



**UNIVERSIDAD DE CONCEPCIÓN
FACULTAD DE CIENCIAS QUÍMICAS
DEPARTAMENTO CIENCIAS DE LA TIERRA**



CARACTERIZACIÓN GEOMETALÚRGICA DEL YACIMIENTO RADOMIRO TOMIC ENTRE LOS AÑOS 2017-2024, REGIÓN DE ANTOFAGASTA, CHILE

Memoria para optar al Título de Geólogo

Raúl Eduardo Aburto Fontecalba

Profesor Patrocinante: Dr. Marcos Javier Pincheira Núñez

Profesor Copatrocinante: Dr. Oscar Alfonso Jerez Riveros

Profesionales Guía: Sr. Cesar Andrés Briceño Pinto

Sra. Claudia Andrea Maldonado Aránguiz

Profesores de Comisión: Dra. Verónica Laura Oliveros Clavijo

Msc. Abraham Elías González Martínez

Concepción, 2017



*“Es mejor equivocarse siguiendo tu propio camino
que tener razón siguiendo el camino de otro”
F.M.D.*

*“Que no está muerto lo que eternamente yace”
H.P.L.*

Dedicada a mis padres.

ÍNDICE

	Página
RESUMEN	
1. INTRODUCCIÓN	1
1.1. Generalidades	1
1.2. Objetivos	1
1.2.1. Objetivo General	1
1.2.2. Objetivos Específicos	1
1.3. Ubicación y Accesos	2
1.4. Metodología de Trabajo	2
1.5. Trabajos Anteriores	5
1.6. Agradecimientos	8
2. GEOLOGÍA REGIONAL	10
2.1. Generalidades	10
2.2. Rocas Metamórficas	12
2.2.1. Cerros de Chuquicamata	12
2.3. Rocas Estratificadas	12
2.3.1. Volcanitas de Cerros de Chuquicamata	12
2.3.2. Formación Quehuita	13
2.3.4. Formación Cerro Empexa	14
2.3.5. Formación Icanche	14
2.3.6. Formación Calama	15
2.3.7. Gravas Mioceno-Plioceno	15
2.3.8. Formación El Loa	16
2.4. Rocas Intrusivas	17
2.4.1. Granito Mesa	17
2.4.2. Tonalitas de Cerrillos de Cere	17
2.4.3. Granodiorita Este	17
2.4.4. Granodiorita Elena	18
2.4.5. Complejo Diorítico Los Picos	19
2.4.6. Complejo Intrusivo Fortuna	19
2.4.7. Complejo Porfídico Chuquicamata	20
2.5. Evolución Tectónica Eocena del Distrito Chuquicamata	21
3. GEOLOGÍA DEL YACIMIENTO RADOMIRO TOMIC	24
3.1. Litología	24
3.1.1. Complejo Porfídico Chuquicamata	24
3.1.1.1. Pórfido Este	24
3.1.1.2. Pórfido Fino	25

3.1.1.3. Pórfido Oeste	25
3.1.1.4. Pórfido Banco	26
3.1.2. Granodiorita Elena	26
3.1.3. Granodiorita Fortuna	27
3.1.4. Metasedimentos	27
3.1.5. Gravas	28
3.2. Estructuras	28
3.3. Alteración y Mineralización Hipógena	31
3.3.1. Potásico de Fondo (PF)	31
3.3.1.1. Vetillas A (VA)	31
3.3.1.2. Vetillas B (VB)	31
3.3.2. Clorítico Marginal (CMH)	31
3.3.3. Early Dark Micacens (EDM)	32
3.3.4. Feldespato Potásico-Sílice (K-SIL)	32
3.3.5. Sericita Gris Verde (SGV)	32
3.3.6. Sericita Verde Calcopirita (SVCP)	32
3.3.7. Cuarzo-Sericita Penetrativa (QSP)	33
3.3.8. Sericita Selectiva (SS)	33
3.3.9. Argílica Avanzada (AA)	33
3.4. Alteración Argílica (AS) y Mineralización Supérgena	33
3.5. Zona Mineral	34
3.5.1. Gravas	34
3.5.2. Óxidos (OX)	35
3.5.3. Mixtos (MX)	35
3.5.4. Lixiviados	35
3.5.4.1. Lixiviado (LX)	35
3.5.4.2. Parcial lixiviado (PLX)	35
3.5.5. Sulfuros	35
3.5.6. Estéril (EST)	36
3.6. Dominios de Alteración	36
3.7. Unidades Geometalúrgicas	37
3.7.1. Unidades Geometalúrgicas para Sulfuros	37
3.7.2. Unidades Geometalúrgicas para Óxidos	38
3.8. Mineralogía y alteraciones estimadas por PND	39
4. CONCEPTOS BÁSICOS DE METALURGIA	41
4.1. Generalidades	41
4.2. Test de Dureza	42
4.2.1. WI	42
4.2.2. Starkey	43
4.2.3. SMC	43
4.3. Recuperaciones	45
4.3.1. Estándar Chuquicamata	45

4.3.2. Estándar Radomiro Tomic.....	45
4.3.2.1. Estándar RT con NaSH.....	47
4.4. Sedimentación y Reología.....	47
4.4.1. Pruebas de Sedimentación	47
4.4.2. Reología	48
4.4.2.1. Yield Stress	49
4.5. Pruebas de Lixiviación	50
4.5.1. Iso pH	50
4.5.2. Iso Fe	51
4.5.3. Shaker	51
4.5.4. Sulfatación	52
4.5.5. Columnas	52
4.6. Condiciones operativas de proceso	53
4.6.1. Planta Radomiro Tomic	53
4.6.2. Planta Chuquicamata	55
5. REVISIÓN CAMPAÑAS GEOMETALÚRGICAS.....	58
5.1. Recuperación de Cobre.....	58
5.1.1. Ley de Cobre y Razón Soluble.....	60
5.1.2. Mineralogía y Zona Mineral	61
5.1.3. Alteración y Dominio de Alteración	63
5.1.4. UGM	65
5.1.5. Arcillas NIR	66
5.1.6. Grado de liberación y tamaño de mena	68
5.1.6.1. Grado de Liberación.....	68
5.1.6.2. Tamaño de mena	72
5.1.7. NaSH.....	73
5.1.8. Grupos de Comportamiento (Clúster)	75
5.2. Work Index	77
5.2.1. Mineralogía y Zona Mineral	78
5.2.2. Alteraciones y Dominio de Alteración	78
5.2.3. Unidad Geometalúrgica	80
5.2.4. Grupos de Comportamiento (Clúster)	81
5.3. Test Starkey	81
5.3.1. Mineralogía y Zona Mineral	82
5.3.2. Alteraciones y Dominios de Alteración	84
5.3.3. Unidad Geometalúrgica	85
5.3.4. Grupos de Comportamiento (Clúster)	86
5.4. Test SMC	87
5.4.1. Mineralogía y Zona Mineral	88
5.4.2. Alteraciones y Dominios de Alteración	89
5.4.3. Unidad Geometalúrgica	90
5.4.4. Grupos de Comportamiento (Clúster)	91
5.5. Sedimentación y Reología	92

6. GEOMETALURGIA DE FASES SULFURADAS EN RT	97
6.1. Generalidades	97
6.2. Caracterización Geológica	99
6.2.1. CuT y Razón de Solubilidad	99
6.2.2. Mineralogía y Zona Mineral	100
6.2.3. Alteraciones y Dominios de Alteración	102
6.2.4. Unidades Geometalúrgicas	107
6.3. Análisis de la respuesta metalúrgica	108
7. REVISIÓN DE PRUEBAS DE LIXIVIACIÓN	112
7.1. Prueba de Lixiviación Estándar	112
7.1.1. Generalidades	112
7.1.2. Extracción de Cobre	114
7.1.2.1. Óxidos	114
7.1.2.2. Gravas exóticas y mineralizadas	117
7.1.3. Consumo de ácido bruto	118
7.1.3.1. Óxidos	119
7.1.3.2. Gravas exóticas y mineralizadas	123
7.2. Pruebas ISO pH e ISO Férricas	125
8. GEOMETALURGIA DE FASES OXIDADAS EN RT	130
8.1. Generalidades	130
8.2. Caracterización Geológica	131
8.2.1. CuT y Razón de Solubilidad	131
8.2.2. Mineralogía	132
8.2.3. Alteraciones y Dominios de Alteración	136
8.2.4. Unidades Geometalúrgicas	139
8.3. Análisis de la respuesta metalúrgica	140
9. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	144
9.1. Recuperación de Cobre	144
9.2. Durezas	147
9.3. Sedimentación y Reología	148
9.4. Extracción de Cobre y Consumo de Ácido	149
9.5. Geometalurgia de Fases Mineras	151
9.5.1. Geometalurgia de Fases Mineras Sulfuradas	152
9.5.2. Geometalurgia de Fases Mineras Oxidadas	153
10. REFERENCIAS	155

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura		Página
1. 1	Ubicación del Yacimiento Radomiro Tomic	3
2. 1	Mapa geológico distrital	11
2. 2	Segmentos del Sistema de Falla de Domeyko.	23
3. 1	A. Dominios estructurales redefinidos por Ainol (2016) B. Fallas límites de sistemas estructurales	29
4. 1	Diagrama operativo de flujo de la planta Radomiro Tomic	54
4. 2	Diagrama de flujo de planta concentradora de Chuquicamata	56
5. 1	Histogramas de frecuencia para las recuperaciones de cobre según estándar.....	59
5. 2	Histogramas de frecuencia para la no recuperación de cobre según estándar.....	59
5. 3	Gráfico de medias de CuT y RSol por recuperaciones de cobre.....	61
5. 4	Gráfico de proporciones para la mineralogía sulfurada, de acuerdo a rangos de recuperación de cobre.....	62
5. 5	Gráficos de caja y bigote para la recuperación de cobre agrupado por zona mineral.....	63
5. 6	Gráfico de proporciones para las alteraciones, de acuerdo a rangos de recuperación de cobre.....	64
5. 7	Gráfico de caja y bigote de recuperaciones de cobre agrupados por alteración supérgena.....	65
5. 8	Gráfico de medias de recuperaciones de cobre por UGM.....	66
5. 9	Gráficos de caja para las recuperaciones de cobre agrupadas por clase de arcilla	67
5.10	Gráficos de medias para el porcentaje de liberación de sulfuros de acuerdo a clase de recuperación.....	69
5.11	Gráfico de proporciones para mineralogía, de acuerdo a rangos de liberación de sulfuros de cobre.....	70
5.12	Gráfico de proporciones para las alteraciones, de acuerdo a rangos de liberación de sulfuros de cobre.	71
5.13	Gráficos de dispersión entre delta de recuperación y razón de solubilidad	74
5.14	Centroides de las variables utilizadas en la generación de clústeres de recuperación.....	76
5.15	A. Gráfico de probabilidad para la variable WI, datos extremos enmarcados en rojo. B. Histograma de Work Index	77
5.16	Curva de proporciones de rangos de WI vs alteraciones de mapeo.....	79
5.17	Gráfico de medias de WI por UGM	80
5.18	Centroides de las variables utilizadas en la generación de clústeres de WI	81
5.19	A. Gráfico de probabilidad para la variable Starkey, datos extremos enmarcados en rojo. B. Histograma de Starkey (min)	82
5.20	Curva de proporciones de rangos de Starkey vs mineralización	83
5.21	Gráfico de medias de Starkey por Zona Mineral	84

5.22	Curva de proporciones de rangos de Starkey vs alteraciones de mapeo.	85
5.23	Gráfico de medias de Starkey por UGM	86
5.24	Centroides de las variables utilizadas en la generación de clústeres de Starkey	87
5.25	A. Histograma de variable Axb con ajuste lognormal, datos extremos enmarcados en rojo. B. Gráfico P-P para la variable SMC, con ajuste lognormal.....	88
5.26	Curva de proporciones de rangos dureza Axb vs mineralización sulfurada	89
5.27	Curva de proporciones de dureza Axb vs alteraciones.....	90
5.28	Gráfico de medias de Axb por UGM	91
5.29	Centroides de las variables utilizadas en la generación de clústeres de Axb	92
5.30	Gráficos de medias por tipo de sedimentador	94
5.31	Medias de alteración para velocidad de sedimentación con floculante y sin floculante, estándar RT	95
5.32	Gráfico de medias de Yield Stress Fully Shear por clase de arcilla NIR para: A: caolín en espesador convencional; B: caolín en espesador RT; C: caolín en espesador High Cap CH	96
6. 1	Fases Sulfuradas Yacimiento Radomiro Tomic	97
6. 2	Gráficos de caja de ley CuT y Razón de solubilidad por fase sulfurada.	99
6. 3	Mineralogía sulfurada promedio para las fases de sulfuros	100
6. 4	Alteraciones de mapeo promedio para las fases de sulfuros	103
6. 5	Cantidades porcentuales de las unidades geometalúrgicas de sulfuros para las fases sulfuradas	107
6. 6	Perfil sección 9.800 N para sólidos de recuperación estándar CH	110
6. 7	Perfil sección 10.100 N para sólidos de recuperación estándar CH	111
6. 8	Perfil sección 10.850 N para sólidos de recuperación estándar CH	111
7. 1	Regresión lineal entre extracción de cobre y razón soluble para óxidos.	115
7. 2	Gráfico de caja para el total óxidos agrupado por clase de extracción ..	115
7. 3	Variación de la mineralogía oxidada y alteraciones de acuerdo a quiebres en la extracción de cobre	116
7. 4	Gráfico de cajas para la extracción de cobre por unidad geometalúrgica	117
7. 5	Gráfico de caja de extracción de cobre por clase de extracción	118
7. 6	Variación de la mineralogía por clase de extracción para gravas	118
7. 7	Gráficos de caja para el consumo de ácido bruto y el total óxidos por zona mineral	120
7. 8	Variación de la mineralogía oxidada y alteraciones de acuerdo a quiebres en la extracción	121
7. 9	Gráfico de cajas para el consumo de ácido bruto por unidad geometalúrgica	122
7. 10	Centroides de las variables utilizadas en la generación de clústeres de CONS	123
7. 11	Variación de la mineralogía por clase de CONS, para gravas	124

7. 12	Regresión lineal entre RSOF y las extracciones de cobre en pruebas ISO Férricas	126
7. 13	Gráfico de caja de extracción ISO Fe ³⁺ por zona mineral	126
7. 14	Resultados de ISO pH y Fe ³⁺ para muestras de RTN, junto a valores de RSOL y RSOF	127
7. 15	Diagrama Eh-pH para Cu-Fe-S-H ₂ O a 25 °C, 1 atm	128
8. 1	Fases Sulfuradas Yacimiento Radomiro Tomic.	130
8. 2	Gráficos de caja de ley CuT y Razón de solubilidad por fase oxidada..	132
8. 3	Mineralogía oxidada promedio para las fases de óxidos	133
8. 4	Alteraciones de mapeo promedio para las fases de óxidos	136
8. 5	Cantidades porcentuales de las UGM de óxidos para las fases oxidadas	139
8. 6	Perfil sección 9.250N para solidos UGM óxidos	143
8. 7	Perfil sección 8.700N para solidos UGM óxidos	143
9. 1	Recuperación de cobre en fracciones de tamaños en diferentes concentradoras.....	145

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla		Página
3. 1	Dominios estructurales de Ainol (2016)	30
3. 2	Zonas minerales de gravas de acuerdo a ley de CuT	35
3. 3	Tabla para la clasificación de sulfuros	36
3. 4	Criterios para la determinación del dominio de alteración hipógeno.....	37
3. 5	Criterios para la determinación del dominio de alteración supérgeno...	37
3. 6	Criterios para la determinación de UGM en sulfuros	38
3. 7	Clasificación de sericita temprana de acuerdo a mineralogía de mena...	38
3. 8	Criterios para la determinación de UGM en óxidos	39
3. 9	Estimaciones porcentuales de mineralogía sulfurada y alteraciones para el periodo estudiado	40
4. 1	Resumen campañas geometalúrgicas línea sulfuros	41
4. 2	Interpretación de resultados test Bond	42
4. 3	Interpretación de resultados test SMC	44
4. 4	Condiciones Operacionales Flotación - Estándar ST-1 Chuquicamata ..	46
4. 5	Reactivos de Flotación Estándar ST-1 Chuquicamata	46
4. 6	Condiciones Operacionales Flotación - Estándar Agua Desalada	46
4. 7	Reactivos de Flotación Estándar Agua Desalada	47
4. 8	Valores de Yield Stress típicos.....	49
5. 1	Estadística básica para la recuperación de cobre según estándares de flotación	58
5. 2	Estadística básica para la recuperación de cobre según estándares de flotación, agrupados por tipo de muestra	60
5. 3	Clasificación de arcillas por quiebres probabilísticos	67
5. 4	Estadística básica de la liberación de sulfuros de cobre por estándar ...	68
5. 5	Estadística básica de los tamaños de grano de mena y ganga, en orden creciente de media de tamaño de grano	72

5. 6	Estadística básica del delta de recuperación por zona mineral	75
5. 7	Matriz de correlación entre variables de dureza y mineralogía sulfurada	78
5. 8	Matriz de correlación entre variables de dureza y alteraciones	79
5. 9	Estadística básica para Axb	87
5.10	Características de los distintos espesadores	93
6. 1	Estadística básica de la ley de CuT por fase sulfurada	99
6. 2	Recuperaciones estimadas por el PND y parámetros geológicos para las fases sulfuradas	109
7. 1	Índices de Pearson para las variables más relevantes según zona mineral. SS: sulfuro secundario; SP: sulfuro primario; CUSFER: cobre soluble en medio férrico	113
7. 2	Estadística básica de la extracción de cobre por zona mineral	114
7. 3	Estadística básica del consumo de ácido bruto por zona mineral	119
7. 4	Medianas de volumen de óxidos y RSOL para óxidos, por clase de CONS	120
7. 5	Medias para los centroides de los clústeres de CONS	123
7. 6	Medianas de volumen de óxidos y RSOL para óxidos por clase de CONS	124
7. 7	Principales correlaciones de Pearson para ISO pH	125
7. 8	Principales correlaciones de Pearson para ISO Férricas	125
8. 1	Estadística básica de la ley de CuT por fase oxidada	132
8. 2	Resultados de EXT, CONS y principales factores geológicos por fase	141
8. 3	Extracción de cobre calculada para fases oxidadas	142

ÍNDICE DE FOTOGRAFÍAS

Fotografía		Página
4. 1	Molino de Bolas Bond	43
4. 2	Molino para ensayo Starkey	44
4. 3	Sedimentador de laboratorio	48
4. 4	Reómetro Häake VT-550	50
4. 5	Equipo para la prueba de Iso-pH en botellas	51
6. 1	Mixto extraído de muestra masiva de la Fase 34A.....	103
9. 1	Esmectitas en muestra de mano de la Fase 21.....	147

ÍNDICE DE FOTOMICROGRAFÍAS

Fotomicrografía		Página
6. 1	Vetilla SVCP en sondaje RTDD10554, Fase 33.....	104
6. 2	Vetilla EDM en sondaje RTDD 9228, Fase 34A.....	105
6. 3	Vetilla SGV en sondaje RTDD9241, Fase 35.....	106

RESUMEN

El objetivo del presente estudio es caracterizar la geometalurgia del Yacimiento Radomiro Tomic (RT), desde el año 2017 hasta el 2024, el cual se ubica en la comuna de Calama, en la Provincia de El Loa, Región de Antofagasta. El yacimiento funciona a rajo abierto, explotando sulfuros y óxidos, corresponde a un depósito tipo pórfido cuprífero, emplazado en el Eoceno superior-Oligoceno inferior ($35, \pm 0,3$ Ma, Pórfido Este), asociado a la intrusión del Complejo Porfídico Chuquicamata, con un marcado control estructural de la Falla Oeste. La principal unidad litológica corresponde al Pórfido Este, que alberga la mayoría de la mineralización. Se definen unidades geometalúrgicas (UGM) y zonas minerales para trabajar con la geología del yacimiento. Dentro de la batería de pruebas realizadas a sulfuros, se analizaron pruebas de: dureza, flotaciones de estándares CH y RT (éste último con granulometría más fina), sedimentación y reología. Los óxidos hasta el momento no cuentan con campañas de gran envergadura, pero se utilizan los resultados de pruebas de lixiviación estándar, ISO pH e ISO Fe^{+3} .

Los análisis de flotaciones indican que el estándar de flotación RT responde mejor que el CH. Uno de los principales controles de esta alza en la recuperación es la mayor liberación de sulfuros que se obtiene al aumentar el grado de molienda, se observa que el estándar CH libera de mejor manera a las UGM asociadas al cuarzo-sericita penetrativo (QSP) (75%), mientras que en el estándar RT la mayoría de las UGM liberan en un rango cercano al 80%, con excepción de *Early Dark Micaceous* (EDM). Las variables que impactaron el proceso de flotación resultaron ser las arcillas y la razón de solubilidad (RSOL). Un análisis del comportamiento de las arcillas NIR demostró que el estándar RT merma el efecto negativo producido por las arcillas, mostrando una independencia de las muscovitas. Mineralógicamente las especies asociadas a mayores recuperaciones son la calcopirita y la pirita, en las alteraciones, QSP y sericita verde calcopirítica (SVCP) aumentan la recuperación de cobre, mientras que la bornita tiene una tendencia opuesta. El uso de sulfhidrato de sodio (NaSH) como reactivo de flotación en el estándar RT, en general elevó la recuperación de las zonas minerales, de acuerdo a la RSOL de éstas. Las durezas mostraron tendencias claras con las alteraciones, el potásico de fondo (PF) y EDM tienen más competencia que QSP y las arcillas totales (AST). El análisis de la sedimentación indicó que las muscovitas son nocivas para los 3 estándares de sedimentación, pero el efecto es disminuido con el uso de floculante, de la misma forma, el aumento de la dosificación de floculante aumentó la eficiencia de los sedimentadores convencionales. En las fases mineras sulfuradas, las del fondo mina, 32, 34A y 34B son bastante similares entre sí, con dominio bornítico-calcopirítico y bajas RSOL. De acuerdo a las estimaciones del PND 2017, estas últimas tienen las menores recuperaciones en estándar CH (76 y 73%), la principal causa de estos valores es la alta razón de solubilidad que presentan (>10%).

En el proceso de lixiviación, la RSOL es el principal control en las extracciones de cobre (EXT). Para las gravas (exóticas y mineralizadas) y los óxidos se evidencian tendencias de la EXT con el total de óxidos. Mineralógicamente, en los óxidos, las especies asociadas a mayores EXT son la atacamita y la crisocola, mientras que las arcillas con cobre muestran la tendencia opuesta, en las gravas, las mayores EXT están asociadas a cantidades mayores de crisocola y menores de copper wad. La alteración QSP tiene mayor extracción, mientras que las AST muestran un efecto negativo. Por otro lado, el consumo de ácido neto no muestra tan buenas relaciones con la geología como lo hace el consumo de ácido bruto (CONS), el cual guarda relación con el total óxidos de las zonas minerales. En los óxidos y gravas, las clases de mayor CONS tienen mayores volúmenes de óxidos y razones de solubilidad, también la atacamita, crisocola, QSP y arcillas totales aumentan el consumo, mientras que las arcillas con cobre están asociadas a menores consumos. El estudio de las UGM muestra que en la EXT y el CONS tienen la siguiente relación: CRIS > MALAQ > ATAC > OXN > ATA-ARCU > ARCU. La razón de solubilidad en férrico mostro ser un buen predictor de la EXT de las pruebas ISO Férricas. La Fase 26 es la que mayores extracciones y consumos posee, ya que además de su alta RSOL, tiene la mayor cantidad de UGM ATAC, en el otro extremo, la Fase 27 tiene las EXT más bajas, ya que tiene altas cantidades de las UGM ARCU y ATA-ARCU.

1. INTRODUCCIÓN

1.1. Generalidades

Se ha demostrado, a lo largo del tiempo, que los factores geológicos de un yacimiento tienen grandes repercusiones en los procesos metalúrgicos del mismo, de aquí nace la geometalurgia, disciplina que reconcilia estas especialidades en una sola.

La presente investigación se desarrolla a partir de la necesidad de caracterizar geometalúrgicamente el Yacimiento Radomiro Tomic. Se desarrolla en la Superintendencia de Planificación Minero Metalúrgica y cuenta con el apoyo de la Superintendencia de Geología, ambas de la Gerencia de Recursos Mineros y Desarrollo (G.R.M.D.), financiado por la División Radomiro Tomic.

1.2. Objetivos

1.2.1. Objetivo General

El objetivo del presente estudio es predecir y estimar la geometalurgia del Yacimiento Radomiro Tomic, tanto para la línea de óxidos, como para la de sulfuros, en el periodo de tiempo comprendido entre los años 2017-2024.

1.2.2. Objetivos Específicos

Verificar la validez de los datos de mapeo geológico y pruebas geometalúrgicas que se realizaron previamente en el yacimiento.

Determinar las características y parámetros geológicos del Yacimiento, en base a los resultados de pruebas metalúrgicas de recuperación de cobre, extracción de cobre y dureza. Compilar la información geológica de las muestras geometalúrgicas, así como también caracterizar parámetros geológicos de las muestras mediante el remapeo de sondajes diamantinos, determinando la zona mineral y Unidad Geometalúrgica.

Vincular los resultados de las pruebas metalúrgicas con las variables geológicas, para el yacimiento y en particular para el periodo en cuestión, a través de un análisis exploratorio de datos (EDA: *Exploratory Data Analysis*).

Caracterizar geológicamente a las fases mineras, determinando las mineralogías y alteraciones predominantes en cada una de ellas, así como también la razón de solubilidad promedio, mediante bases de datos de sondajes.

Predecir el comportamiento de los materiales y la respuesta de estos a procesos geometalúrgicos, para cada fase, correlacionando la información obtenida de pruebas metalúrgicas, con la geología de cada fase.

Recomendar cómo mejorar la efectividad de los procesos metalúrgicos y los antecedentes geológicos que permiten una mejor evaluación de éstos.

1.3. Ubicación y Accesos

El Yacimiento Radomiro Tomic se encuentra ubicado en la comuna de Calama, adyacente hacia el norte del Yacimiento Chuquicamata (Figura 1.1), a unos 25 km al NNE de la ciudad de Calama y a 1.670 km de Santiago, en la Provincia de El Loa, Región de Antofagasta. Su altura geográfica es de aproximadamente 3000 m s.n.m. Se encuentra ubicado en el huso 19K (WGS84), entre las coordenadas UTM: 7.536.000-7.550.000 S y 508.000-519.600 E.

El acceso al Yacimiento es a través de la ruta 21, que une la ciudad de Calama con la localidad de Chiu-Chiu, recorridos alrededor de 5 km de esta ruta desde Calama, esta enlaza con la ruta 50, que llega hasta la división que se ubica unos 35 kilómetros de este enlace, rodeando por el flanco oriental los Cerros de Chuquicamata, a través de un camino pavimentado y en buenas condiciones.

1.4. Metodología de Trabajo

La metodología de trabajo empleada en la realización de esta investigación consta de los siguientes pasos:

Recopilación de antecedentes bibliográficos acerca de las pruebas metalúrgicas que se han realizado en las antiguas campañas geometalúrgicas que se han llevado a cabo en el yacimiento.

Compilación de resultados de antiguas campañas metalúrgicas, comprobando resultados y revisando la coincidencia de los datos y geología de las muestras en las planillas de resultados de

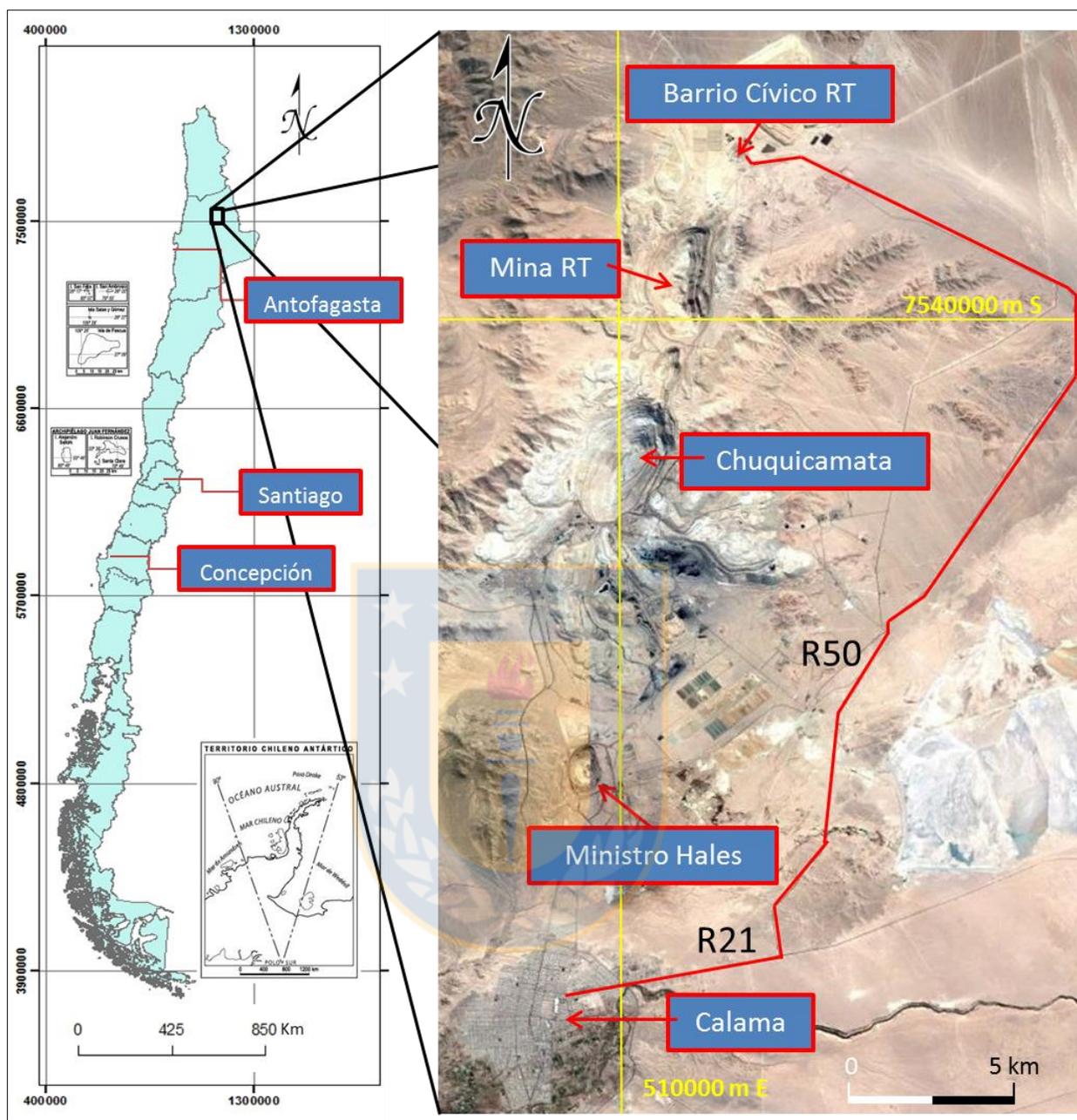


Figura 1.1 Ubicación del Yacimiento Radomiro Tomic. En rojo se muestran las rutas que unen la división con la ciudad de Calama. Elaboración propia.

las pruebas metalúrgicas con la información que está en el software ACQUIRE, el cual almacena todas las bases de datos de información del yacimiento.

Selección de muestras geológicas, mediante el Software Vulcan 9.0, a partir de rechazos de sondajes diamantinos o de frente de banco de extracción, para el desarrollo de pruebas metalúrgicas en las campañas que se están llevando a cabo actualmente en el yacimiento, que son

las de RT Norte y RT Producción.

Mapeo geológico de detalle de la mineralogía y alteraciones presentes en los tramos de sondaje diamantino seleccionados para pruebas metalúrgicas. Así como también asistir en el despacho de estas muestras a los laboratorios encargados de las pruebas.

Caracterización de parámetros geológicos de Zona Mineral (ZM) y Unidad Geometalúrgica (UGM) de estas muestras de acuerdo a los estándares actuales utilizados en la división. Revisión de resultados de análisis químicos para los tramos de sondaje, realizados por la división, eliminando aquellos datos considerados anómalos, como por ejemplo cobres solubles superiores a los cobres totales.

Realizar una asignación de fase a las muestras de las campañas geometalúrgicas y a la base de datos de sondajes, mediante la herramienta *flag* (bandera) del Software Vulcan 9.0, identificando así, mediante la intersección del centroide de éstos y tramos de sondaje con los polígonos de los planes P0 y PND (Plan Divisional de Negocios), aquellas muestras y tramos de sondaje que están dentro del periodo 2017-2024. Los polígonos de las fases mineras deben tener la información del número de fase y el año de explotación, con el fin de realizar análisis de ambas variables.

Efectuar un análisis exploratorio de datos en los resultados de las pruebas, con el fin de determinar tendencias dentro del yacimiento, ya sean ligadas a la litología, mineralogía, alteraciones de la roca, espacialidad, etc. Para esto se utiliza el software STATISTICA 8.0, obteniendo análisis de estadística univariable y multivariable.

Crear una base de datos generalizada a partir de la base de datos de sondajes para el periodo 2017-2024, revisando la coherencia de los mapeos geológicos de litología, mineralogía y alteraciones, así como también la información de los análisis químicos que posee la base de datos de sondajes, caracterizando los tramos de sondaje con la zona mineral 2016 y las unidades geometalúrgicas cuando corresponda. Mediante análisis estadístico con el software STATISTICA 8.0, se debe estudiar íntegramente la geología de cada una de las fases comprendidas en el periodo a analizar. Tomando en cuenta la mineralogía de mena, las alteraciones principales y posible distribución espacial de éstas. En este punto es necesario aclarar que las alteraciones y las especies mineralógicas sulfuradas y oxidadas son reconocidas mediante la observación macroscópica (lupa de mano 10x) de los testigos de sondajes diamantinos, utilizando las

propiedades características de las especies, las cuales son encontradas en el protocolo de mapeo de sondajes (Barrenechea, 2011). La campaña geometalúrgica del año 2015, considera además estimaciones de filosilicatos (caolín, esmectita, limonitas y muscovita) mediante espectroscopia de infrarrojo cercano (NIR: *Near Infra-Red*) en muestras pulverizadas bajo 100 #Ty, en un equipo utilizado por la división, que cuenta con la calibraciones necesarias.

Correlacionar los resultados de las pruebas metalúrgicas con la geología, con el fin de predecir el comportamiento geometalúrgicos de las fases. Identificando además posibles variables geológicas que provoquen problemas y deficiencias en los procesos metalúrgicos.

Hacer recomendaciones para la extracción y procesamiento de mineral para el Quinquenio, así como evaluar posibles vías alternativas para la explotación de ciertos materiales.

1.5. Trabajos Anteriores

El Yacimiento Radomiro Tomic se encuentra en el distrito minero Chuquicamata, uno de los más ampliamente estudiados en Chile, los estudios más significativos para la división son los siguientes:

Ainol (2016) realiza una actualización del modelo estructural del yacimiento, basado en la información de mapeo de sondajes geológicos, geotécnicos, mapeo de bancos. El autor redefinió los límites de los dominios estructurales de la mina y elaboró también un modelo, en el software Leapfrog Geo, de ley CuT y eventos de alteración por dominio y según la orientación de cada uno.

Martínez (2015) caracteriza integralmente la mineralogía de sulfuros primarios. Realiza análisis de ablación láser ICP-MS a un total de 17 muestras, realizando 33 análisis en piritas, 169 en calcopiritas y 49 en bornitas, considerando 30 elementos. Determina que las molibdenitas tienen alrededor de 129 ppm de Re, mientras que las bornitas tienen las mayores concentraciones de Au (97,36 ppb) y Ag (109,13 ppm).

Bulnes (2013) estudia en profundidad la alteración cuarzo-sericita. Mediante su estudio logra determinar que la alteración sericita gris verde (SGV) presente en el yacimiento, es una fase de mucha más temperatura y previo al evento cuarzo sericita penetrativa (QSP), de menor temperatura.

Payauna (2012) define 6 dominios de sulfuros para el yacimiento, de acuerdo a ocurrencias, texturas y asociaciones minerales. El estudio fue realizado en base a estudios mineralógicos, petrográficos y calcográficos de la fase sulfurada del yacimiento.

Briceño (2011) realiza un estudio exhaustivo de las arcillas presentes en la mina, de acuerdo a esto desarrolla un modelo de distribución de éstas y las divide en cuatro unidades geológicas de arcillas (UGA). Este autor estima además el impacto que tiene esta fase en los procesos metalúrgicos.

Cabrera (2011) describe la petrografía y petrología de las distintas variedades litológicas del yacimiento. Define características texturales, relaciones de contacto y características diagnósticas del Pórfido Este, Pórfido Fino y Pórfido Oeste. Realiza también un análisis geoquímico e identifica diferencias entre las rocas del Complejo Plutónico Chuquicamata y las del Complejo Intrusivo Fortuna.

Núñez (2011) estudió las fases oxidadas de cobre del yacimiento y su relación con el mismo, considerando su distribución y condiciones de formación durante los eventos supérgenos. Identifico además, que los eventos supérgenos se profundizan desde Chuquicamata hacia el Norte, que es consecuente con la migración de la paleocuenca desde éste hacia el Norte hacia el Sur.

Parra (2009a) y Parra y otros (2010) presentan un compilado de la geología de la división, específicamente de alteración, litología, estructuras y mineralogía. Proponen que el depósito constituye una expresión marginal de los mismos eventos tectono-magmáticos y de mineralización que tuvieron lugar en la génesis de Chuquicamata. Elaboran un nuevo modelo de alteración integrado entre las zonas de óxidos y sulfuros. Mientras que Parra (2009b) propone un esquema evolutivo de los eventos de mineralización hipógena y supérgena.

Carmona (2009) efectúa un análisis exploratorio de relaciones geometalúrgicas en los sulfuros del yacimiento. Identificando el efecto de las arcillas en la recuperación de cobre, ley de concentrado e índice de Starkey.

Rubio (2009) realiza un análisis en los resultados de la primera campaña de pruebas metalúrgicas para el yacimiento. Utiliza estadística bivariante y multivariante para analizar variables

geometalúrgicas tales como Work Index, índice de Starkey y de Bond, así como las recuperaciones de Cu, vinculando todo esto a las unidades geológicas y arcillas.

Herrera (2008) estudia la geoquímica del yacimiento, investiga la distribución de elementos traza y su relación con procesos genéticos y de alteración, modelando los elementos de importancia y las impurezas, en los diferentes ambientes de mineralización. Define también la temporalidad relativa de los eventos de alteración en función de razones geoquímicas.

Proffett (2006, 2007, 2008) mapea el área Mina Carmen-Corina. Caracteriza a la Granodiorita Elena y la Granodiorita Este, así como también al Pórfido Chuquicamata del sector. Data mediante el método U-Pb en circones, la Granodiorita Elena ($233,1 \pm 2,2$ Ma) y el Pórfido Este ($36,2 \pm 0,4$ Ma).

Campbell y otros (2006) realizan dataciones radiométricas por el método U-Pb en circones (LA-ICP-MS) para las unidades del Complejo Fortuna-El Abra, Chuquicamata, RT, pórfidos Toqui entre otros.

Ortega y otros (2006) caracterizan la geología, geotecnia y geometalurgia del yacimiento a través de datos ICP y secciones de control.

Arcuri y Brimhall (2003) utilizan diversas técnicas geoquímicas para tratar de discernir la fuente del cloruro presente en los fluidos que causan que la mena principal de óxidos del yacimiento sea la Atacamita.

Jeraldo (2002) caracterizó la mineralogía del Yacimiento Radomiro Tomic, destacando la relevancia de las distribuciones tanto laterales, como verticales; relacionándolas espacialmente, sin incluir implicancias paragenéticas.

Cuadra y Rojas (2001) efectúan un estudio de los minerales oxidados de cobre, dependiendo de la abundancia relativa de éstos definen Unidades Geológicas: óxido inferior y óxido superior. Lo que permitió una mejor comprensión de la distribución de los 3 principales oxidados del yacimiento: Atacamita, Arcillas con cobre y Crisocola.

Leiva y otros (2000) definen los sistemas de fallas del yacimiento, agrupándolos en dominios de fallas con orientaciones preferenciales asociadas a los controles de las fallas distritales. Llevaron

a cabo además la caracterización geotécnica de la mina, definiendo macizos rocosos.

Rojas y Cuadra (2000) describe los minerales oxidados de cobre del yacimiento, enfatizando en los principales: Atacamita, Crisocola, Arcillas con cobre y Copper Wad, separándolos en las unidades de Óxidos Superior e Inferior, debido a su heterogeneidad en la vertical.

Cuadra (1997) realiza el modelamiento geológico de la mina, en base a la información obtenida de sondajes y galerías subterráneas. Desarrolla además un levantamiento geológico y geofísico, estudia también la distribución de los sulfuros primarios, óxidos y analiza la información geotécnica.

Cuadra y otros (1997a) proponen un modelo geológico, en el cual se definen varios componentes del yacimiento: litología, estructuras, alteración hidrotermal, mineralización hipógena y supérgena.

Cuadra y otros (1997b) determinan edades del hidrotermalismo mediante dataciones radiométricas realizadas en la alteración potásica y cuarzo-sericítica, evidenciando que el evento hidrotermal de Radomiro Tomic era más corto que el de Chuquicamata, con un potásico más tardío y un evento cuarzo-sericítico más temprano.

Chong y Pardo (1993) realizan un estudio de la geología del Distrito Chuquicamata a escala 1:50.000, para la superintendencia de Exploraciones Exteriores y Desarrollo Geológico, Chuquicamata.

Aracena (1981) hace un estudio litológico y de alteraciones en el sector hacia el norte del Yacimiento Chuquicamata, definiendo tres variedades litológicas para el Pórfido Chuquicamata, establece, además, la posible relación co-magmática entre éste y el Complejo Intrusivo Fortuna. Menciona las características de la alteración argílica que contiene esmectita y las reacciones químicas a partir de feldespatos.

1.6. Agradecimientos

Quiero agradecer a CODELCO, División Radomiro Tomic, por brindarme la oportunidad de desarrollar mi memoria, a mis tutores, la metalurgista Claudia Maldonado y al geólogo Cesar Briceño, por la ayuda, enseñanzas y directrices brindadas, que fueron el pilar sobre el cual se

elaboró este estudio, también darle las gracias por los buenos momentos vividos y el grato ambiente laboral vivido en la oficina. Agradecer también a mi compañero memorista Javier Fernández por tener la paciencia de introducirme al mundo de la metalurgia. Mis más sinceros agradecimientos a todo el personal de la GRMD, al Sr. Gabriel Oyarzun, a los integrantes de la Superintendencia de geología, en especial a la geóloga Evelyn Brizuela, por todo lo que me enseñó, y a Gabriel Leiva Quezada, Alfonso Calderón, Catalina Carreño, Esteban Jiménez, Rodrigo Rojas, Silverio Muñoz, Marcelo Tapia, Jose Mercado, Carlos Salinas, Álvaro Moya, Sebastián de la Fuente y Wilson Manquez por su simpatía, por la excelente disposición a asistirme cuando fuera que lo necesitara y por todas las veces que me llevaron a terreno. También quiero agradecer a los geólogos contratistas Ricardo Krefft, por el tiempo que dedico en enseñarme la geología del yacimiento y el mapeo de sondajes, Sebastián Ainol, por sus consejos y ayuda en software, y a Cristian Pérez. Agradecer también a los ingenieros en minas Patricio Martínez y Luis Riquelme, por su ayuda en lo que a planes divisionales se refiere.

Doy gracias a mi alma máter, la Universidad de Concepción, en especial al Departamento de Ciencias de la Tierra, por todos los años de formación integral. Agradezco a mis profesores patrocinantes Marcos Pincheira y Oscar Jerez, por tener la disposición y ganas de ayudarme a realizar este trabajo, además de sus guías y consejos en la realización del mismo, también a mis profesores de comisión Abraham Gonzales y Verónica Oliveros por su tiempo y dedicación y al Jefe de Carrera, Luis Arturo Quinzio, por la buena onda y las gestiones realizadas durante el proceso de titulación. Agradezco a todo el personal de excelentes académicos que me brindaron los conocimientos a través de los años. Y también agradezco a mis compañeros, por todas las excelentes vivencias compartidas.

Agradezco también a mi familia, por el apoyo incondicional que me dieron a lo largo de todos mis estudios universitarios y la elaboración de esta memoria, sin ellos nada de esto hubiese sido posible.

Por último, pero no menos importante, agradezco a Catalina Ramírez, por su constante apoyo y motivación durante la realización de este estudio.

2. GEOLOGÍA REGIONAL

2.1. Generalidades

El Yacimiento Radomiro Tomic corresponde a un depósito mineral tipo pórfido cuprífero, que junto a las minas Chuquicamata y Ministro Hales, forman una franja de mega pórfidos de orientación norte-sur. El emplazamiento de estos pórfidos ocurre en el Eoceno superior-Oligoceno inferior, asociado a la intrusión del Complejo Porfídico Chuquicamata, con un marcado control estructural de la Falla Oeste (Camus, 2003 en Díaz y otros, 2009).

El distrito minero de Chuquicamata está caracterizado por poseer un basamento de rocas intrusivas y metamórficas del Paleozoico, un conjunto de rocas estratificadas e intrusivos del Mesozoico, los que son intruidos por cuerpos plutónicos paleógenos, que constituyen la roca caja de la mineralización presente en el distrito. La Falla Oeste es el principal rasgo estructural a nivel regional. Dado sus características se puede dividir el sector en dos bloques, uno oriental y otro occidental (Maksaev y otros, 1994).

