Conc. 1min, %	20.72	27.33	26.25
Ley Cu Conc. 2min, %	17.50	23.48	20.49
Ley Cu Conc. 5min, %	10.76	12.56	11.33
Ley Cu Conc. 12min, %	3.56	2.97	2.97
Ley Cu Conc. 15min, %	2.08	1.54	1.78
Ley Cu Relave, %	0.19	0.18	0.18
Ley Fe Conc. 1min, %	17.60	20.49	19.11
Ley Fe Conc. 2min, %	9.24	15.63	12.41
Ley Fe Conc. 5min, %	6.62	5.94	5.22
Ley Fe Conc. 12min, %	1.87	1.27	1.35
Ley Fe Conc. 15min, %	1.44	0.79	0.63
Ley Fe Relave, %	0.23	0.16	0.16

6.11.4. CONDICIÓN ESTÁNDAR, MINERAL N5, ESPUMANTE 10.7 [$\mu\text{L/L}$]

Values	-		
	D1-Original	D2-Duplicado	D3-Triplicado
Masa Conc. 1min, gr	40.70	6.80	17.60
Masa Conc. 2min, gr	14.00	14.80	20.40
Masa Conc. 5min, gr	16.30	47.60	35.90
Masa Conc. 12min, gr	23.40	33.80	25.50
Masa Conc. 15min, gr	11.80	11.30	11.90
Masa Relave, gr	1028.50	1020.60	1023.50
Ley Cu Conc. 1min, %	22.40	30.33	28.92
Ley Cu Conc. 2min, %	18.30	27.52	25.30
Ley Cu Conc. 5min, %	11.43	18.93	15.88
Ley Cu Conc. 12min, %	5.14	5.80	5.57
Ley Cu Conc. 15min, %	3.07	2.63	3.18
Ley Cu Relave, %	0.23	0.21	0.20
Ley Fe Conc. 1min, %	19.01	21.87	20.03
Ley Fe Conc. 2min, %	12.97	20.62	16.78
Ley Fe Conc. 5min, %	7.58	10.94	8.44
Ley Fe Conc. 12min, %	2.57	2.09	1.97
Ley Fe Conc. 15min, %	1.66	1.06	1.23
Ley Fe Relave, %	0.24	0.16	0.15

6.11.5. COLECTOR A, MINERAL S3C, ESPUMANTE 17.2 [$\mu\text{L/L}$]

Values	10 gpt		5 gpt		5 gpt		5 gpt	
	2 min		5 min		2 min		5 min	
	D1-Original	D2-Duplicado	D1-Original	D2-Duplicado	D1-Original	D2-Duplicado	D1-Original	D2-Duplicado
Masa Conc. 1min, gr	8.40	7.20	8.40	7.20	3.90	4.10	4.50	8.60
Masa Conc. 2min, gr	1.80	1.90	2.10	1.40	1.30	1.60	2.30	2.80
Masa Conc. 5min, gr	6.30	6.90	4.70	3.70	6.00	6.40	5.40	4.70
Masa Conc. 12min, gr	20.20	20.10	22.30	21.60	22.30	21.20	23.20	20.70
Masa Conc. 15min, gr	7.70	7.30	7.60	7.40	8.40	8.20	9.40	7.10
Masa Relave, gr	1087.00	1087.30	1086.40	1085.60	1088.80	1088.00	1087.10	1087.10
Ley Cu Conc. 1min, %	8.77	6.85	8.85	9.00	4.42	5.25	5.68	9.55
Ley Cu Conc. 2min, %	13.23	12.58	13.12	14.13	11.57	11.33	11.59	11.75
Ley Cu Conc. 5min, %	12.31	12.84	12.88	13.18	13.67	13.39	12.36	11.80
Ley Cu Conc. 12min, %	7.38	7.75	7.51	8.06	8.41	8.27	8.15	7.47
Ley Cu Conc. 15min, %	3.80	4.29	3.85	4.14	4.17	4.48	3.92	3.92
Ley Cu Relave, %	0.22	0.22	0.22	0.22	0.21	0.22	0.22	0.22
Ley Fe Conc. 1min, %	25.70	24.10	26.10	26.80	16.60	20.80	20.30	26.50
Ley Fe Conc. 2min, %	24.40	24.40	24.80	23.70	23.50	24.00	23.90	24.20
Ley Fe Conc. 5min, %	21.70	22.90	22.00	21.20	23.70	22.90	21.80	22.00
Ley Fe Conc. 12min, %	15.30	16.00	15.40	16.58	17.40	17.30	16.90	15.30
Ley Fe Conc. 15min, %	8.97	9.72	9.27	10.15	10.20	10.60	9.58	9.35
Ley Fe Relave, %	3.12	3.09	3.18	3.11	2.97	3.11	3.04	3.17

6.11.6. COLECTOR A, MINERAL S3C, ESPUMANTE 10.7 [µL/L]

Values	≡ 10 gpt		≡ 5 min		≡ 5 gpt		≡ 5 min	
	≡ 2 min				≡ 2 min			
	D1-Original	D2-Duplicado	D1-Original	D2-Duplicado	D1-Original	D2-Duplicado	D1-Original	D2-Duplicado
Masa Conc. 1min, gr	0.50	0.60	1.40	1.50	0.60	0.60	1.20	1.00
Masa Conc. 2min, gr	0.70	0.60	0.80	1.10	0.60	0.60	1.10	0.80
Masa Conc. 5min, gr	3.40	4.00	3.20	3.20	3.80	3.00	3.40	3.10
Masa Conc. 12min, gr	15.60	15.40	16.10	15.70	16.70	14.60	15.90	14.60
Masa Conc. 15min, gr	4.70	4.40	4.30	4.50	5.40	4.90	4.60	3.90
Masa Relave, gr	1108.70	1108.40	1108.30	1106.70	1105.60	1109.20	1107.20	1109.80
Ley Cu Conc. 1min, %	11.13	12.66	12.21	10.33	12.55	12.95	11.44	10.57
Ley Cu Conc. 2min, %	14.41	15.37	15.21	12.82	16.19	16.31	13.98	13.96
Ley Cu Conc. 5min, %	14.27	13.91	13.77	13.31	14.35	15.00	13.74	14.56
Ley Cu Conc. 12min, %	9.91	9.83	10.05	9.83	9.28	10.30	10.08	10.54
Ley Cu Conc. 15min, %	7.92	7.97	7.87	7.89	7.58	8.37	7.85	8.52
Ley Cu Relave, %	0.30	0.29	0.29	0.28	0.28	0.28	0.28	0.29
Ley Fe Conc. 1min, %	22.00	23.20	24.90	22.40	24.90	25.70	24.10	21.60
Ley Fe Conc. 2min, %	23.60	23.80	24.60	24.50	26.20	26.00	23.70	24.20
Ley Fe Conc. 5min, %	23.40	23.40	24.40	24.30	24.70	25.00	23.60	24.40
Ley Fe Conc. 12min, %	21.00	21.30	21.10	21.20	20.80	22.80	20.30	21.90
Ley Fe Conc. 15min, %	17.80	18.20	17.40	17.30	16.50	18.90	17.20	19.20
Ley Fe Relave, %	3.36	3.25	3.27	3.37	3.34	3.24	3.32	3.40

6.11.7. COLECTOR A, MINERAL N5, ESPUMANTE 17.2 [µL/L]

Values	≡ 10 gpt		≡ 5 min		≡ 5 gpt		≡ 5 min	
	≡ 2 min				≡ 2 min			
	D1-Original	D2-Duplicado	D1-Original	D2-Duplicado	D1-Original	D2-Duplicado	D1-Original	D2-Duplicado
Masa Conc. 1min, gr	46.60	45.50	45.30	39.70	49.70	40.10	43.90	43.70
Masa Conc. 2min, gr	14.90	14.60	16.00	15.30	13.60	14.60	14.50	15.40
Masa Conc. 5min, gr	24.80	25.50	24.60	24.00	22.70	26.00	24.70	23.80
Masa Conc. 12min, gr	23.30	25.00	25.80	26.80	23.10	27.30	27.70	28.00
Masa Conc. 15min, gr	11.10	10.00	11.10	11.40	11.80	12.30	16.40	10.10
Masa Relave, gr	1014.20	1014.30	1012.00	1017.60	1014.00	1014.50	1007.70	1014.00
Ley Cu Conc. 1min, %	21.14	21.22	21.39	21.92	20.80	22.15	21.56	21.33
Ley Cu Conc. 2min, %	16.48	17.36	17.00	18.56	16.42	18.80	17.85	17.74
Ley Cu Conc. 5min, %	9.37	9.56	9.13	10.87	9.37	10.62	9.89	9.77
Ley Cu Conc. 12min, %	2.80	2.89	2.72	3.63	2.89	3.06	3.06	3.14
Ley Cu Conc. 15min, %	1.62	1.73	1.58	1.91	1.71	1.65	1.33	1.87
Ley Cu Relave, %	0.18	0.18	0.18	0.18	0.16	0.16	0.16	0.18
Ley Fe Conc. 1min, %	16.90	16.70	17.00	18.50	16.40	18.20	18.00	17.40
Ley Fe Conc. 2min, %	10.00	10.60	10.30	12.40	9.98	11.90	11.40	11.20
Ley Fe Conc. 5min, %	5.34	5.45	5.10	6.53	5.46	6.42	5.82	5.49
Ley Fe Conc. 12min, %	1.73	1.79	1.80	2.19	1.73	1.81	1.90	1.88
Ley Fe Conc. 15min, %	1.05	1.11	1.07	1.28	1.13	1.03	1.00	1.24
Ley Fe Relave, %	0.23	0.22	0.22	0.19	0.21	0.20	0.19	0.22

6.11.8. COLECTOR A, MINERAL N5, ESPUMANTE 10.7 [µL/L]

Values	10 gpt				5 gpt			
	2 min		5 min		2 min		5 min	
	D1-Original	D2-Duplicado	D1-Original	D2-Duplicado	D1-Original	D2-Duplicado	D1-Original	D2-Duplicado
Masa Conc. 1min, gr	32.20	34.80	13.80	6.30	36.10	34.00	41.50	36.90
Masa Conc. 2min, gr	13.50	15.30	17.40	15.00	14.60	15.60	13.50	13.90
Masa Conc. 5min, gr	22.00	26.10	39.40	54.40	18.10	19.10	24.40	21.10
Masa Conc. 12min, gr	29.50	27.90	37.80	49.10	22.70	20.10	34.20	32.00
Masa Conc. 15min, gr	10.00	8.30	9.80	11.10	10.30	9.80	8.70	8.40
Masa Relave, gr	1027.70	1022.50	1016.70	999.00	1032.90	1036.20	1012.60	1022.50
Ley Cu Conc. 1min, %	24.06	23.11	25.46	29.17	23.15	23.86	21.16	22.90
Ley Cu Conc. 2min, %	19.89	20.14	23.05	26.55	19.00	19.56	18.74	19.00
Ley Cu Conc. 5min, %	13.90	12.16	15.54	17.04	12.45	12.32	11.20	12.18
Ley Cu Conc. 12min, %	5.30	3.55	3.98	4.17	5.89	5.79	3.23	4.31
Ley Cu Conc. 15min, %	2.49	2.00	1.74	1.60	4.00	3.93	1.63	2.12
Ley Cu Relave, %	0.20	0.18	0.17	0.18	0.20	0.22	0.18	0.19
Ley Fe Conc. 1min, %	19.22	19.62	22.93	21.46	19.73	20.52	18.64	16.57
Ley Fe Conc. 2min, %	15.32	14.23	19.26	19.74	14.32	14.43	12.25	13.61
Ley Fe Conc. 5min, %	10.09	7.28	9.65	9.09	8.23	8.32	6.04	7.77
Ley Fe Conc. 12min, %	2.60	1.83	4.00	4.20	2.95	3.24	1.79	2.37
Ley Fe Conc. 15min, %	1.36	1.11	1.70	1.60	2.29	2.11	0.99	1.31
Ley Fe Relave, %	0.23	0.23	0.23	0.19	0.23	0.22	0.20	0.23

6.11.9. COLECTOR B, MINERAL S3C, ESPUMANTE 17.2 [µL/L]

Values	10 gpt				5 gpt								
	2 min		5 min		2 min		5 min		2 min		5 min		
	D1-Original	D2-Duplicado	D3-Triplicado	D4-Cuadruplicado	D1-Original	D2-Duplicado	D3-Triplicado	D4-Cuadruplicado	D1-Original	D2-Duplicado	D3-Triplicado	D4-Cuadruplicado	
Masa Conc. 1min, gr	6.10	7.00	7.60	11.40	7.10	6.40	7.10	12.40	5.90	7.50	6.10	6.30	8.20
Masa Conc. 2min, gr	1.50	1.70	2.20	3.10	1.10	1.30	2.00	2.20	2.30	1.90	2.00	1.40	1.70
Masa Conc. 5min, gr	4.60	4.70	5.50	4.30	4.20	2.70	4.80	4.50	6.00	5.60	4.40	4.70	4.10
Masa Conc. 12min, gr	18.60	18.00	21.40	17.30	17.80	18.00	20.00	18.50	21.50	19.70	20.90	18.20	18.60
Masa Conc. 15min, gr	7.30	7.40	8.20	7.60	7.20	8.10	8.30	9.00	8.90	7.50	7.50	8.40	8.00
Masa Relave, gr	1095.00	1092.20	1087.50	1088.20	1095.40	1095.80	1089.70	1086.80	1087.60	1089.90	1089.70	1094.40	1091.60
Ley Cu Conc. 1min, %	8.35	9.21	11.78	10.81	9.80	9.00	12.24	10.63	7.30	8.05	8.33	7.57	12.69
Ley Cu Conc. 2min, %	13.83	13.91	12.81	11.60	14.71	13.85	12.52	11.72	13.39	13.14	13.15	13.46	12.12
Ley Cu Conc. 5min, %	13.48	13.02	11.16	10.89	12.99	13.98	11.09	11.11	13.21	12.99	12.39	13.47	11.95
Ley Cu Conc. 12min, %	8.55	8.17	6.70	7.00	8.22	9.08	7.17	6.71	7.97	7.89	7.94	8.54	7.71
Ley Cu Conc. 15min, %	4.72	4.38	3.62	3.51	4.95	4.94	3.91	3.08	3.74	4.15	4.15	4.64	4.22
Ley Cu Relave, %	0.24	0.24	0.22	0.22	0.24	0.24	0.22	0.21	0.21	0.21	0.24	0.24	0.23
Ley Fe Conc. 1min, %	26.50	26.40	28.07	28.70	26.90	27.10	28.49	29.29	23.95	25.48	25.19	27.40	28.06
Ley Fe Conc. 2min, %	23.80	24.30	27.23	24.87	24.30	23.70	26.61	23.78	22.54	23.05	23.31	24.80	25.19
Ley Fe Conc. 5min, %	21.40	22.60	22.21	21.12	22.10	23.10	23.33	21.56	23.84	21.98	21.33	22.20	20.41
Ley Fe Conc. 12min, %	17.30	16.60	14.29	13.92	17.00	18.30	15.63	13.31	16.54	15.84	16.49	17.10	16.62
Ley Fe Conc. 15min, %	11.10	10.60	9.36	8.40	11.10	11.50	10.33	7.47	9.35	9.98	9.94	10.80	10.55
Ley Fe Relave, %	3.21	3.17	3.29	3.38	3.21	3.04	3.25	3.45	3.20	3.17	3.21	3.21	3.26

6.11.10. COLECTOR B, MINERAL S3C, ESPUMANTE 10.7 [µL/L]

Values	10 gpt				5 gpt							
	2 min		5 min		2 min		5 min		2 min		5 min	
	D1-Original	D2-Duplicado	D1-Original	D2-Duplicado	D3-Triplicado	D1-Original	D2-Duplicado	D3-Triplicado	D1-Original	D2-Duplicado	D3-Triplicado	D4-Cuadruplicado
Masa Conc. 1min, gr	0.90	0.90	1.70	1.20	1.80	0.70	0.90	1.90	0.60	0.60	0.90	3.10
Masa Conc. 2min, gr	0.70	0.90	0.90	1.20	1.50	0.60	0.60	1.70	0.50	0.70	0.70	2.20
Masa Conc. 5min, gr	3.30	3.70	4.00	4.30	4.70	2.60	2.30	5.40	2.50	2.40	2.40	5.10
Masa Conc. 12min, gr	15.00	14.50	16.10	13.00	18.70	13.40	11.90	20.50	14.00	14.70	14.70	16.80
Masa Conc. 15min, gr	4.60	4.20	4.10	3.70	4.80	3.70	4.20	6.00	4.50	4.40	4.40	4.50
Masa Relave, gr	1107.40	1107.80	1106.00	1108.30	1100.80	1113.20	1112.80	1096.90	1110.00	1109.00	1109.00	1098.40
Ley Cu Conc. 1min, %	12.18	13.09	11.24	12.19	12.26	12.45	14.03	14.39	11.63	11.44	11.44	12.39
Ley Cu Conc. 2min, %	15.46	14.73	14.91	14.87	13.02	0.00	16.18	13.85	16.80	15.30	15.30	12.92
Ley Cu Conc. 5min, %	14.55	13.84	13.30	13.11	11.99	14.80	15.03	11.87	14.82	14.58	14.58	11.92
Ley Cu Conc. 12min, %	10.05	9.91	9.84	10.06	9.31	10.87	11.02	8.64	10.52	10.40	10.40	8.84
Ley Cu Conc. 15min, %	7.69	7.81	7.60	8.37	7.21	8.78	8.99	6.03	8.62	8.49	8.49	6.84
Ley Cu Relave, %	0.29	0.30	0.29	0.30	0.25	0.32	0.31	0.24	0.31	0.30	0.30	0.25
Ley Fe Conc. 1min, %	23.40	25.10	25.70	24.00	27.96	21.60	24.10	26.48	26.30	23.90	23.90	28.74
Ley Fe Conc. 2min, %	24.80	24.50	25.20	24.40	27.06	24.90	24.90	26.49	25.10	25.70	25.70	26.57
Ley Fe Conc. 5min, %	24.00	22.40	22.80	24.40	26.71	25.00	24.40	24.83	25.70	24.50	24.50	24.94
Ley Fe Conc. 12min, %	21.20	21.40	20.20	21.30	21.00	22.10	22.30	19.49	21.90	21.60	21.60	19.30
Ley Fe Conc. 15min, %	18.10	18.90	17.20	19.00	16.63	20.10	20.20	14.56	19.50	19.20	19.20	16.72
Ley Fe Relave, %	3.37	3.38	3.37	3.46	3.43	3.20	3.32	3.27	3.39	3.24	3.24	3.40

6.11.11. COLECTOR B, MINERAL N5, ESPUMANTE 17.2 [$\mu\text{L/L}$]

Values	10 gpt		5 min		5 gpt		5 min	
	2 min		5 min		2 min		5 min	
	D1-Original	D2-Duplicado	D1-Original	D2-Duplicado	D1-Original	D2-Duplicado	D1-Original	D2-Duplicado
Masa Conc. 1min, gr	53.60	48.20	47.10	41.70	46.00	45.00	41.50	42.10
Masa Conc. 2min, gr	12.40	13.20	13.90	14.90	13.50	14.40	14.20	13.00
Masa Conc. 5min, gr	19.90	20.80	20.70	22.20	21.90	23.10	22.40	22.10
Masa Conc. 12min, gr	26.10	27.20	28.00	27.50	25.20	24.00	26.80	27.90
Masa Conc. 15min, gr	11.30	12.60	12.70	11.80	13.80	12.20	13.10	13.60
Masa Relave, gr	1011.40	1012.70	1012.50	1016.80	1014.30	1016.20	1017.00	1016.20
Ley Cu Conc. 1min, %	19.89	20.95	20.84	21.82	20.90	21.48	21.84	22.07
Ley Cu Conc. 2min, %	16.13	16.92	16.54	17.98	17.34	17.24	18.29	18.91
Ley Cu Conc. 5min, %	9.76	10.12	9.99	10.66	10.20	9.65	10.72	11.18
Ley Cu Conc. 12min, %	2.96	3.13	3.32	3.29	3.33	3.30	3.78	3.58
Ley Cu Conc. 15min, %	1.63	1.70	1.70	1.91	1.67	1.92	2.16	2.04
Ley Cu Relave, %	0.18	0.18	0.18	0.18	0.18	0.18	0.19	0.19
Ley Fe Conc. 1min, %	17.00	17.55	18.23	19.15	17.30	18.10	18.40	18.60
Ley Fe Conc. 2min, %	10.47	11.43	11.61	12.42	10.90	11.10	12.40	12.70
Ley Fe Conc. 5min, %	6.29	6.42	6.37	6.80	5.83	5.73	6.70	6.64
Ley Fe Conc. 12min, %	1.71	1.83	1.98	1.91	1.81	1.93	1.88	1.97
Ley Fe Conc. 15min, %	0.98	1.19	1.06	1.15	1.02	1.14	1.24	1.17
Ley Fe Relave, %	0.21	0.20	0.21	0.20	0.22	0.23	0.24	0.21

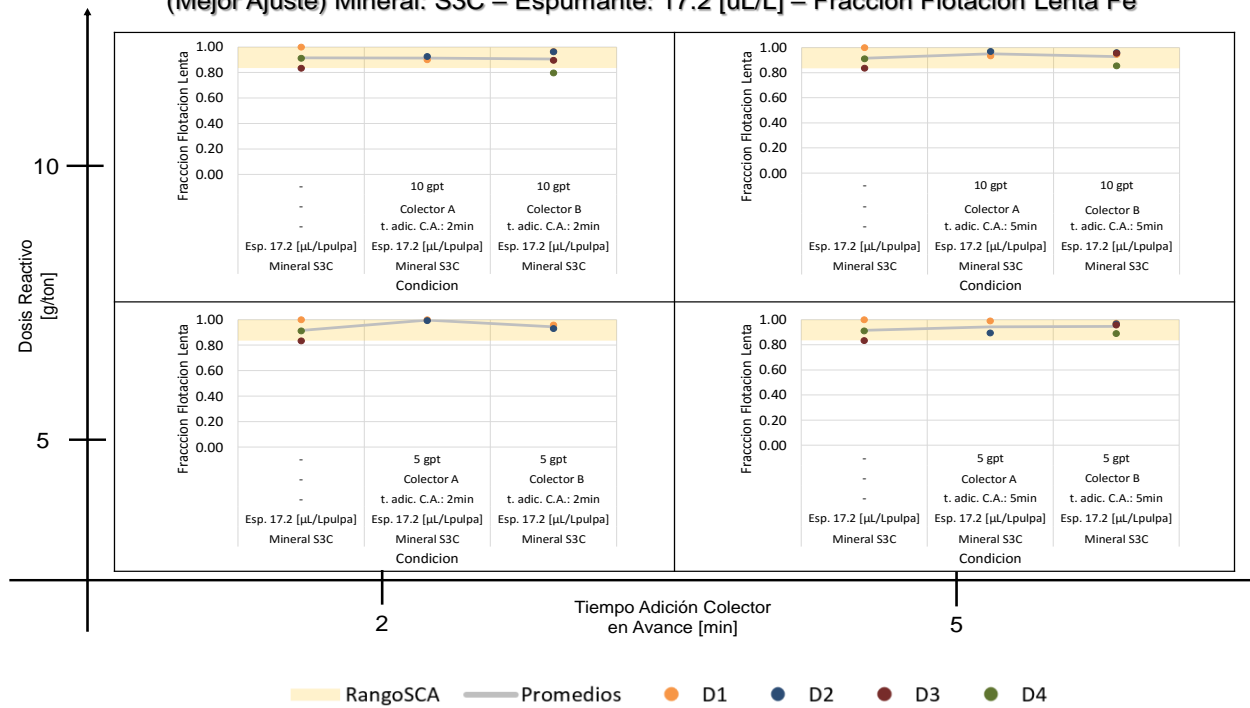
6.11.12. COLECTOR B, MINERAL N5, ESPUMANTE 10.7 [$\mu\text{L/L}$]

Values	10 gpt		5 min		5 gpt		5 min	
	2 min		5 min		2 min		5 min	
	D1-Original	D2-Duplicado	D1-Original	D2-Duplicado	D1-Original	D2-Duplicado	D1-Original	D2-Duplicado
Masa Conc. 1min, gr	19.70	21.50	27.70	18.50	5.60	8.20	14.20	13.80
Masa Conc. 2min, gr	20.30	17.90	17.90	18.00	14.20	14.90	18.50	20.00
Masa Conc. 5min, gr	33.60	28.10	28.30	30.60	41.40	39.60	35.10	35.00
Masa Conc. 12min, gr	42.20	42.10	39.40	38.60	52.40	50.40	42.70	43.20
Masa Conc. 15min, gr	10.20	10.30	9.70	10.60	10.80	10.40	9.90	9.70
Masa Relave, gr	1008.40	1015.00	1011.90	1018.50	1010.50	1011.20	1014.60	1012.90
Ley Cu Conc. 1min, %	27.57	27.24	25.64	26.40	30.14	29.19	27.50	27.79
Ley Cu Conc. 2min, %	23.28	24.13	22.17	24.28	26.82	26.11	24.62	25.27
Ley Cu Conc. 5min, %	14.87	17.74	14.63	17.54	19.92	18.43	16.84	17.48
Ley Cu Conc. 12min, %	4.15	5.82	4.10	5.01	5.64	5.60	5.01	5.03
Ley Cu Conc. 15min, %	1.65	2.04	1.65	2.05	2.02	1.82	1.83	1.99
Ley Cu Relave, %	0.19	0.19	0.19	0.21	0.21	0.21	0.22	0.20
Ley Fe Conc. 1min, %	19.50	24.00	17.73	19.19	21.00	20.01	18.81	19.47
Ley Fe Conc. 2min, %	14.10	14.67	12.89	15.31	19.58	18.27	15.88	16.30
Ley Fe Conc. 5min, %	6.82	8.35	6.85	8.76	11.08	9.53	8.38	8.35
Ley Fe Conc. 12min, %	1.61	1.94	1.69	1.90	2.60	2.14	1.76	1.75
Ley Fe Conc. 15min, %	0.74	0.88	0.77	0.74	2.00	1.80	0.88	0.84
Ley Fe Relave, %	0.16	0.16	0.16	0.19	0.19	0.19	0.19	0.17

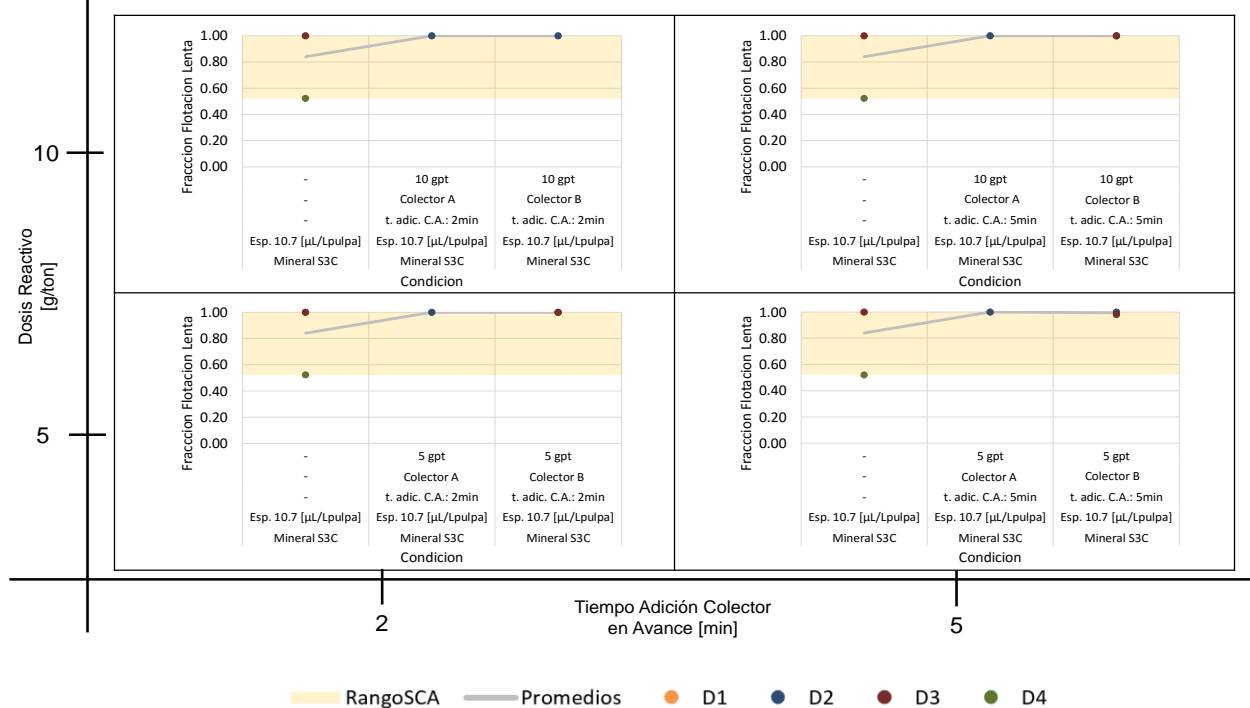
6.12. COMPLEMENTO GRÁFICOS ANÁLISIS DE RESULTADOS

6.12.1. FRACCIÓN DE FLOTACIÓN LENTA PARA FE

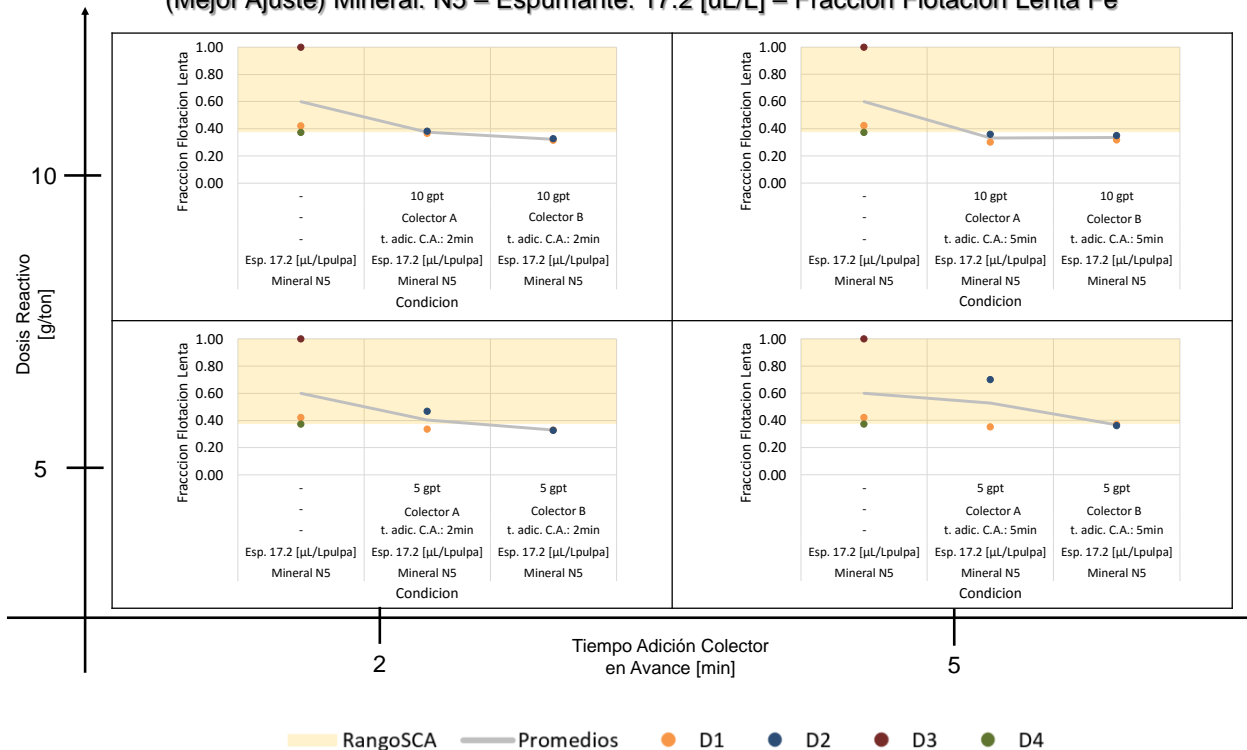
(Mejor Ajuste) Mineral: S3C – Espumante: 17.2 [uL/L] – Fracción Flotación Lenta Fe



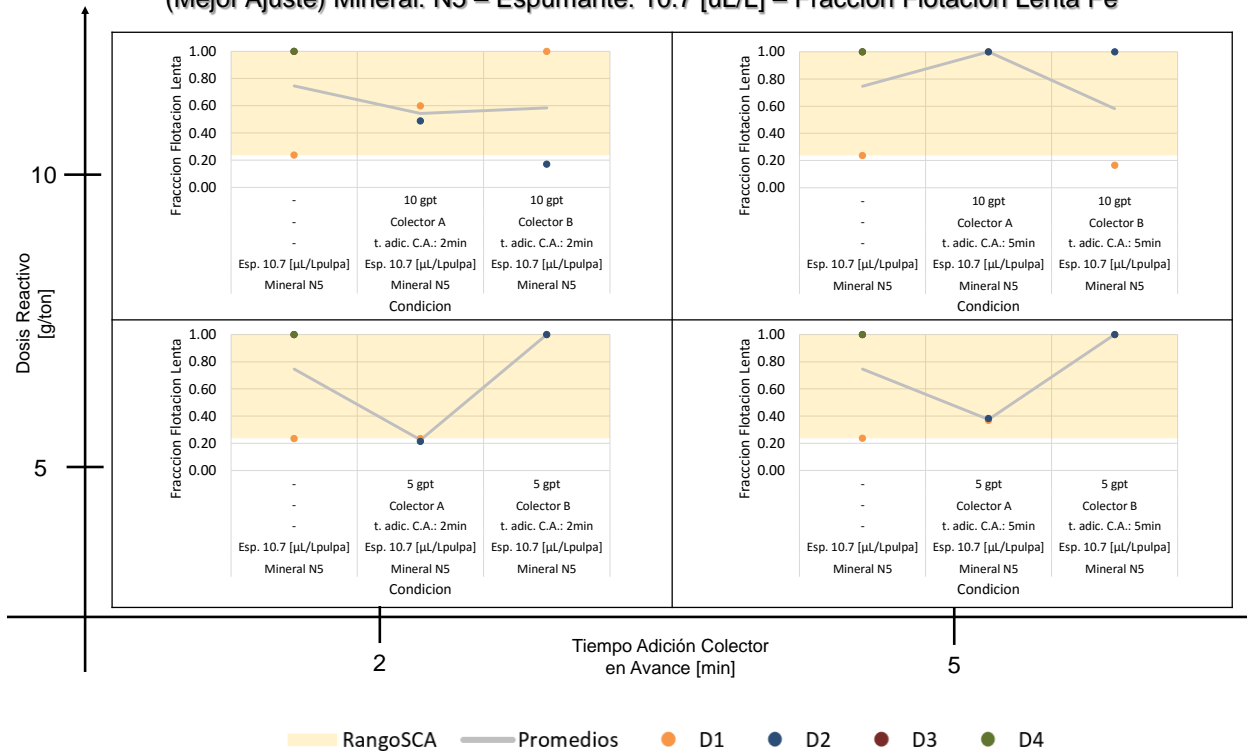
(Mejor Ajuste) Mineral: S3C – Espumante: 10.7 [uL/L] – Fracción Flotación Lenta Fe



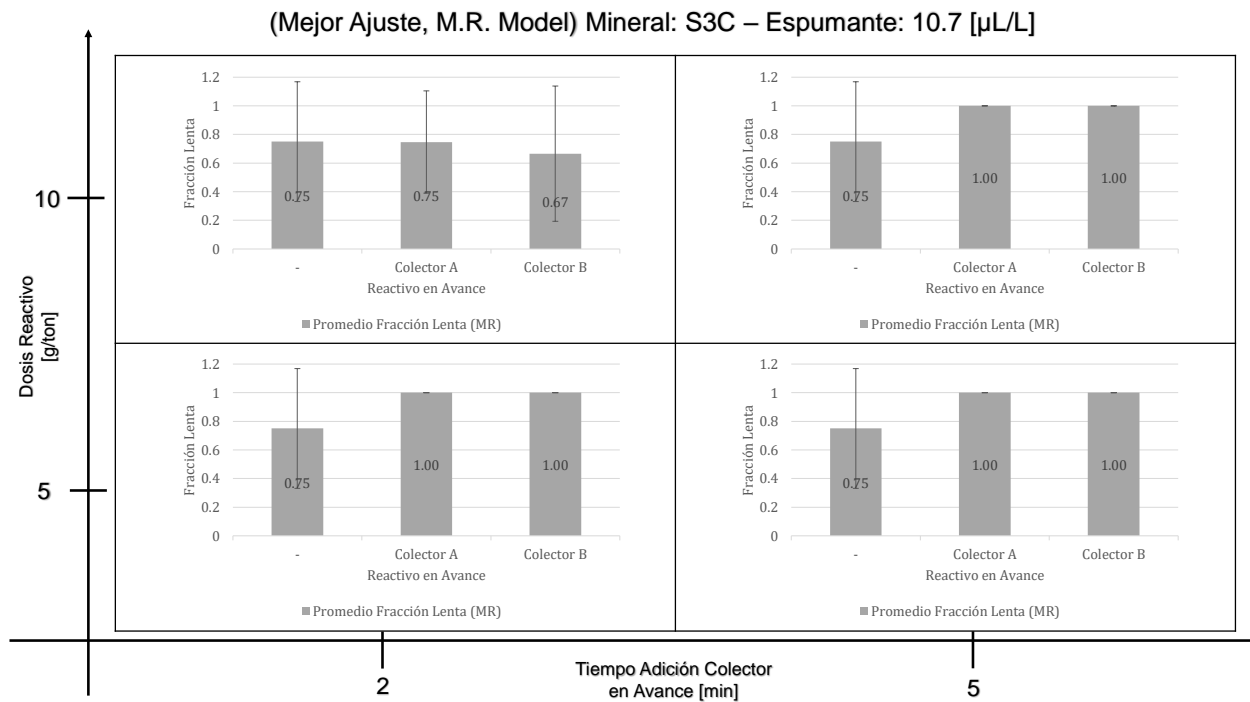
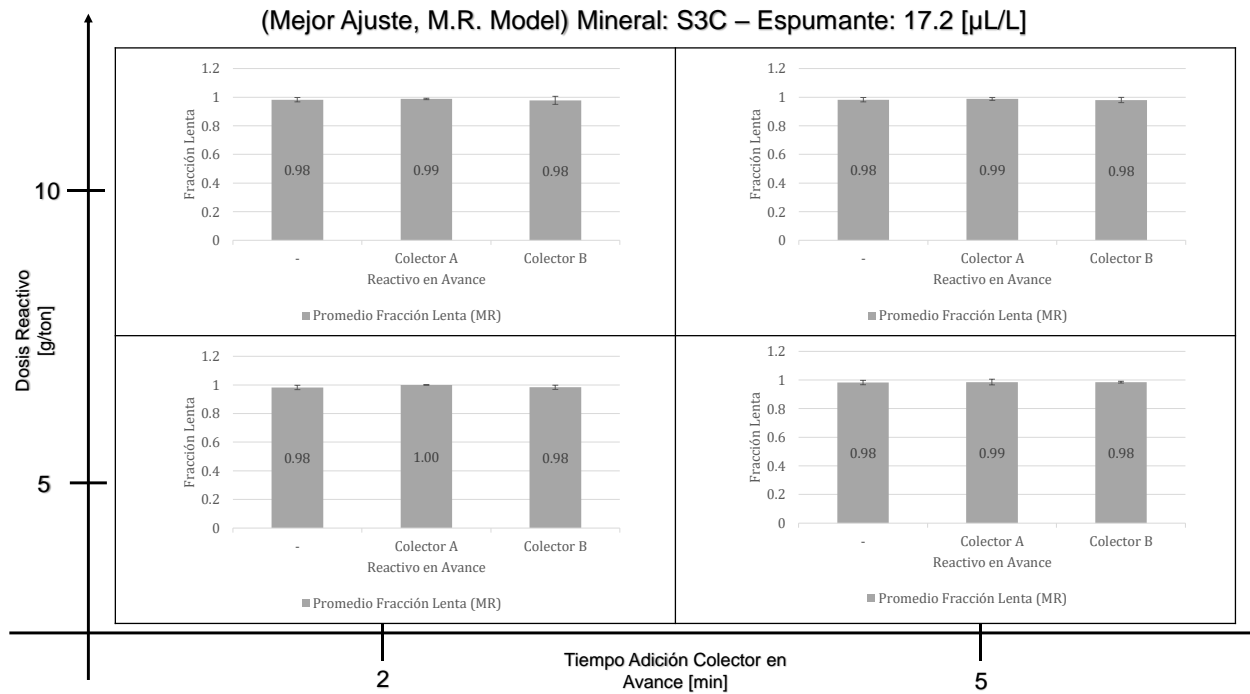
(Mejor Ajuste) Mineral: N5 – Espumante: 17.2 [uL/L] – Fracción Flotación Lenta Fe

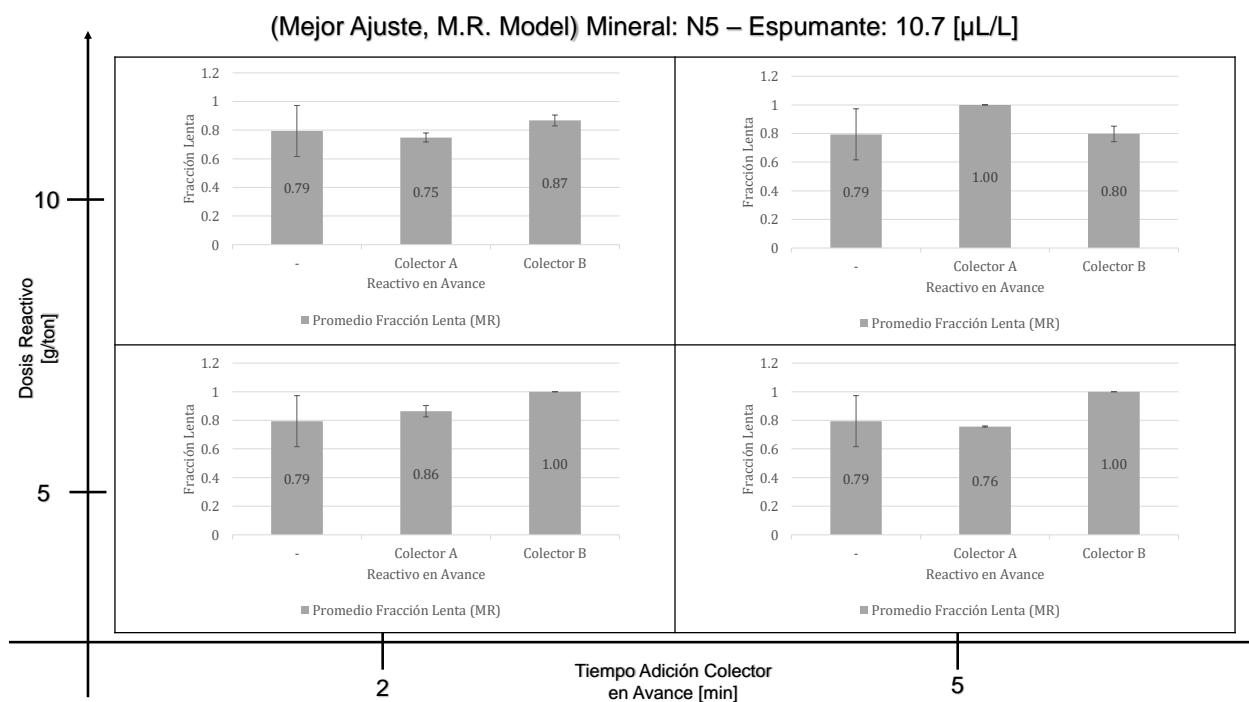
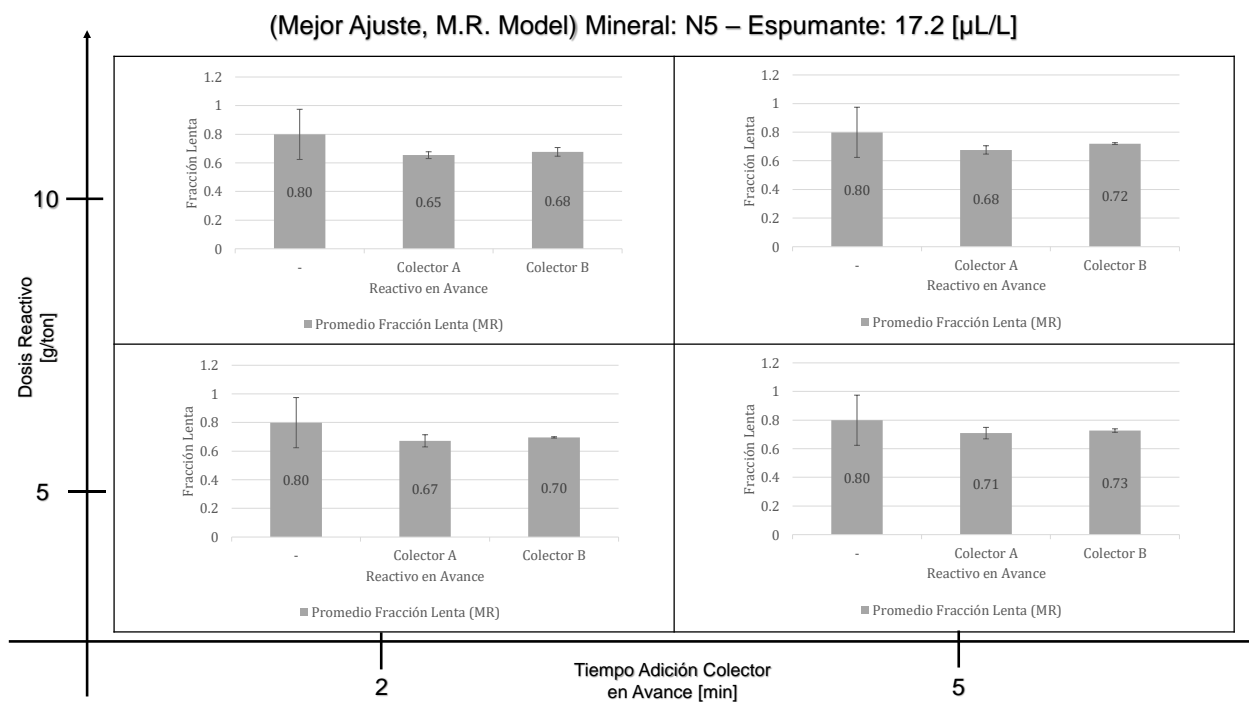


(Mejor Ajuste) Mineral: N5 – Espumante: 10.7 [uL/L] – Fracción Flotación Lenta Fe



6.12.2. FRACCIÓN DE FLOTACIÓN LENTA PARA M.R.





6.12.3. RECUPERACIONES Y DIFERENCIAS

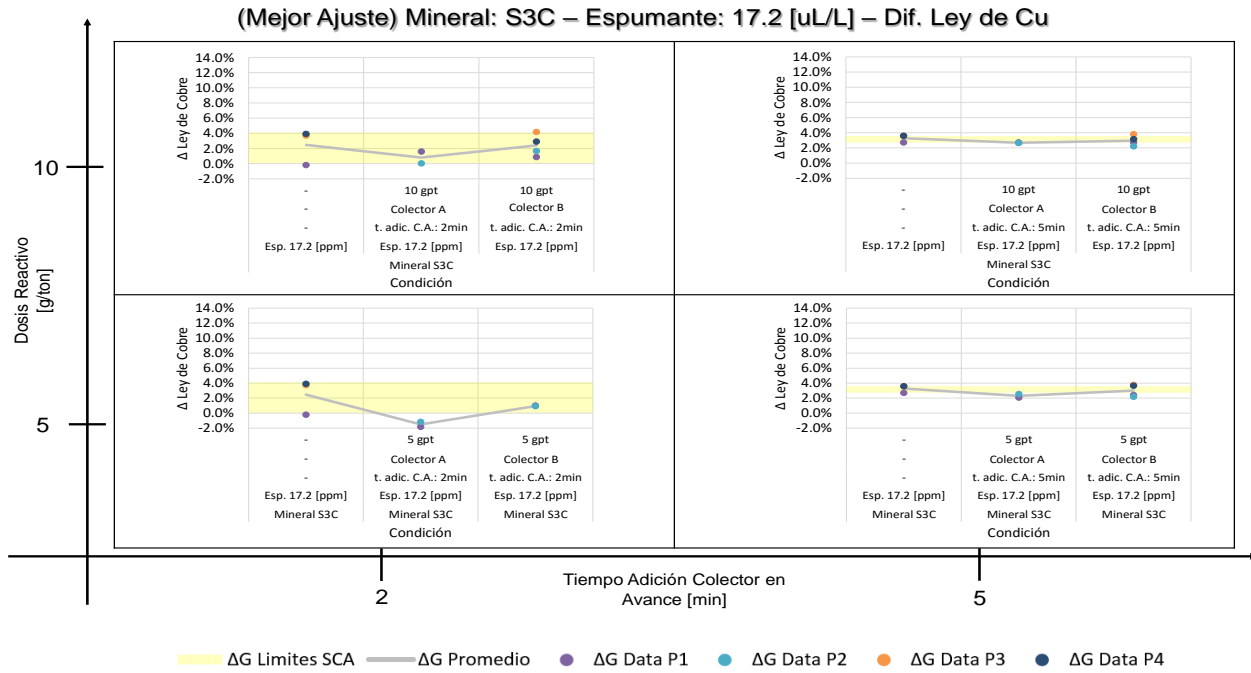


Figura 6.12. Diferencia %Cu en concentrado para S3C y espumante a 17.2 [uL/L].

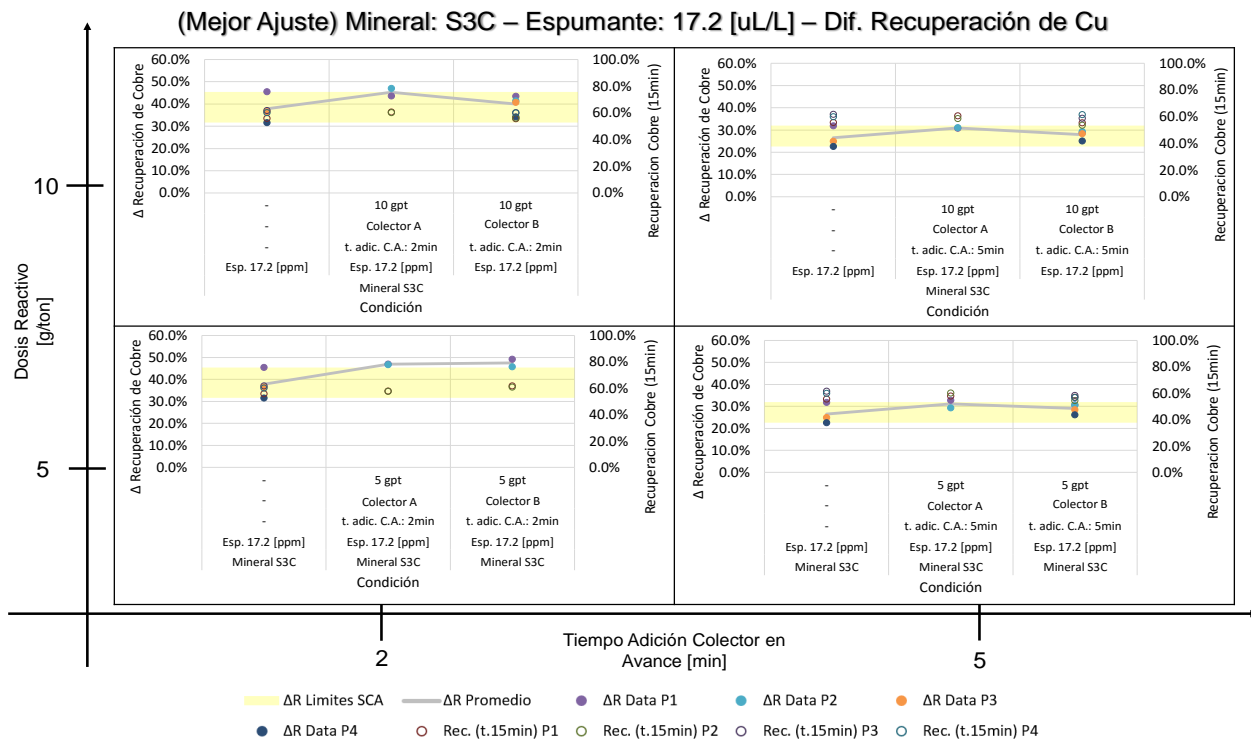


Figura 6.13. Recuperación de Cu y diferencias para S3C y espumante a 17.2 [uL/L].

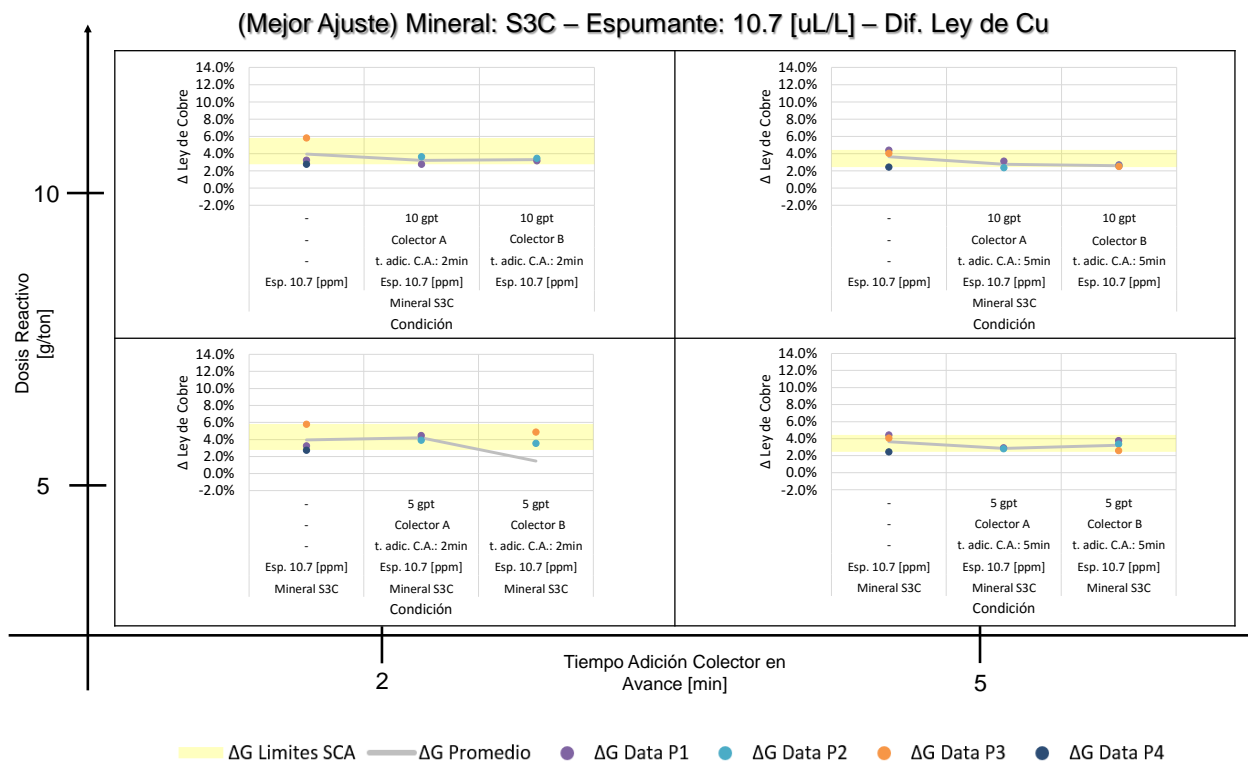


Figura 6.14. Diferencia %Cu en concentrado para S3C y espumante a 10.7 [uL/L].

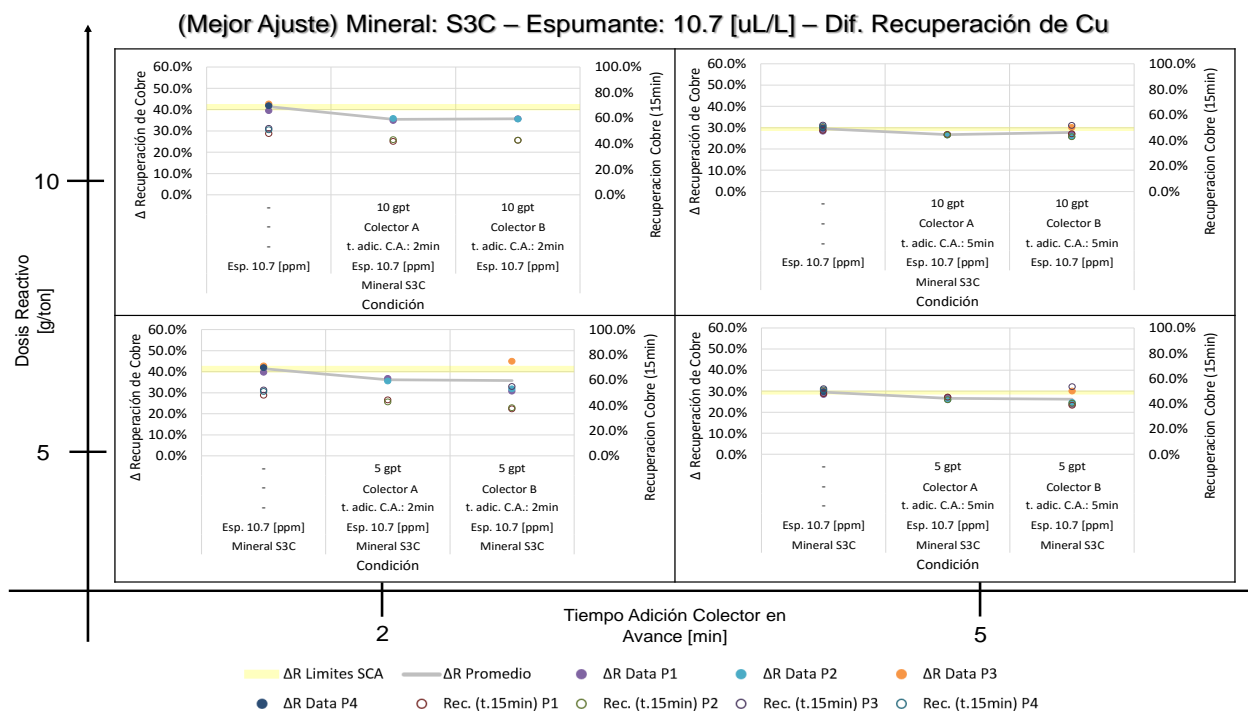


Figura 6.15. Recuperación de Cu y diferencias para S3C y espumante a 10.7 [uL/L].