El bloque oriental está constituido por rocas paleozoicas intrusivas y rocas triásicas intrusivas y volcánicas, donde la evidencia de la cobertura mesozoica se restringe a una pequeña franja de rocas sedimentarias calcáreas entre el Pórfido Chuquicamata y la Granodiorita Este (Faunes y otros, 2005). Mientras que el bloque occidental está constituido por la cobertura mesozoica e intrusivos cenozoicos. Existe debate sobre el desplazamiento relativo que han experimentado ambos bloques, McInnes y otros (1999) dice los bloques han experimentado un desplazamiento vertical relativo de 600 ± 100 m, en donde el bloque occidental corresponde al sector alzado. Por otro lado, Tomlinson y otros (2001a) plantean que regionalmente es el bloque occidental quien sufre un descenso de cerca de 500 m, tomando como referencia la posición actual del Complejo El Abra y del Complejo Intrusivo Fortuna.

Las unidades anteriores presentan una cobertura de depósitos de gravas, rípios polimícticos, arena y limos, mal seleccionados y consolidados, en abanicos y paleocanales aluviales, cuyas edades oscilan entre el Oligoceno inferior al Reciente, cubriendo aproximadamente un 60% del área.

La Figura 2.1 representa la geología en detalle del distrito de Chuquicamata.

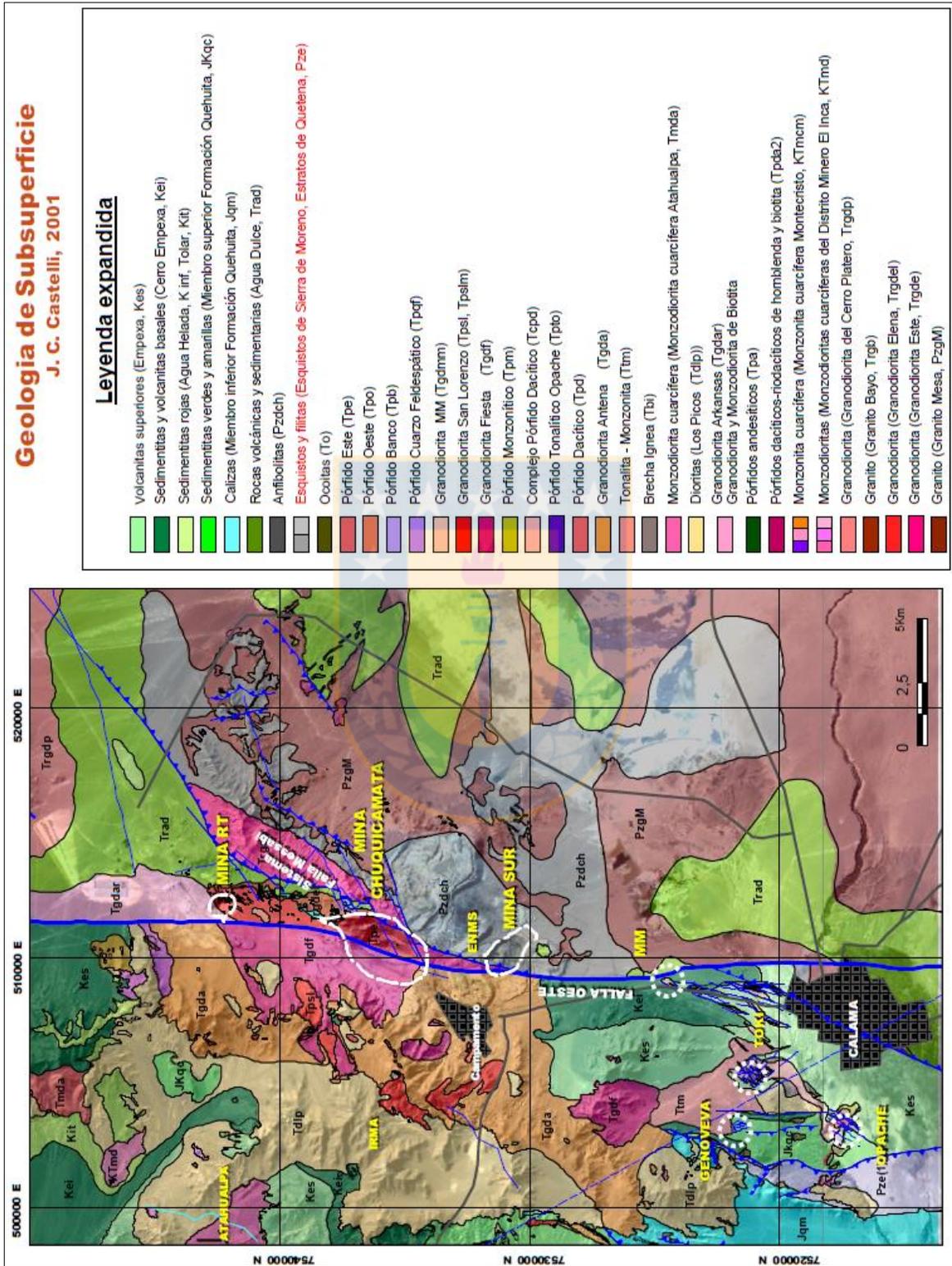


Figura 2.1 Mapa geológico distrital. Modificado de Castellí (2001) en Nuñez

2.2. Rocas Metamórficas

2.2.1. Cerros de Chuquicamata

Corresponden a series metamórficas y migmatitas, atribuidas al Paleozoico (Thomas, 1978 en Herrera, 2008). Afloran en una franja NNE en los cerros de Chuquicamata, en el rajo de Mina Sur y al norte, este y sureste del rajo de Chuquicamata. Esta franja es de aproximadamente 12 km de largo y 1 a 1,5 km de ancho (Marinovic y Lahsen, 1984).

Consisten, básicamente, en esquistos micáceos, anfibolitas y gneisses. Los esquistos micáceos son de color gris oscuro, presentan una foliación débil, su textura es lepidoblástica con cristales orientados de biotita, actinolita y plagioclasa. Las anfibolitas, son de color gris verdoso oscuro, presentan un aspecto masivo y son de grano grueso, con una textura lepidoblástica a granoblástica con biotita, plagioclasa (andesina) y epidota. A su vez, los gneisses presentan un color gris verdoso oscuro y corresponden a gneisses de hornblenda de grano grueso que contienen, además, plagioclasa (andesina) y cantidades menores de actinolita y tremolita, con escasa clorita y epidota (Vega y Bordonos, 1981 en Aracena, 1981). Las relaciones de contacto observadas en terreno indican que esta unidad intruye al Granito Mesa y se encuentra intruida por la Granodiorita Este. La edad según dataciones K-Ar, son 267 ± 6 Ma en biotita y 273 ± 9 Ma en hornblenda, correspondientes al Pérmico inferior (Tomlison y otros, 2001).

2.3. Rocas Estratificadas

2.3.1. Volcanitas de Cerros de Chuquicamata

Denominación informal para una secuencia de rocas volcánicas y sedimentarias clásticas, expuestas en el área de los Cerros de Chuquicamata. Litológicamente está constituida por andesitas porfídicas verdes, con escasos fenocristales de plagioclasa, riolitas y dacitas con bandeamiento de flujo, andesitas y dacitas porfídicas de hornblenda y, en su parte superior, areniscas guijarrosas y conglomerados de color rojo y subordinadamente, areniscas finas, limonitas laminados con delgados niveles calcáreos y lutitas (Tomlison y otros, 2001). Se disponen en inconformidad sobre el Granito Mesa y sobre la Tonalita de Cerrillos de Cere, su techo no está expuesto en la zona (Tomlison y otros, 2001).

Anteriormente esta secuencia había sido asignada a la Formación Agua Dulce (García, 1967;

Chong y Pardo, 1992, 1993), dado sus similitudes litológicas con las rocas del lugar, sin embargo, una datación K-Ar en un pórfido riolítico de carácter subvolcánico en el área tipo de la Formación Agua Dulce indica una edad Carbonífero para dicha formación (Mpodozis y otros, 1993). En cambio, una datación radiométrica por el método U-Pb en circones provenientes de una lava dacítica porfídica de hornblenda, situada al este del yacimiento Radomiro Tomic, en los Cerros de Chuquicamata, obtuvo una edad $231,6 \pm 0,5$ Ma, esto es, Triásico Superior (Tomlinson y otros, 2001b).

2.3.2. Formación Quehuita

La Formación Quehuita fue definida como una secuencia de areniscas, lutitas, calizas y depósitos evaporíticos, de origen marino y continental (Vergara, 1978 en Tomlinson y otros, 2001b). La Formación Quehuita se dispone discordante sobre Formación Sama del Triásico Superior e inconforme sobre rocas del basamento Paleozoico a Triásico Medio. Subyace, en forma concordante, a las Volcanitas de la Cuesta de Montecristo, del Cretácico Inferior, y en forma discordante, a las formaciones Cerro Empexa, Tambillo y Tolar, del Cretácico Superior-Terciario Inferior. Se distribuye al principalmente al oeste de la Falla Oeste, mientras que sus afloramientos al este de ésta, son escasos, de poco espesor y discontinuos (Tomlinson y otros, 2001b).

Vergara y Thomas (1984) la dividen en dos miembros, uno inferior marino y uno superior continental:

Miembro inferior: corresponde a rocas sedimentarias bien estratificadas en capas de 0,10 a 2 m de potencia, con abundantes fósiles marinos; predominando las rocas calcáreas (calizas, calcarenitas, areniscas calcáreas, calcilutitas) y las lutitas. El contenido fosilífero del miembro inferior indica que corresponde al lapso desde el Hettangiano hasta el Kimmeridgiano.

Miembro superior: está constituido por una secuencia bien estratificada de areniscas y limonitas laminadas de color rojo oscuro, con intercalaciones de limonitas verdes y areniscas cuarcíferas pardas. La edad del miembro superior está determinada por concordancia sobre el miembro inferior de edad máxima Kimmeridgiano y por estar concordante bajo las Volcanitas de la Cuesta de Montecristo de edad probable Cretácico Inferior, esto permite restringirlo al lapso Kimmeridgiano-Cretácico Inferior.

2.3.4. Formación Cerro Empexa

La Formación Cerro Empexa fue definida por Galli (1957) para denominar a una secuencia continental constituida por rocas sedimentarias clásticas, andesitas, traquitas, brechas y tobas, dispuestas en discordancia angular sobre rocas sedimentarias jurásicas-cretácicas inferior.

Con posterioridad, Vergara y Thomas (1984) separan dos miembros para esta formación: un miembro inferior, volcano-sedimentario, de aproximadamente 200 m de espesor, y un miembro superior, de carácter volcánico, de aproximadamente 550 m de potencia (espesores mínimos). Sin embargo, mediciones realizadas por Tomlinson y otros (2001b), en el área del Cerro Grande (Cuadrángulo Copaquiri), dieron un espesor mínimo de 1,860 m para la Formación Cerro Empexa.

La formación sobreyace discordante sobre rocas sedimentarias clásticas del miembro superior de la Formación Quehuita (Jurásico-Cretácico Inferior) e infrayace, con la misma relación, a la Ignimbrita Huasco (Mioceno Inferior) y a gravas inconsolidadas del Mioceno Medio-Superior; es intruida por la Monzonita cuarcífera Montecristo, de edad Cretácico Superior-Paleoceno (Tomlinson y otros, 2001b).

La posición estratigráfica que ocupa y el hecho que las rocas volcánicas del miembro superior en el sector de los Cerros de Montecristo y al Distrito El Inca estén cortadas por intrusivos datados en $63,1 \pm 0,3$ Ma ($^{40}\text{Ar}/^{39}\text{Ar}$ en biotita; Maksaev, 1990) y 69 ± 2 Ma (K-Ar en biotita, Tomlinson y otros, 2001b) respectivamente, permite restringirla al rango Cretácico Superior - Paleoceno.

2.3.5. Formación Icanche

La Formación Icanche fue definida por Maksaev (1978) para designar una secuencia de rocas volcánicas andesíticas que afloran típicamente en la quebrada Icanche. Esta unidad sobreyace en forma concordante a la Formación Tolar e infrayace tanto discordante como concordantemente a una secuencia sedimentaria clástica correspondiente a la Formación Sichal. La mayor parte de sus afloramientos fueron asignados, en mapeos previos, a otras unidades supuestamente más antiguas, como por ejemplo la Formación Arca (Maksaev, 1978; Marinovic y Lahsen, 1984) y la Formación Macata (Vergara, 1978).

En términos generales, la Formación Icanche presenta, regionalmente, una composición basal dacítica, tanto en flujos lávicos como en depósitos piroclásticos, variando luego a una composición andesítica en los niveles intermedios a superiores (Tomlinson y otros, 2001b). Se han realizado varias dataciones radiométricas en esta formación, todas ellas confirman su edad Eoceno con edades de los 52 a 40 Ma (Maksaev, 1978; Hammerschmidt y otros, 1992; Tomlinson y otros, 2001b).

2.3.6. Formación Calama

La formación Calama fue definida por Naranjo y Paskoff (1981) para designar a gravas que forman una colina sobresaliente en el curso medio del río Loa (Cerro Calama), aledaño a la ciudad homónima. Esta unidad yace discordantemente sobre la unidad Volcanitas de Cerros de Chuquicamata (Triásico Medio), infrayace en discordancia a la Formación El Loa y se encuentra disectada por la unidad Gravas del Mioceno - Plioceno en el área de los Morros Los Cerrillos, al este de Pampa Cere (Tomlinson y otros, 2001b).

Litológicamente consiste en gravas polimícticas grises, matriz soportadas, con moderada consolidación y mala estratificación. Los clastos son subangulosos a subredondeados de variada composición y tamaño, alcanzando diámetros de 15-20 cm, incluidos en una abundante matriz arenosa. En el valle del río Loa muestran un espesor expuesto de 120-150 m (Naranjo y Paskoff, 1981).

Inicialmente Naranjo y Paskoff (1981) sugirieron una edad Mioceno Inferior a Medio para esta unidad sobre la base de una posible correlación con las Gravas de Atacama. Sin embargo Tomlinson y otros (2001b) otorgan una edad Oligoceno Inferior-Mioceno Inferior, de acuerdo a la relación estratigráfica con las Gravas del Mioceno – Plioceno y a dataciones realizadas por May (1997) al techo del Grupo Puriláctis, en el sector de quebrada Yalqui.

2.3.7. Gravas Mioceno-Plioceno

Unidad informal, corresponde a depósitos no consolidados de gravas polimícticas que morfológicamente constituyen extensas planicies aluviales o "pampas" y depósitos de piedemonte claramente más antiguos que los depósitos actuales. Sobreyace en discordancia al miembro 3 de la Formación Altos de Pica, engranan lateralmente con las calizas de la Formación

El Loa (Mioceno superior - Plioceno superior) y están cubiertas por depósitos morrénicos del Pleistoceno. Con frecuencia se intercalan en estos depósitos niveles de ignimbritas y tobas de ceniza con edades entre 11 y 2,8 Ma (Tomlinson y otros, 2001b).

Litológicamente, esta unidad corresponde a depósitos no consolidados de gravas y ripios polimícticos, mal seleccionados y estratificados, con clastos angulares a subangulares incluidos en una matriz de arena, limo y arcilla (Tomlinson y otros, 2001b). Estratigráficamente, la edad de esta unidad queda comprendida en el rango post-Mioceno Medio a pre-Pleistoceno, Sin embargo, para las gravas depositadas al este de la divisoria de aguas de Sierra del Medio (depresión del río Loa) y en la sierra misma, la situación es algo diferente pues su edad máxima es más antigua y los depósitos son diacrónicos entre sí.

En efecto, para los niveles más antiguos de esta unidad, situados en el área de Calama-Chuquicamata, Quebrada Blanca-Collahausi y oeste de El Abra, se infieren edades entre 21 y 15 Ma sobre la base de la mineralización exótica cuprífera que se depositó como cemento en las gravas (Sillitoe y McKee, 1996; rango de edad del enriquecimiento supérgeno de los yacimientos Chuquicamata, Mansa Mina y Ujina basado en 10 dataciones K-Ar de alunitas supérgenas con rango entre $20,8 \pm 0,6$ y $15,2 \pm 0,5$ Ma).

2.3.8. Formación El Loa

Esta unidad corresponde a una secuencia sedimentaria predominantemente lacustre, expuesta a lo largo del curso del río Loa. Biese (1950) fue el primero en utilizar el nombre Formación El Loa, para referirse a esta secuencia. Luego, Fuenzalida (Hoffsteter y otros, 1957 en Tomlinson y otros, 2001b) sintetizó las descripciones anteriores y sugirió formalmente denominarla Formación El Loa. La formación se deposita en discordancia angular sobre conglomerados de la Formación Calama y subyace discordantemente a sedimentitas clásticas finas de la Formación Chiuchiu. Litológicamente esta formación se puede separar en una unidad clástica inferior (de grano fino y grueso) y una superior de composición calcárea. (Tomlinson y otros, 2001b).

Dataciones realizadas en intercalaciones de niveles ignimbríticos arrojan edades Ar-Ar que van desde los $19,62 \pm 0,36$ Ma a los $3,37 \pm 0,06$ Ma, por lo que Tomlinson y otros (2001b) le asignan una edad Mioceno Inferior – Plioceno Superior.

2.4. Rocas Intrusivas

2.4.1. Granito Mesa

Corresponde a un plutón granítico de grano grueso y color rosado, expuesto al este de la mina de Chuquicamata y al NE del Cerro Calama. Petrográficamente equivale a un monzogranito grueso de microclina y biotita con textura hipidiomórfica inequigranular, en parte porfídica. Este intrusivo tiene una orientación mineralógica característica (foliación) que le confieren un aspecto gnéisico; presenta feldespatos deformados y recristalización de cuarzo fino donde se encuentra foliado (Tomlinson y otros, 2001b). Esta unidad es intruida por la Diorita de Cerros de Chuquicamata, para la cual Tomlinson y otros (2001b) asignan una edad Pérmico inferior, los autores también realizan dataciones en el Granito Mesa, obteniendo edades Jurásico Inferior, las que son interpretadas como edades mínimas; para la edad máxima se apoyan en las mediciones realizadas por Marinovic y Lahsen (1984), realizadas en el Cerro Moctezuma, con características idénticas al Granito Mesa, en donde obtienen una edad Carbonífero superior. Quedando así acotada su edad al rango Carbonífero superior – Jurásico Inferior (Tomlinson y otros, 2001b).

2.4.2. Tonalitas de Cerrillos de Cere

Esta unidad corresponde a un pequeño stock de composición tonalítica, de color gris blanquecino, expuesto en el extremo NW del Cuadrángulo Chiuchiu. Petrográficamente equivale a una tonalita de textura hipidiomórfica inequigranular, de grano medio a grueso, con feldespatos argilizados y sericitizados, escaso feldespato potásico micropertítico y subordinada biotita (Tomlinson y otros, 2001b). Para este cuerpo intrusivo, no se cuentan con dataciones radiométricas, la única relación de contacto observada es la inconformidad con las Volcanitas de Cerros de Chuquicamata (Triásico Superior); Tomlinson y otros (2001b) las correlaciona con la unidad Dioritas de Cerros de Chuquicamata, asignándole una edad Paleozoico Superior.

2.4.3. Granodiorita Este

Plutón de composición granodiorítica, de color gris claro, que aflora en el área de los Cerros de Chuquicamata y muralla suroriental de la mina Chuquicamata, en donde constituye un cuerpo elongado en dirección NNE. En esta localidad, en su borde oriental, intruye al Granito Mesa y a las dioritas de Cerros de Chuquicamata, se encuentra atravesado por numerosos diques

andesíticos orientados en sentido NNE hasta NE y ENE. En su lado occidental, está limitado por la falla Mesabi que la pone en contacto con andesitas de la unidad Volcanitas de Cerros de Chuquicamata, calizas del miembro inferior de la Formación Quehuita y en el extremo sur de la mina Chuquicamata, con el Pórfido Este del Complejo Intrusivo Chuquicamata, de edad Terciario. Petrográficamente corresponde a una granodiorita de biotita y hornblenda, con textura hipidiomórfica equigranular, de grano medio a grueso (Tomlinson y otros, 2001b). Dataciones realizadas por Tomlinson y otros (2001b), mediante el método K-Ar en biotitas ligeramente cloritizadas, arrojan edades de 238 ± 6 Ma y 235 ± 5 Ma, mientras que las U-Pb realizadas en circones entregan una edad de 229 ± 2 Ma, ubicando a este intrusivo en el Triásico Superior.

2.4.4. Granodiorita Elena

Stock de composición granodiorítica, de color gris rosado claro a gris medio, expuesto inmediatamente al este y NE del yacimiento de Chuquicamata. En este yacimiento se observa un contacto gradacional con el Pórfido Este, de edad terciaria, del Complejo Intrusivo Chuquicamata (Ambrus, 1979; Lindsay, 1997), lo cual es, probablemente, una consecuencia de la deformación dúctil característica del borde oriental del Pórfido Este (Lindsay, 1997). Se considera que la Granodiorita Elena está intruida por el Pórfido Este, al este del yacimiento está limitado por la falla Mesabi que la pone en contacto con calizas de la Formación Quehuita y con andesitas de la unidad Volcanitas de Cerros de Chuquicamata (Tomlinson y otros, 2001b). Petrográficamente corresponde a una granodiorita de biotita y subordinada hornblenda, con ortoclasa, plagioclasa, cuarzo, y máficos cloritizados, con textura hipidiomórfica equigranular de grano medio, con facies de grano fino y porfídicas. Presenta características de cataclásis dadas por plagioclasas y biotitas dobladas, rotadas y quebradas, y cuarzo recristalizado. Se observa una zonación textural y de color en sentido E-W, con mayor granularidad y tonos oscuros hacia el este y mayor evidencia de cataclásis en el centro del cuerpo (Alvarez y Aracena, 1985).

Varias dataciones han sido realizadas en esta unidad, con resultados distintos: dataciones K-Ar en biotita dan resultados de $38,1 \pm 1,5$ Ma (Vega y Bordones, 1981) y $125 \pm 3,8$ Ma (recalculada de Ambrus, 1979); Zentilli en Lindsay (1997) obtiene edades $^{40}\text{Ar}/^{39}\text{Ar}$ de $30,8 \pm 1,3$ Ma; Ballard (2001, en Faunes y otros, 2005) y Ballard y otros (2002) datan la Granodiorita Elena por el método U-Pb (ELA-ICP-MS) en circones, obteniendo una edad de $37,7 \pm 1$ Ma; Tomlinson y otros (2001b) obtienen edades U-Pb (TIMS) en circones de 227 ± 2 Ma; mientras que Proffett

(2008) en Cabrera (2011) realiza dataciones U-Pb (SHRIMP) en zircones para las unidades mapeadas del área Mina Carmen, registrando edades de $233,1 \pm 2,2$ Ma para la variedad WGDE (Western Granodiorita Elena), y $231,4 \pm 2$ Ma para la variedad EGDE (*Eastern Granodiorita Elena*). Las últimas edades, del Triásico Superior son las más concordantes según Cabrera (2011), pero el autor deja abierto el debate sobre las edades eocenas, que han sido interpretadas como rejuvenecimiento provocado por la intrusión del Complejo Porfídico Chuquicamata.

2.4.5. Complejo Diorítico Los Picos

El Complejo Diorítico Los Picos es un cuerpo compuesto de numerosas intrusiones dioríticas ampliamente distribuidas hacia el oeste y norte del Complejo Intrusivo Fortuna, formando una franja NS de 30 km de largo, que se extiende desde el Cerro Atahualpa hasta Quetena (NW de Calama). En sus lados norte y occidental intruye a las formaciones Quehuita, Cerro Empexa, Tolar e Icanche; por la parte oriental es intruido por el Complejo Fortuna, con un claro ejemplo de la intrusión cerca de la mina Yarosita; el complejo Diorítico Los Picos forma un *roof pendant* dentro el Complejo Fortuna. Composicionalmente, las intrusiones varían de diorita a monzodiorita cuarcífera a monzonita cuarcífera, con tamaño de grano que va desde medio a levemente porfídico (Tomlinson y otros, 2001b). La edad de estas intrusiones varía dentro del rango de 44-42 Ma hasta 45 Ma, basado en dataciones Ar-Ar en biotita y U-Pb en zircón (Ballard, 2002 en Dilles, 2008; Campbell y otros, 2006). La abundancia de augita, y escasez de hornblenda y esfeno contrastan fuertemente con el Complejo Fortuna, y es consistente con la interpretación de que las intrusiones de Los Picos no están relacionadas con Fortuna (Tomlinson y otros, 2001b).

2.4.6. Complejo Intrusivo Fortuna

El Complejo Intrusivo Fortuna (CIF) es la parte W del Batolito El Abra-Fortuna, este último, es un complejo plutónico del Eoceno tardío que fue dividido por la Falla Oeste. El segmento oriental es llamado Complejo Granodiorítico El Abra y aflora 35 km al N de Chuquicamata. El segmento occidental (CIF), está compuesto por cuatro unidades principales, que en orden decreciente de edad son: Granodiorita Antena, Granodiorita Fiesta, Pórfidos Aplíticos Tetera y Pórfidos San Lorenzo (Tomlinson y otros, 2001b). Estas unidades se extienden sobre un área de aproximadamente 80 km^2 , e intruyen a la Formación Cerro Empexa y al Complejo Diorítico Los

Picos. Su composición varía en el campo de la monzodiorita cuarcífera a granodiorita a monzogranito (Dilles, 2008). La edad de esta unidad varía de 39,5 a 37,8 Ma en dataciones U-Pb (TIMS y LA-ICP-MS) en circones de la Granodiorita Antena y Granodiorita Fiesta (Ballard y otros, 2001).

2.4.7. Complejo Porfídico Chuquicamata

El Complejo Porfídico Chuquicamata, también conocido como Pórfido Chuqui, es el nombre que recibe el conjunto de pórfidos granodioríticos y monzograníticos alterados que constituyen la roca huésped de la mineralización en la Mina Chuquicamata (Aracena, 1981). Conforman una franja elongada en sentido que va de NS a NNE-SSW, con manteo subvertical, a veces inclinado levemente hacia el W; sus dimensiones son cercanas a los 14x1,5 km (Faunes y otros, 2005), abarcando el área comprendida entre los depósitos Chuquicamata y Radomiro Tomic. Estas rocas se encuentran en contacto por inconformidad con las Gravas del Mioceno-Plioceno; en Chuquicamata están en contacto con las rocas del Complejo Intrusivo Fortuna a través de la Falla Oeste en su sección occidental, mientras que en el flanco oriental está limitado por la Falla Portezuelo al SE y la Zona de Deformación Este por el E que lo ponen en contacto con la Granodiorita Este y metasedimentos (Faunes y otros, 2005). En el sector NE de la Mina Chuquicamata, el Pórfido Chuquicamata intruye con su variedad Pórfido Este a la Granodiorita Elena y a metasedimentos, truncando localmente zonas de deformación dúctil en estas rocas (Lindsay y otros, 1995 en Ossandón y otros, 2001).

Este complejo, en la Mina Chuquicamata, está compuesto por tres variedades principales, a saber: Pórfido granodiorítico de masa fundamental intersticial, Pórfido monzogranítico de masa fundamental aplítica y Pórfido monzogranítico de textura porfídica doble (Aracena, 1981), previamente conocidos como Pórfido Este, Pórfido Oeste y Pórfido Banco, nombre que mantienen hasta la actualidad. Cuadra y otros (1997a) y Cuadra y Rojas (2001) mencionan que las rocas presentes en el área de RT son esencialmente iguales a las del Pórfido Chuquicamata en la Mina Chuquicamata. Ossandón y otros (2001) menciona además la ocurrencia de un Pórfido de Textura Fina en la Mina Chuquicamata, mientras que en el año 2003, en RT se reconoce una variedad nueva del Pórfido Chuquicamata y se adopta el nombre “Pórfido Fino” para denominarla (Rubio, 2003 en Cabrera, 2011). Las variedades litológicas del Complejo Porfídico Chuquicamata serán descritas con más detalle en el capítulo 3.1.

2.5. Evolución Tectónica Eocena del Distrito Chuquicamata

El área de estudio se encuentra ubicada en la Precordillera Andina, entre el Valle Longitudinal y la Cordillera Occidental, formando parte de la franja metalogénica del Eoceno superior-Oligoceno inferior, que es la de mayor importancia económica (Camus, 2003). Esta franja se dispone en orientación N - S, y en ella los depósitos no se distribuyen en forma regular, sino que localmente se agrupan (clusters) dentro de áreas menores a 200 km², que a su vez se encuentran alineados con estructuras locales o regionales (Maksaev y otros, 2007). En este contexto, el Yacimiento Radomiro Tomic forma parte del Clúster Chuquicamata (Camus, 2003).

Entre el Eoceno medio – Eoceno superior temprano, se desarrolla un evento compresivo denominado Orogenia Incaica, el que ha sido datado en el área del Complejo Fortuna – El Abra en 45 a 37,5 Ma (Tomlinson y otros, 2001b). Este evento reactiva en forma inversa a las antiguas fallas extensionales del Triásico-Jurásico Superior-Cretácico Inferior, que generaron hemigrabens de orientación NW-SE (Amilibia y otros, 2008). El origen de este evento ha sido atribuido a un aumento en la velocidad de convergencia y disminución en la oblicuidad de la placa Farallón (Haschke y otros, 2002; Haschke y otros, 2006).

Posterior a la Orogenia Incaica comienza un régimen transpresivo dextral, lo cual es discutido, ya que evidencias de terreno muestran que estructuras asociadas a este régimen postdatan el evento compresivo, mientras que en algunos sectores son contemporáneos (Tomlinson y otros, 2001b), el cambio en la tectónica ha sido atribuido a un cambio en la oblicuidad de la subducción de la placa Farallón. Niemeyer y Urrutia (2009), por otro lado, indican que durante el Eoceno tardío existe una tectónica transpresiva sinistral, calculando un rechazo compuesto sinistral-inverso de 16,4±1 km.

Los pórfidos del Eoceno-Oligoceno utilizaron las estructuras contractivas de alto ángulo como conductos para su emplazamiento como filones y diques tabulares y cilíndricos en las paredes colgantes de los sistemas de fallas inversas (González y otros, 2012; Charrier y otros, 2009; Amilibia y otros, 2008, Amilibia y Skarmeta, 2003). Esta actividad se desarrolló entre los 42 y 31 Ma y estuvo restringida a emplazamiento de stocks epizonales en ciertos sectores localizados a lo largo del Sistema de Fallas de Domeyko en los cuales en la etapa más tardía del magmatismo se desarrollaron importantes sistemas porfídicos. Éstos dieron origen a pórfidos de Cu-Mo de clase

mundial, constituyendo la mayor concentración cuprífera del mundo. Los más grandes y de mayor ley son los más jóvenes de esta franja y tienen un marcado control estructural (Camus 2003; Charrier y otros, 2009). Es así como al E de la Falla Oeste, controlado por las fallas Kala y Ckaari, se emplaza el Pórfido Este, que es la roca que hospeda la mineralización y da origen al Yacimiento Radomiro Tomic.

Durante este periodo comprendido entre el Eoceno Superior y el Oligoceno Inferior temprano, además de las intrusiones se registra la deposición continua de sedimentos continentales fluviales y de abanico representados por la Formación Calama (May y otros, 2005).

En el Oligoceno temprano se produce el colapso del arco magmático y su migración hacia el E, a la zona del Altiplano, en donde se ha registrado volcanismo desde los 26 Ma (Kay y otros, 1994 en Haschke y otros, 2002). Este fenómeno ha sido atribuido al incremento de la velocidad de convergencia de la placa de Nazca bajo la Sudamericana, rotando desde una dirección NE-SW a una ENE-WSW (Somoza y Ghidella, 2005, 2012); este proceso está acompañado de los primeros indicios de una tectónica transcurrente sinistral (Tomlinson y otros, 2001b). Desde ese momento (Oligoceno inferior), el área de la Precordillera pasa a formar parte del ante-arco, y registra en su evolución eventos compresivos mayores asociados al arco, que localmente se expresan como pequeñas discordancias en la sedimentación de la cuenca de Calama (May y otros, 2005).

La estructura de la Precordillera pasa a estar dominada por una zona de falla de traza prácticamente continua desde la zona de El Salvador hasta el norte de Chile en la región de Collahuasi, conocido como Sistema de Falla de Domeyko (Figura 2.2), el que ha sido dividido en tres segmentos según la continuidad y extensión de las fallas: el segmento norte (Falla Oeste), de 200 km de extensión, entre quebrada Blanca y Chuquicamata; el segmento centro (Sierra de Varas), de 300 km, entre Limón Verde hasta Vaquillas y el segmento sur (Sierra Castillo-La Ternera), de 200 km desde El Salvador hasta Quebrada Carrizalillo (Tomlinson y otros, 2001b).

Finalmente, hace 10 Ma, ocurre un aumento de la velocidad de acortamiento horizontal debido a la disminución progresiva de la velocidad de convergencia que se mantiene hasta el Reciente (Somoza y Ghidella, 2005, 2012).

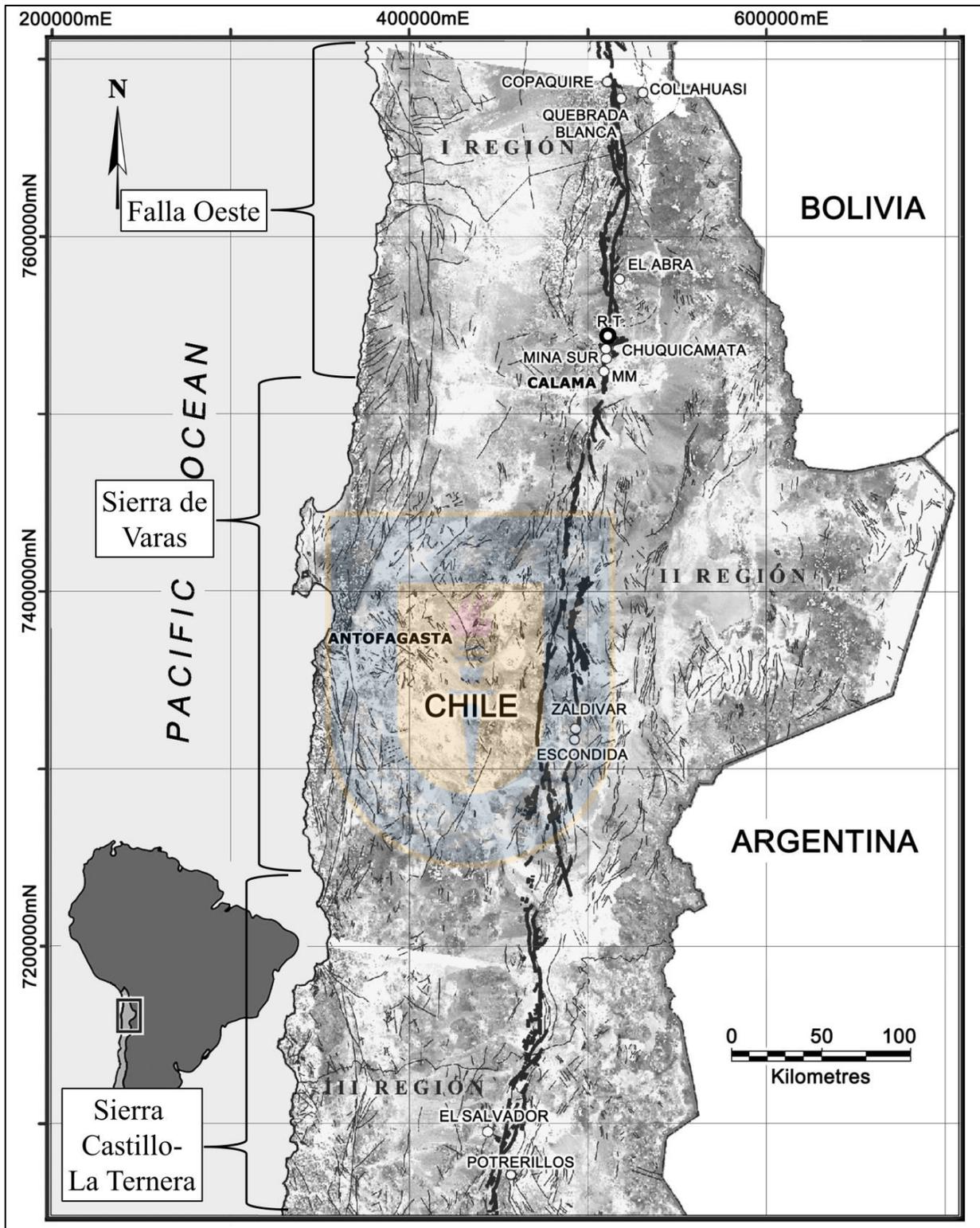


Figura 2.2 Segmentos del Sistema de Falla de Domeyko. Distribución de bloques tectónicos según la ubicación de Tomlinson y otros (2001b); principales depósitos tipo Pórfido Cu-Mo del Eoceno Tardío – Oligoceno. Modificado de Faunes y otros (2005)

3. GEOLOGÍA DEL YACIMIENTO RADOMIRO TOMIC

3.1. Litología

El Yacimiento Radomiro Tomic, al igual que Chuquicamata, alberga la mineralización en el Complejo Porfídico Chuquicamata el que se manifiesta como un gran dique subvertical, limitado por importantes fallas: por el oeste, la Falla Oeste; por el este, la Zona de Deformación Este; y por el sur, la Falla Portezuelo (Faunes y otros, 2005). Se encuentra en contacto con la Granodiorita Elena tanto en su parte oriental como occidental, si bien antes se pensaba que estaba en directo contacto con las rocas del Complejo Intrusivo Fortuna, se ha reconocido a la Granodiorita Elena al oeste también, entre éstas.

Se describen a continuación las principales litologías que se pueden encontrar en el yacimiento, obviando a las litologías que presentan una distribución más restringida.

3.1.1. Complejo Porfídico Chuquicamata

Denominado comúnmente como Pórfido Chuqui, corresponde a la roca huésped de la mineralización en el Yacimiento Radomiro Tomic. Está compuesto por 4 variedades litológicas: Pórfido Este (PFE), Pórfido Oeste (PFW), Pórfido Banco (PFB) y Pórfido Fino (PFF) (Aracena, 1981; Tomlinson y otros, 2001b; Cabrera, 2011). El índice de color (IC) de estas rocas es relativamente bajo, variando de 2,7 a 5 (Cabrera, 2001).

3.1.1.1. Pórfido Este

Es el primer pulso magmático asociado al evento del emplazamiento del complejo Pórfido Chuqui, de carácter esencialmente equigranular de elongación NNE, de color gris rosado claro, en contacto gradacional con el Pórfido granodiorítico Elena e intruido por las demás variedades porfídicas del yacimiento: Oeste, Banco y Fino. Se distribuye ampliamente en la mina RT constituyendo la roca caja de pórfidos y de gran parte de la mineralización (Cabrera, 2011; Tomlinson y otros, 2001b, Parra y otros, 2010). Su composición varía de leuco-granodiorita a leuco-monodiorita cuarcífera, de grano medio a grueso. Está constituido por cristales de plagioclasas con zonación de crecimiento, agregados policristalinos de cuarzo, feldespato potásico en agregados anhedral y cristales de hasta 8 cm, con biotita anhedral a subhedral, en una masa fundamental intersticial cerrada. Se diferencia del resto de variedades porfídicas por su

textura equigranular con biotita más gruesa y bordes irregulares por recristalización, por la ausencia de masa fundamental y por ser la única variedad que puede presentar gran continuidad >200m en sondajes (Cabrera, 2011). Dataciones mediante el método U/Pb (SHRIMP) en circones entregan edades de $35,0 \pm 0,3$ Ma en Radomiro Tomic (Campbell y otros, 2006) y $36,2 \pm 0,4$ Ma en Chuquicamata (Proffett, 2008 en Ainol, 2016).

3.1.1.2. Pórfido Fino

Corresponde al segundo pulso magmático, el cual intruye al Pórfido Este, configurando cuerpos alargados de espesores variables entre 20 m a 150 m. En profundidad los cuerpos de pórfido Fino muestran una mayor continuidad, haciéndose más expresiva una tendencia general N-S y notándose claramente su desarrollo principal en la parte central del pórfido madre definiendo lo que es la sutura de este sistema intrusivo (Parra y otros, 2010). Según la clasificación de Streckeisen (1976), es de composición leuco-granodiorita y por su textura se clasifican como pórfidos dacíticos leucocráticos. Su color es gris claro a gris, hasta blanco rosáceo, compuesta por fenocristales (50-60%) de plagioclasa con zonación de crecimiento, “ojos” de cuarzo euhedral a subhedral, feldespato potásico euhedral a subhedral como cristales aislados (localmente como megacristales de hasta 6cm), biotita euhedral a subhedral. El esfeno es un accesorio muy común, encontrándose siempre alterado a rutilo. La masa fundamental es felsofídica (40-50%) compuesta por un agregado de cuarzo anhedral a subhedral, feldespato potásico anhedral y plagioclasa subhedral. Se distingue por su textura porfídica con “ojos” de cuarzo. Masa fundamental afanítica color blanquecino a rosáceo; en contacto con el PFE, el PFF se ve más oscuro y de grano más fino; posee biotita fina (1-2mm) con bordes regulares (Cabrera, 2011). Campbell y otros (2006) realizan dataciones U/Pb LA-ICP-MS a esta unidad en la Mina RT, otorgándole una edad de $33,9 \pm 0,4$ Ma.

3.1.1.3. Pórfido Oeste

Conjunto de diques de textura porfídica idiomórfica de grano medio y masa fundamental afanítica microcristalina que se presentan en el sector centro-oeste del Yacimiento Radomiro Tomic, Los diques de PFW intruyen tanto al PFE como al PFF (Cabrera, 2011). Según la clasificación de Streckeisen (1976), su composición varía de leuco-granodiorita a leucomonzodiorita cuarcífera. Por lo general los diques de PFW se presentan de color gris oscuro a

negro, aunque localmente pueden tomar tonos amarillentos (alteración argílica) o rosáceos (alteración pervasiva Fk). Compuesto por fenocristales de plagioclasa, ojos de cuarzo, feldespato potásico como cristales aislados y biotita. La masa fundamental (58-77%) está compuesta por un agregado muy fino de cuarzo, plagioclasa, feldespato potásico y contenidos menores de biotita. Sus características diagnósticas son su color más oscuro, la presencia de masa fundamental, magnetismo en algunos afloramientos y carácter de dique (Cabrera, 2011). En el sector de la Mina RT no han sido realizadas dataciones para esta unidad, pero se puede obtener su edad máxima de acuerdo a sus relaciones de contacto, ya que intruye al PFF, por lo que la edad máxima corresponde a $33,9 \pm 0,4$ Ma (Campbell y otros, 2006); la edad mínima según Cabrera (2011) es de $\sim 32,7 \pm 0,3$ Ma, la que está dada por la edad del evento potásico en RT. Dataciones en Chuquicamata indican, a través del método U/Pb en circones, edades de $34,0 \pm 0,3$ Ma (SHRIMP) y $33,6 \pm 0,2$ (LA-ICP-MS) (Campbell y otros, 2006).

3.1.1.4. Pórfido Banco

Cuerpos filoneanos de orientación NNE y color gris a gris oscuro que intruyen al Pórfido Este, no se han observado relaciones de contacto con el Pórfido Oeste (Tomlinson y otros, 2001b). Su composición corresponde a una leucogranodiorita y por textura se clasifica como pórfido dacítico leucocrático. Está compuesto por fenocristales bimodales euhedrales de plagioclasa, cuarzo, feldespato potásico, biotita y esfeno. La masa fundamental (34%) está compuesta por un agregado fino de cuarzo subhedral a anhedral y feldespato potásico anhedral, con una pequeña fracción de plagioclasa subhedral. Sus características diagnósticas son la presencia de una población de fenocristales de 1 a 2 mm y otra más grande, así como la presencia de cuarzo en forma de ojos o secciones prismáticas euhedrales que permiten distinguirla del PFE. Generalmente presenta magnetismo y magnetita diseminada localmente (Cabrera, 2011). En el Yacimiento Radomiro Tomic no se cuentan con dataciones radiométricas para esta unidad, sin embargo si se han realizado en Chuquicamata, a través del método U/Pb en circones, Campbell y otros (2006) obtienen edades de $34,1 \pm 0,3$ (SHRIMP) y $33,1 \pm 0,3$ (LA-ICP-MS).

3.1.2. Granodiorita Elena

La Granodiorita Elena (GDE) es un cuerpo intrusivo de carácter equigranular hipidiomórfico fanerítico de grano medio, que aflora en la pared E del rajo RT y constituye el contacto oriental

del Complejo Porfídico Chuquicamata (Cabrera, 2011). Se ha mencionado, que esta roca además se encuentra en la parte oriental del yacimiento, formado una cuña estructural entre la Falla Oeste y la Falla Kala (Faunes y otros, 2005), y constituye la roca de caja alterada por la alteración clorítica (Barrenechea, 2011). Corresponde a una granodiorita compuesta por plagioclasa subhedral alterada débilmente a sericita, cuarzo anhedral a subhedral y ortoclasa anhedral. Todos los ferromagnesianos están reemplazados por biotita fina, que a su vez está parcialmente alterada a clorita, contiene además trazas de epidota, producto de la alteración de las plagioclasas. Se distingue de las demás variedades intrusivas del yacimiento ya que no presenta pseudomorfos euhedrales de esfeno; tiene un índice de color más alto que las rocas del Pórfido Chuqui con un promedio de 7,2; otra característica es que presenta una leve foliación magmática de los máficos, lo que ha sido atribuido a las intrusiones eocenas (Cabrera, 2011).

3.1.3. Granodiorita Fortuna

Reciben esta denominación las rocas pertenecientes al Complejo Intrusivo Fortuna, las que se distribuyen principalmente al oeste del yacimiento, en contacto por la Falla Oeste (Barrenechea, 2011). A grandes rasgos, corresponden a rocas de composición granodiorítica a monzonítica, de color gris claro, es granular de grano grueso a medio, de textura hipidiomórfica granular, en parte porfídica. A medida que se acerca a la Falla Oeste presenta una textura cataclástica muy notoria (Chong y Pardo, 1993). Se caracterizan por presentar un índice de color más alto que el resto de las rocas intrusivas del distrito, que varía de 6,7 a 13,3, siendo el Pórfido San Lorenzo el de más bajo IC, el que se asemeja al de la Granodiorita Elena, pero una característica determinante de estas rocas es la aparición de hornblenda como una fase importante de máficos, presentando proporciones similares o mucho mayores a la biotita (Cabrera, 2011). Al igual que las rocas del Pórfido Chuqui, presenta cristales de esfeno, que son, sin embargo subhedrales (Dilles, 2008), a diferencia de los euhedrales del Pórfido Chuqui, esta característica permite diferenciar a la Granodiorita Fortuna de la Granodiorita Elena, que no presenta esfeno.

3.1.4. Metasedimentos

Corresponden a rocas volcano-sedimentarias indiferenciadas, con textura afanítica grano fino, de color gris-verde oscuro. Pueden estar foliadas y se presentan intruidas por la Granodiorita Elena. Ocurren principalmente en la zona oriental del yacimiento (Barrenechea, 2011).

3.1.5. Gravas

Sedimentos no consolidados o parcialmente consolidados, que forma una cobertura sobre el basamento ígneo del yacimiento. Están constituidas por una matriz arenosa (fina a gruesa) y clastos de diferentes formas y tamaños, de composición mono o polimíctica. La fábrica de estas rocas varía desde clasto-soportada a matriz-soportada. Presenta en algunos niveles un cemento de sales u óxidos de cobre que dan cierta consolidación a los sedimentos. La potencia de esta unidad varía entre 0 y 200 m (Barrenechea, 2011). Estos sedimentos pueden presentarse estériles o con mineralización oxidada de cobre, dependiendo de la forma de la mineralización se clasifican en gravas exóticas o mineralizadas, aludiendo a la génesis de la mineralización, si los óxidos se presentan mayoritariamente en la matriz, actuando como cemento se les denomina gravas exóticas, mientras que por otro lado si la mineralización ocurre en los clastos, corresponden a gravas mineralizadas.

3.2. Estructuras

El control estructural que posee el Yacimiento Radomiro Tomic es de gran importancia en lo que respecta al emplazamiento de las rocas del Pórfido Chuqui, así como también los procesos de alteración y mineralización hipógena y supérgena que las afectan. Se utilizará el último modelo estructural, realizado por Ainol (2016) para la descripción de sistemas de fallas, dominios estructurales y sus límites (Figura 3.1). En dicho estudio se reconocen las siguientes estructuras principales:

Falla Oeste: rumbo N-S, NNE-SSW, manteo 75° a 80° al W. Jugó un rol importante en el control de la mineralización hace 31 Ma (Oligoceno inferior) y los eventos de mineralización supérgena (Lindsay y otros, 1996).

Sistema de Fallas Kala: orientación N-S, asociado a la Falla Oeste. Limita la mineralización por el oeste. Provoca saltos de hasta 50 m en las gravas hacia el sector occidental del depósito (Leiva y otros, 1999)

Sistema de Fallas Ckaari: fallas de orientación N-S, afloran en la pared E del pit principal. Sistema transcurrente de sentido desconocido Niemeyer y Leiva (2000)

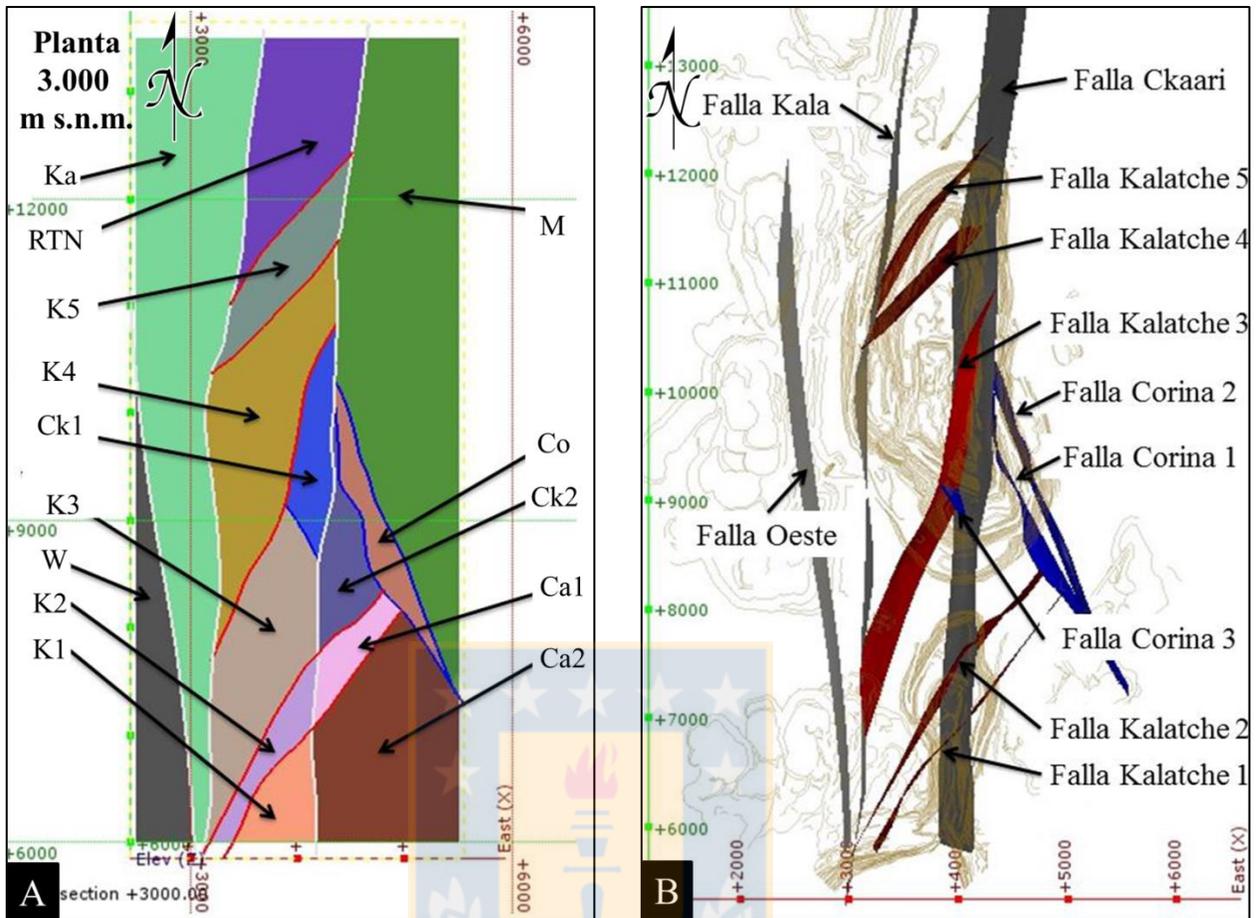


Figura 3.1 A. Dominios estructurales redefinidos por Ainol (2016): Carmen (1-2); Ck: Ckaari (1-2); Co: Corina; K: Kalatche (1-5); Ka: Kala; M: Messabi; RTN: RT Norte; W: Oeste; Ca. B. Fallas límites de sistemas estructurales. Modificado de Ainol (2016).

Sistema Falla Zaragoza (Kalatche 1): no ha sido descrita en RT, pero según mapas de geología distrital pasa por la Fase 21. Entre las fallas Oeste y Zaragoza se desarrolla una zona de intenso fracturamiento, baja mineralización de Cu y fuerte clorítica marginal (CMH) y cuarzo-sericita penetrativa (QSP) que afectan a la Granodiorita Elena (Collado y otros, 2006).

Falla Kalatche 2: estructura determinada a través de mapeo de bancos en la Fase 21, la que causa un importante cambio en la zona mineral, separando óxidos y lixiviados (Ainol, 2016).

Falla Negra (Kalatche 4): rumbo NE-SW, bien reconocida por el control que ejerce a la pared W del pit principal. Hacia el S de la Falla, la estabilidad de la pared es mucho mayor que al N (Ainol, 2016).

De la misma forma, Ainol (2016) describe estructuras secundarias:

Sistema Kalatche: caen en este sistema todas las estructuras que tienen orientación NE-SW. Es el sistema más abundante en el área y controla la mineralización del yacimiento, excepto en el Sector Corina (Ainol, 2016).

Sistema Corina: estructuras NW-SE que se distribuyen en todo el yacimiento, pero con menor ocurrencia que el Sistema Kalatche, sin embargo, al E de la Falla Ckari aumentan, sobre todo en el Sector Corina (Ainol, 2016).

Estructuras N-S: estructuras de orientación N-S, que están asociadas a los sistemas de fallas Kala y Ckaari. Marcan límites locales en la mineralización, delimitando y yuxtaponiendo bloques de diferente homogeneidad estructural (Ainol, 2016).

Estructuras E-W: son estructuras poco frecuentes a nivel del yacimiento, en su mayoría sin mineralización hipógena, salvo algunos casos en que hay vetas y vetillas QSP (Ainol, 2016).

Según Leiva y otros (2000), la definición de dominio estructural aplicada a Radomiro Tomic, corresponde a un sector que presenta características estructurales propias y distintivas en lo referente a familias de estructuras y cuyos límites quedan definidos por la fuerte ocurrencia de las estructuras que lo conforman. Los dominios definidos por Ainol (2016) son 13, son observados en la Tabla 3.1, con su orientación preferencial

Tabla 3.1 Dominios estructurales de Ainol (2016).

Dominio	Orientación Predominante
Carmen 1	N58°E/78°NW
Carmen 2	N65°W/62°NE
Ckaari 1	N5°E/77°W
Ckaari 2	N39°E/75°NW
Corina	N54°W/84°NE
Kala	N88°E/70°S
Kalatche 1	N44°E/84°SE
Kalatche 2	N19°E/79°SE
Kalatche 3	N50°E/83°SE
Kalatche 4	N34°E/86°NW
Kalatche 5	N46°E/71°SE
Messabi	N31°E/77°NW
RTN	N28°E/87°SE

3.3. Alteración y Mineralización Hipógena

3.3.1. Potásico de Fondo (PF)

Es el evento más temprano de alteración y mineralización, es la alteración de mayor distribución que afecta a las unidades del Pórfido Chuqui, caracterizado por el reemplazo selectivo de los máficos por biotita secundaria y las plagioclasas parcialmente alteradas a feldespato potásico, el que también se presenta en vetillas y como halo en vetillas de cuarzo (VA). La textura original de la roca permanece preservada (Barrenechea, 2011).

Corresponde a la actividad tardimagmática con temperaturas entre 350 y 550°C, la mineralización en esta etapa ocurre principalmente diseminada y en vetillas (Tipo A, B y micas tempranas), consiste principalmente en bornita, calcopirita, digenita y en menor grado esfalerita, pirita y molibdenita. El potásico de fondo está generalmente asociado a leyes primarias <0,35% CuT (Payauna y Parra, 2012).

3.3.1.1. Vetillas A (VA)

Son vetas y vetillas de color blanco traslúcido, compuesta por cuarzo y con desarrollo ocasional de un halo de feldespato, exhiben espesores variables y corridas sinuosas. Presentan bornita, calcopirita y molibdenita diseminadas en baja concentración (Barrenechea, 2011).

3.3.1.2. Vetillas B (VB)

Son vetas y vetillas de color gris semitransparente, con espesores milimétricos a decimétricos y corridas muy regulares. Está compuesta de cuarzo y ocasionalmente presenta una sutura semiabierta de cuarzo cristalino. Contiene molibdenita como sulfuro característico en forma diseminada y en bandas simétricas entre la pared y la sutura (Payauna 2012, Briceño 2011).

3.3.2. Clorítico Marginal (CMH)

Corresponde a la manifestación de la Alteración Propilítica, la cual en términos generales se caracteriza por la presencia de clorita con o sin epidota, albita, calcita, pirita y magnetita. Espacialmente es más externa que la zona con alteración potásica y en temporalidad es levemente posterior, se exhibe principalmente en la Granodiorita Elena (Barrenechea, 2011).

3.3.3. *Early Dark Micaceous* (Mica Oscura Temprana, EDM)

Manifestación del evento tardimagmático, corresponden a vetillas tipo EB (*Early Biotite*: biotita temprana), que se caracterizan por tener bordes irregulares con una sutura de cuarzo y un halo formado por un agregado fino de cuarzo, feldespatos potásico, biotita y sericita subordinada (Barrenechea, 2011). Presentan leyes medias de CuT de 0,34%, donde la mineralización se encuentra tanto en la sutura (54%) de las vetillas como en el halo (46%). La mineralización primaria consiste en bornita, calcopirita, digenita y en trazas se observa esfalerita, pirita, molibdenita y calcosina primaria (Payauna y Parra, 2012).

3.3.4. Feldespato Potásico-Sílice (K-SIL)

Corresponde a un reemplazo parcial a intenso de los feldespatos y máficos, por feldespatos potásico secundario y/o albita y cuarzo subordinado, lo cual provoca una destrucción de la textura original. La roca se observa con tonalidades grises a blanquecinas y generalmente se manifiesta con bandas que dan el aspecto de foliación. En RT se ha observado y descrito esta alteración en forma muy restringida y en general no presenta leyes económicas. La mineralización, cuando está presente, corresponde a una disseminación de bornita y calcopirita (Barrenechea, 2011).

3.3.5. Sericita Gris Verde (SGV)

Este evento se asume como transicional entre la actividad tardimagmática y la hidrotermal principal (Barrenechea, 2011; Payauna y Parra 2012). Generalmente son vetillas de bordes irregulares y se caracterizan por tener un halo irregular de color gris – verdoso, compuesto por un agregado de sericita ± cuarzo (Barrenechea, 2011). Su mineralización asociada se encuentra tanto en la sutura como en el halo de la vetilla, con ley media de CuT de 0,6% y la mineralización principal consiste en bornita, calcopirita, digenita, esfalerita, tetrahedrita, y de manera subordinada calcosina primaria y pirita (Payauna y Parra, 2012).

3.3.6. Sericita Verde Calcopirita (SVCP)

Esta alteración se forma en el evento hidrotermal temprano, corresponde a vetas y vetillas con halos de alteración selectiva de color verde pistacho, de bordes irregulares, compuestas principalmente por un agregado de sericita, illita y cuarzo, que alteran selectivamente a los

feldespatos y máficos, sin destruir totalmente la textura de la roca, dejando un aspecto moteado (Barrenechea, 2011). Este tipo de estructuras concentra en sus halos y en el relleno de suturas contenidos notablemente altos de calcopirita, mientras que la presencia de pirita es escasa o muy subordinada (Briceño, 2011).

3.3.7. Cuarzo-Sericita Penetrativa (QSP)

Esta alteración forma parte del evento hidrotermal tardío y consiste en agregados de sericita, cuarzo y caolín que reemplazan totalmente a los feldespatos y biotitas, resultando en la obliteración de la textura original de la roca. Habitualmente la mena se desarrolla en una sutura y un halo bien desarrollado constituido por un agregado microgranular de sericita-cuarzo (Barrenechea, 2011). Esta alteración presenta una ley media de CuT de 0,7-0,8%, con mineralización de calcopirita, digenita, pirita, tetrahedrita, esfalerita, y sulfuros secundarios, principalmente en el halo (70%) (Payauna y Parra, 2012). Se reconocen vetillas C y D, con calcopirita y pirita en sutura, lo que separa este evento en una alteración de tipo QSP calcopirítico (QSPCPY) y otra pirítica (QSP).

3.3.8. Sericita Selectiva (SS)

Reemplazo selectivo de sericita que afecta a los feldespatos y máficos del potásico de fondo, con un grado de intensidad generalmente bajo y con escasa o nula mineralización. La cuantificación de esta alteración se realiza sobre los minerales alterados (Barrenechea, 2011)

3.3.9. Argílica Avanzada (AA)

Asociación temporalmente posterior al QSP, dentro de la fase hidrotermal tardía. Se caracteriza por presencia de arcillas (caolín, pirofilita, otros), y alunita como minerales principales (Barrenechea, 2011). Esta asociación ha sido reconocida en el sector central y en forma muy restringida, no se ha definido mineralización asociada. Sin embargo, se encuentran altos contenidos de pirita, y subordinadamente presencia de tennantita y enargita, que resulta en altos valores de arsénico asociados a esta alteración (Briceño, 2011).

3.4. Alteración Argílica (AS) y Mineralización Supérgena

La alteración argílica corresponde a un proceso principalmente supérgeno, en general las zonas

de mayor intensidad de esta alteración se ubican en la parte superior del yacimiento, mientras que a mayores profundidades se distribuyen principalmente en las fracturas QS y fallas con salbanda, disminuyendo gradualmente la intensidad de la argilización hacia la roca encajadora. Su asociación de alteración se caracteriza por la presencia de arcillas en general, habitualmente como reemplazo selectivo en diversas intensidades sobre los feldespatos y máficos (Barrenechea, 2011). Las arcillas predominantes varían según las condiciones físicas y químicas de la alteración pre-existente, es decir, en ambientes más ácidos, donde previamente la roca ha sido alterada a cuarzo y sericita, predomina el caolín (ASC), en cambio cuando las condiciones son más alcalinas y de bajas temperaturas, predominan las esmectitas (ASE).

Parra (2009b) reconoce dos eventos supérgenos principales, el primero corresponde a la primera etapa de oxidación del primario, que consiste en la cementación in situ o en fracturas del óxido de cobre principal atacamita, con algunos fosfatos y carbonatos hacia la base. La continuidad de circulación de soluciones más aciduladas y oxidantes, dan origen a la re-lixiviación de zonas ya oxidadas con la consecuente liberación de cobre para producir el enriquecimiento secundario en profundidad. El segundo evento supérgeno, ocurre probablemente producto del alzamiento del nivel freático, que induce un nuevo evento de oxidación y removilización de la parte alta del sistema, que se refleja en un argilización de la roca de caja con incorporación de minerales tales como las arcillas con cobre sobre la atacamita y algunos silicatos. La presencia de gravas mineralizadas indica el continuo alzamiento del nivel freático que sobre pasa el contacto grava-roca. Esta segunda etapa, según el autor, es probable que exista un aporte de cobre exótico o removilizado en el mismo sistema.

3.5. Zona Mineral

La zona mineral es la definición del tipo de mineralización de mena existente en el tramo (Barrenechea, 2011). Las clasificaciones se realizan en base a criterios geológicos, leyes de corte de cobre total (CuT), asociaciones mineralógicas y razones geoquímicas. Se utilizarán para este estudio los criterios de Zona Mineral del año 2016, definidos por la Superintendencia de Geología. La denominación “óxido” se usa para referirse a los óxidos y oxidados de cobre.

3.5.1. Gravass

Las gravas se clasifican de acuerdo al grado y tipo de mineralización que presentan, como se

muestra en la Tabla 3.2, las gravas estériles (GRE) no tienen mineralización visible en matriz, clastos o cemento, las gravas exóticas (GRX) tienen mineralización oxidada de cobre visible en matriz y clastos, mientras que en las gravas mineralizadas (GRM) la mineralización se encuentra localizada exclusivamente en los clastos.

Tabla 3.2 Zonas minerales de gravas de acuerdo a ley de CuT.

Zona Mineral		Ley CuT
GRE	Grava Estéril	<0,1
GRX	Grava Exótica	$\geq 0,4$
GRX-BL	Grava Exótica de Baja Ley	$\geq 0,1$ y $< 0,4$
GRM	Grava Mineralizada	$\geq 0,4$
GRM-BL	Grava Mineralizada de Baja Ley	$\geq 0,1$ y $< 0,4$

3.5.2. Óxidos (OX)

Óxidos de cobre con leyes mayores a 0,2% CuT y una razón de solubilidad (RSol) CuS(cobre soluble)/CuT sobre un 60%.

3.5.3. Mixtos (MX)

Presencia conjunta de óxidos de cobre y sulfuros con leyes mayores a 0,2% CuT y una razón CuS/CuT entre un 20 y un 60%.

3.5.4. Lixiviados

3.5.4.1. Lixiviado (LX)

Presencia de limonitas y leyes inferiores a 0,2% CuT. El término también aplica para aquellos óxidos y mixtos que caen en el rango de ley antes mencionado.

3.5.4.2. Parcial lixiviado (PLX)

Presencia de limonitas y relictos de sulfuros de Cu y Fe, con CuT <0,2%

3.5.5. Sulfuros

Los sulfuros son clasificados de acuerdo a las razones de solubilidad y cantidad relativa de mineralogías principales, como se observa en la Tabla 3.3. Para la clasificación de las zonas de

sulfuros primarios se deben considerar los valores normalizados de las especies minerales a comparar (bornita, calcopirita, pirita), con la excepción del sulfuro primario pirítico, el cual se clasifica de acuerdo al valor relativo de la pirita, procedente del mapeo de sondaje diamantino

Tabla 3.3 Tabla para la clasificación de sulfuros. Bo: bornita; Cpy: calcopirita; Py: pirita; SS: sulfuros secundarios (covelina, calcosina); CuT: ley de cobre total; RSOL: razón de solubilidad.

Sulfuros Primarios		Condición	Sulfuros Secundarios		Condición	Sulfuros Alta Solubilidad	Condición
Bo (-Cpy)	Sulfuro Primario Bornítico	Bo \geq 65%, Cpy, <35%; CuT \geq 0,2; RSOL<12	SSD	Sulfuro Secundario Débil	SS \geq 25% y <65%; CuT \geq 0,2; RSOL<12	SAS	RSOL \geq 12 y <20; CuT \geq 0,2
Cpy-Bo	Sulfuro Primario Calcopirítico	Bo-Cpy 35-65%; CuT \geq 0,2; RSOL<12	SSF	Sulfuro Secundario Fuerte	SS \geq 65; CuT \geq 0,2; RSOL<12		
Cpy (-Bo)	Sulfuro Primario Calcopirítico-Pirítico	Cpy \geq 65%, Bo <35%; CuT \geq 0,2; RSOL<12	EST-SSB	Sulfuro Secundario de Baja Ley	SS \geq 25%; CuT<0,2		
Cpy-Py	Sulfuro Primario Pirítico-Calcopirítico	Cpy \geq 65%, Py <35%; CuT \geq 0,2; RSOL<12					
Py	Sulfuro Primario Pirítico	Cpy 20-65%, Py 35-80% CuT \geq 0,2; RSOL<12					
EST-SSP	Sulfuro Primario de Baja Ley	SS <25%; CuT<0,2					

3.5.6. Estéril (EST)

Ausencia de mineralización de mena y de limonitas indígenas (CuT <0,2). Corresponde a la roca de caja estéril.

3.6. Dominios de Alteración

En el yacimiento RT se implementará en el año 2017 un modelo de bloques para los dominios de alteración del yacimiento, el cual contará con dos variables principales, la alteración hipógena (ALT_HIP) y la supérgena (ALT_SUP). Las variables metalúrgicas serán evaluadas también de acuerdo a estas clases de alteración. Para la determinación del dominio de alteración hipógeno se deben seguir las instrucciones de la Tabla 3.4, en donde se debe catalogar la muestra hasta que una de las condiciones se cumpla, comenzando de la prioridad 1 hasta la 5, cuando la condición se cumpla, la muestra quedara clasificada con un dominio de alteración hipógeno único.

La definición del dominio de alteración supérgena tiene más bien un objetivo geometalúrgico, con el fin de establecer de mejor manera la respuesta metalúrgica de los materiales enviados a pilas de lixiviación o a la planta concentradora, el valor crítico está definido en un 10% para las arcillas de mapeo, tal y como ilustra la Tabla 3.5.

Tabla 3.4 Criterios para la determinación del dominio de alteración hipógeno.

Abreviación	Nombre	Composición	Prioridad	Condición
QS	Cuarzo-Sericita	QSP+QSPCpy+SS	1	>20%
TI	Temprano Intenso	EDM+SGV+SVCP+ST+KSIL	2	>5%
PROP	Propilítica	CMH	3	≥50%
TM	Tardimagmático	PF	4	CuT≥0,1
SA	Sin Alteración	Roca Fresca	5	CuT<0,1

Tabla 3.5 Criterios para la determinación del dominio de alteración supérgeno.

Abreviación	Composición	Condición
ARG_GE_10	AS+ASE+ASC+AA	≥10%
ARG_LT_10		<10%

3.7. Unidades Geometalúrgicas

Con el fin de predecir las respuestas de los materiales a los procesos geometalúrgicos, se han definido unidades geometalúrgicas (UGM), en base a la agrupación de muestras de características afines dentro de una misma unidad. Para los sulfuros, los parámetros de agrupación son las alteraciones que presenta la roca, mientras que para los óxidos, se utiliza la mineralogía que posee características y respuestas similares al proceso de lixiviación para agrupar y definir las UGM.

3.7.1. Unidades Geometalúrgicas para Sulfuros

Las unidades geometalúrgicas se han definido para RT en base a las recuperaciones de cobre, a las muestras que tienen zona mineral de sulfuro primario, sulfuro secundario y sulfuros de alta solubilidad (ver capítulos 3.5.5, 3.5.6, 3.5.7), se les asigna una UGM única a partir de los porcentajes relativos de alteración que presente el tramo en cuestión. En la Tabla 3.6 se pueden observar los criterios para la determinación de UGM para sulfuros. Para el cálculo del porcentaje de arcilla total (AST), se agrupan las siguientes alteraciones: sericita selectiva (SS), arcillas caoliníticas (ASC), arcillas esmectíticas (ASE), argílica (AS) y argílica avanzada (AA); el porcentaje de cuarzo-sericita penetrativa (QSP) considera a la alteración del mismo nombre, agrupado con el QSP calcopirítico (QSPCPY).

Tabla 3.6 Criterios para la determinación de UGM en sulfuros. AST: arcillas totales; QSP: cuarzo-sericita penetrativa; SVCP: sericita verde calcopirítica; SGV: sericita gris verde; EDM: *Early Dark Micaceous*; CMH: clorítica marginal; PF: potásico de fondo.

UGM	AST (%)	QSP (%)	SVCP (%)	SGV (%)	EDM (%)	CMH (%)
AS	≥40	-	-	-	-	-
AS2	≥15 y <40	-	-	-	-	-
QSP	<15	≥40	-	-	-	-
QSP2	<15	≥20 y <40	-	-	-	-
SVCP	<15	<20	≥5	Menor	Menor	-
SVCP2	<15	<20	≥3 y <5	Menor	Menor	-
SGV	<15	<20	Menor	≥5	Menor	-
SGV2	<15	<20	Menor	≥3 y <5	Menor	-
EDM	<15	<20	Menor	Menor	≥6	-
EDM2	<15	<20	Menor	Menor	≥3 y <6	-
CLM	<15	<20	<3	<3	<3	≥30
PF	<15	<20	<3	<3	<3	<30

Los mapeos de sondajes más antiguos incluyen a la variedad sericita temprana (ST), que agrupa a los eventos de la alteración Potásico Intenso (PI), que son la SGV, SVCP y EDM, por lo que se ocupa el criterio de la cantidad relativa de calcopirita/bornita para discernir a qué tipo de alteración corresponde, debido a que cada una de estas alteraciones presentan cantidades definidas de estas menas (Tabla 3.7).

Tabla 3.7 Clasificación de sericita temprana de acuerdo a mineralogía de mena.

Cantidad relativa de mena	Clasificación
Cpy >> Bo	Sericita Verde Calcopirítica (SVCP)
Cpy > Bo, Cpy = Bo	Sericita Gris Verde (SGV)
Cpy < Bo	<i>Early Dark Micaceous</i> (EDM)

3.7.2. Unidades Geometalúrgicas para Óxidos

Las unidades geometalúrgicas han sido definidas en base a la extracción de cobre de las especies minerales en el proceso de lixiviación primaria. La asignación de UGM en las muestras de óxidos

se realiza de acuerdo a los criterios mineralógicos presentados en la Tabla 3.8, en donde las unidades de prioridad 1, son las primeras en evaluarse, en el caso de que no se cumplan los requerimientos porcentuales, se asignan las unidades geometalúrgicas de prioridad 2, si nuevamente no se cumplen las condiciones porcentuales, la muestra queda clasificada dentro de la unidad ATA-ARCU.

Tabla 3.8 Criterios para la determinación de UGM en óxidos.

Prioridad 1			Prioridad 2			Prioridad 3		
UGM	Especie Óxido	%	UGM	Especie Óxido	%	UGM	Especie	%
CRIS	Crisocola	≥30	ATAC	Atacamita	≥70	ATA-ARCU	Grupo ATAC - Grupo ARCU	30-70
OXN	Oxidos Negros	≥30		Brochantita				
	Copper Wad			Pseudomalaquita				
	Tenorita			Antlerita				
	Limonitas con cobre			Chalcantita				
	Cuprita			Sampleita				
	Copper Pitch			Paraatacamita				
	Cu Nativo			Crisocola				
MALAQ	Malaquita	≥20	ARCU	Arcillas con cobre	≥70			
	Azurita			Turquesa				
				Libetenita				
				Rasleiguita				
				Kronkita				
				Chenevixita				
				Oxidos Negros				
				Copper Wad				
				Tenorita				
				Limonitas con cobre				
				Cuprita				
				Copper Pitch				
			Malaquita					
			Azurita					

3.8 Mineralogía y alteraciones estimadas por PND

De acuerdo a las estimaciones del PND (plan de negocios divisional) 2016 del Yacimiento Radomiro Tomic, se obtiene la mineralogía relativa de los sulfuros, junto con las estimaciones porcentuales de las alteraciones para cada uno de los años del periodo estudiado (Tabla 3.9). Esto permite tener una idea de las magnitudes de las alteraciones en el yacimiento, manteniendo en

mente que pequeñas variaciones en el potásico de fondo pueden afectar a la ley de CuT (Briceño, comunicación verbal, 2016).

Tabla 3.9 Estimaciones porcentuales de mineralogía sulfurada y alteraciones para el periodo estudiado. Cc: calcosina; Bo: bornita; Cpy: calcopirita; Py: pirita; Cv: covelina; EDM: *Early Dark Micaceous*; SGV: sericita gris verde; SVCP: sericita verde calcopirítica; ASC: caolín; ASE: esmectita; QSP: cuarzo-sericita penetrativa; PF: potásico de fondo.

Año	Mineralogía Sulfurada (%)					Alteraciones (%)						
	Cc	Bo	Cpy	Py	Cv	EDM	SGV	SVCP	ASC	ASE	QSP	PF
2017	24,0	29,5	27,5	14,7	4,4	2,3	3,4	2,7	2,4	4,3	12,3	72,7
2018	32,3	26,3	21,1	15,8	4,5	1,9	2,7	1,7	2,1	4,2	12,0	75,4
2019	37,6	28,0	17,3	14,1	3,0	2,7	3,0	1,9	2,0	3,8	10,7	76,1
2020	31,9	23,3	21,3	18,4	5,1	2,6	2,7	2,3	2,2	4,5	18,8	66,8
2021	26,7	29,0	24,3	16,0	4,0	2,8	3,5	2,5	2,2	4,4	16,5	68,1
2022	26,5	18,9	33,7	15,6	5,3	2,2	3,5	2,1	2,5	4,5	15,5	69,7
2023	17,8	36,9	33,1	8,5	3,7	2,9	4,2	2,8	3,0	4,3	12,8	70,1
2024	14,4	36,6	35,8	9,9	3,4	2,7	3,9	2,5	3,4	4,0	12,1	71,4



4. CONCEPTOS BÁSICOS DE METALURGIA

4.1. Generalidades

Las pruebas metalúrgicas de laboratorio, juegan un rol importante en la planificación del uso del recurso de un yacimiento, ya que permite anticipar el comportamiento de los materiales en procesos de planta. En el Yacimiento Radomiro Tomic, se han llevado a cabo varias campañas geometalúrgicas en la última década, orientadas principalmente a los sulfuros, el detalle de las pruebas realizadas en cada campaña pueden ser observados en la Tabla 4.1:

Tabla 4.1 Resumen campañas geometalúrgicas línea sulfuros. SMC: SAG Mill Comminution; ICP-MS: Espectrometría de Masas con Plasma Acoplado Inductivamente.

Prueba	Año	2007	2008	2010	2012	2012	2012	2013	2015	RTP2016	RTN2016
	Numero Pruebas	300	70	150	20	90	300	60	300	100	50
Starkey		X	X	X	X		X	X	X	X	X
WI Barras			X	X						X	
WI Bolas		X	X	X	X		X	X	X	X	X
SMC							X		X		
Análisis Químico Cabeza		X	X	X	X	X	X	X	X	X	X
ICP-MS Cabeza		X	X	X	X	X	X				
ICP-MS Concentrado			X	X	X	X	X				
Cinética Molienda RT				X	X	X	X		X	X	X
Cinética Molienda CH		X	X	X	X		X	X	X	X	X
Rougher CH			X	X	X		X	X	X	X	X
Rougher Cinético CH		X	X		X		X	X	X	X	X
Rougher RT				X	X	X	X		X		X
Rougher Cinético RT				X	X	X	X		X		X
Rougher RT NaSH									X		
Liberación sulfuros Cu RT (QEMSCAN)					X	X	X				
Liberación sulfuros Cu CH (QEMSCAN)		X	X	X				X			
Tamaño de grano RT (QEMSCAN)					X	X	X				
Espectroscopia NIR									X		
Sedimentación sin floculante			X	X	X	X	X	X	X		X
Sedimentación con floculante			X						X	X	X

Sin embargo, no se utilizará toda la información disponible en esta investigación, solo la más importante en la caracterización del yacimiento. Este capítulo abordará los parámetros y ensayos más importantes que se realizan en los óxidos y sulfuros. Se abordará también las condiciones operativas y los procesos involucrados en el tratamiento del mineral extraído del rajo del Yacimiento Radomiro Tomic.

4.2. Test de Dureza

4.2.1. WI

El índice de Trabajo de Bond, más comúnmente denominado Work Index (WI), es un parámetro usado para estimar la dureza de un material en la molienda convencional (Tabla 4.2), es definido como la energía necesaria para reducir una tonelada corta de un tamaño teóricamente infinito, a un $P_{80} = 100 \mu\text{m}$; se define a partir del test de moliendabilidad de Bond y se expresa en kWh/tc (Levin, 1989).

Tabla 4.2 Interpretación de resultados test Bond.

Dureza de la roca	Blanda	Media	Dura	Muy Dura
Bond WI (kWh/tc)	7-9	9-14	14-20	>20

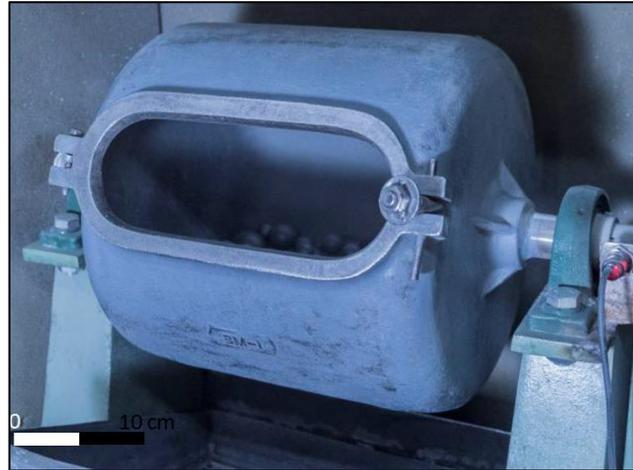
El WI de la muestra se determina según la fórmula:

$$Wi = \frac{44,5}{P_{100}^{0,23} * Gbp^{0,82} * \left(\frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}} \right)}$$

Donde: P_{100} = abertura en micrones de la malla utilizada para cerrar el circuito, Gbp = índice de moliendabilidad del material en molino de bolas (g/rev), F_{80} = tamaño 80% pasante de la alimentación fresca al circuito (μm) y P_{80} = tamaño 80% pasante del producto final del circuito (μm) (Díaz y otros, 2008).

El test de Bond es una simulación de un circuito cerrado de molienda seca, con una carga circulante del 250%, cuantificando la cantidad de producto (<65 #Ty) generado por la revolución en el Molino de Bond (Díaz y otros, 2008). El molino, por su parte, es de 305 mm de largo, por 305 mm de diámetro, con esquinas redondeadas y un revestimiento liso (Fotografía 4.1), el

molino gira a una velocidad de 70 rpm y está cargado con bolas de tamaño específico, que en total tienen una masa de 20,125 g (Levin, 1989).



Fotografía 4.1 Molino de Bolas Bond.

4.2.2. Starkey

El Test de Starkey, también conocido como SAG Power Index (SPI), fue desarrollado por Minnovex Technologies Inc., en el año 1995 (Starkey y Holmes, 2001), siendo el primer test económico y confiable para evaluar la respuesta de los materiales a la molienda semiautógena (SAG). Permite determinar el índice de dureza que presenta un mineral en la etapa de molienda SAG, en base a pequeñas muestras de mineral. También puede ser utilizado para muestras de sondaje, proporcionando información acerca del cuerpo mineralizado (Monsalve, 2014). Los resultados son en función del tiempo de molienda de laboratorio, necesarios para reducir una muestra de 2 kg con granulometría $100\% < \frac{3}{4}''$ y $80\% < \frac{1}{2}''$ hasta obtener un producto 80% pasante el 10 #Ty, de manera que los resultados son entregados en minutos (Díaz y otros, 2008). El ensayo Starkey se realiza en un molino fabricado por Minnovex Technologies Inc. (Fotografía 4.2), de 12'' de diámetro por 4'' de largo, con 6 levantadores y una carga de 39 bolas de acero de 5 kg (± 30 g) en monotamaño de $1 \frac{1}{4}''$, su velocidad de rotación es de 54 rpm (Monsalve, 2014).

4.2.3. SMC

El test SMC (*SAG Mill Comminution*) es una versión abreviada del JKDWT (JK Drop Weight Test), éste entrega los mismos parámetros que su predecesor a partir de testigos de sondajes diamantinos, en situaciones en que el material disponible para pruebas es limitado (Weier, 2013).



Fotografía 4.2 Molino para ensayo Starkey.

El test considera la fractura por impacto y la abrasión producida en los molinos SAG, para estimar la fracturación, el test es desarrollado para un rango determinado de tamaño de partícula, una vez obtenida la muestra de 100 partículas, es subdividida en 5 lotes iguales de 20 partículas, cada uno de los cuales es luego impactado por un peso suspendido en el JK Drop Weight Tester a distintos niveles de energía determinados. El producto de los lotes es luego clasificado, determinándose el % pasante bajo 1/10 del tamaño original del lote (t_{10}), el t_{10} es graficado versus la energía utilizada, a partir de la curva, se calcula el parámetro DWI (Drop Weight Index), cuya unidad es kWh/m^3 (Morrel, 2006). El parámetro de abrasión (t_a) es usado para caracterizar la fractura a bajos niveles de energía y se determina a partir de un test de abrasión, éste parámetro es utilizado en el software JKSimMet (Weier, 2013).

Otro parámetro obtenido del Test SMC es el A_{xb} , ampliamente utilizado en modelamiento y simulaciones, ya que ha sido relacionado a la dureza o fragilidad de una roca (Tabla 4.3).

Tabla 4.3 Interpretación de resultados test SMC.

Dureza	Muy Dura	Dura	Mod. Dura	Media	Mod. Blanda	Blanda	Muy Blanda
A_{xb}	<30	30-38	38-43	43-56	56-67	67-127	>127

Los parámetros A y b son obtenidos a partir de la calibración de la ecuación de la curva:

$$t_{10} = A(1 - e^{-bE_{cs}})$$

Donde: t_{10} = porcentaje pasante bajo 1/10 del tamaño original del lote y E_{cs} = consumo de energía específico. Esta fórmula ignora el parámetro de abrasión (t_a) (Morrel, 2006).

4.3. Recuperaciones

En metalurgia, la recuperación se refiere a la eficiencia o rendimiento del proceso de flotación. Se expresa en un valor porcentual, el que señala cuánto del elemento valioso que ingresa a la celda de flotación, pasa al concentrado (Azañero, 2008). Se calcula con los pesos y leyes de alimentación y concentrado o bien mediante las leyes de alimentación, concentrado y relave, mediante las fórmulas:

$$R = \frac{Bb}{Aa} * 100 \quad R = \frac{b(a - c)}{a(b - c)} * 100$$

Donde: R= recuperación de cobre, A= alimentación, B= concentrado y C= relave. Las mayúsculas indican masa, mientras que las minúsculas leyes (Azañero, 2008)

En las campañas geometalúrgicas, las flotaciones efectuadas a las muestras se guían por dos estándares: Estándar Chuquicamata (CH) y Estándar Radomiro Tomic (RT).

4.3.1. Estándar Chuquicamata

Este estándar considera las condiciones operacionales que actualmente utilizan las plantas concentradoras de Chuquicamata para la flotación (Tabla 4.4) y los reactivos utilizados en ella (Tabla 4.5).

4.3.2. Estándar Radomiro Tomic

El estándar de flotación RT, a diferencia del estándar CH, contempla parámetros específicamente determinados para favorecer la flotación de los sulfuros de Radomiro Tomic (Tabla 4.6), como la disminución de tamaño de alimentación, el mayor tiempo de flotación y el uso de agua desalada, así como también el uso de reactivos diferentes (Tabla 4.7).

Es importante destacar que este estándar no es utilizado en el presente para flotar el material extraído desde RT, sino que son los parámetros que se usarían para la planta concentradora del Proyecto Sulfuros RT Fase II, el que contempla la construcción de una planta concentradora en el yacimiento, dejando de enviar material a flotación a la concentradora de Chuquicamata. Actualmente este proyecto tiene una fecha de inicio para el año 2024 (Briceño, comunicación verbal, 2016).

Tabla 4.4 Condiciones Operacionales Flotación - Estándar ST-1 Chuquicamata.

Alimentación (Base Seca)	1.350 g
Grado de Molienda	P80 de 300 μm
Volumen de Pulpa	2.700 cc
Concentración de Sólidos en Flotación	38% en peso
pH Flotación	10,8
Tiempo de Flotación Cinética	2-4-7,5 y 12 min
Tiempo de Flotación Global	7,5 min
Tiempo Acondicionamiento	1 min
Frecuencia de Paleteo	Cada 5 seg
Agitación (RPM)	1.000
Tipo de Agua	Industrial y Recuperada

Tabla 4.5 Reactivos de Flotación Estándar ST-1 Chuquicamata.

Reactivo	Etapas	Concentración (g/t)
Colector Primario Xantato AX-343	Acondicionamiento	25
Colector Secundario P-40 (Molycop)	Acondicionamiento	8
Diesel	Acondicionamiento	5
Espumante (Nalco)	Acondicionamiento	20

Tabla 4.6 Condiciones Operacionales Flotación - Estándar Agua Desalada.

Alimentación (Base Seca)	1.076 g
Grado de Molienda	P80 de 212 μm
Volumen de Pulpa	2.700 cc
Concentración de Sólidos en Flotación	32% en peso
pH Flotación	9
Tiempo de Flotación Cinética	10 min
Tiempo de Flotación Global	1-5-10 y 15 min
Tiempo Acondicionamiento	1 min
Frecuencia de Paleteo	Cada 5 seg
Agitación (RPM)	1.200
Tipo de Agua	Agua desalada

Tabla 4.7 Reactivos de Flotación Estándar Agua Desalada.

Reactivo	Etapa	Concentración (g/t)
AP-7017 C	Molienda-Colector	20
Diesel	Molienda-Colector	20
AX 343	Acondicionamiento-Colector	10
Aerofroth 70	Acondicionamiento-Espumante	20

4.3.2.1. Estándar RT con NaSH

El sulfhidrato de sodio (NaSH) es un reactivo utilizado para la flotación selectiva de molibdeno (Lobos, 2015) o la flotación de oxidados de cobre (Dávila y otros, 2012). La campaña de las 300 muestras del 2015 evalúa el uso de este reactivo para la flotación optimizada de cinética Rougher en el estándar RT, en una concentración de 60 g/t.

El rol del NaSH consiste principalmente en la adición de iones S^{2-} y SH^{-} , modificando la naturaleza físico-química de la superficie de las partículas oxidadas, generando una película sulfurada en la superficie de éstas, mediante la adsorción del ión sulfuro. Este enmascaramiento de las partículas hace que se comporten como un mineral sulfurado para efectos de flotación, utilizando colectores y espumantes típicos para sulfuros de cobre (Dávila y otros, 2012).

4.4. Sedimentación y Reología.

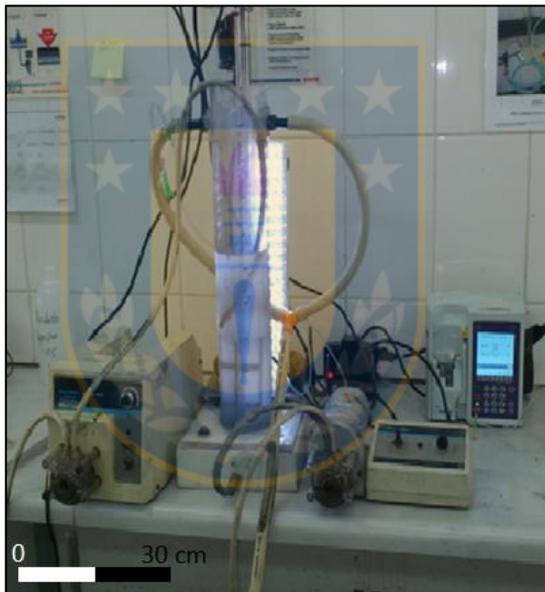
4.4.1. Pruebas de Sedimentación

La mayor parte de operaciones de beneficio de minerales emplean el uso de cantidades significativas de agua para su tratamiento. Para lograr la separación sólido/líquido posterior se cuenta actualmente con tres metodologías: espesamiento, filtración y secado térmico. El espesamiento es la técnica de desaguado más ampliamente usada debido a sus bajos costos, gran capacidad de procesamiento y condiciones propicias para la floculación, debido a sus bajas fuerzas de corte (Gupta y Yan, 2006 en Cabrejos, 2011).