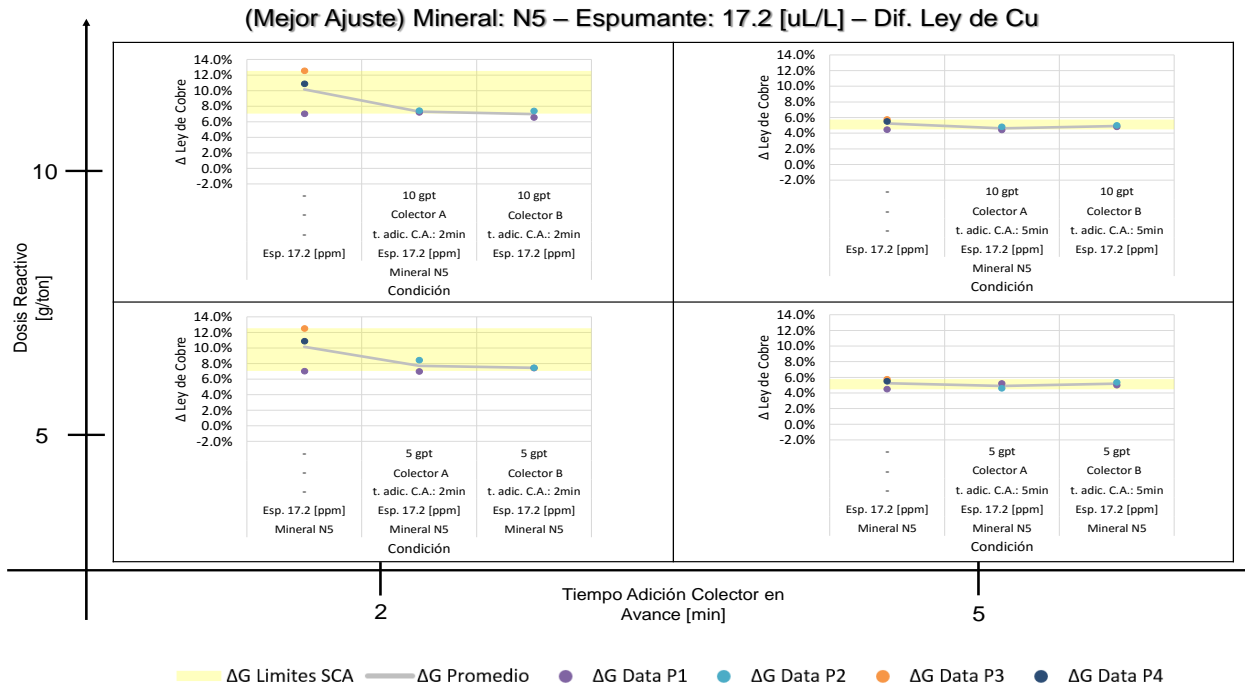


Figura 6.16. Diferencia %Cu en concentrado para N5 y espumante a 17.2 [uL/L].

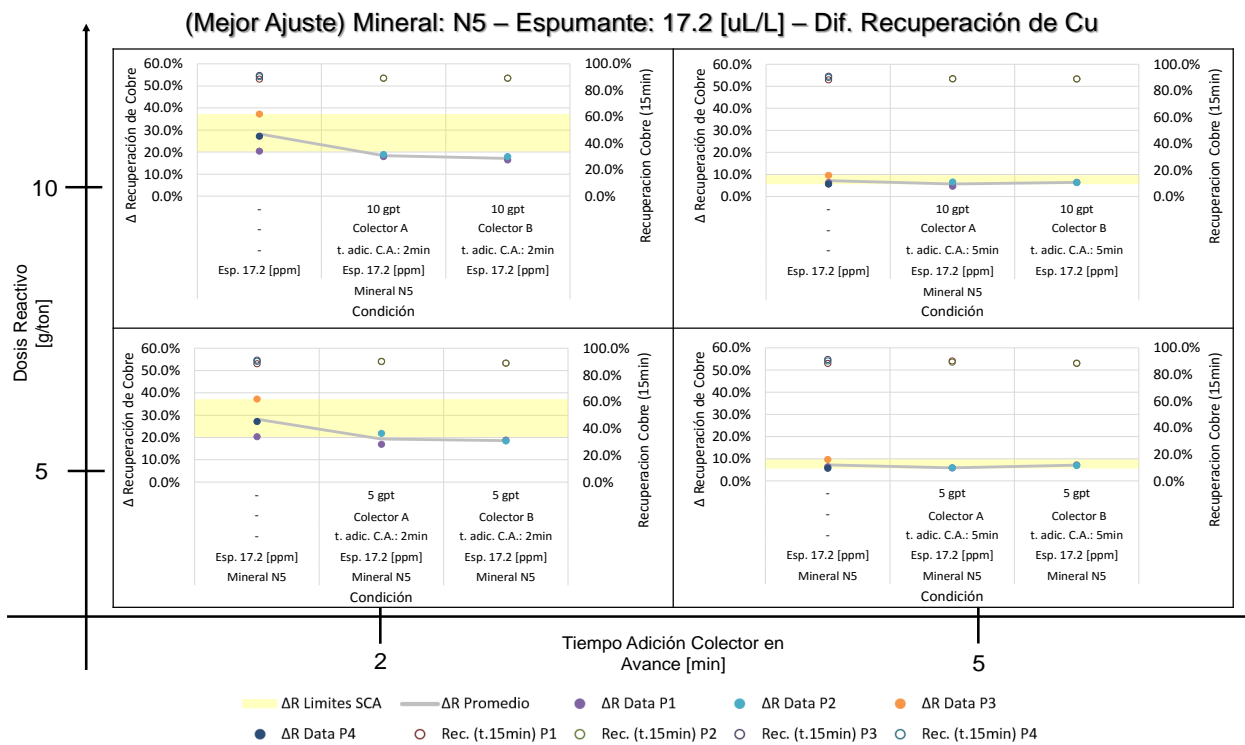


Figura 6.17. Recuperación de Cu y diferencias para N5 y espumante a 17.2 [uL/L].

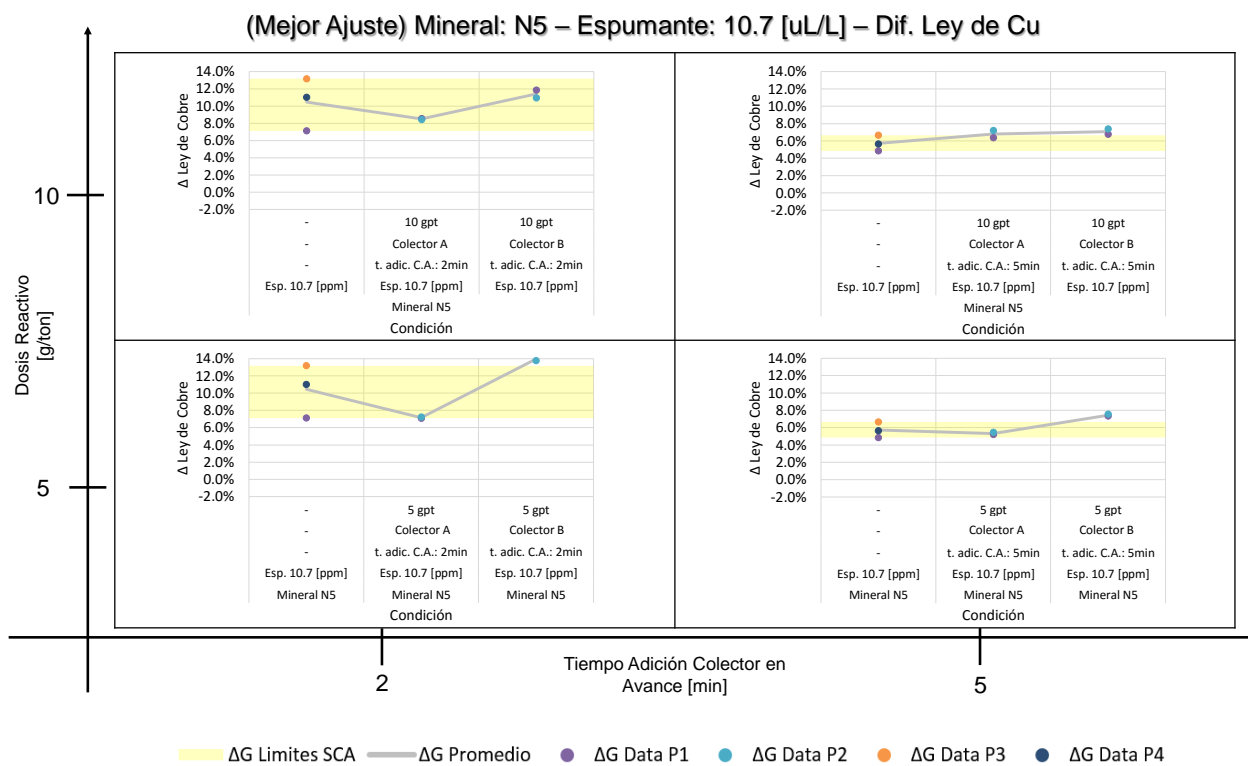


Figura 6.18. Diferencia %Cu en concentrado para N5 y espumante a 10.7 [μL/L].

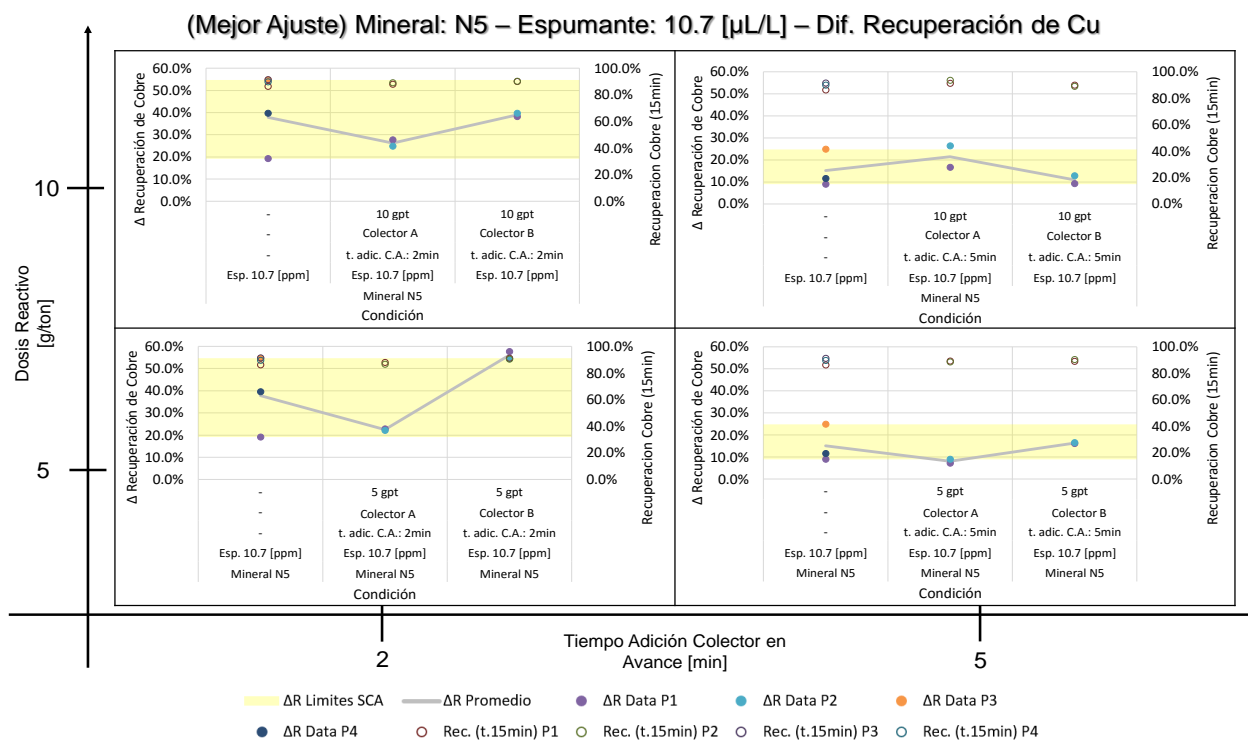
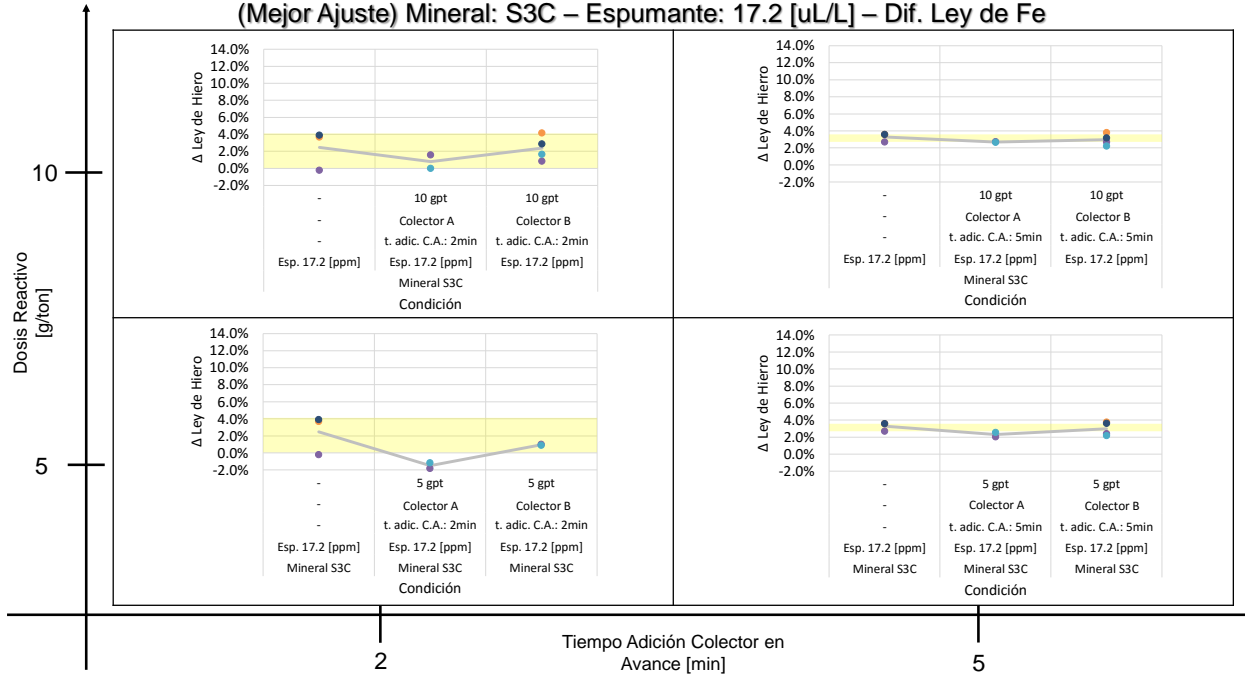


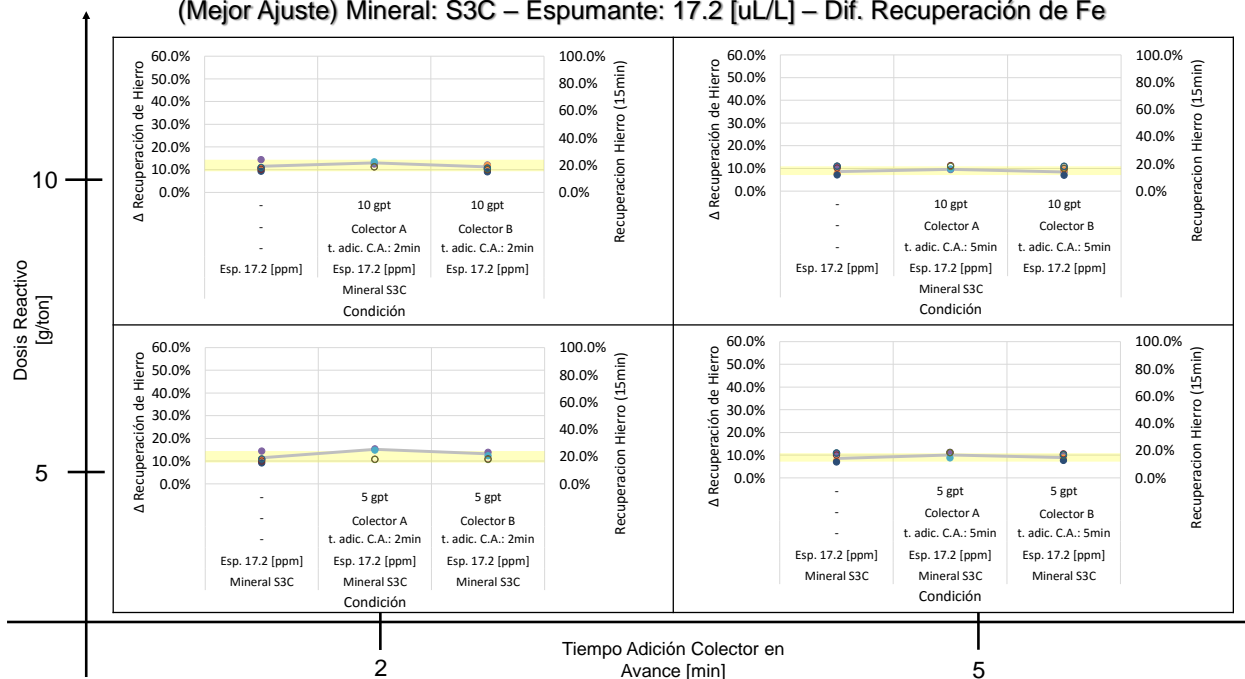
Figura 6.19. Recuperación de Cu y diferencias para N5 y espumante a 10.7 [μL/L].

(Mejor Ajuste) Mineral: S3C – Espumante: 17.2 [uL/L] – Dif. Ley de Fe

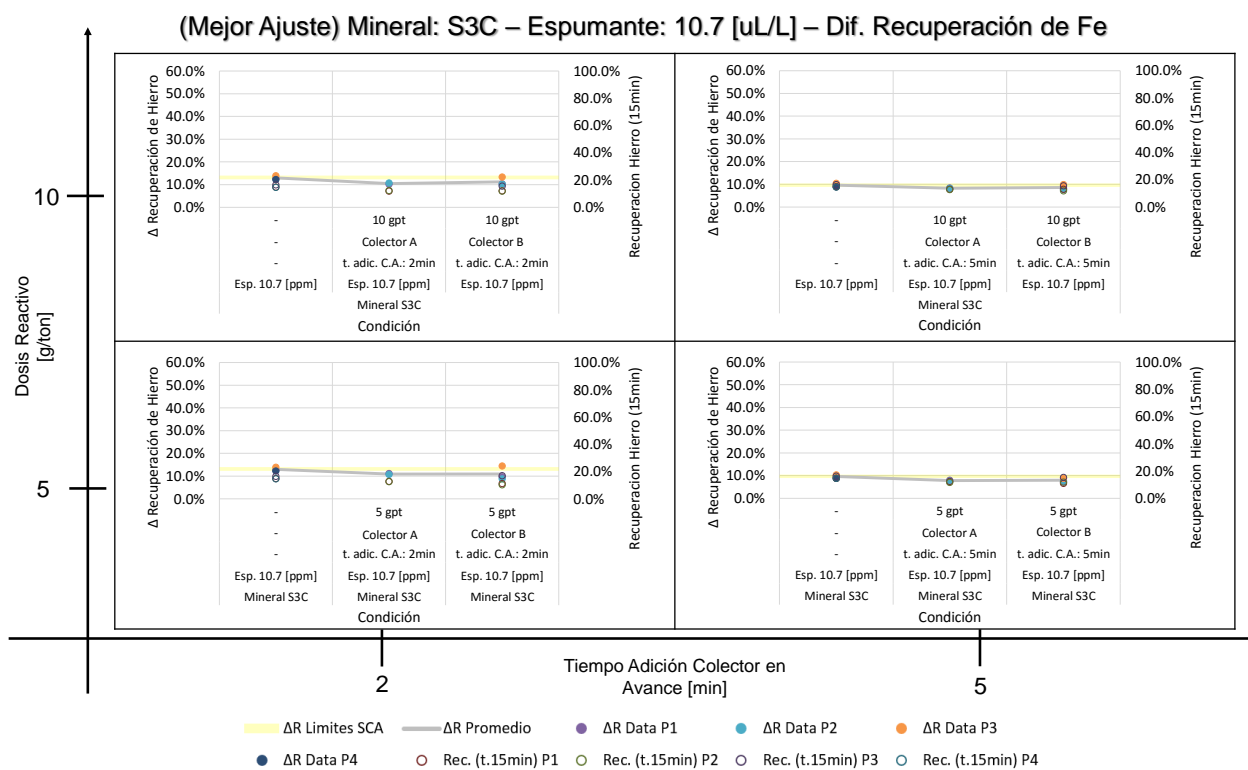
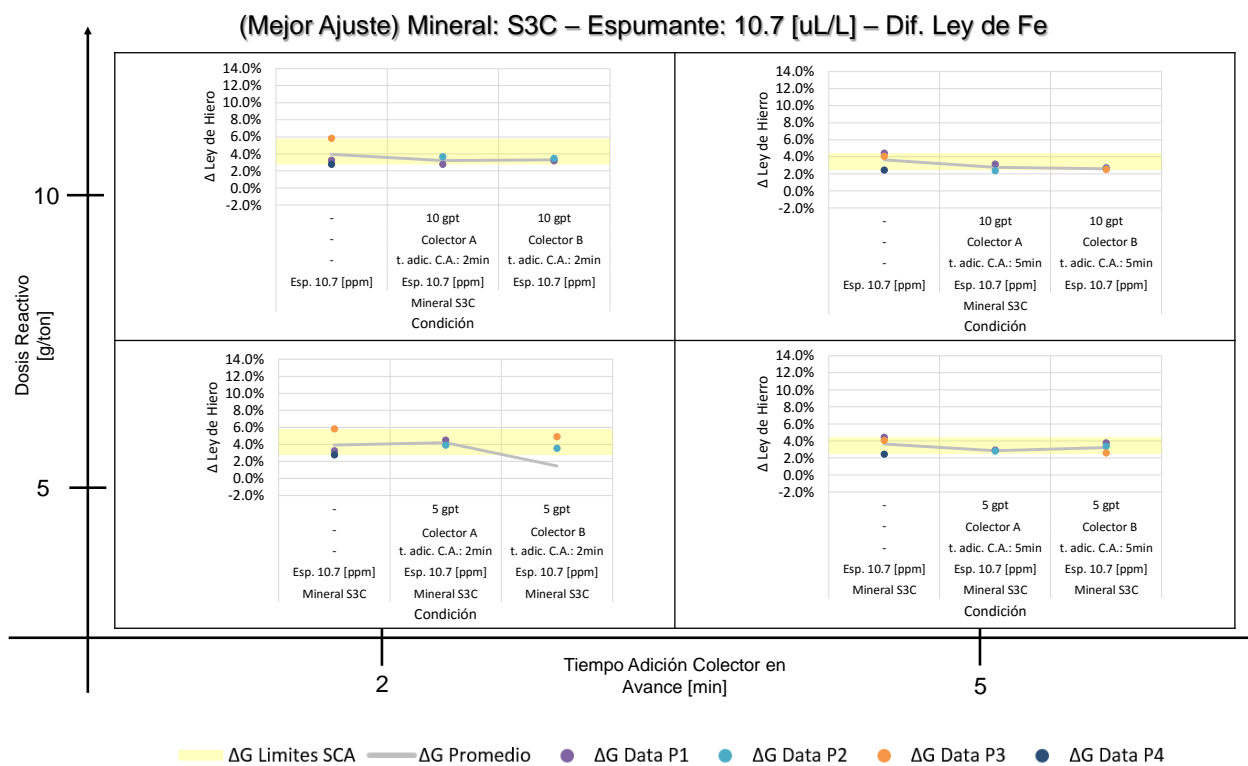


Δ G Limites SCA Δ G Promedio Δ G Data P1 Δ G Data P2 Δ G Data P3 Δ G Data P4

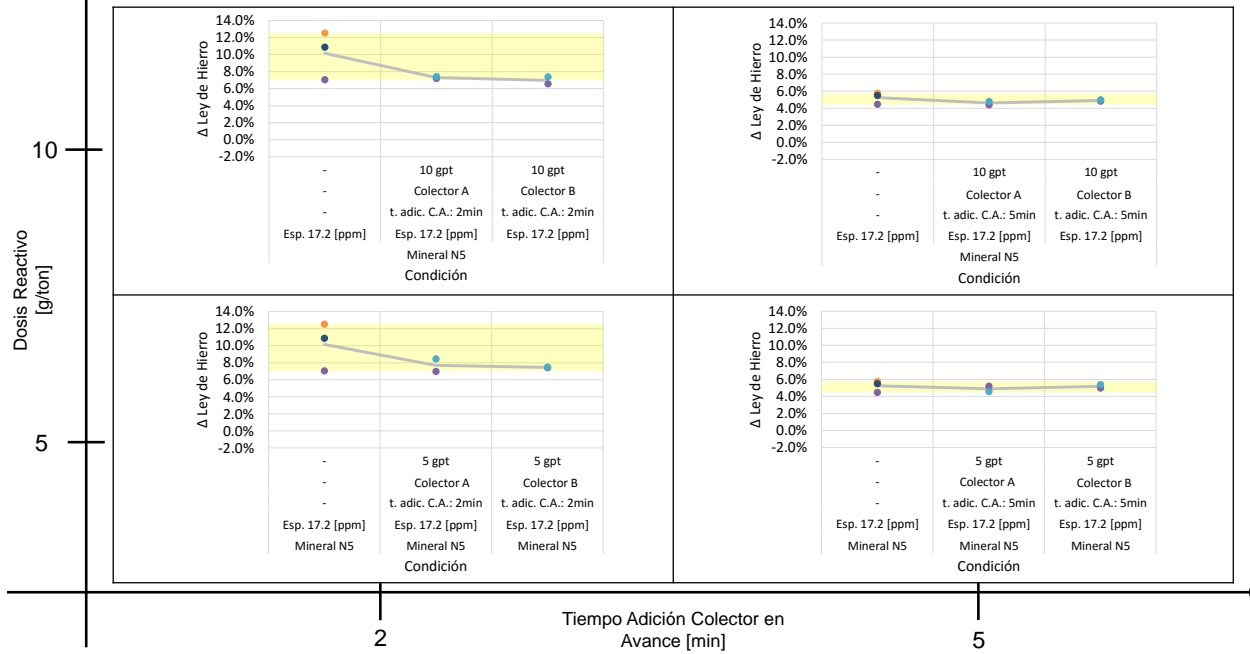
(Mejor Ajuste) Mineral: S3C – Espumante: 17.2 [uL/L] – Dif. Recuperación de Fe



Δ R Limites SCA Δ R Promedio Δ R Data P1 Δ R Data P2 Δ R Data P3 Δ R Data P4
 Rec. (t.15min) P1 Rec. (t.15min) P2 Rec. (t.15min) P3 Rec. (t.15min) P4

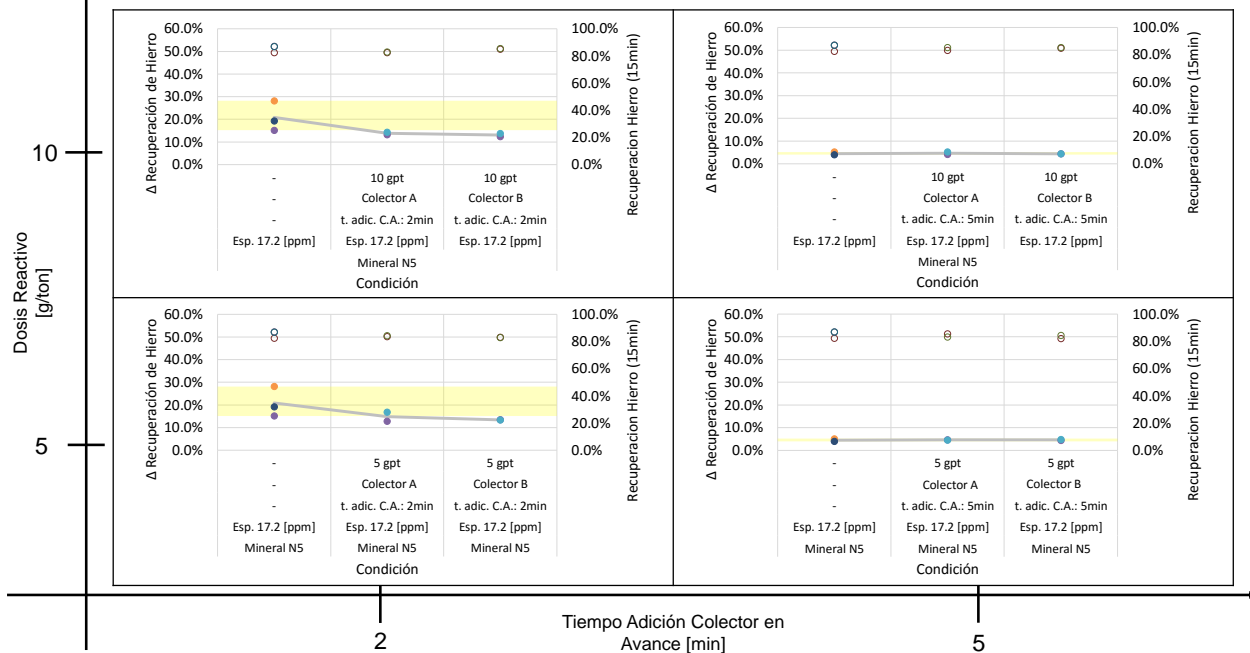


(Mejor Ajuste) Mineral: N5 – Espumante: 17.2 [uL/L] – Dif. Ley de Fe

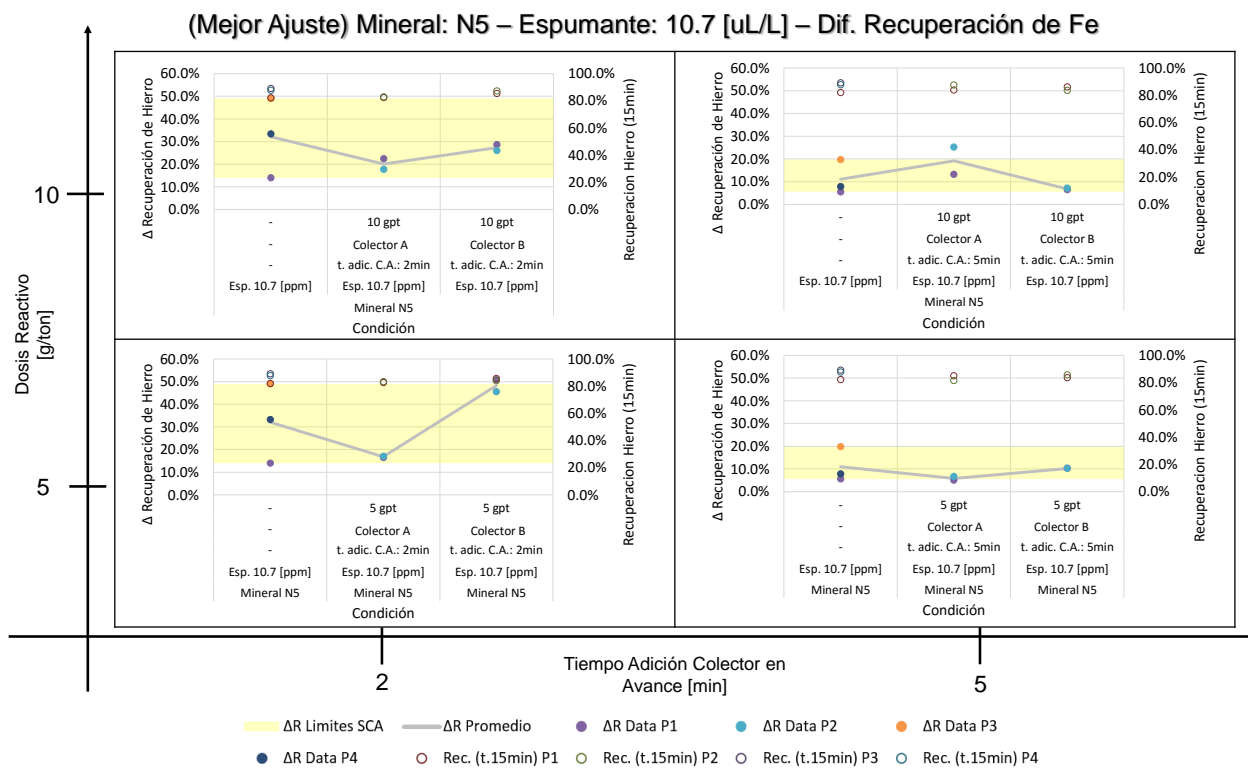
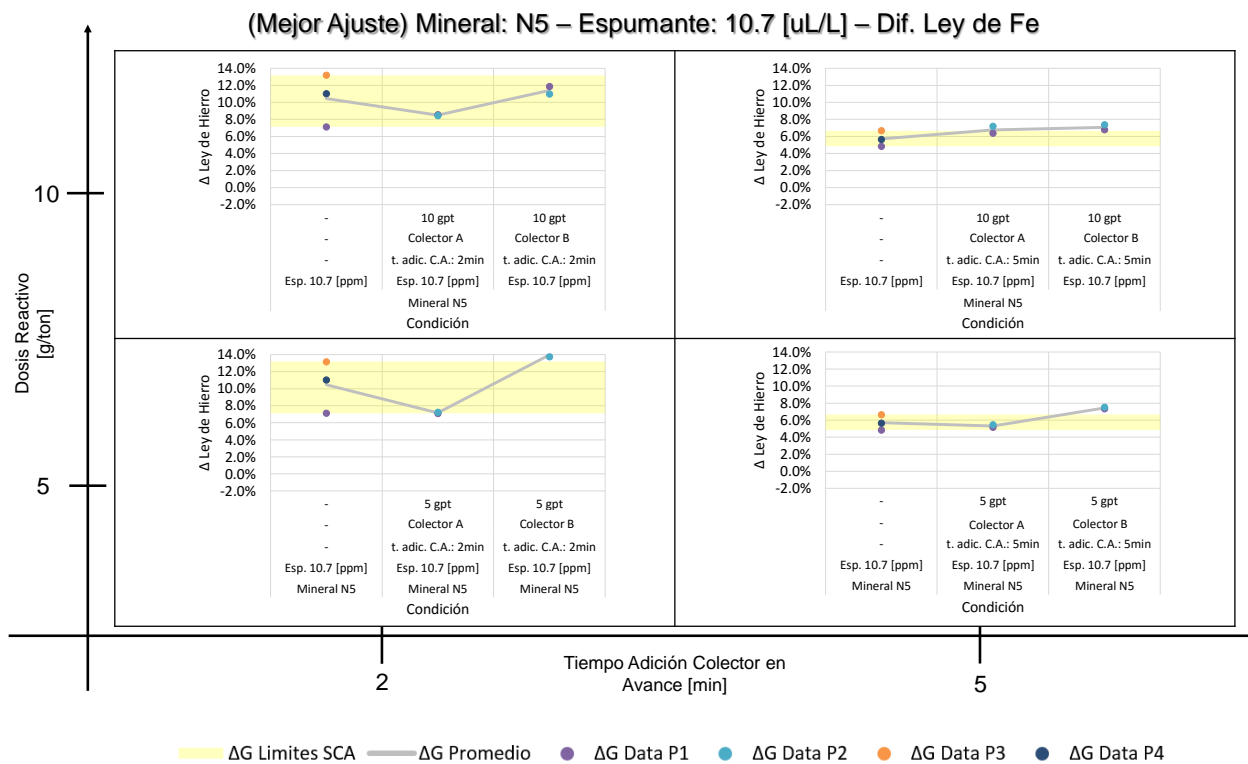


ΔG Límites SCA ΔG Promedio ΔG Data P1 ΔG Data P2 ΔG Data P3 ΔG Data P4

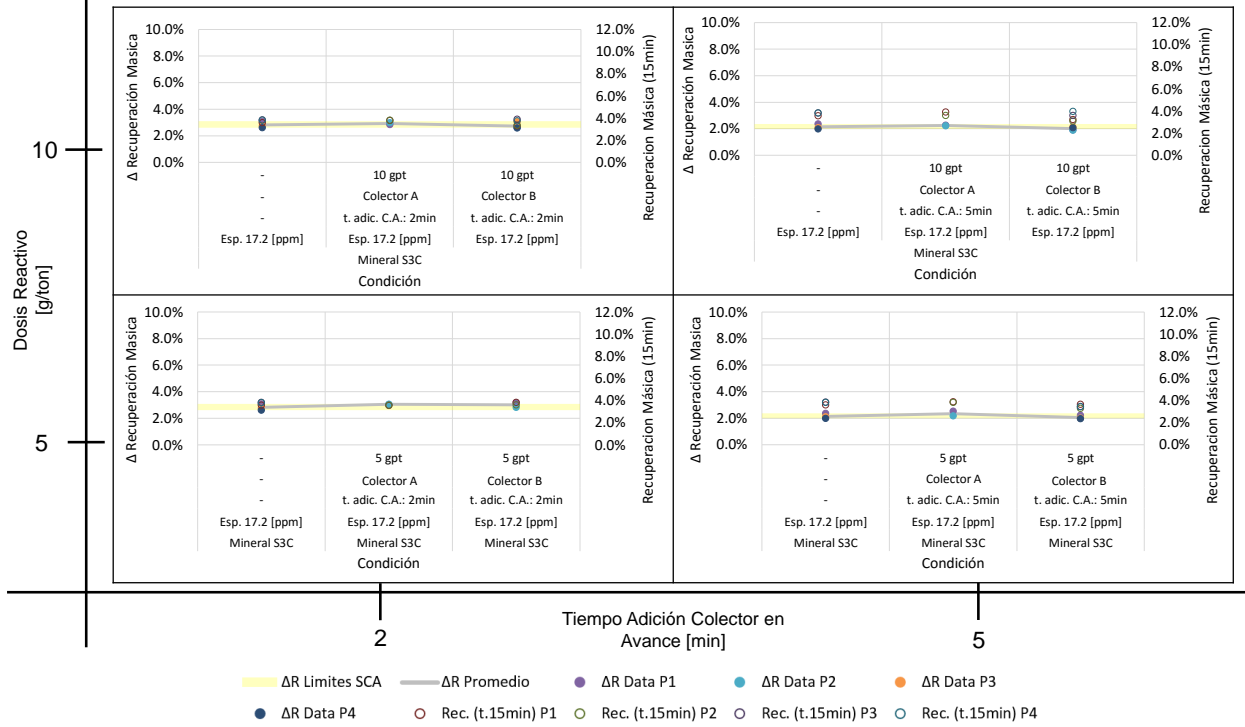
(Mejor Ajuste) Mineral: N5 – Espumante: 17.2 [uL/L] – Dif. Recuperación de Fe



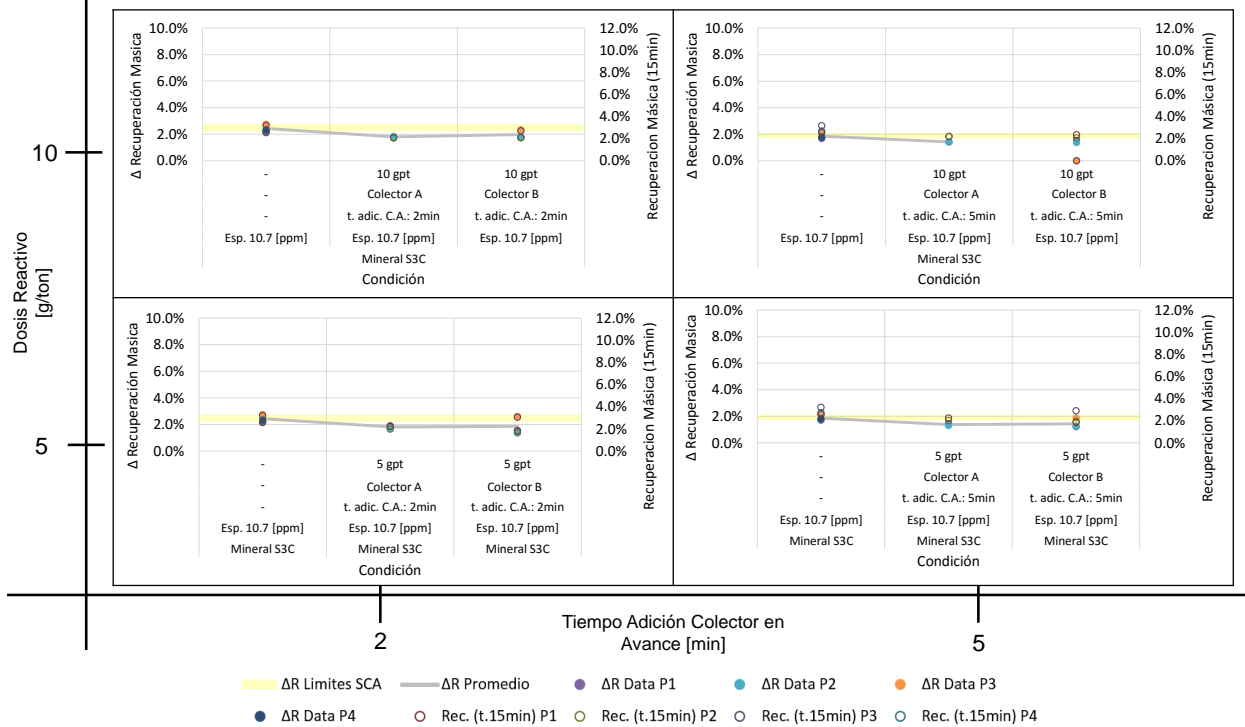
ΔR Límites SCA ΔR Promedio ΔR Data P1 ΔR Data P2 ΔR Data P3 ΔR Data P4
 Rec. (t.15min) P1 Rec. (t.15min) P2 Rec. (t.15min) P3 Rec. (t.15min) P4

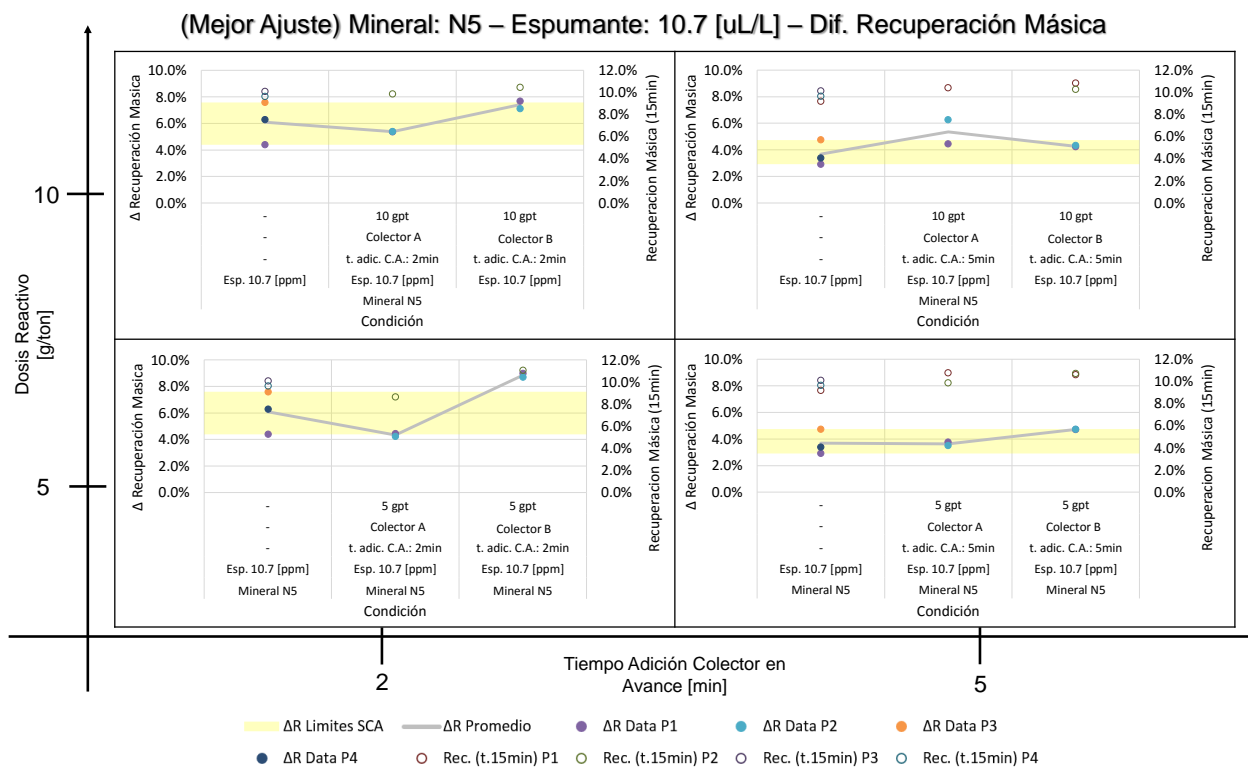
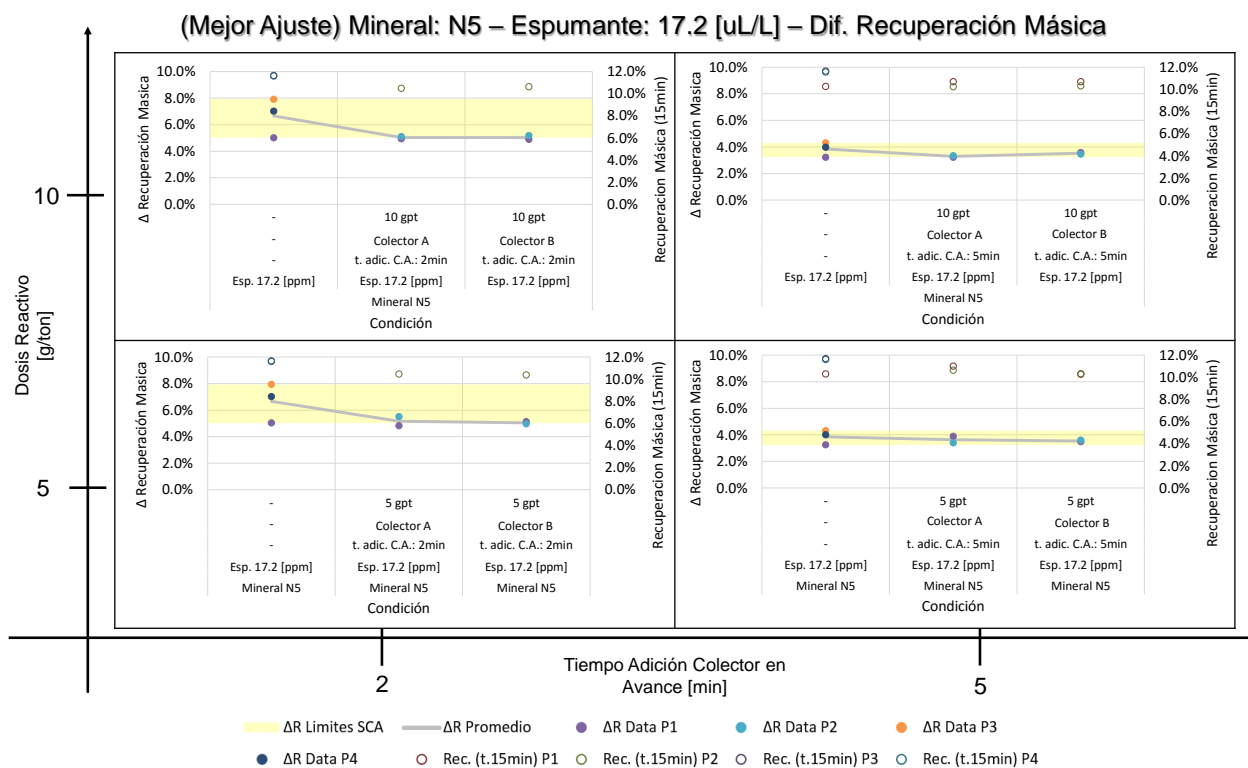


(Mejor Ajuste) Mineral: S3C – Espumante: 17.2 [uL/L] – Dif. Recuperación Másica



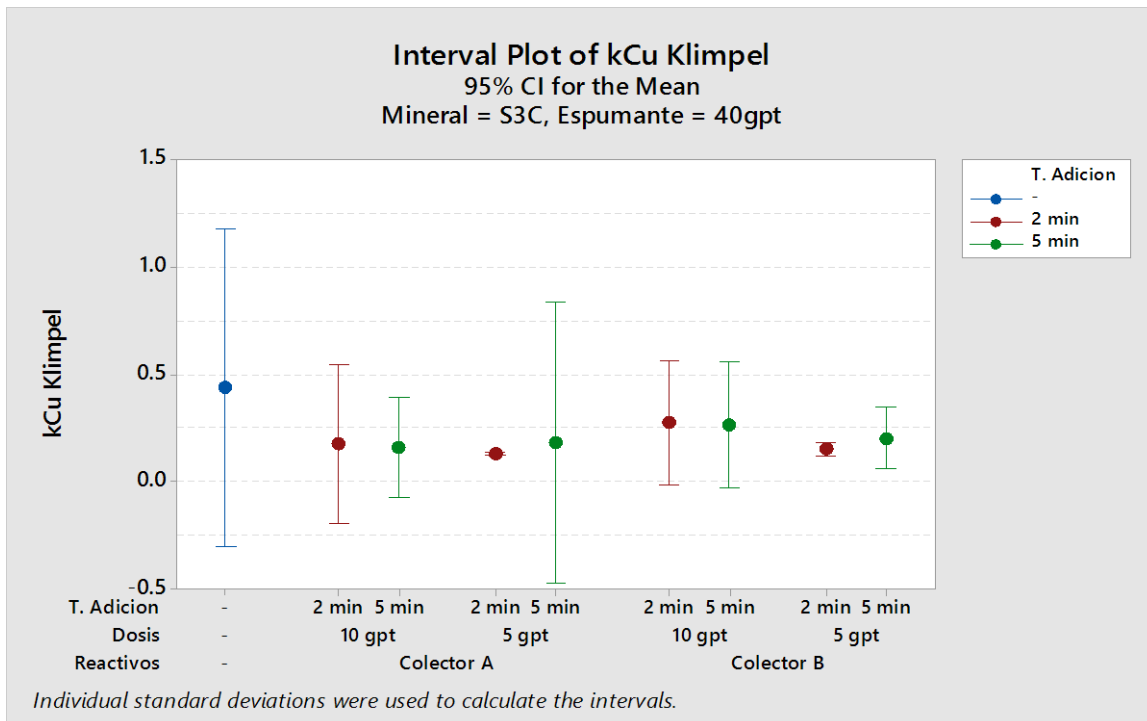
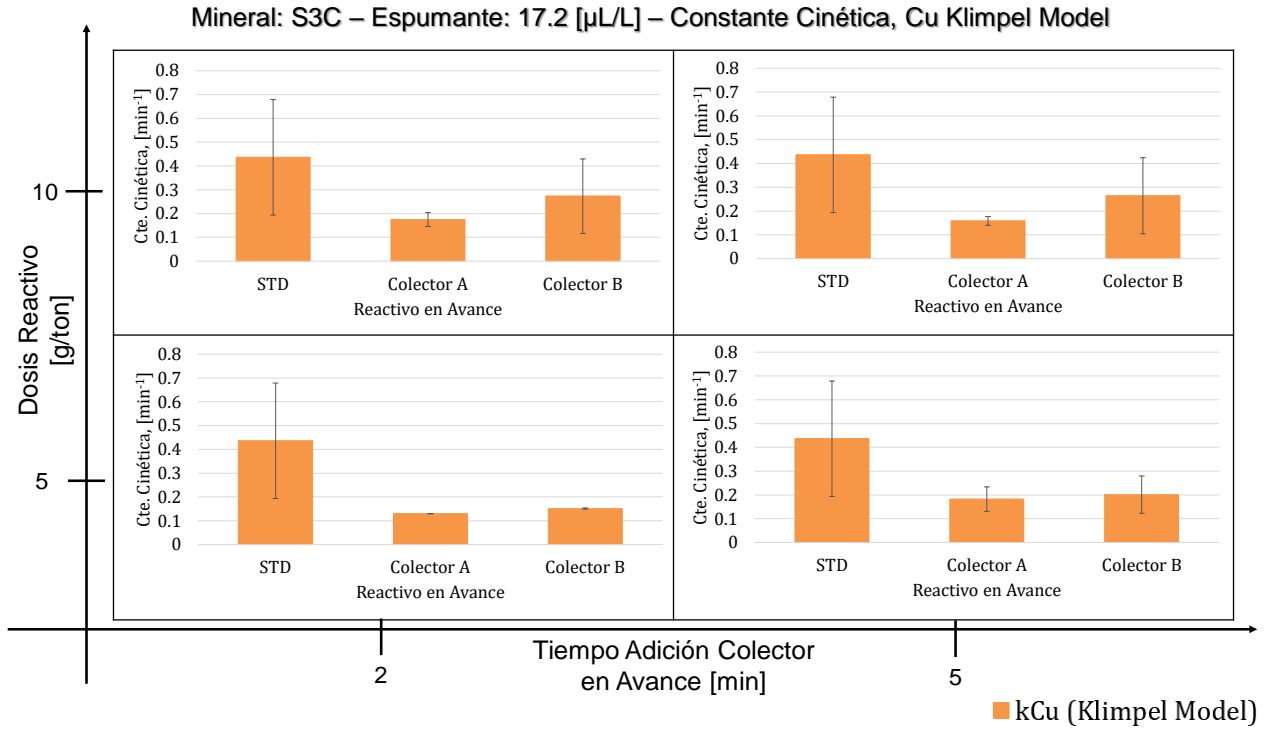
(Mejor Ajuste) Mineral: S3C – Espumante: 10.7 [uL/L] – Dif. Recuperación Másica

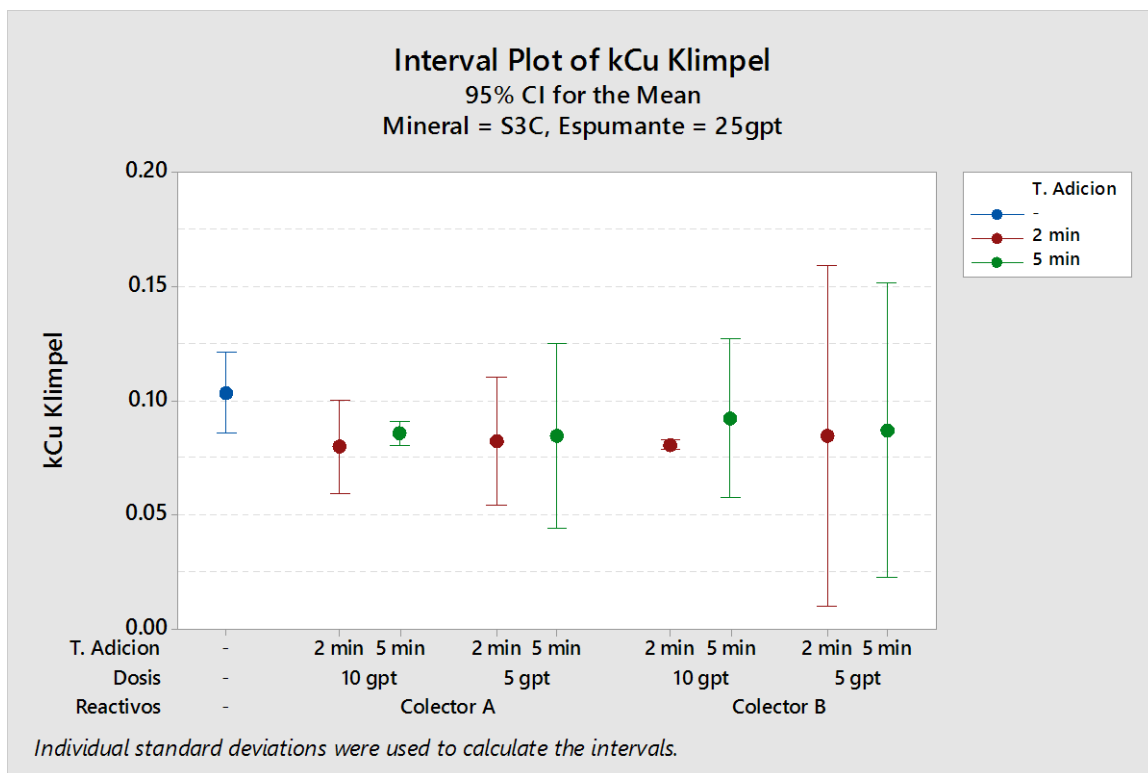
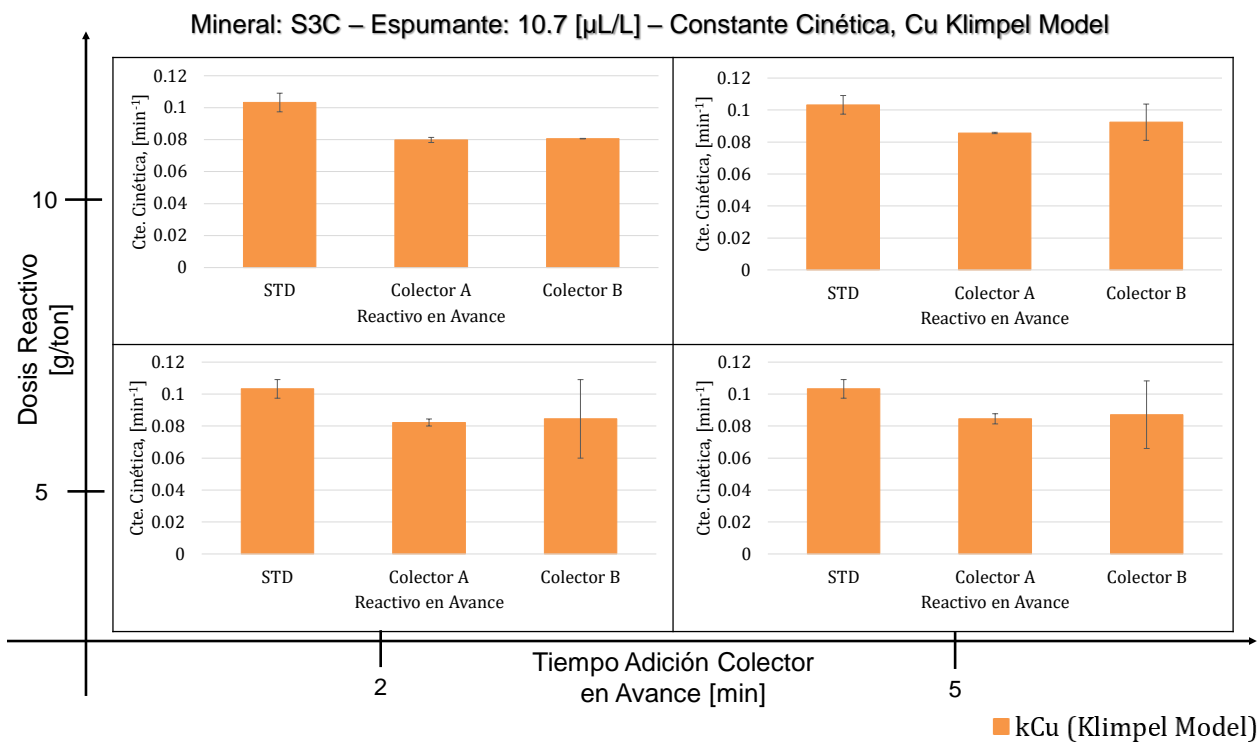