El espesamiento se define como el proceso mediante el cual, por acción de la gravedad, se produce el asentamiento de las partículas sólidas suspendidas en un líquido, generando una pulpa espesada en la parte inferior y un líquido clarificado sobrenadante en la parte superior (Cabrejos, 2011). En la práctica se observa que al verter una pulpa diluida en un cilindro se observa que las partículas más gruesas son las primeras en llegar al fondo con relativa facilidad y mayor

velocidad, son seguidas por los limos, que llenan los intersticios entre las partículas más gruesas, mientras que los finos permanecen en suspensión en la parte superior.

Las pruebas de sedimentación se realizan en probetas, de tamaño establecido, que cuentan con rastras motorizadas, emulando la operación de un espesador (Fotografía 4.3). Los ensayos son de sedimentación estática con y sin floculante, de éstos se obtiene velocidades de sedimentación, las que se determinan a partir de la sedimentación de las partículas bajo condiciones controladas de porcentaje de sólidos, granulometría, floculante y el área unitaria, esta última se define como el área necesaria para tratar un flujo de pulpa, mientras menor sea este valor, mayor será la efectividad del proceso. Para el cálculo del área unitaria se utilizan los métodos de Coe y Clevenger (sin floculante) y Talmage y Fitch (con floculante) (Cabrejos, 2011).



Fotografía 4.3 Sedimentador de laboratorio.

4.4.2. Reología

La reología es definida como el estudio de las relaciones de deformación que experimenta un fluido al aplicarle una fuerza externa. En el campo minero metalúrgico, la reología es aplicada al estudio de la dependencia del comportamiento hidráulico de pulpas minerales de flotación, en relación a: el tamaño de sus partículas, la química de sus superficies, las características y dosificación del floculante utilizado en la celda de flotación, la concentración de la misma y la energía que se le aplica (Cabrejos, 2011).

4.4.2.1. Yield Stress

El Yield Stress, también conocido como resistencia a la fluencia, es una propiedad de los fluidos no Newtonianos (viscosidad no constante), se define como el esfuerzo crítico que debe ser excedido antes de que la deformación y flujo irreversible pueda ocurrir, es decir, para esfuerzos por debajo del punto crítico, el fluido se deformará elásticamente, por otro lado, si el valor crítico es excedido, el fluido exhibirá un comportamiento líquido. Al igual que la viscosidad, la resistencia a la fluencia depende de las condiciones de la muestra, temperatura, pH, granulometría, etc. (Boger y otros, 2002). Algunos ejemplos de Yield Stress están representados en la Tabla 4.8.

Tabla 4.8 Valores de Yield Stress típicos. Modificado de Boger y otros (2002).

Sustancia	Yield Stress (Pa)
Salsa de tomate	15
Yogurt	80
Pasta de dientes	110
Mantequilla de maní	1.900
Relave espesado	30-100
Relleno de barreno minero	250-800

Muchas suspensiones concentradas, particularmente las floculadas o coaguladas, poseen una estructura en red, la cual puede ser rota si son sometidas a tasas de cizallamiento (Shear) (Sofra, 2006). Es importante entender la tasa y extensión de este proceso de ruptura para asegurar que el proceso de testeo es llevado a cabo adecuadamente. Por ejemplo, en el caso de los requerimientos de torque de una rastra para un espesador de relaves, los ensayos deben realizarse en una condición sin cizalle, ya que representa el estado natural de este sistema. Por otro lado, para cálculos de flujos de cañerías y la predicción de las características del flujo deposicional de lodos/pastas que han sido cizalladas por bombas centrífugas, se deben realizar las pruebas en un estado de cizallamiento total (Sofra, 2006). De manera que debe ser una práctica contar con al menos dos curvas de Yield Stress, una indicando una condición estática (Unshear) y otra tras cizallamiento (Fully Shear).

Las pruebas se realizan en un equipo para medición de reología, llamado reómetro (Fotografía 4.4). Para reproducir una condición estática, la muestra de relave se deja en reposo 24 horas, obteniéndose el Yield Stress Unshear. Mientras que para el Fully Shear se mide en la pulpa agitada.



Fotografía 4.4 Reómetro Häake VT-550.

4.5. Pruebas de Lixiviación

4.5.1. ISO pH

El test de lixiviación estándar a pH constante es realizado para la caracterización metalúrgica de muestras de rechazos de sondajes en cuanto a la extracción de cobre del mineral y el consumo de ácido, mediante lixiviación ácida en reactor agitado (Fotografía 4.5). Permite obtener más información relevante como Cinética de extracción de Cu, balance por solución y disolución de impurezas (Fe, Mn, Cl, Mg, Al, Ca, Si, F, SO₄ total, CO₃, NO₃). La prueba termina cuando no ocurran incrementos en la extracción de cobre, generalmente hasta las 72 horas de agitación (CODELCO GRM 091, 2016). El nivel de acidez óptimo, se obtiene a través del análisis comparativo de resultados obtenidos, teniendo como criterio maximizar la recuperación de cobre, minimizar el consumo de ácido y la recuperación de impurezas (Olivares, 2013).



Fotografía 4.5 Equipo para la prueba de ISO-pH en botellas.

4.5.2. Iso Fe

Esta prueba es similar a la Iso pH. La diferencia es que la solución acidulada inicia ajustada a pH 1,1 y una concentración de 9 g/l de ión férrico (Fe^{3+}). El objetivo de estas pruebas es determinar el consumo de reactivos lixiviantes y la disolución de los elementos de interés, bajo condiciones favorables de lixiviación, aplicando un tiempo total de reacción de 72 horas con mineral chancado al 100% bajo 6 #Ty. Se utiliza el ion férrico como reactivo para solubilizar sulfuros presentes en mixtos, por lo que estas pruebas son realizadas principalmente en esta clase de rocas (Olivares, 2013).

4.5.3. Shaker

El Test Shaker, también conocido como prueba estándar de lixiviación, es un análisis químico realizado para la determinación del máximo potencial de cobre disuelto (CuSTest) y consumo neto de ácido analítico (CAA), puede ser efectuado de manera más rápida y masiva que la prueba Iso pH, así como también a un menor costo, ya que solo requiere 10 g de muestra. Se diferencia del análisis cobre soluble normal por la concentración de ácido sulfúrico, adición de otros agentes lixiviantes, temperatura de la solución que es atacada la muestra y el tiempo de agitación o lixiviación definido para el test. La determinación de cobre soluble se realiza mediante espectrofotometría de absorción atómica, obteniendo mediante una razón con la determinación de

CuT la Extracción de Cobre en Test; y el consumo de ácido bruto se determina mediante el gasto de volumen adicionado (de solución preparada con Carbonato de Sodio hasta llegar a pH=3,4), que proporciona el valor de consumo total de ácido de la muestra, obteniendo mediante un cálculo estequiométrico el Consumo de Ácido Neto (CODELCO GRM 091, 2016).

4.5.4. Sulfatación

También conocida como prueba de curado ácido, tiene como objetivo determinar un valor óptimo de la dosis de reactivos que se deben agregar en la etapa de curado como base para futuras pruebas. La prueba consiste en ensayar dosis diferentes de reactivos con diferentes tiempos de reposo, en una muestra a escala laboratorio. (Olivares, 2013).

Las pruebas de curado se hacen en forma batch a escala laboratorio sobre un plástico y el mineral es mezclado mediante la técnica de roleo. Luego se deja reposar en el envase sellado por un tiempo variable. Los resultados metalúrgicos de la prueba se expresan en base a la recuperación de cobre, fierro y consumo de ácido, junto con la medición de acidez libre, se define la dosis recomendada para el curado, que al igual que la prueba de ISO-pH tiene como criterio maximizar la recuperación de cobre, disminuir el consumo de ácido por la ganga y minimizar la recuperación de impurezas. Así como también determinar el tiempo de reposo óptimo para que el ácido penetre por los intersticios de la ganga sulfatando el mayor porcentaje de cobre, ya que tiempos bajos de reposo significan una extensión del ciclo de riego y disminución en la eficiencia del consumo de ácido, mientras que tiempos largos de reposo provocan disminución de la permeabilidad por destrucción del aglomerado producto de la pérdida de humedad en las capas superiores (Olivares, 2013).

4.5.5. Columnas

Las pruebas de lixiviación en columnas unitarias de 1 m, permiten evaluar el comportamiento de la muestra en estudio frente al proceso de lixiviación, obtener información de recuperación de cobre, cinética de extracción de Cu, aglomeración y/o estrategia de adición de ácido, consumo neto de ácido, permeabilidad, percolabilidad y efecto del tamaño del chancado, a nivel de variabilidad. Estas pruebas permiten también evaluar el comportamiento físico e hidráulico del mineral al ser tratado en lecho, definiendo así los parámetros físicos a usar en escala real. La

primera prueba sirve para orientar las pruebas posteriores y así obtener los parámetros óptimos de operación (Olivares, 2013).

Se dará término al riego de las columnas unitarias cuando cesen los incrementos de extracción de cobre, se sugiere una Razón de Lixiviación (RL) igual a 5 m³/T para alcanzar la recuperación máxima (plateau) de la curva de extracción de cobre. Los resultados obtenidos deberán ser similares los resultados obtenidos por test shaker o test iso-pH (CODELCO GRM 091, 2016).

También se realizan pruebas en columnas a mayor escala, generalmente de 10 m las que están diseñadas para determinar parámetros de lixiviación necesarios para definir los criterios de diseño y/u operación, según corresponda a la etapa del proyecto.

4.6. Condiciones operativas de proceso

Actualmente el Yacimiento Radomiro Tomic explota minerales tanto oxidados como sulfurados, en promedio se explotan 200.000 y 60.000 toneladas por día, respectivamente. Los minerales oxidados son lixiviados en el mismo yacimiento, mientras que los sulfuros son enviados a la planta de procesamiento de Chuquicamata, mediante correa overland con capacidad de 55.000 Ton/día para su flotación y concentración (Briceño, comunicación verbal, 2016).

4.6.1. Planta Radomiro Tomic

La Figura 4.1 ilustra el diagrama de planta del Yacimiento Radomiro Tomic, el cual opera a rajo abierto. El material extraído de la Mina RT por los camiones de extracción (CAEX), luego pasa por los chancadores primarios, secundarios y terciarios, reduciendo su tamaño hasta 100% bajo 50 mm. El mineral es curado con ácido sulfúrico concentrado y agua, directamente sobre las cintas transportadoras y luego es cargado en las pilas de lixiviación primarias, que tienen de 9 a 10 m de altura. El proceso de lixiviación es en pilas dinámicas, con sistema de desapilamiento de rípios lixiviados mediante rotopala, un sistema de correas transportadoras y un apilador móvil (Briceño, 2011).

La irrigación de las pilas se efectúa por goteo y/o aspersion de solución de refinó en un ciclo mínimo de 45 días. El resultado de la lixiviación es la obtención de una solución rica en cobre, denominada PLS (Pregnant Leach Solution), que tiene una concentración de Cu de 7 g/l, la que pasa a la planta de extracción por solventes (SX), cuyo rol es aumentar la concentración de la

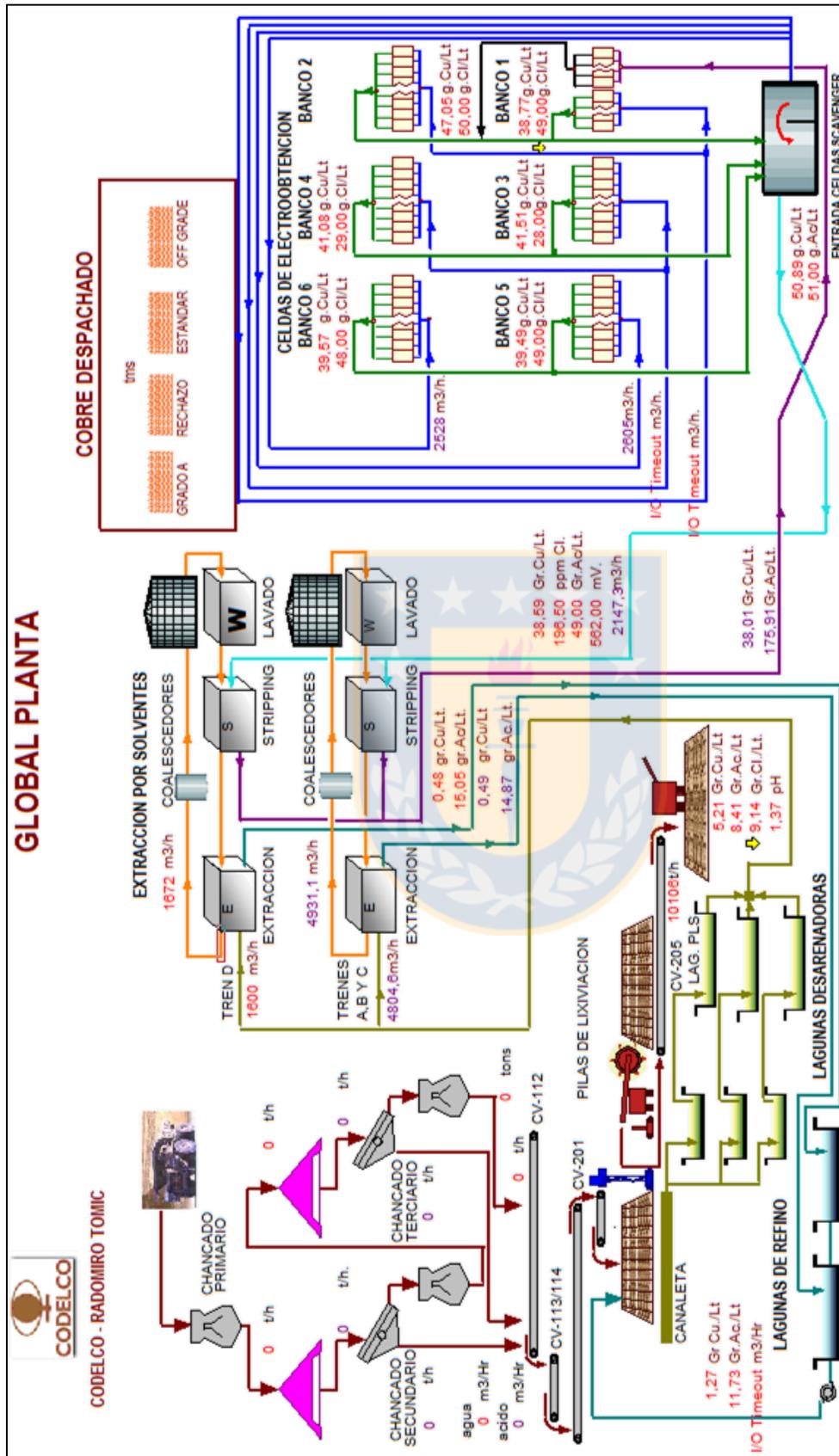


Figura 4.1 Diagrama operativo de flujo de la planta Radomiro Tomic.

solución rica en cobre mediante el uso de una solución de extractante de cobre diluida denominada orgánico (en RT se utiliza ACORGA como extractante). La planta de SX entrega una solución con mayor concentración de cobre, denominada electrolito rico o avance y una solución con baja concentración de cobre, rica en ácido sulfúrico denominada refino. El electrolito rico es bombeado a la planta de electroobtención, donde se obtienen los cátodos de cobre con 99,9% de pureza (Briceño, 2011).

Además de la lixiviación primaria, en RT se cuenta con lixiviación secundaria de ripios y lixiviación de OBL (óxidos de baja ley), los ripios corresponden al material retirado de las pilas y apilados en botaderos de ripios, una vez terminado el ciclo de lixiviación primaria, mientras que los OBL corresponden al mineral de baja ley extraído directamente de la mina, con granulometría ROM (run of mine), ubicados en botaderos por camiones de extracción. Estos botaderos tienen un ciclo de riego de 300 días aproximados, y son regadas con refino. La solución proveniente de los ripios es mezclada con el refino proveniente de la planta SX y es utilizada para regar las pilas de lixiviación primaria (Briceño, 2011).

4.6.2. Planta Chuquicamata

La Figura 4.2 resume el diagrama de la planta concentradora de Chuquicamata. El material, ya sea exclusivamente de la mina CH, o mezcla de CH y RT, puede irse a alguna de las 3 plantas concentradoras de la división. Las plantas A-0 y A-1, de molienda convencional, operan con material proveniente del chancador terciario, el cual ingresa a los molinos de barras y de bolas de éstas plantas. Por otro lado, la planta A2, de molienda semiautógena (SAG), es alimentada con el material proveniente del chancador primario. Una vez finalizada la etapa de molienda, el material es llevado a las celdas de flotación para generar el concentrado colectivo. El concentrado colectivo o “Bulk”, de Cu-Mo se genera cuando la molibdenita se presenta en cantidades de importancia económica en los pórfidos cupríferos, y es flotada junto a los sulfuros de cobre (CYTEC, 2002 en Lobos, 2015).

Los circuitos de este proceso generalmente consideran cuatro conjuntos de celdas de flotación (Davenport, 2002 en Lobos, 2015):

1. Flotación Primaria o “Rougher”: la pulpa mineral se flota en condiciones que hacen eficiente la recuperación de Cu, con un grado razonable de concentración (15-20% Cu).

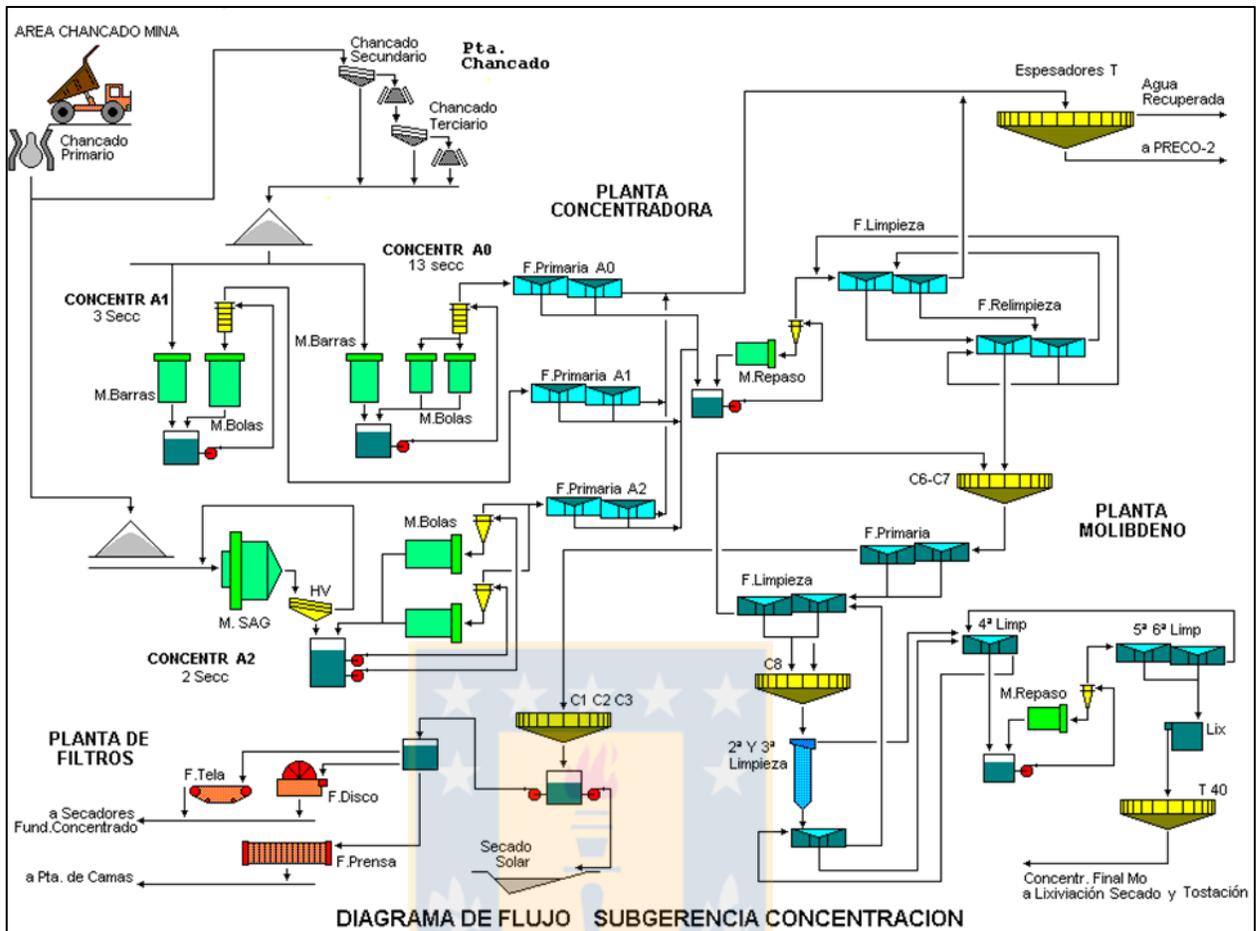


Figura 4.2 Diagrama de flujo de planta concentradora de Chuquicamata.

2. Flotación de Limpieza o “Cleaner”: los minerales estériles (pirita, silicatos, etc.) provenientes del concentrado de la etapa Rougher, son fuertemente deprimidos en esta etapa para dar un concentrado de Cu-Mo de alta calidad (ley).
3. Flotación de 2ª Limpieza o “Re-cleaner”: reutilización de las celdas Cleaner para maximizar la calidad del concentrado y deprimir por última vez las especies estériles.
4. Flotación de barrido o “Scavenger”: tiene por misión hacer un repaso colectivo de las especies de interés descartadas en etapas anteriores.

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

El concentrado colectivo es enviado a la planta de molibdeno, en donde mediante otra flotación

se separa el concentrado de cobre del de molibdeno. Aquí el concentrado de cobre es enviado a la planta de filtros, cuyo objetivo es disminuir la humedad del concentrado, previo al proceso de fundición, para minimizar el consumo de energía del mismo. El concentrado de molibdeno, en cambio, es lixiviado para eliminar las impurezas de cobre, luego es secado y finalmente tostado, para la producción de trióxido de molibdeno (MoO_3), principal compuesto para la fabricación del 98 % de los productos de molibdeno (Hernández, 2008).



5. REVISIÓN CAMPAÑAS GEOMETALÚRGICAS

Se realizara un análisis estadístico de los resultados de las Campañas Geometalúrgicas (Tabla 4.1). En total se analizará un universo de 1.362 pruebas metalúrgicas, a las que se les realizaron también flotaciones, 1.265 de éstas realizadas bajo el estándar CH y 860 bajo estándares RT, con 763 muestras flotadas con ambas condiciones. También serán analizadas las pruebas de dureza realizadas a las muestra geometalúrgicas. En esta categoría se cuenta con los resultados de 1.217 pruebas de Work Index, 1.200 Test Starkey y 600 Test SMC. Los resultados de las sedimentaciones y reología de la campaña 300 del año 2015 también serán revisados. El objetivo es estudiar la estadística univariable, bivariable y multivariable, con el fin de encontrar correlaciones entre las variables geológicas de las muestras con los resultados de las pruebas metalúrgicas previamente descritas.

5.1. Recuperación de Cobre

La Tabla 5.1 resume la estadística básica para las recuperaciones de cobre según los estándares de flotación establecidos (ver Capítulo 4.3). Se puede observar que no existe una diferencia significativa cuando se analizan el universo total de flotaciones y las 763 muestras que fueron flotadas en ambas condiciones, por esta razón se decide que en el futuro, al comparar ambos estándares se utilizaran todas las muestras existentes para cada estándar. Además destaca que el estándar RT tiene una media y mediana más alta que el estándar CH, con desviaciones estándar similares entre ellos. Las medias y medianas no muestran una gran diferencia entre ellas, pero las medianas de ambos estándares se encuentran desplazadas hacia la derecha de la media..

Tabla 5.1 Estadística básica para la recuperación de cobre según estándares de flotación. En negrita aparecen las recuperaciones que tienen ambos estándares a la vez.

Variable	N	Media	Desv.Est.	Mínimo	Mediana	Máximo
%RecCu_Ch	1265	82.781	6.790	42.130	84.200	96.573
%RecCu_RT	860	88.493	6.397	28.110	89.762	98.478
%RecCu_Ch	763	82.715	6.958	42.130	84.210	96.573
%RecCu_RT	763	88.665	6.473	28.110	89.976	98.478

La distribución de estas variables según el histograma de frecuencia (Figura 5.1) resulta asimétrica hacia la derecha para ambos estándares de recuperación, mientras que la curva de ajuste de distribución normal, no se ajusta a los datos. De la misma manera, el grafico P-P

(probabilidad-probabilidad) de estas variables con ajuste de distribución normal no da un ajuste satisfactorio (Anexo Pág. 1). Con estos antecedentes se descarta que esta variable tenga un comportamiento normal.

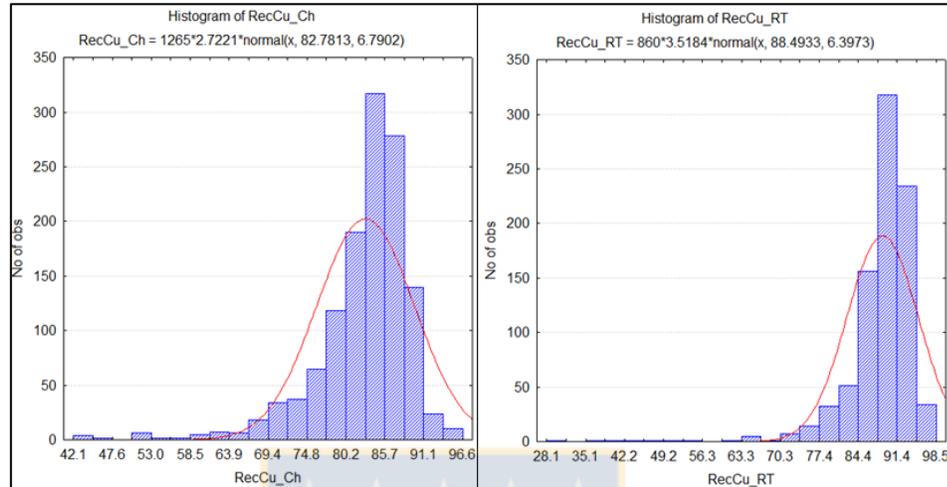


Figura 5.1 Histogramas de frecuencia para las recuperaciones de cobre según estándar CH (izquierda) y RT (derecha).

Estas distribuciones de recuperación de cobre se asemejan al reflejo de la distribución lognormal, por lo que se construyen los histogramas para la no recuperación de cobre (100%-recuperación de cobre), el resultado está representado en la Figura 5.2, en donde se observa la forma clásica de la distribución lognormal, y la curva de ajuste lognormal tiene la forma del histograma. De la misma forma, en los gráficos P-P los datos se ajustan de una mucha mejor manera a la distribución (Anexo Pág. 1).

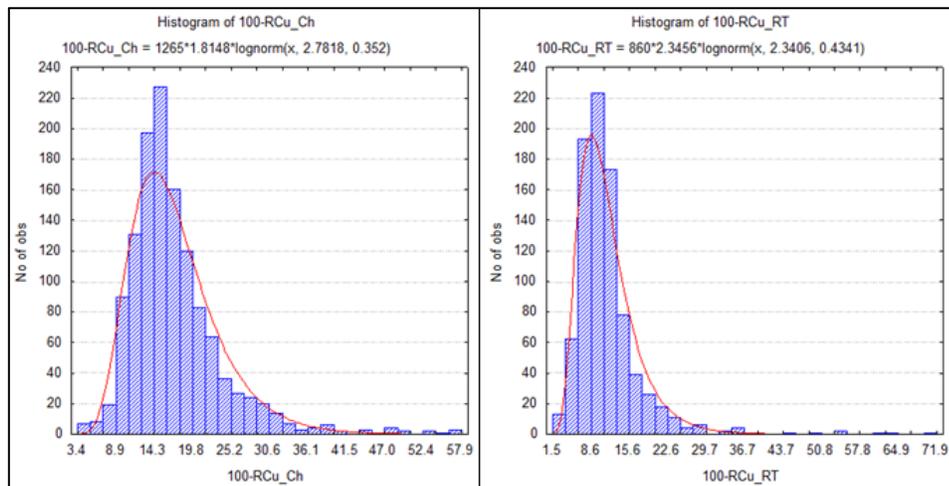


Figura 5.2 Histogramas de frecuencia para la no recuperación de cobre según estándar CH (izquierda) y RT (derecha).

Se intentará encontrar los principales factores que controlan la recuperación de cobre para ambos estándares de acuerdo a las leyes de CuT, mineralogía sulfurada y zona mineral, alteraciones de mapeo y dominios de alteración, unidades geometalúrgicas, arcillas NIR, grado de liberación de sulfuros de cobre y tamaño de grano de las menas de cobre.

En la Tabla 5.2 se disponen los datos estadísticos descriptivos de las recuperaciones de cobre según el tipo de muestra. Claramente, los mixtos y óxidos tienen una media inferior a los sulfuros, ya que el proceso no está hecho para esta clase de material, por lo que se dejarán fuera de la mayoría de los análisis que se llevaran a cabo, con excepción de la recuperación con NaSH para las 300 muestras de la campaña 2015. Además se ve que las recuperaciones promedio entre los sulfuros primarios y secundarios no muestra una gran variación dentro de un mismo estándar, por lo que no serán separados en los análisis.

Tabla 5.2 Estadística básica para la recuperación de cobre según estándares de flotación, agrupados por tipo de muestra. MX-OX: Mixtos y óxidos; SP: sulfuros primarios; SS: sulfuros secundarios.

Variable	Tipo Muestra	N	Media	Desv.Est.	Mínimo	Mediana	Máximo
%RecCu_Ch	MX-OX	17	65,50	1,92	42,13	65,71	86,91
	SP	848	83,36	5,94	42,36	84,36	96,57
	SS	400	82,34	6,94	45,76	84,04	95,83
%RecCu_RT	MX-OX	8	49,85	15,88	28,11	48,04	75,94
	SP	655	89,14	4,94	46,81	90,06	98,48
	SS	197	88,02	5,13	64,75	89,26	95,65

5.1.1. Ley de Cobre y Razón Soluble

En la metalurgia existe un paradigma de que las leyes tienen una relación directamente proporcional con la recuperación de cobre (Carmona, 2009), pero este es observado cuando no ocurren cambios en la mineralogía. Es por esto que el índice de correlación de Pearson que tiene la ley con las recuperaciones es inferior al 0,1 (Anexo Pág. 2), ya que la mineralogía de las muestras geometalúrgicas es variada. La razón de solubilidad ($[\text{CuS}/\text{CuT}] * 100$), en cambio, muestra índices de correlación más altos para ambos estándares (CH:-0,297; RT:-0,372), lo que puede indicar algún tipo de tendencia.

Si bien la linealidad entre las variables es descartada debido a los bajos índices de correlación, el gráfico de medias de cobre (Figura 5.3) permite identificar una cierta tendencia al alza de las

recuperaciones de cobre a medida de que la ley aumenta, la que es más notoria y constante para el estándar RT, con una disminución abrupta al final, pero con un gran intervalo de confianza, debido a que representa pocos datos. Por otro lado la curva del estándar CH es más errática aún con alzas y bajas luego de que la ley supera el 1% de CuT. En cambio, la razón soluble, como se puede observar en la parte derecha de la Figura 5.3, controla de mucha mejor manera la recuperación, ya que ambos estándares de recuperación tienden a disminuir de manera constante con el incremento de la razón soluble.

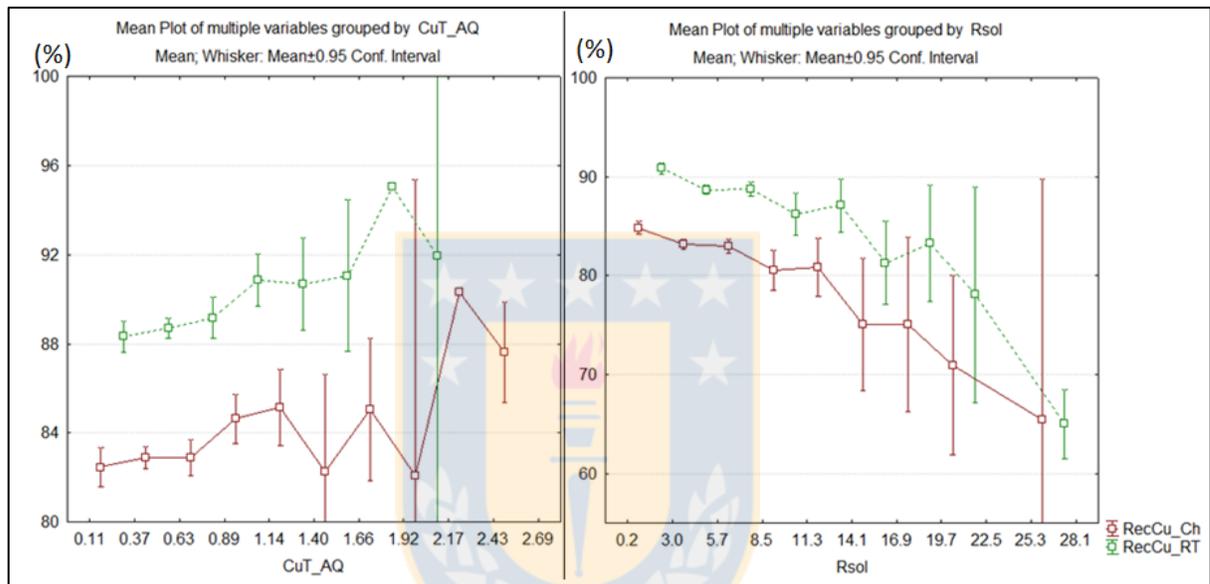


Figura 5.3 Gráfico de medias de CuT (derecha) y RSol (izquierda) por recuperaciones de cobre.

5.1.2. Mineralogía y Zona Mineral

La matriz de correlaciones entre los datos de mineralogía sulfurada y las recuperaciones, muestran bajos índices de correlación ($<0,15$) entre todas las variables (Anexo Pág. 2). La variación de la mineralogía a medida que aumenta la recuperación es errática, como se evidencia en los gráficos de medias para mineralogía sulfurada (Anexo Pág. 3), en donde para el estándar CH existen bajas tendencias para los minerales. A grandes rasgos se puede decir que el porcentaje de calcopirita aumenta con la recuperación, mientras que de manera inversa lo hacen la bornita y calcosina, tendencia observada sobre 80% de recuperación. De la misma forma, el estándar RT también presenta tendencias erráticas y nuevamente sobre el umbral de 80% las tendencias se hacen más claras, con un aumento porcentual de la calcopirita, y disminución de bornita y calcosina, a medida que aumenta la recuperación.

Para la homogenización de los datos de recuperación, los valores de ambos estándares son agrupados en rangos de valores, los cuales son utilizados actualmente en el modelo de bloques del yacimiento. El análisis de la mineralogía de estos grupos, se muestra en los gráficos de área de la Figura 5.4, en donde se observa que para el estándar RT existe una leve tendencia de ciertos minerales, como ya se había mencionado anteriormente, la calcopirita experimenta un leve pero notorio aumento de contenido porcentual a lo largo de todo el espectro de recuperaciones, de 35 a 45% (Anexo Pág. 5) el aumento de la pirita, es casi imperceptible. Por otro lado, la calcosina experimenta la variación inversa, disminuyendo con la recuperación (16,6 a 8%, Anexo Pág. 5), la bornita tiene el mismo comportamiento, pero la variación es menor. El estándar CH presenta las mismas tendencias para la calcopirita y la calcosina, aunque las variaciones entre las clases es menor, el comportamiento del resto de las especies minerales no es concluyente.

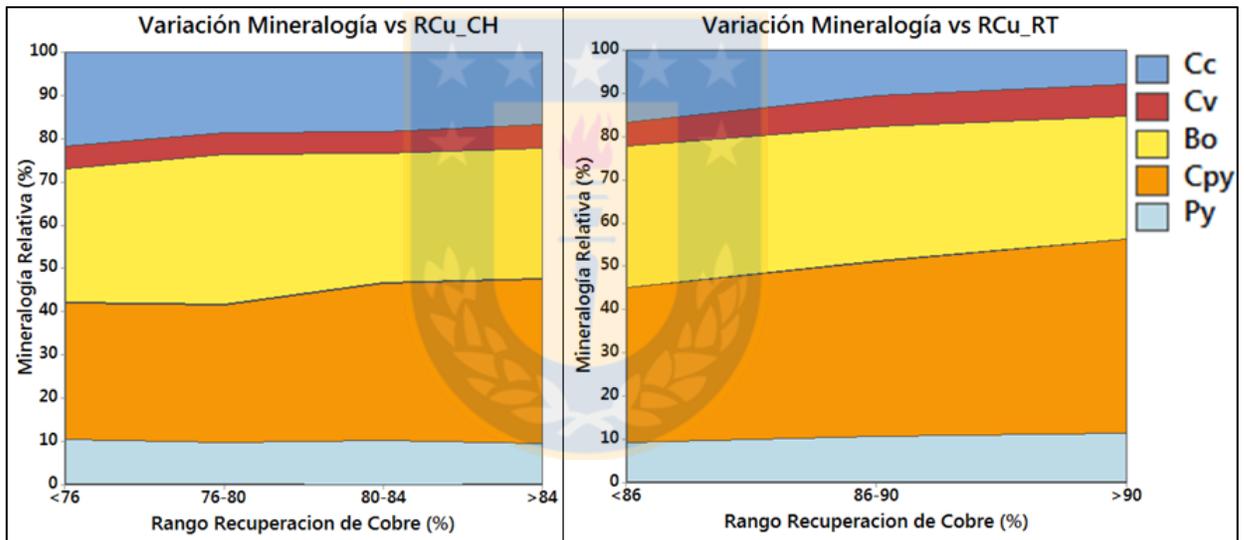


Figura 5.4 Gráfico de proporciones para la mineralogía sulfurada, de acuerdo a rangos de recuperación de cobre. Estándar CH a la izquierda; RT a la derecha. Cc: covelina; Cv: calcosina; Bo: bornita; Cpy: calcopirita; Py: pirita.

El análisis de la recuperación de cobre por zona mineral (Figura 5.5) entrega resultados bastante interesantes. En primer lugar, se observa que los gráficos de los distintos estándares son bastante similares en lo que a la forma se refiere. Las mejores recuperaciones son alcanzadas por los sulfuros primarios calcopirítico-pirítico y pirítico-calcopirítico para ambos estándares. En general las zonas minerales con predominancia de calcopirita-pirita responden mejor al proceso, que aquellas con predominio de bornita, confirmando los resultados obtenidos en el análisis de la mineralogía sulfurada. Los resultados para los sulfuros secundarios son levemente mayores a los

de la media de las zonas primarias borníticas. Cabe destacar además que en general las recuperaciones del estándar RT presenta rangos intercuartiles mucho más acotados que el CH. Finalmente el rasgo más importante de ambos gráficos es la caída en la recuperación para los sulfuros de alta solubilidad, que en su mayoría corresponden a sulfuros secundarios. Esto evidencia la importancia de la razón de solubilidad para el proceso de flotación.

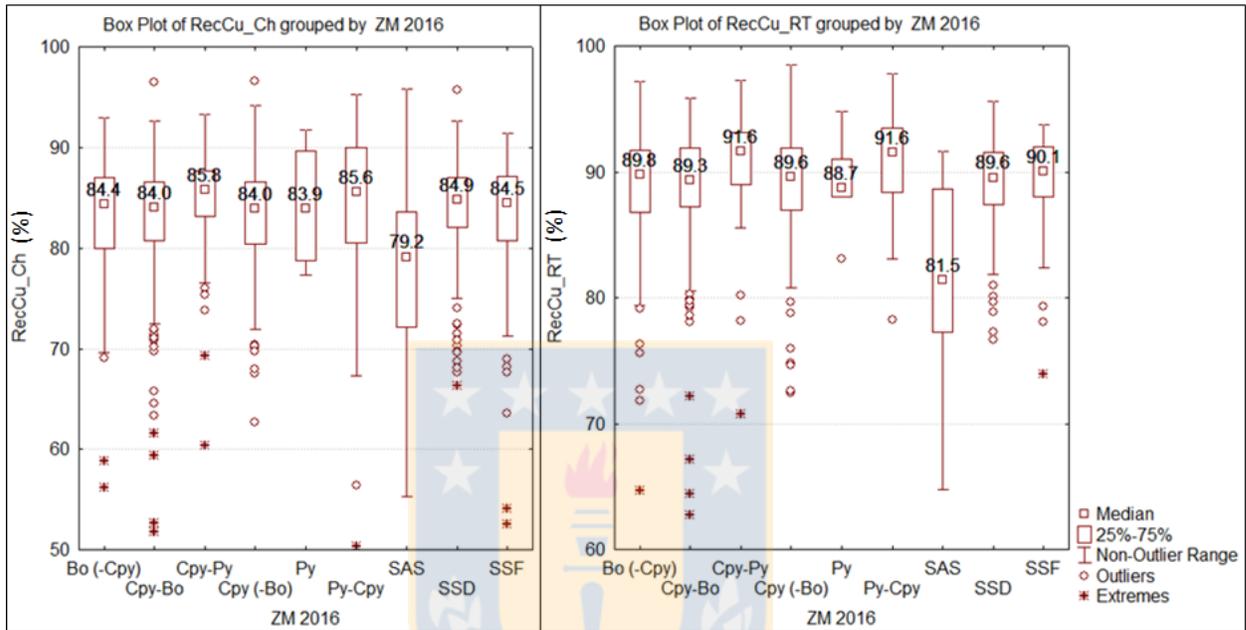


Figura 5.5 Gráficos de caja y bigote para la recuperación de cobre agrupado por zona mineral. A la izquierda el estándar CH, en la derecha el RT. SAS: sulfuro alta solubilidad; SSD: sulfuro secundario débil; SSF: sulfuro secundario fuerte.

5.1.3. Alteración y Dominio de Alteración

La matriz de correlación de Pearson (Anexo Pág. 2) presenta bajos índices de correlación para las alteraciones determinadas por el mapeo macroscópico y las recuperaciones de cobre, las variables que alcanzan los valores más altos corresponden a las esmectitas (-0,25), los que son muy bajos para asumir linealidad. Los gráficos de medias de alteración por recuperación (Anexo Pág. 4), muestran ciertas tendencias para los estándares de flotación, la recuperación del estándar CH muestra cierta independencia de las alteraciones potásico de fondo (PF) y cuarzo-sericita penetrativa (QSP), las arcillas totales (AST) muestran disminuir la recuperación de cobre, en el caso de la sericita verde calcopirítica (SVCP) la aumentan. Por otro lado, en el estándar RT las alteraciones QSP y SVCP aumentan la recuperación, el aumento en las arcillas muestran también un impacto negativo en la recuperación de cobre.

Los gráficos de proporciones de la Figura 5.6 fueron elaborados con los mismos rangos de recuperación que los utilizados para la evaluación de la mineralogía. Para el estándar CH, la única alteración que tiene un alza constante a medida que aumenta la recuperación es la SVCP, mientras que sericita gris verde (SGV) y las arcillas de esmectita y caolín disminuyen para los concentrados de mayor ley, esta variación es más evidente en las últimas, por su lado, las alteraciones PF y QSP presentan un comportamiento errático, con alzas y bajas que no responden a las variaciones de la recuperación. Las alteraciones en el estándar RT se comportan de manera similar, la alteración que se puede añadir al grupo que empeora la recuperación es la *Early Dark Micaceous* (EDM), mientras que QSP y SVCP aumentan con la recuperación.

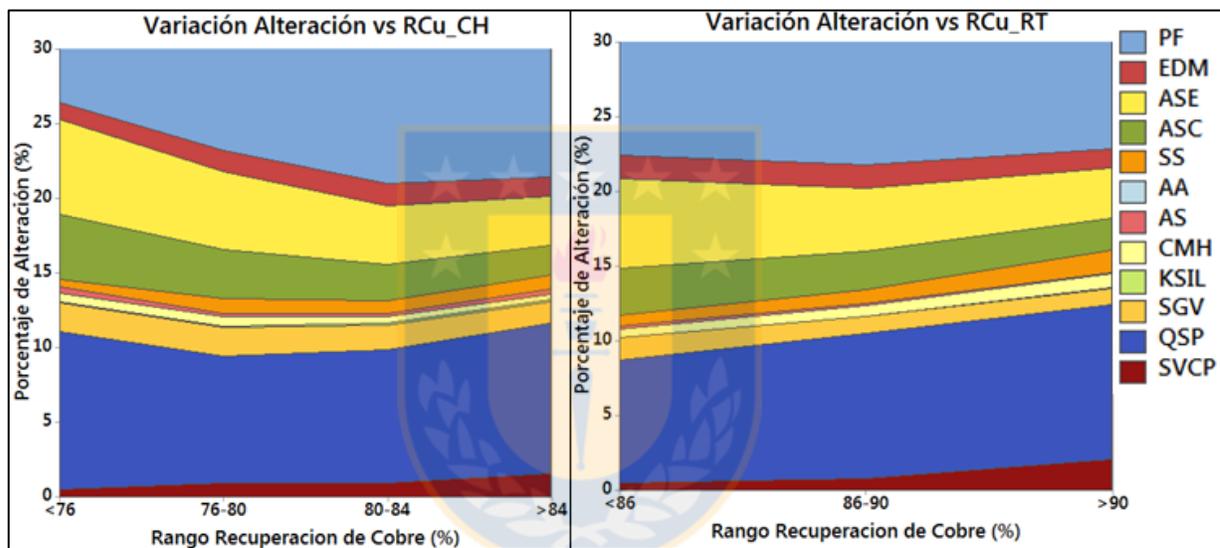


Figura 5.6 Gráfico de proporciones para las alteraciones, de acuerdo a rangos de recuperación de cobre. Estándar CH a la izquierda; RT a la derecha. La escala del eje Y solo llega a 30 % para un mayor nivel de detalle, todo por sobre el 30% corresponde a potásico de fondo.

El análisis de la recuperación agrupadas por los dominios de alteración hipógena (Figura 5.7) muestran variaciones muy bajas en las medianas de las recuperaciones (<1%) para los 3 tipos de alteración predominante, dejando de lado la única muestra propilítica que existe. Sin embargo, cabe destacar que para ambos estándares la mayor recuperación está dada por la alteración Cuarzo-Sericita. Los dominios de alteración supérgena entregan resultados congruentes con lo anteriormente observado, aunque sin grandes diferencias entre ambas, tanto en CH como RT la mediana de la recuperación de las arcillas bajo 10% es alrededor de un 2% más baja que la de las arcillas sobre un 10% (Anexo Pág. 5). Si bien la diferencia es baja, coincide con lo observado en la Figura 5.6, dejando en claro el impacto negativo de las arcillas en la recuperación de cobre.

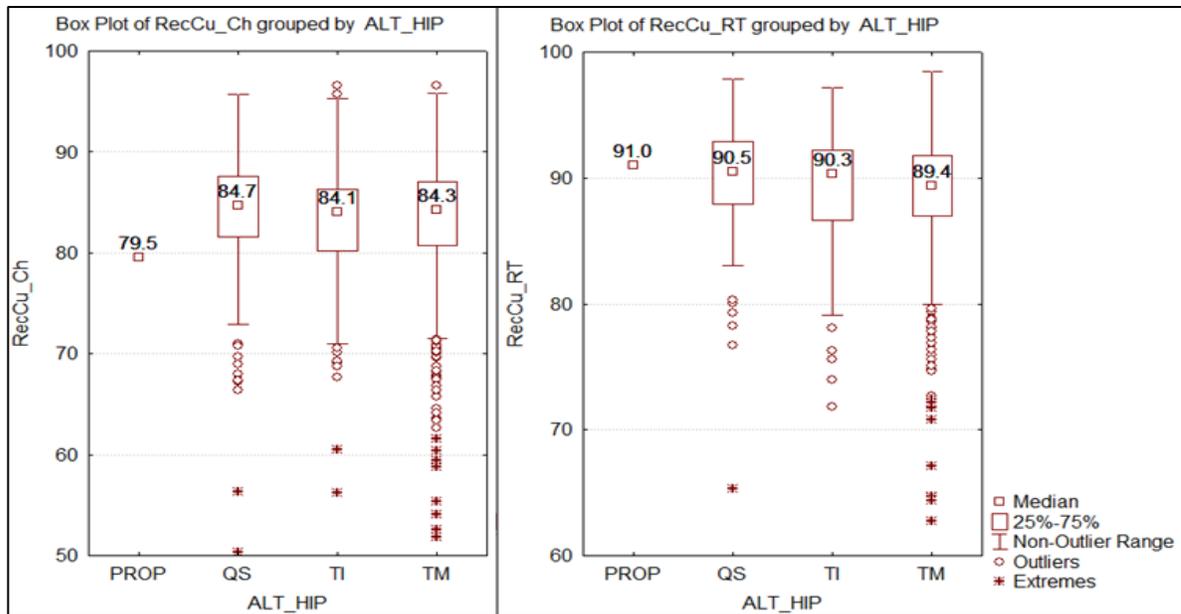


Figura 5.7 Gráfico de caja y bigote de recuperaciones de cobre agrupados por alteración supérgena. Izquierda estándar CH; derecha estándar RT. Prop: propilítica; QS: cuarzo-sericita; TI: temprano intenso; TM: tardimagnético.

5.1.4. UGM

El análisis por unidades geometalúrgicas entrega resultados concluyentes para ambos estándares de flotación (Figura 5.8). En el estándar CH, la UGM con peor flotación corresponde a la unidad de arcillas AS, con una media de 61% de recuperación, seguido de la unidad clorítica marginal (CMH) (75%) y AS2 (80%), algo parecido ocurre con el estándar RT, en donde la media de más baja recuperación corresponde a AS2 (87%), en cuanto a la anomalía de la alteración CMH, esta tiene su origen a que solo 6 muestras pertenecen a esta UGM (Anexo Pág. 6), y dentro de éstas, la muestra RTGM-1273 tiene gran variación entre ambos estándares (CH=50,32%; RT=84,83%). El comportamiento que el resto de las UGM tienen es similar entre estándares, destaca SVCP como la que mejor responde al proceso en ambos estándares, tal y como se había observado en la Figura 5.6, con QSP2 como segunda media más alta. Las EDM en general presentan valores bajos para ambos estándares, pero en RT, SVCP2 tiene una media ligeramente inferior.

Los resultados obtenidos por UGM se diferencian de los obtenidos de los dominios de alteración, ya que si bien ambos son obtenidos a partir de las alteraciones de mapeo, el hecho de que las arcillas tengan una clasificación distinta a las de las alteraciones hipógenas disfraza el efecto que estas producen en el proceso de flotación, de la misma forma las alteraciones *Early Dark*

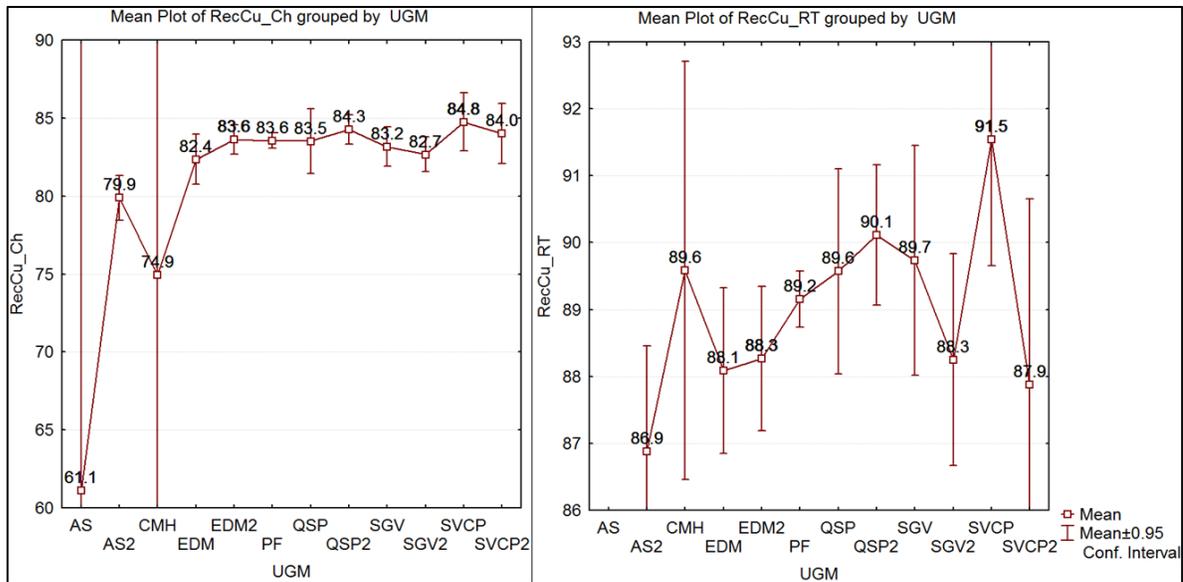


Figura 5.8 Gráfico de medias de recuperaciones de cobre por UGM. Estándar Ch a la izquierda, RT a la derecha. Para clasificación de UGM ver página 38.

Micaceous (EDM), sericita gris verde (SGV) y sericita verde calcopirítica (SVCP), que al ser agrupadas dentro del temprano intenso (ver página 37), pierden la capacidad individual de predecir procesos.

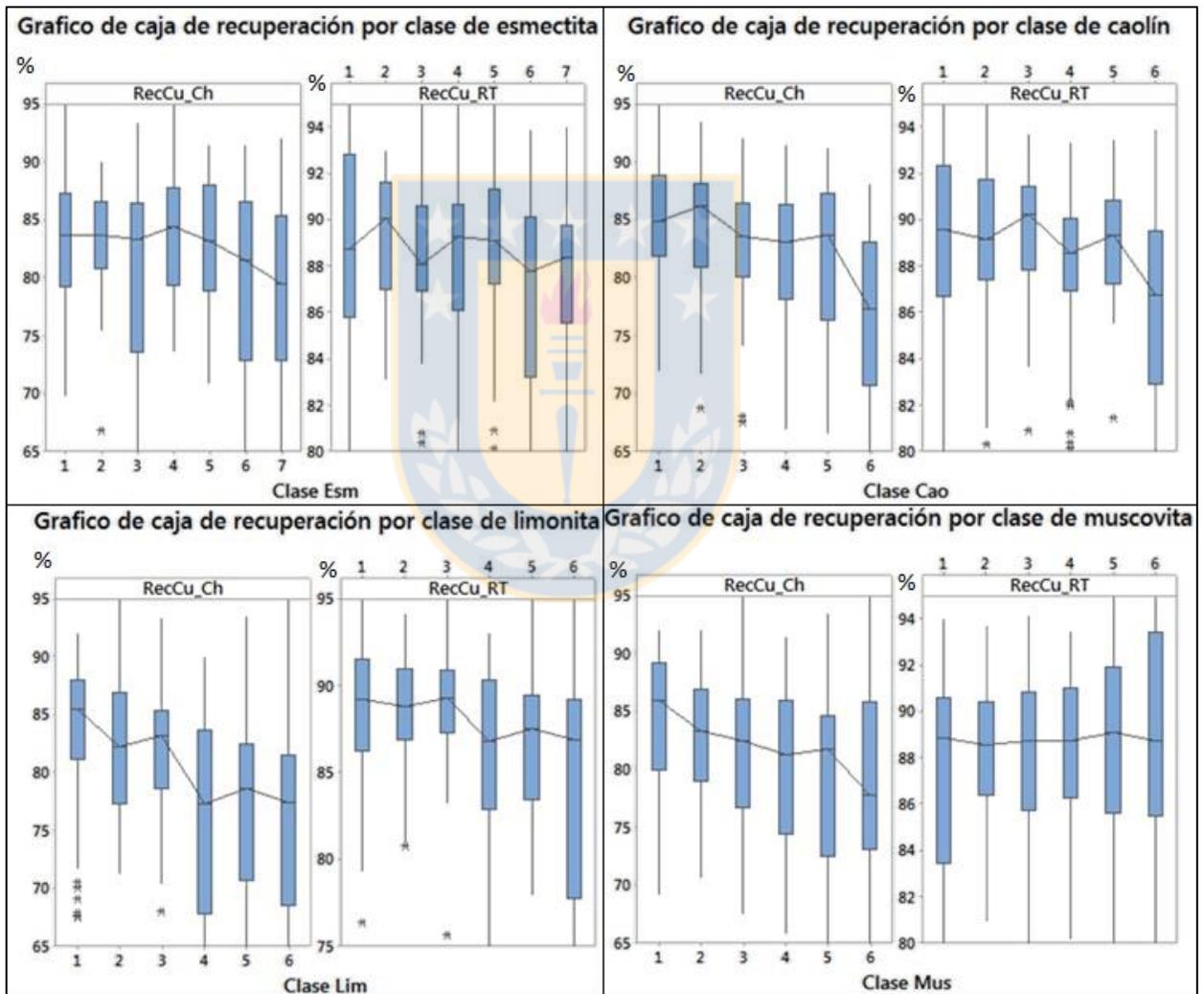
5.1.5. Arcillas NIR

La matriz de correlación de Pearson para las arcillas determinadas mediante espectroscopía NIR y las recuperaciones (Anexo Pág. 7) entrega tendencias congruentes con los resultados anteriores. La recuperación estándar CH alcanza mayores índices de correlación (-0,4 para los caolines, limonitas y arcillas totales). RT por otro lado tiene índices más bajos (-0,3) para la limonita. Los gráficos de medias NIR (Anexo Pág. 7), entregan resultados coherentes con estos datos, ya que para el estándar CH se observa un aumento en la recuperación de cobre a medida que disminuyen las esmectitas, caolines, limonitas y muscovitas. En cambio, en el estándar RT, para las recuperaciones mayores a 75%, la muscovita tiene una proporcionalidad directa a la recuperación, mientras que las esmectitas y limonitas son inversamente proporcionales a la recuperación también sobre el 75%; el caolín, mantiene esta tendencia a lo largo del espectro.

Para profundizar en el efecto producido por las arcillas, cada una de éstas es subdividida en clases de acuerdo a quiebres probabilísticos (Tabla 5.3). Los resultados de estos análisis están resumidos en los gráficos de caja de la Figura 5.9.

Tabla 5.3 Clasificación de arcillas por quiebres probabilísticos.

Clase	Esmectita (%)		Caolín (%)		Limonita (%)		Muscovita (%)	
	Desde	Hasta	Desde	Hasta	Desde	Hasta	Desde	Hasta
1	0,00	0,13	0,00	2,89	0,00	0,05	0,00	7,62
2	0,13	0,20	2,89	3,22	0,05	0,07	7,62	9,83
3	0,20	0,28	3,22	3,60	0,07	0,14	9,83	12,18
4	0,28	0,34	3,60	4,50	0,14	0,20	12,18	15,00
5	0,34	0,42	4,50	5,25	0,20	0,40	15,00	21,20
6	0,42	0,50	5,25	-	0,40	-	21,2	-
7	0,50	-						

**Figura 5.9** Gráficos de caja para las recuperaciones de cobre agrupadas por clase de arcilla.

De éste análisis se puede concluir que el aumento porcentual de las esmectitas, limonitas y caolines afectan las recuperaciones de ambos estándares, mientras que la muscovita parece tener

un efecto adverso sólo en el estándar CH, ya que la mediana de las recuperaciones RT no parece ser afectada a medida que aumenta el contenido de muscovita, a diferencia de CH, en donde la curva que conecta las medianas tiene la pendiente más negativa y constante de todos los filosilicatos. Las curvas de distribución de las medianas de las limonitas son prácticamente idénticas para ambas flotaciones, mientras que en los caolines la tendencia a la baja es más notoria en el estándar CH. Lo mismo ocurre con las esmectitas, en donde para el estándar RT, el comportamiento de las medianas es más bien errático, con alzas y bajas entre clases consecutivas, aunque se observa una tendencia negativa, es mucho menos notoria que la del estándar CH.

5.1.6. Grado de liberación y tamaño de mena

5.1.6.1. Grado de Liberación

El análisis de la recuperación a partir del porcentaje relativo de sulfuros de cobre liberados, se realiza a partir de resultados obtenidos por análisis QEMSCAN a las cabezas de flotación. En las campañas geometalúrgicas que poseen esta clase de análisis, por lo general solo es realizado a uno de los dos estándares de flotación. De esta manera se tienen 570 análisis para las cabezas de flotación del estándar CH y 409 para el estándar RT. Estas muestras solo serán contrastadas con su propia recuperación, por separado. La estadística básica de la liberación de sulfuros de cobre por estándar está resumida en la Tabla 5.4. El efecto de la granulometría de cabeza de los estándares se ve reflejado fuertemente en la liberación de los sulfuros, donde el estándar CH, de grano más grueso, tiene una media 10% inferior que el estándar RT, el doble de su desviación estándar y un mínimo 45% inferior a RT.

Tabla 5.4 Estadística básica de la liberación de sulfuros de cobre por estándar.

Variable	N	Media	Desv.Est.	Mínimo	Mediana	Máximo
Sulf_Cu_Liberado(%)_RT	409	79,25	7,05	53,64	79,17	94,40
Sulf_Cu_Liberado(%)_CH	570	69,25	16,38	8,81	72,88	96,73

En el gráfico de medias de liberación de sulfuros versus recuperación de cobre (Anexo Pág. 8) se observa, en general, tendencias positivas para ambos estándares. Para CH existe una gran aleatoriedad al comienzo, debido a la poca cantidad de datos, entre el 70 y 90% de recuperación, sin embargo, ésta responde de manera proporcional a la liberación de sulfuros. En cambio, el estándar RT muestra un mayor control del grado de liberación en la recuperación de cobre,

mostrando una relación proporcional a lo largo de todo el espectro. El gráfico de medias por clase de recuperación (Figura 5.10), es elaborado a partir de las mismas clases utilizadas anteriormente. Se obtienen los mismos resultados anteriores, con un mayor control dentro del estándar RT, en donde la curva de las medianas siempre está en ascenso. En el estándar CH, las medias de liberación aumentan con la recuperación, pero entre las clases de 76 a 84% la liberación promedio varia muy poco.

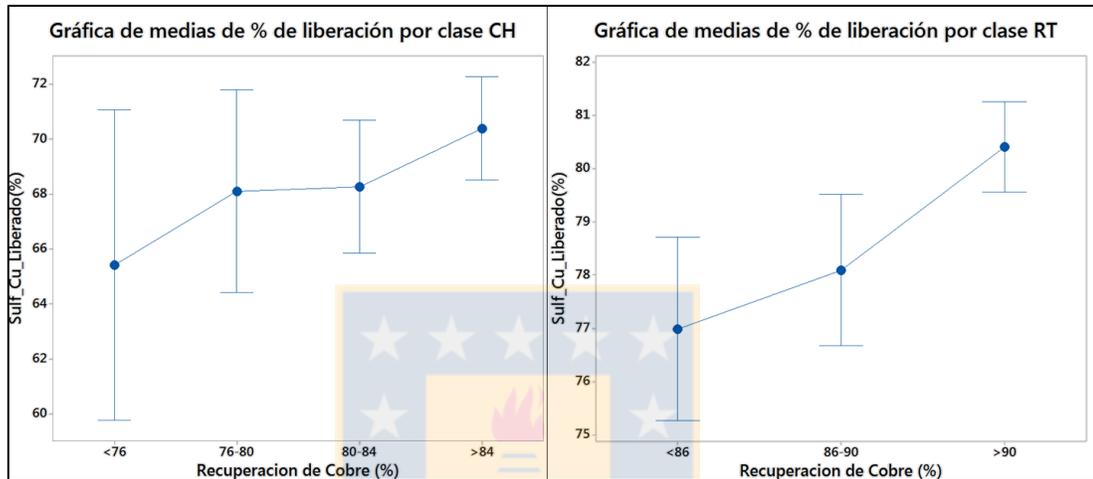


Figura 5.10 Gráficos de medias para el porcentaje de liberación de sulfuros de acuerdo a clase de recuperación. Estándar CH a la izquierda; estándar RT a la derecha.

De la misma manera que se hizo con la recuperación de cobre, se definen rangos porcentuales para las liberaciones de sulfuros de cobre en ambos estándares. En base a estos rangos se analiza el efecto que produce la mineralogía sulfurada en el grado de liberación (Figura 5.11). Para el estándar CH, existe una clara tendencia en la mineralogía, esto es, a medida que la liberación de sulfuros aumenta, también lo hace la calcosina, mientras que disminuyen los porcentajes de bornita y pirita, principalmente en los últimos dos rangos (la pirita disminuye progresivamente en todo el espectro). En las muestras RT, en cambio, las tendencias son menos visibles, a grandes rasgos la calcopirita aumenta junto con el grado de liberación, mientras que la bornita tiene una leve tendencia inversa, sin embargo, las variaciones entre rangos son más discretas que en CH. Las fuertes diferencias entre ambos estándares, en bornita y calcosina, se puede atribuir a la diferencia en la granulometría de alimentación al proceso, CH al tener una mayor granulometría no alcanza a liberar a la bornita, mientras que por otro lado, la asociación de la calcosina a las altas liberaciones es explicada porque este mineral generalmente se presenta en fracturas y zonas

de debilidad, siendo fácilmente liberados a un grado de molienda inferior, RT en cambio, al presentar una menor granulometría invierte el efecto de la calcosina y suaviza el de la bornita.

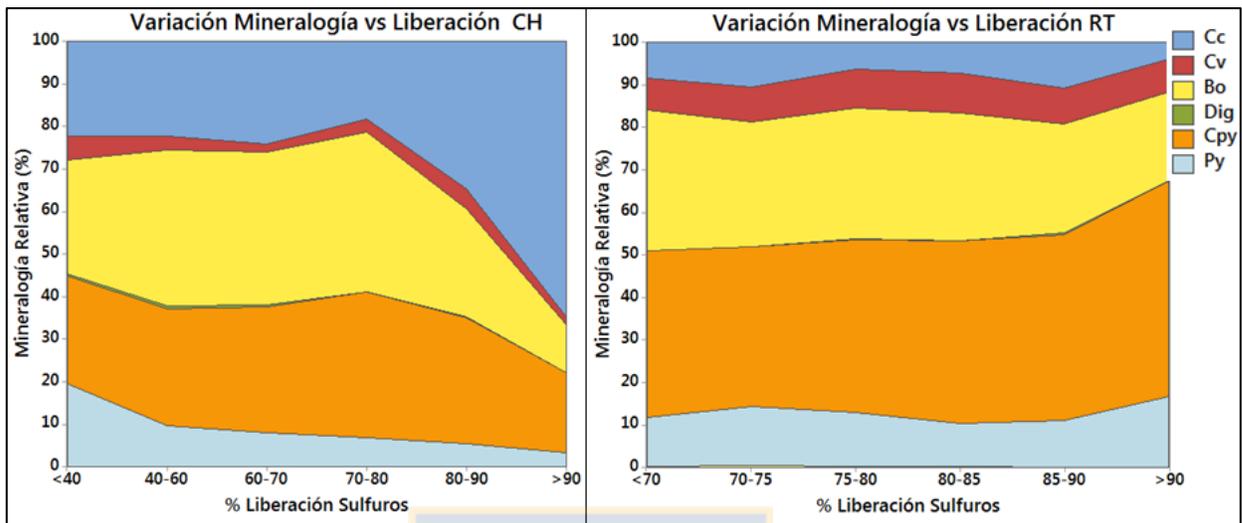


Figura 5.11 Gráfico de proporciones para mineralogía, de acuerdo a rangos de liberación de sulfuros de cobre. Estándar CH a la izquierda; RT a la derecha. Cc: covelina; Cv: calcosina; Bo: bornita; Dig: Digenita; Cpy: calcopirita; Py: pirita.

Un análisis de la liberación de sulfuros de cobre por zona mineral (Anexo Pág. 9), dice que para ambos estándares la peor liberación de cobre ocurre en la zona primaria pirítica, seguido de la pirítica- calcopirítica. En general se observa también que las zonas minerales borníticas tienen un menor grado de liberación que las calcopiríticas, para los dos estándares. En lo que respecta a los sulfuros secundarios, ocurre que en el estándar CH tienen un mayor porcentaje de liberación, siendo la zona de sulfuros secundarios fuertes (SSF) la más alta, lo opuesto ocurre para RT, en donde los sulfuros secundarios alcanzan valores similares a los de las zonas borníticas. Estos resultados se condicen con los obtenidos por mineralogía relativa, en donde, en general, la bornita y sus zonas están asociadas a bajas liberaciones, mientras que para el estándar CH ocurre que existen altas liberaciones para los sulfuros secundarios fuertes.

Las alteraciones de mapeo también fueron evaluadas de acuerdo a los rangos de liberación (Figura 5.12). En el estándar CH, prácticamente no existen tendencias de alteración de acuerdo a la liberación, salvo por la SGV, que disminuye con el aumento de la liberación. En RT, en cambio, existen tendencias claras para las alteraciones SGV y EDM, las que son inversamente proporcionales al grado de liberación. Se observa un incremento de la alteración CMH para el último rango de la variable, pero este aumento es repentino y no es progresivo para todos los

rangos, en concreto responde a dos muestras (de 27) con 40% de esta alteración (RTGM-805,1045 (muestras de individuales de control interno)).

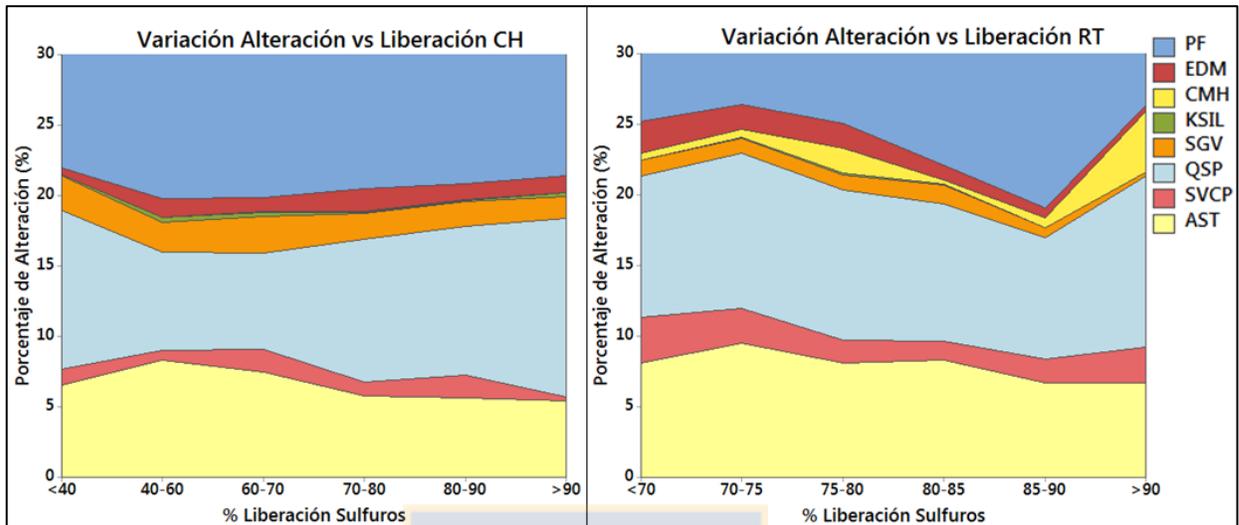


Figura 5.12 Gráfico de proporciones para las alteraciones, de acuerdo a rangos de liberación de sulfuros de cobre. Estándar CH a la izquierda; RT a la derecha. La escala del eje Y solo llega a 30 % para un mayor nivel de detalle, todo por sobre el 30% corresponde a PF.

Por otro lado, de la variación de la liberación por UGM (Anexo Pág. 9) se muestra que los grados de liberación varían para ambos estándares, las mayores diferencias entre ellos es que para el estándar CH, las unidades geometalúrgicas asociadas a la alteración *Early Dark Micaceous* (EDM) tienen una de las medias más altas, mientras que en RT es el valor más bajo de la gráfica. La unidad sericita verde calcopirítica (SVCP), en CH tiene una baja media, aun cuando para ambos SVCP tenía la mejor recuperación de cobre. Las UGM con mejor liberación para el estándar RT es SVCP (81%), mientras que en CH, es alcanzado por las unidades asociadas a las unidades cuarzo-sericita penetrativa (75%). Estas tendencias, junto a lo visto en las alteraciones, permiten afirmar que el estándar CH no libera en totalidad los sulfuros asociados a las alteraciones tempranas (EDM, SGV SVCP), por esto es que las mayores liberaciones se dan en las UGM QSP, alteración que se caracteriza por restarle competencia a la roca. Por el otro lado, en el estándar RT, las UGM tienen pocas variaciones en liberación, con todas ellas en un rango del 77 al 81%, pero EDM destaca como UGM con menor liberación (73%).

Estos resultados se condicen con las medias de liberación para los dominios de alteración (Anexo Pág.10) para el estándar CH, el cual tiene a la alteración cuarzo-sericita con la mayor media. Mientras que para RT, el valor mayor está dado por la alteración tardimagmática. Destaca que

dentro de las alteraciones hipógenas, el menor valor de liberación, para ambos estándares es el temprano intenso, lo que es coherente, ya que ambos estándares presentan tendencias negativas con las alteraciones EDM y SGV (Figura 5.11). Los dominios de alteración responden de la misma forma en los dos estándares, el grupo de arcillas menores a 10% tienen una media superior a aquellas sobre 10% (ver página 37), en RT la variación es de 2%, mientras que en CH es de 4%.

5.1.6.2. Tamaño de mena

Las campañas que poseen tamaños de grano de mena dentro de la batería de análisis QEMSCAN corresponden a las “campañas de las 410 muestras”, denominación que han adquirido las campañas geometalúrgicas realizadas en el año 2012 (2012_20, 2012_90 y 2012_300). Los análisis se realizaron en las cabezas de flotación del estándar RT. El total es de 409 muestras, ya que a la muestra RTGM-1010 no se analizó. La Tabla 5.5 resume la estadística de los tamaños medios de grano para las especies minerales analizadas. Se observa que en general la media no se aleja mucho de la mediana, por lo que se utilizará la primera para los análisis subsiguientes.

Tabla 5.5 Estadística básica de los tamaños de grano de mena y ganga, en orden creciente de media de tamaño de grano.

Variable	Media	Desv.Est.	Mínimo	Mediana	Máximo
Esmectitas (μm)	7,02	0,78	5,39	6,86	10,49
Covelina (μm)	8,89	4,78	0,00	7,00	51,11
Caolín (μm)	10,65	3,41	5,97	9,60	25,01
Calcosina (μm)	13,62	7,48	0,00	10,73	42,76
Musc/ser (μm)	16,34	4,38	7,72	15,83	33,66
Bornita (μm)	24,16	11,34	0,00	25,50	59,39
Calcopirita (μm)	25,35	9,44	7,21	25,89	73,64
Pirita (μm)	29,89	22,35	4,80	24,36	192,78

Los efectos del tamaño para la recuperación de cobre son visibles al analizar las medias por rango de recuperación (Anexo Pág. 11), las especies que tienen un comportamiento directamente proporcional a la recuperación son la calcopirita, pirita y muscovita/sericita, datos congruentes con datos de mineralogía y alteración, ya que como se ha visto, el estándar RT responde de manera positiva al aumento de la calcopirita y pirita, mientras que la alteración más relevante en la recuperación RT es la SVCP (calcopirita+sericita+pirita). En cambio los sulfuros secundarios y las arcillas (esmetita y caolín) tienen tendencia negativa, lo que se condice con las conclusiones

obtenidas de la mineralogía y arcillas NIR. La bornita es la única especie mineral con una aparente independencia de la recuperación respecto al tamaño de grano.

El mismo análisis, ahora clasificado por rangos de sulfuros de cobre liberados (Anexo Pág. 12) indica que la pirita y la calcopirita tienen una tendencia proporcional entre el tamaño y la liberación; algo más errática, pero positiva a grandes rasgos es la curva inter-medias para la calcosina. La covelina es la única mena que posee una tendencia levemente negativa. La tendencia positiva de las menas es lógica, ya que generalmente las menas de mayor tamaño se encuentran liberadas. La bornita sin embargo, presenta una curva horizontal, indicando que para esta especie mineral, existe una independencia entre el grado de liberación y el tamaño de grano, la principal explicación de su liberación está dada por la alteración a la que se encuentra asociada, ya que como se ha visto, *Early Dark Micaceous* (EDM) presenta bajos porcentajes de liberación.

Las arcillas y muscovitas/sericitas (Anexo Pág. 12), en cambio, exhiben un comportamiento con tendencia negativa para el aumento de la liberación, la que se hace más clara para valores superiores al 75%. La razón de esto es que al disminuir el tamaño de la ganga, es lógico que el grado de liberación de los sulfuros aumente, ya que los contactos con ganga lateral, o presencia de sulfuros ocluidos dentro de la ganga disminuye.

5.1.7. NaSH

El análisis de la recuperación con NaSH será realizado para las 300 muestras de la campaña del año 2015, e involucrará a todas las muestras, ya sean sulfuros primarios o secundarios, mixtos y óxidos. La optimización con NaSH fue probada para el estándar RT, en flotaciones Rougher cinéticas. La matriz de correlación de Pearson para la recuperación con NaSH (Anexo Pág. 13) muestra tendencias importantes entre esta variable y la razón de solubilidad (-0,44), la que se incrementa al analizar la diferencia entre la recuperación RT estándar y la optimizada (delta de recuperación), el índice de correlación alcanza un valor de 0,83, por lo que se puede asumir una dependencia lineal positiva entre ambas.

Se realiza una regresión lineal entre el delta de recuperación y la razón de solubilidad (Figura 5.13). El R^2 de la regresión es de 0,68, lo cual es aceptable (Delta= $-1,5574+0,527*RSol$). Por otro lado, el análisis de los residuos (Anexo Pág. 14) confirman la validez de la regresión, ya que el histograma de residuos y el gráfico de probabilidad tienen su media en el valor 0, mientras que

los gráficos de dispersión y línea temporal muestran la aleatoriedad de los datos en torno a la media.

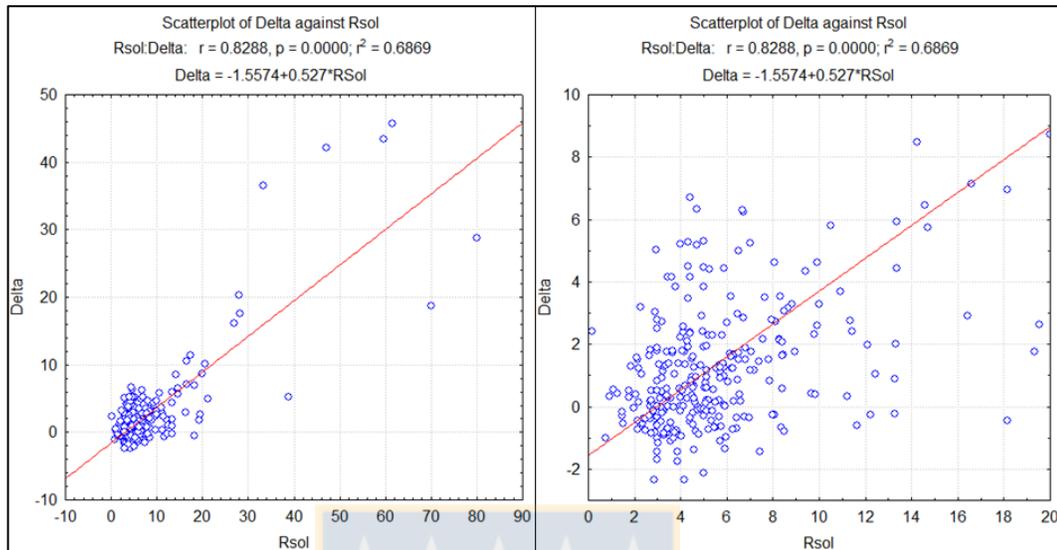


Figura 5.13 Gráficos de dispersión entre delta de recuperación y razón de solubilidad. El gráfico de la derecha tiene escala ajustada.

La optimización del proceso de flotación se ve reflejada en las zonas minerales (Tabla 5.6). Los óxidos son los que mejor responden al NaSH, con un aumento promedio en la recuperación de 31%, alcanzando una media de recuperación de 73,67%, mientras que los mixtos sufren un incremento similar, con una media en la recuperación de 81,95% (Anexo Pág. 14). Como era de esperarse, dentro de los sulfuros, los de alta solubilidad (razón de solubilidad $>12\%$) obtienen el mayor incremento, mientras que el resto de los sulfuros tienen incrementos promedios que varían entre el 0,5 y 2% en la recuperación de cobre. Por otra parte, se observan deficiencias en la recuperación con NaSH en las zonas minerales con predominancia de bornita, lo que es evidenciado por los gráficos de caja del delta de recuperación negativo para las zonas minerales (Anexo Pág. 15), ya que los mínimos alcanzados por las zonas minerales con bajos contenidos de bornita (Cpy (-Bo), Cpy-Bo y Cpy-Py) corresponden a datos anómalos, lo que no ocurre para la zona Bo (-Cpy), en donde el mínimo alcanzado por el delta de recuperación (-2,3%) se encuentra dentro del rango de valores no anómalos.

La variación en la recuperación por UGM (Anexo Pág. 15) no entrega resultados tan concluyentes como los de la zona mineral, cabe destacar que la unidad AS2 alcanza el máximo de optimización, con una media de 3%, el resto de UGM presenta un comportamiento errático, con

Tabla 5.6 Estadística básica del delta de recuperación por zona mineral.

ZM 2016	N	Media	Desv.Est.	Mínimo	Mediana	Máximo
Cpy-Py	18	0,495	1,245	-1,693	0,503	2,716
Cpy (-Bo)	55	0,734	1,481	-2,326	0,4	5,275
Py-Cpy	20	0,839	1,216	-0,99	0,625	3,033
Bo (-Cpy)	36	0,917	2,033	-2,33	0,185	6,29
Cpy-Bo	87	1,008	2,008	-2,116	0,375	6,72
SSF	10	1,325	1,156	-0,704	1,578	2,764
SSD	39	1,776	1,694	-0,79	1,5	5,802
Py	3	1,919	0,546	1,3	2,123	2,333
SAS	24	5,81	5,25	-0,44	5,31	20,34
MX	5	28,98	16,8	5,27	36,48	43,38
OX	3	31,08	13,61	18,74	28,8	45,68

variaciones de 0,1 a 1,9% en la media del delta de recuperación. De la misma forma, los dominios de alteración no logran explicar muy bien la variación en la recuperación (Anexo Pág. 16), con desviaciones estándar que alcanzan el 6%, a grandes rasgos los dominios de alteración ARG_GE_10 tienen una mayor optimización que ARG_LT_10.

Esto último coincide con el análisis por clase de arcillas NIR en el delta de recuperación (Anexo Pág. 16), ya que tanto las limonitas como las muscovitas tienen una relación directamente proporcional al aumento en la recuperación NaSH, el comportamiento de la mediana del caolín es más bien errático, aunque se observa la tendencia de que los cuartiles 3 y 4 aumentan su dispersión a medida de que aumenta el delta de recuperación. Por último, las esmectitas aumentan con la recuperación NaSH, pero con una pendiente muy baja, casi horizontal.

5.1.8. Grupos de Comportamiento (Clúster)

De acuerdo a las variables que han resultado más relevantes para los procesos de flotación estándar CH y RT, se generan grupos de datos mediante el método de agrupación K-medias (Figura 5.14). El número óptimo de clústeres es seleccionado mediante el “método del codo” (Elbow Criterion), el cual observa el porcentaje de varianza explicada como una función del número de clústeres, en donde se debe elegir el número en el cual agregar un nuevo clúster no aporte mucha nueva información, generalmente esto queda reflejado como una inflexión en la curva, la que es seguida de una meseta (Bholowalia y Kumar, 2014). Este gráfico se asemeja la mayoría del tiempo a un brazo, en donde el número óptimo de clústeres correspondería al codo.

En base a lo anterior, el número óptimo de clústeres para los estándares CH y RT son 4 y 3 respectivamente (Anexo Pág. 17), los que coinciden con los rangos de recuperación que ocupa el modelo de bloques. En el caso de RT, las medianas de los datos caen dentro de cada uno de estos rangos (Anexo Pág. 17), lo que no implica que todas las muestras del clúster pertenecen a la categoría, porque como ya se mencionó, solo es la mediana de los datos. En CH, en cambio, 3 de los cuatro grupos generados tienen muy poca variaciones en sus medianas de recuperación de cobre, oscilando entre 84,34 y 85,66%, el clúster número 1, sin embargo, resultó de baja recuperación (75%).

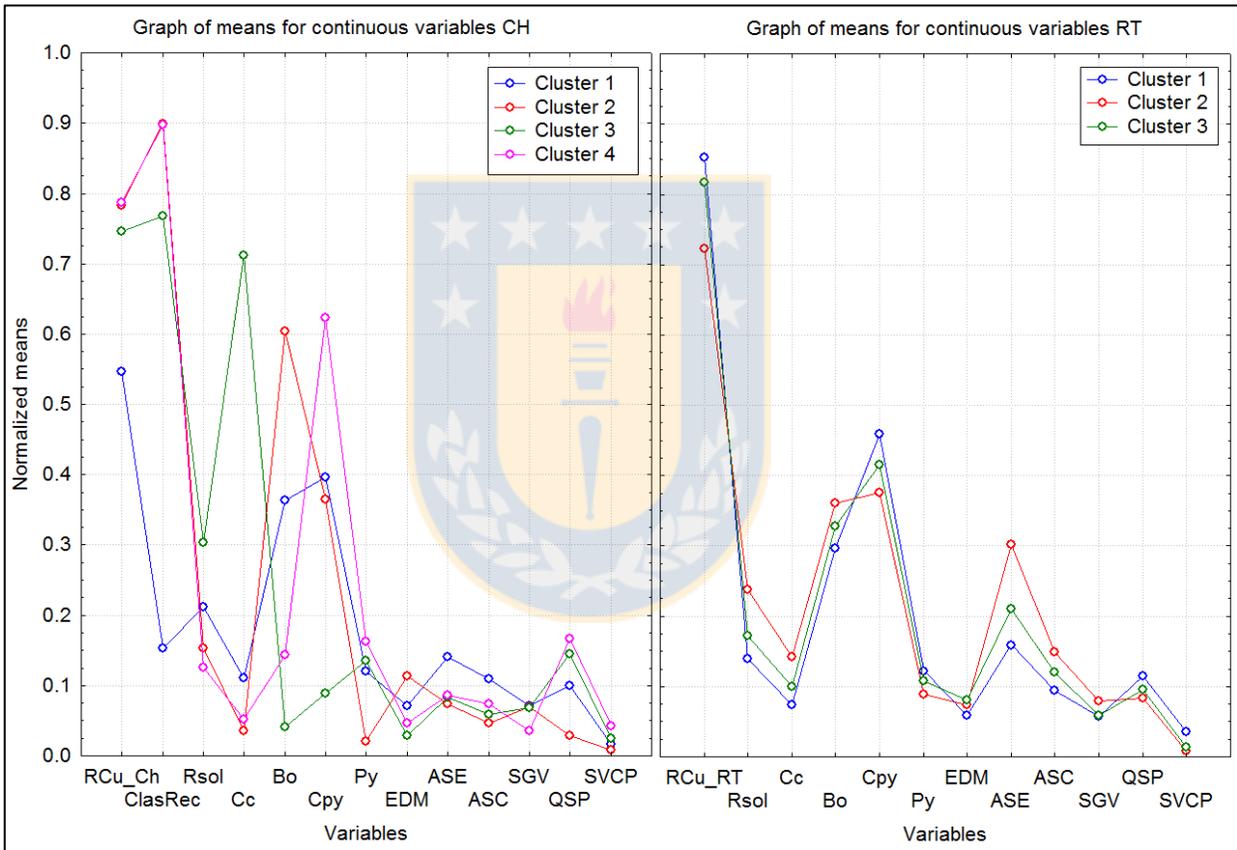


Figura 5.14 Centroides de las variables utilizadas en la generación de clústeres de recuperación. Estándar CH a la izquierda, RT a la derecha. Rsol: razón de solubilidad; Cc: calcosina; Bo: bornita; Cpy: calcopirita; Py: pirita; EDM: *Early Dark Micaceous*; ASE: esmectitas; ASC: caolín; SGV: sericita gris verde; QSP: cuarzo-sericita penetrativa; SVCP: sericita verde calcopirítica.

Para el estándar CH, el clúster de menor recuperación se caracteriza por tener una solubilidad intermedia entre los sulfuros primarios y los sulfuros secundarios fuertes, así como también el mayor aporte de arcillas de caolín y esmectita; existen dos clústeres de alta recuperación, uno que

posee elevada bornita y otro de elevada calcopirita, el bornítico tiene la menor cantidad de pirita, el mayor valor de *Early Dark Micaceous* (EDM), la menor cantidad de arcillas, alteraciones cuarzo-sericita penetrativa (QSP) y sericita verde calcopirítica (SVCP), mientras que el calcopirítico tiene una recuperación algo mayor, la mayor cantidad de pirita, QSP y SVCP, con los valores de sericita gris verde (SGV) más bajos; el clúster número 3 tiene una recuperación algo más baja que los otros dos, debido a su aumento en la razón de solubilidad y a que corresponde a un sulfuro secundario, con bajos valores de EDM y sulfuros primarios. RT, en cambio, tiene clústeres mucho más ordenados, se observa que en general las variables responden de manera proporcional a la recuperación, a medida que se disminuye la recuperación del clúster, también disminuye la calcopirita, pirita, las alteraciones QSP y SVCP. Lo inverso ocurre con la razón soluble, la calcosina, bornita y las alteraciones EDM, esmectitas (ASE), caolines (ASC) y SGV, cuyo aumento empobrece el concentrado de cobre.

5.2. Work Index

El análisis de la estadística básica de esta variable demuestra que posee un comportamiento normal (Figura 5.15A), con una media de 12,86 kWh/tc, y valores mínimos y máximos de 8,57 y 16,26 kWh/tc respectivamente. Sin embargo, para los análisis subsiguientes se decide eliminar los valores individuales que se alejan más del comportamiento normal, dejando de lado los resultados marcados en rojo (Figura 5.15B), no modificando la media aritmética de los datos, con nuevos máximos y mínimos de 9,76 y 15,61 kWh/tc.