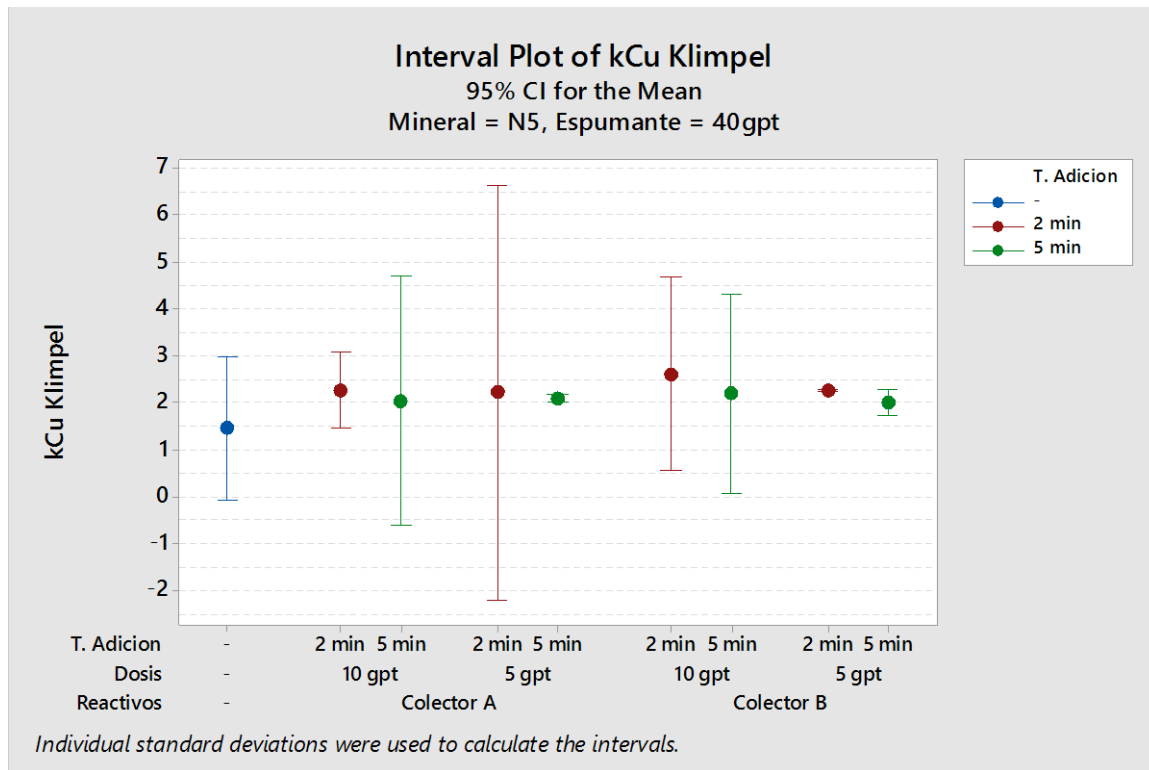
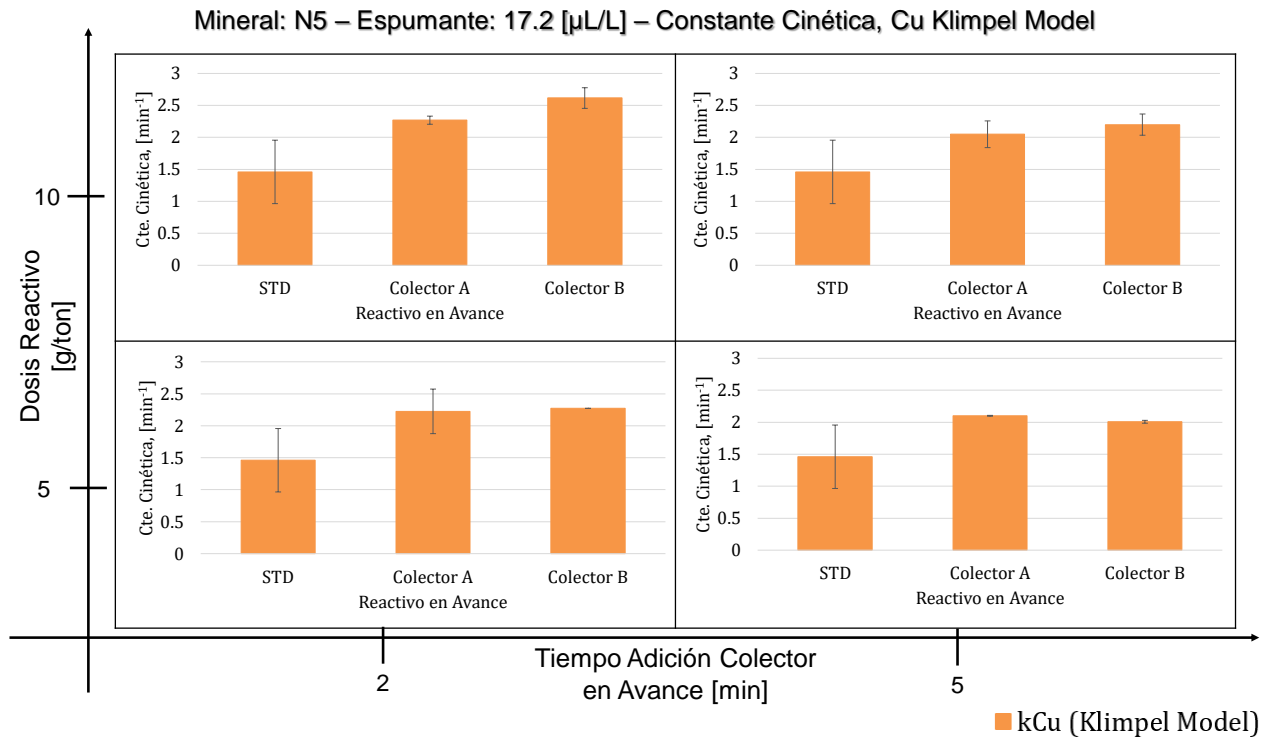


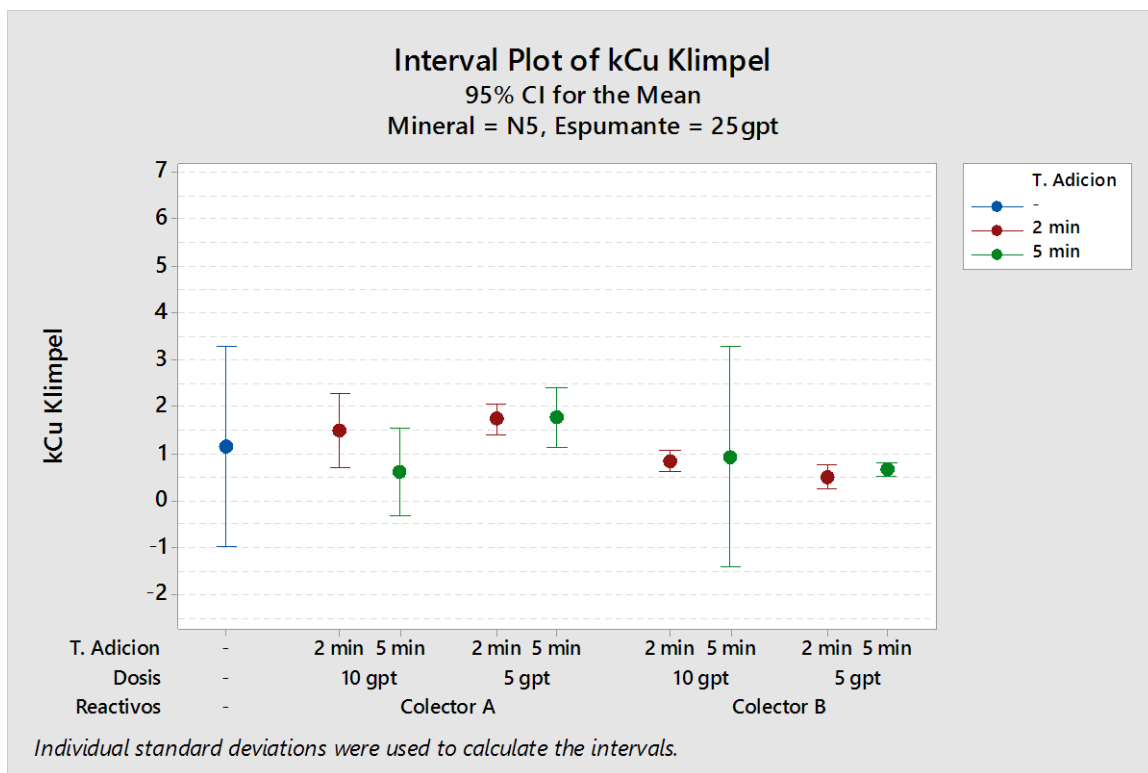
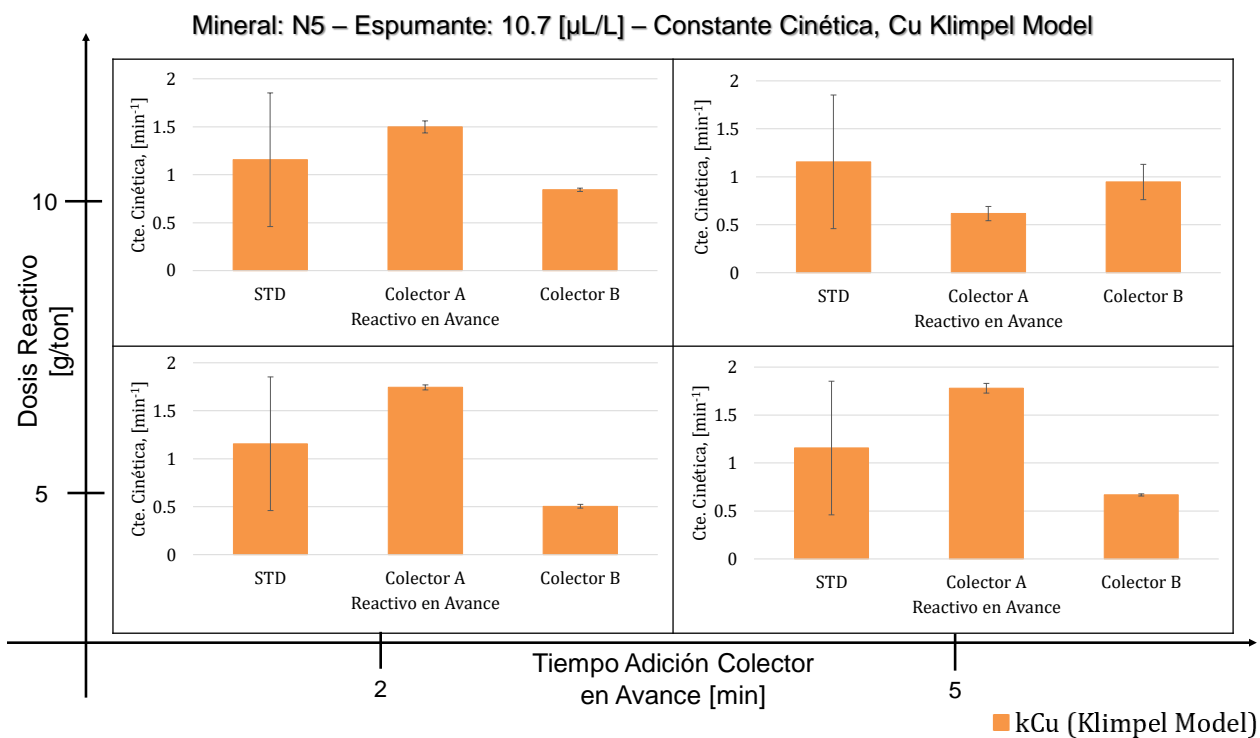
6.12.4. CONSTANTES CINÉTICAS PARA EL MODELO DE KLIMPEL (COBRE) Y SUS RESPECTIVOS INTERVALOS DE CONFIANZA AL 95%.

No se observan diferencias significativas para ninguno de los casos.









6.12.5. INTERVALOS DE CONFIANZA

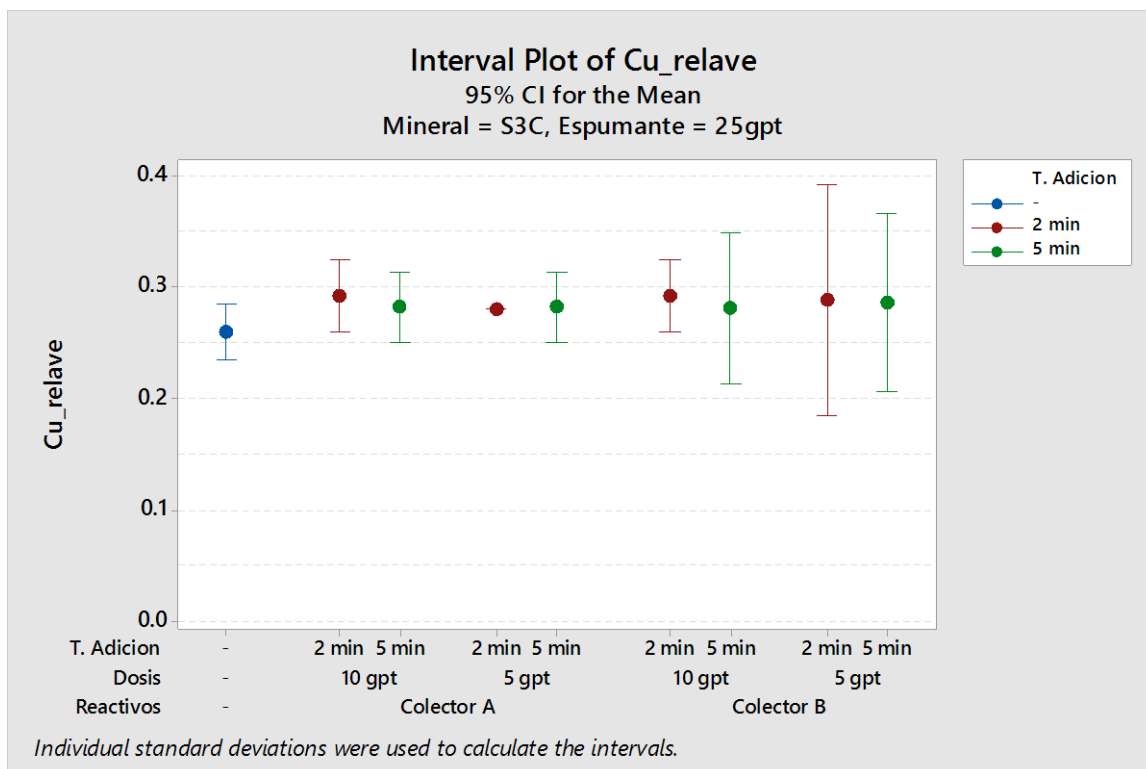
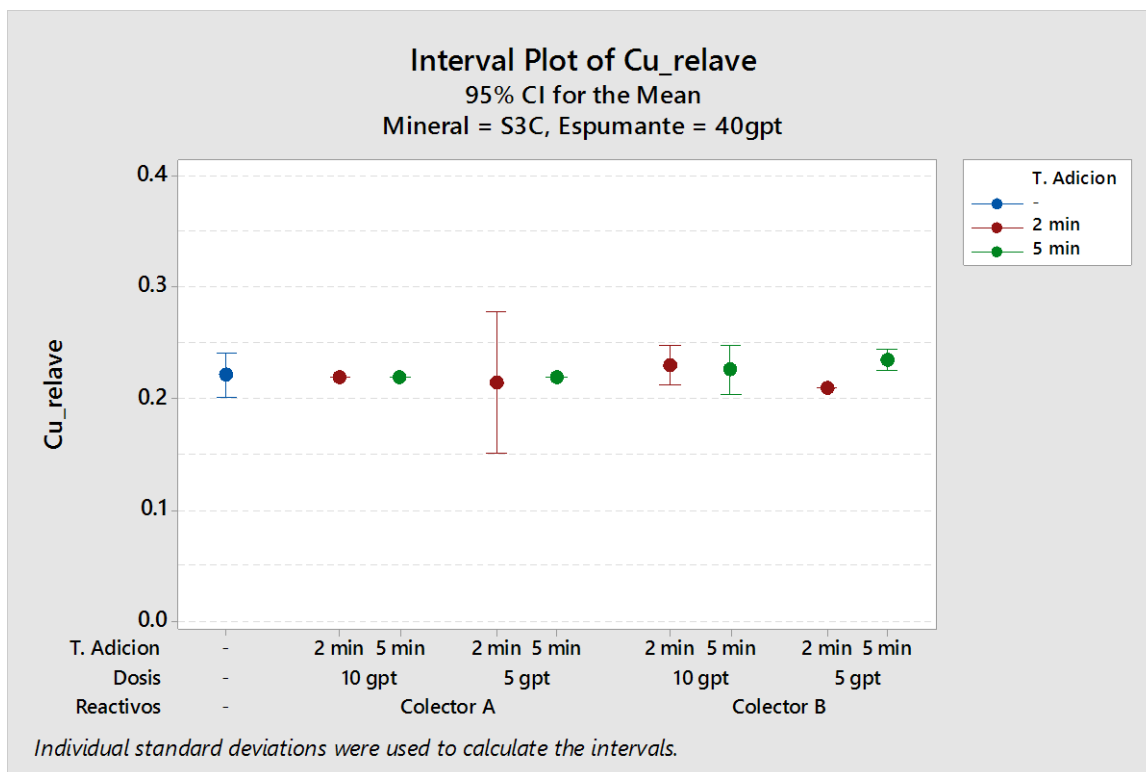
Intervalos de confianza (95%) y promedios se presentan para los siguientes parámetros: leyes de cobre en colas, factor metalúrgico, recuperación de cobre para modelo de cobre sin restricción, recuperación de cobre para el modelo de cobre con restricción, constante cinética lenta para el modelo de cobre sin restricción, fracción de flotabilidad lenta para el modelo de recuperación másica sin restricción, constante cinética lenta para el modelo de recuperación másica sin restricción y la recuperación másica para su modelo sin restricción.

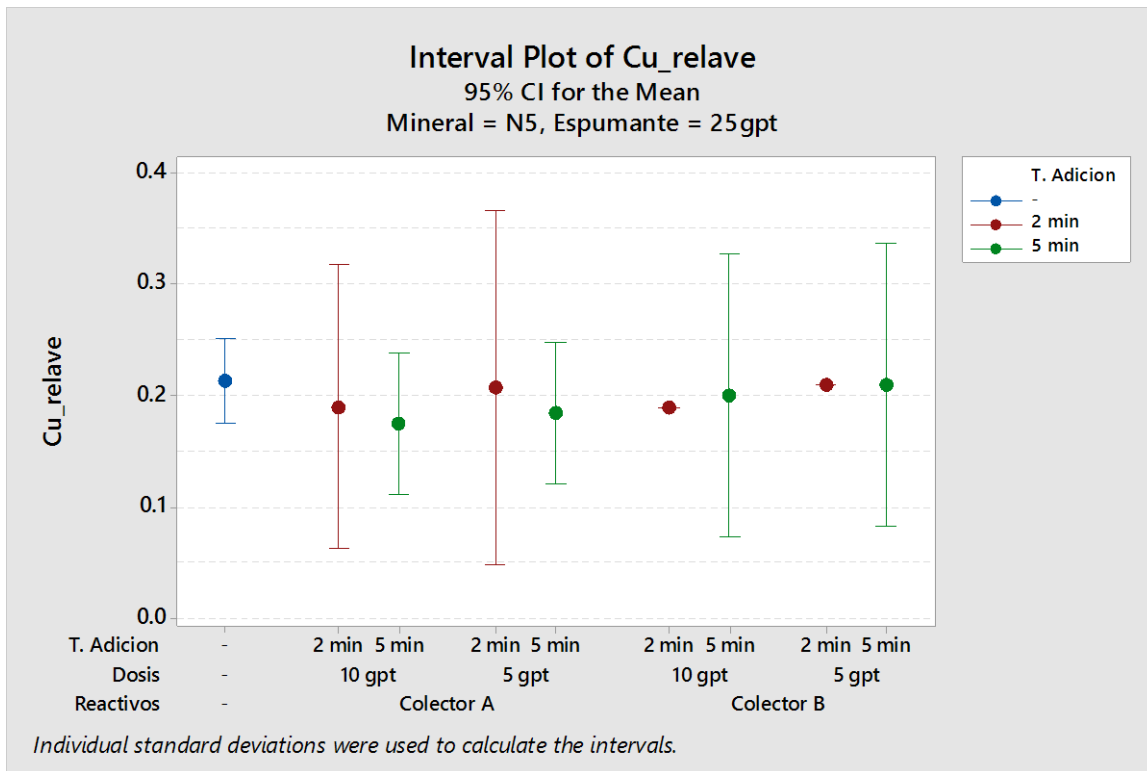
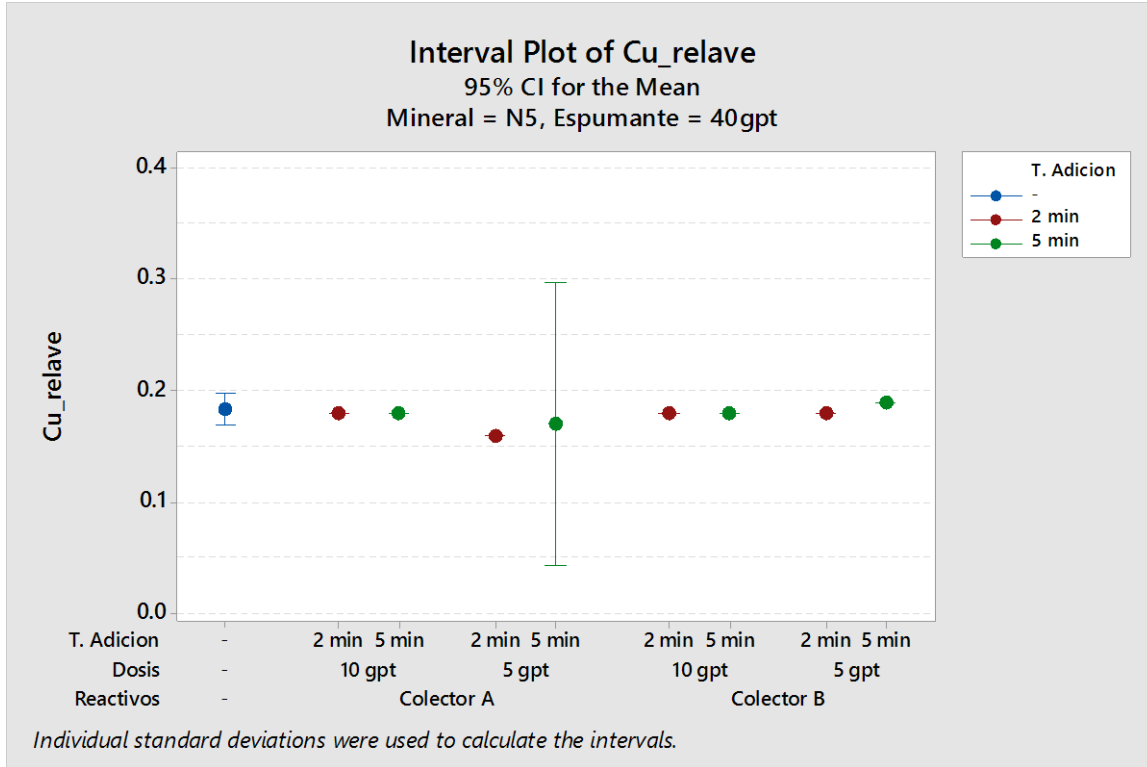
Cada parámetro presenta 4 gráficos con las siguientes combinaciones:

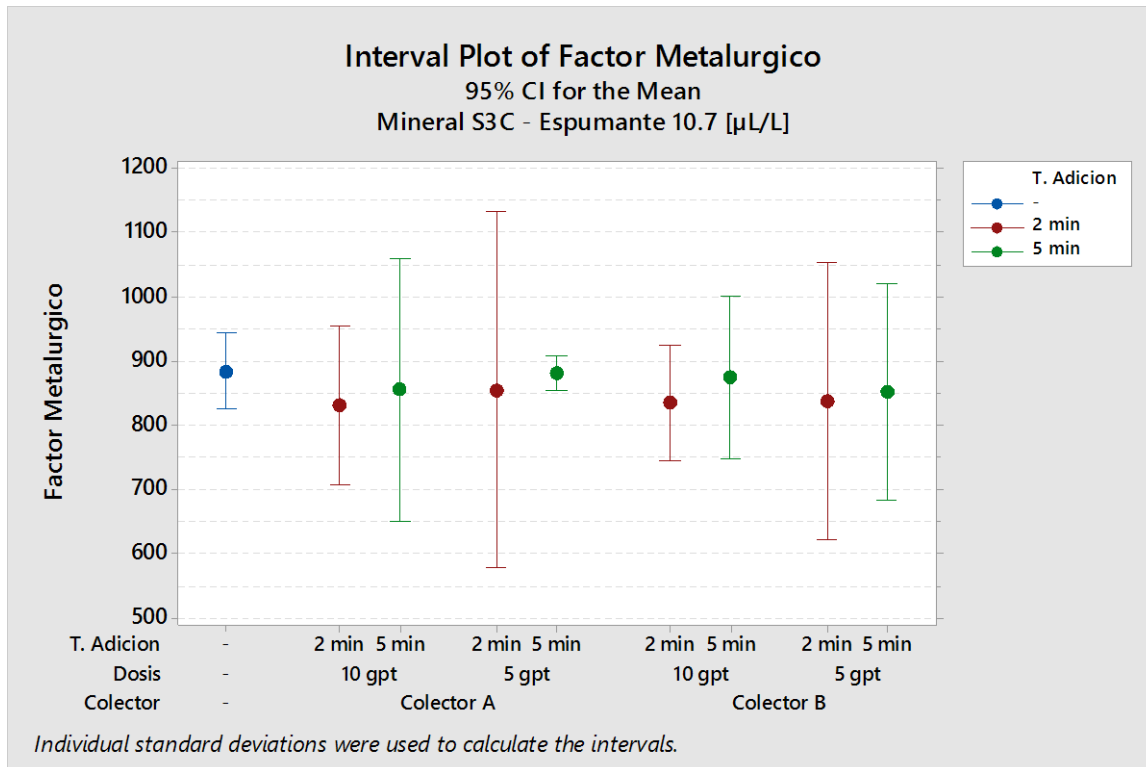
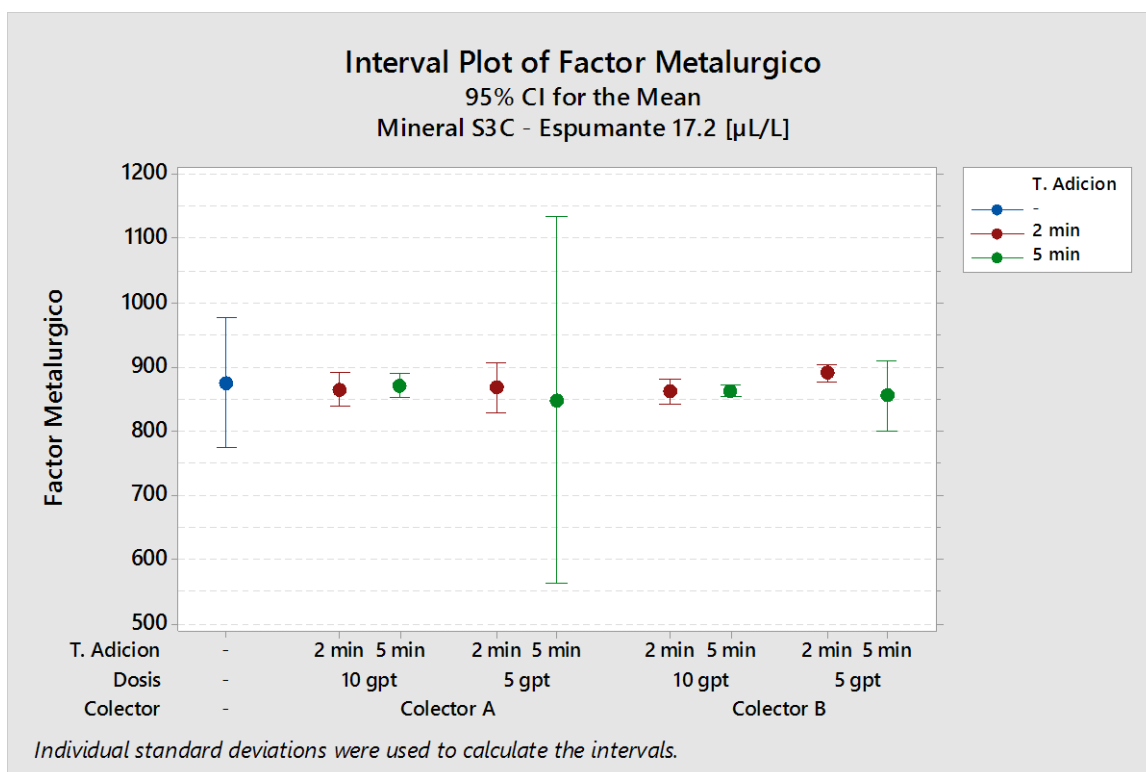
- Mineral S3C con espumante alto (17.2 [μ L/L])
- Mineral S3C con espumante bajo (10.7 [μ L/L])
- Mineral N5 con espumante alto (17.2 [μ L/L])
- Mineral N5 con espumante bajo (10.7 [μ L/L])

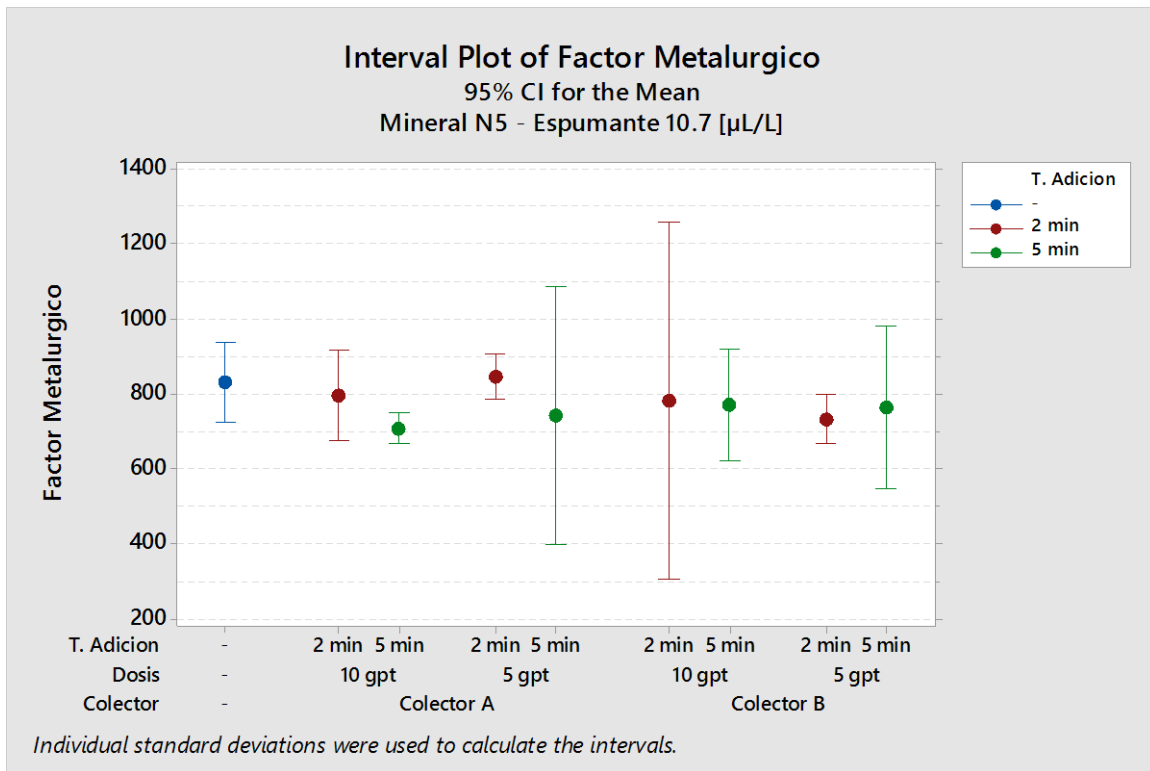
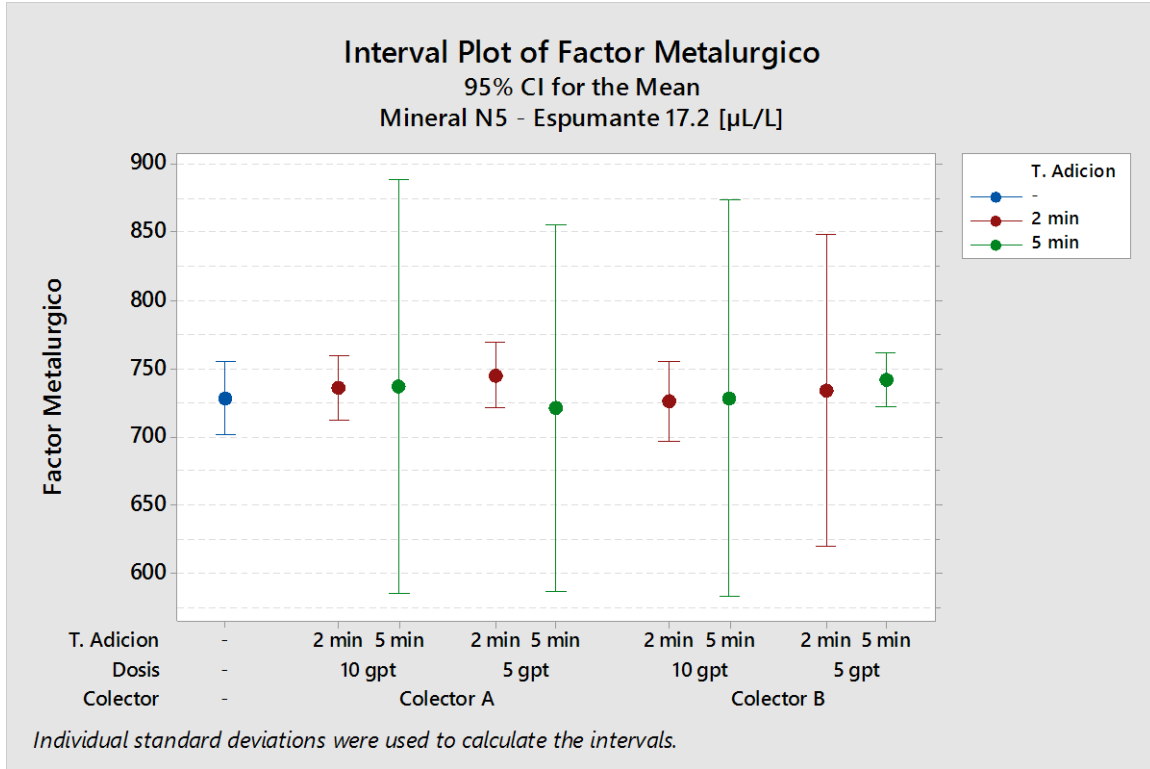
6.12.5.1. *Leyes de cobre en colas*

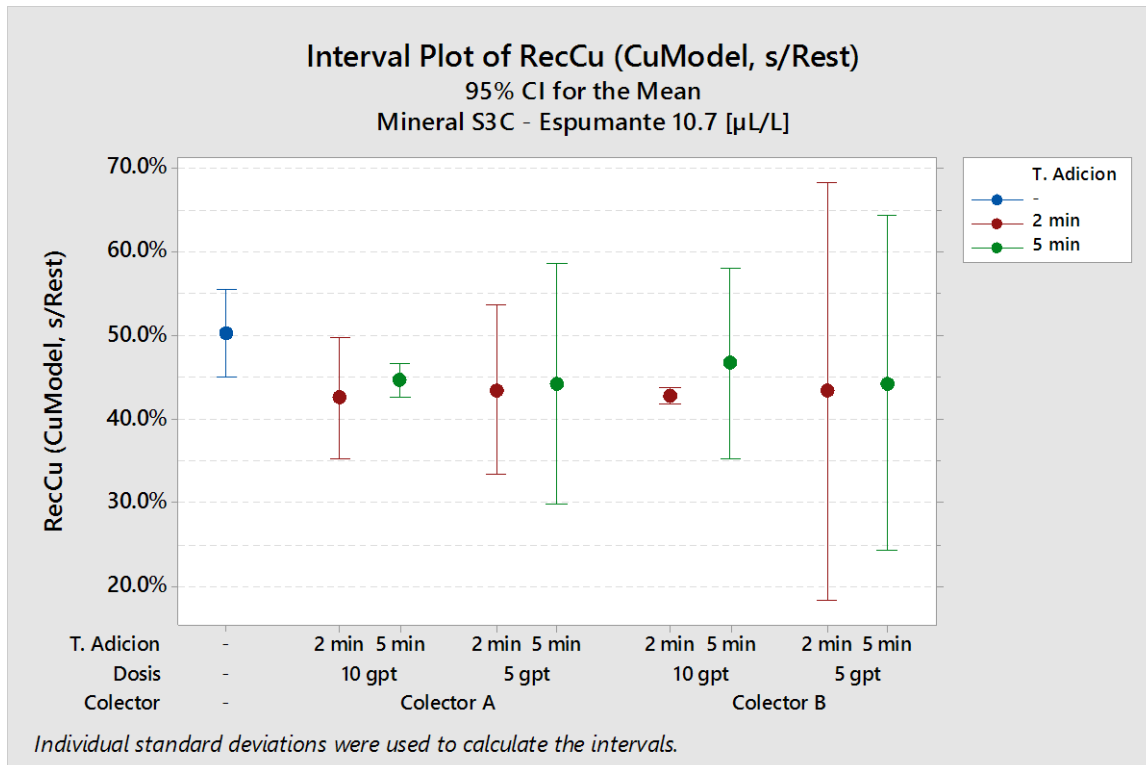
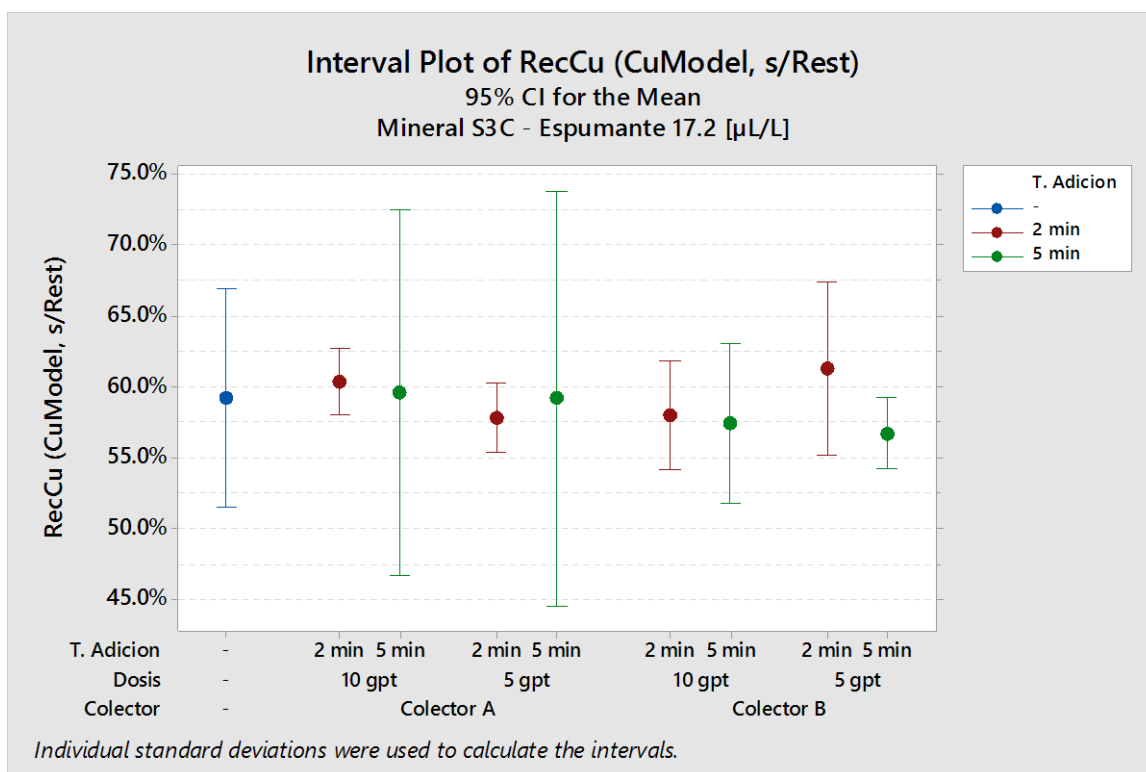
No se observan diferencias significativas en disminución de leyes de cola al adicionar reactivo en avance, respecto a la condición estándar.

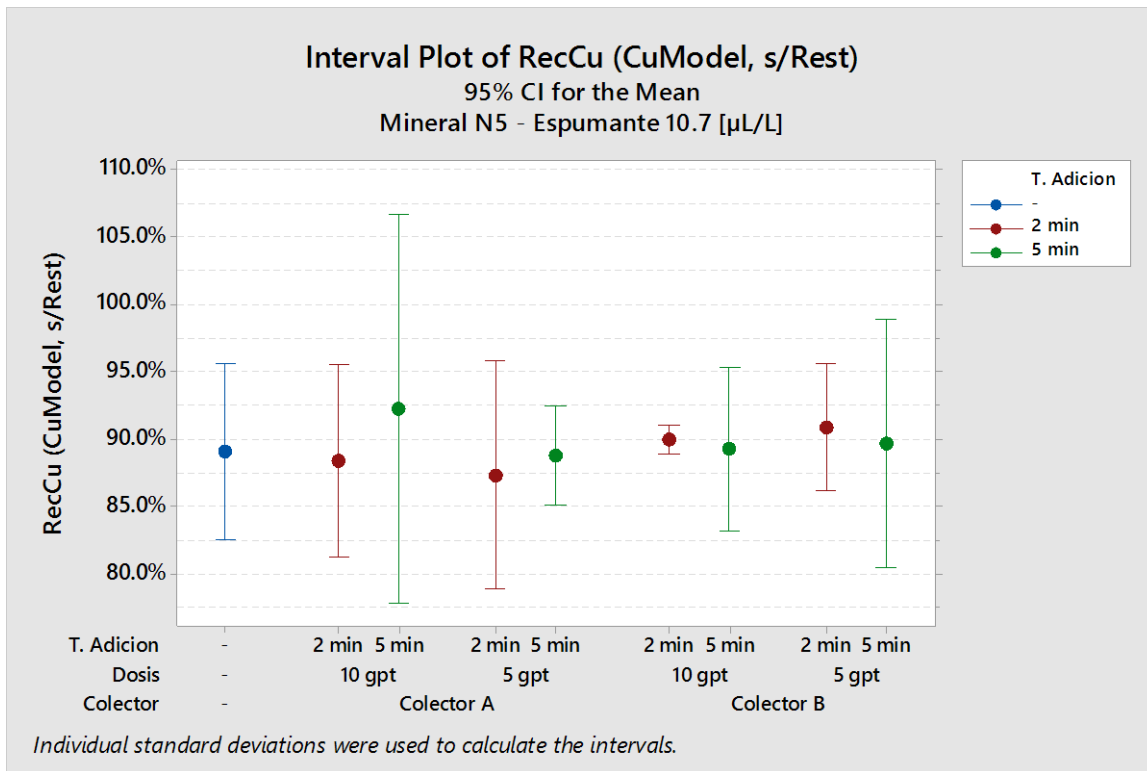
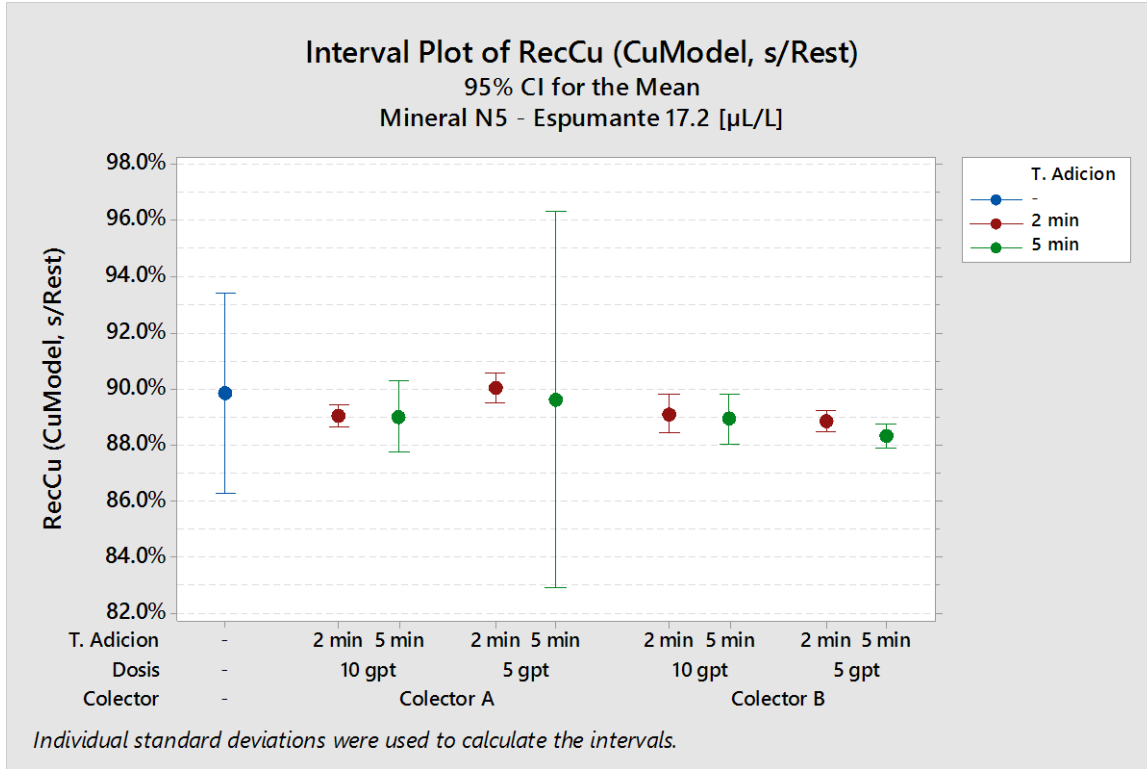


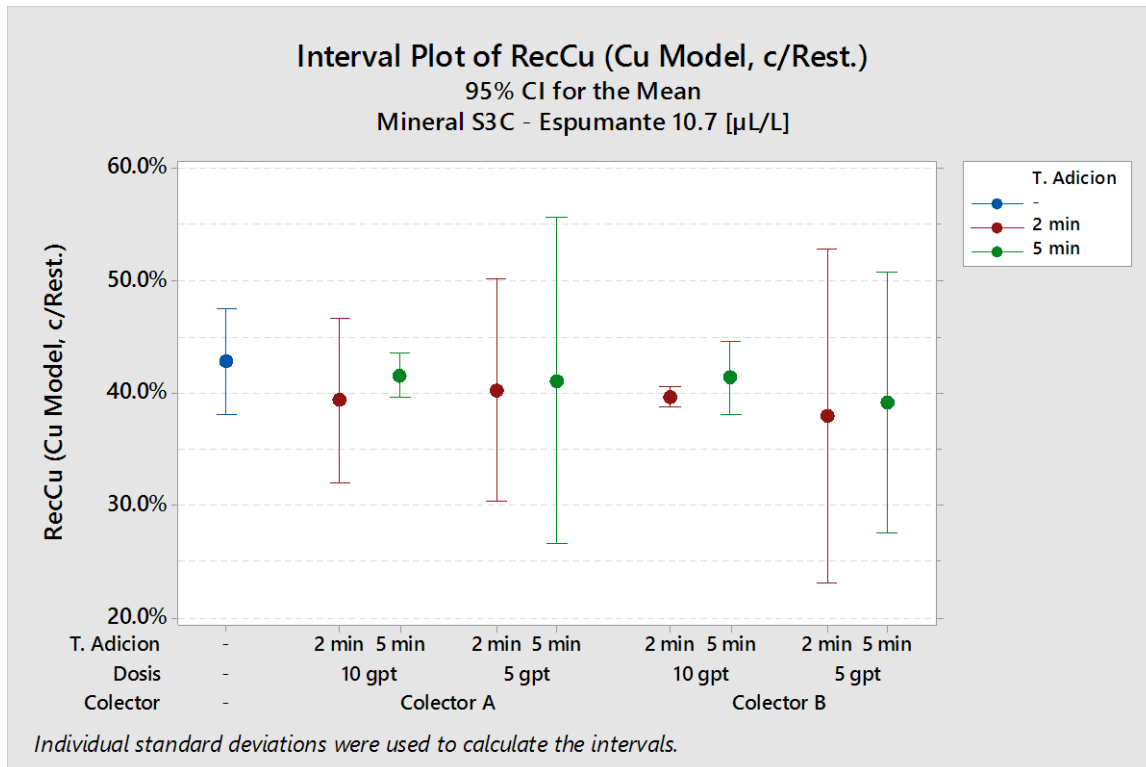
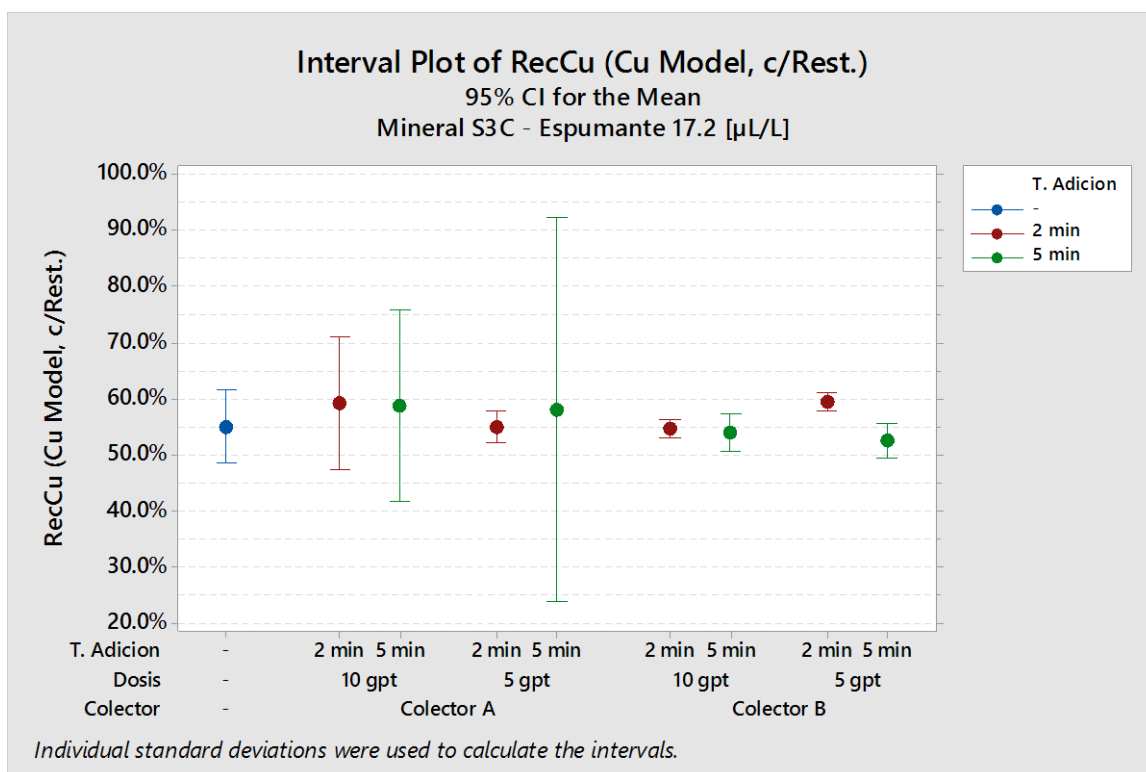


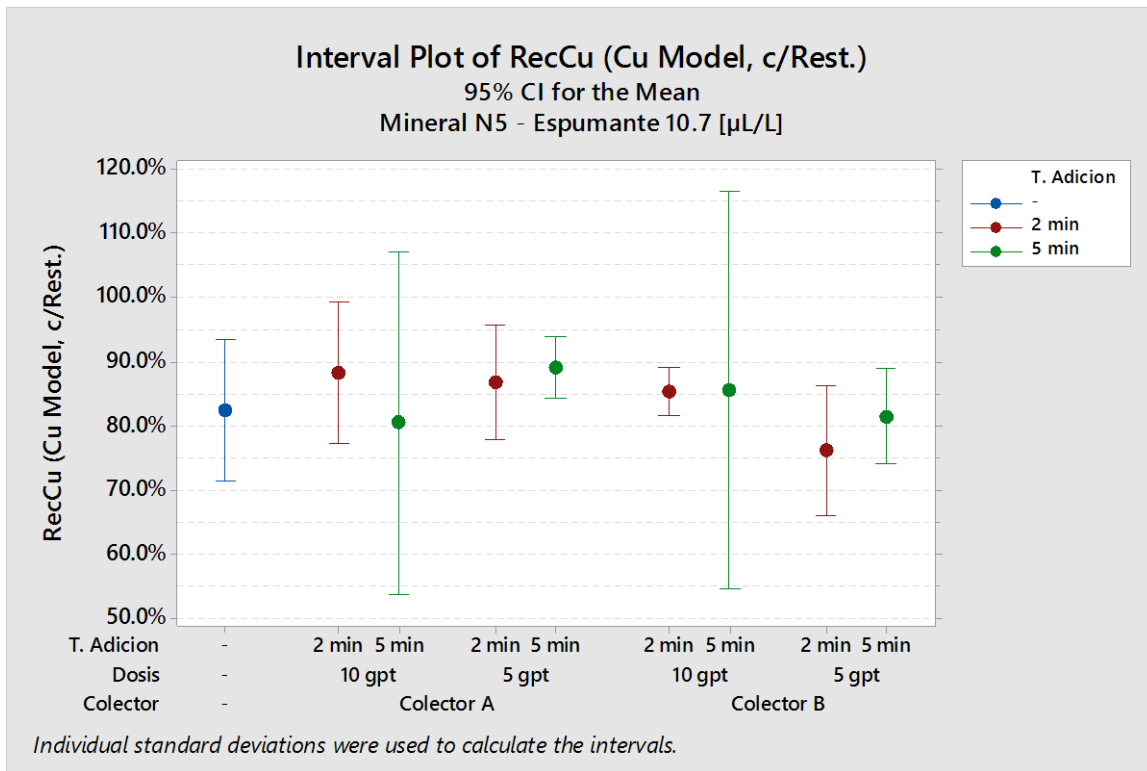
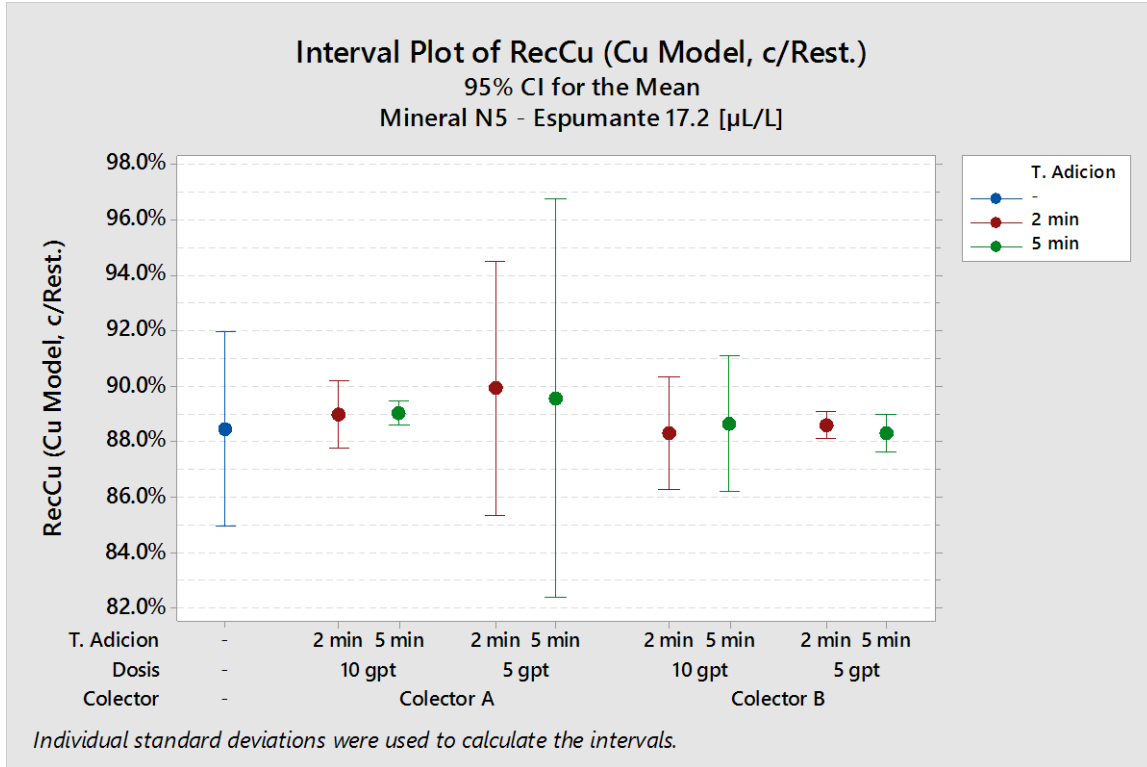
6.12.5.2. *Factor Metalúrgico*

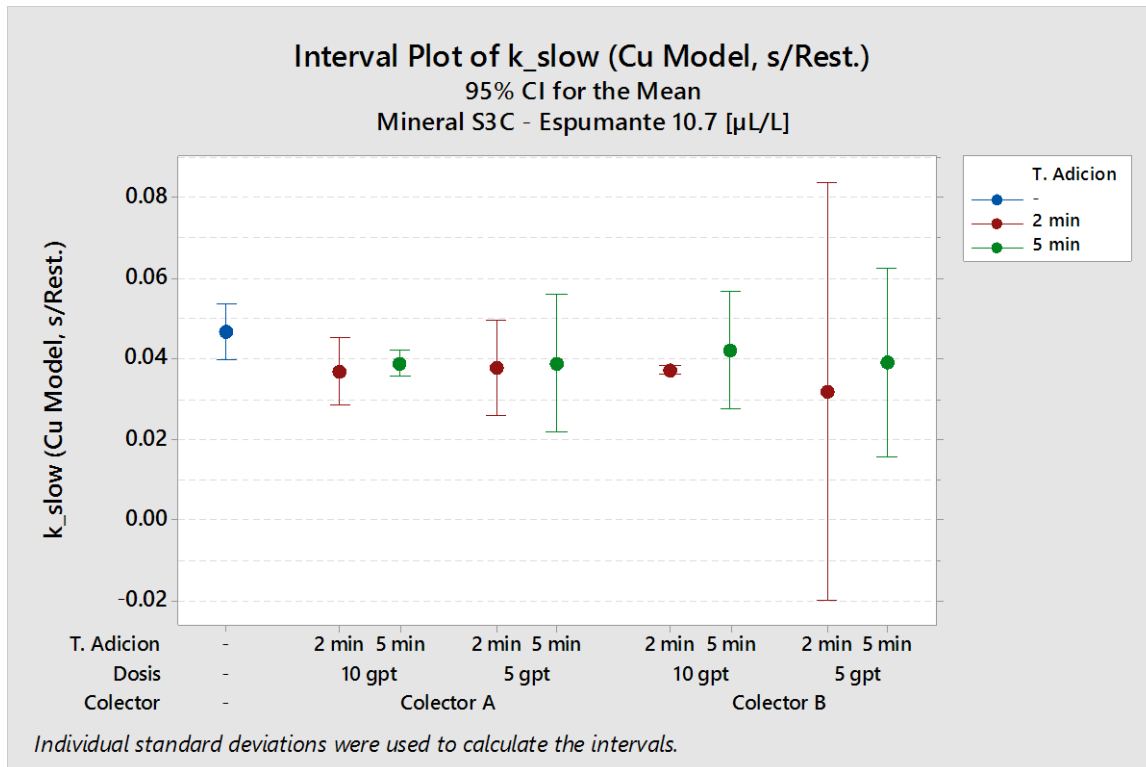
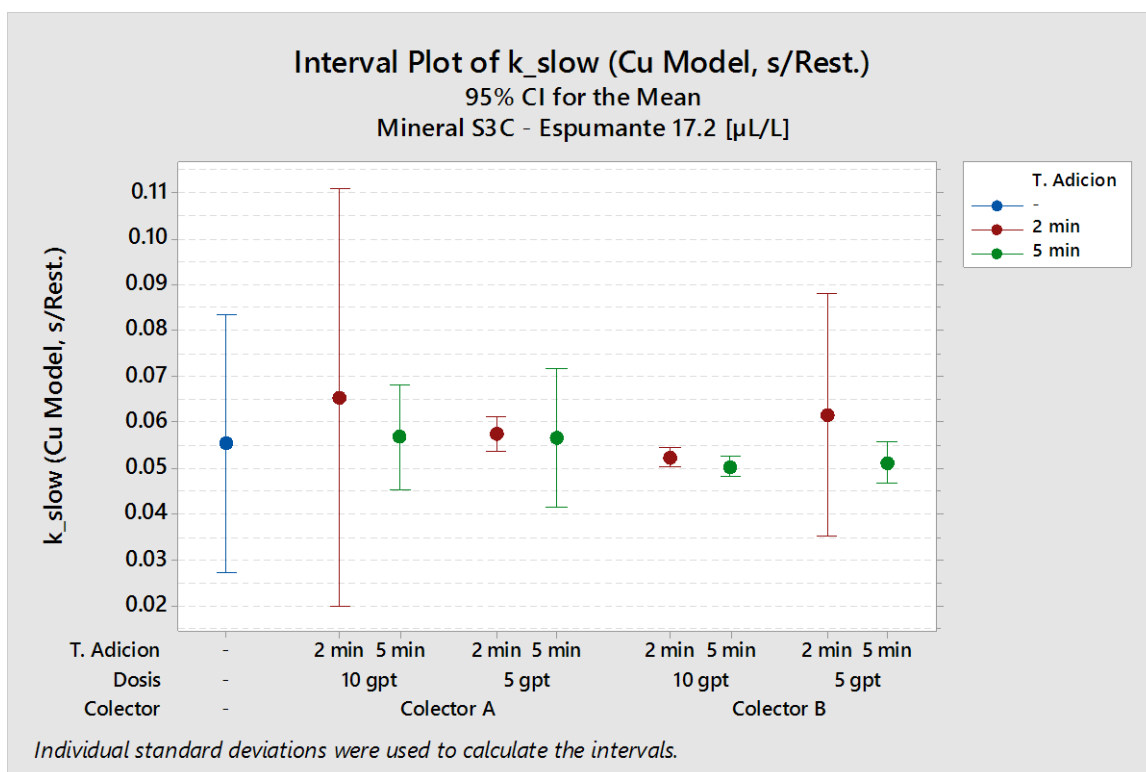


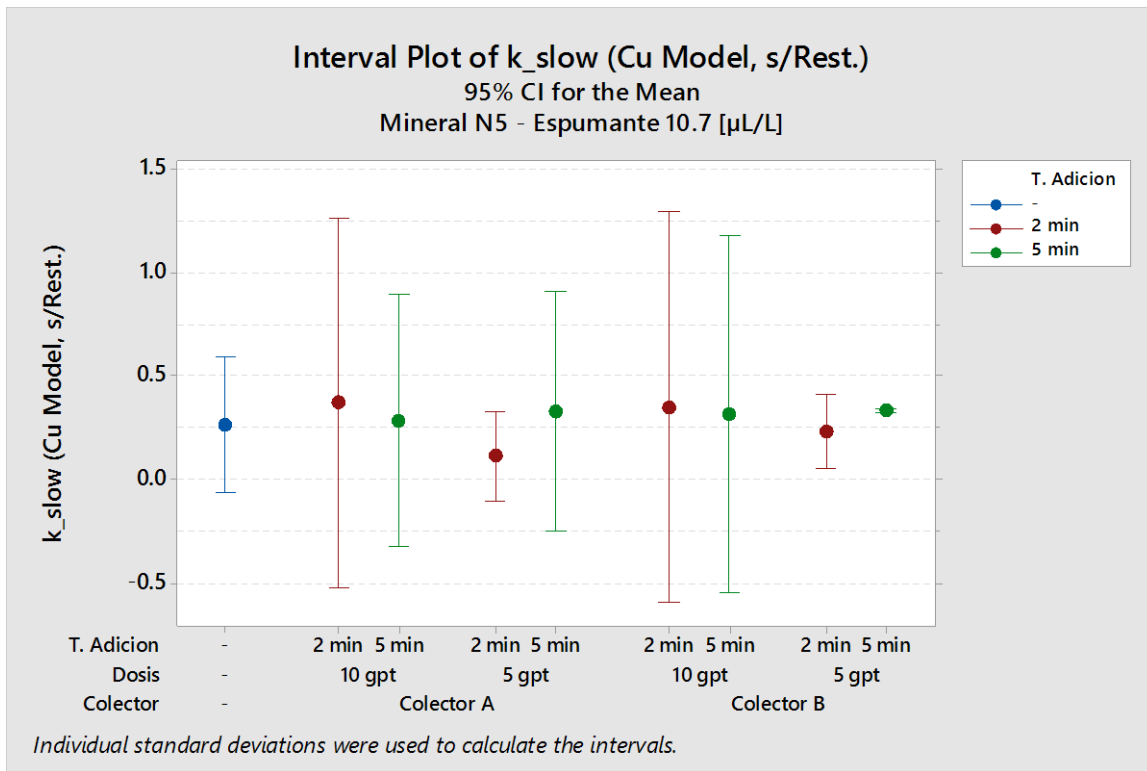
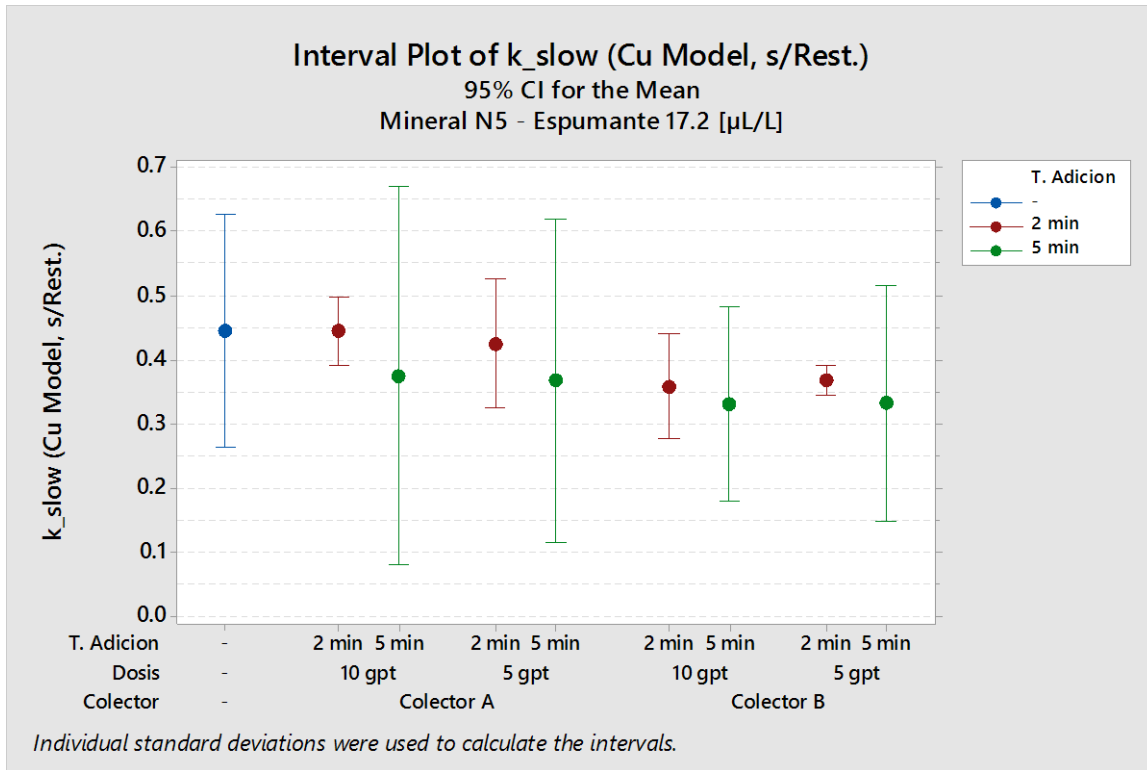
6.12.5.3. *Recuperación de cobre (modelo Cu sin restricción de fracción rápida)*

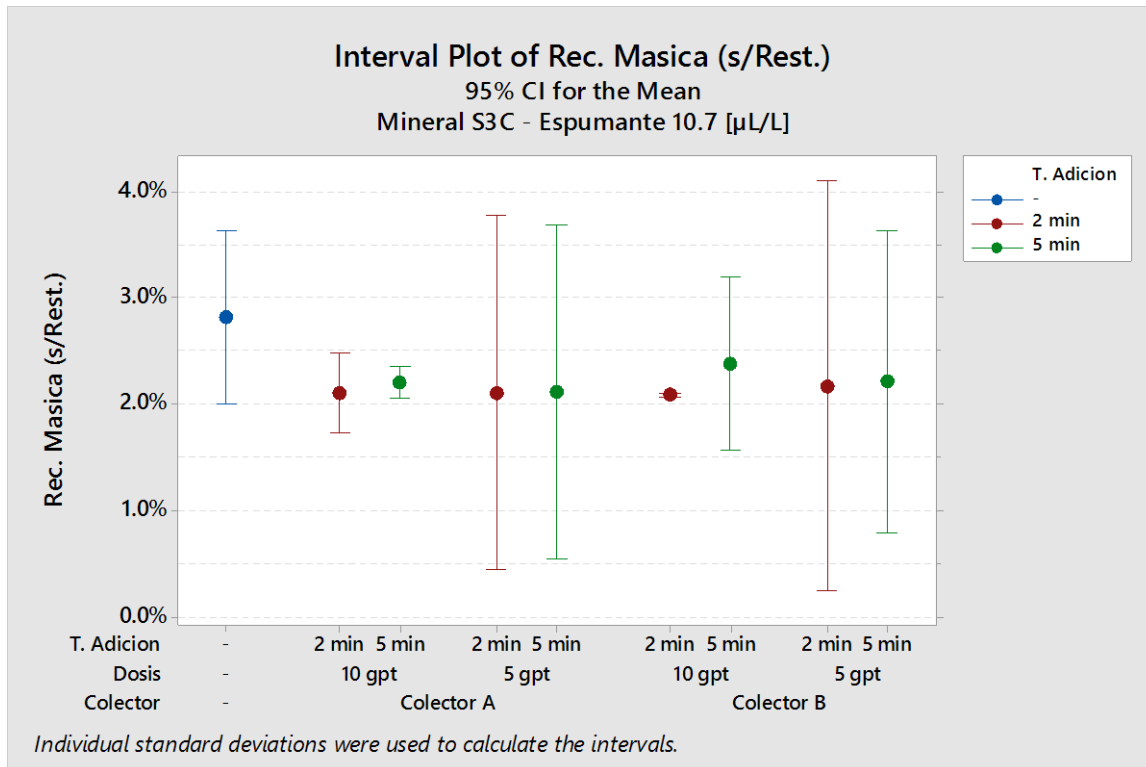
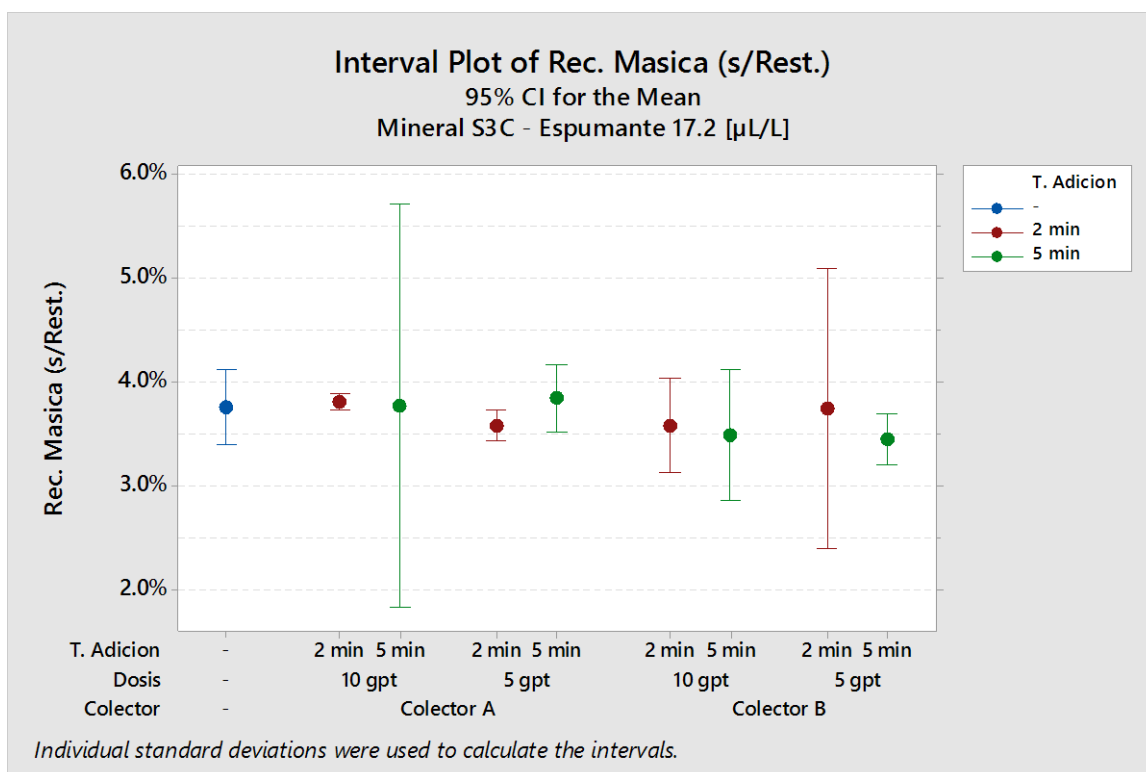


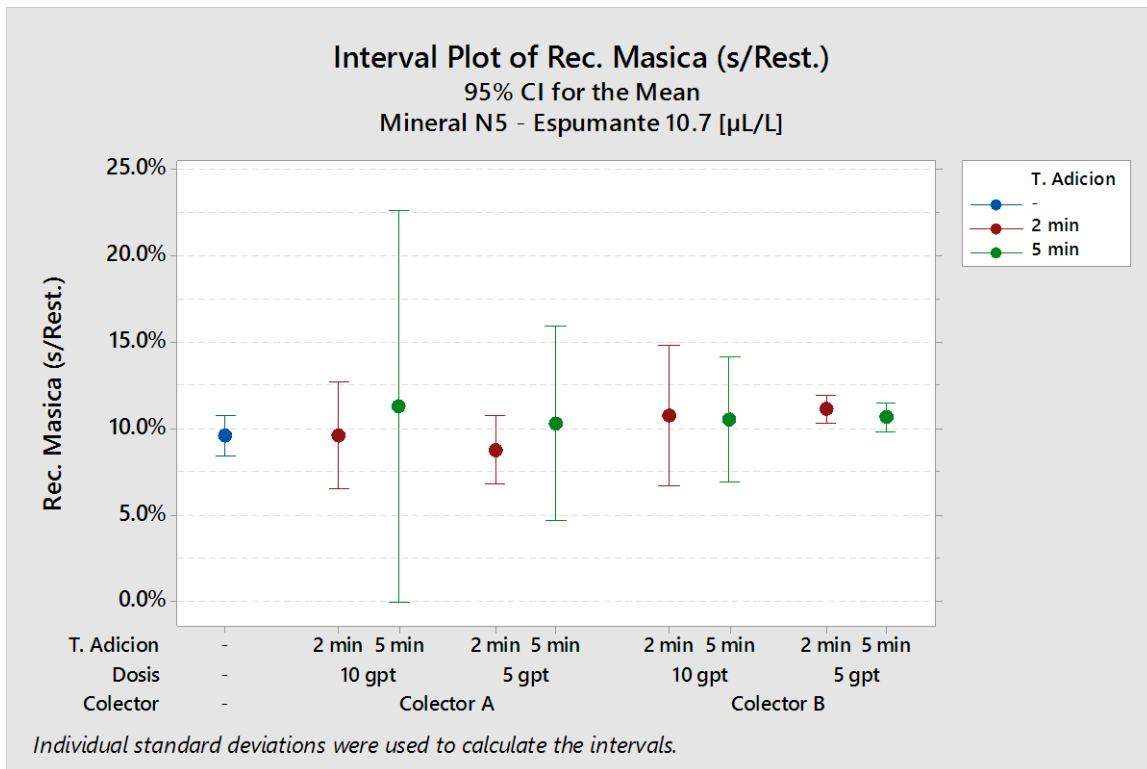
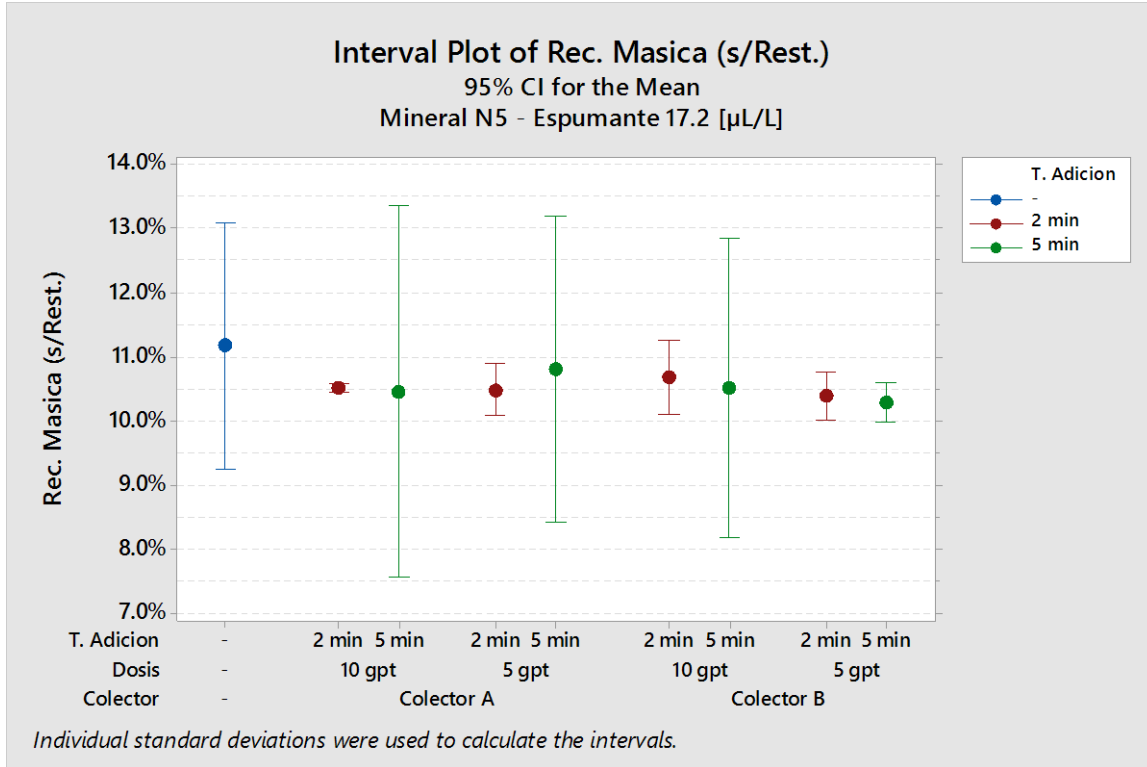
6.12.5.4. *Recuperación de cobre (modelo Cu con restricción de fracción rápida)*

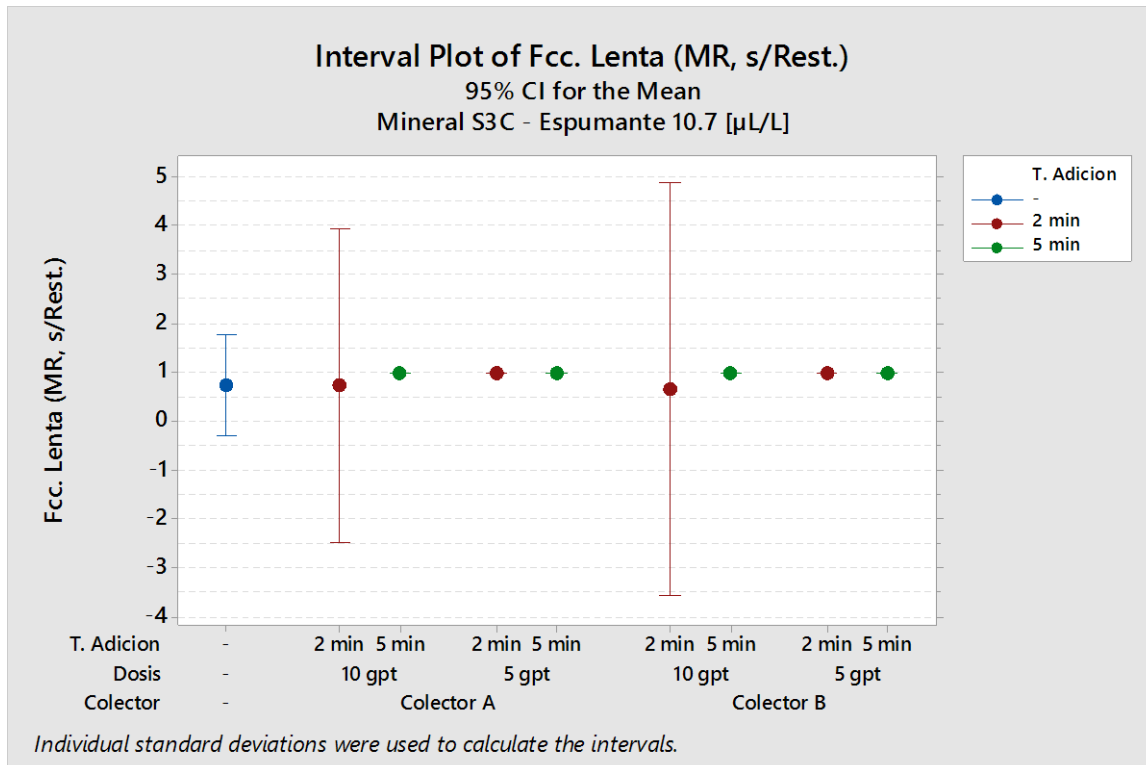
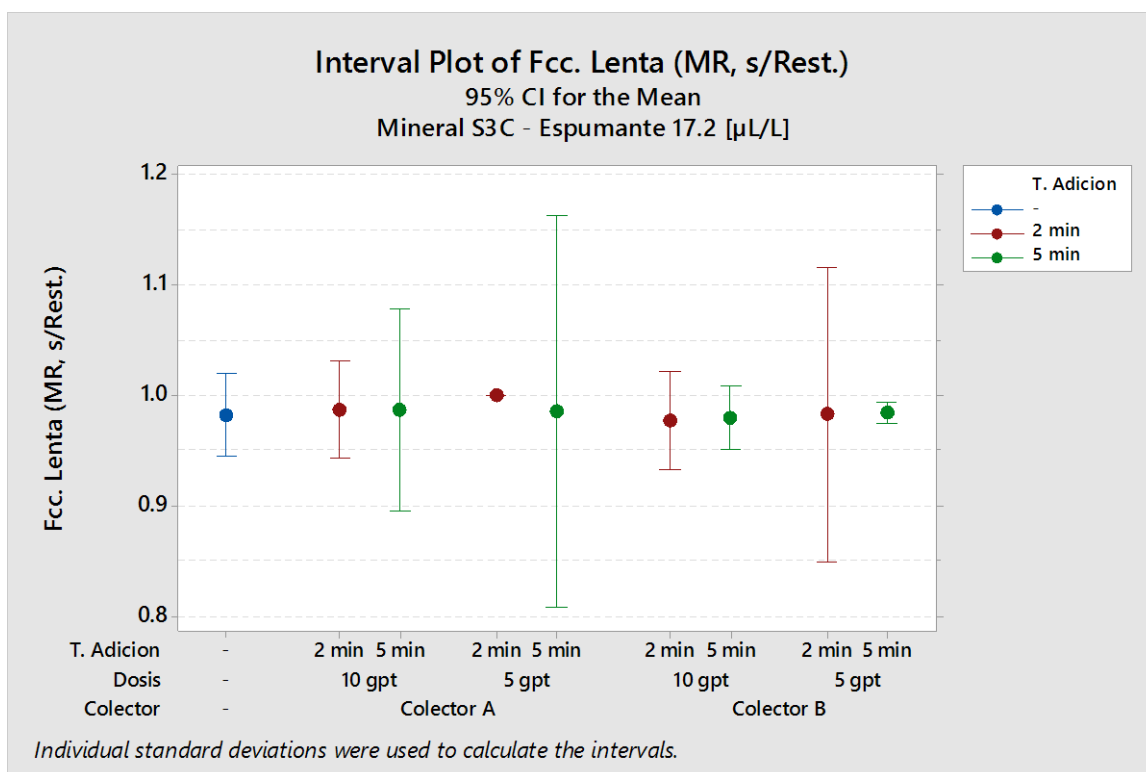


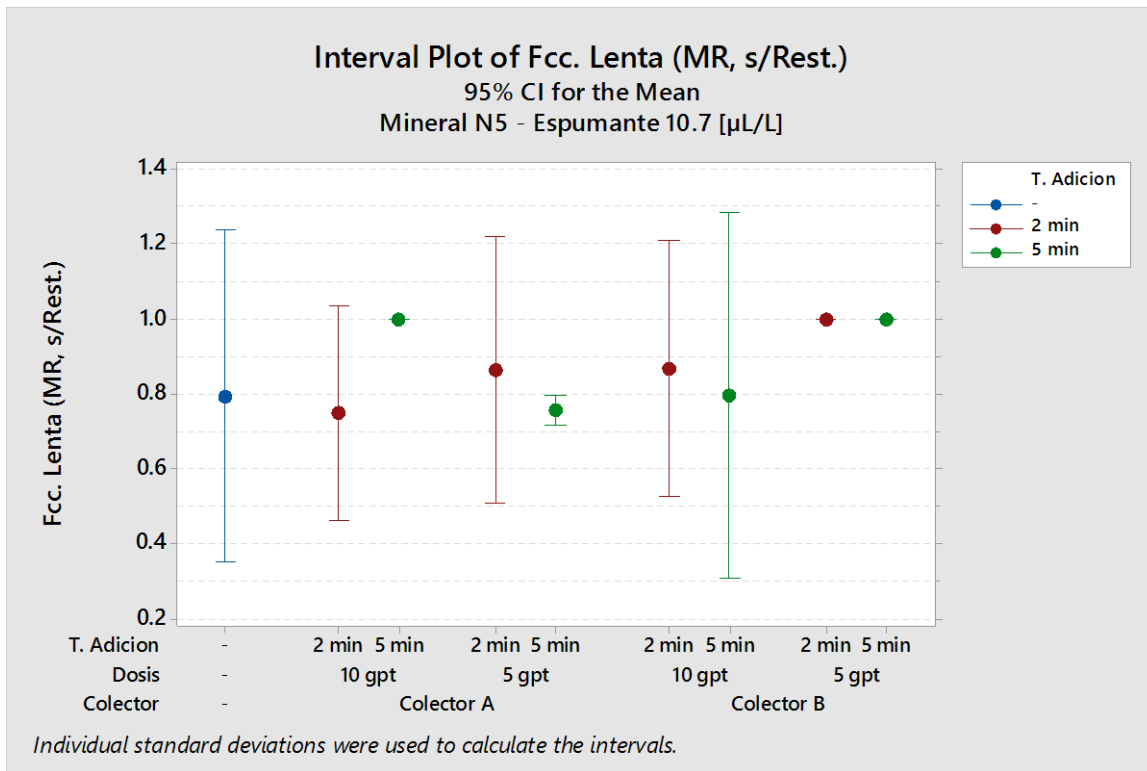
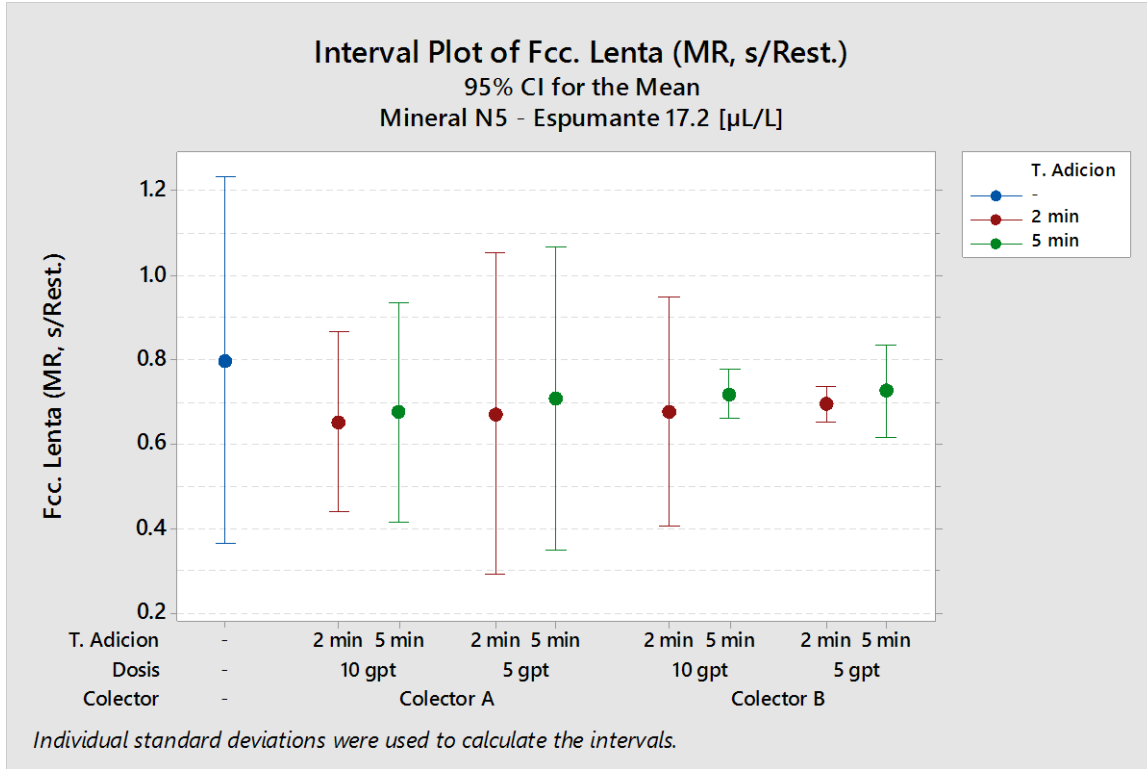
6.12.5.5. Constante cinética lenta (k_{slow}) (modelo Cu sin restricción de fracción rápida)



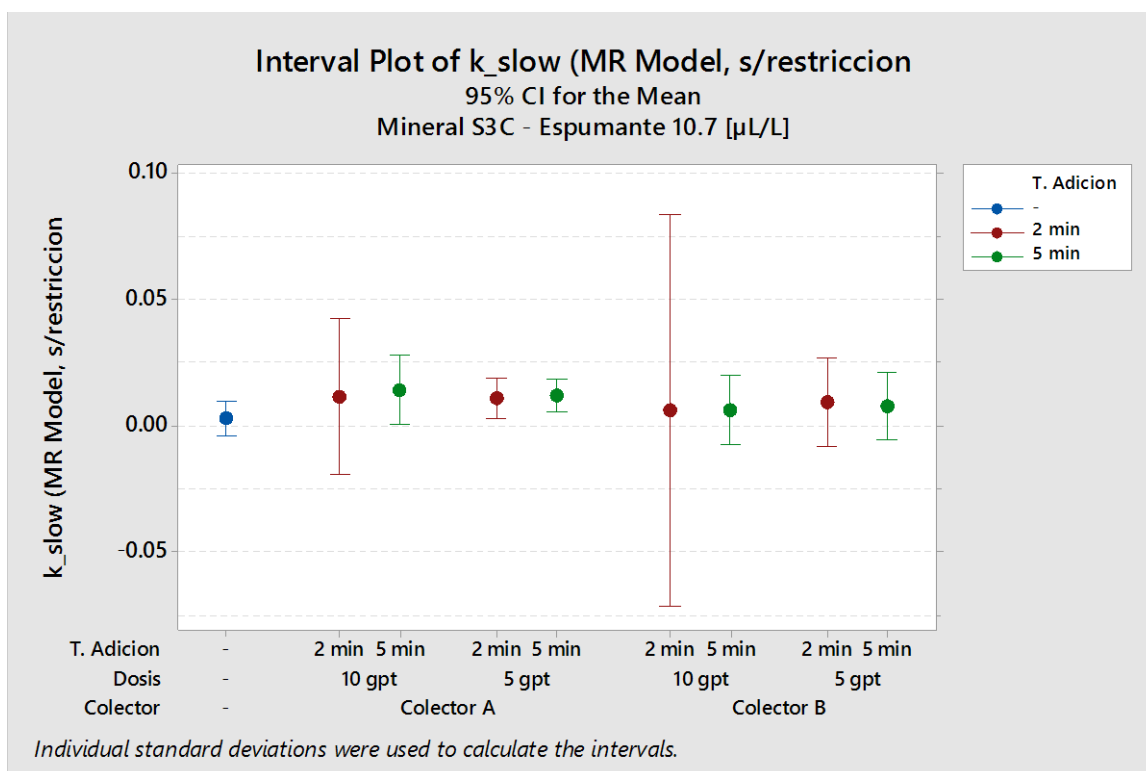
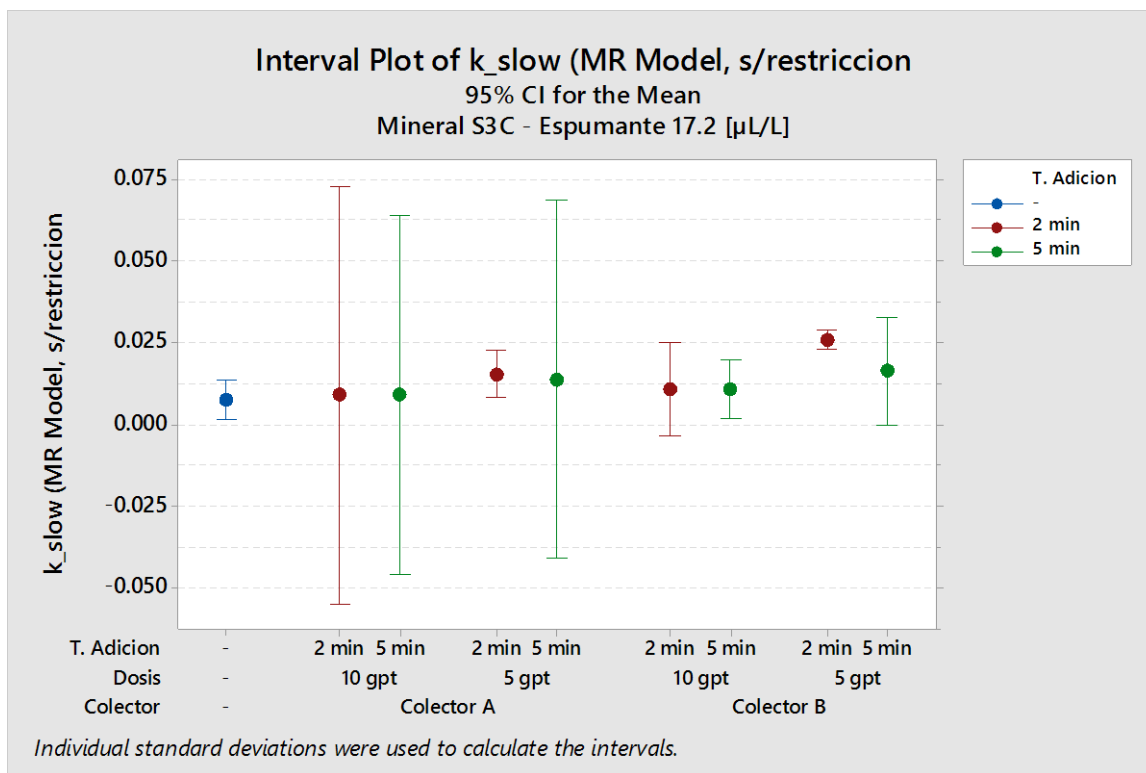
6.12.5.6. *Recuperación Másica (modelo sin restricción de fracción rápida)*

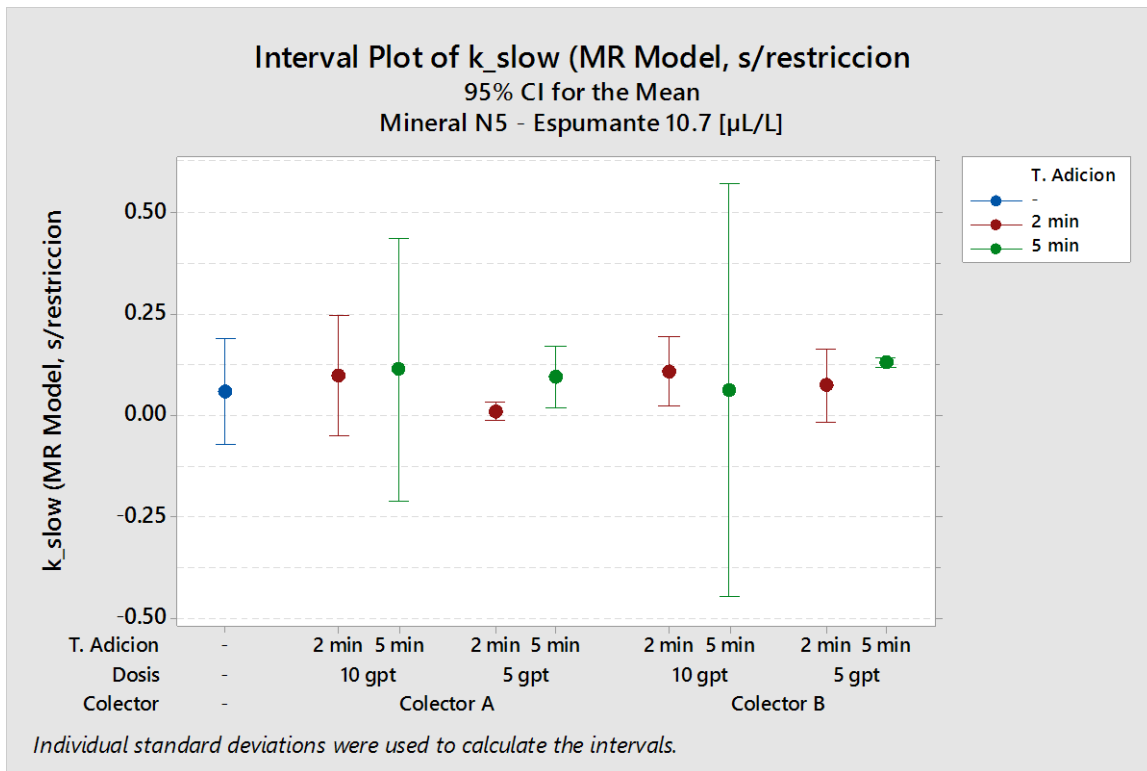
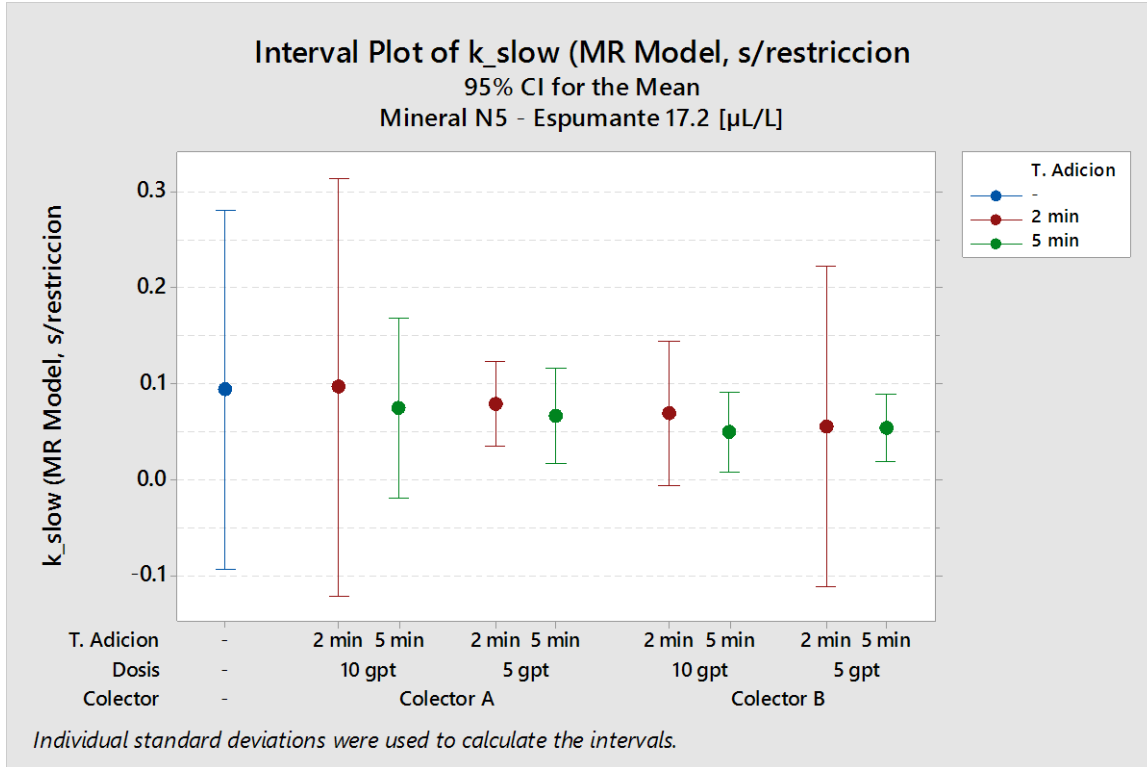


6.12.5.7. *Fracción de flotabilidad lenta (\emptyset) (modelo Recuperación Másica, sin rest.)*



6.12.5.8. Constante cinética lenta (k_{slow}) (modelo Rec. Másica, sin restricción de fracción rápida)





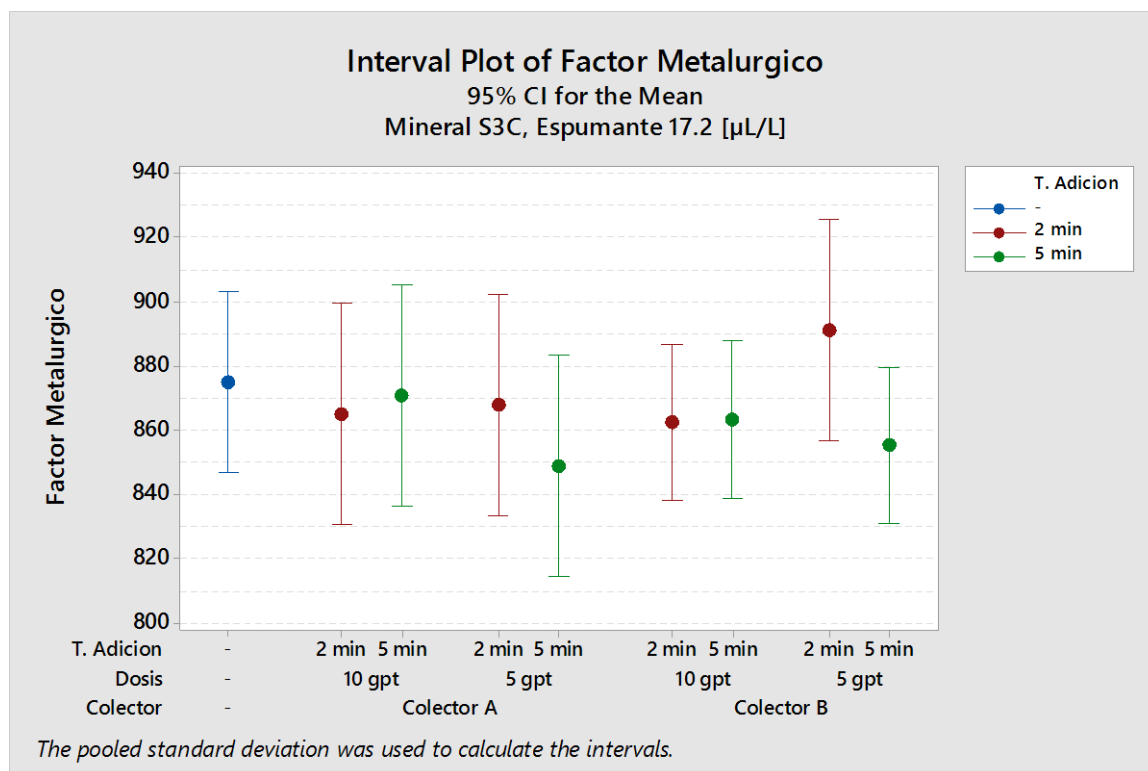
6.12.6. INTERVALOS DE CONFIANZA 95% (POOLED STD DEV.)

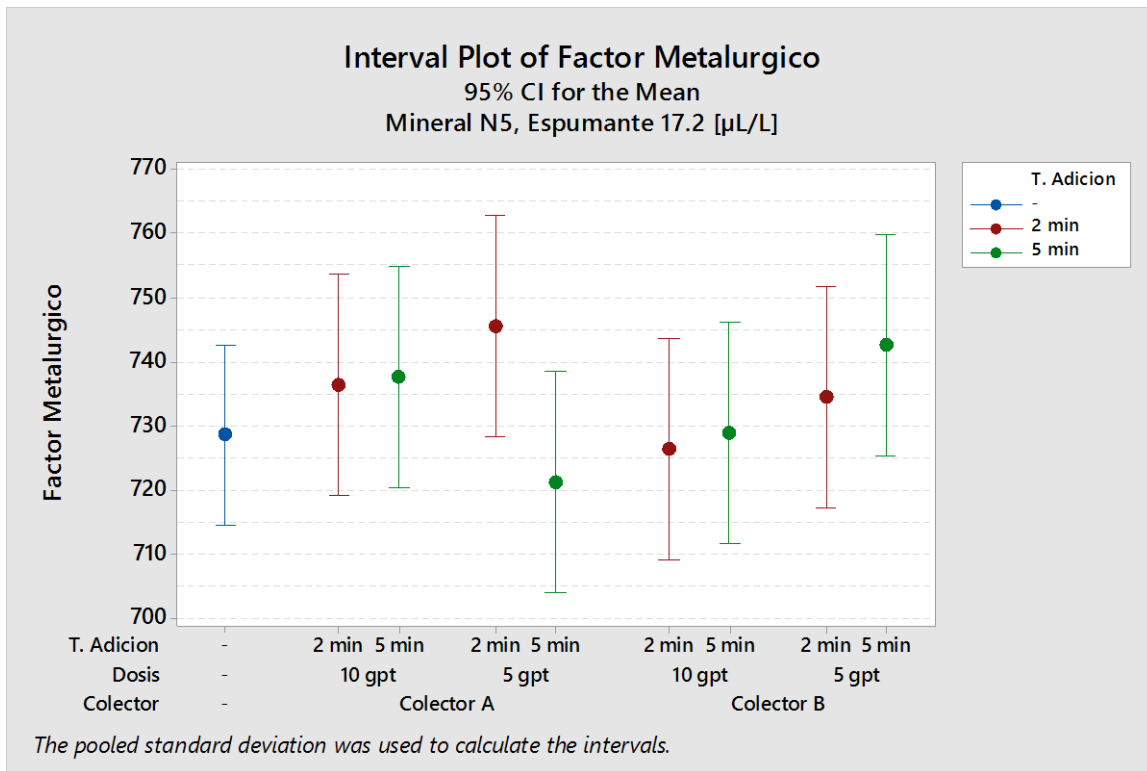
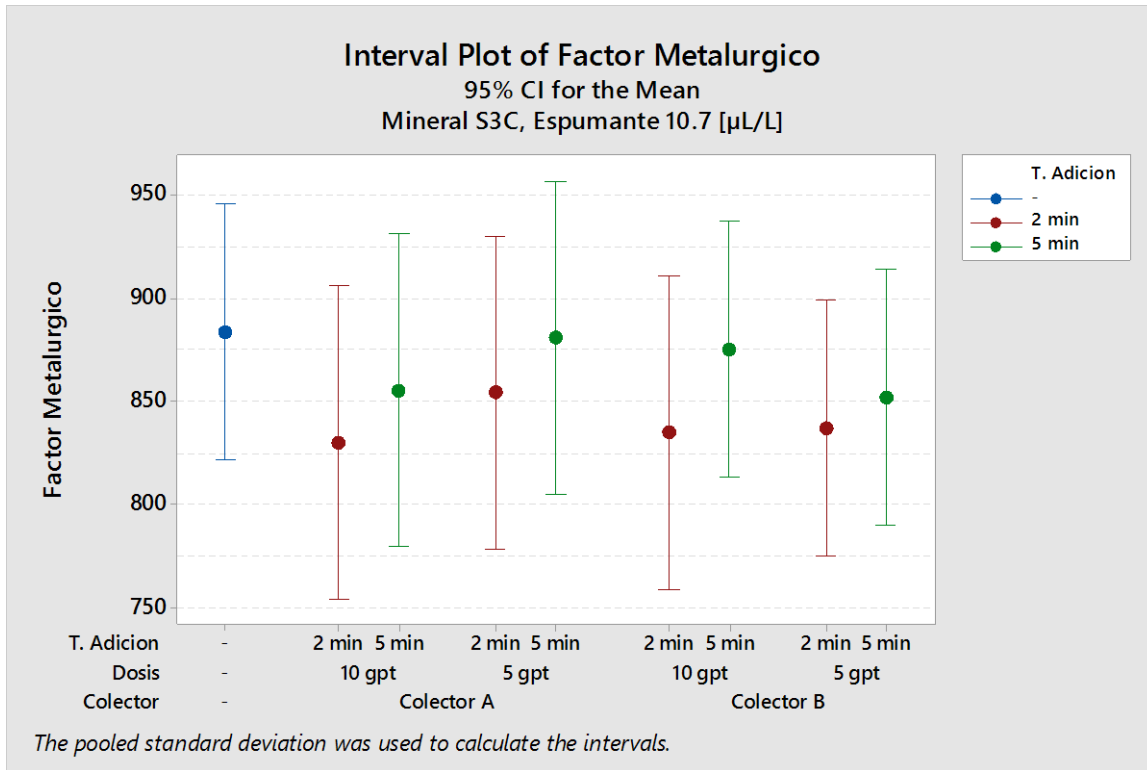
Intervalos de confianza (95%) y promedios se presentan para los siguientes parámetros: factor metalúrgico, recuperación de cobre para modelo de cobre sin restricción, recuperación de cobre para el modelo de cobre con restricción, constante cinética lenta para el modelo de cobre sin restricción, fracción de flotabilidad lenta para el modelo de recuperación másica sin restricción, constante cinética lenta para el modelo de recuperación másica sin restricción y la recuperación másica para su modelo sin restricción.