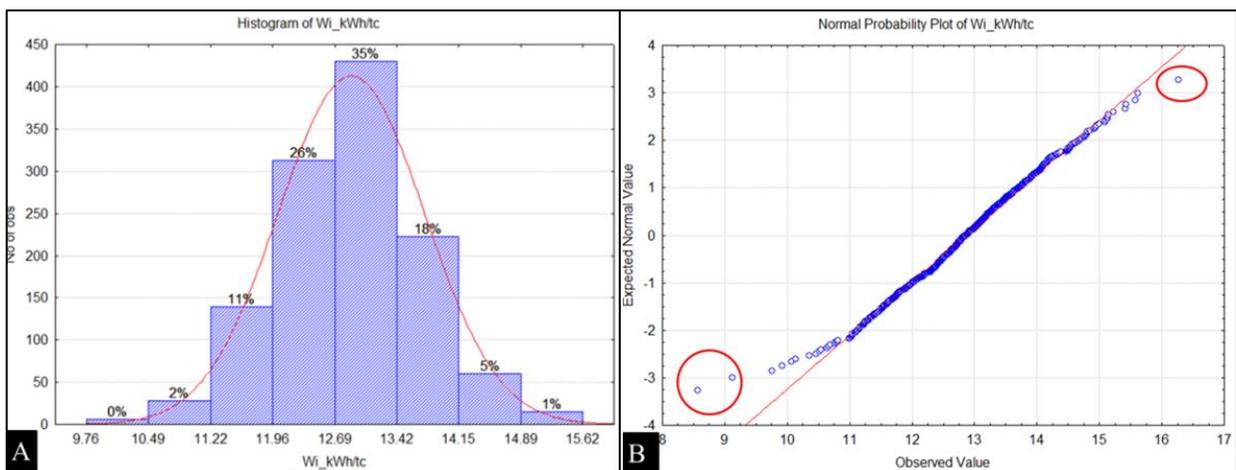


Figura 5.15 A. Gráfico de probabilidad para la variable WI, datos extremos enmarcados en rojo.
B. Histograma de Work Index, una vez eliminados los valores extremos.

5.2.1. Mineralogía y Zona Mineral

En un análisis mediante matriz de correlación de Pearson (Tabla 5.7), se puede observar que en general, los índices de dureza de roca, tienen una nula correlación ($< 0,3$) con la mineralogía de mena, lo que tiene sentido, ya que teóricamente no existe relación directa entre las menas y los índices de dureza, pues las menas constituyen menos del 1% del material conminuido (Carmona, 2009). El gráfico de medias por mineralogía (Anexo Pág. 18) tampoco muestra correlación alguna entre estas variables, las medias por especie mineral suben y bajan sin relación al WI. Cabe destacar que el único índice de dureza que presenta algún tipo de tendencia ($>0,3$) es el Starkey, con correlaciones positivas para la bornita y negativas para la pirita, este tema será abordado en el siguiente capítulo.

Tabla 5.7 Matriz de correlación entre variables de dureza y mineralogía sulfurada. Cc: calcosina; Cv: covelina; Bo: bornita; Dig: digenita; Cpy: calcopirita; Py: pirita; En: enargita; Ten: tennantita.

	WI	Starkey	Axb	Cc	Cv	Bo	Dig	Cpy	Py	En	Ten
WI	1	0,17	-0,14	-0,18	0,11	0,01	-0,03	0,19	-0,05	0,06	0,07
Starkey	0,17	1	-0,73	-0,16	-0,07	0,37	0,04	0,02	-0,31	-0,05	-0,06
Axb	-0,14	-0,73	1	0,14	0,00	-0,17	0,06	-0,08	0,17	0,06	0,07

De la misma forma, las zonas minerales no explican de forma muy clara el WI (Anexo Pág. 18), dentro de los sulfuros, la zona primaria calcopirítica (13%) tiene la media más alta (13,16 kWh/tc;), mientras que las medias más bajas y altas corresponden a los sulfuros primarios piríticos y óxidos, con medias de 12,29 y 13,54 kWh/tc respectivamente, sin embargo estos valores no son considerados representativos de la información debido al bajo porcentaje de la población de muestras geometalúrgicas que pertenecen a estas zonas minerales (Py=1%; Ox≈0%).

5.2.2. Alteraciones y Dominio de Alteración

La matriz de correlación entre las variables de alteraciones de mapeo y el Work Index (Tabla 5.8), nuevamente presenta nulas correlaciones o tendencias, sin embargo los índices de dureza para la molienda semiautógena (Starkey y SMC) muestran correlaciones importantes con las alteraciones *Early Dark Micaceous* (EDM), potásico de fondo (PF), cuarzo-sericita penetrativa (QSP) y arcillas totales (AST).

Tabla 5.8 Matriz de correlación entre variables de dureza y alteraciones. EDM: *Early Dark Micaceous*; CMH: clorítica marginal; PF: potásico de fondo; KSIL: feldespato potásico-silice; SGV: sericita gris verde; QSP: cuarzo-sericita penetrativa; SVCP: sericita verde calcopirítica; AST: arcillas totales.

	WI	Starkey	Axb	EDM	CMH	PF	KSIL	SGV	QSP	SVCP	AST
WI	1	0,17	-0,14	0,09	0,06	0,14	-0,02	-0,06	-0,17	0,00	-0,07
Starkey	0,17	1	-0,73	0,33	-0,03	0,47	0,12	-0,04	-0,41	-0,15	-0,42
Axb	-0,14	-0,73	1	-0,26	0,03	-0,34	-0,02	0,08	0,27	0,06	0,42

Pese a que no existe una relación lineal marcada entre estas variables, el gráfico de medias por alteración (Anexo Pág. 19), muestra que para los datos de WI más bajos se observa una correlación entre las alteraciones potásico de fondo (PF), cuarzo-sericita penetrativa (QSP) y arcillas totales (AST), el aumento estas dos últimas disminuye el valor del WI. Ahora, si se estudia el comportamiento de los rangos de valores de WI (Figura 5.16), se observa de una forma más clara la tendencia dentro de las alteraciones, en donde para valores de WI menores a 11 kWh/tc, existe un mayor porcentaje de QSP y sericita verde calcopirítica (SVCP), el que disminuye para valores más altos de WI. Las arcillas, por su lado, tiene un descenso de alrededor de un 4% entre la primera y segunda clase, pero en los rangos siguientes se mantienen prácticamente constantes. Al aumentar el WI, se observa además que aumenta notoriamente el porcentaje del PF y en menor grado la alteración *Early Dark Micaceous* (EDM), ambas asociadas al evento tardimagmático. Se puede concluir entonces, que a grandes rasgos, el índice de WI es inversamente proporcional al QSP y proporcional al evento tardimagmático.

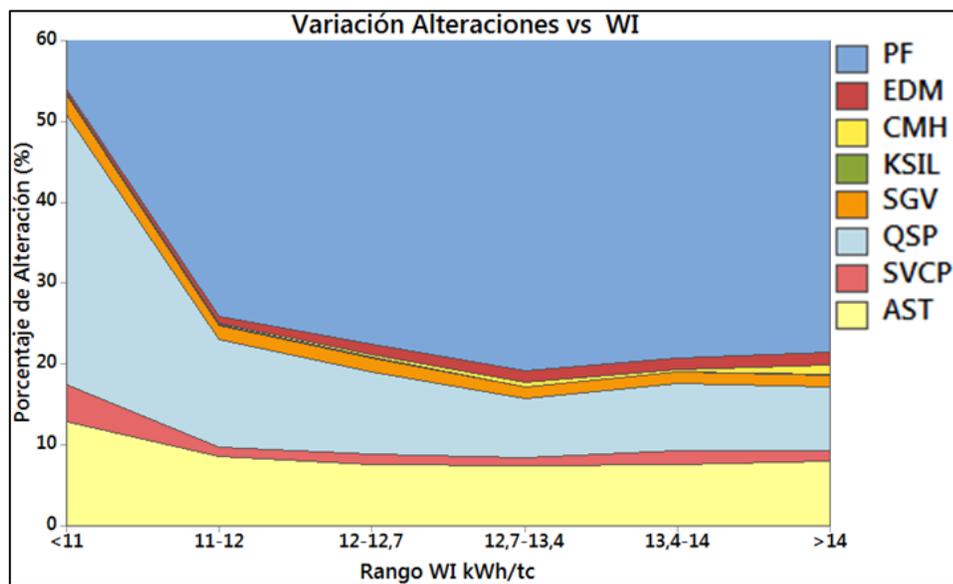


Figura 5.16 Curva de proporciones de rangos de WI vs alteraciones de mapeo.

El análisis de esa variable por los dominios de alteración (Anexo Pág. 19) corrobora la información obtenida para las alteraciones. En el ambiente hipógeno destaca la alteración temprana intensa como la de mayor dureza, mientras que en el otro extremo se encuentra la QSP como más blanda. De la misma forma, las alteraciones supergenas reflejan el efecto de las arcillas en este índice, que resulta con una media más alta para la argílica con menor a 10 % de arcilla. Cabe destacar que estas variaciones mencionadas anteriormente, son de muy poca magnitud ($>0,5$ kWh/tc).

5.2.3. Unidad Geometalúrgica

Para el análisis del índice de dureza por UGM se elaboró un gráfico de medias (Figura 5.17), los resultados entregados aquí vienen a confirmar las conclusiones preliminares obtenidas a partir del análisis mediante alteraciones y dominios de alteración. Se observa que la UGM con el WI medio más bajo corresponde a la QSP, luego AS2 y AS tienen las medias más bajas. Las medias más altas corresponden a CMH y OX, pero estos datos no se consideran representativos, ya que presentan un amplio intervalo de confianza, y además la población de datos perteneciente a estas unidades no supera el 1%. En los valores más altos de WI, se destaca *Early Dark Micaceous* (EDM), confirmando nuevamente el efecto que produce esta alteración en la dureza de la roca. El potásico de fondo, sin embargo, no muestra una media significativamente más alta que el resto, se deduce que ocurre así porque es la UGM con una mayor población de datos (46%).

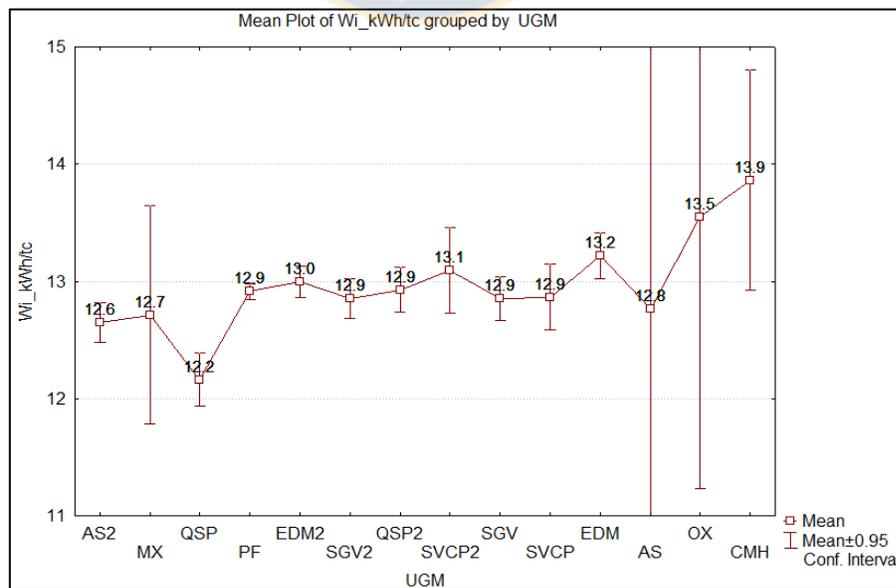


Figura 5.17 Gráfico de medias de WI por UGM.

5.2.4. Grupos de Comportamiento (Clúster)

Con el fin de encontrar asociaciones entre las variables discutidas anteriormente se construyen clústeres de comportamiento geológico asociados a la variable en cuestión, en este caso el WI (Figura 5.18). Mediante el método de K-medias se agrupan estas variables, seleccionando el número óptimo de clústeres mediante el criterio del codo, que en este caso es 2 (Anexo Pág. 20).

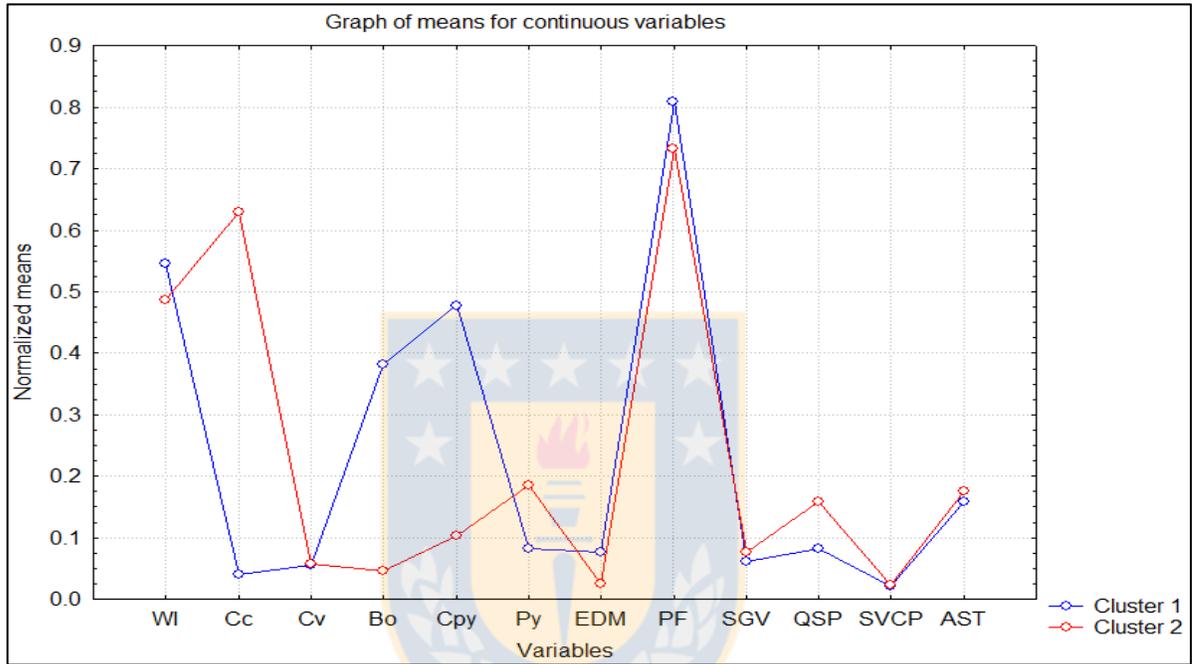


Figura 5.18 Centroides de las variables utilizadas en la generación de clústeres de WI. Cc: calcosina; Cv: covelina; Bo: bornita; Cpy: calcopirita; Py: pirita; EDM: *Early Dark Micaceous*; SGV: sericita gris verde; QSP: cuarzo-sericita penetrativa; SVCP: sericita verde calcopirítica; PF: potásico de fondo; AST: arcillas totales.

Los centroides de las variables presentan una tendencia clara para ambos grupos, el clúster 1 tiene una media de WI ligeramente mayor a la del clúster 2 (Anexo Pág. 21), mineralógicamente el grupo de mayor dureza posee baja proporción de sulfuros secundarios y pirita, con mayores cantidades de bornita y calcopirita. Por otro lado, se observa que los clústeres responden y confirman las conclusiones obtenidas a partir del análisis de alteraciones, el clúster de mayor dureza tiene mayor porcentaje de alteración *Early Dark Micaceous* y potásico de fondo, con proporciones menores de cuarzo-sericita penetrativa y arcillas totales.

5.3. Test Starkey

El gráfico de normalidad (Figura 5.19A) ilustra que la variable Starkey posee un comportamiento

normal, con una pequeña cantidad de datos extremos, delimitados por los círculos rojos, los que son eliminados para los análisis siguientes. La Figura 5.19B demuestra además la normalidad de esta variable, casi sin sesgos en la distribución. Tiene como media un valor de 48,88 min, con mínimos y máximos de 10,68 y 92,31 min respectivamente.

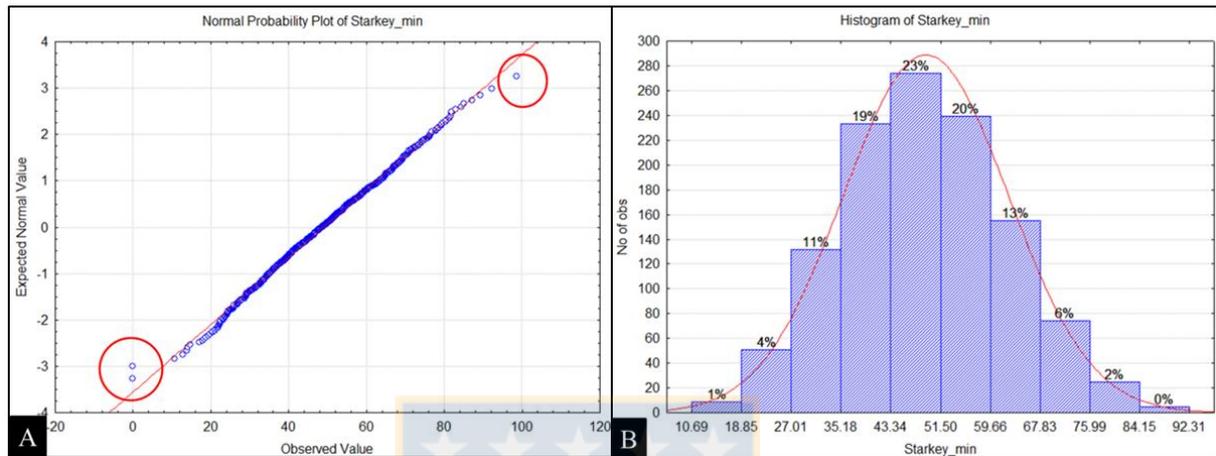


Figura 5.19 A. Gráfico de probabilidad para la variable Starkey, datos extremos enmarcados en rojo.
B. Histograma de Starkey (min), una vez eliminados los valores extremos.

5.3.1. Mineralogía y Zona Mineral

A diferencia de la variable WI, el índice de Starkey mostró tendencias más altas con la mineralogía de mapeo, en específico con la bornita y la pirita (Tabla 5.7). Si bien los gráficos de dispersión entre estas variables (Anexo Pág., 21) presentan una gran dispersión y sus regresiones tienen bajos R^2 ($<0,15$), se puede observar una tendencia, en donde el índice de Starkey es proporcional a la bornita e inversamente proporcional a la pirita. Lo que es claramente observado en el gráfico de medias de mineralogía (Anexo Pág. 22), en donde se confirma las tendencias con la bornita y pirita, además, la calcosina pareciera responder a este índice, en aumento para valores inferiores a 30 min y disminuyendo de ahí en adelante. La curva de proporciones de mineralogía (Figura 5.20) representa claramente esta tendencia en la media de los rangos de Starkey, ya que para los tiempos inferiores a 30 min, el porcentaje de pirita y calcosina tiene una media de 20 y 22%, respectivamente, las que disminuyen progresivamente hacia tiempos mayores, decayendo hasta 3,5 y 10% para los mayores a 70 min (Anexo Pág. 22); por otro lado, la bornita muestra la tendencia opuesta, comenzando con 11% para los tiempos menores, alcanzando una media de 44,5% para los tiempos mayores a 70 min. Esta tendencia puede estar relacionada a los eventos ligados a la mineralización de ambas especies minerales, ya que la bornita es característica de los

procesos de alteración tardimagnético e hidrotermal temprano, como las vetillas *Early Dark Micaceous* (EDM) y sericita gris verde (SGV), mientras que la pirita es característica de procesos hidrotermales tardíos, a los que pertenecen las vetillas cuarzo-sericita penetrativa (QSP) y la calcosina es característica de un enriquecimiento supérgeno, posterior al evento QSP. Es destacable también que la media de calcopirita presenta muy poca variación a lo largo del espectro de variabilidad de Starkey.

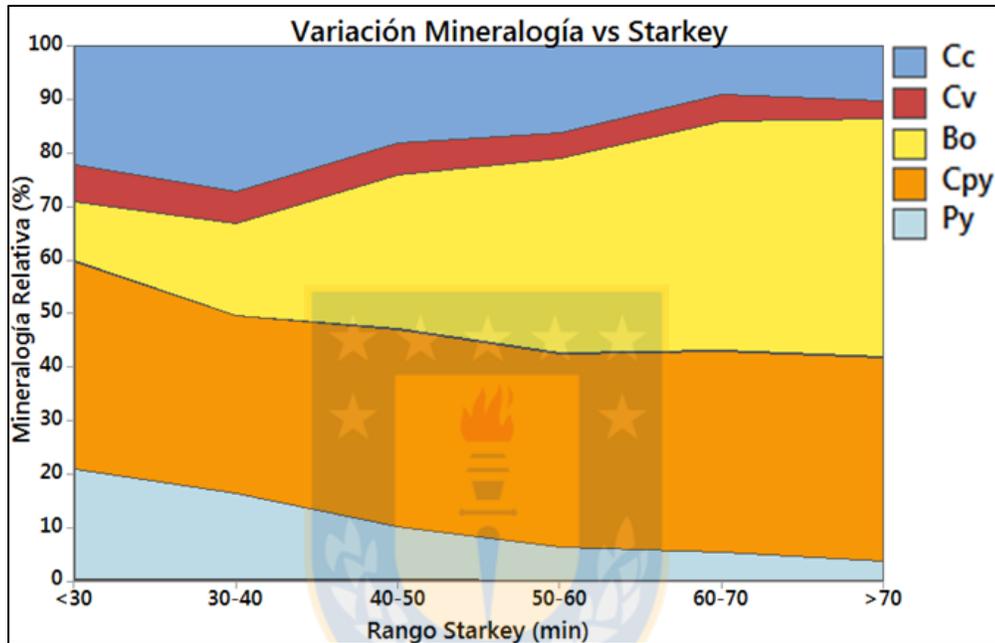


Figura 5.20 Curva de proporciones de rangos de Starkey vs mineralización. Cc: calcosina; Cv: covelina; Bo: bornita; Cpy: calcopirita; Py: pirita.

El análisis de medias (Figura 5.21), para las zonas minerales entrega también resultados interesantes. En primer lugar, la zona mineral con más alta dureza es la bornítica-calcopirítica, con una media de 56 min, luego le siguen las demás zonas con presencia de bornita, (Cpy-Bo, Cpy (-Bo)), estas durezas guardan relación con el contenido de bornita de estas zonas minerales, se observa que la dureza Starkey disminuye a medida que lo hace el contenido de bornita, corroborando la correlación encontrada entre esta variable y la bornita. De la misma forma, aunque no tan evidente, el índice disminuye con el aumento de la pirita. Por otro lado, los sulfuros secundarios y de alta solubilidad presentan respuestas similares. Finalmente se observa que las zonas minerales de óxidos y mixtos presentan gran dispersión, debido a la poca cantidad de datos. Es importante destacar que las tendencias encontradas con la bornita y la pirita ocurren producto de las alteraciones a las que éstas se encuentran asociadas y solo pueden ser utilizadas

como indicadores, porque como bien se ha dicho, debido al poco porcentaje que ocupan, las menas no tienen importancia en la dureza de la roca.

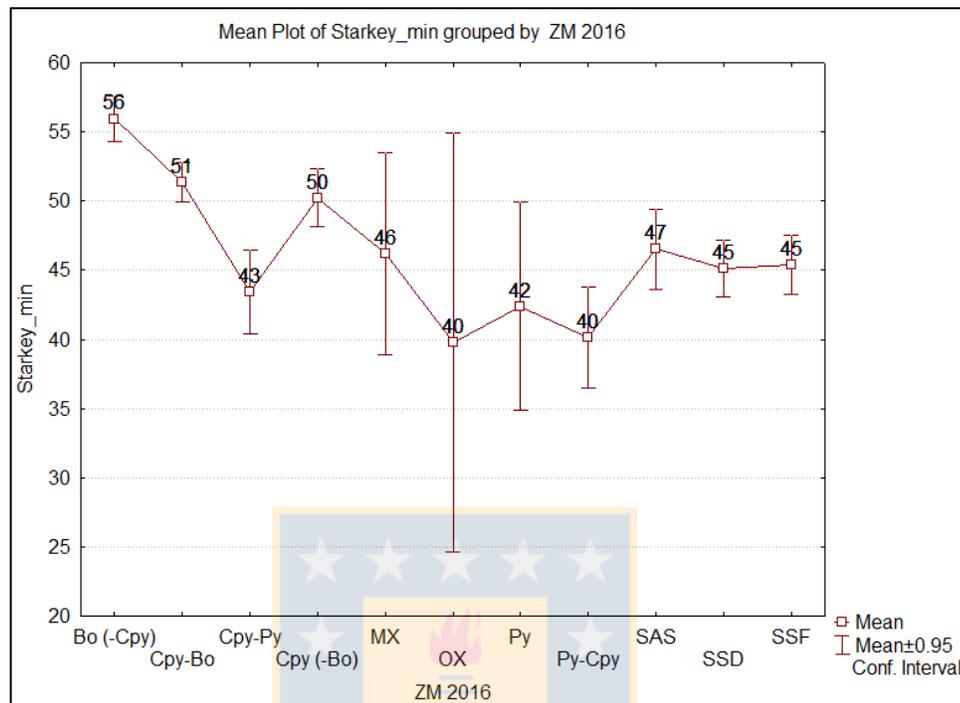


Figura 5.21 Gráfico de medias de Starkey por Zona Mineral.

5.3.2. Alteraciones y Dominios de Alteración

La matriz de correlación entre índices de dureza y alteración muestra que de las 3 variables de dureza de roca, la que mayores tendencias con las alteraciones de mapeo mostró, fue el índice de Starkey, con tendencias positivas para las alteraciones *Early Dark Micaceous* (EDM) y potásico de fondo (PF), y negativas para las cuarzo-sericita penetrativa (QSP) y arcillas totales (AST) (Tabla 5.8). El gráfico de medias de alteración indica tendencias negativas entre el índice de Starkey y las alteraciones QSP, AST, y positivas para el PF (Anexo Pág. 23), mientras que los valores relativos de EDM son demasiado bajos para observar una tendencia clara.

La curva de proporciones de alteraciones para rangos de Starkey (Figura 5.22) guarda semejanza con la del WI (Figura 5.16), pero tiene significantes diferencias. La alteración QSP tiene un control más marcado en el tiempo Starkey, disminuyendo progresivamente su cantidad desde una media de 25,9% (Starkey < 30 min) a 2,9% (Anexo Pág. 23) para tiempos superiores a los 70 min. De la misma manera, la disminución de arcillas también es más notoria y constante en el

espectro. Por otro lado se ve también el incremento progresivo de la alteración potásica de fondo y el evento EDM. Cabe destacar que la muestra RTGM-726, con más alto Starkey (98,6 min), que fue descartada por alejarse de la curva, presenta un porcentaje relativo de 20% de EDM.

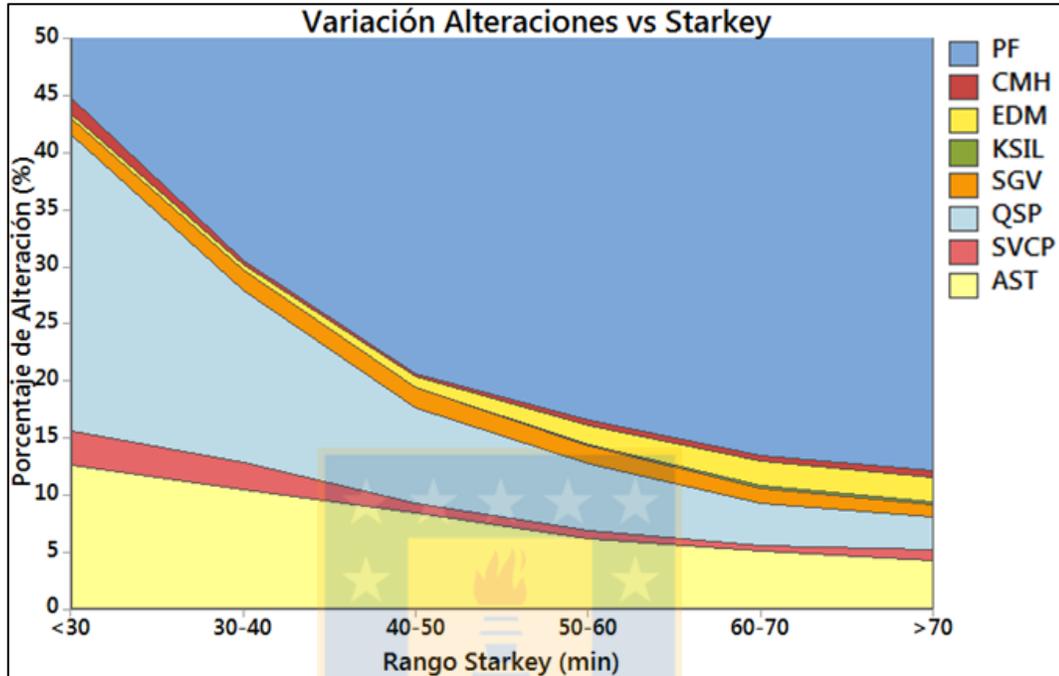


Figura 5.22 Curva de proporciones de rangos de Starkey vs alteraciones de mapeo. La escala Y solo llega a 50% para aumentar el detalle, todo por sobre este punto corresponde a potásico de fondo.

Los dominios de alteración se correlacionan con los del WI, y con lo visto para las alteraciones de mapeo en el Starkey, pero con la diferencia de que en este caso, las variaciones entre las alteraciones es mucho más pronunciada (Anexo Pág. 24). El temprano intenso es la más dura, con una media de 52 min, mientras que en la cuarzo-sericítica es de 39 min. Lo mismo ocurre para las arcillas, en donde la diferencia en la media de la argílica con más de 10% de arcillas es unos 10 min inferior que la argílica bajo este quiebre.

5.3.3. Unidad Geometalúrgica

El análisis estadístico del Starkey por unidad geometalúrgica viene a confirmar las conclusiones obtenidas a partir de los análisis por mineralogía y alteraciones. Se observa en la Figura 5.23 que las unidades asociadas a la alteración EDM destacan por sobre el resto de los valores, inmediatamente después viene el potásico de fondo (PF). Los pares de unidades sericita gris verde (SGV) y sericita verde calcopirítica (SVCP) presentan valores similares entre sí, aunque

con las SGV más duras. En el otro extremo, las UGM QSP y AS2 presentan valores inferiores a 40 min, siendo QSP2 la tercera unidad geometalúrgica más blanda. Para AS, CMH, MX y OX se cuentan con muy pocos datos para obtener conclusiones relevantes.

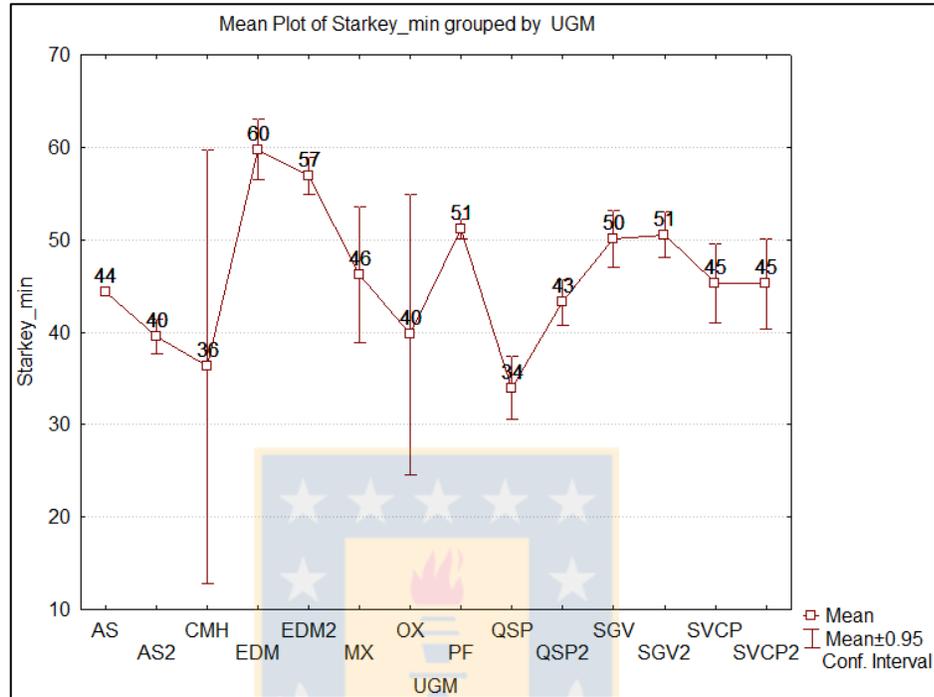


Figura 5.23 Gráfico de medias de Starkey por UGM.

5.3.4. Grupos de Comportamiento (Clúster)

El análisis de clústeres mediante K-medias, indica que el número apropiado para éstos son 3 (Anexo Pág. 24), con tiempos Starkey variados entre sí, las medias de los grupos 1 al 3 corresponden a 41, 45 y 53 min respectivamente (Anexo Pág. 25). En la Figura 5.24, se observa que, mineralógicamente, el grupo más duro tiene la menor cantidad de sulfuros secundarios y pirita, con mucha más bornita que los otros dos; el grupo de dureza intermedia se caracteriza por poseer la menor cantidad de bornita y la mayor proporción de sulfuros secundarios, con pirita intermedia; el grupo más blando posee la mayor cantidad de pirita relativa, la bornita y sulfuros secundarios tienen bajas cantidades. Las alteraciones responden de una mejor manera al agrupamiento obtenido, ya que las alteraciones potásico de fondo (PF), *Early Dark Micaceous* (EDM), cuarzo-sericita penetrativa (QSP) y arcillas totales (AST) responden de manera proporcional a la dureza del clúster, el porcentaje de PF y EDM disminuyen del clúster 1 al 3,

para QSP y AST ocurre exactamente lo inverso, se puede identificar también esta tendencia para la alteración SVCP.

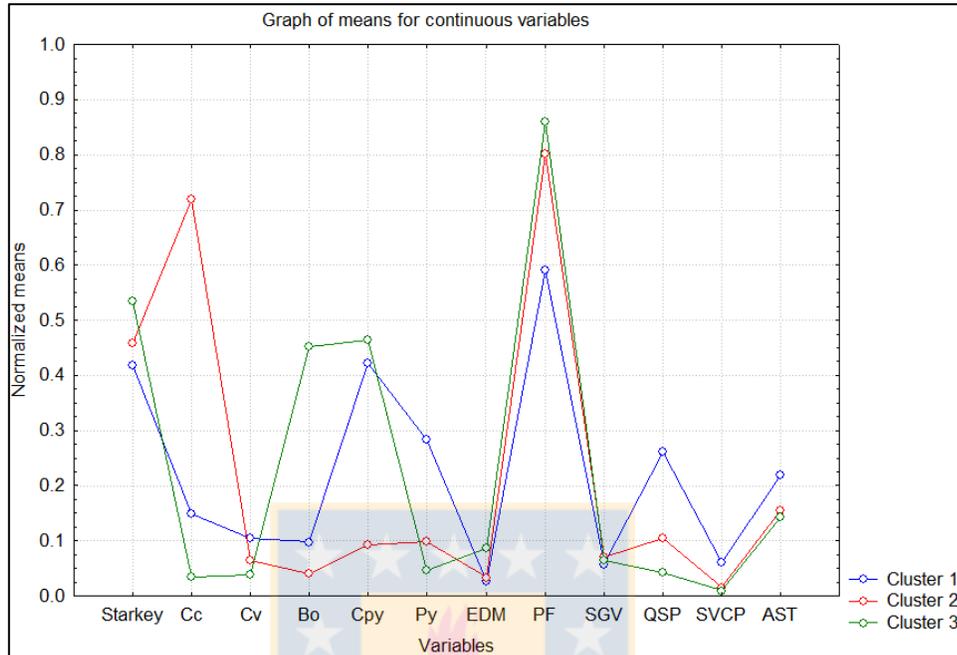


Figura 5.24 Centroides de las variables utilizadas en la generación de clústeres de Starkey.

5.4. Test SMC

En el histograma de la variable Axb, se puede observar que a diferencia de las otras dos variables de dureza, el comportamiento de éste índice se escapa de un comportamiento normal (Figura 5.25A), la forma del histograma se asemeja a la distribución lognormal. Además, se observan valores que difieren mucho del resto de datos, con espacios en blanco entre éstos y el histograma principal, por los que son considerados anómalos y no se tomaran en cuenta para los análisis subsiguientes. El gráfico P-P con ajuste de distribución lognormal muestra un buen ajuste para el conjunto de valores de Axb (Figura 5.25B). La Tabla 5.9 resume la estadística básica de esta variable, la media es de un 57,6, mientras que la mediana es de 54,65, lo que clasifica como dureza media a moderadamente blanda, según la clasificación de durezas Axb de la Tabla 4.3, de la misma forma, la dureza del yacimiento varía entre dura y blanda.

Tabla 5.9 Estadística básica para Axb.

Variable	N	Media	Desv.Est.	Mínimo	Mediana	Máximo
Axb	596	57,63	14,81	29,80	54,65	119,78

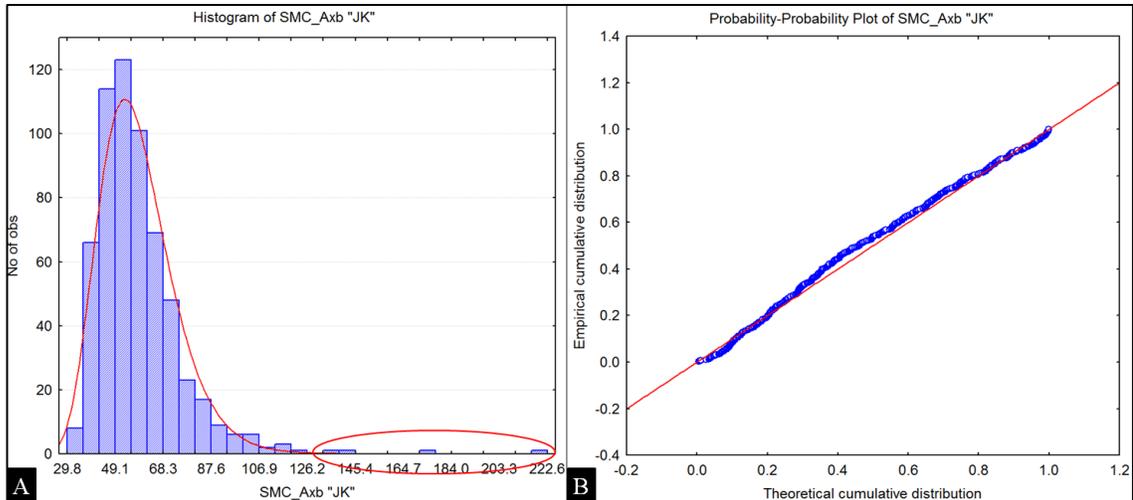


Figura 5.25 A. Histograma de variable Axb con ajuste lognormal, datos extremos enmarcados en rojo. B. Gráfico P-P para la variable SMC, con ajuste lognormal después de sacar datos extremos.

5.4.1. Mineralogía y Zona Mineral

La matriz de correlación de Pearson entre mineralogía e índices de dureza (Tabla 5.7) arrojó valores bajos para el Axb, inferiores a 0,2 absoluto. El gráfico de medias de mineralización por Axb (Anexo Pág. 25) muestra tendencias erráticas para las especies minerales sulfuradas, con altos y bajos que no son correlacionables con la dureza de la roca para la mayoría de éstas, la pirita y bornita parecen tener tendencias opuestas, pero sobre los valores de 100, las tendencias se pierden. Para el análisis por rango de Axb, se utilizaron los quiebres de dureza sugeridos por el JKTech (Tabla 4.3), esta gráfica (Figura 5.26) muestra una tendencia al incremento del porcentaje relativo de pirita a medida que la roca se hace más blanda, para la roca dura la pirita tiene una media de 7%, la que aumenta gradualmente a un 17% para la roca blanda (Anexo Pág. 26). La calcosina parece tener esta tendencia al alza, aunque no es de manera progresiva como la pirita, lo mismo y de manera inversa ocurre para la bornita, el descenso se hace más evidente para las rocas blandas.

El análisis de las medias de las zonas minerales por Axb (Anexo Pág. 26), ilustra que la zona bornítica-calcopirítica es la más dura, luego le siguen los mixtos y la zona pirítica, pero con grandes intervalos de confianza. En general se observa que los sulfuros secundarios y de alta solubilidad tienen menor dureza que las zonas primarias, con excepción de Py-Cpy, que resulta algo más blanda que los secundarios.

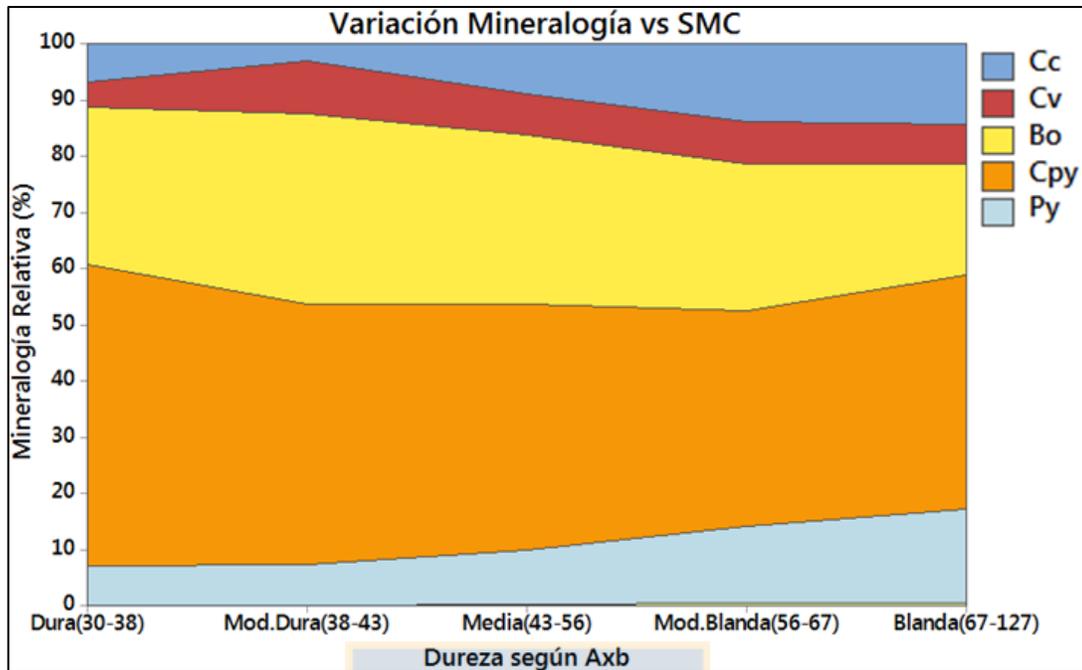


Figura 5.26 Curva de proporciones de rangos dureza Axb vs mineralización sulfurada. Cc: calcosina; Cv: covelina; Bo: bornita; Cpy: calcopirita; Py: pirita.

5.4.2. Alteraciones y Dominios de Alteración

De acuerdo a la matriz de correlaciones (Tabla 5.8), el Axb presenta tendencias con las mismas alteraciones que el Starkey, aunque en menor grado y con sentido inverso, esto es: tendencias negativas para las alteraciones *Early Dark Micaceous* (EDM) y potásico de fondo (PF), y positivas para las arcillas totales (AST) y la cuarzo-sericita penetrativa (QSP); la más alta es para las AST, con 0,42. El gráfico de medias de alteración para el Axb (Anexo Pág. 27) expresa estas relaciones para las 4 alteraciones, aunque cabe destacar que cercano al valor 100 ocurre nuevamente una inflexión de la curva, con un descenso abrupto seguido de un gran aumento, en la alteración PF, lo opuesto ocurre para QSP, mientras que las arcillas totales no se ven afectadas en gran medida por este evento. La explicación de esta inflexión está dada por la muestra RTGM-1214, que tiene un Axb de 100, y en las alteraciones un 75% de QSP y 25% de AST, esto deja en evidencia la susceptibilidad de este tipo de gráficos a valores extremos de alteración.

Por otro lado, la curva de proporciones (Figura 5.27) muestra una tendencia clara para estas cuatro alteraciones a lo largo del espectro de dureza del SMC, en donde el QSP y las AST aumentan su volumen relativo a medida que la roca se hace más blanda, en cambio la alteración PF y EDM aumentan con la dureza de la roca. Si se compara con la curva de proporciones del

Test Starkey (Figura 5.22), son casi idénticas, con la diferencia de que tienen sentido inverso, ya que las magnitudes del Axb se interpretan en modo inverso a las del WI y Starkey. Se confirma una vez más el control que ejercen estas cuatro alteraciones a la dureza de la roca, el cual es más notorio para las durezas de la molienda semiautógena.

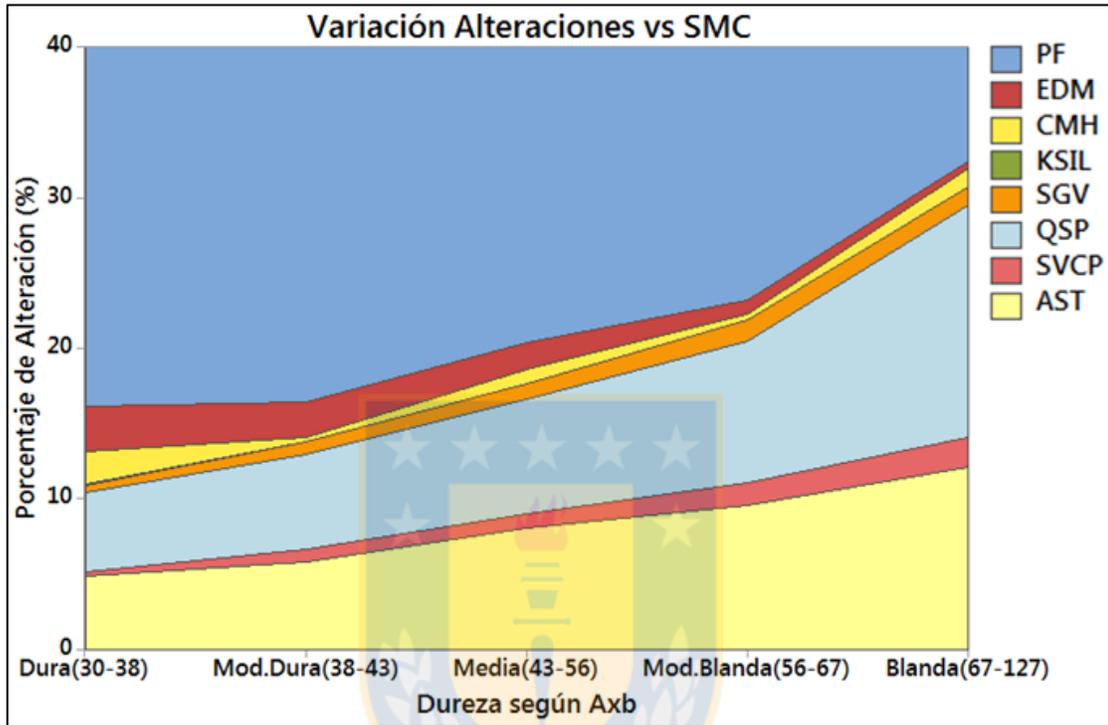


Figura 5.27 Curva de proporciones de dureza Axb vs alteraciones. La escala Y solo llega a 40% para aumentar el detalle, todo por sobre ese punto corresponde a PF.