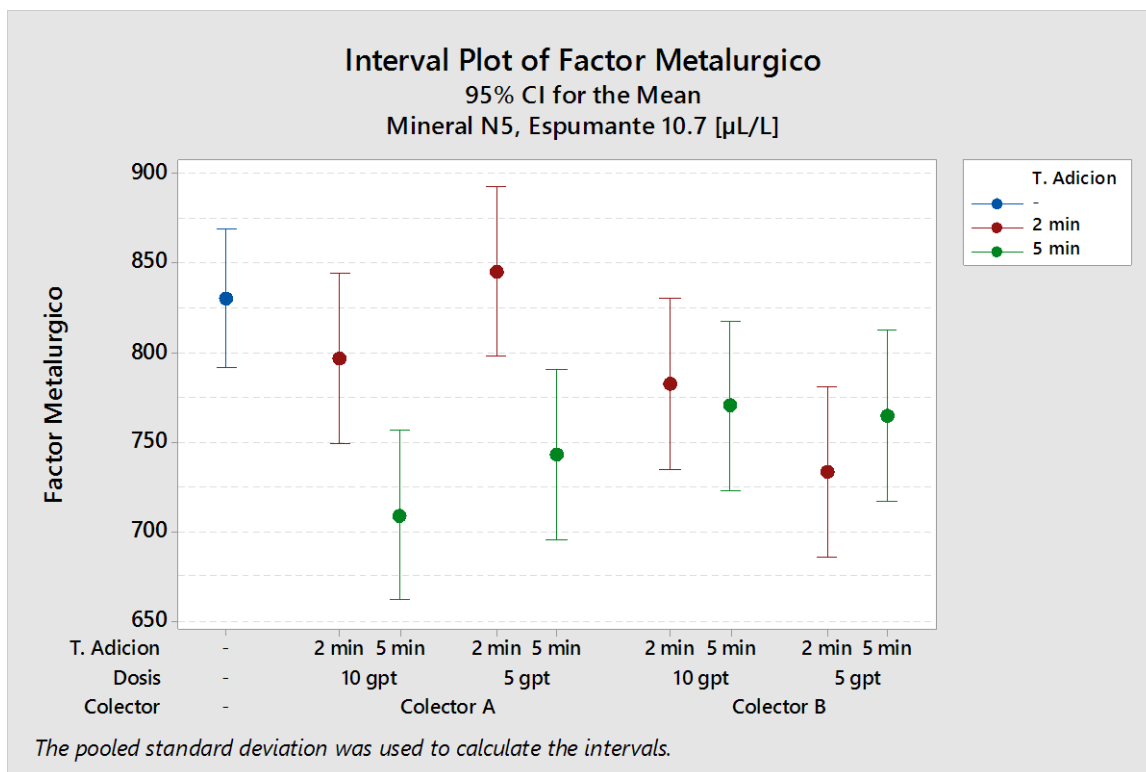
Cada parámetro presenta 4 gráficos con las siguientes combinaciones:

- Mineral S3C con espumante alto (17.2 [μL/L])
- Mineral S3C con espumante bajo (10.7 [μL/L])
- Mineral N5 con espumante alto (17.2 [μL/L])
- Mineral N5 con espumante bajo (10.7 [μL/L])

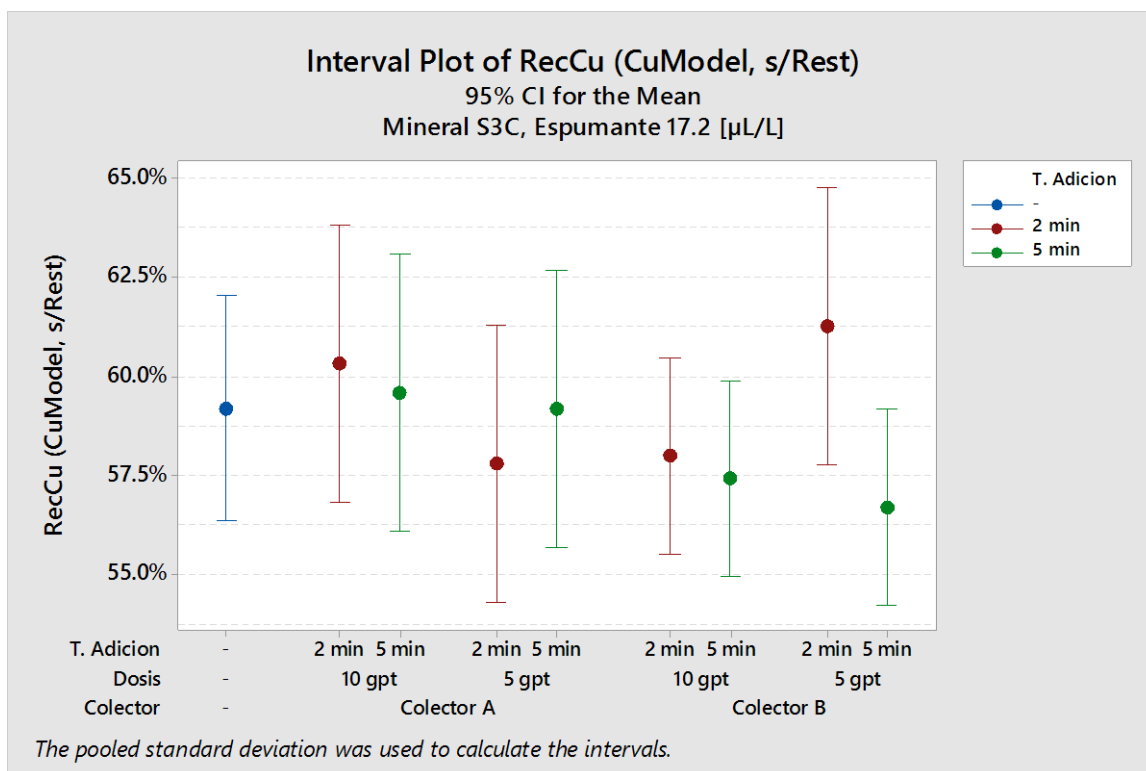
6.12.6.1. Factor Metalúrgico

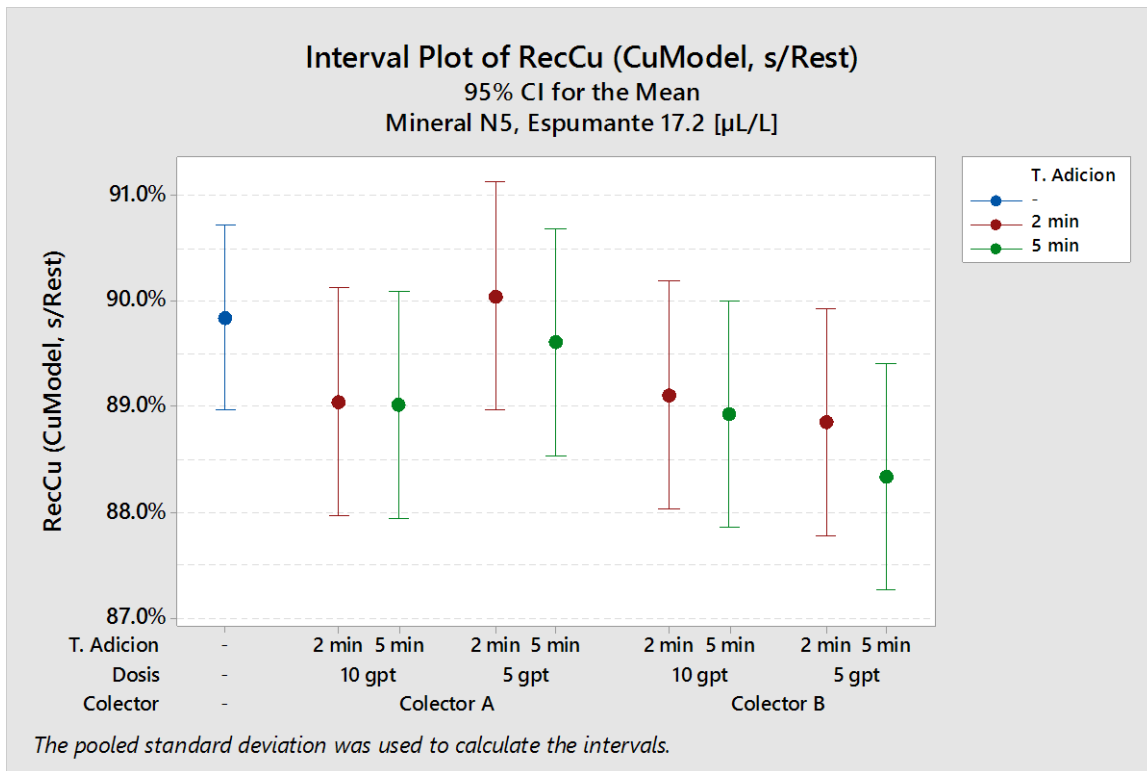
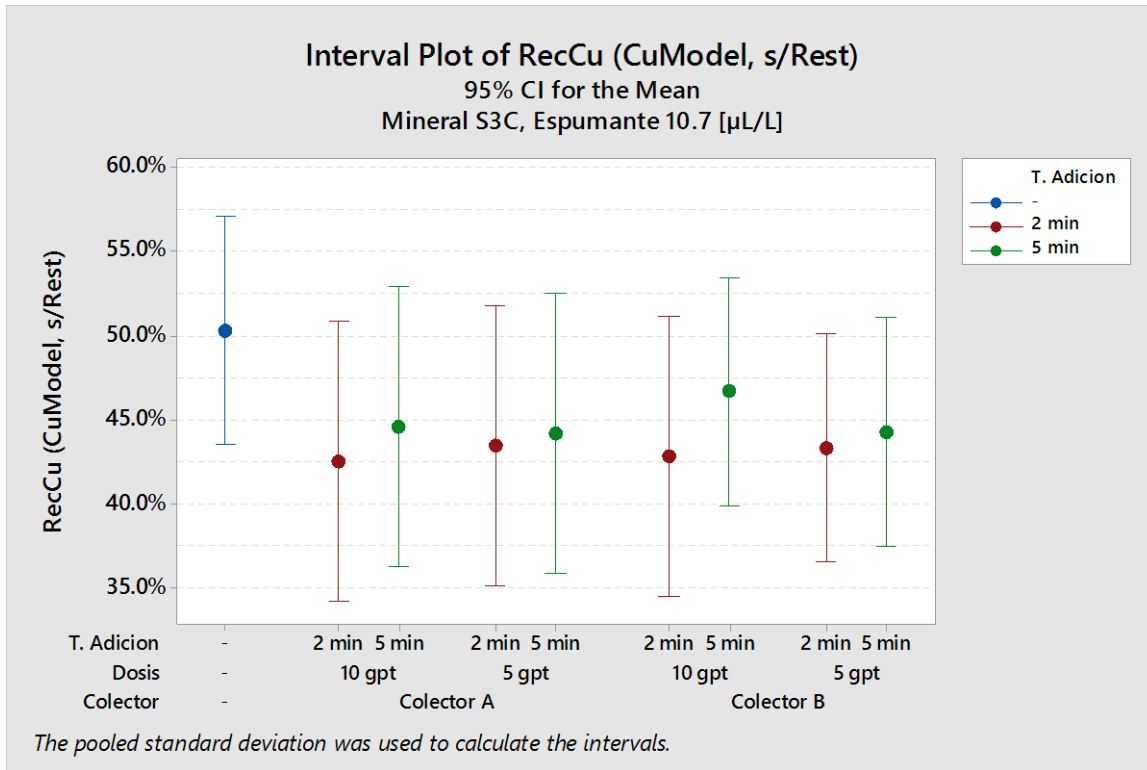


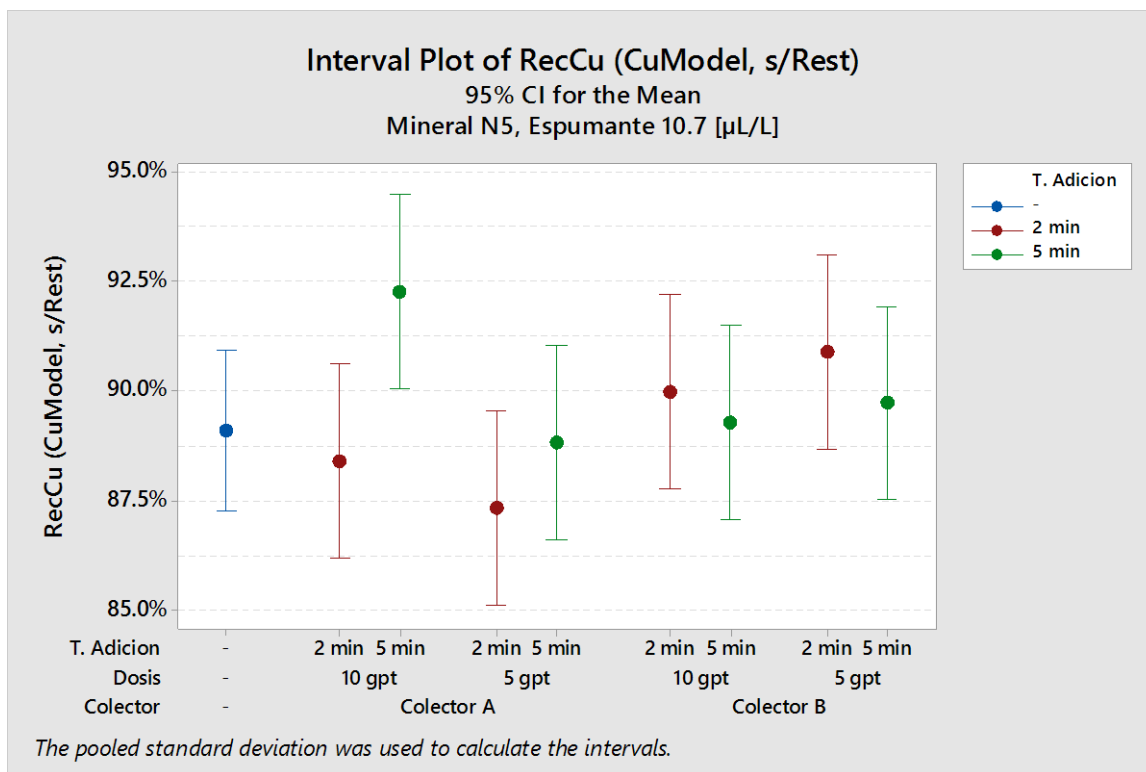




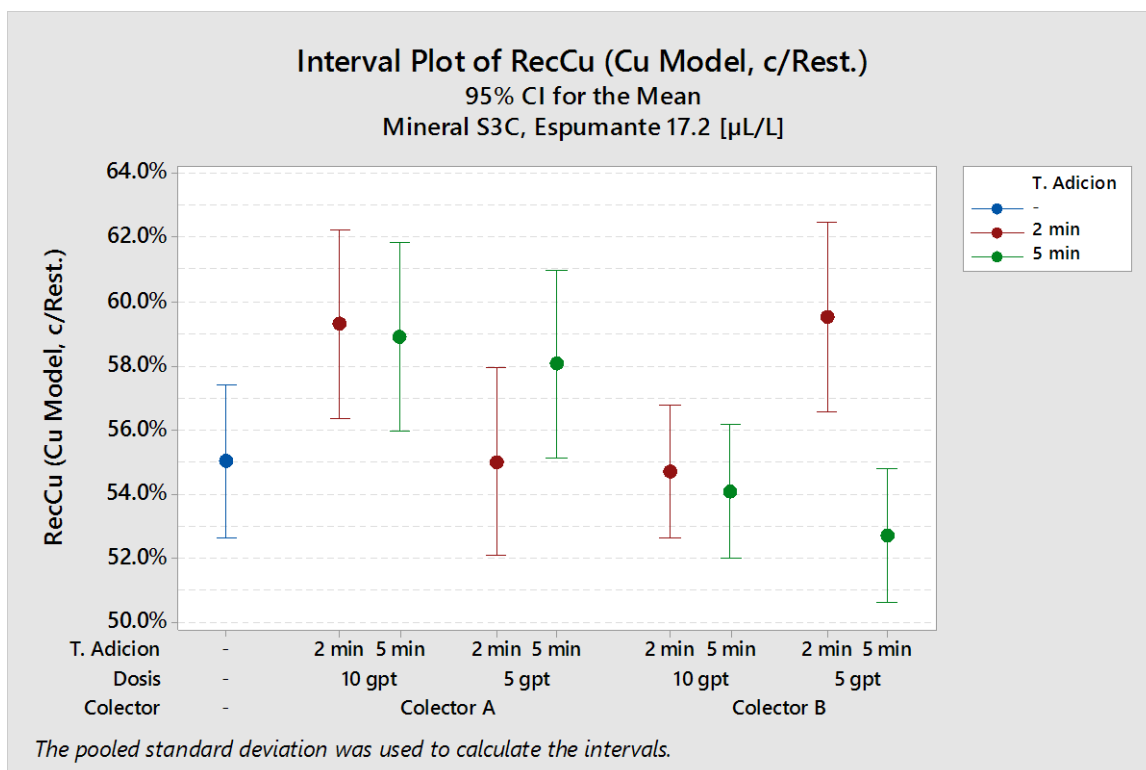
6.12.6.2. Recuperación de cobre (modelo Cu sin restricción de fracción rápida)

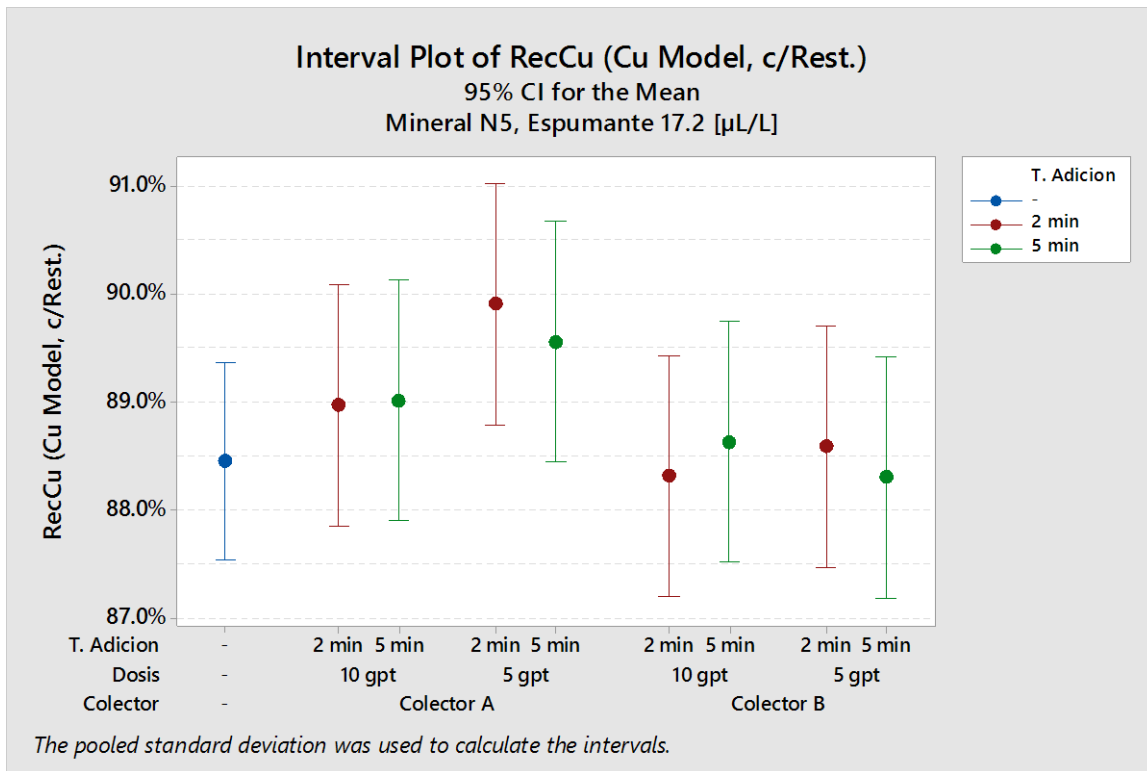
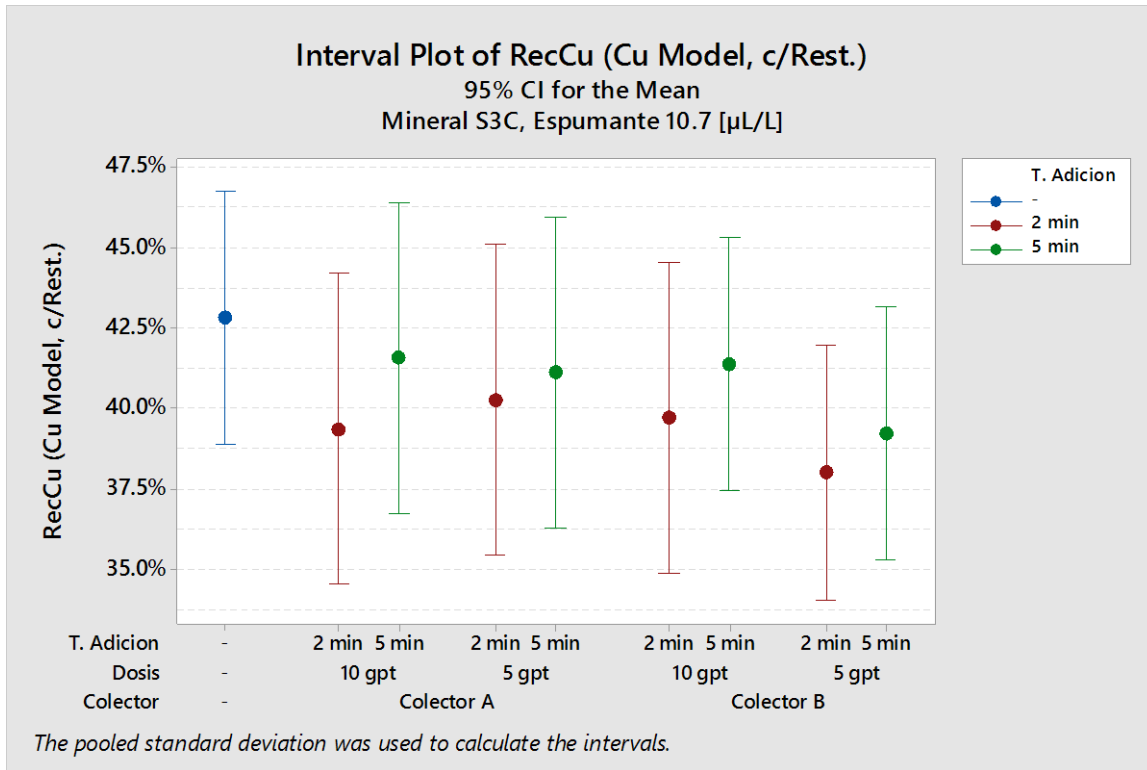


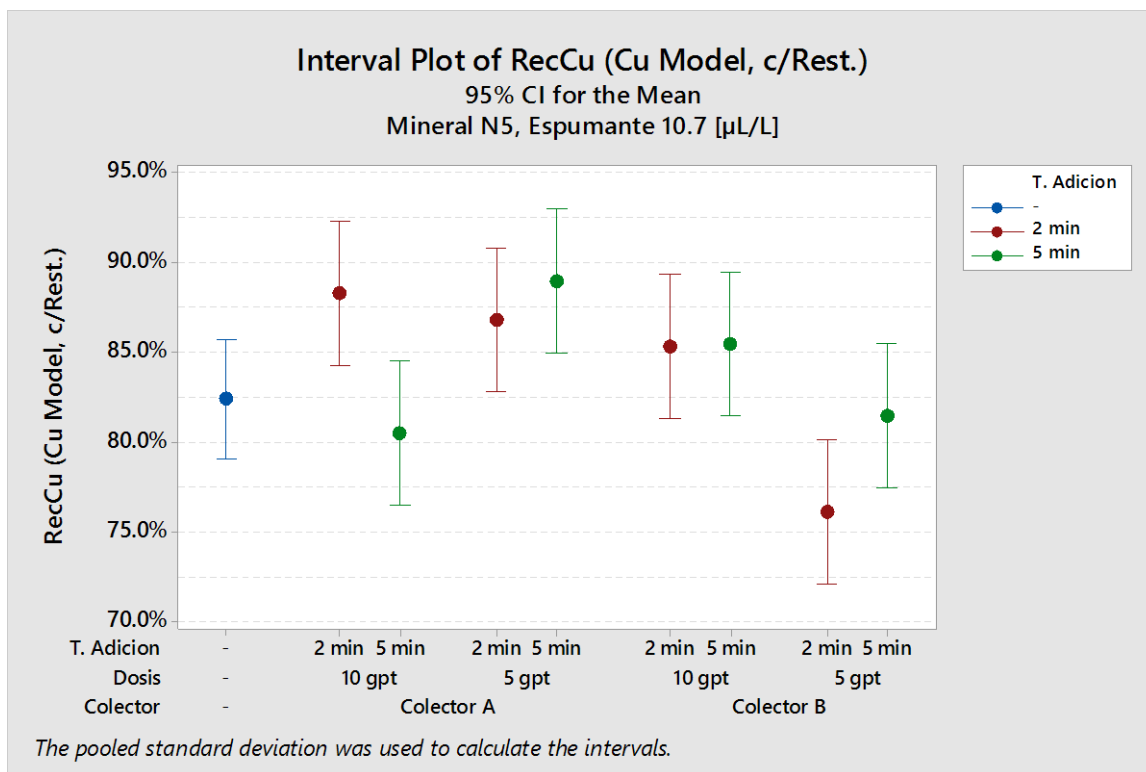




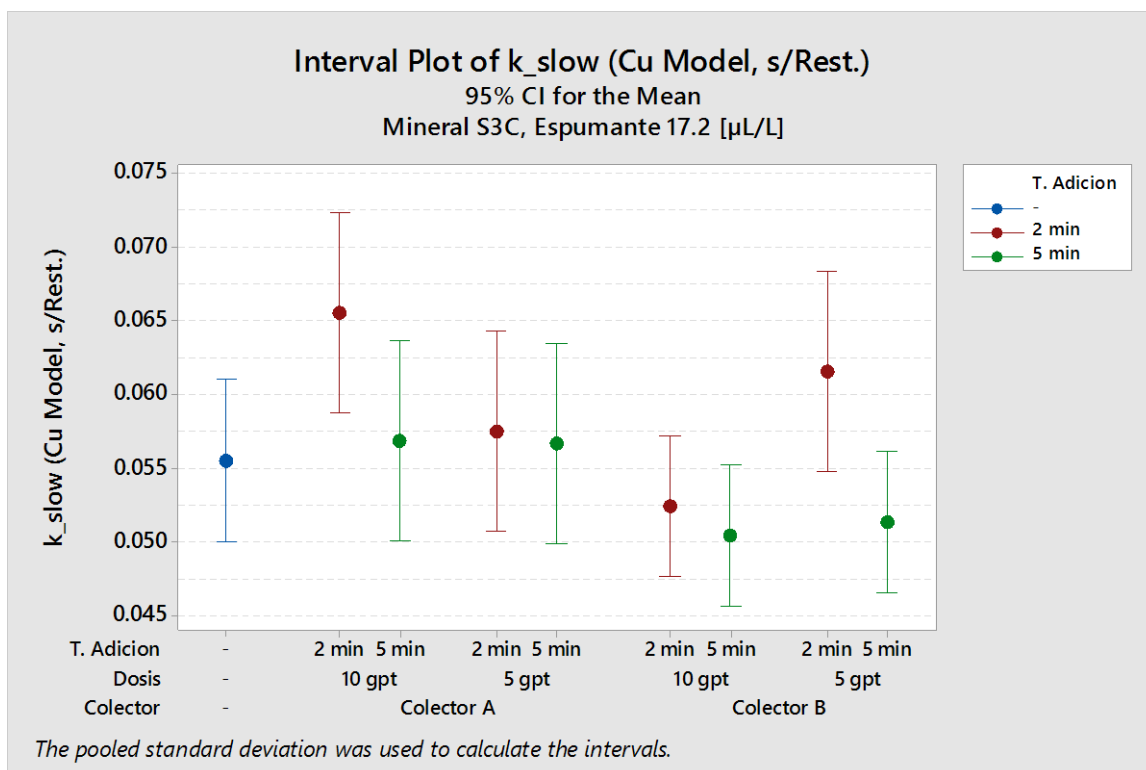
6.12.6.3. Recuperación de cobre (modelo Cu con restricción de fracción rápida)

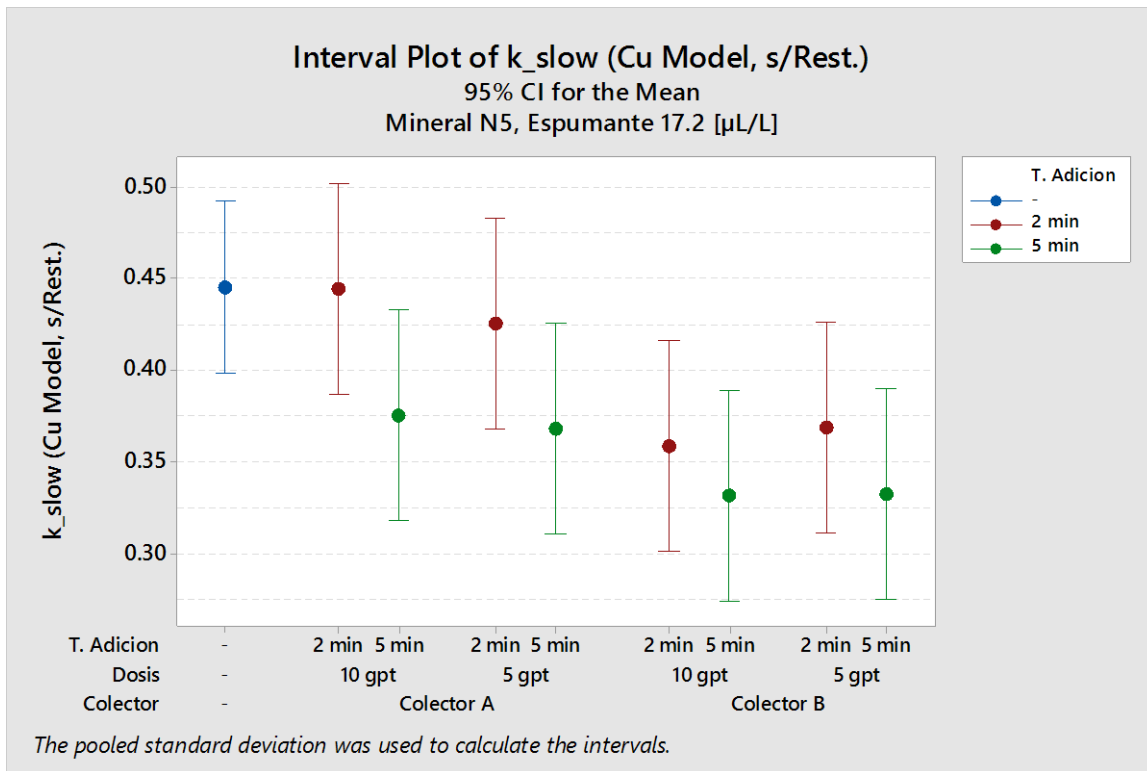
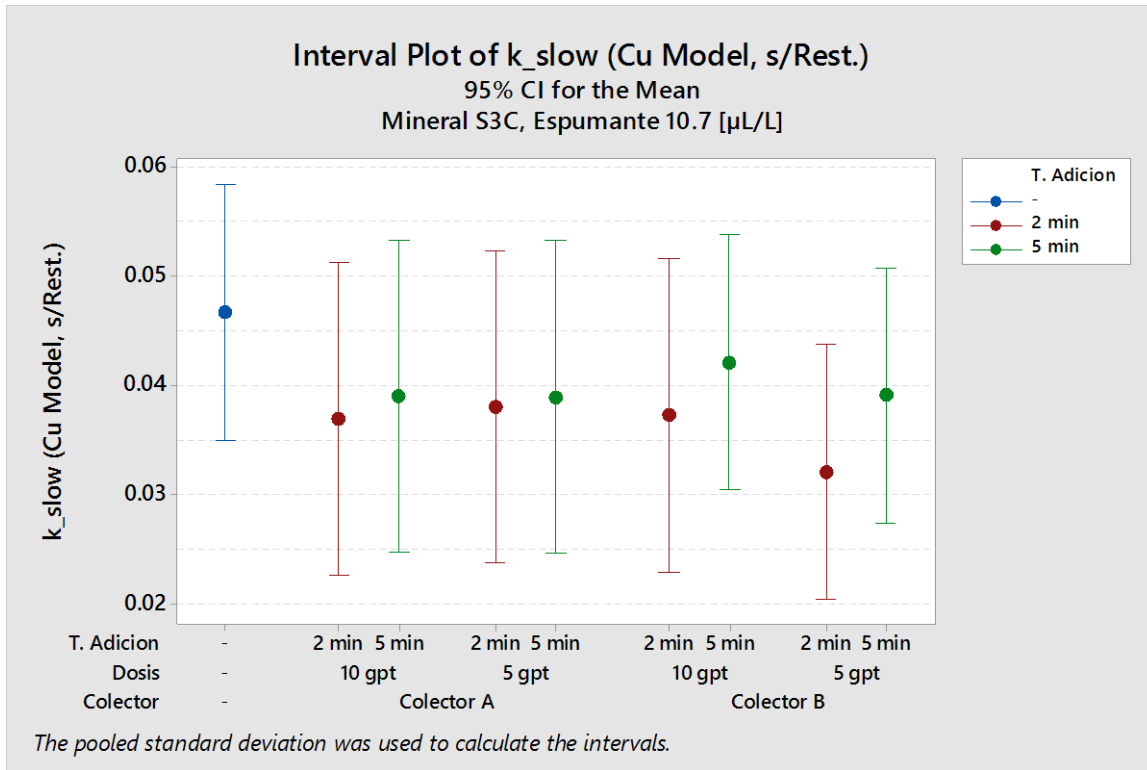


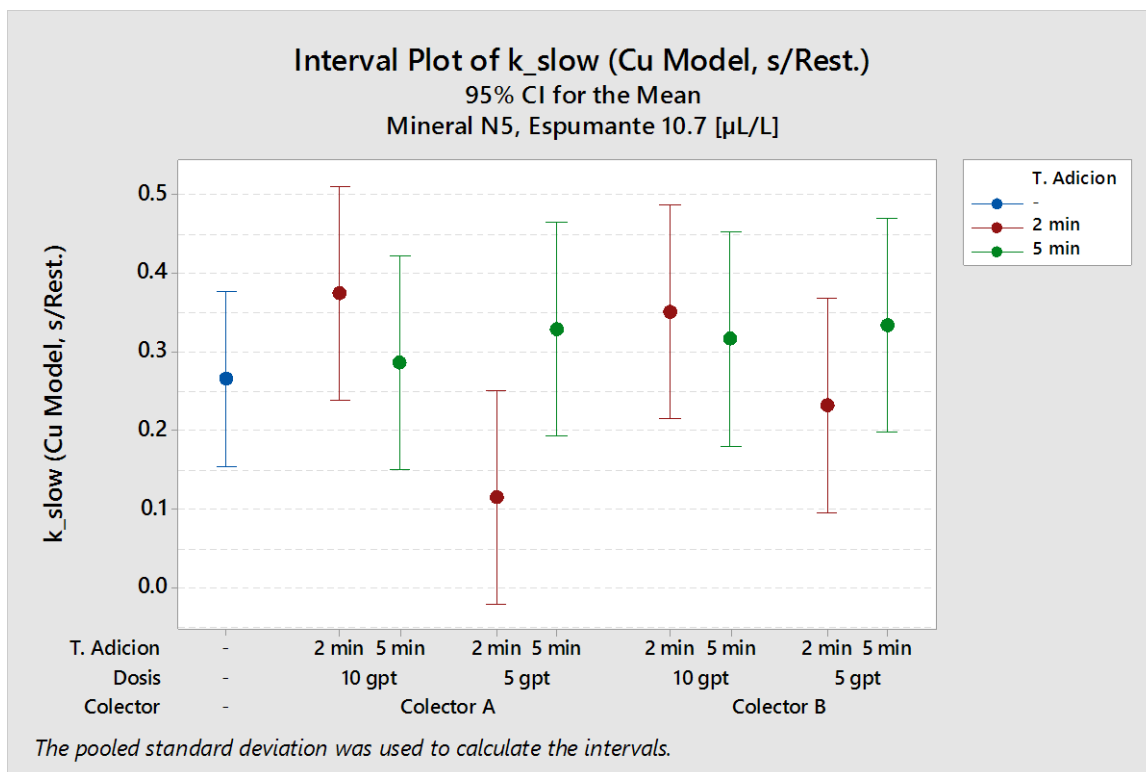




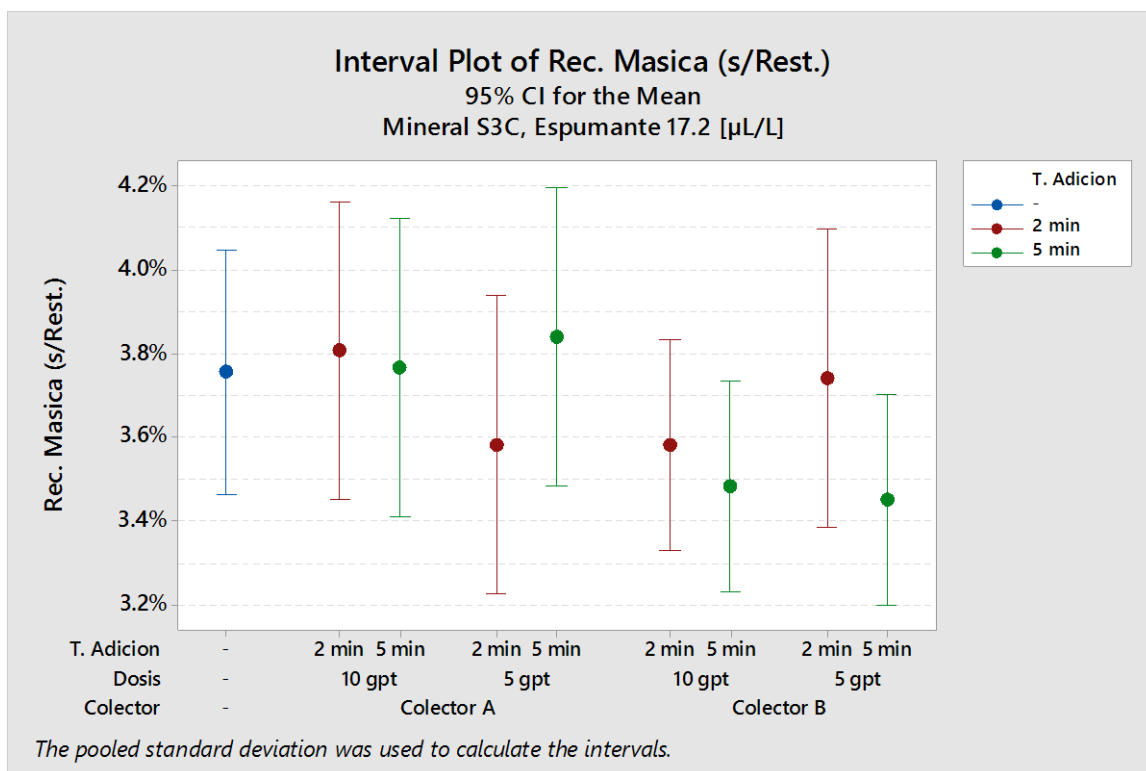
6.12.6.4. Constante cinética lenta (k_{slow}) (modelo Cu sin restricción de fracción rápida)

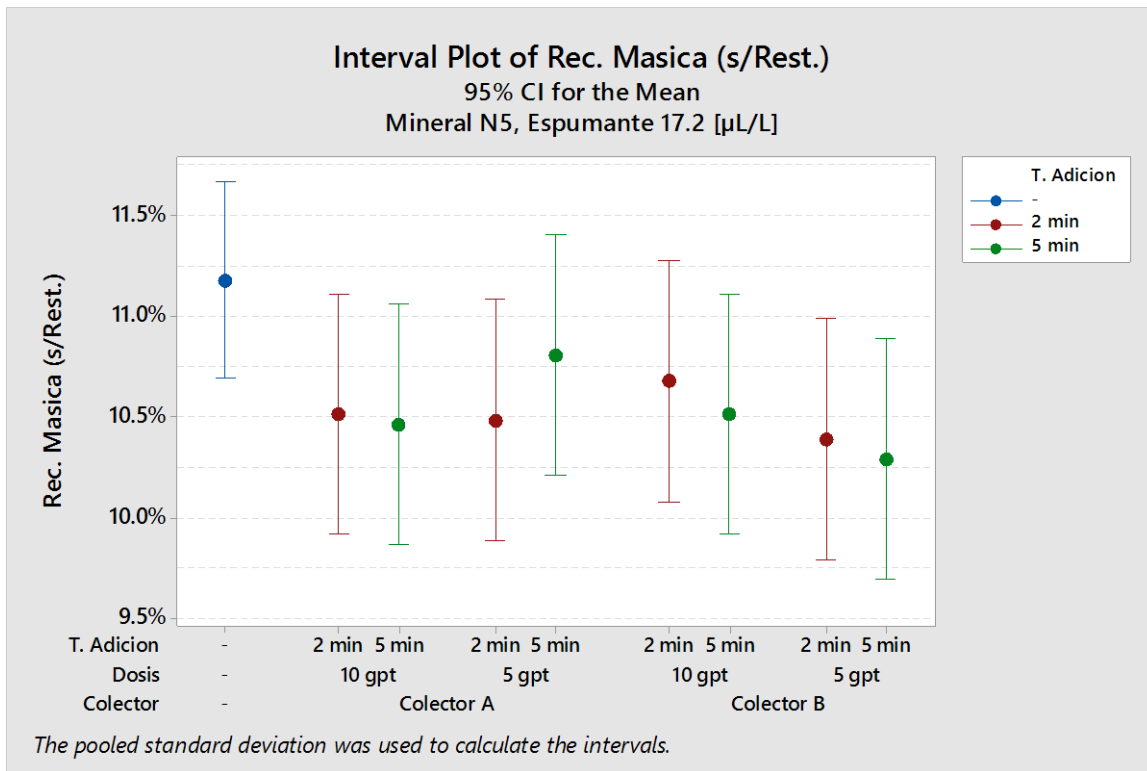
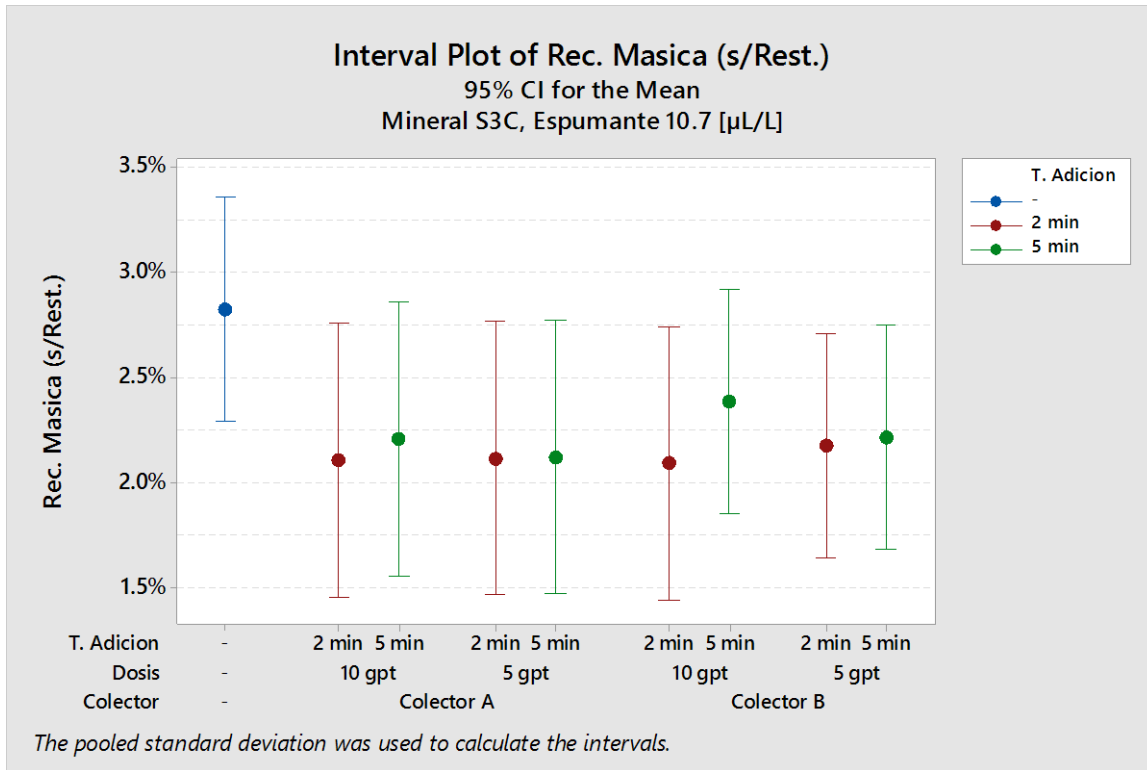


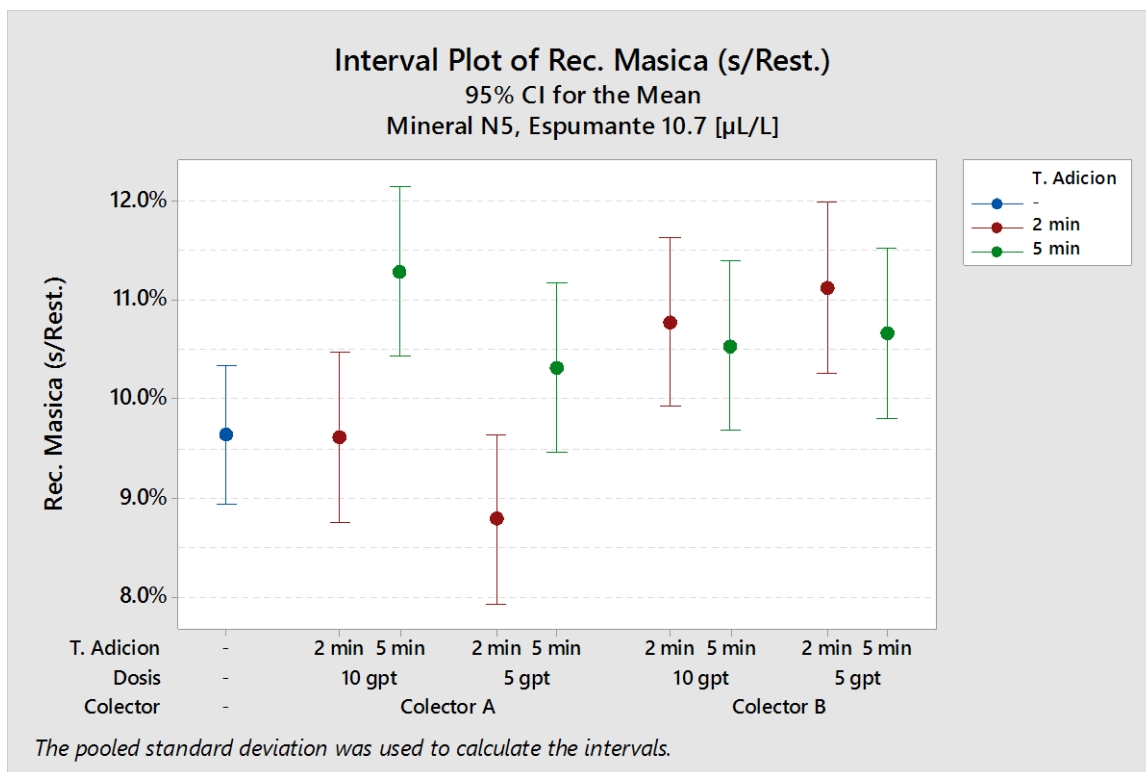




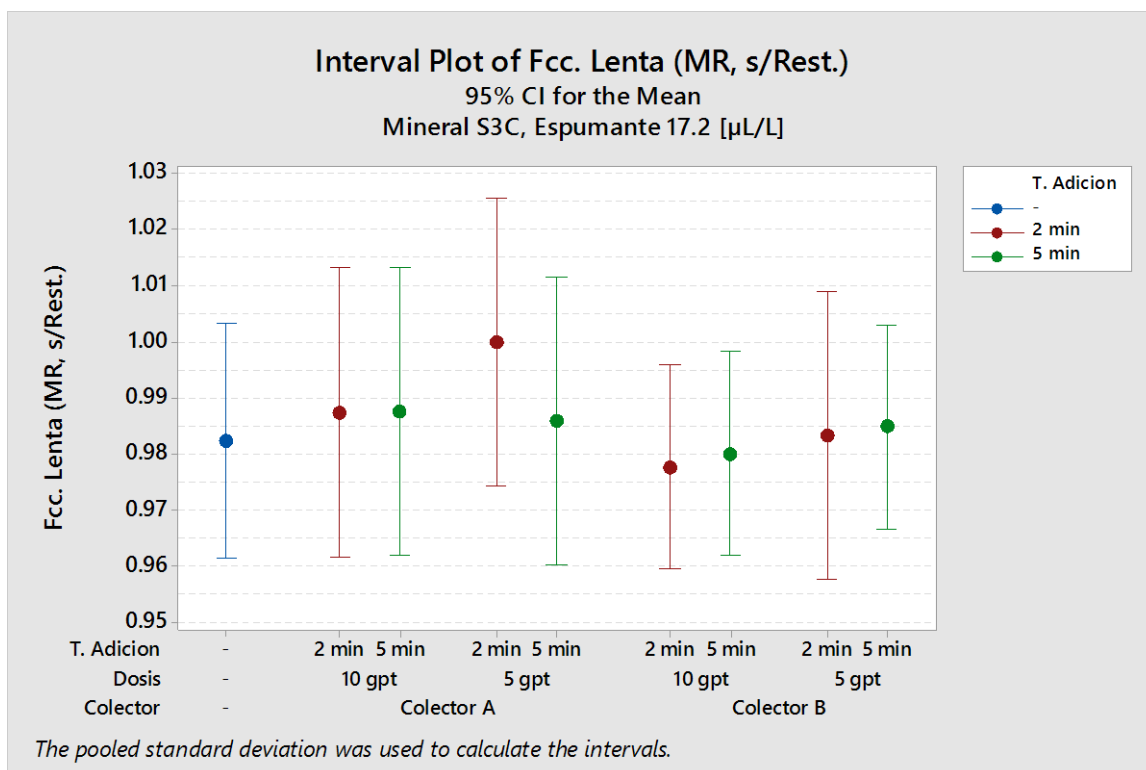
6.12.6.5. Recuperación Másica (modelo sin restricción de fracción rápida)

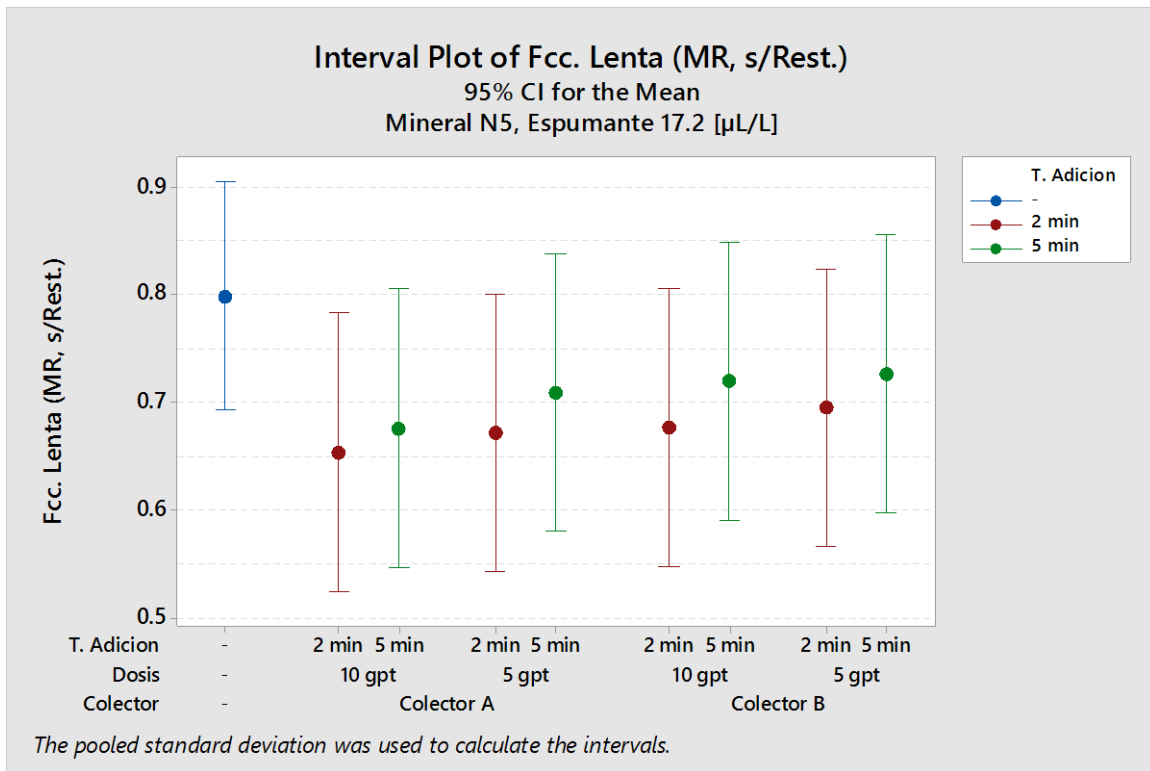
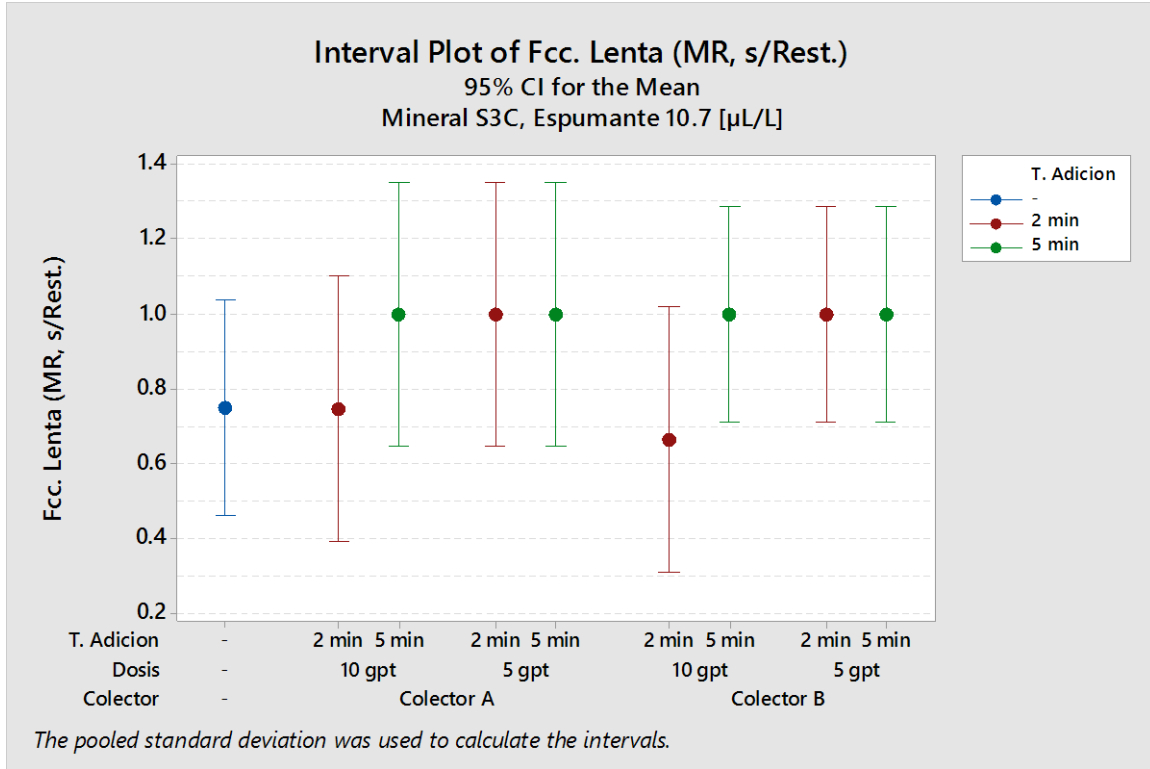


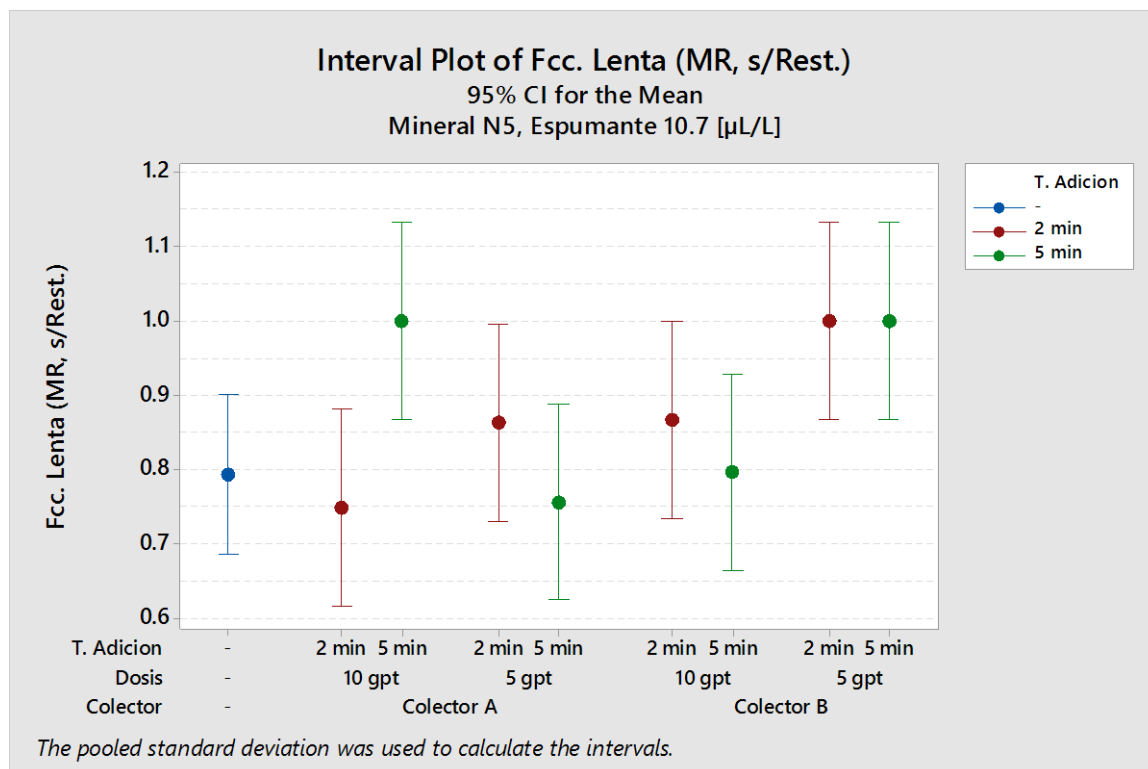




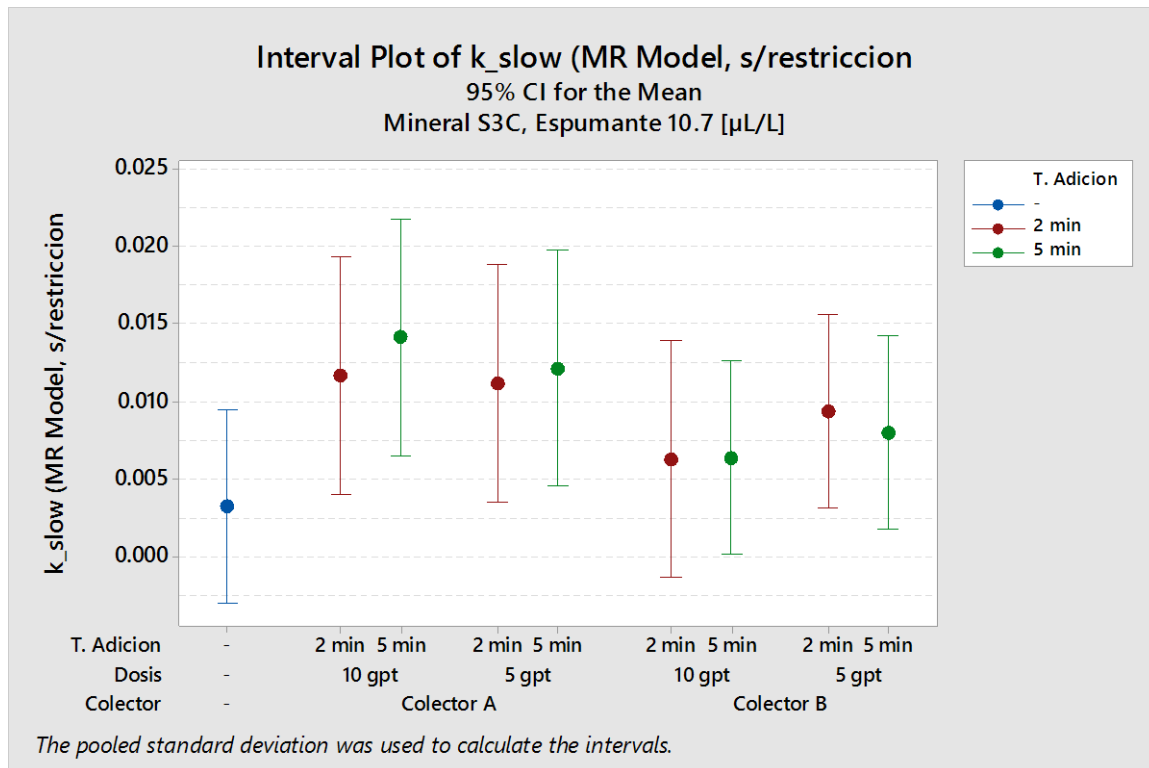
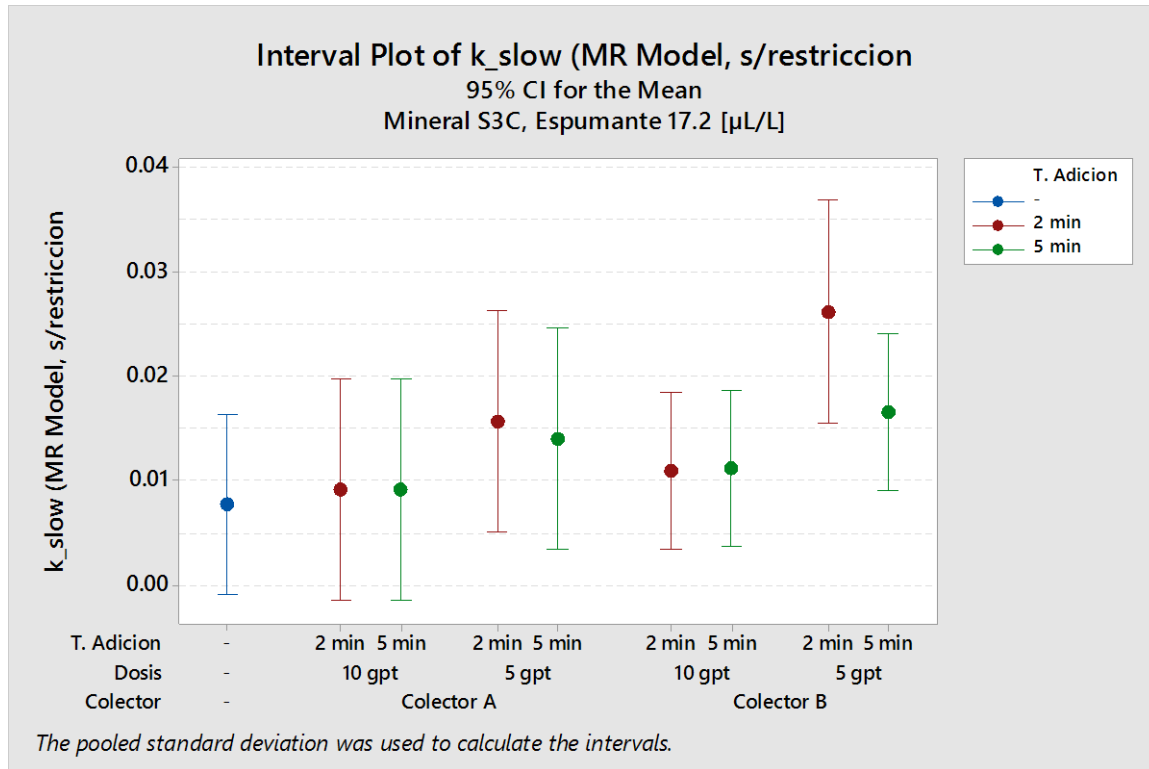
6.12.6.6. Fracción de flotabilidad lenta (\emptyset) (modelo Recuperación Másica, sin rest.)