De la misma forma que para el índice Starkey, los dominios de alteración (Anexo Pág. 27) responden de manera coherente a la dureza de la roca, de las alteraciones hipógena, la cuarzo-sericita es la más blanda y la más dura corresponde nuevamente al temprano intenso. En las alteraciones supérgenas, la argílica con mayor cantidad de arcillas es más blanda.

5.4.3. Unidad Geometalúrgica

El gráfico de medias de Axb por UGM (Figura 5.28) indica que ninguna de las UGM tiene como media una dureza dura o moderadamente dura, las más duras corresponden nuevamente a las unidades EDM y EDM2, que caen en la clasificación de dureza media, tienen dureza media también el PF y la sericita verde calcopirítica (SVCP). Dentro del rango de las moderadamente blandas destaca el QSP como el más blando, con una media de 63,7, los óxidos tienen también

una media de 64,6. Las rocas blandas propiamente tal corresponden a las que están en la UGM AS2, que posee una media de 69,2, cabe destacar también, que CMH tuvo la media más alta, pero con el intervalo de confianza más grande, y una desviación estándar de 20,5. Ninguna de las muestras que tienen resultados del Test SMC quedó clasificada como AS, se puede presumir sin embargo que, en base a la tendencia observada, ésta resultaría en una roca aún más blanda.

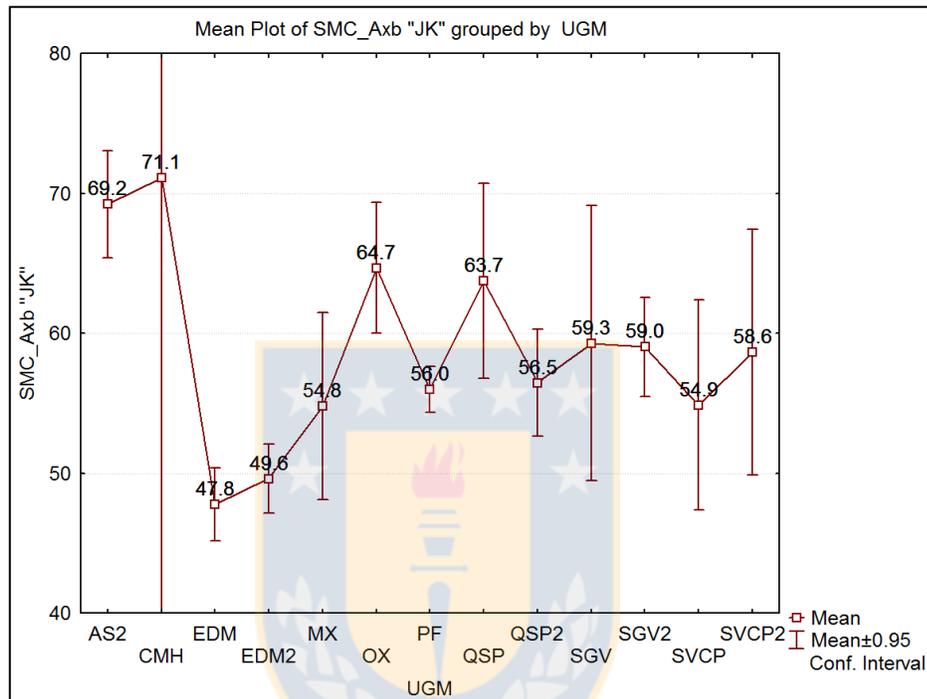


Figura 5.28 Gráfico de medias de Axb por UGM.

5.4.4. Grupos de Comportamiento (Clúster)

Para el análisis de clústeres mediante K-medias de las variables geológicas de los datos de Axb, el gráfico de costo de clúster (Anexo Pág. 28) indica que el número óptimo de éstos es de 3. La clasificación define los Axb de los grupos 1 al 3 en 57, 55 y 64 respectivamente, solo el clúster 2 es considerado de dureza media, mientras que los otros dos son moderadamente blandos, de acuerdo a la media de Axb que poseen (Anexo Pág. 28). Los centroides de las variables están graficados en la Figura 5.29, se observa que en la mineralogía, la bornita responde de manera proporcional a la dureza de la roca, mientras que la pirita lo hace de manera inversa. En las alteraciones, el clúster más blando corresponde al que posee una menor proporción de potásico de fondo y *Early Dark Micaceous*, con mayor cuarzo-sericita penetrativa y arcillas totales (AST). Nuevamente se observa la tendencia observada con anterioridad, que deja a estas cuatro

alteraciones como los factores más importantes para predecir la dureza de la roca. En este caso, sin embargo, la media de AST resulto bastante similar para los clúster 1 y 2, con una media cercana a 8,5 %.

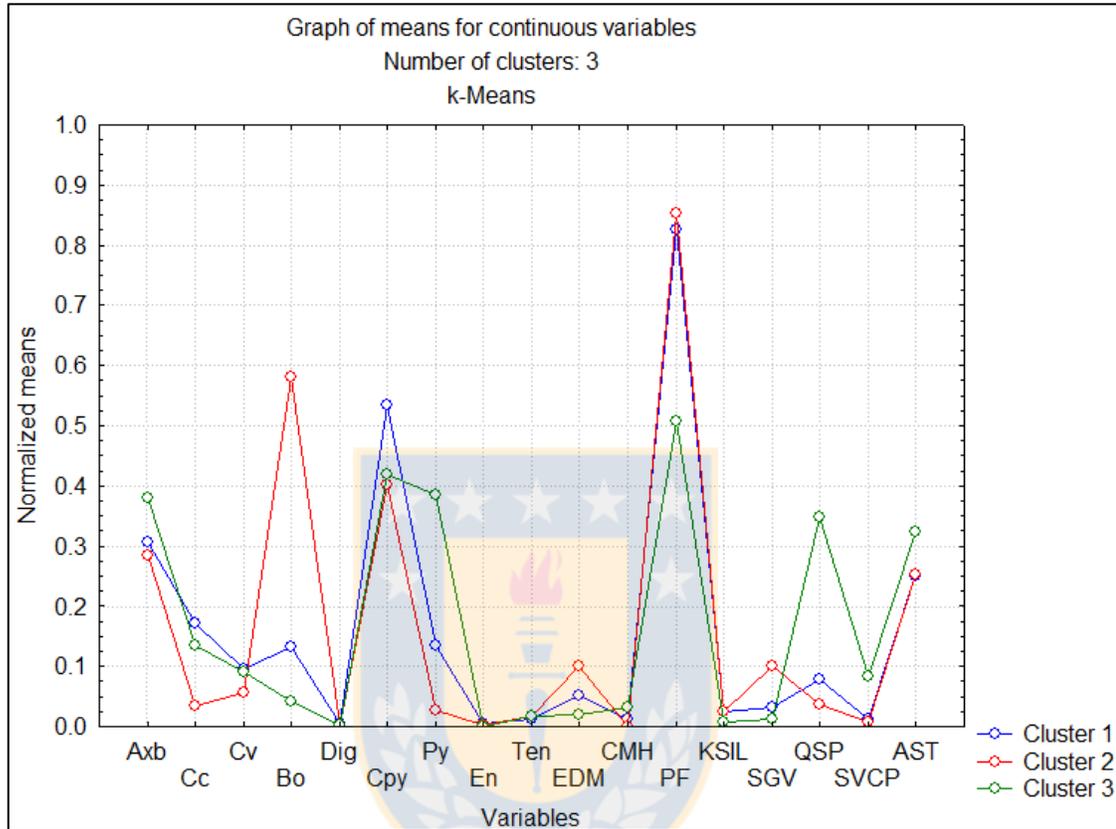


Figura 5.29 Centroides de las variables utilizadas en la generación de clústeres de Axb.

5.5. Sedimentación y Reología

El análisis de los resultados de sedimentación y reología será realizado exclusivamente para la campaña de las 300 muestras del 2015, ya que si bien se cuenta con más resultados de campañas anteriores, no se tiene claridad sobre las condiciones sobre las cuales fueron ejecutadas. Como fue mencionado en el capítulo 4, se analizarán los resultados de velocidad de sedimentación (mm/s), área unitaria (m^2h/ton), “yield stress unshear” (Pa) y “yield stress fully sheared” (Pa). El análisis se centrará en las alteraciones y arcillas NIR de las muestras, dejando de lado las mineralogías, que en esta etapa dejan de tener relevancia. También se revisarán la eficiencia de los diversos estándares de sedimentación.

Se realiza un análisis exploratorio de datos para encontrar las variables geológicas o de proceso

que explican de mejor manera estas variables metalúrgicas, mediante matrices de correlación de Pearson, de las variables a estudiar versus las alteraciones de mapeo y las arcillas NIR. Se pueden observar algunas tendencias, las que tienen variaciones mínimas entre los 2 tipos de espesadores High Cap, el estándar RT (Anexo Pág. 29), y el estándar CH (Anexo Pág. 30). Ambos presentan tendencias negativas entre las velocidades de sedimentación y caolines y esmectitas del mapeo, así como también para la alteración QSP y las mediciones de arcillas NIR, la única tendencia positiva es para el PF; en el caso de las áreas unitarias, las magnitudes de las correlaciones se invierte; las mediciones de “yield stress” por su parte presentan bajas correlaciones en general, destaca las esmectitas y caolín NIR y el QSP para estándar CH. Los espesadores convencionales estándar CH (Anexo Pág. 31) poseen casi las mismas relaciones, con la diferencia de que las correlaciones con la dosis de floculante y porcentaje de sólidos inicial, las que alcanzan valores absolutos $>0,5$. En la Tabla 5.10 se observan las características de los tipos de espesadores. Cabe destacar que las mediciones de “yield stress” son realizadas en las pulpas sedimentadas con el uso de floculante.

Tabla 5.10 Características de los distintos espesadores.

Tipo	N° Muestras	% Sólidos Inicial	Floculante	Dosificación (g/Ton)
High Cap RT	300	12	MG 1011	10
High Cap CH	150	15	Rheomax 1050	5
Convencional CH	150	21-39 ($\bar{x}=29,4$)	Rheomax 1050	1-5

Si se compara la eficiencia de éstos espesadores (Figura 5.30), en general, los High Cap son mucho mejores que los convencionales, en casi todos los aspectos. Si se analizan las sedimentaciones, ocurre que las velocidades de sedimentación y las áreas unitarias con floculante, tienen mejores valores para el estándar RT que para el estándar CH, mientras que en los valores sin floculante, ocurre lo inverso. Las áreas unitarias responden casi de la misma manera, en el uso de floculante RT es un poco más bajo que los High Cap estándar CH, mientras que en el caso del no uso de floculante, las áreas unitarias del estándar RT tienen una media cercana a la del espesador convencional. La reología “unshear y full shear” responde de la misma manera, el estándar CH High Cap es el mejor, seguido de cerca por el estándar RT.

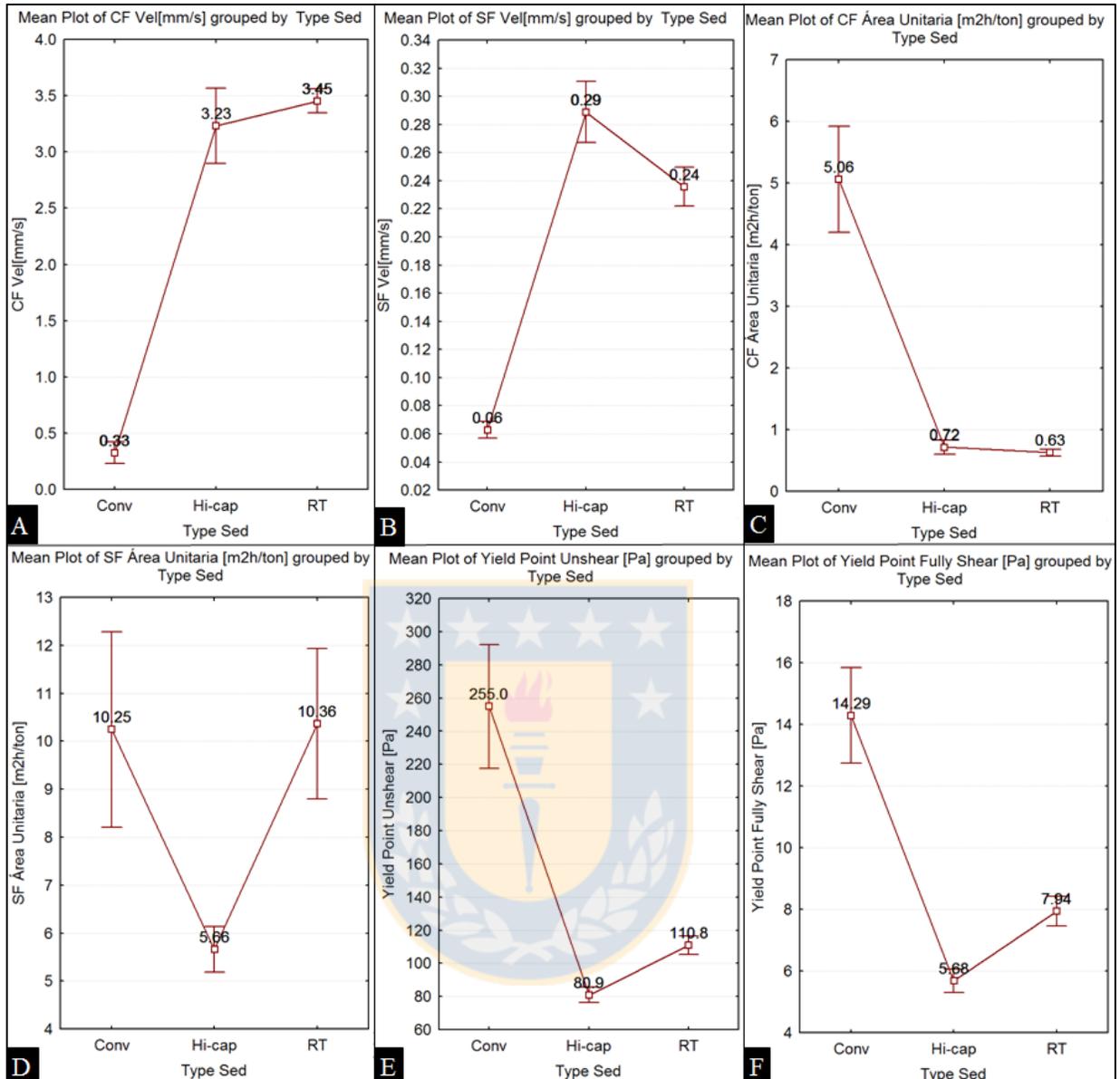


Figura 5.30 Gráficos de medias por tipo de Sedimentador: A: velocidad de sedimentación con floculante; B: velocidad de sedimentación sin floculante; C: área unitaria con floculante; D: área unitaria sin floculante; E: Yield Stress Unshear; F: Yield Stress Full Shear.

Los espesadores convencionales son los únicos que tienen variaciones en la dosificación de floculante y los sólidos iniciales. Se puede observar que la variación en la dosificación aumenta la velocidad de sedimentación y disminuye el área unitaria (Anexo Pág. 32), mientras que en la reología, los cambios más grandes se generan en el “yield stress unsheared”, disminuyendo de una mediana de 350 Pa a una de 117 Pa con el aumento de las dosis de 1 a 5 g/Ton, 7 Pa por encima del estándar RT, la disminución del “yield stress full shear”, en cambio, tiene una fuerte pendiente entre los 1-2 g/Ton, la que disminuye con el aumento de la dosificación. Por otro lado,

el efecto del aumento del porcentaje inicial de sólidos produce un descenso en la velocidad de sedimentación con y sin floculante (Anexo Pág. 33) y un aumento en ambos parámetros reológicos. El efecto en el área unitaria sin floculante no es perceptible, mientras que para el área con floculante se produce un aumento para los valores más altos de sólidos iniciales.

El análisis de las alteraciones que afectan a estas variables se realizó sobre las 3 alteraciones que mostraron índices de correlación más altos con las variables en cuestión (potásico de fondo, cuarzo-sericita penetrativa y arcillas totales). Las únicas variables que presentaron tendencias para estas variables son las velocidades de sedimentación, con y sin floculante, las que, como se observa para el estándar RT (Figura 5.31), tienden a aumentar a medida que aumenta la alteración potásica de fondo y disminuir cuando aumenta el QSP y las arcillas totales. La tendencia se exhibe también para los espesadores CH High Cap y convencional (Anexo Pág. 34). La reología, en cambio, no presentó correlación alguna con las alteraciones de mapeo.

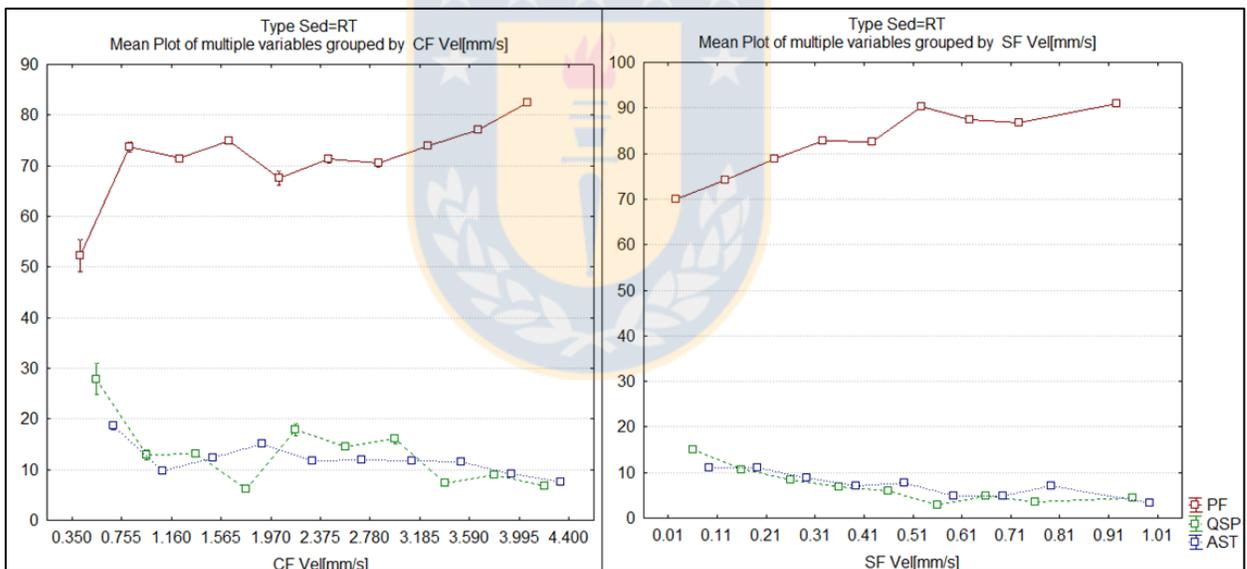


Figura 5.31 Medias de alteración para velocidad de sedimentación con floculante (izquierda) y sin floculante (derecha), estándar RT. PF: potásico de fondo; QSP: cuarzo-sericita penetrativa; AST: arcillas totales.

El efecto producido por las arcillas en la sedimentación se ha profundizado mediante la observación del comportamiento de las variables de sedimentación y las clases de arcillas NIR definidas con anterioridad para el análisis de la recuperación de cobre (Tabla 5.3). Para los espesadores convencionales, la única especie que tuvo efectos significativos en la velocidad de sedimentación y el área unitaria es la muscovita, la que al aumentar su porcentaje, produce un

descenso en las velocidades de sedimentación y un aumento notorio para las áreas unitarias (Anexo Pág. 35). Este efecto nocivo de la muscovita también se puede observar en los espesadores High Cap de ambos estándares (Anexo Pág. 36), en RT sin embargo, ocurre que el efecto se disminuye en las sedimentaciones y áreas unitarias con flocculante. Otras arcillas que afectan la sedimentación de los dos espesadores High Cap son los caolines (Anexo Pág. 37), cabe destacar que las relaciones no son tan evidentes como el de la muscovita.

La reología, en cambio, presenta pocas relaciones con las arcillas. Destaca una leve tendencia con el caolín, la que ocurre en los 3 estándares de sedimentación (Figura 5.32), esto es que a medida que incrementa la cantidad de caolín también aumenta el “yield stress full shear”, si bien existen alzas y bajas, en general la tendencia es al alza. De acuerdo al análisis realizado, se puede concluir que el principal control de estas variables se encuentra en las condiciones de la sedimentación, la dosificación y el porcentaje de sólidos inicial (Anexo Pág. 32 y 33).

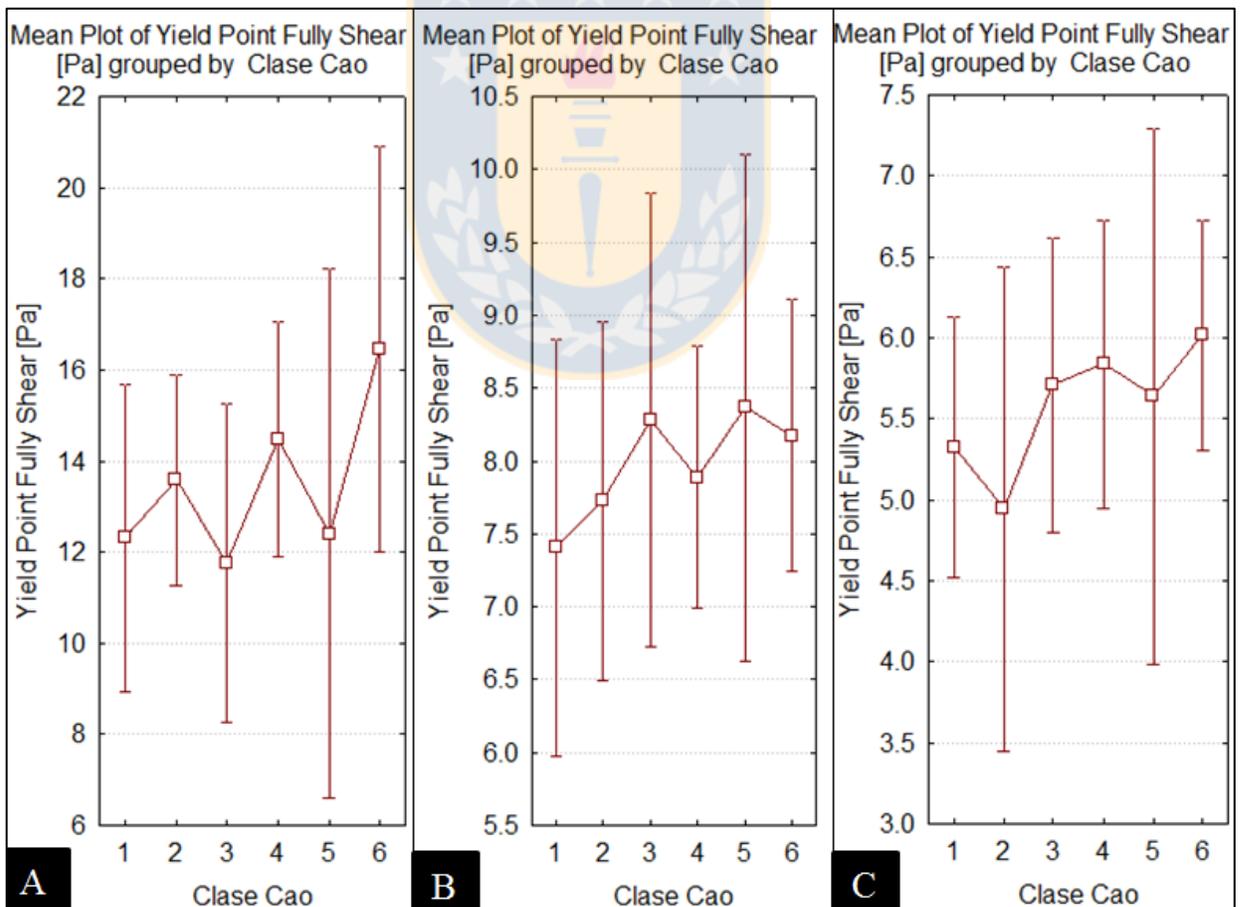


Figura 5.32 Gráfico de medias de Yield Stress Fully Shear por clase de arcilla NIR para: A: caolín en espesador convencional; B: caolín en espesador RT; C: caolín en espesador High Cap CH.

6. GEOMETALURGIA DE FASES MINERAS SULFURADAS EN RT

6.1. Generalidades

La caracterización geometalúrgica de los sulfuros del Yacimiento Radomiro Tomic se realizó a partir de los datos de análisis químicos y mapeos de mineralogía y alteración de la base de datos de sondajes del yacimiento, para todos los sondajes que estén dentro de las fases de sulfuros del PND (Plan de Negocios Divisional) de RT, tal y como se ilustra en la Figura 6.1, entre los años 2017 al 2024.

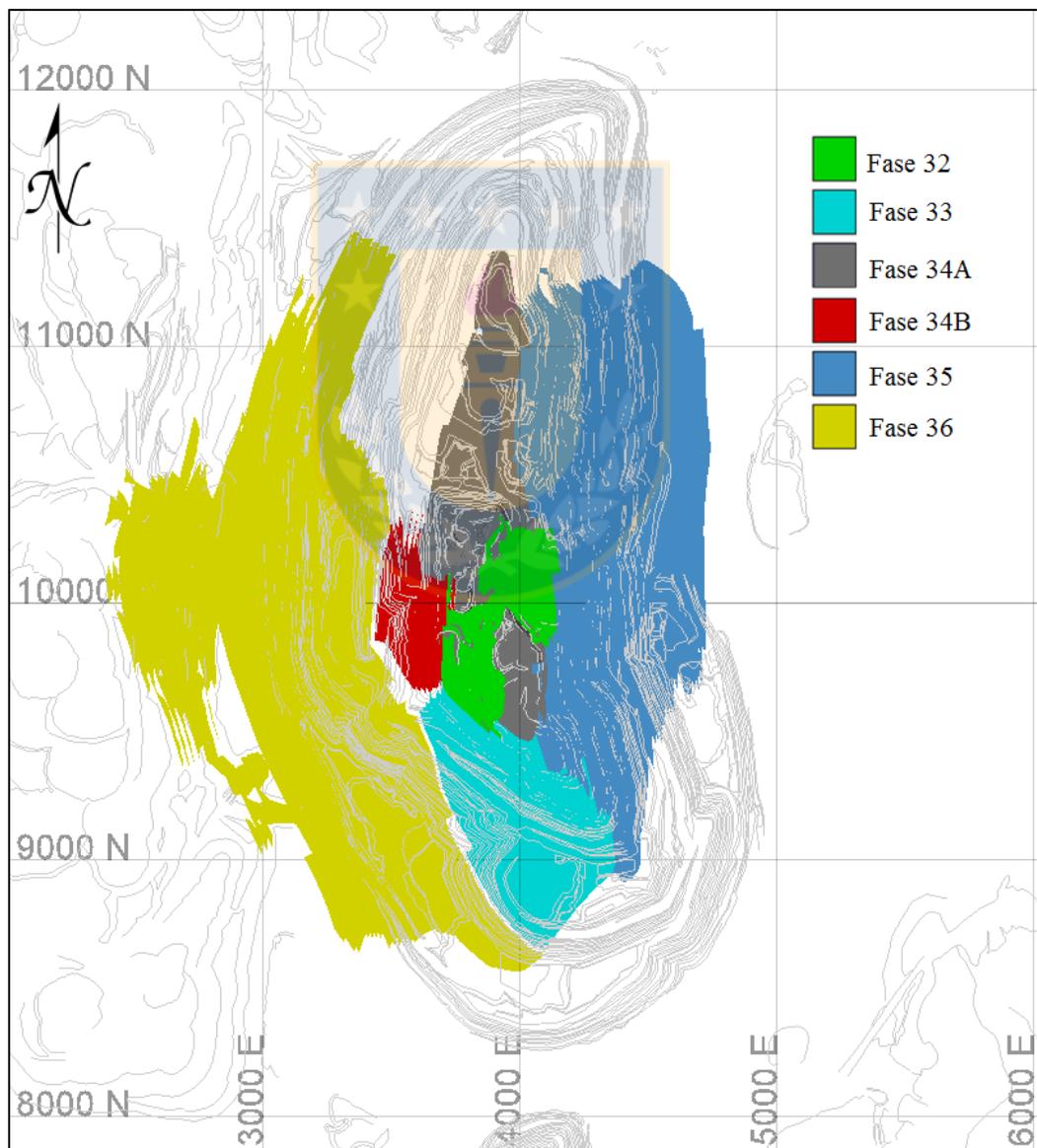


Figura 6.1 Fases Sulfuradas Yacimiento Radomiro Tomic. Coordenadas locales.

Para la selección de los sondajes de las fases de sulfuros, se realizó un “flagueo” de todos los sondajes de RT con las triangulaciones de las fases del PND con la herramienta *flag* del software Vulcan 9.0, la cual identifica y marca aquellos tramos de sondaje ubicados dentro de los sólidos de las fases. Una vez identificados, se construyó una base de datos que con toda la información geológica existente. Antiguamente en el yacimiento, el mapeo se realizaba por “soporte libre”, es decir, se describían los sondajes en tramos de una longitud definida por el criterio del geólogo a partir de diferencias en el mismo. Actualmente, en cambio, los sondajes son caracterizados en soportes de 3 metros. Por esto es que se utilizó como base, una compilación de la geología del yacimiento en soporte de 3 metros creada por Carlos Cisternas, geoestadístico experto de la empresa AGG, en el año 2014. A esta se le añadieron los nuevos sondajes del yacimiento y se reemplazaron aquellos tramos de sondaje que han sido remapeados desde entonces.

Luego, se depuró la base de datos, con el fin de trabajar con los datos geológicos más relevantes. Por esto es que se eliminaron las especies sulfuradas con menos datos, como la tennantita, molibdeno, galena y blenda, posteriormente se normalizó la mineralogía relativa al 100%. Para las especies oxidadas en los mixtos se hizo lo mismo, descartando así a la conacita, chenevixita, tenorita, paratacamita, neotocita, libetinita, krohnkita, cuprita, brocantita y antlerita. Los tramos de sondajes cuya zona mineral correspondieran a óxidos también fueron descartados del análisis, ya que tienen muy poca relevancia en estas fases, a excepción de la Fase 35, cuyos tramos oxidados serán analizados en el Capítulo 8. Los tramos con zona mineral de mixto, son analizados por separado de los tramos de sulfuro. En lo que a las alteraciones se refiere, la sericita temprana, alteración que se utilizaba en anterioridad para describir los eventos de alteración tempranos *Early Dark Micaceous* (EDM), sericita gris verde (SGV) y sericita verde calcopirítica (SVCP), fue asignada a uno de estos mediante criterios mineralógicos (Tabla 3.7).

También se consideraron para esta caracterización solo los tramos que poseen una ley de CuT superior al 0,2%, es por esto, y las razones anteriores, que quedaron fuera del análisis los años del 2020 al 2022 de la Fase 36, por presentar tramos de gravas estériles y exóticas, sin tramos de sulfuros hasta el año 2023. De esta forma, se terminó trabajando con 46.660 m de 951 sondajes, de los cuales 39.700 m tienen mapeo de mineralogía y 31.260 m tienen mapeo de alteración. Cada soporte de sondaje fue codificado de acuerdo a las zonas minerales, dominios de alteración y unidades geometalúrgicas definidas en el Capítulo 3.

6.2. Caracterización Geológica

6.2.1. CuT y Razón de Solubilidad

La Tabla 6.1 resume la estadística básica de la ley de CuT para cada fase en estudio. Se puede observar de inmediato la gran diferencia de valores que existe entre la media y la mediana de estos datos, que en promedio tienen una diferencia de 0,12%. Esto ocurre por los máximos alcanzados por las leyes, que en el caso de la Fase 35, alcanza un 14,9% CuT. Los histogramas de leyes (Anexo Pág. 38), muestran que estos datos se distribuyen en forma lognormal, lo que se condice con las distancias entre las medias y medianas observado. La variabilidad de la ley de cobre queda representada de mejor manera en los gráficos de caja de la Figura 6.2

Tabla 6.1 Estadística básica de la ley de CuT (%) por fase sulfurada.

Fase	N	Media	Mediana	Desv.Est.	Mínimo	Máximo
F32	2789	0,55889	0,48	0,32781	0,2	4,698
F33	2053	0,7454	0,538	0,6359	0,2	7,649
F34A	3308	0,55625	0,452	0,27534	0,2	3,535
F34B	2088	0,57081	0,463	0,36683	0,2	3,746
F35	6028	0,6136	0,498	0,4976	0,2	14,9
F36	742	0,5836	0,435	0,5763	0,2	9,44

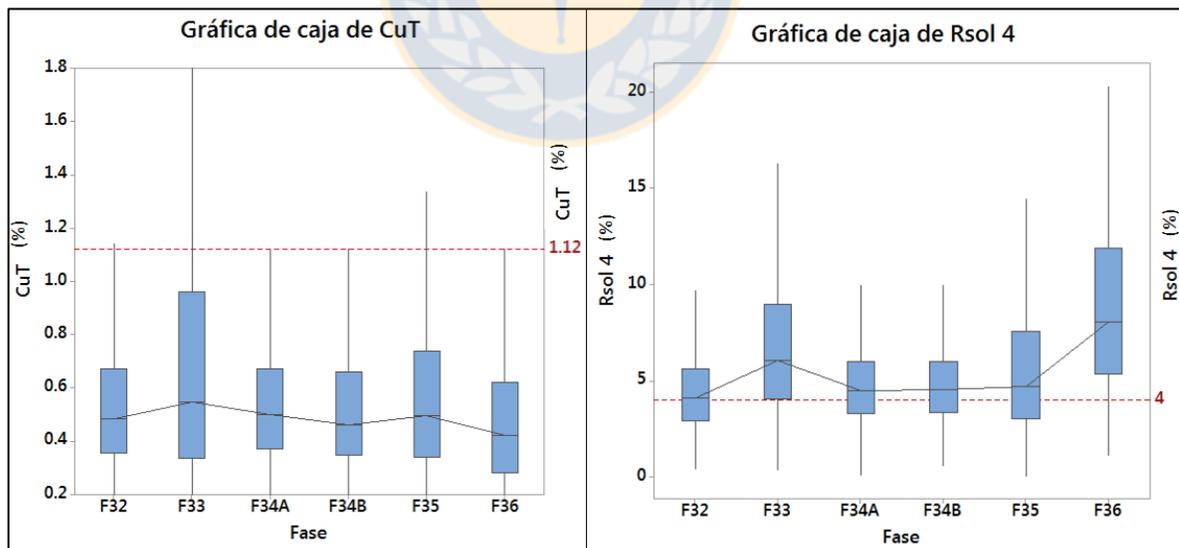


Figura 6.2 Gráficos de caja de ley CuT (izquierda) y Razón de solubilidad (derecha) por fase sulfurada.

En general, se observa que las leyes de las Fases 32, 34A y 34B son bastante similares, la Fase 36 tiene la mediana más baja. La Fase 35 tiene leyes un poco más elevadas que las anteriores, con

una mediana de cercana al 0,5, mientras que destaca por sobre todas la Fase 33, con las leyes más altas del grupo.

Por otro lado, la razón de solubilidad presenta diferencias más marcadas que la ley de CuT (Figura 6.2), la Fase 32 es la que muestra menos minerales de alta solubilidad (covelina, calcosina), con una mediana de 4,1%; las Fases 34A y 34B nuevamente presentan un comportamiento similar, con medianas en torno al 4,6%. La Fase 35 tiene una mediana similar a la Fase 34, pero con un rango mucho más amplio. Las Fases 33 y 36 tienen las medianas más altas, de 6 y 8% respectivamente.

6.2.2. Mineralogía y Zona Mineral

La Figura 6.3 muestra los porcentajes relativos de mineralogía para las fases de estudio, obtenidos a partir del promedio del mapeo de los soportes de sondajes de la base de datos. A grandes rasgos destaca la similitud entre las Fases 32, 34A y 34B, y la cantidad de sulfuros secundarios presentes en las Fases 33 y 36. A continuación se realizará un análisis de la mineralogía de cada fase, las variaciones que presentan a través de los años (Anexo Pág. 39) y sus zonas minerales (Anexo Pág. 40).

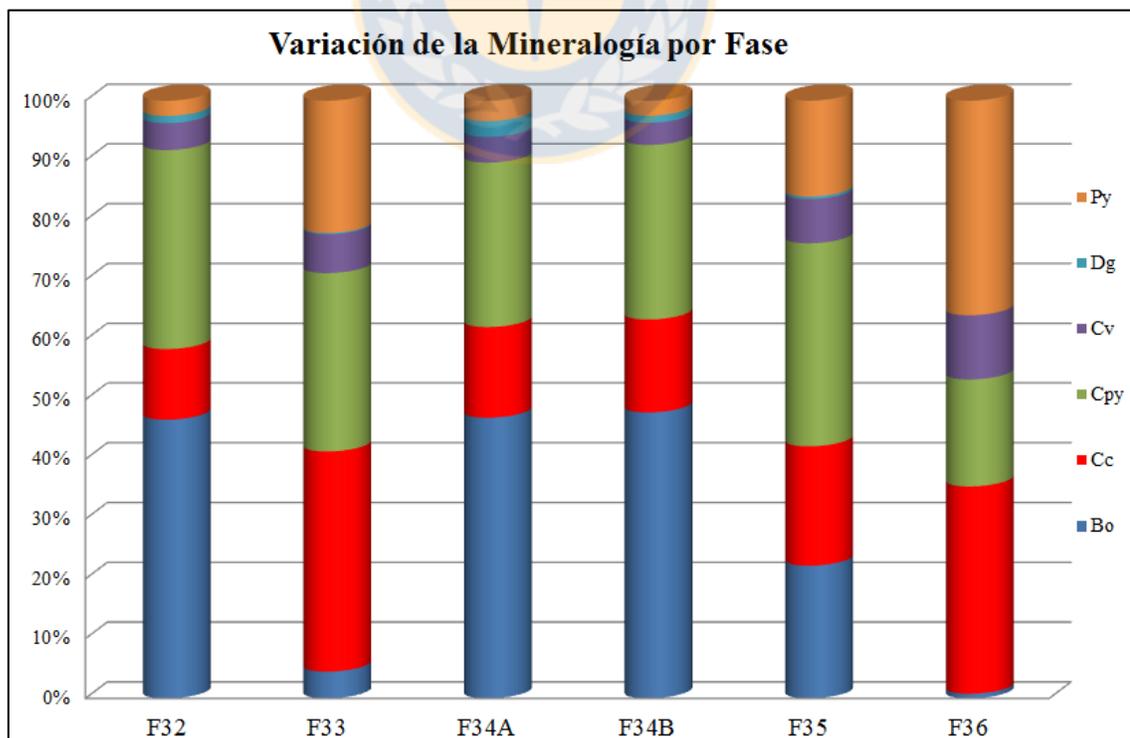


Figura 6.3 Mineralogía sulfurada promedio para las fases de sulfuros.

Fase 32: en esta fase predomina bornita (47%) y calcopirita (33%) con cantidades subordinadas de sulfuros secundarios (15%). Esta tendencia, sin embargo, solo se presenta desde el año 2018 al 2023 en donde la bornita llega a superar el 50%, el 2017 tiene mineralogías distintas, ya que la mineralogía principal es calcosina (34%) y pirita (36%), junto a la covelina, los sulfuros secundarios alcanzan el 45% para esta etapa. Por ende, las principales zonas minerales de esta fase son Bo (-Cpy) (36%), Cpy-Bo (23%) y Cpy (-Bo) (13%), las zonas de sulfuro secundario fuerte (covelina+calcosina >65%) (11%) y débil (covelina+calcosina >25%) (9%) les siguen en relevancia.

Fase 33: en general la mineralogía predominante corresponde a calcosina (37%), seguida de calcopirita (29%) y pirita (22%), la predominancia de la calcosina explica la alta ley que tiene esta fase respecto a las otras. Para los primeros tres años (2020-2022) la cantidad de pirita supera el 30%, mientras que el 2022, la calcopirita (34%) supera a la calcosina (27%), para los dos siguientes años (2023-2024), la pirita disminuye a un 10%, con la calcosina superando a la calcopirita por 7% en promedio. Destaca que el porcentaje de bornita aumenta hacia los últimos años, con un 15% de aporte para el 2024. Las zonas minerales más importantes son los sulfuros secundarios fuertes (34%), débiles (20%) y la pirítica-calcopirítica (13%). Pese a presentar una mediana de 6% de razón soluble, los sulfuros de alta solubilidad (razón soluble >12%) solo alcanzan el 6% de la población.

Fases 34A-B: en los promedios de fase son muy similares, con dominio de bornita (46%) y calcopirita (28%), la calcosina alcanza un 16% y la covelina y pirita un 4%, pero la Fase 34A tiene un porcentaje algo mayor de digenita (3%). La evolución de la mineralogía para ambas fases presenta similitudes a través de los años, con una disminución de los sulfuros secundarios y aumento progresivo de la bornita, alcanzando el 60% para los últimos años. Se diferencian en que la Fase 34B, tiene en el año 2017 una participación cercana al 50% de calcosina y el porcentaje calcopirita se mantiene entre 23 y 32%, mientras que en la 34A los sulfuros secundarios para el mismo periodo alcanzan un 22%, la calcopirita disminuye hacia los últimos años (20%) y la digenita alcanza valores de 8% para el 2022 y 2023. Las zonas minerales predominantes en la 34B es la bornítica (38%) y calcopirita-bornítica (20%), mientras que las zonas secundarias tienen un 27%; en la 34A predominan las mismas zonas minerales, pero en proporciones distintas: Bo (-Cpy): 36%, Cpy-Bo: 17% y secundarios: 29%.

Fase 35: para esta fase, la media de la calcopirita (34%) supera a la bornita (22%), la calcosina presenta un 20% relativo, la pirita un 16% y la covelina un 7%. La evolución temporal de esta fase presenta una disminución progresiva de la pirita (60%-5%) y sulfuros secundarios (40-20%), acompañado de un aumento de la calcopirita y bornita, siempre la primera superando a la segunda. Las zonas minerales que predominan son los sulfuros secundarios débiles (20%) y fuertes (15%), mientras que los sulfuros de alta solubilidad corresponden a un 10%, la zona primaria con mayor presencia es la calcopirita-bornítica (13%).

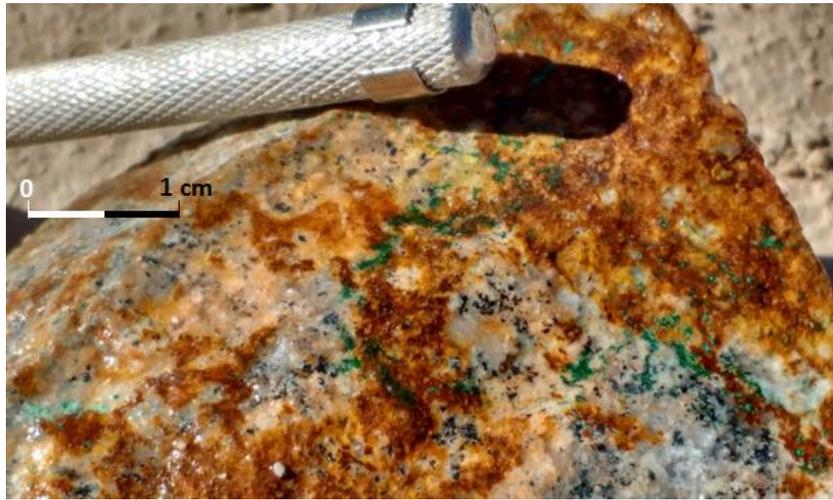
Fase 36: las especies más importantes son la pirita (35%) y la calcosina (34%), la calcopirita tiene un 17% y la covelina un 10%, es la única fase que tiene bornita inferior a 1%. La evolución de la fase entre los años 2023 y 2024 no se puede realizar ya que para el primer periodo solo hay 7 datos. Las zonas minerales predominantes, al igual que en la Fase 33, son los sulfuros secundarios fuertes (27%) y débiles (22%), pero a diferencia de esta, los sulfuros de alta solubilidad tienen una gran población (22%), las zonas primarias se encuentran subordinadas, las más altas son la Py-Cpy (9%) y la Cpy-Py (8%).