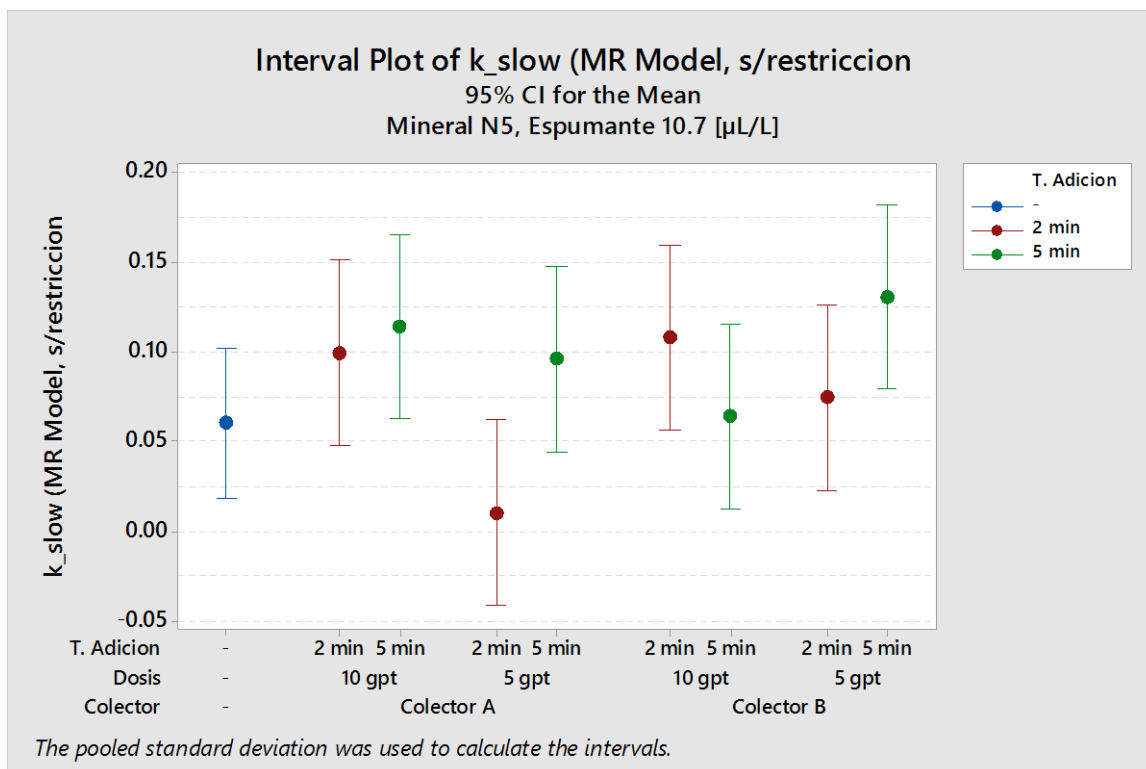
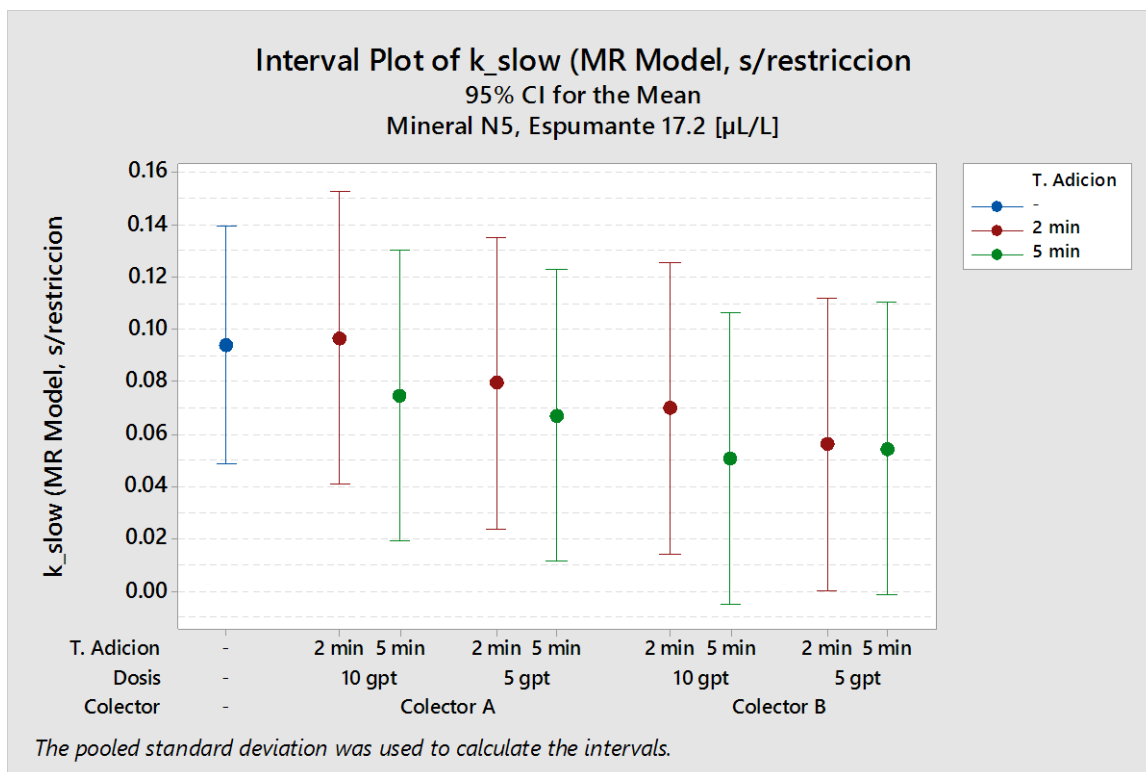






6.12.6.7. Constante cinética lenta (k_{slow}) (modelo Rec. Másica, sin restricción de fracción rápida)





6.13. RESULTADOS PRUEBAS EXPLORATORIAS PCLC (COLECTOR A)

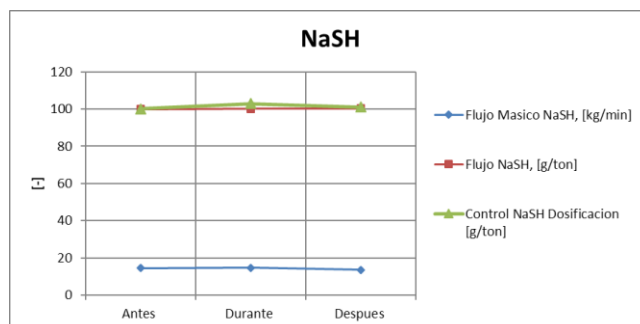
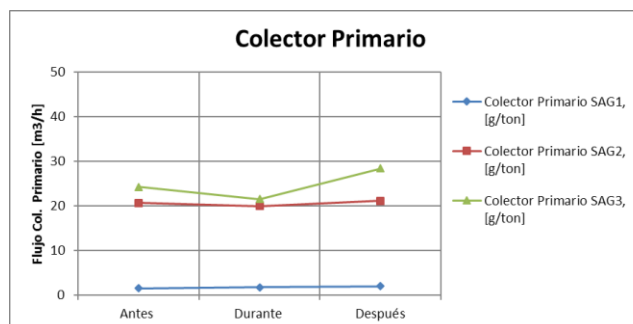
Se debe considerar que “Antes” hace referencia a información recopilada un tramo de tiempo similar al que se estuvo adicionando reactivo el día de la prueba (X horas), “Durante” a la información recopilada durante la prueba por X horas, y “Después” a información recopilada por un tiempo de X horas luego de finalizada la adición de reactivo.

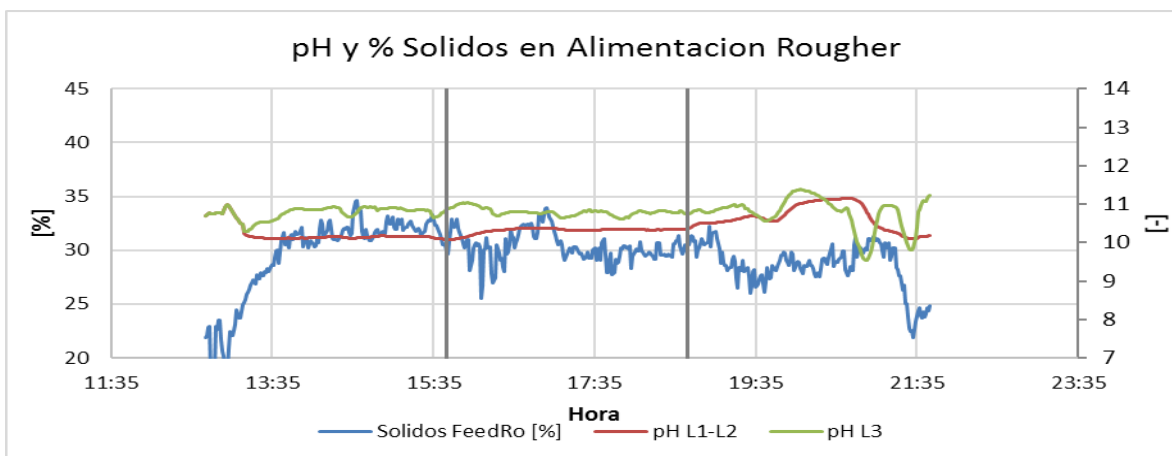
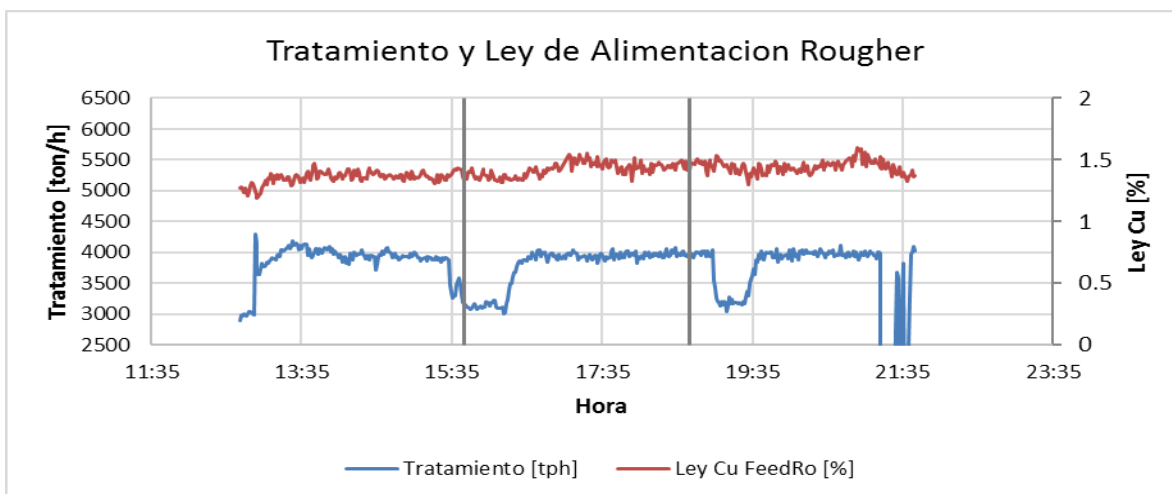
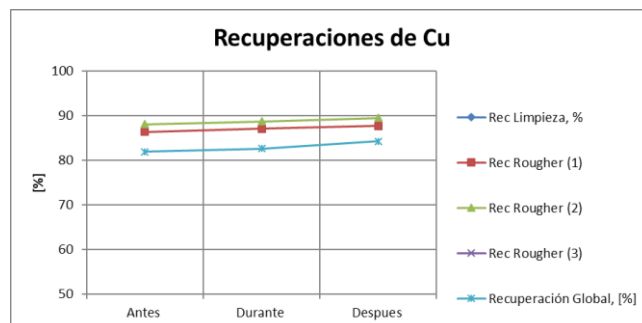
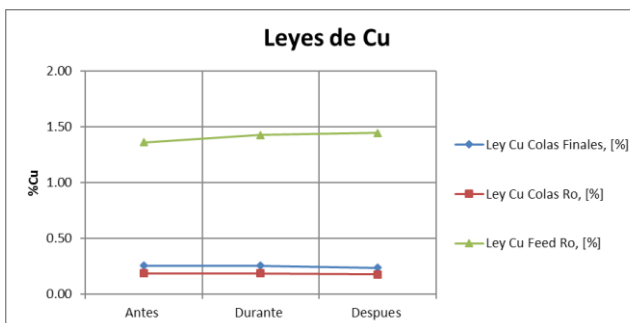
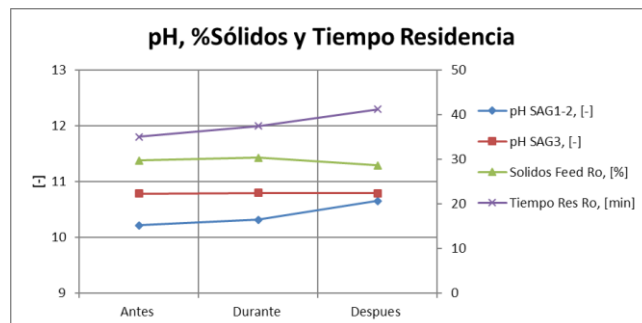
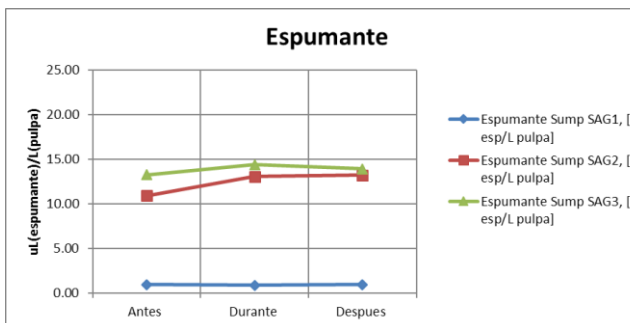
La información se recopiló a través del software de Honeywell PHD Data, cada 1 minuto.

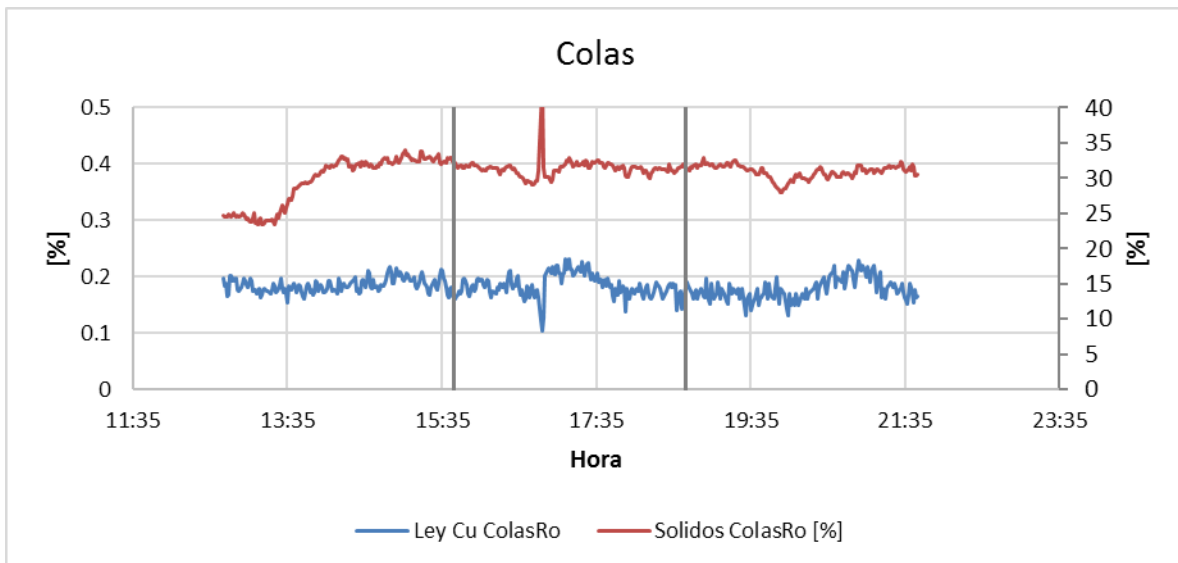
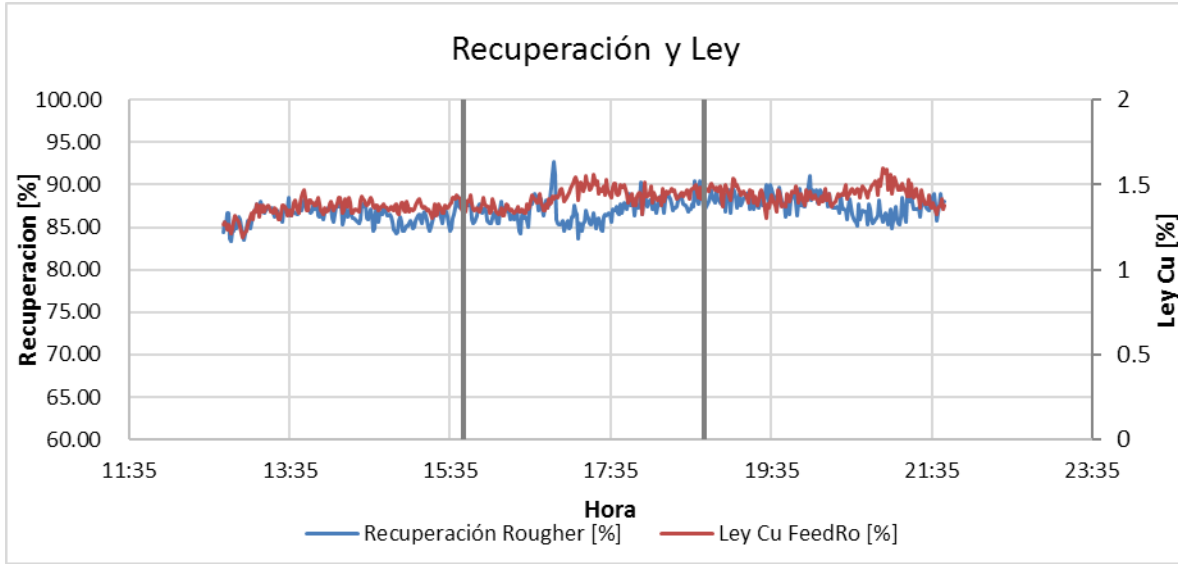
Si la información no se presenta en un período de tiempo, significa que los datos mostrados son el promedio de toda la información recopilada durante las horas correspondientes, descartando el 5% de los datos extremos.

6.13.1. PRUEBA 31 DE MARZO, 2015

Parámetro	Antes	Durante	Después	Observaciones
Granulometría #100 [%] y P ₈₀	Normal	Normal	Normal	Información de compósito
%Sólidos en Alimentación	Normal	Normal	Normal	
Tiempo de Residencia [min]	Alto	Alto	Alto	
pH Alimentación	Alto	Alto	Alto	
Colector Primario [g/ton]	Bajo	Bajo	Bajo	
Colector Secundario [g/ton]	N.D.	N.D.	N.D.	
Espumante [g/ton]	Bajo	Normal	Normal	
NaHS [g/ton]	Normal	Normal	Normal	
Ley de Alim. [%]	Normal	Normal	Normal	Aumento leve progresivo
%Cu en Concentrado	Normal	Normal	Normal	Más alto <i>durante</i>
Recuperación Cu [%]	Normal	Normal	Normal	Aumento progresivo
Altura Espuma Banco 1 [cm]	Alto	Alto	Alto	Muy baja en las últimas celdas
Altura Espuma Banco 2 [cm]	Alto	Alto	Alto	
Altura Espuma Banco 3 - 4 [cm]	Normal	Normal	Normal	
Velocidad Rebose [cm/s]	Normal	Alto	Normal	
Jg [cm/s]	Bajo	Bajo	Bajo	

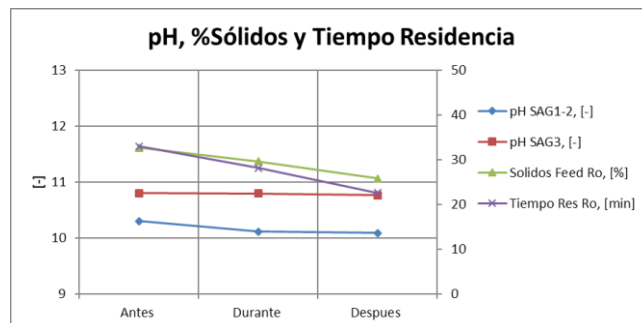
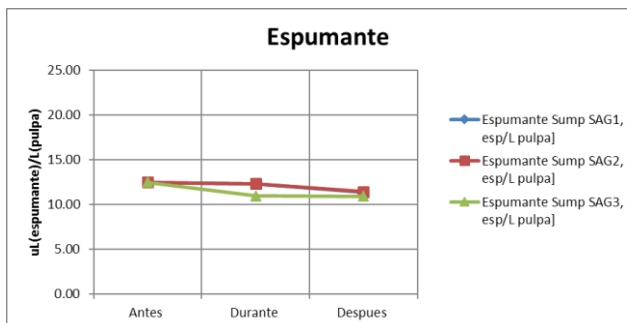
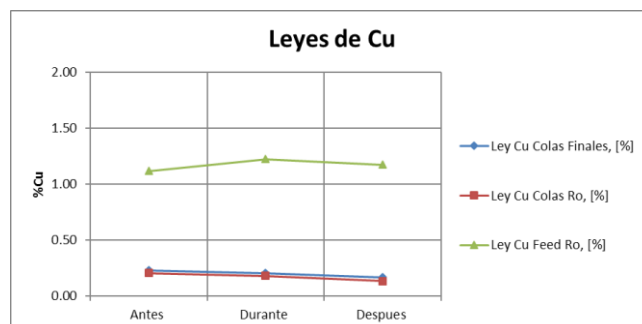
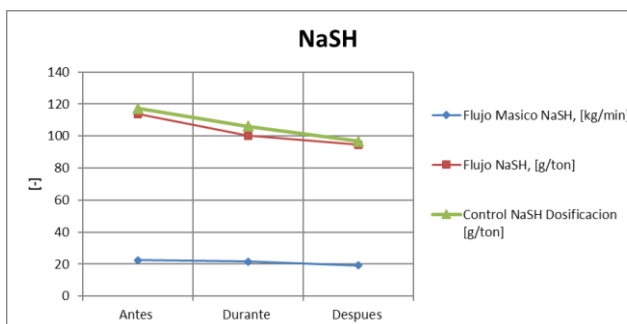
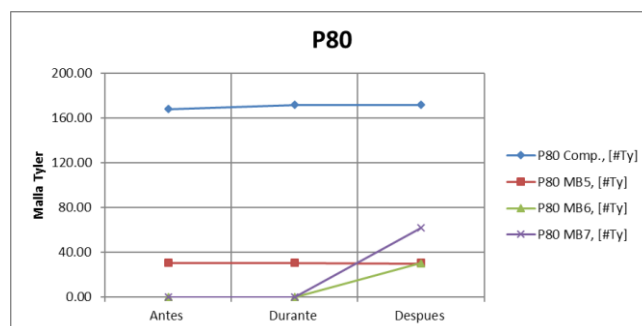
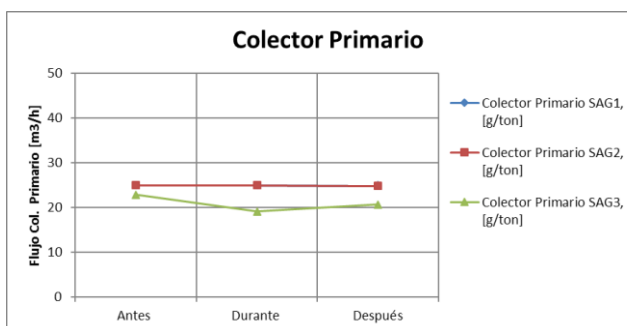


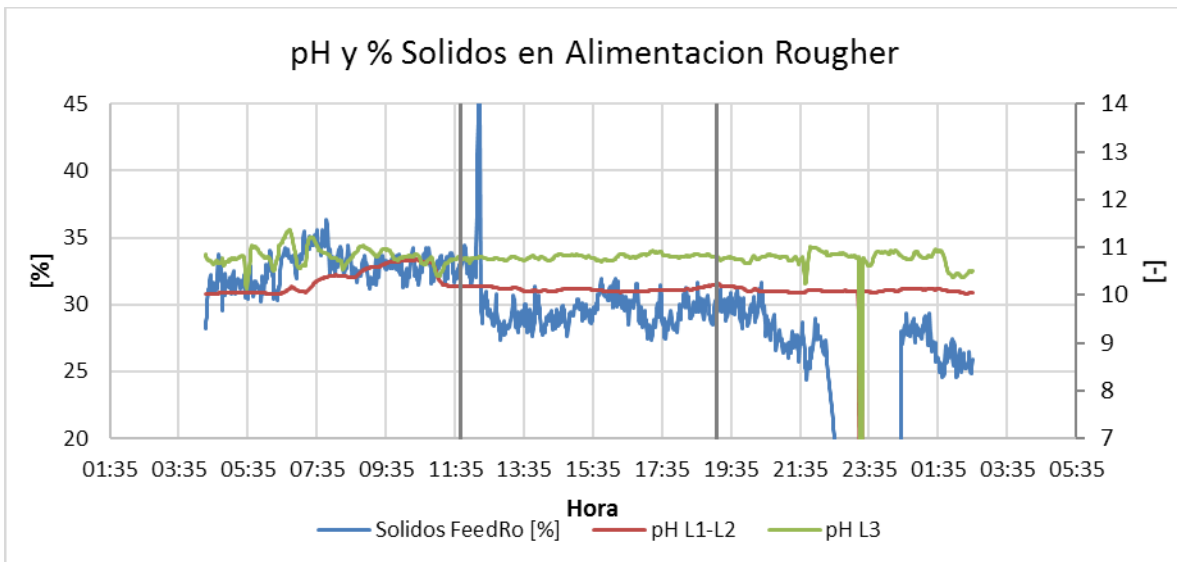
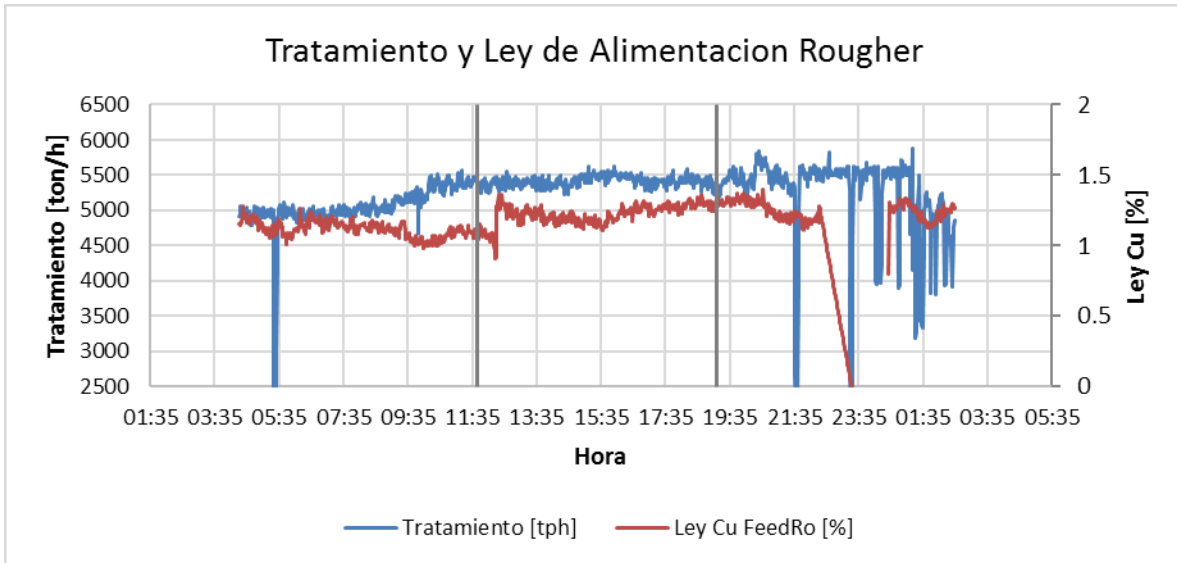
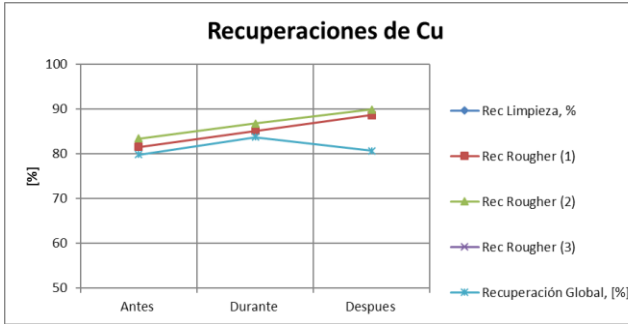


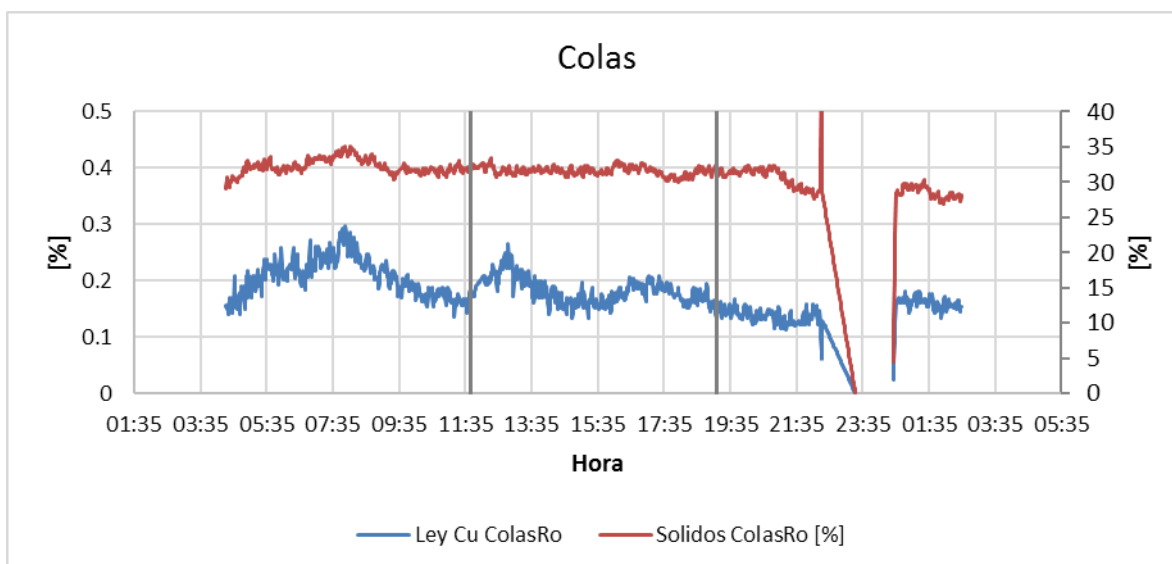
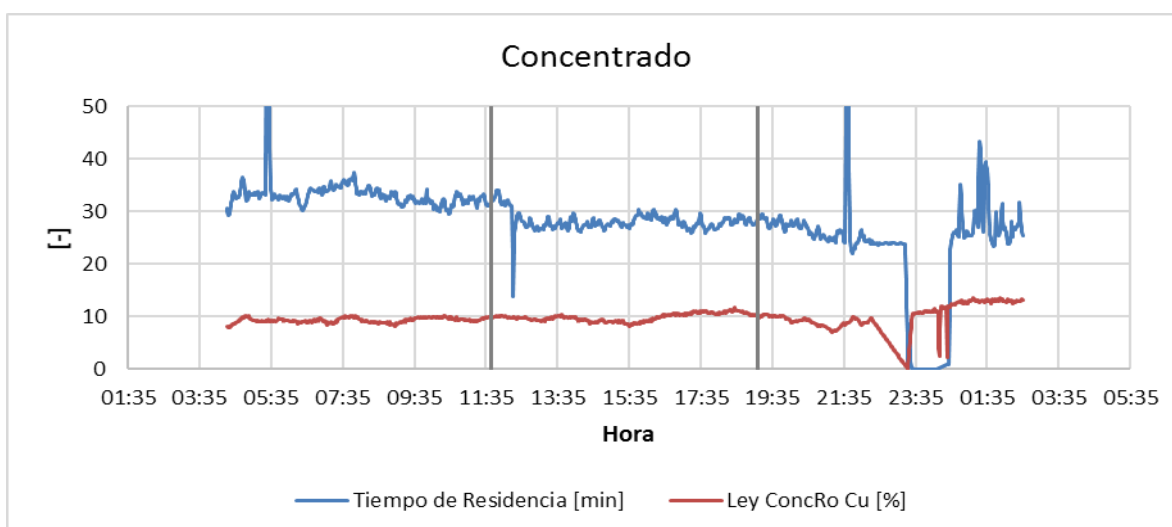
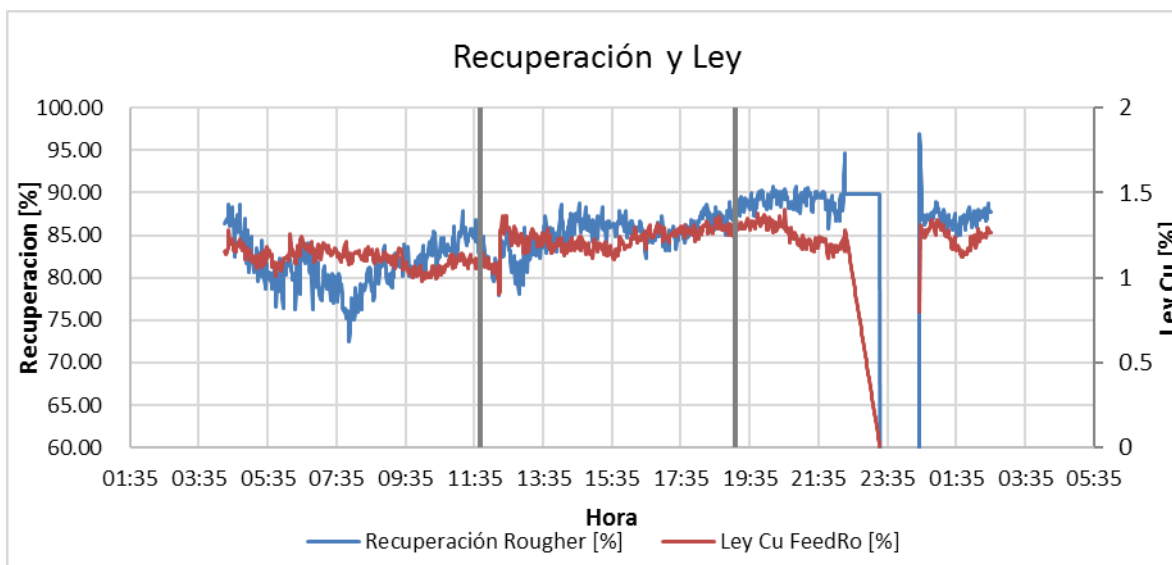


6.13.2. PRUEBA 1 DE ABRIL, 2015

Parámetro	Antes	Durante	Después	Observaciones
Granulometría #100 [%] y P_{80}	Normal	Normal	Normal	
%Sólidos en Alimentación	Normal	Normal	Baja	Disminución progresiva
Tiempo de Residencia [min]	Normal	Normal	Baja	Disminución progresiva
pH Alimentación	Normal	Normal	Normal	
Colector Primario [g/ton]	Alta	Alta	Alta	
Colector Secundario [g/ton]	Alta	Alta	Alta	
Espumante [g/ton]	Normal	Normal	Normal	
NaHS [g/ton]	Normal	Normal	Normal	
Ley de Alim. [%]	N.D.	N.D.	N.D.	
%Cu en Concentrado	Normal	Normal	Normal	
Recuperación Cu [%]	Alto	Normal	Normal	
Altura Espuma Banco 1 [cm]	Normal	Normal	Normal	Aumento progresivo
Altura Espuma Banco 2 [cm]	Normal	Normal	Normal	Aumento leve progresivo
Altura Espuma Banco 3 - 4 [cm]	Normal	Normal	Normal	Aumento progresivo
Velocidad Rebose [cm/s]	Normal	Normal	Normal	Alto en filas 4 y 6 en bancos 1 y 2
Jg [cm/s]	Normal	Normal	Normal	

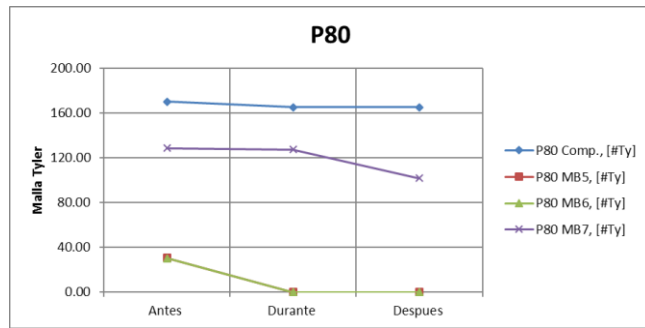
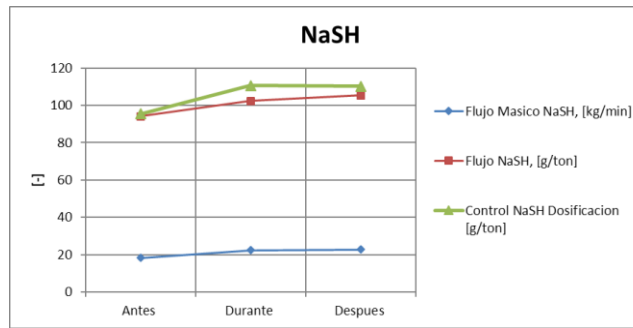
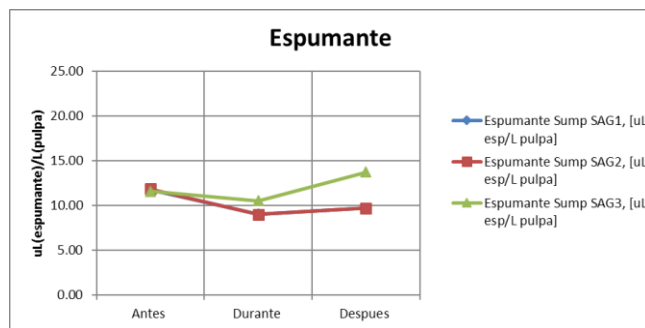
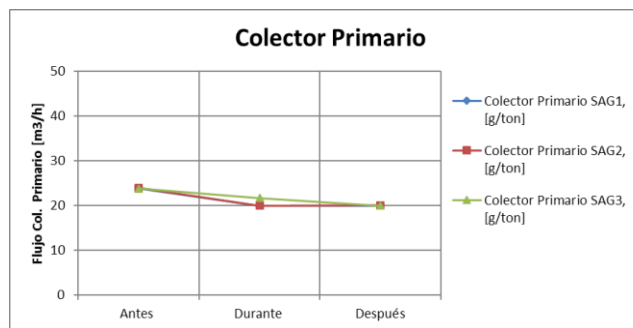


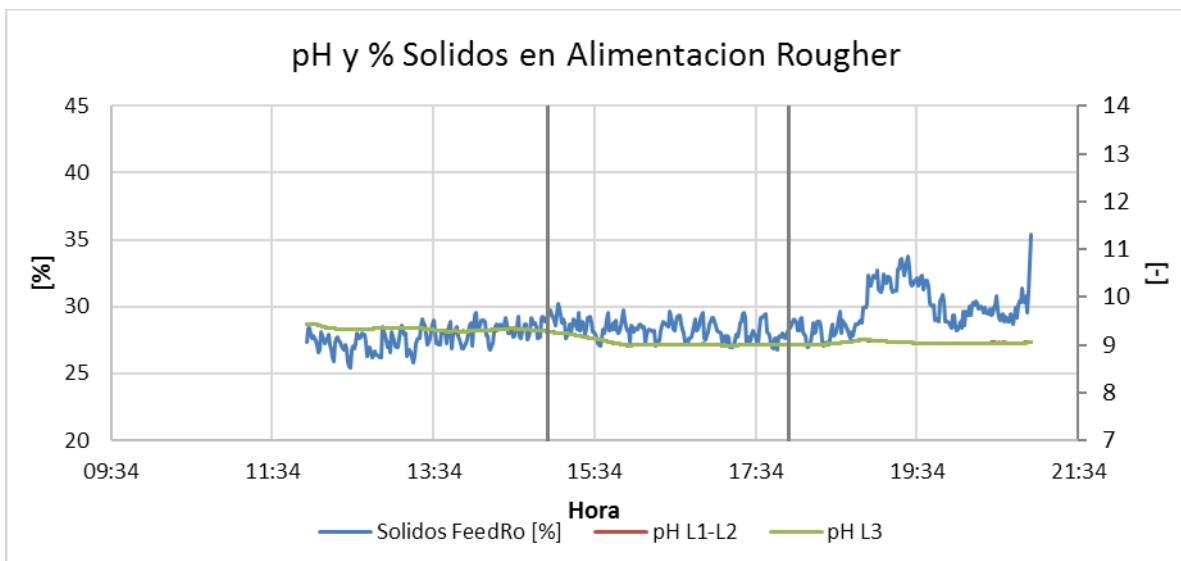
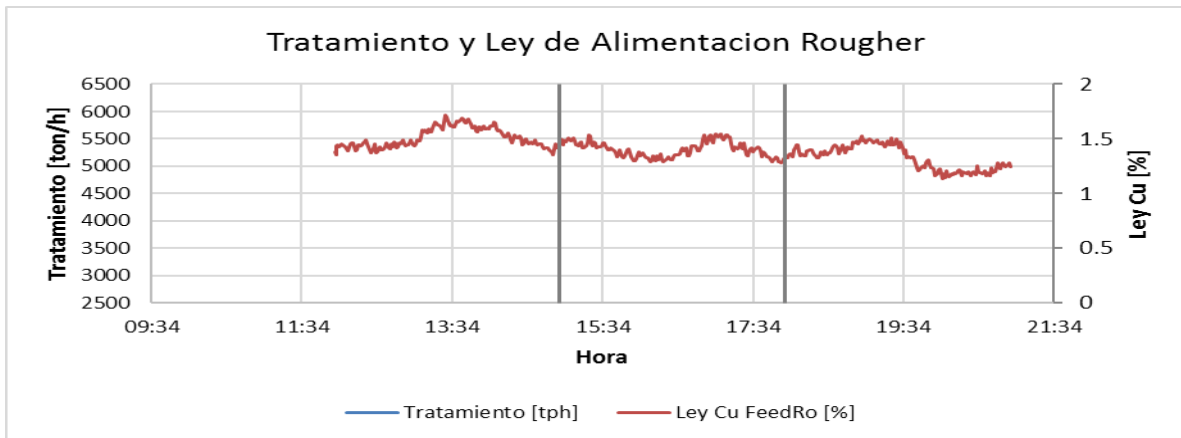
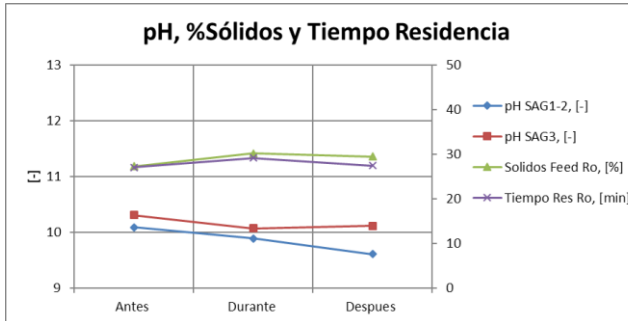
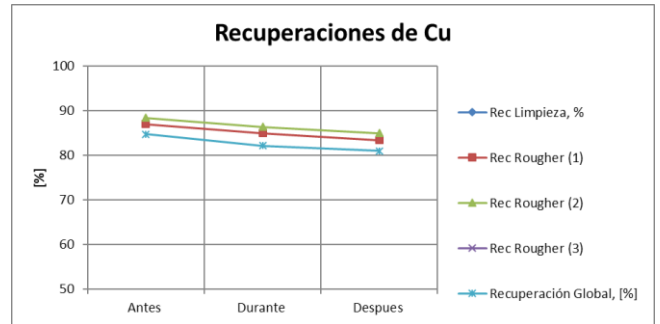
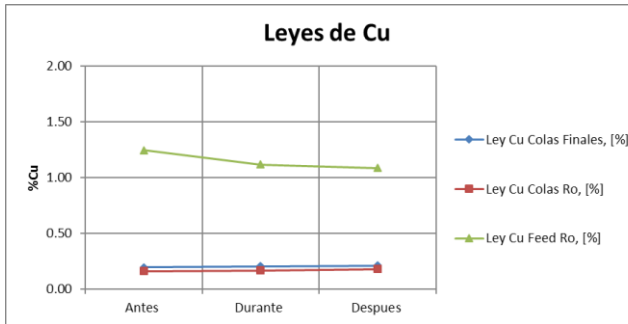


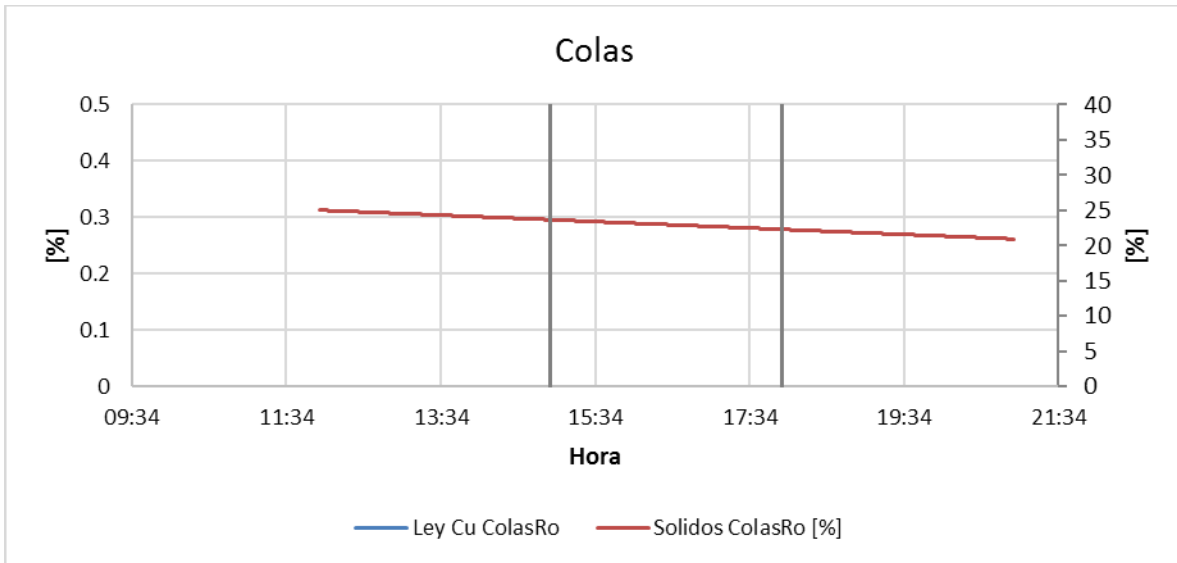
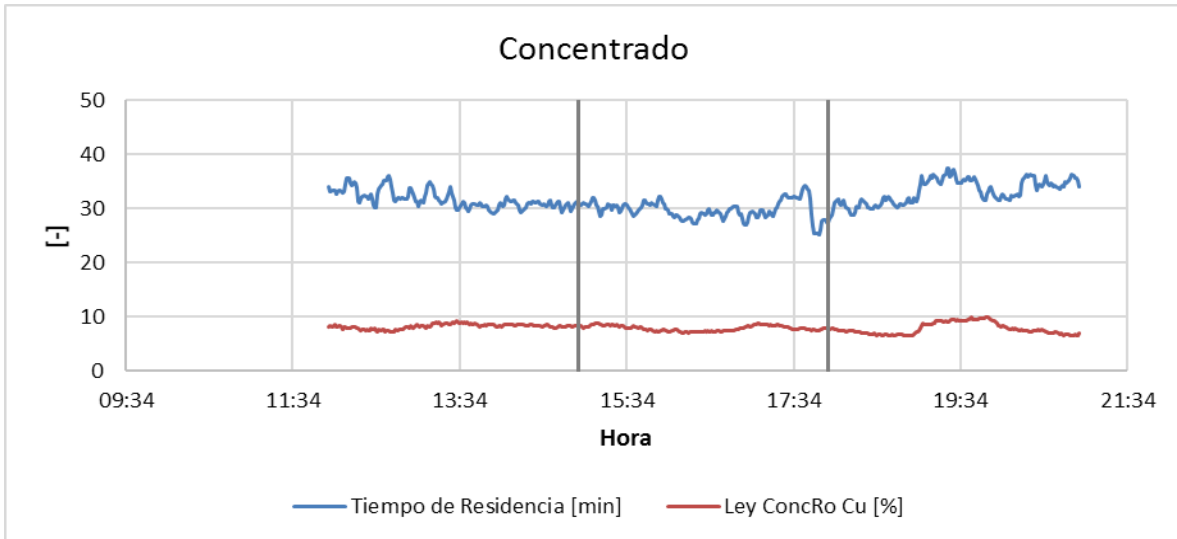
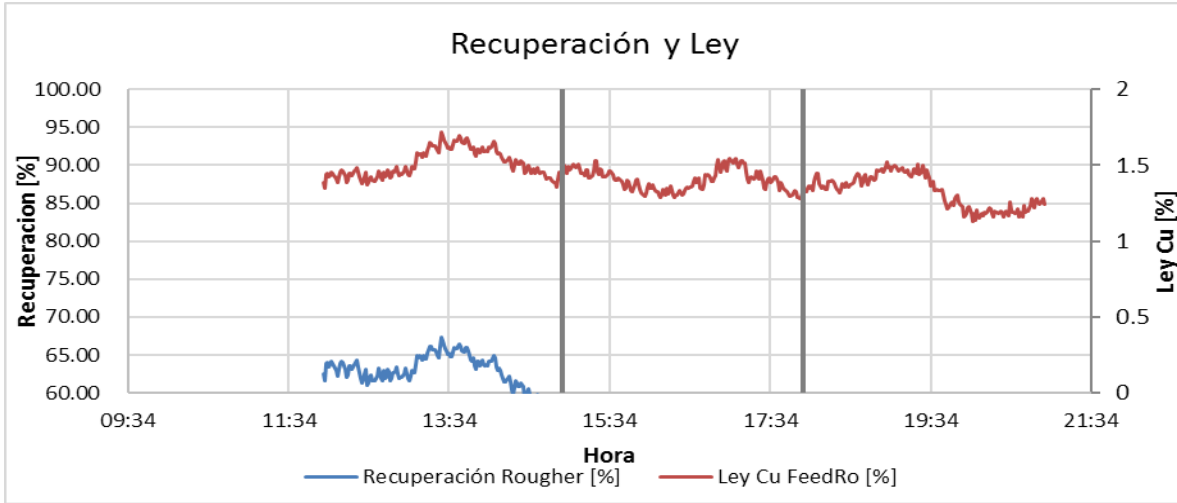


6.13.3. PRUEBA 2 DE ABRIL, 2015 (DESCARTADA)

Parámetro	Antes	Durante	Después	Observaciones
Granulometría #100 [%] y P ₈₀	Normal	Normal	Normal	
%Sólidos en Alimentación	Normal	Normal	Normal	
Tiempo de Residencia [min]	Normal	Normal	Normal	
pH Alimentación	Alto	Normal	Normal	
Colector Primario [g/ton]	Normal	Normal	Bajo	
Colector Secundario [g/ton]	N.D.	N.D.	N.D.	
Espumante [g/ton]	Normal	Normal	Normal	
NaHS [g/ton]	Normal	Normal	Normal	
Ley de Alim. [%]	Normal	Normal	Normal	
%Cu en Concentrado	Normal	Normal	Normal	
Recuperación Cu [%]	Normal	Normal	Normal	
Altura Espuma Banco 1 [cm]	Alto	Alto	Alto	
Altura Espuma Banco 2 [cm]	Alto	Alto	Alto	
Altura Espuma Banco 3 - 4 [cm]	Alto	Alto	Alto	
Velocidad Rebose [cm/s]	Alto	Normal	Alto	
Jg [cm/s]	Normal	Normal	Normal	

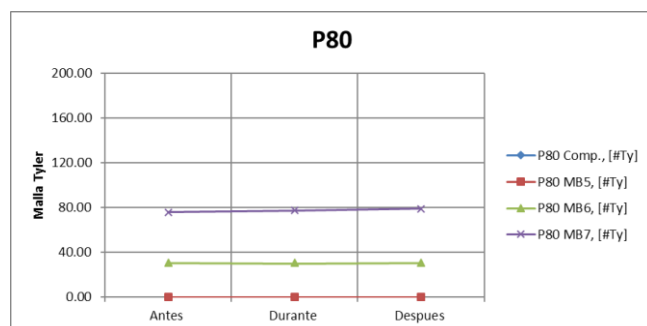
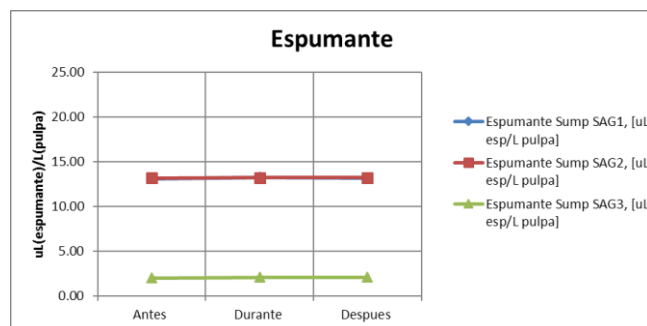
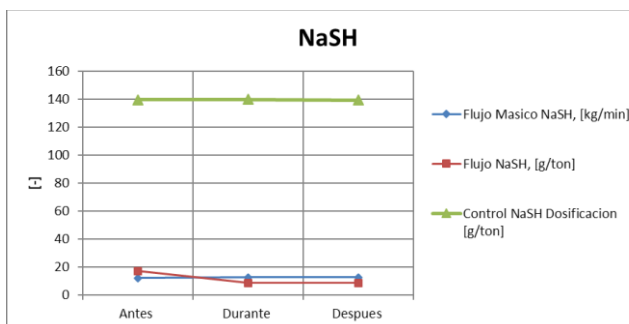
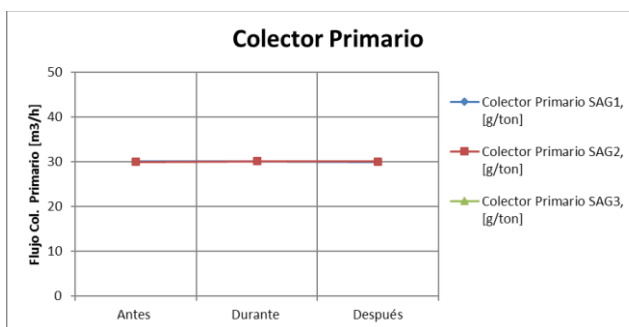


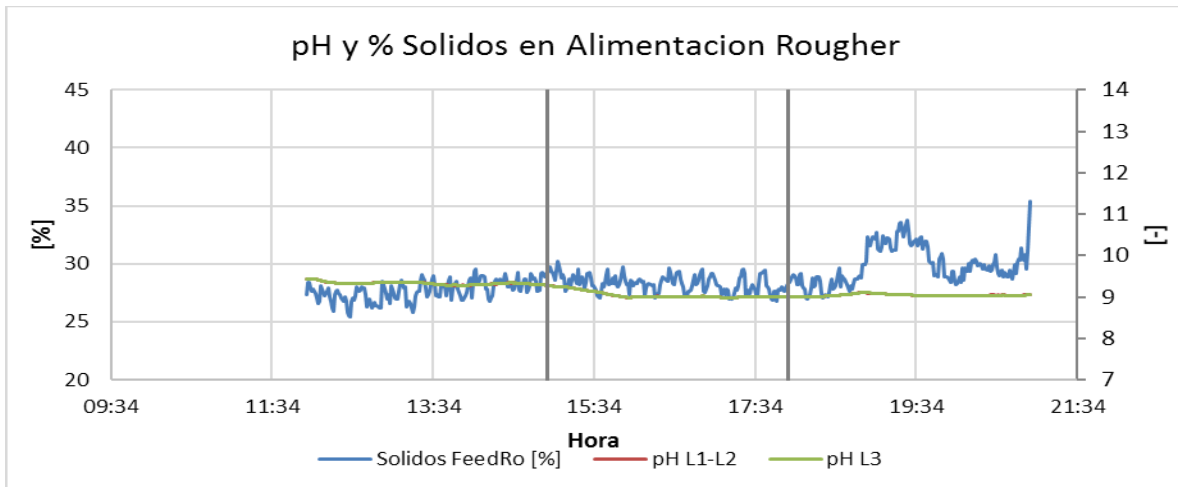
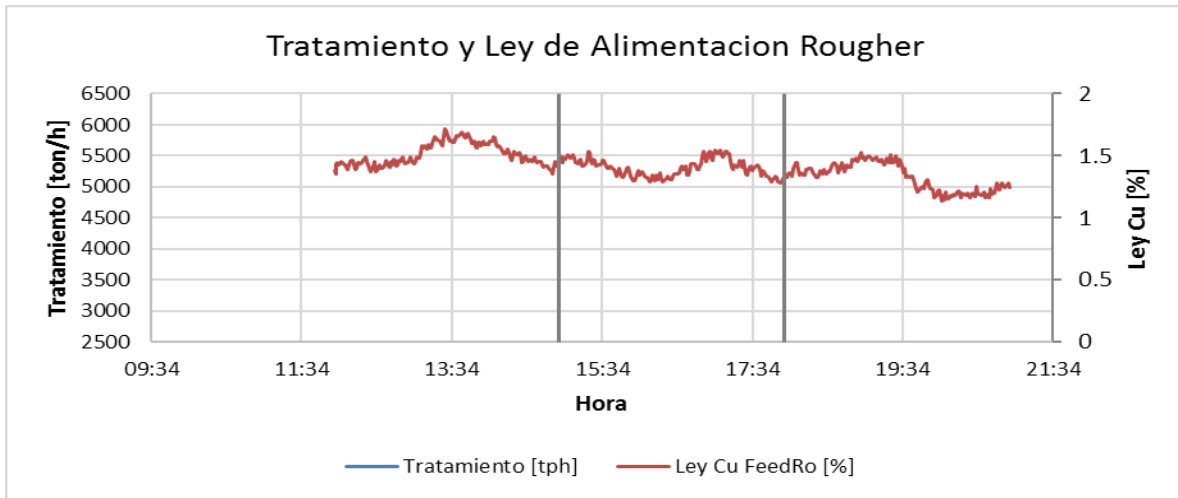
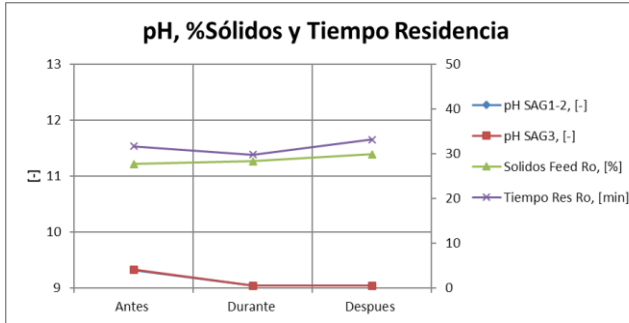
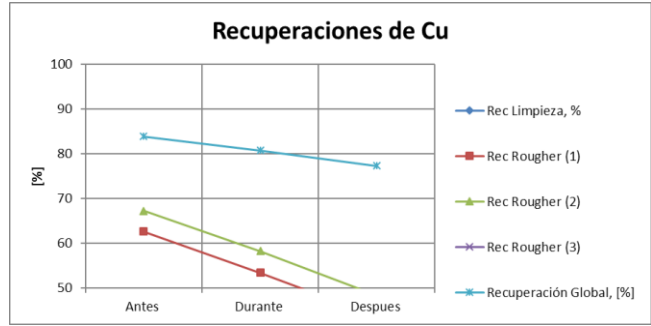
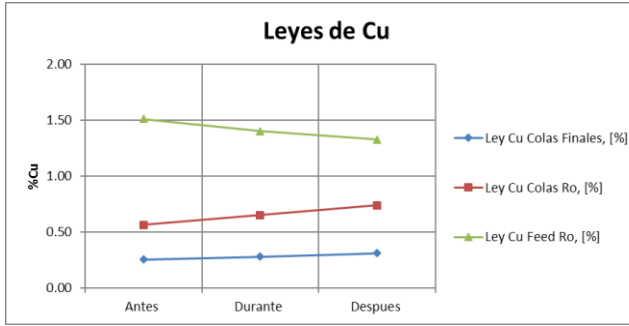


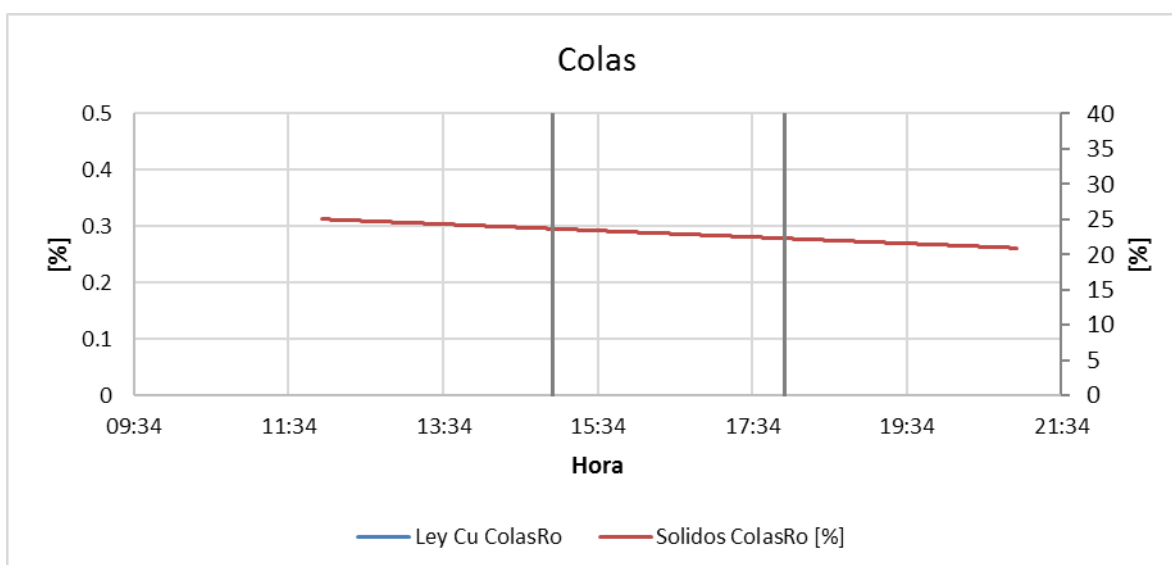
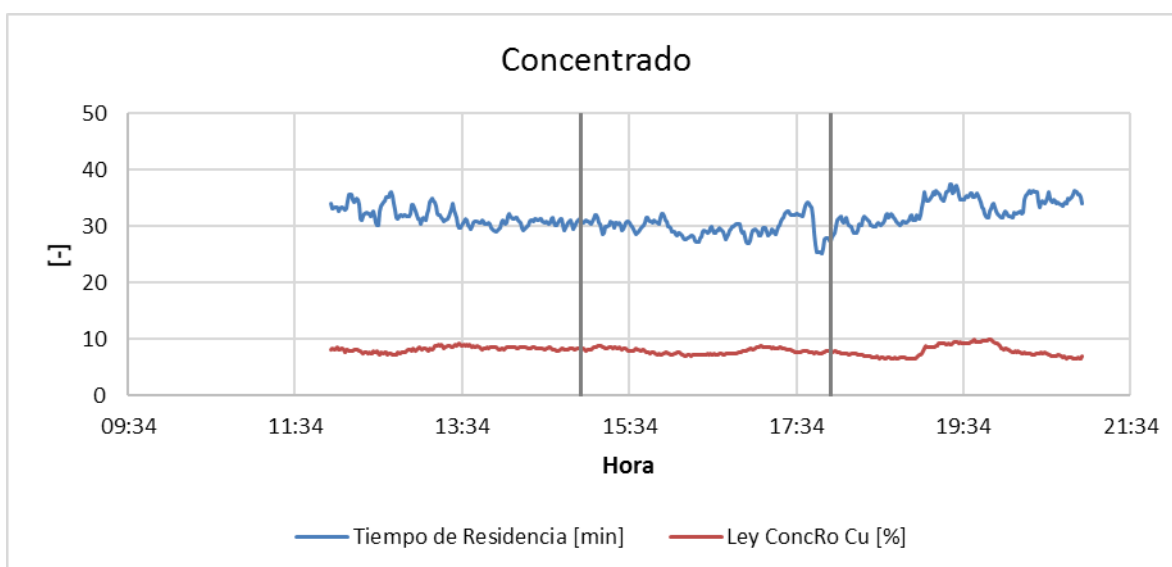


6.13.4. PRUEBA 7 DE ABRIL, 2015

Parámetro	Antes	Durante	Después	Observaciones
Granulometría #100 [%] y P_{80}	Alto	Alto	Normal	
%Sólidos en Alimentación	Normal	Normal	Normal	
Tiempo de Residencia [min]	Normal	Normal	Alto	
pH Alimentación	Normal	Normal	Normal	
Colector Primario [g/ton]	Alto	Alto	Alto	
Colector Secundario [g/ton]	N.D.	N.D.	N.D.	
Espumante [g/ton]	Normal	Normal	Normal	
NaHS [g/ton]	Bajo	Bajo	Bajo	
Ley de Alim. [%]	Alto	Normal	Normal	
%Cu en Concentrado	Normal	Normal	Normal	
Recuperación Cu [%]	Bajo	Bajo	Bajo	
Altura Espuma Banco 1 [cm]	Alto	Alto	Alto	
Altura Espuma Banco 2 [cm]	Alto	Alto	Alto	
Altura Espuma Banco 3 - 4 [cm]	Alto	Alto	Alto	
Velocidad Rebose [cm/s]	Normal	Alto	Alto	
Jg [cm/s]	Normal	Normal	Normal	

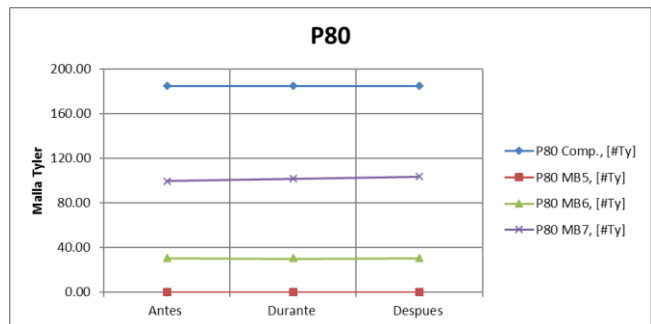
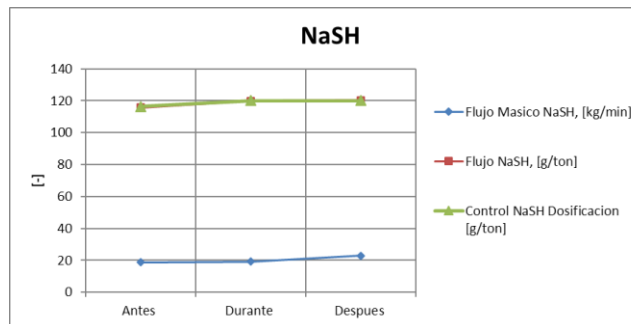
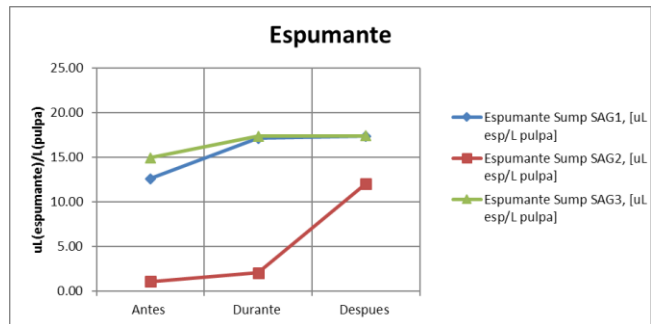
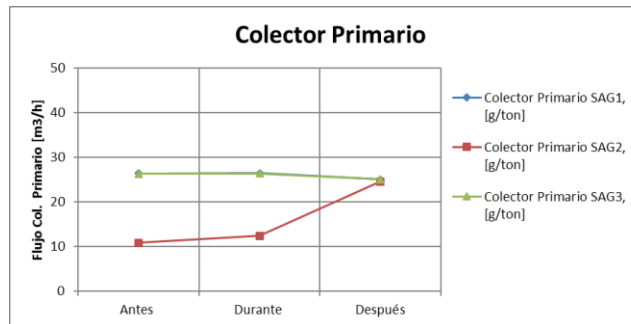


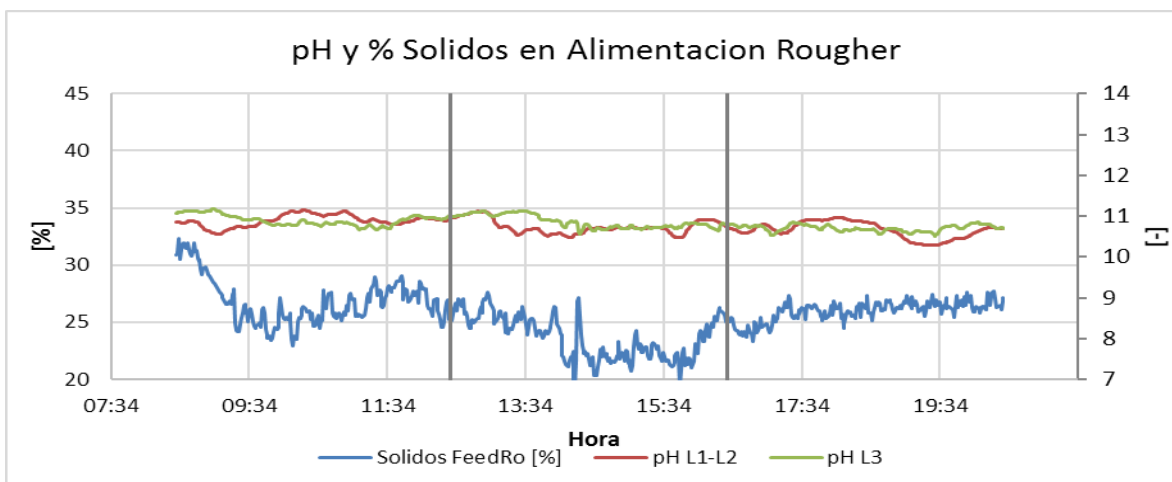
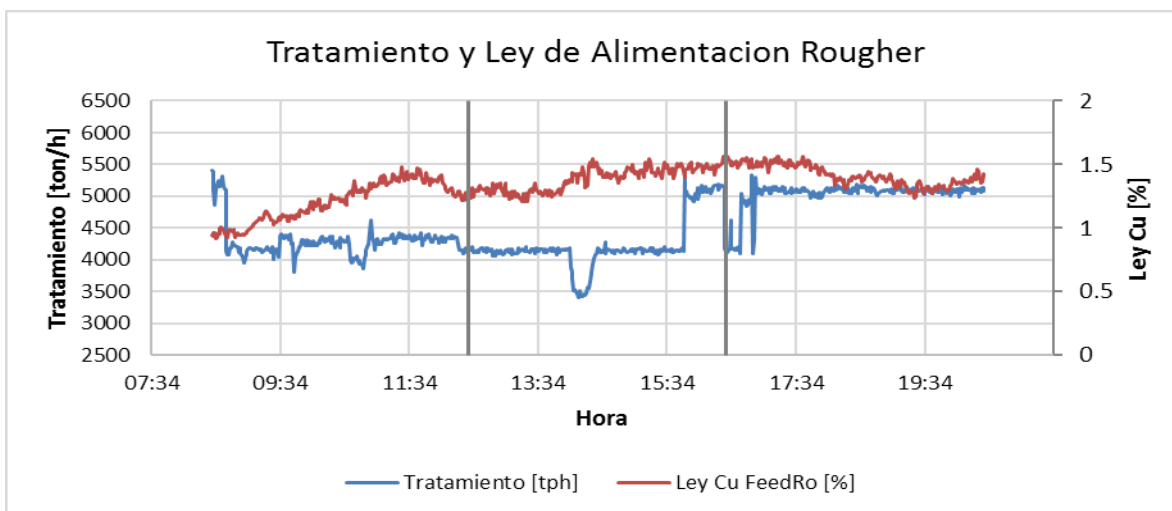
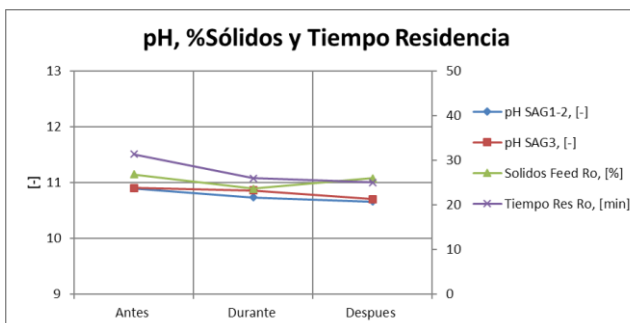
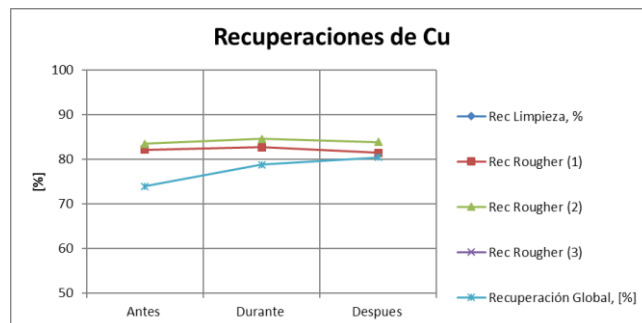
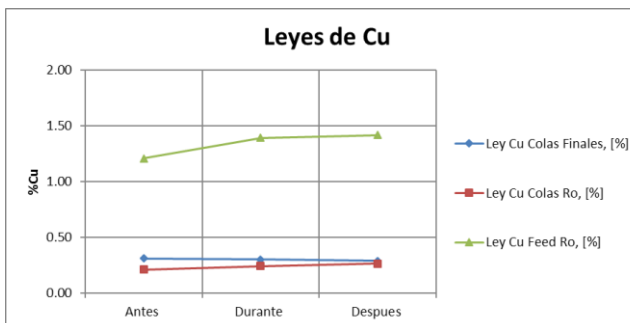


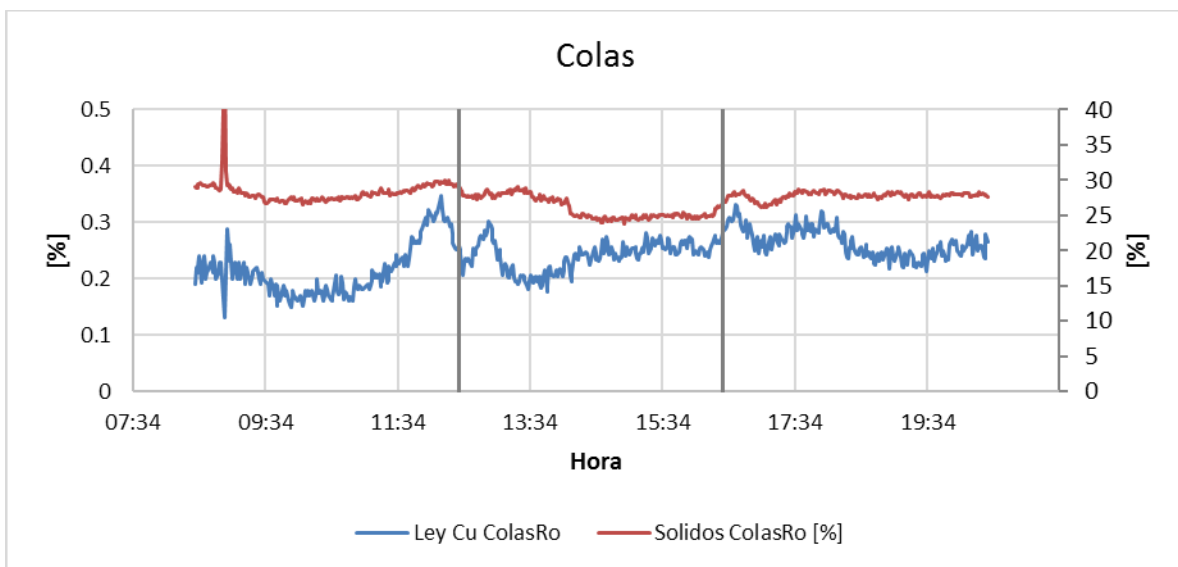
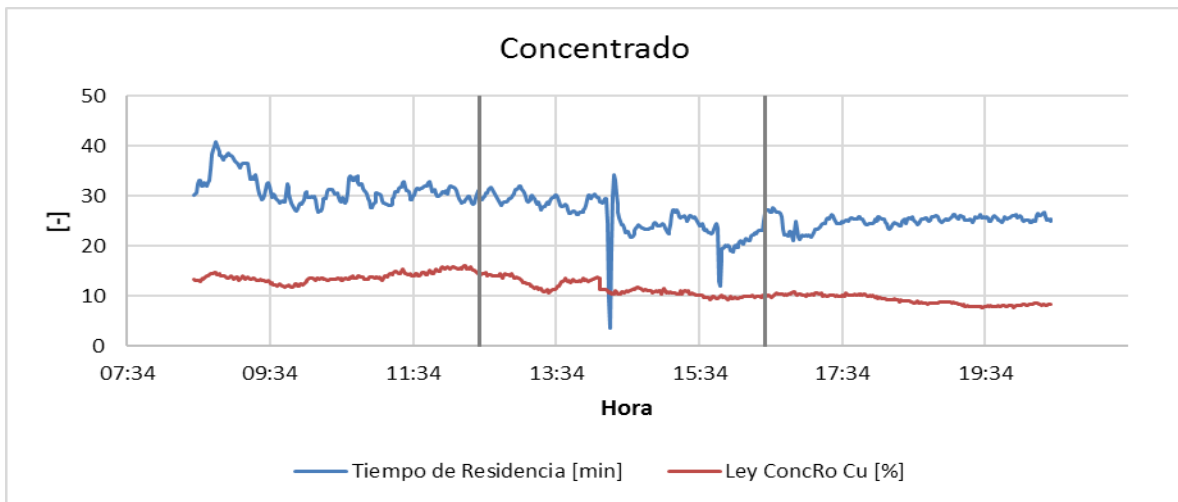
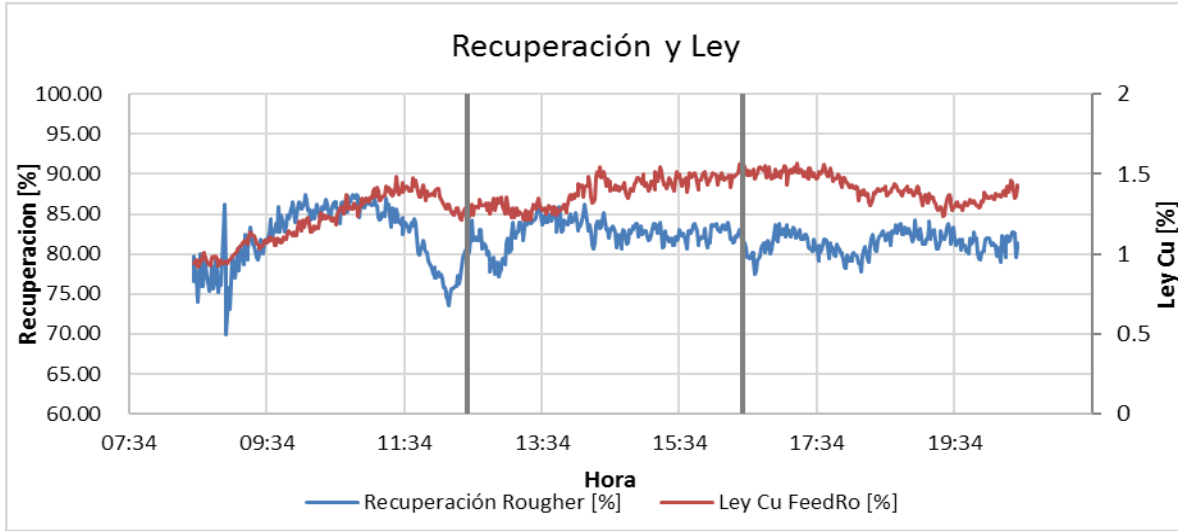


6.13.5. PRUEBA 9 DE ABRIL, 2015

Parámetro	Antes	Durante	Después	Observaciones
Granulometría #100 [%] y P ₈₀	Normal	Normal	Normal	
%Sólidos en Alimentación	Normal	Bajo	Normal	
Tiempo de Residencia [min]	Normal	Normal	Normal	
pH Alimentación	Alto	Alto	Alto	
Colector Primario [g/ton]	Normal	Normal	Normal	
Colector Secundario [g/ton]	N.D.	N.D.	N.D.	
Espumante [g/ton]	Normal	Normal	Alto	
NaHS [g/ton]	Alto	Alto	Alto	
Ley de Alim. [%]	Normal	Normal	Normal	
%Cu en Concentrado	Alto	Alto	Normal	
Recuperación Cu [%]	Normal	Normal	Normal	
Altura Espuma Banco 1 [cm]	Alto	Alto	Alto	
Altura Espuma Banco 2 [cm]	Alto	Alto	Alto	
Altura Espuma Banco 3 - 4 [cm]	Normal	Normal	Alto	
Velocidad Rebose [cm/s]	Alto	Alto	Alto	
Jg [cm/s]	Normal	Normal	Normal	

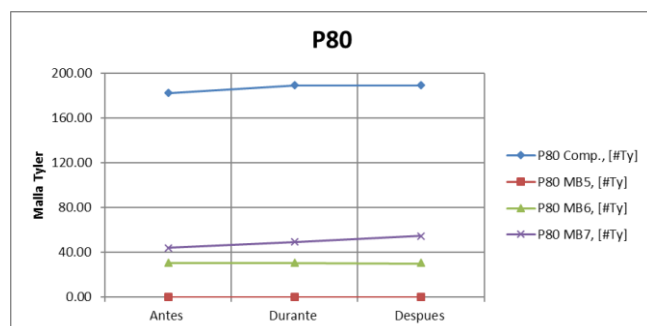
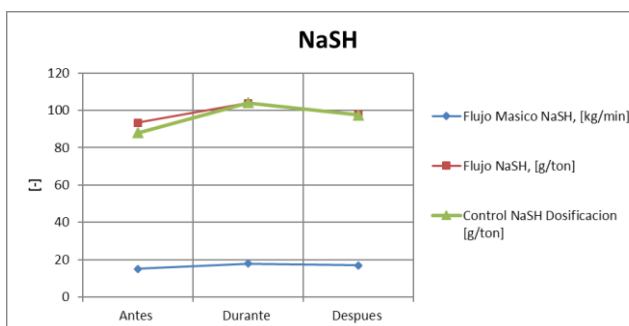
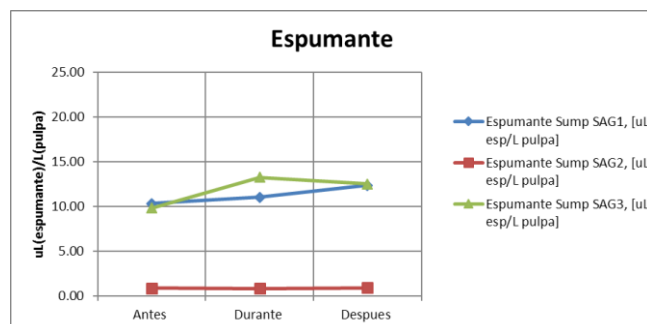
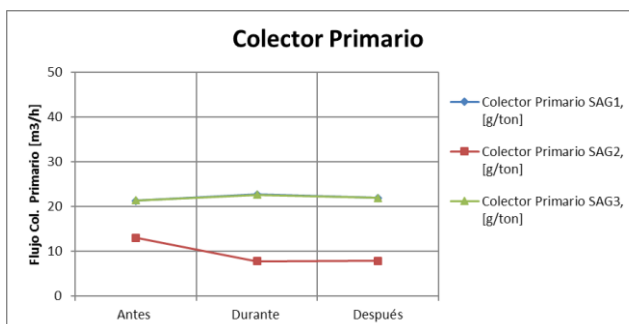


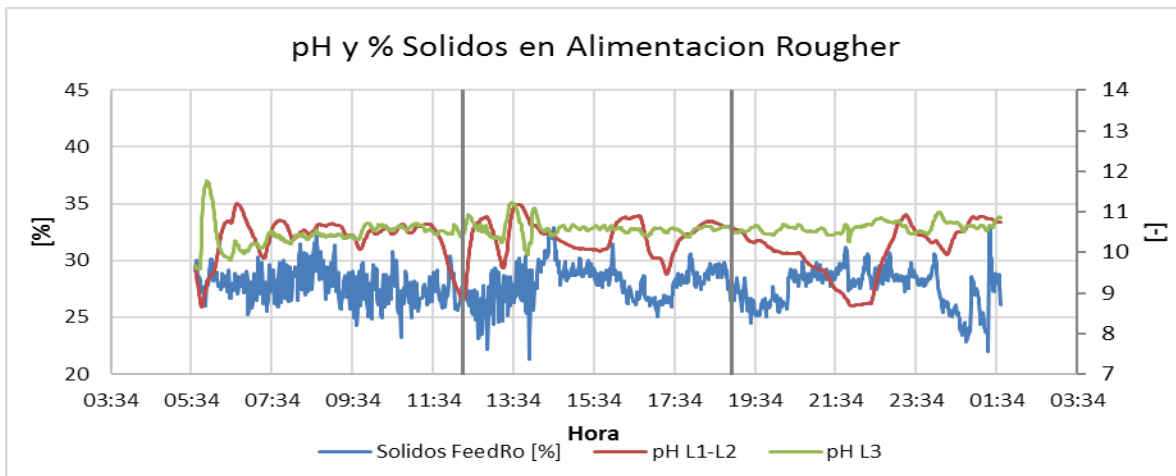
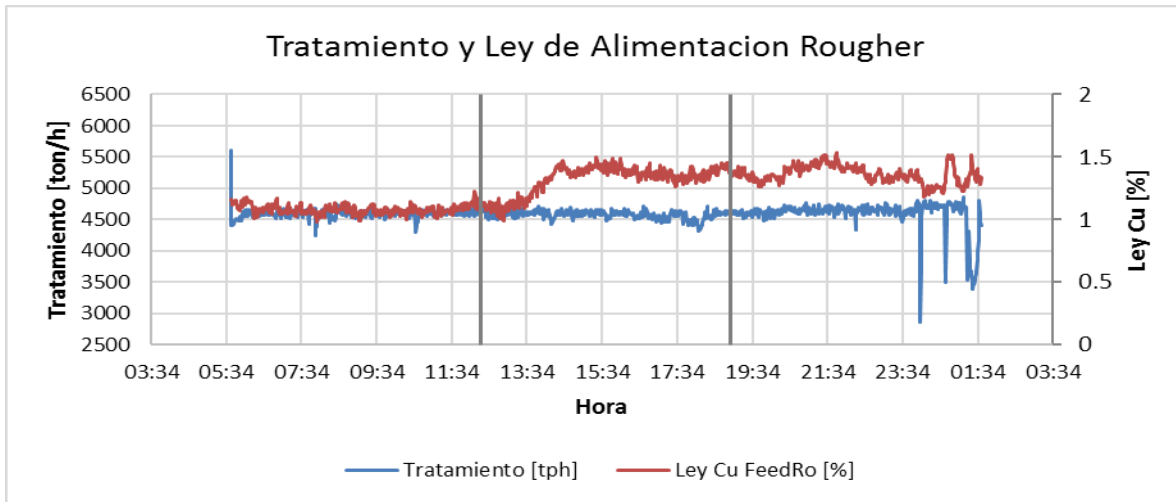
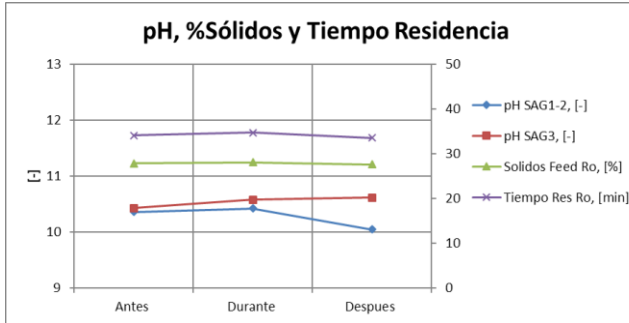
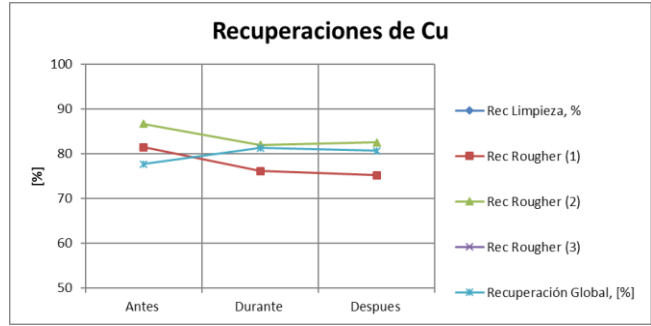
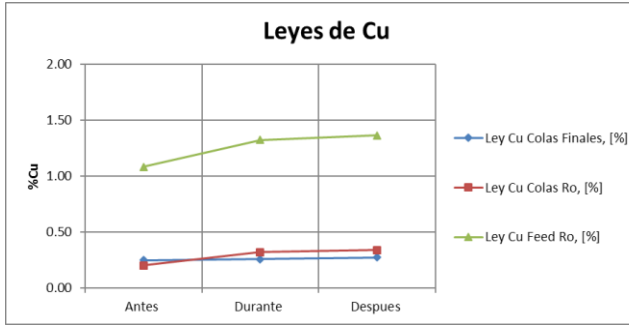


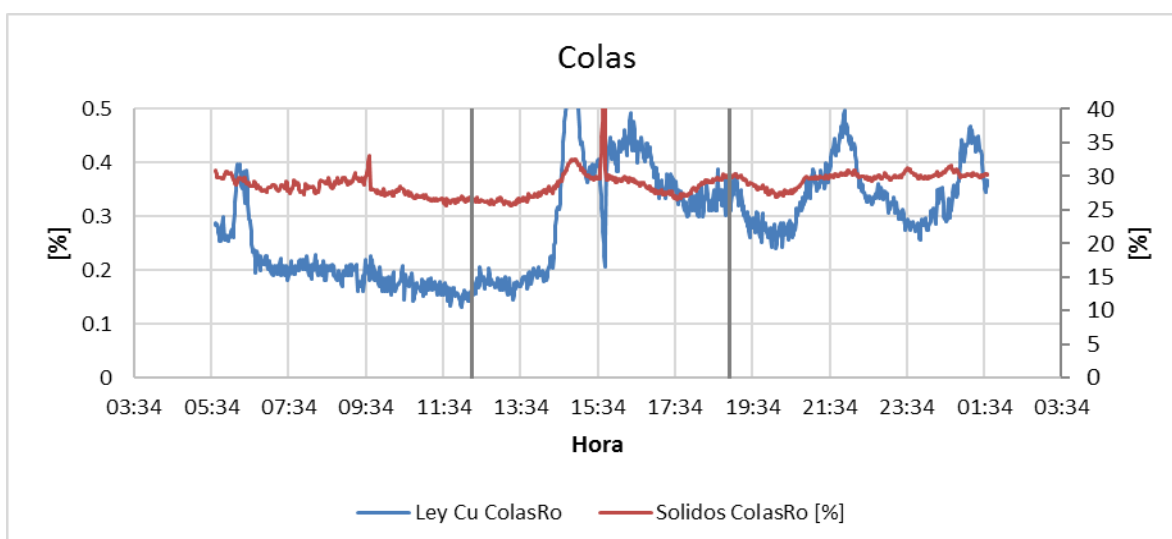
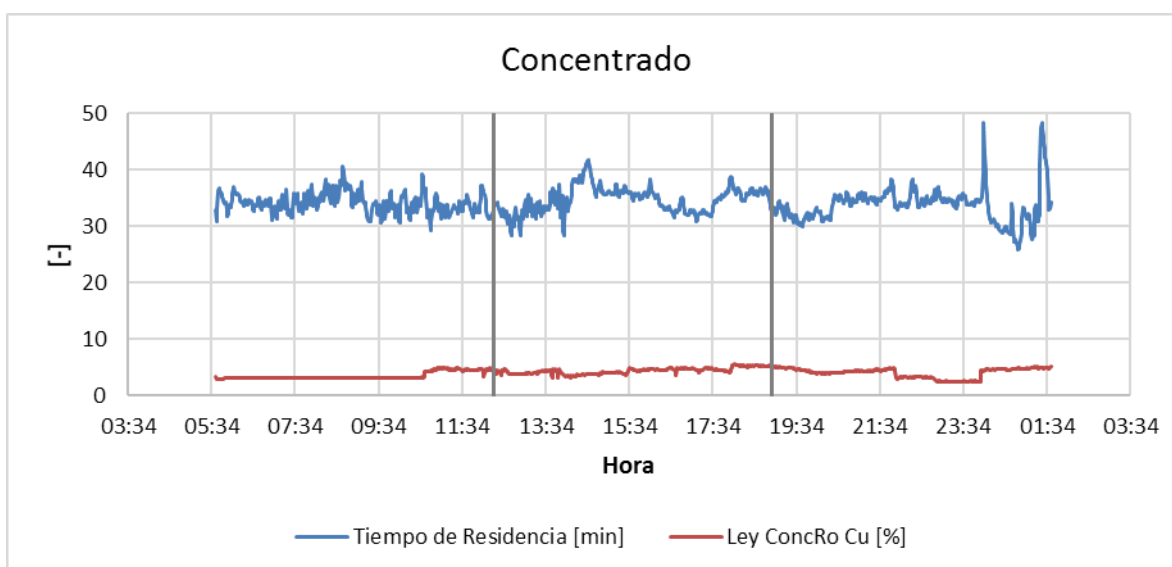
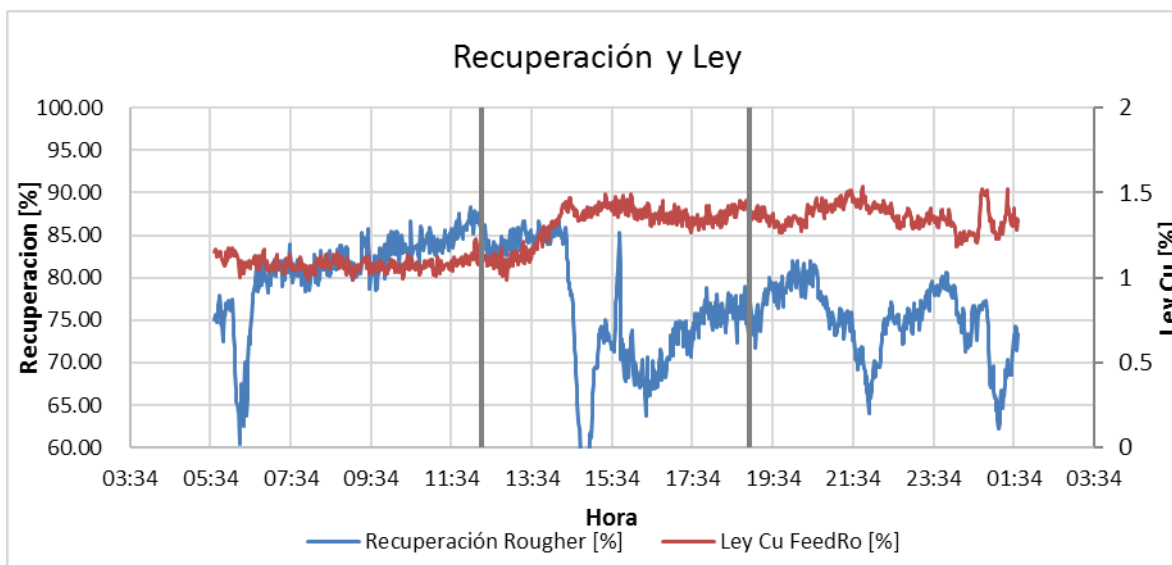


6.13.6. PRUEBA 15 DE ABRIL, 2015

Parámetro	Antes	Durante	Después	Observaciones
Granulometría #100 [%] y P_{80}	Normal	Normal	Normal	
%Sólidos en Alimentación	Normal	Normal	Normal	
Tiempo de Residencia [min]	Alto	Alto	Alto	
pH Alimentación	Alto	Alto	Alto	
Colector Primario [g/ton]	Bajo	Bajo	Bajo	
Colector Secundario [g/ton]	N.D.	N.D.	N.D.	
Espumante [g/ton]	Bajo	Bajo	Bajo	
NaHS [g/ton]	Normal	Normal	Normal	
Ley de Alim. [%]	Normal	Normal	Normal	
%Cu en Concentrado	Bajo	Bajo	Bajo	
Recuperación Cu [%]	Normal	Bajo	Bajo	
Altura Espuma Banco 1 [cm]	Alto	Alto	Alto	
Altura Espuma Banco 2 [cm]	Alto	Alto	Alto	
Altura Espuma Banco 3 - 4 [cm]	Normal	Normal	Normal	
Velocidad Rebose [cm/s]	Alto	Normal	Normal	
Jg [cm/s]	Bajo	Bajo	Bajo	

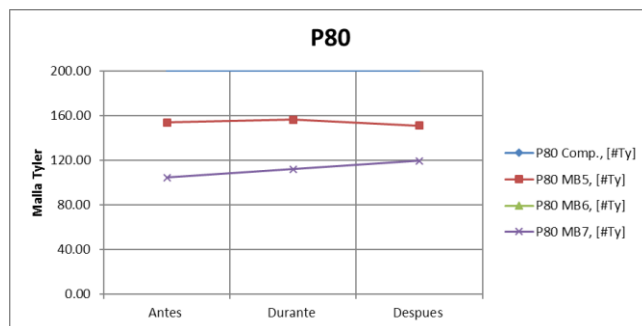
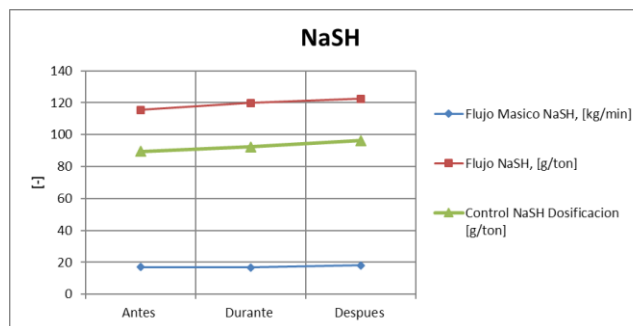
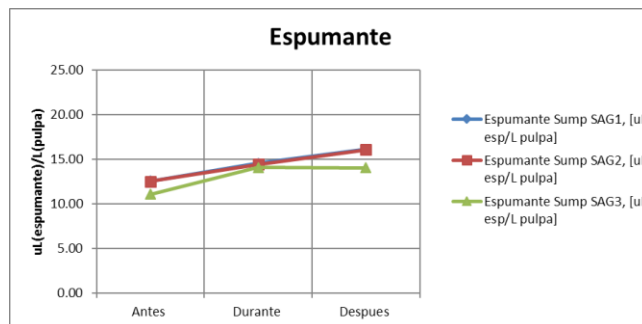
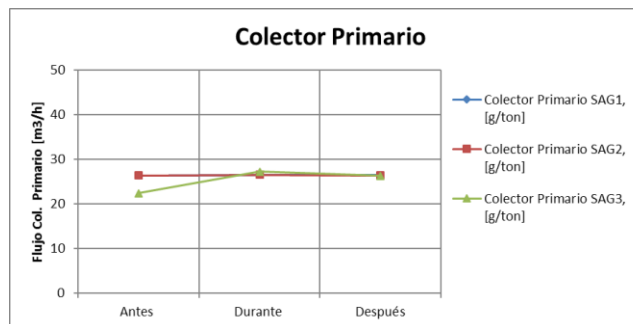


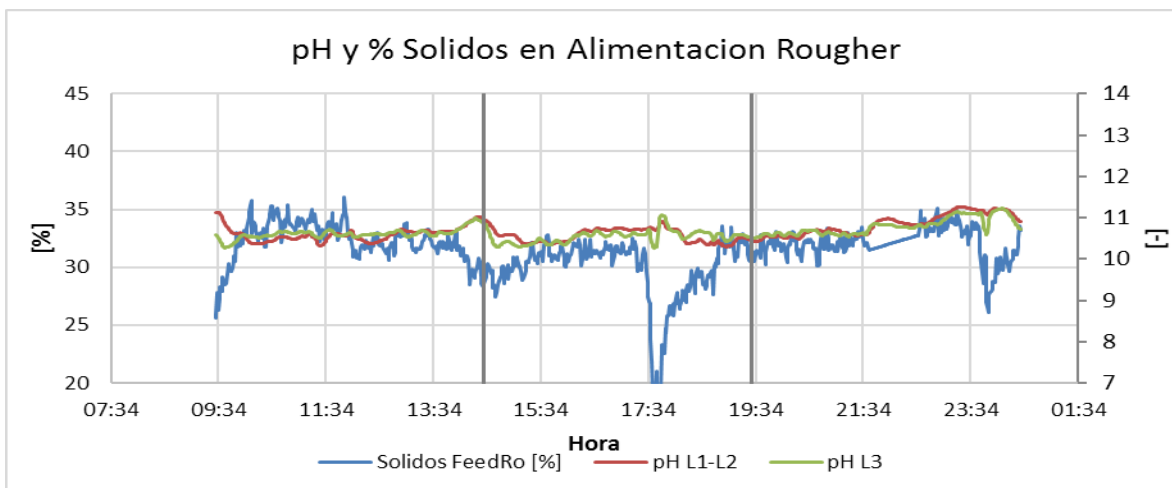
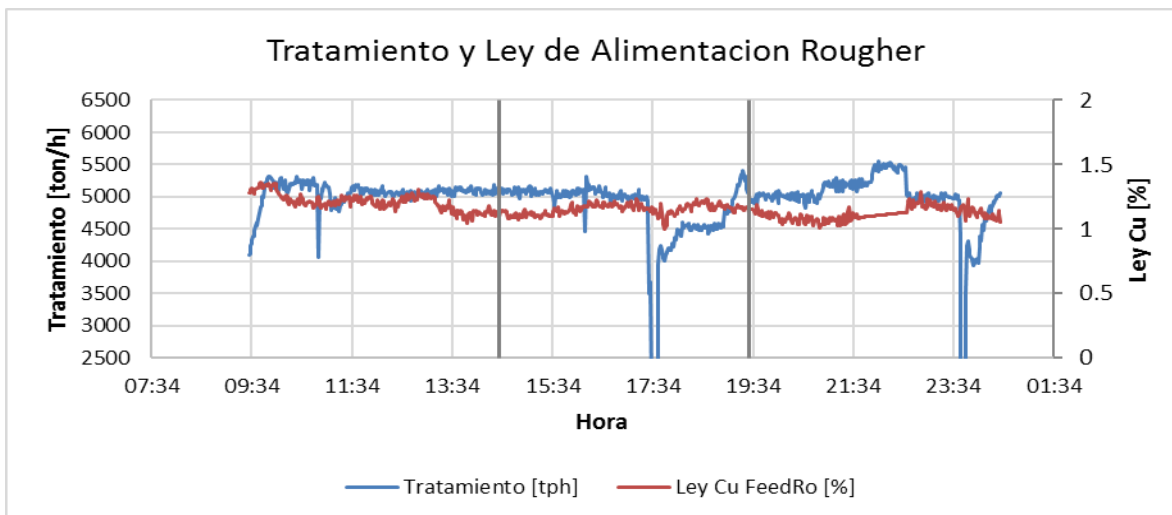
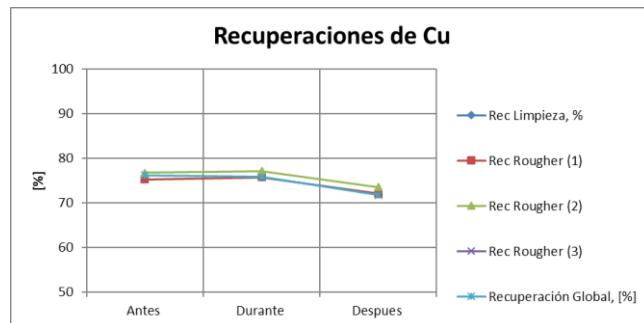
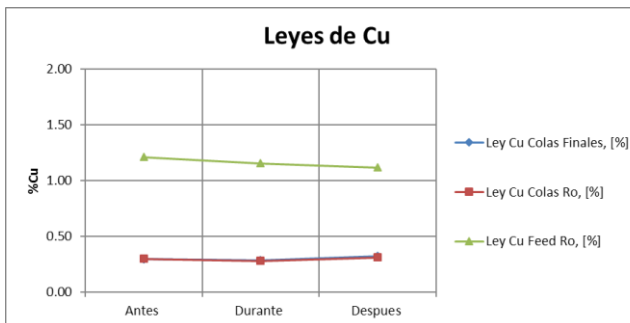
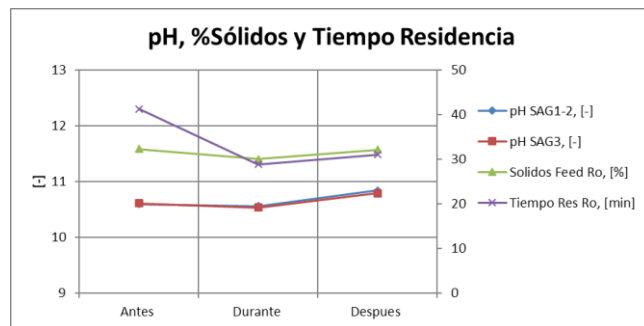
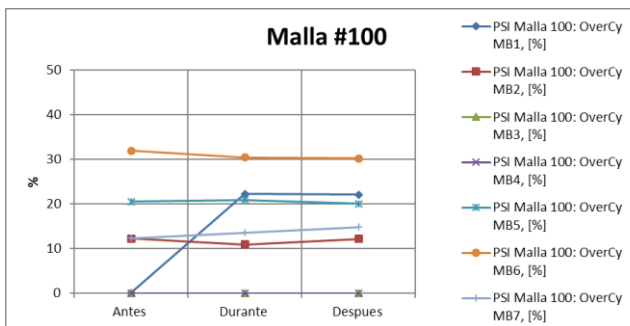


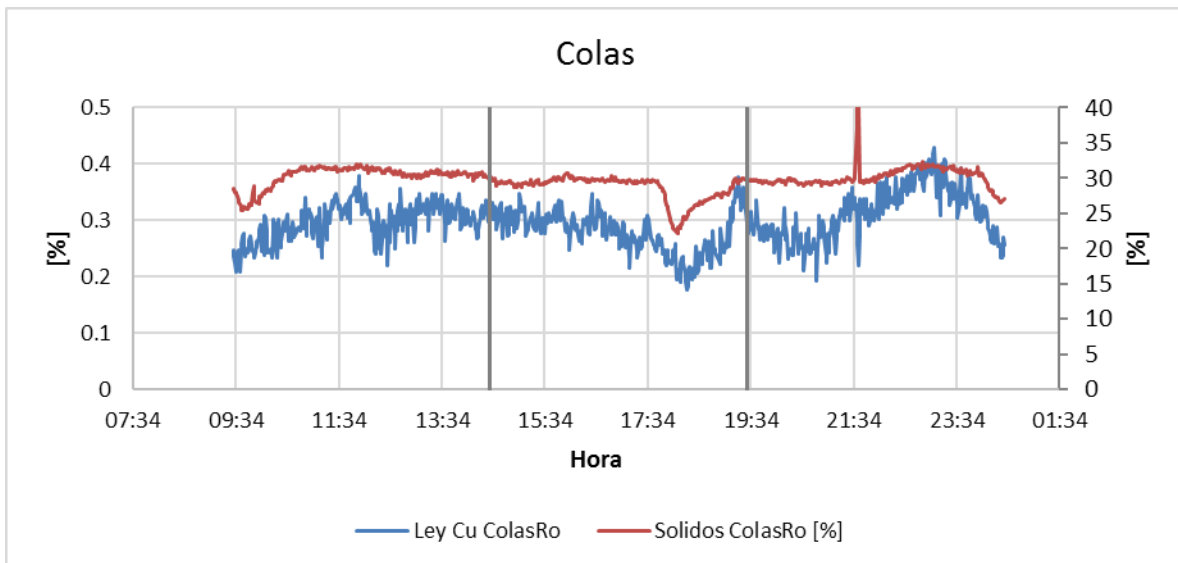
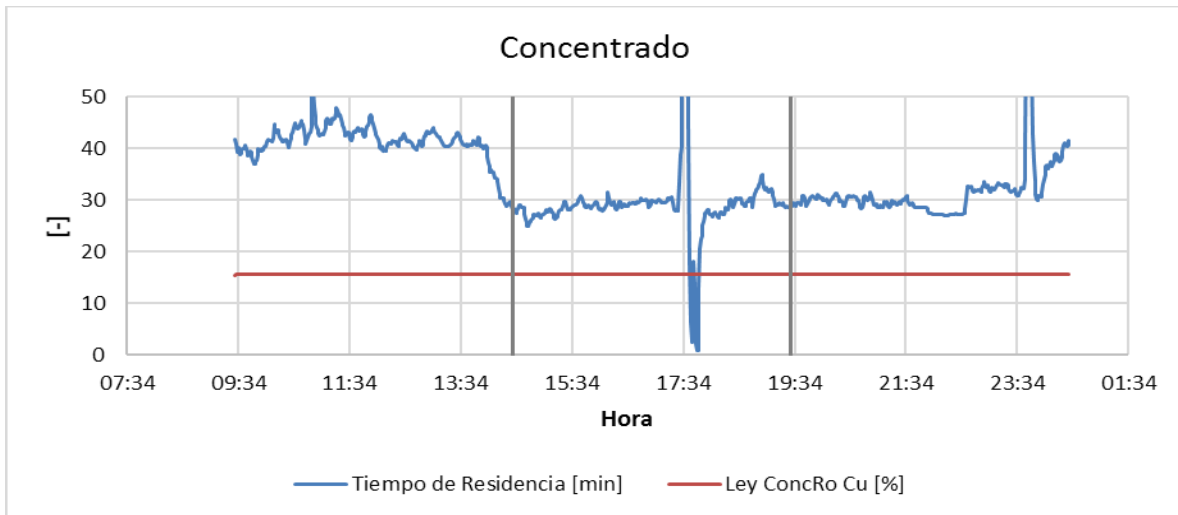
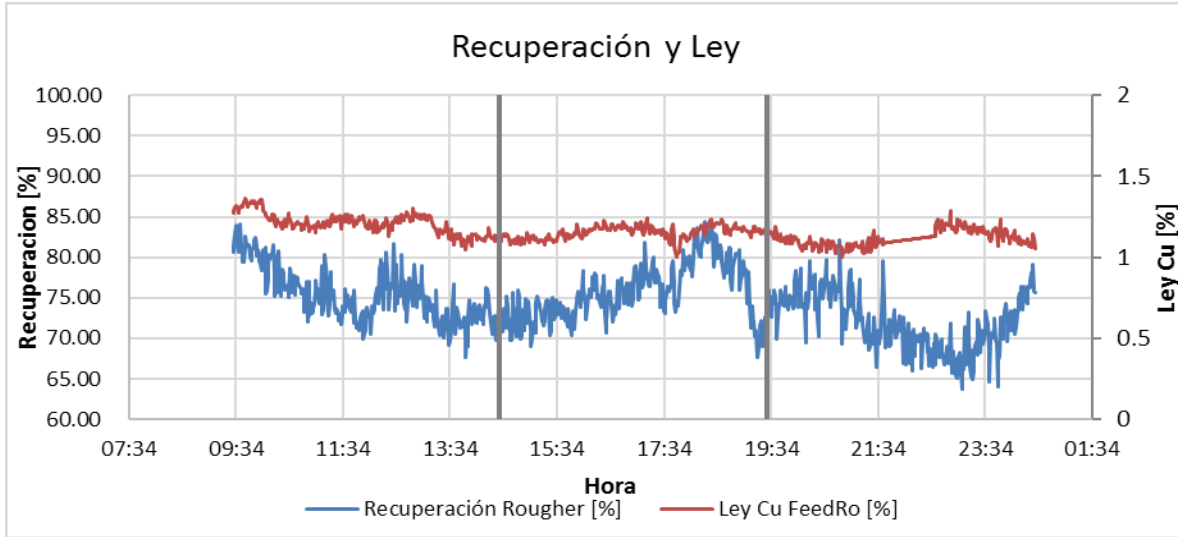


6.13.7. PRUEBA 21 DE ABRIL, 2015

Parámetro	Antes	Durante	Después	Observaciones
Granulometría #100 [%] y P ₈₀	Normal	Normal	Normal	
%Sólidos en Alimentación	Alto	Normal	Alto	
Tiempo de Residencia [min]	Alto	Normal	Normal	
pH Alimentación	Alto	Alto	Alto	
Colector Primario [g/ton]	Normal	Normal	Normal	
Colector Secundario [g/ton]	N.D.	N.D.	N.D.	
Espumante [g/ton]	Normal	Normal	Alto	
NaHS [g/ton]	Alto	Alto	Alto	
Ley de Alim. [%]	Normal	Normal	Normal	
%Cu en Concentrado	Alto	Alto	Alto	
Recuperación Cu [%]	Bajo	Bajo	Bajo	
Altura Espuma Banco 1 [cm]	Alto	Alto	Alto	
Altura Espuma Banco 2 [cm]	Alto	Alto	Alto	
Altura Espuma Banco 3 - 4 [cm]	Normal	Normal	Normal	
Velocidad Rebose [cm/s]	Alto	Alto	Alto	
Jg [cm/s]	Bajo	Bajo	Bajo	

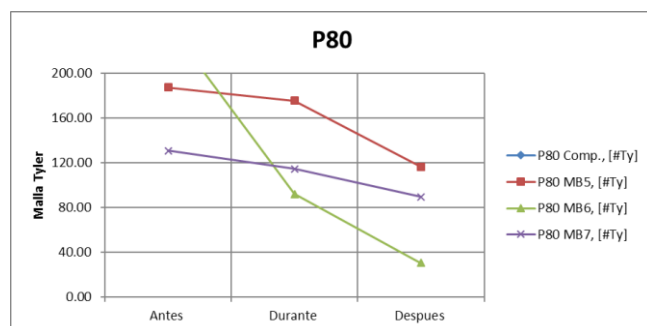
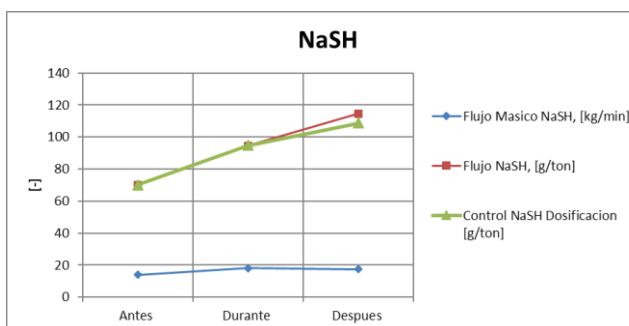
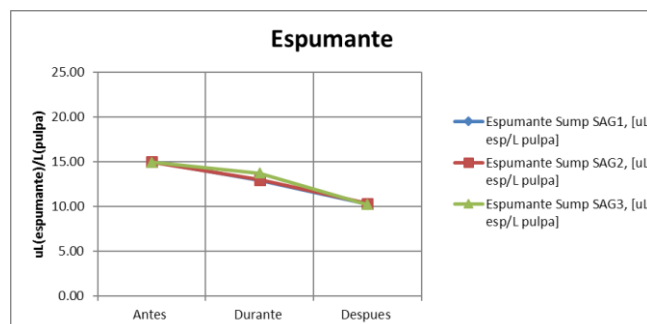
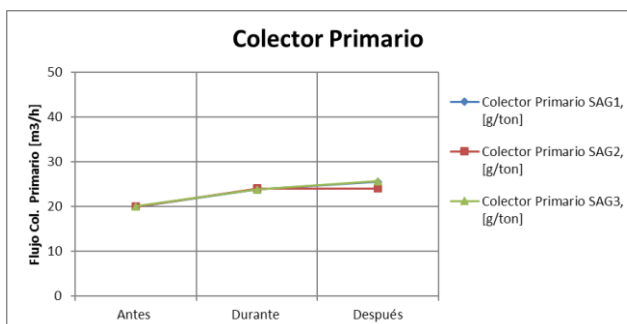


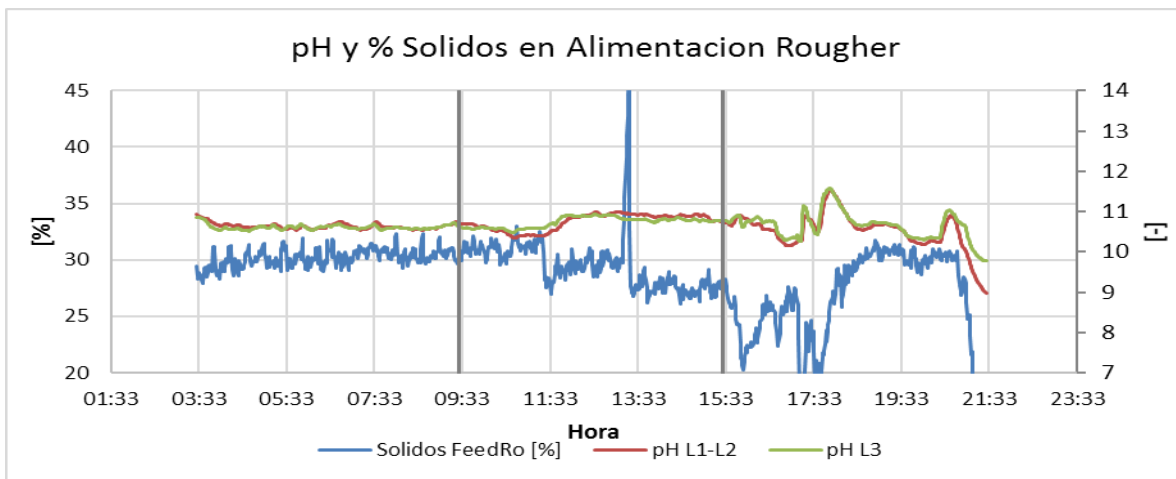
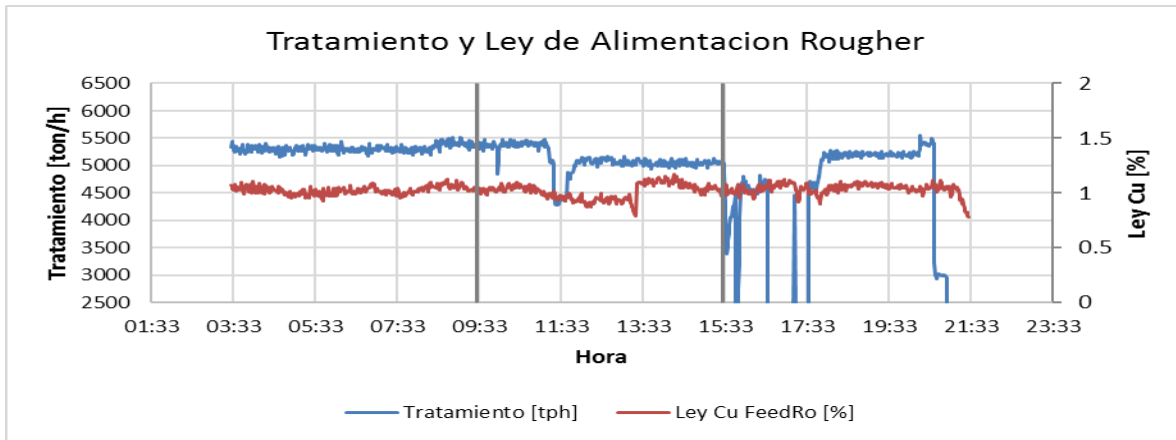
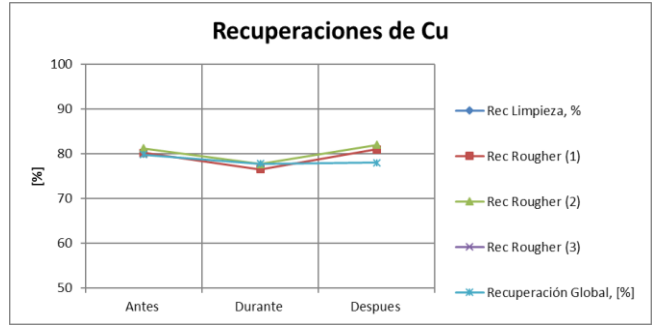
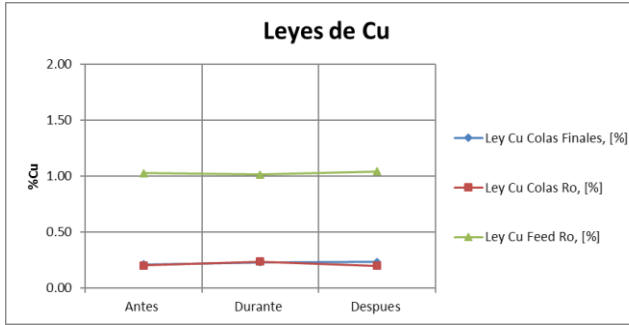
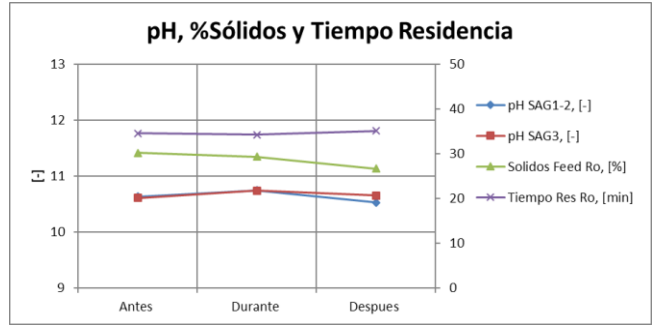
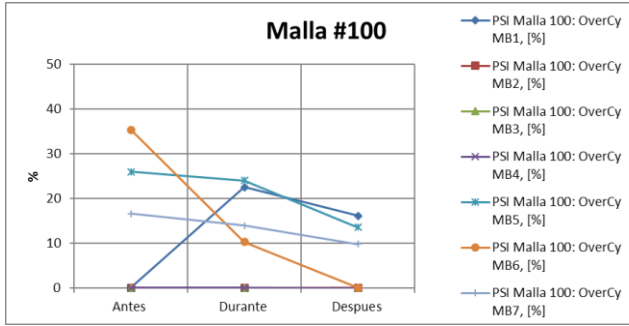


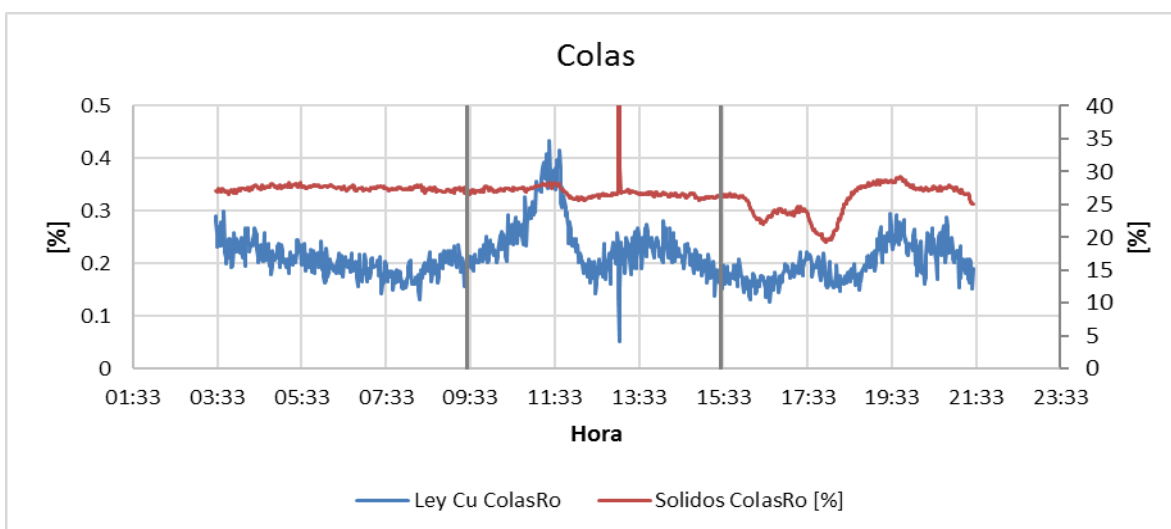
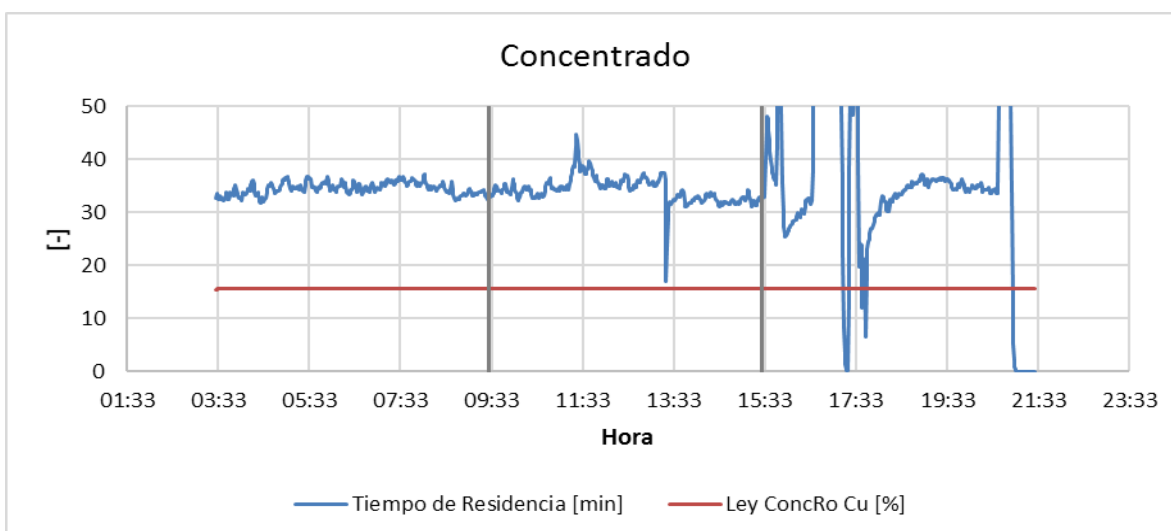
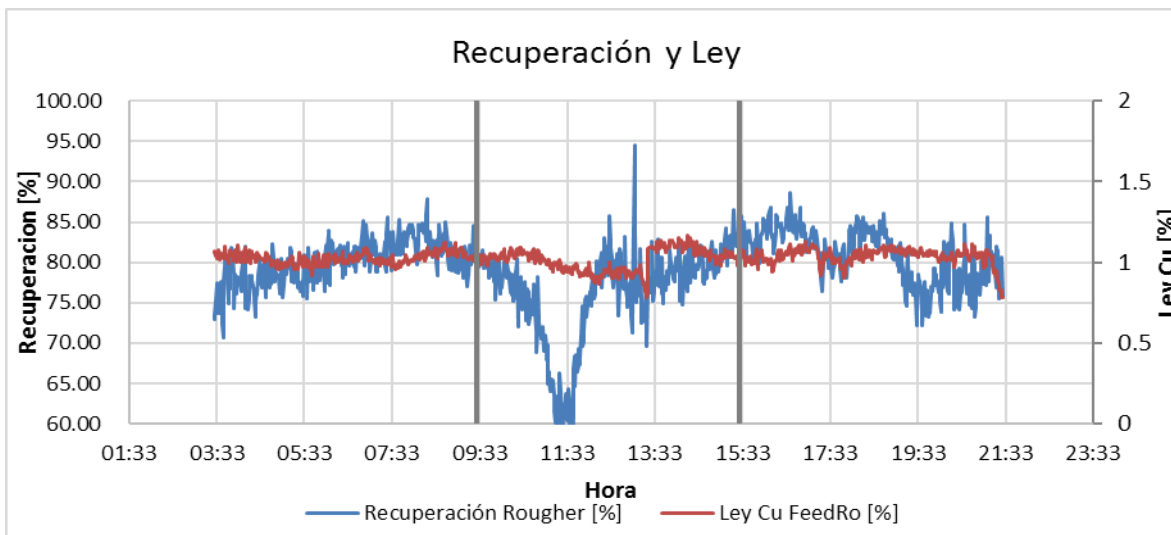


6.13.8. PRUEBA 23 DE ABRIL, 2015

Parámetro	Antes	Durante	Después	Observaciones
Granulometría #100 [%] y P_{80}	Normal	Normal	Normal	
%Sólidos en Alimentación	Normal	Normal	Normal	
Tiempo de Residencia [min]	Alto	Alto	Alto	
pH Alimentación	Alto	Alto	Alto	
Colector Primario [g/ton]	Bajo	Normal	Normal	
Colector Secundario [g/ton]	N.D.	N.D.	N.D.	
Espumante [g/ton]	Normal	Normal	Normal	
NaHS [g/ton]	Bajo	Normal	Alto	
Ley de Alim. [%]	Normal	Normal	Normal	
%Cu en Concentrado	Alto	Alto	Alto	
Recuperación Cu [%]	Normal	Bajo	Normal	
Altura Espuma Banco 1 [cm]	Alto	Alto	Alto	
Altura Espuma Banco 2 [cm]	Alto	Alto	Alto	
Altura Espuma Banco 3 - 4 [cm]	Alto	Alto	Normal	
Velocidad Rebose [cm/s]	Alto	Normal	Bajo	
Jg [cm/s]	Bajo	Bajo	Normal	

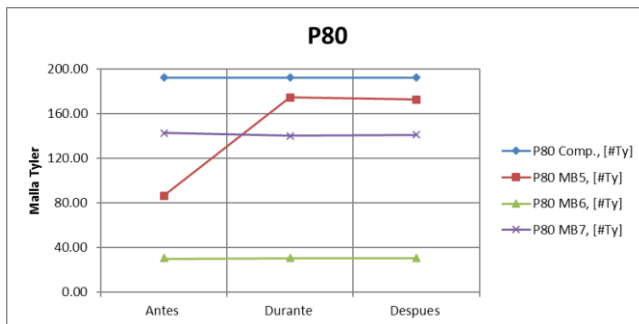
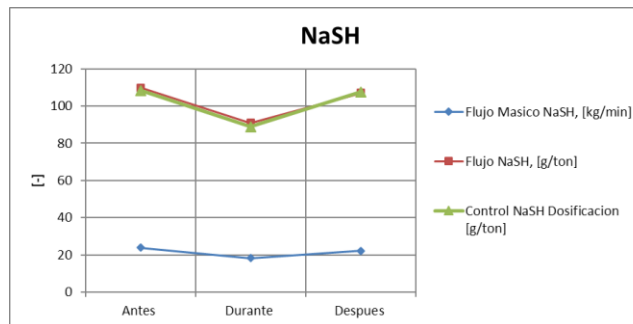
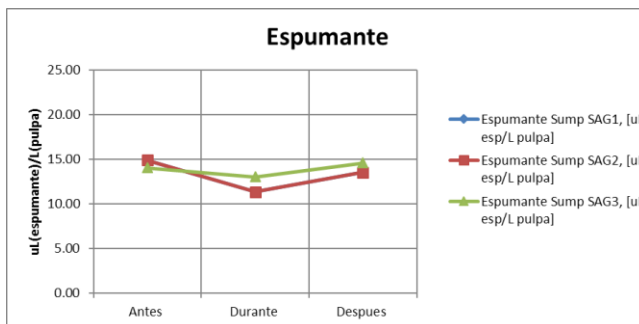
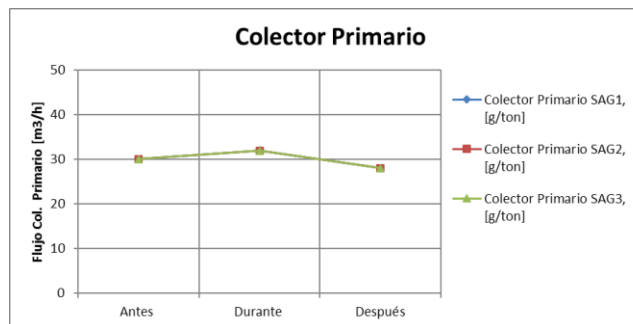


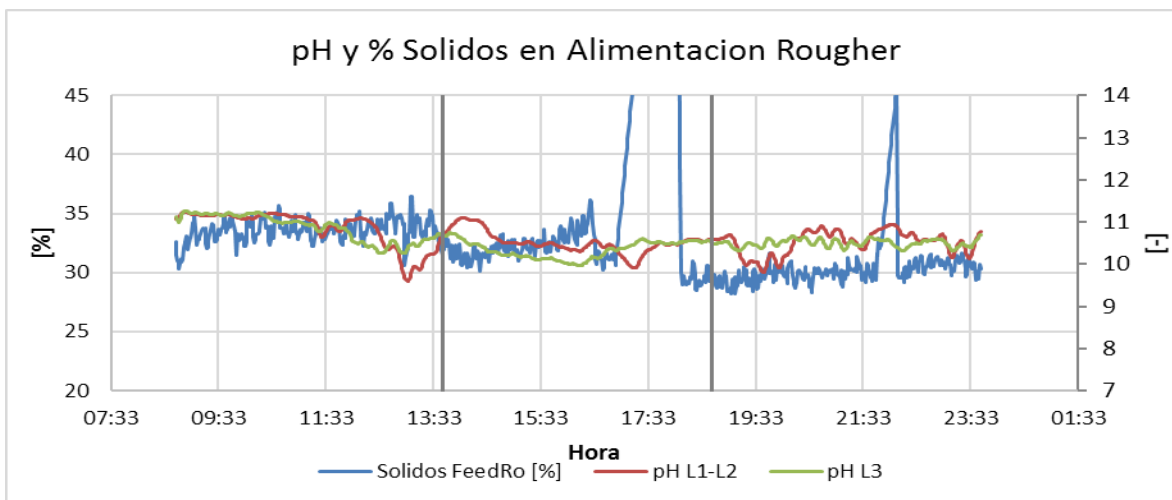
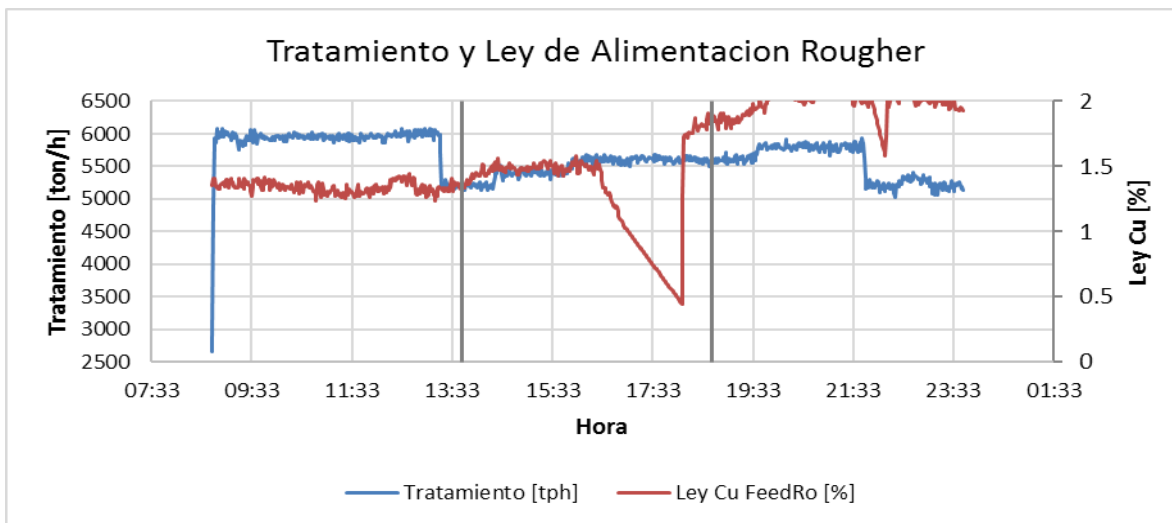
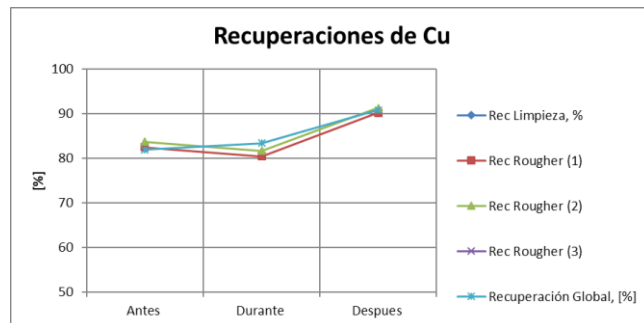
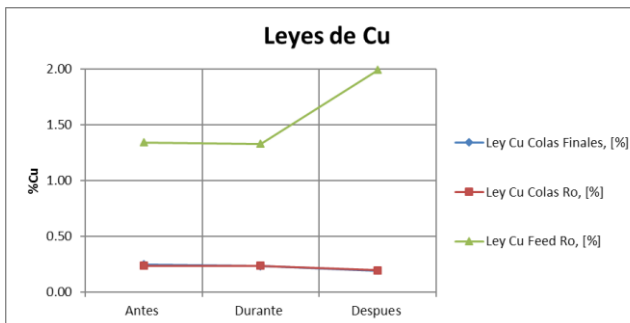
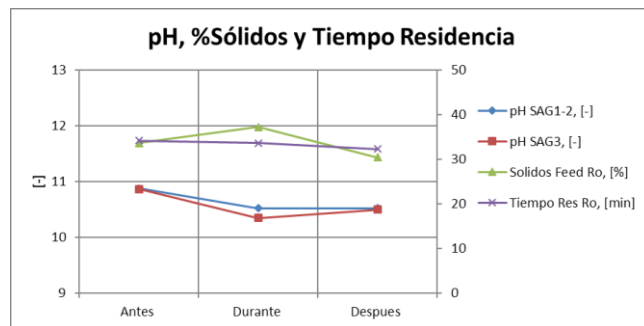
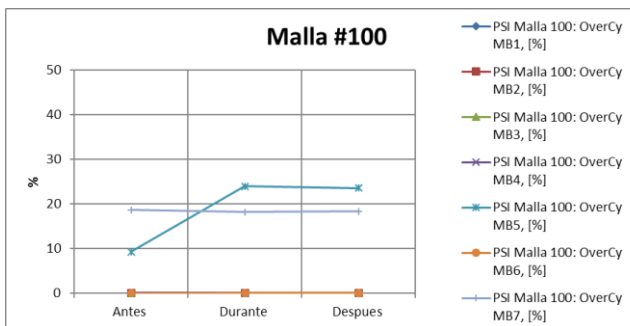


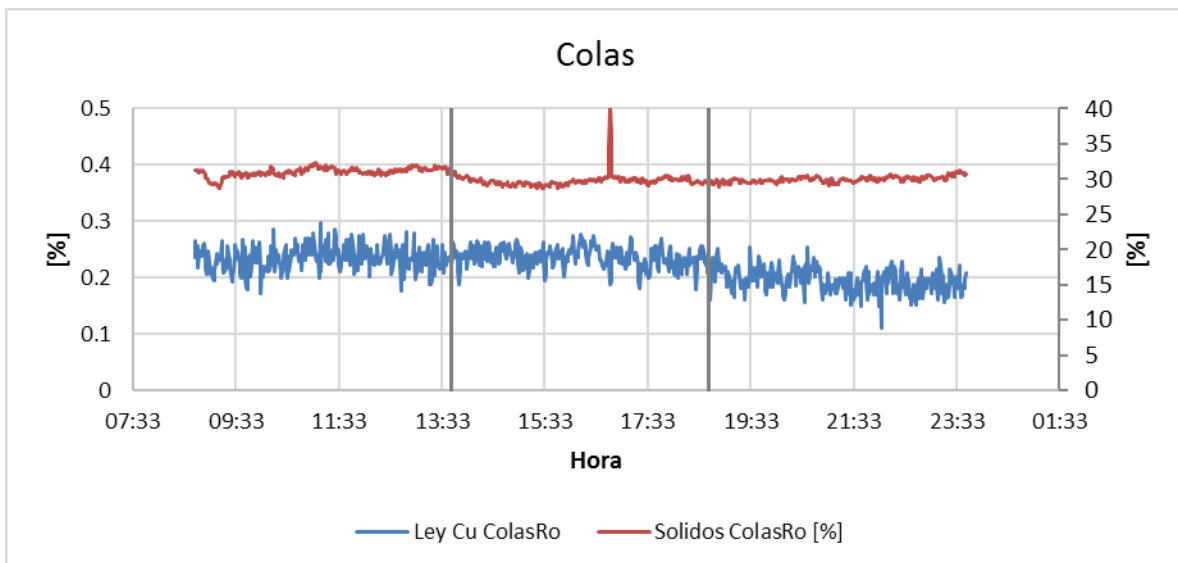
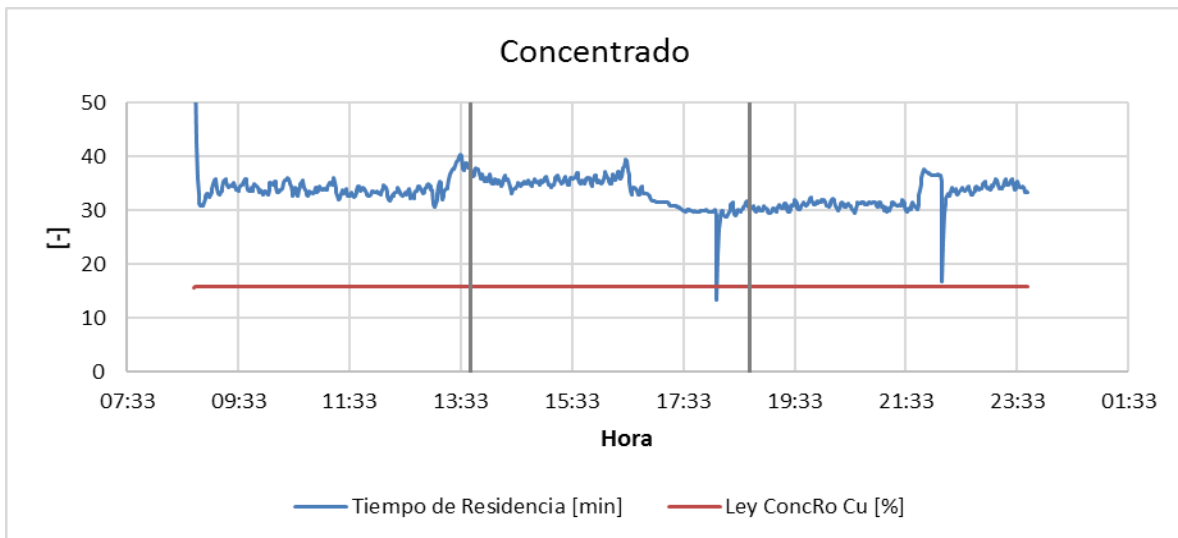
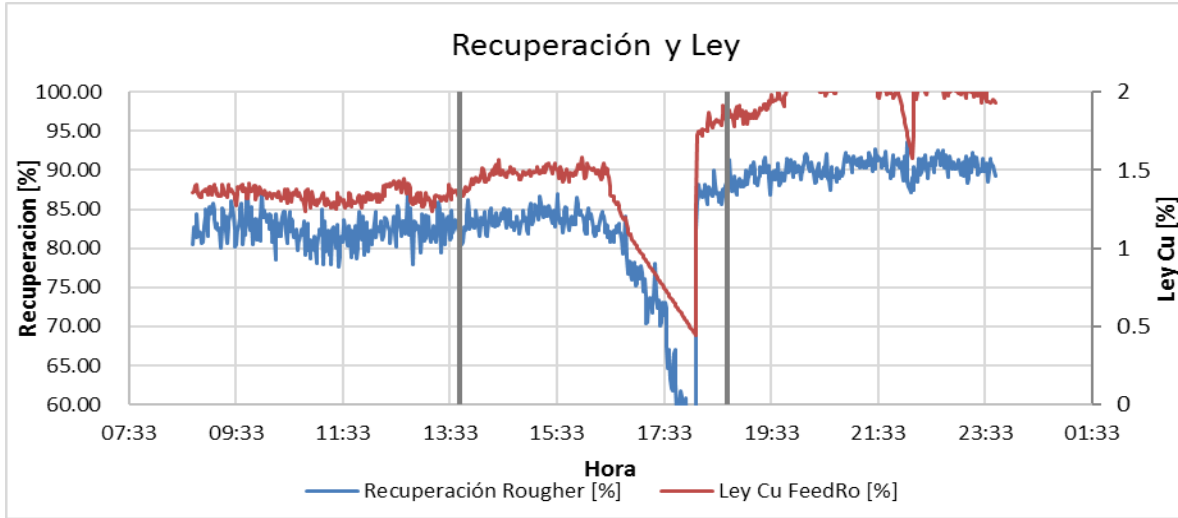


6.13.9. PRUEBA 27 DE ABRIL, 2015 (DESCARTADA)

Parámetro	Antes	Durante	Después	Observaciones
Granulometría #100 [%] y P ₈₀	Normal	Normal	Normal	
%Sólidos en Alimentación	Alto	Alto	Normal	
Tiempo de Residencia [min]	Alto	Alto	Alto	
pH Alimentación	Alto	Alto	Alto	
Colector Primario [g/ton]	Normal	Normal	Normal	
Colector Secundario [g/ton]	N.D.	N.D.	N.D.	
Espumante [g/ton]	Normal	Normal	Normal	
NaHS [g/ton]	Normal	Normal	Normal	
Ley de Alim. [%]	Normal	Normal	Alto	
%Cu en Concentrado	Alto	Alto	Alto	
Recuperación Cu [%]	Normal	Normal	Alto	
Altura Espuma Banco 1 [cm]	Alto	Alto	Alto	
Altura Espuma Banco 2 [cm]	Alto	Alto	Alto	
Altura Espuma Banco 3 - 4 [cm]	Alto	Normal	Normal	
Velocidad Rebose [cm/s]	Alto	Normal	Normal	
Jg [cm/s]	Bajo	Bajo	Bajo	

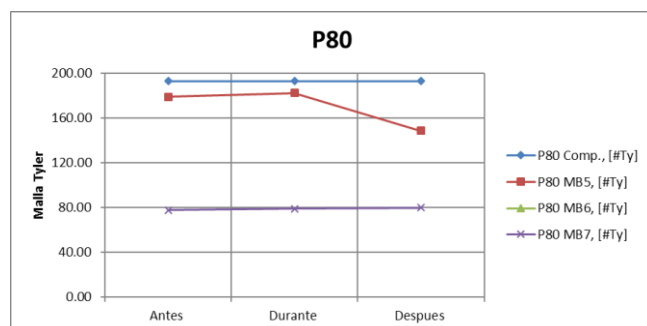
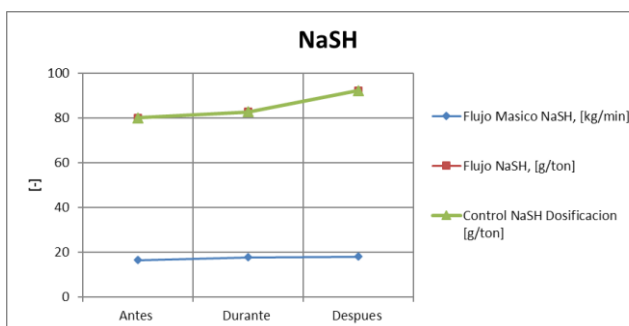
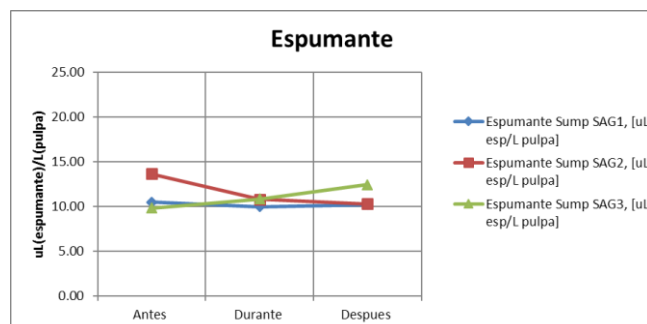
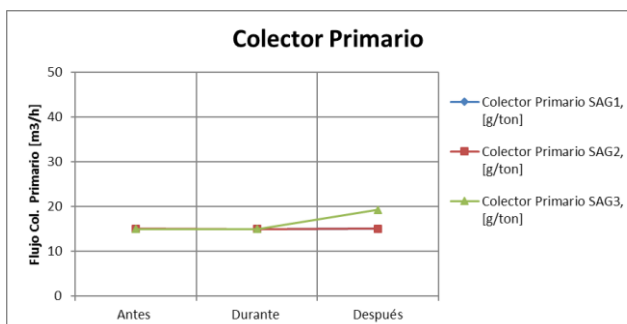


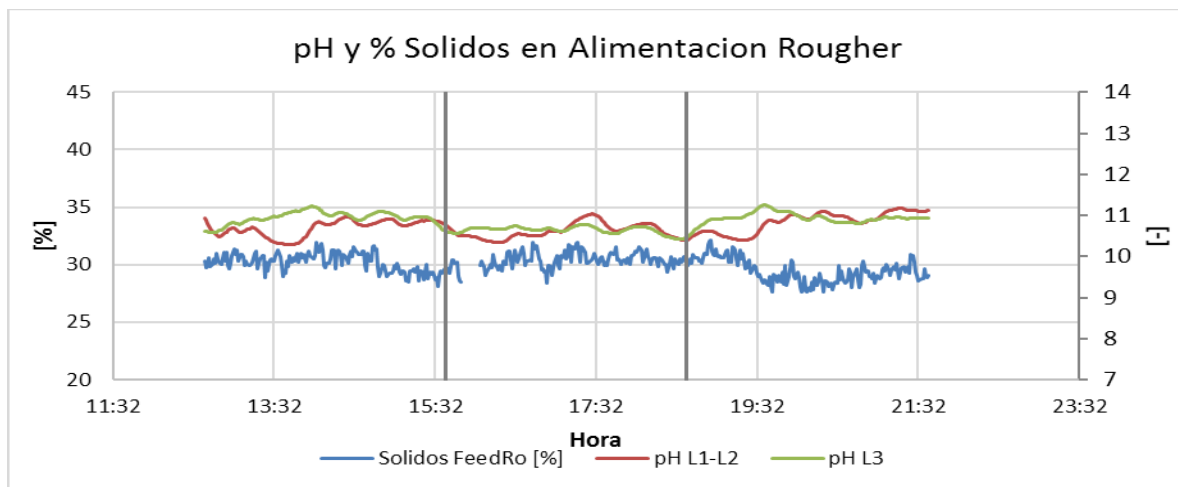
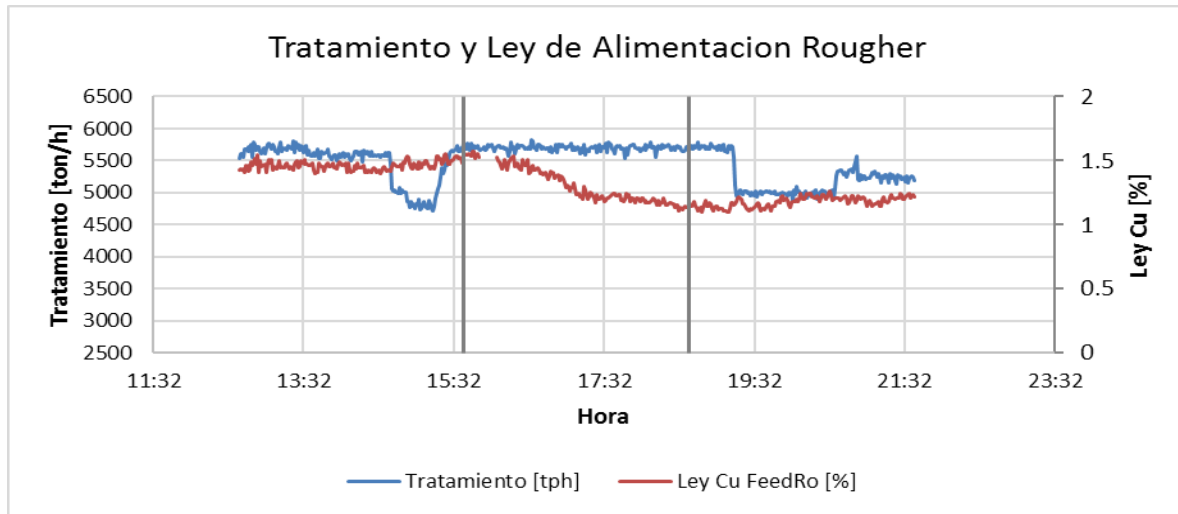
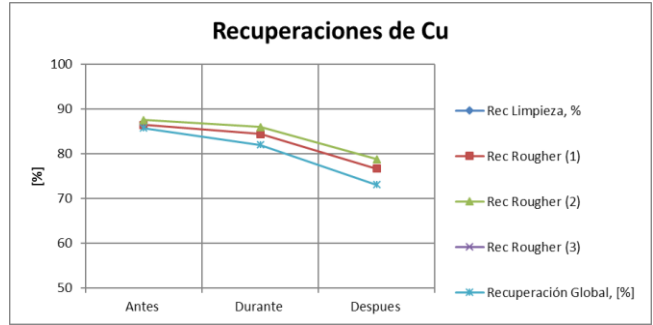
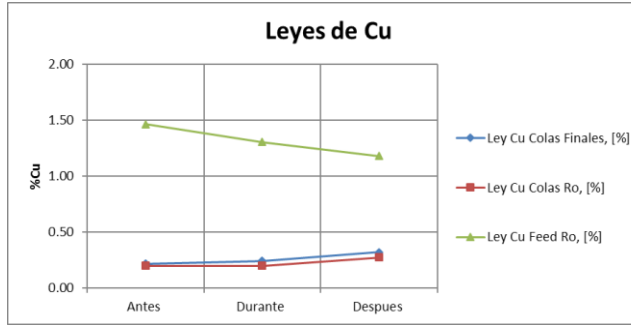
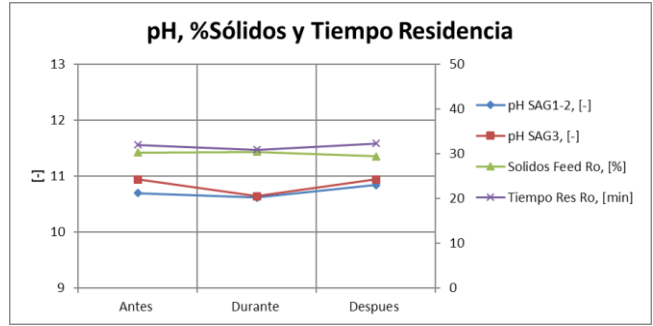
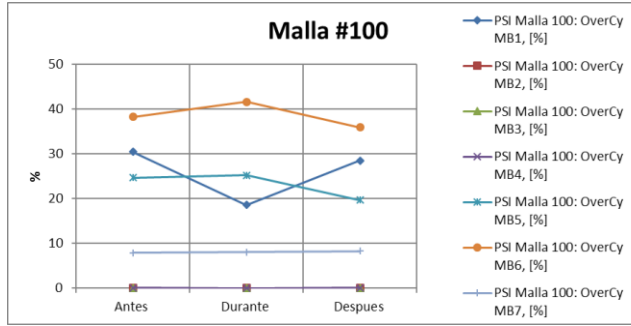


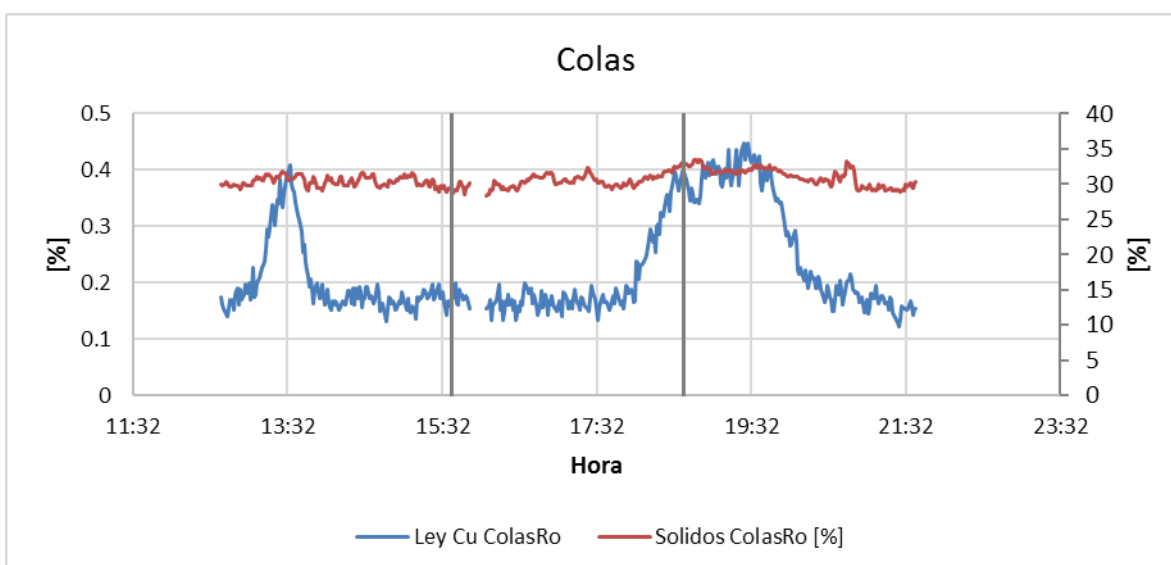
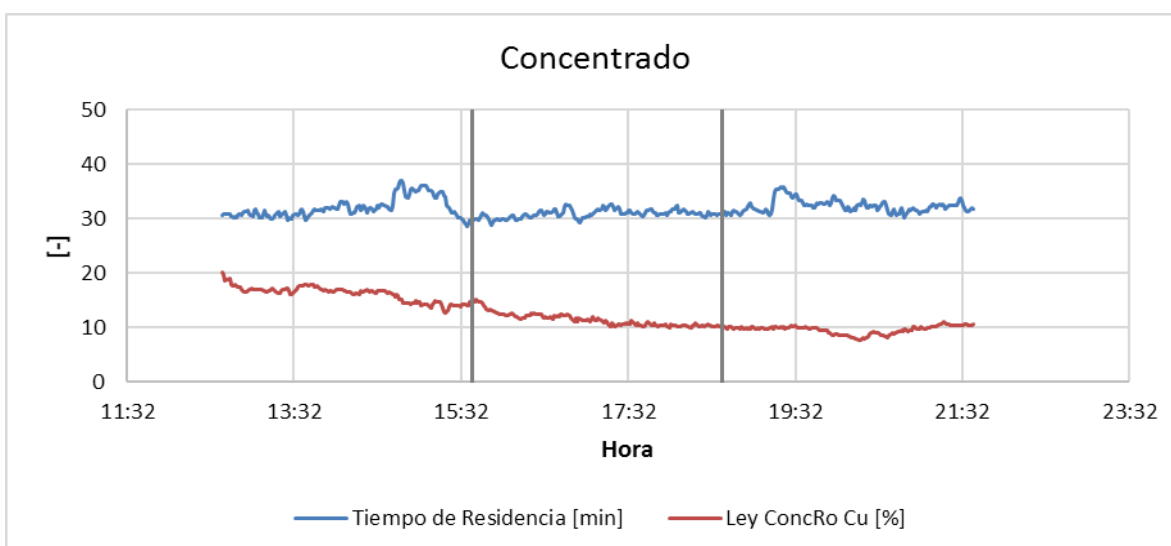
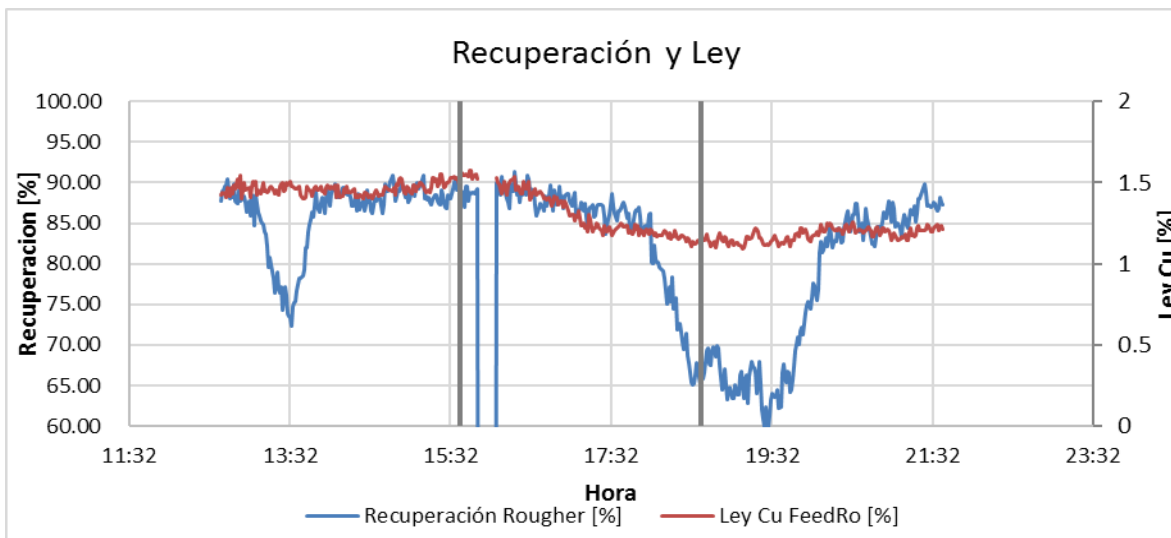


6.13.10. PRUEBA 19 DE MAYO, 2015 (DESCARTADA)

Parámetro	Antes	Durante	Después	Observaciones
Granulometría #100 [%] y P_{80}	Normal	Normal	Normal	
%Sol. Alim.	Normal	Normal	Normal	
T. de Res. [min]	Normal	Normal	Alto	
pH Alim.	Alto	Alto	Alto	
Col. Prim [g/ton]	Bajo	Bajo	Bajo	
Col. Sec. [g/ton]	N.D.	N.D.	N.D.	
Espumante [g/ton]	Normal	Normal	Normal	
NaHS [g/ton]	Bajo	Bajo	Normal	
Ley de Alim. [%]	Normal	Normal	Normal	
%Cu en Concentrado	Alto	Alto	Normal	
Recuperación Cu [%]	Normal	Normal	Bajo	
Altura Espuma Banco 1 [cm]	Alto	Alto	Alto	
Altura Espuma Banco 2 [cm]	Normal	Alto	Alto	
Altura Espuma Banco 3 - 4 [cm]	Normal	Alto	Normal	
Velocidad Rebose [cm/s]	Normal	Alto	Alto	
Jg [cm/s]	Bajo	Bajo	Bajo	

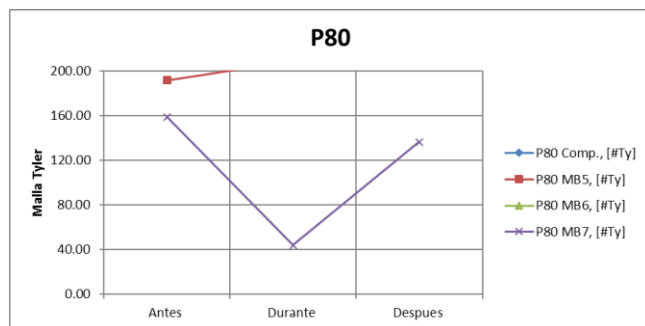
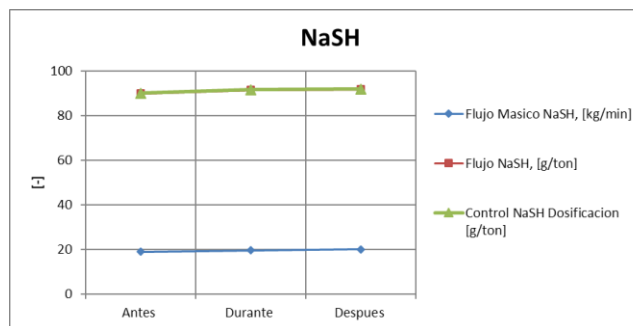
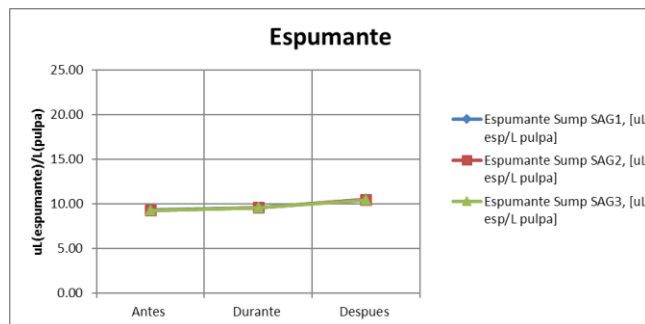
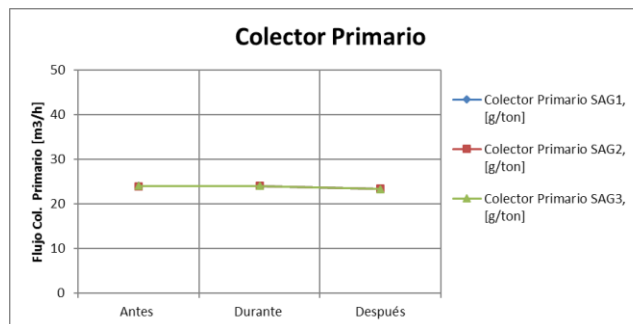


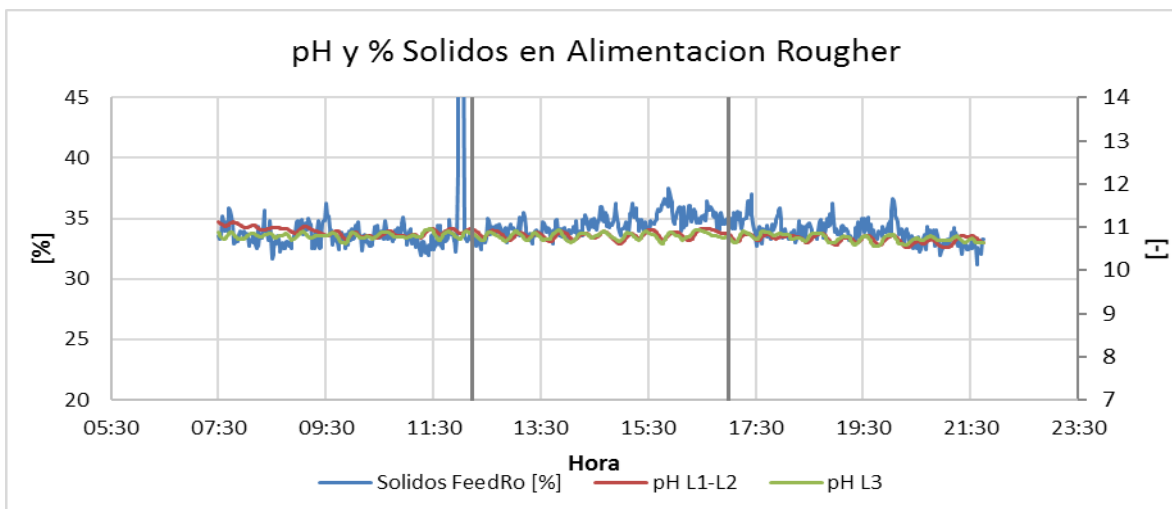
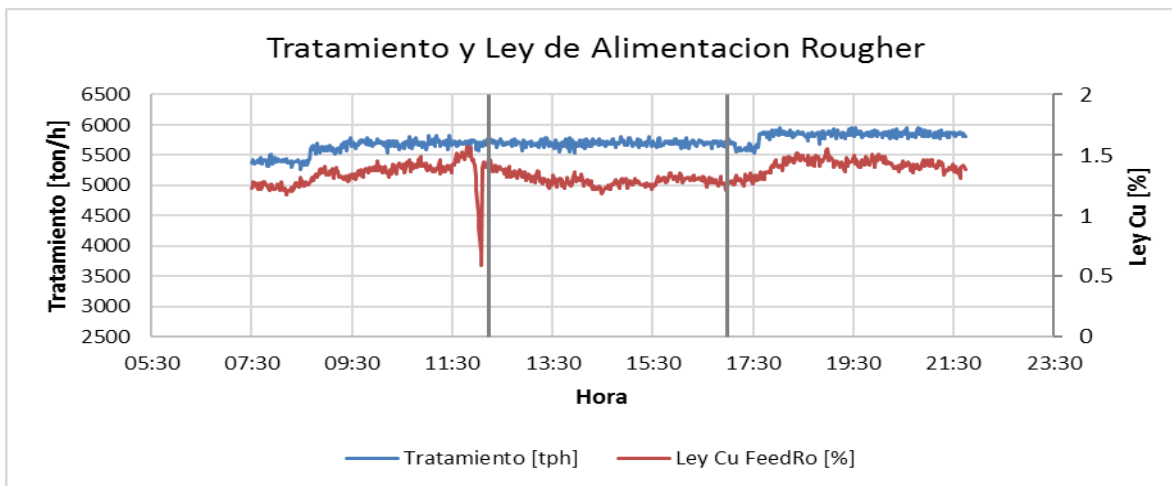
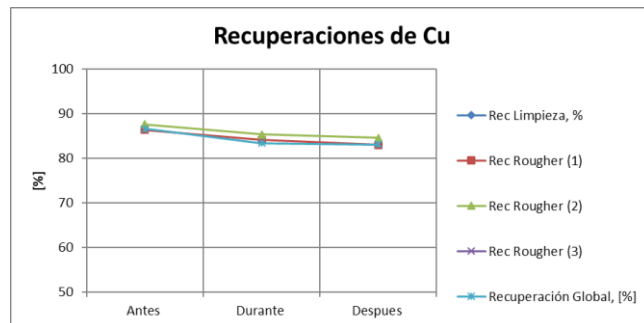
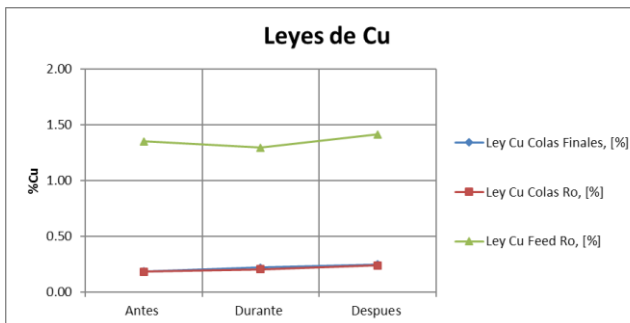
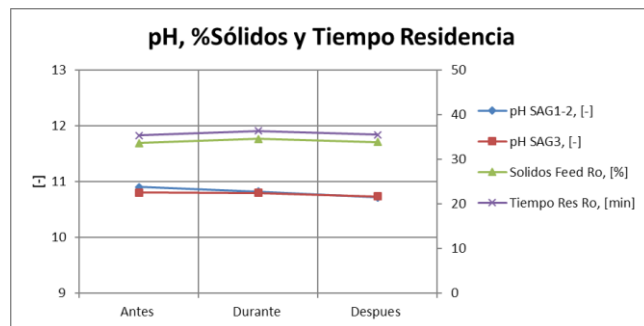
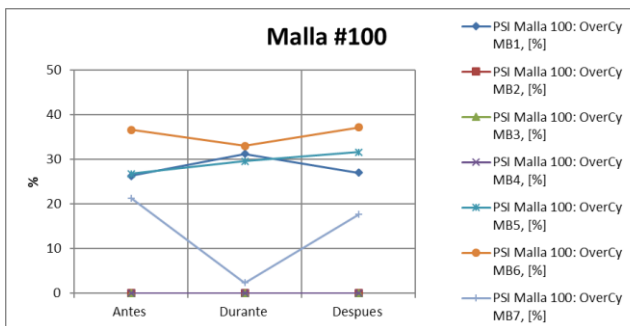


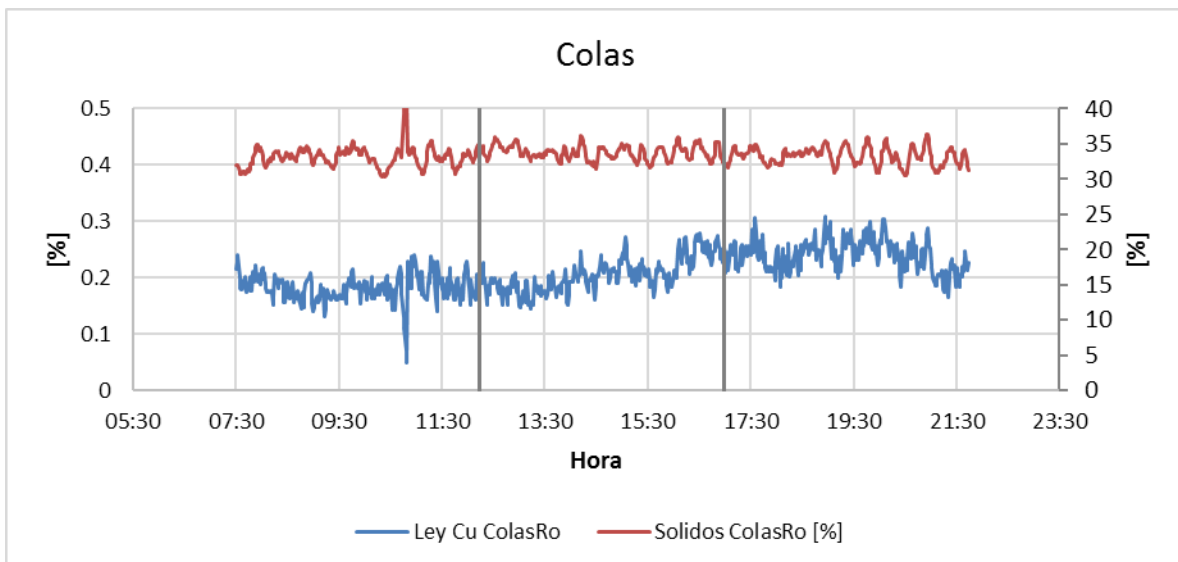
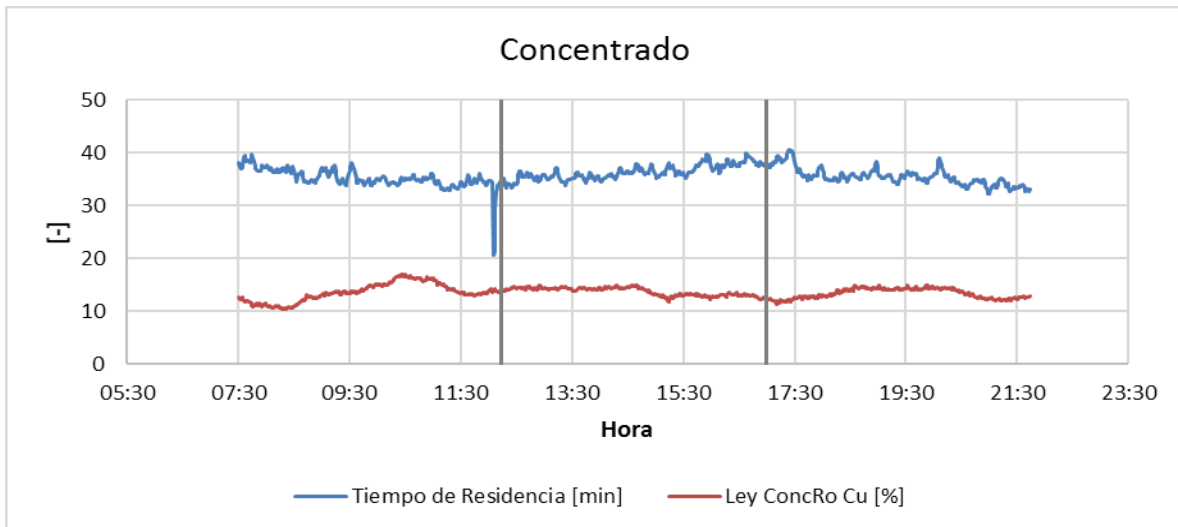
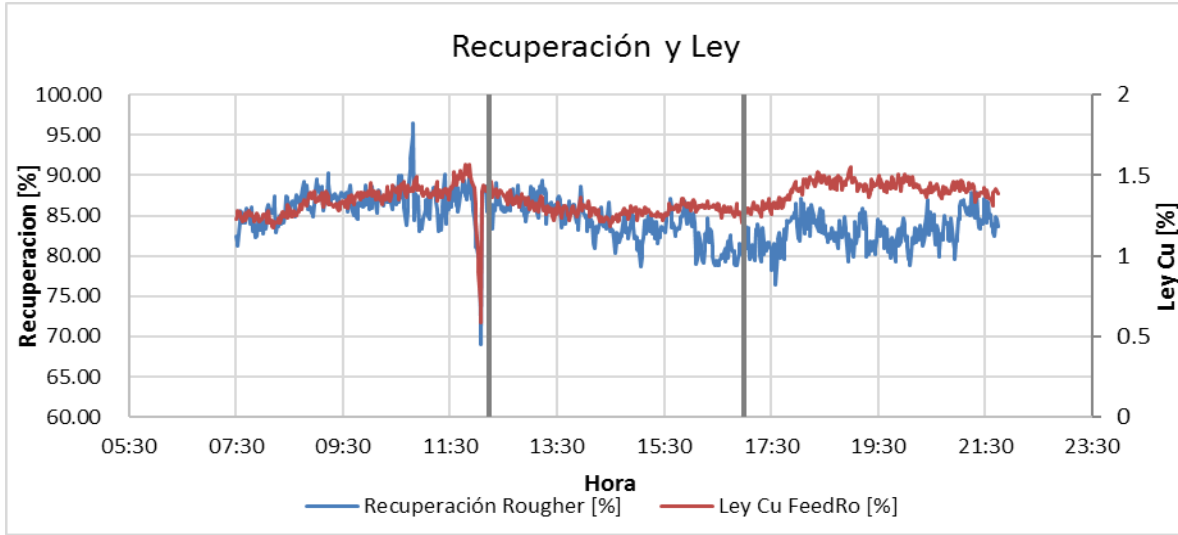


6.13.11. PRUEBA 16 DE JUNIO, 2015 (DESCARTADA)

Parámetro	Antes	Durante	Después	Observaciones
Granulometría #100 [%] y P ₈₀	Alto	Alto	Alto	
%Sol. Alim.	Alto	Alto	Alto	
T. de Res. [min]	Alto	Alto	Alto	
pH Alim.	Alto	Alto	Alto	
Col. Prim [g/ton]	Normal	Normal	Normal	
Col. Sec. [g/ton]	N.D.	N.D.	N.D.	
Espumante [g/ton]	Normal	Normal	Normal	
NaHS [g/ton]	Bajo	Normal	Normal	
Ley de Alim. [%]	Normal	Normal	Normal	
%Cu en Concentrado	Alto	Alto	Alto	
Recuperación Cu [%]	Normal	Normal	Normal	
Altura Espuma Banco 1 [cm]	Alto	Alto	Alto	
Altura Espuma Banco 2 [cm]	Alto	Alto	Alto	
Altura Espuma Banco 3 - 4 [cm]	Alto	Alto	Alto	
Velocidad Rebose [cm/s]	Normal	Normal	Normal	
Jg [cm/s]	Bajo	Bajo	Bajo	







6.13.12. PRUEBA 17 DE JUNIO, 2015

Parámetro	Antes	Durante	Después	Observaciones
Granulometría #100 [%] y P ₈₀	Alto	Alto	Alto	
%Sol. Alim.	Alto	Normal	Normal	
T. de Res. [min]	Alto	Alto	Normal	
pH Alim.	Alto	Alto	Alto	
Col. Prim [g/ton]	Normal	Normal	Normal	
Col. Sec. [g/ton]	N.D.	N.D.	N.D.	
Espumante [g/ton]	Normal	Normal	Normal	
NaHS [g/ton]	Normal	Normal	Normal	
Ley de Alim. [%]	Normal	Normal	Normal	
%Cu en Concentrado	Alto	Alto	Alto	
Recuperación Cu [%]	Normal	Normal	Normal	
Altura Espuma Banco 1 [cm]	Alto	Alto	Alto	
Altura Espuma Banco 2 [cm]	Alto	Alto	Alto	
Altura Espuma Banco 3 - 4 [cm]	Alto	Alto	Normal	
Velocidad Rebose [cm/s]	Normal	Normal	Normal	
Jg [cm/s]	Bajo	Bajo	Bajo	