La mineralogía sulfurada de los mixtos (Anexo Pág. 41), zona mineral con presencia conjunta de minerales oxidados y sulfurados, es bastante similar entre las fases, la principal especie es la calcosina, con una media global de 75%, luego la pirita tiene un 12%, la bornita y calcopirita tienen medias inferiores al 5%. Las principales diferencias entre las fases es que el porcentaje relativo de calcosina-pirita varía, alcanzando un máximo en la Fase 36, en donde la pirita alcanza el 30%. La mineralogía de oxidados de cobre, por otro lado, presenta una mayor variación entre las fases, pero globalmente tienen un 33% de atacamita, un 21% de arcillas con cobre y malaquita, y un 10% de azurita. La Figura 6.4 corresponde a una muestra de mixto extraído desde la actual Fase 34A, con presencia de calcosina y atacamita.

6.2.3. Alteraciones y Dominios de Alteración

La variación de los promedios de alteraciones de mapeo para cada fase está representada en la Figura 6.4, a grandes rasgos, se observa que el potásico de fondo varia en todas las fases, alcanzando su máximo en la Fase 34B, generalmente el descenso del PF está compensado por el incremento de QSP, que corresponde a la segunda alteración más importante, además las esmectitas superan a los caolines en todas las fases. De la misma forma que se realizó en el

capítulo anterior, cada fase será revisada de acuerdo a la variación temporal (Anexo Pág. 42) y sus dominios de alteración (Anexo Pág. 43).



Fotografía 6.1 Mixto extraído de muestra masiva de la Fase 34A, mineralización de calcosina y atacamita.

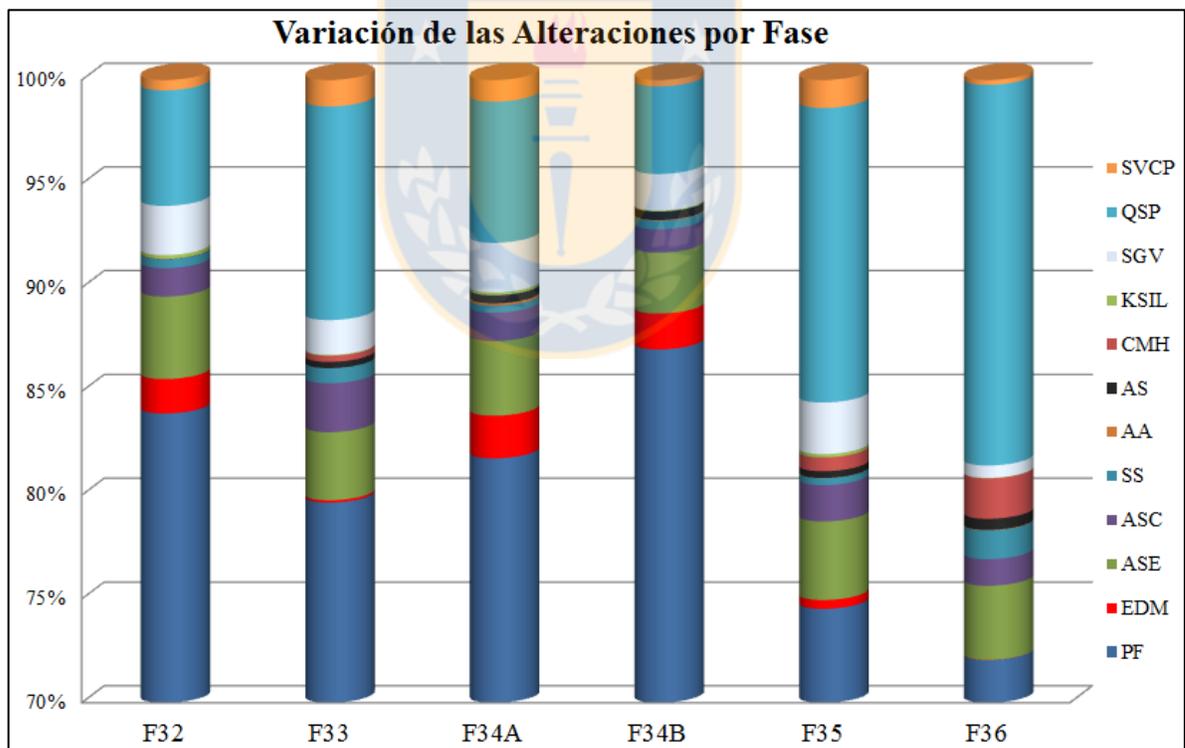
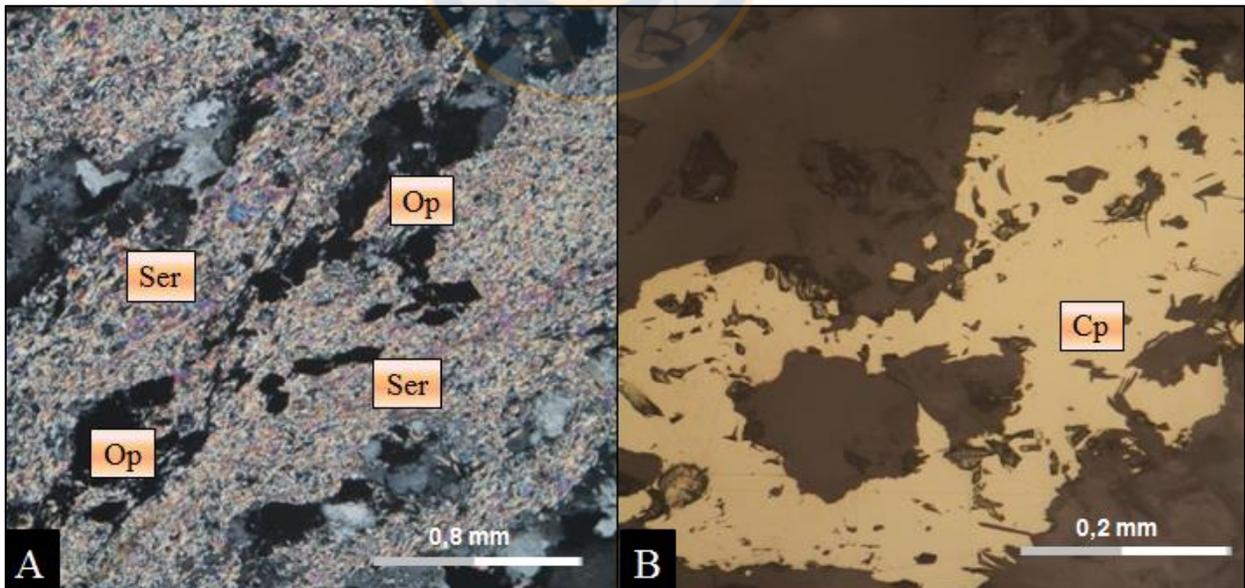


Figura 6.4 Alteraciones de mapeo promedio para las fases de sulfuros. Escala Y modificada, todo por debajo del 70% corresponde a potásico de fondo. PF: potásico de fondo; EDM: *Early Dark Micaceous*; SGV: sericita gris verde; QSP: cuarzo-sericita penetrativa; SVCP: sericita verde calcopirítica; PF: potásico de fondo; ASE: esmectitas; ASC: caolín; SS: sericita selectiva; AA: argílica avanzada; AS: arcillas; CMH: clorítico marginal; KSIL: feldespatos potásico-silíceos.

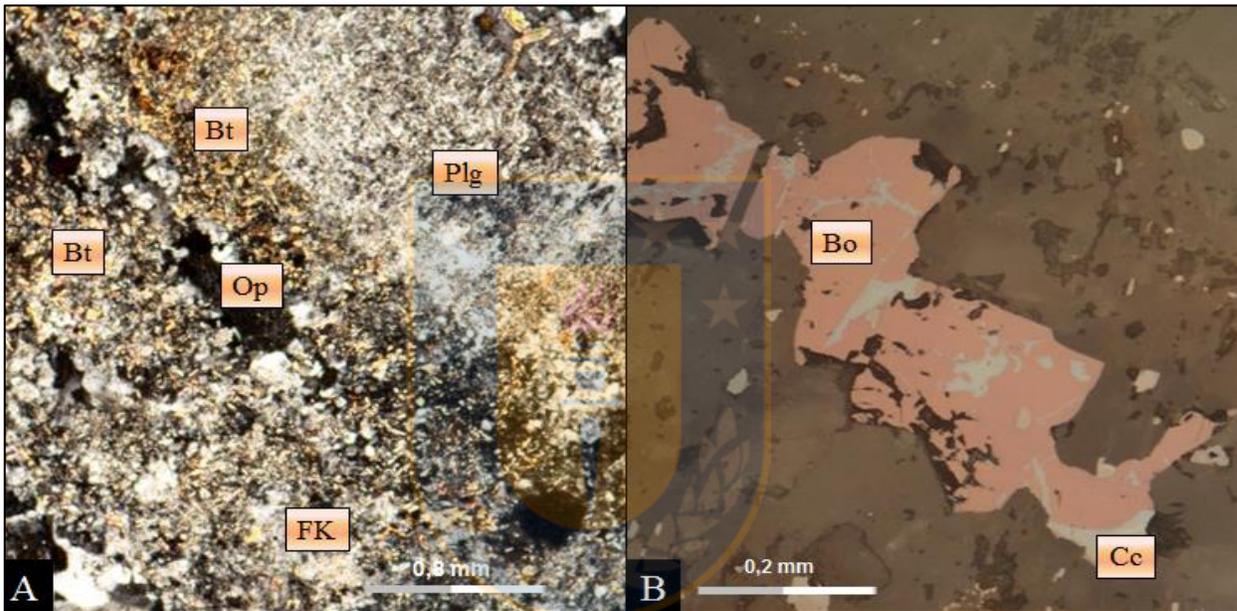
Fase 32: el PF alcanza un 84%, mientras que el QSP tiene un promedio de 5,5%, y las esmectitas alcanzan el 4%, el promedio más alto para esta clase en todas las fases, con arcillas totales de 5,8%. En el año 2017 la fase presenta un 5,9% de esmectitas y un 2,2% de caolín, mientras que en el año 2018 existe un incremento para la alteración QSP, con una media de 14%, el resto de los años (2020-2023), las alteraciones se mantienen casi constantes y similares al promedio de la fase en general. En el ambiente hipógeno, no presenta alteración propilítica, al igual que las fases 33, 34A y 34B, la tardimagmática está presente en un 59% de los tramos, mientras que la temprana intensa tiene un 32% y la cuarzo-sericítica un 9%. Las alteraciones supergenas tienen casi la misma proporción que todas las fases, con un 84% para las arcillas menores a 10%.

Fase 33: presenta un 80% de PF, tiene la mayor media de arcillas de caolín (2,4%), un 3,3% de esmectitas, un 10,3% de QSP y un 1,3% de SVCP (Fotomicrografía 6.1) luego de la Fase 36, es la segunda con el menor porcentaje de EDM (0,1%). Desde el año 2020 al 2024, esta fase tiene un descenso de PF y QSP, que es compensado con un aumento de SGV, SVCP y las arcillas, esta últimas alcanzan para el año 2024 un promedio de 10%. La cantidad relativa de la alteración tardimagmática, en los dominios hipógenos, es de un 58%, un 19% corresponde al temprano intenso y un 23% a la cuarzo-sericítica. Las arcillas supergenas menores a 10% equivalen a un 18% de la población.



Fotomicrografía 6.1 Vetilla SVCP en sondaje RTDD10554, Fase 33. A: vetilla compuesta de sutura de opacos (Op) diseminados con halo de sericita (Ser), luz transmitida, NC, 50x. B: mineralización de calcopirita (Cp), luz reflejada, NP 200x.

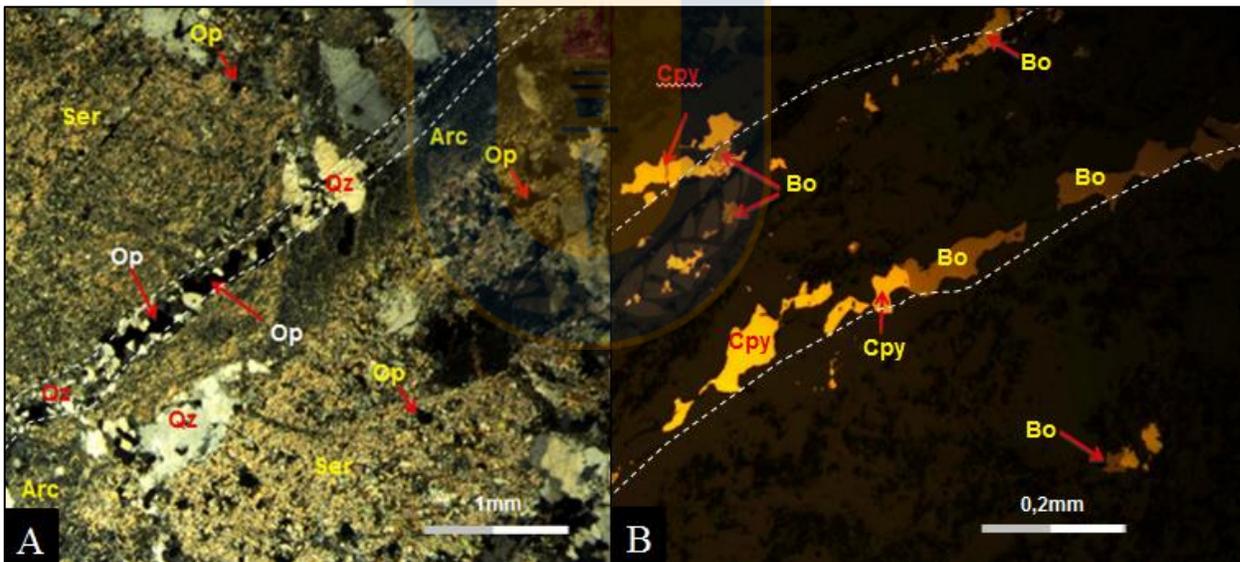
Fase 34A: tiene un 82% de PF, un 2% de EDM (Fotomicrografía 6.2), la media más alta entre las fases para esta alteración, las arcillas totales promedian un 5,8% y el QSP un 7%. Hacia los últimos años, las arcillas tienden a disminuir, hasta un 2,7% para el año 2023, mientras que el potásico de fondo aumenta su presencia, en el año 2022, sin embargo, el PF tiene solo un 79,4%, cediendo terreno a EDM (4,3%). Esta fase tiene el máximo de alteración temprana intensa (35%), mientras que el tardimagmático disminuye (54%) con respecto a la Fase 32, la cuarzo-sericítica se manifiesta entonces con un 11%. Los dominios supérgenos tienen la misma distribución que en la Fase 33.



Fotomicrografía 6.2 Vetilla EDM en sondaje RTDD 9228, Fase 34A. A: vetilla EDM de feldespato K (FK), con halo de biotita secundaria (Bt) y opacos (Op) sobre fenocristales de plagioclasa (Plg), luz transmitida, NC, 50x. B: mineralización en vetilla 2 de bornita (Bo) con exsolución de calcosina (Cc), luz reflejada, NP, 200x.

Fase 34B: en promedio, esta fase, tiene la mayor media de PF (87%) y la menor de QSP (4,2%), al igual que en la Fase 34A, las arcillas totales son inferiores al 5%. El 2017, sin embargo, tiene arcillas totales de 6,7%, mientras que en el 2019, la presencia de QSP alcanza el 8%. En general, a partir del 2020, el aumento de PF y disminución de QSP es más constante y progresivo, alcanzando, el primero, valores sobre el 90% de alteración. Consecuentemente, en los dominios de alteración, la alteración tardimagmática alcanza máximo de 66%, y la cuarzo-sericítica un mínimo de 7%. De la misma forma, esta es la fase con menor porcentaje de arcillas supergenas sobre el valor crítico de 10% (13%).

Fase 35: una de las más bajas en media de potásico de fondo (74%) y de las más altas en QSP (14,2%), las arcillas totales promedian un 5,8%, ya en esta fase la alteración CMH comienza a tener presencia, con una media cercana al 1%, SGV (Fotomicrografía 6.3) también alcanza su máximo (2,48%). Dejando de lado al año 2019, debido a que solo tiene 5 soportes de sondaje, los primeros dos años (2020-2021) la alteración potásica de fondo se encuentra por debajo del 60%, con QSP promediando un 30%, es en estos años también que la alteración clorítica marginal se manifiesta, en promedio 4%. Desde el año 2022 en adelante, la alteración potásica se manifiesta sobre un 75%, aumentando hacia el 2024, junto con EDM y una consecuente disminución de arcillas y QSP. En los dominios de alteración hipógena, es solo en esta fase y la 36, donde se manifiesta la alteración propilítica, ambos en un 1%, la alteración tardimagmática tiene su mínima expresión en esta fase, donde solo el 50% quedan clasificados en esta, mientras la cuarzo-sericítica es levemente superior a la temprana intensa (26 y 22%, respectivamente). Por otro lado, las arcillas supergenas superiores a 10% alcanzan un 21% de la población.



Fotomicrografía 6.3 Vetilla SGV en sondaje RTDD9241, Fase 35. A: vetilla con relleno de cuarzo (Qz) y opacos (Op), con halo de sericita (Ser), pocas arcillas (Arc) y cuarzo (Qz), con opacos (Op) diseminados, luz transmitida, NC, 20x. B: granos anhedrales de bornita (Bo) y calcopirita (Cpy), relleno de vetilla y diseminados en el halo, luz reflejada, NC, 200x.

Fase 36: tiene la mínima media de alteración PF (72%) y el máximo de QSP (18%), las arcillas totales promedian un 5,41%, con nula presencia de EDM y bajas medias de SVCP y SGV (<0,6%), el CMH alcanza una media de 2%. Como ya se mencionó anteriormente, la evolución

temporal carece de significancia. A diferencia de las otras fases, la población de dominios de alteración cuarzo-sericítico alcanza un 33%, con la menor presencia del temprano intenso (4%). Las arcillas mayores a 10% se encuentran en cantidad relativa similar al resto de las fases (16%).

Las principales alteraciones de los mixtos (Anexo Pág. 44) que varían entre las fases son el PF y el QSP, donde existe menor PF hay más presencia de QSP, de menor a mayor porcentaje de PF, las fases son: 35, 36, 32, 33, 34A y 34B, nuevamente son observados porcentajes altos de CMH en las fases de borde del yacimiento, con mayor presencia en la 36. Dentro de los dominios de alteración hipógenos, el tardimagmático tiene la mayor población (66%) seguido de la alteración cuarzo-sericítica (21%) y el temprano intenso (13%). Los dominios supérgenos se comportan de manera similar a los anteriormente observados, con una población dominante de arcillas inferiores a 10% (83%).

6.2.4. Unidades Geometalúrgicas

Las unidades geometalúrgicas de cada soporte fue contabilizado, con el fin de obtener los resultados porcentuales que cada UGM representa en las distintas fases, los resultados de dicho análisis está representado en la Figura 6.5.

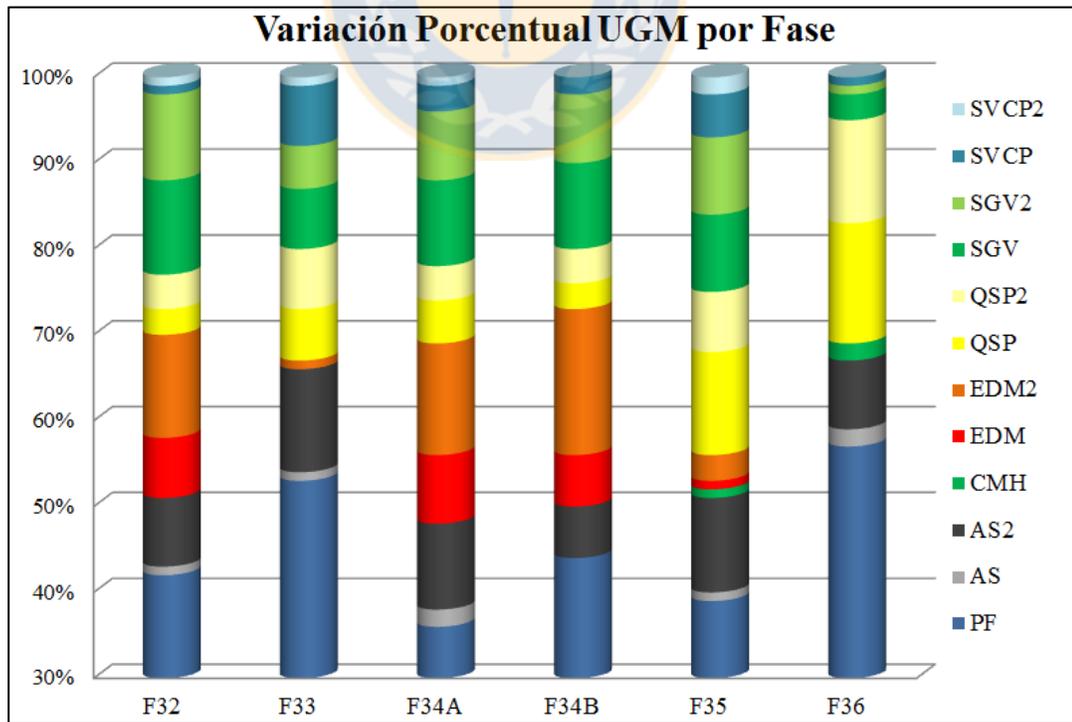


Figura 6.5 Cantidades porcentuales de las UGM de sulfuros para las fases sulfuradas. Escala Y modificada, todo por debajo del 30% corresponde a unidad PF.

La UGM más nociva para el proceso, como fue visto en el capítulo anterior, corresponde a AS, la mayoría de las fases tienen porcentajes de 1%, con máximo de 2% en la Fase 36, La Fase 34B no presenta esta unidad. AS2, en cambio, presenta valores variables para las fases, la 34B tiene el mínimo (6%), mientras que las mayores poblaciones se encuentran en las Fases 35 y 33 (11 y 12% respectivamente). Se observa que las proporciones relativas de las unidades QSP entre las fases, se asemejan a las magnitudes de los dominios de alteración (Anexo Pág. 43), pero con menor porcentaje en este caso, debido a las condiciones de clasificación. Para las Fases 32, 33, 34A, 34B y 36, las proporciones de QSP y QSP2 son similares, en cambio, en la Fase 35, el QSP casi duplica al QSP2. Destacan las Fases 35 y 36, con un mayor contenido de unidades QSP (19 y 26 % respectivamente).

Las unidades geometalúrgicas relacionadas a la alteración EDM tienen mayor presencia en las Fases 34A y 34B, (21 y 23% respectivamente), en la Fase 32 alcanza un 19% en cambio, en las Fases 33 y 35 los valores de las unidades EDM bajan, (1 y 4%), mientras que en la Fase 36, no ocurren estas unidades. Las unidades SGV tienen proporciones similares entre sí para todas las fases, alcanzan su mayor población en la Fase 32 (21%) y la menor en la 36 (4%) Finalmente, la unidad SVCP2 tiene transversalmente una muy baja población de datos, variando desde el 0 al 2%, SVCP tiene valores un poco más altos, alcanzando su máximo en la Fase 33 (7%), pero en general tiene una distribución mucho más restringida que las demás alteraciones tempranas.

6.3. Análisis de la respuesta metalúrgica

Las recuperaciones promedio para las fases sulfuradas son calculadas a partir del PND (plan de negocios divisional) 2017, para todos los bancos que tengan como destino la planta concentradora de Chuquicamata (Tabla 6.2). Lo primero que destaca en las recuperaciones del estándar CH son los bajos valores exhibidos por las Fases 35 y 36, la causa más probable para este bajo desempeño es la alta razón de solubilidad que tienen estas fases, ya que ambas superan el 10% de RSOL, ambas también superan el 6% de arcillas. La Fase 35 tiene además la más alta población de soportes con un porcentaje de arcillas mayor al 10%, mientras que la 36 tiene la menor cantidad de unidades sericita verde calcopirítica (SVCP), que promediaba la mejor recuperación entre las unidades metalúrgicas. Cabe destacar que las razones de solubilidad obtenidas de la geología de sondajes es distinta a la entregada por el PND, pero se confía más en esta última, porque considera la espacialidad de las muestras al ser estimada.

Tabla 6.2 Recuperaciones estimadas por el PND y parámetros geológicos para las fases sulfuradas. RecCuCH: recuperación de cobre CH; RecCuRT: recuperación de cobre RT; RSOL: razón de solubilidad; PND: plan de negocios divisional; QSP: cuarzo-sericita penetrativa; AST: arcillas totales; ARG_GE_10: población con arcillas superiores al 10%.

Fase	PND			Geología						
	RecCuCH	RecCuRT	RSOL	Rsol	QSP	AST	ARG_GE_10	UGM AS2	UGM SVCP	UGM EDM
F32	82,1	85,9	6,9	4,6	5,6	5,8	16,0	8,0	1,0	7,0
F33	82,8	90,4	7,1	7,0	10,3	6,7	18,0	12,0	7,0	0,0
F34A	83,5	86,9	8,0	5,0	6,8	5,8	18,0	10,0	3,0	8,0
F34B	83,7	89,3	7,4	5,0	4,2	4,9	13,0	6,0	2,0	6,0
F35	76,4	87,7	11,8	6,1	14,2	6,2	21,0	11,0	5,0	1,0
F36	73,0	86,1	10,5	8,9	18,3	6,8	16,0	8,0	1,0	0,0

De acuerdo al estándar CH, la mejor recuperación ocurre en la Fase 34B, la que tiene la menor cantidad de soportes con arcillas superiores al 10% de contenido de arcillas, las recuperaciones de las Fases 34A y 33 no se alejan mucho de este valor, la Fase 32 tiene la menor del grupo de buenas recuperaciones, y probablemente se debe a la poca cantidad de SVCP que presenta.

Para el estándar RT la Fase 33 destaca por sobre el resto, por superar el 90% de recuperación, se presume que esto ocurre debido a que el principal problema que presentaba esta fase eran las arcillas, ya que tiene una mayor cantidad de AS2 y una media alta de AST, y como se ha visto en los análisis, el estándar RT disminuye el efecto nocivo de las arcillas. También esta fase tiene un porcentaje importante de la unidad SVCP, que en este estándar tiene la mejor recuperación, además de una nula presencia de EDM, que después de las arcillas, resultaba ser la unidad geometalúrgica más problemática para el estándar RT. Por esto es que también las Fases 32 y 34A no aumentan considerablemente su recuperación RT, ya que tienen una alta presencia de unidades EDM. La Fase 34B aumenta su recuperación en 6%, que es lo normal de diferencia entre ambos estándares, el aumento de las Fases 35 y 36 es considerable, ambas superando los 10% de diferencia en recuperación, esto puede ser causado por la conjugación de variables, como que estas fases tienen altas arcillas totales, muy bajos EDM y los más altos valores de QSP.

Para profundizar en los efectos producidos por las variables geológicas en la recuperación, con el software Leapfrog Geo 3.1 se evalúan secciones para los sólidos de recuperación generados por el modelo de bloques, utilizando también las muestras geometalúrgicas disponibles. Sólo se evalúa la recuperación del estándar CH, al ser la variable más importante en la actualidad.

La sección 9.800 N (Figura 6.6) ilustra el efecto nocivo de la razón de solubilidad en la ley del

concentrado de cobre, específicamente en la Fase 35, donde existen varias muestras con altas razones de solubilidad, RTGM-1184 es un sulfuro de alta solubilidad, que presenta una recuperación CH de 45%, mientras que la RT es 30% mayor, RTGM-1068 también presenta una alta recuperación RT (88%) pese a encontrarse en una zona de baja recuperación CH, esto demuestra el efecto que puede tener el estándar RT en minimizar el efecto de la solubilidad, y explica además el gran aumento que tiene esta fase de acuerdo al PND 2017. La muestra RTGM-1048 por otro lado, tiene una baja solubilidad, pese a encontrarse en una zona de mala recuperación, esto ocurre porque esta muestra solo tiene flotación estándar RT (90%). Finalmente, en la Fase 32, RTGM-1256 tiene una alta solubilidad (12%), pero sin embargo se encuentra en una zona de alta recuperación, ya que la muestra recupera un 93% en estándar CH, debido a su alto contenido de QSP (38%).

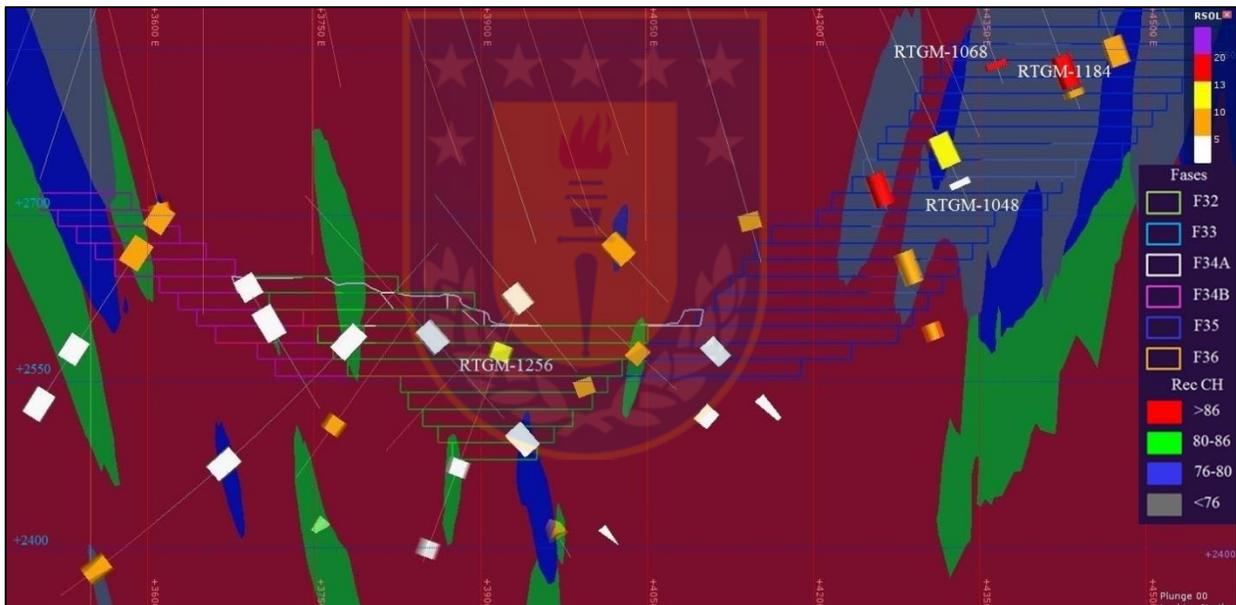


Figura 6.6 Perfil sección 9.800 N para sólidos de recuperación estándar CH. Vista hacia el norte.

El perfil a los 10.100 N (Figura 6.7), en cambio, ilustra cómo las arcillas totales influyen en la recuperación, se puede observar que en donde hay muestras con altas arcillas en las Fases 34B y 32, existen bajas recuperaciones de cobre para el estándar CH, sin embargo existen muestras como la RTGM-774, que pese a presentar un 19% de arcillas totales tiene una alta recuperación (85%), en este caso es atribuida a la liberación de sulfuros de la muestra, que supera el 80%. El efecto de la liberación de sulfuros de cobre en la recuperación de cobre también queda ilustrado en esta sección, ya que las muestras RTGM 865, 864 y 835 tienen recuperaciones de 70, 79 y

83% respectivamente, donde las tres muestras tienen una mineralogía similar, con predominio de bornita y baja solubilidad, sin embargo, la liberación de sulfuros de estas muestras aumenta de la misma forma que lo hace la recuperación (67, 72 y 77%), lo que evidencia el rol que juega esta variable. La sección 10.800 N (Figura 6.8) también muestra el efecto nocivo de las arcillas en la parte norte de la Fase 35, la muestra RT-API-95 tiene bajas arcillas, pero tiene una baja recuperación (73%) por presentar una solubilidad de 18% y una liberación de sulfuros de 62%.

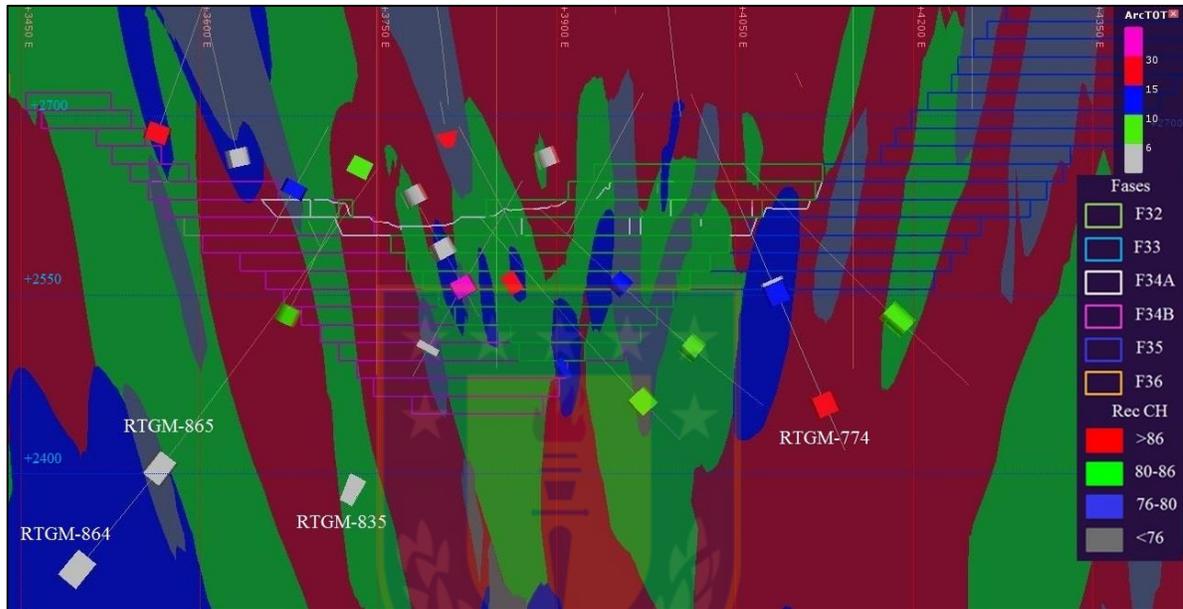


Figura 6.7 Perfil sección 10.100 N para sólidos de recuperación estándar CH. Vista hacia el norte.

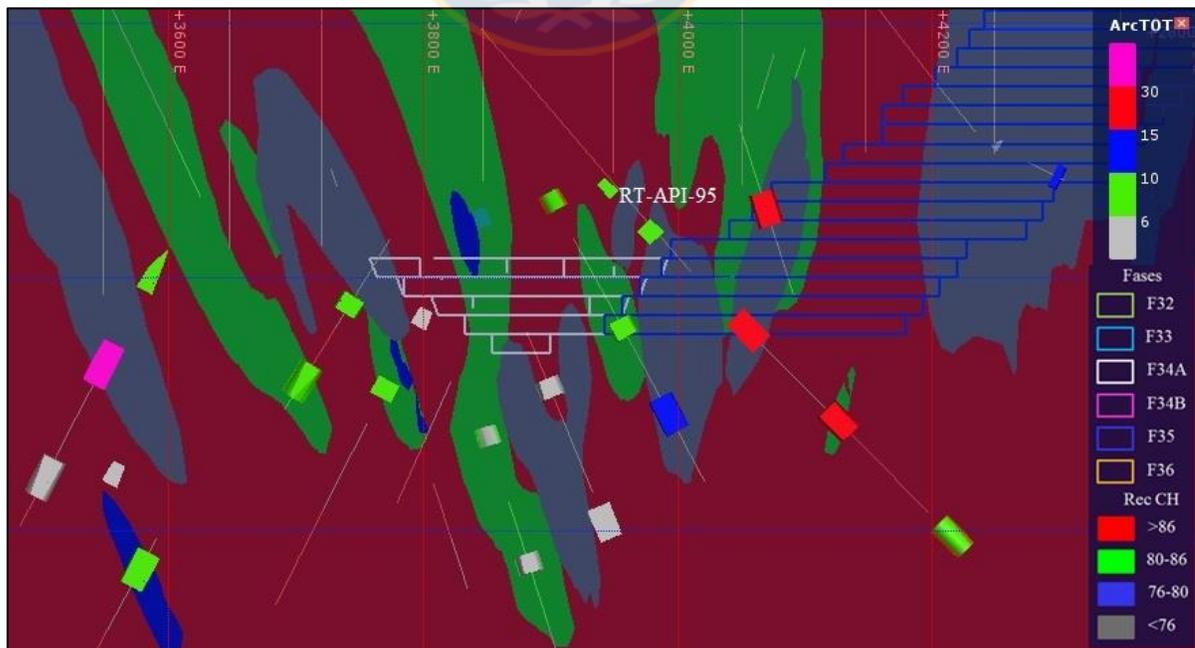


Figura 6.8 Perfil sección 10.800 N para sólidos de recuperación estándar CH. Vista hacia el norte.

7. REVISIÓN DE PRUEBAS DE LIXIVIACIÓN

7.1. Prueba de Lixiviación Estándar

7.1.1. Generalidades

Para el análisis estadístico del test de lixiviación estándar, también conocido como test shaker, se utiliza la misma base de datos geológica resultante del “flagueo” de los sondajes con los polígonos del PND 2016, la cual es depurada de acuerdo a los siguientes criterios: se utilizan todos los sondajes que tengan resultados de extracción de cobre (EXT), sin importar si son de fases oxidadas o sulfuradas; se eliminan todos los soportes que no tengan una ley de importancia económica ($<0,2\%$ CuT), considerando el descenso en la ley de corte a $0,18\%$ para los óxidos del año 2018 en adelante; se descartan aquellas especies minerales que no tengan una abundancia relevante (conacita, chenevixita, almagrado, turquesa, paratacamita, krohnkita, copper pitch y chalcantita), luego la mineralogía es normalizada al 100% , en las alteraciones se realiza lo mismo con ST y AS; se eliminan todos aquellos soportes con datos anómalos de extracción, ya sean mayores al 100% , o se alejen considerablemente de la razón de solubilidad, así como también los soportes sin mineralogía de mapeo que puedan respaldar la extracción. Los datos faltantes de consumos de ácido bruto (CONS) o neto (CONSNET) son calculados de acuerdo a la fórmula:

$$\text{CONSNET} \left(\frac{\text{kg}}{\text{Ton}} \right) = \text{CONS} \left(\frac{\text{kg}}{\text{Ton}} \right) - (\text{CuTest} * 15,42)$$

Donde: CONSNET= consumo neto de ácido, CONS= consumo de ácido bruto y CuTest= cobre soluble lixiviado (CODELCO PMT-GRMD-LQ-004, 2014).

Los datos anómalos de CONS y CONSNET también son eliminados, se consideran anómalos aquellos consumos de ácido brutos mayores a 80 kg/Ton y consumos netos mayores a 55 kg/Ton (Briceño, comunicación verbal, 2016). De esta forma se termina trabajando con 23.000 m de datos de extracción, correspondientes a 581 sondajes.

En esta ocasión, como todos los soportes presentan el volumen de óxidos (total óxidos), la mineralogía es convertida a base mineral (AB), lo significa es que los porcentajes relativos de las especies minerales consideran al volumen de óxidos como un 100% . Para los análisis se utilizará

la unidad geometalúrgica como variable discreta y continua, la discreta es la clasificación de la unidad en sí, mientras que la continua es la suma de las especies minerales que la componen, también en base mineral. Se utilizarán abreviaciones de las especies minerales (Anexo Pág. 45),

Los principales resultados a evaluar en este capítulo serán las extracciones de cobre y el consumo de ácido, se elaboran matrices de correlaciones de Pearson entre estas variables y los análisis químicos, mineralogías y alteraciones, los resultados principales se observan en la Tabla 7.1.

Tabla 7.1 Índices de Pearson para las variables más relevantes según zona mineral. SS: sulfuro secundario; SP: sulfuro primario; CUSFER: cobre soluble en medio férrico.

Zona mineral	Variable	CuT	EXT	CONS	CONSNET	RSol
Óxidos Global (OX)	RSol	0,38	0,95	0,30	-0,05	1,00
	RSof	0,34	0,77	0,32	-0,03	0,85
	CUS4	0,99	0,46	0,57	-0,06	0,48
	CUSFER	0,99	0,35	0,64	-0,17	0,36
	Total Óxidos	0,83	0,32	0,50	0,02	0,32
	AB ATAC	0,90	0,36	0,46	-0,10	0,36
	AB Ata	0,81	0,32	0,43	-0,06	0,32
ATAC	AB ATAC	0,97	0,38	0,63	-0,06	0,40
ARCU	Total Óxidos	0,93	0,45	0,51	0,11	0,42
	AB ARCU	0,82	0,39	0,48	0,13	0,35
	AB ArCu	0,81	0,38	0,47	0,13	0,34
CRIS	Total Óxidos	0,91	0,43	0,71	0,10	0,43
	AB Cri	0,73	0,41	0,60	0,10	0,39
MALAQ	RSol	-0,40	0,84	-0,34	-0,32	1,00
	Total Óxidos	0,94	-0,22	0,73	0,49	-0,36
	AB MALAQ	0,90	-0,26	0,75	0,56	-0,34
OXN	Total Óxidos	0,87	0,28	0,42	0,00	0,28
ATA-ARCU	AB Ata	0,76	0,35	0,38	0,02	0,37
Gravas (mineralizada (GRM) y exótica (GRX))	RSol	0,71	0,99	0,73	0,09	1,00
	Total Óxidos	0,95	0,67	0,79	0,02	0,66
	AB ARCU	0,48	0,47	0,51	0,08	0,47
	AB CRIS	0,76	0,43	0,63	0,03	0,42
	AB OXN	0,55	0,46	0,53	-0,03	0,46
Mixtos (MX)	EXT	-0,01	1,00	0,18	0,04	0,94
	AB Ata	0,65	0,13	0,41	0,20	0,11
SS	EXT	-0,15	1,00	0,08	0,01	0,86
SP	RSol	-0,38	0,01	0,02	0,00	1,00

7.1.2. Extracción de Cobre

La distribución de la extracción de cobre (Anexo Pág. 45) se asemeja a la de la recuperación de cobre, con una forma lognormal inversa, con una población en los valores inferiores a 5%, la que corresponde a los valores de extracción de los sulfuros primarios, que tienen una mediana de 1,4%. La Tabla 7.2 resume la estadística básica de la extracción de cobre por zona mineral, destacan las diferencias entre la media y la mediana, para la mayoría de las zonas minerales, los sulfuros tienen medianas inferiores al 10% de extracción, demostrando lo poco que son afectados por el proceso de lixiviación ácida.

Tabla 7.2 Estadística básica de la extracción de cobre (%) por zona mineral.

Zona mineral	N	Media	Mediana	Desv.Est.	Mínimo	Máximo
Óxido	6693	69,13	72,30	17,86	2,94	99,82
Gravas (GRX y GRM)	242	56,40	59,25	28,40	5,74	98,90
Mixtos	310	34,25	34,25	14,41	3,06	69,18
Sulfuros Secundarios	332	8,71	6,51	6,39	0,73	34,07
Sulfuros Primarios	114	3,29	1,40	4,05	0,50	16,74

Del análisis de correlaciones (Tabla 7.1) se concluye que el principal control de la extracción de cobre en el proceso de lixiviación ácida es la razón de solubilidad, la que alcanza un índice de 0,95 en los óxidos, la mayoría de las unidades geometalúrgicas de óxidos tiene correlaciones entre estas variables superiores a 0,9, solo MALAQ tiene un índice de 0,84. Por otro lado, las gravas mineralizadas y exóticas alcanzan una correlación de 0,99, la más alta de todas clases minerales vistas. Los mixtos tienen un 0,94 y los sulfuros secundarios un 0,86, esta correlación se pierde en los sulfuros primarios, con un índice cercano al cero. La regresión lineal entre la extracción y la razón de solubilidad en los óxidos tiene un $R^2 = 0,89$ (Figura 7.1), demostrando así la linealidad existente entre ambas.

7.1.2.1. Óxidos

Debido a que el resto de las variables no tiene correlaciones tan altas con la extracción de cobre, se crean clases para los principales resultados del test (EXT, CONS y CONSNET), de acuerdo a quiebres probabilísticos.

De acuerdo a los índices de correlación de Pearson (Tabla 7.1), se observa una tendencia para la

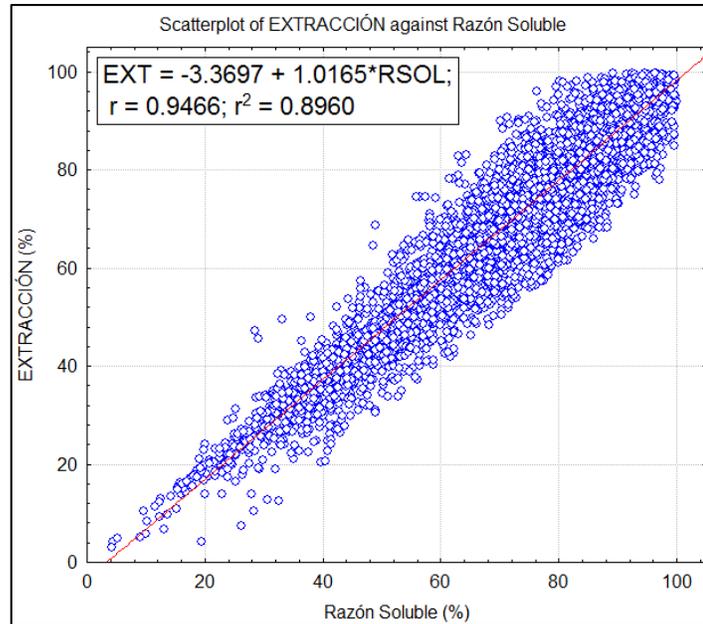


Figura 7.1 Regresión lineal entre extracción de cobre y razón soluble para óxidos.

extracción y el total óxidos (0,32), la que queda representada en el gráfico de cajas del volumen de óxidos por las clases de EXT (Figura 7.2), lo que se puede concluir es que para las dos primeras clases, el control que ejerce dicha variables es bajo, mientras que para las $EXT > 40\%$ se observa que el total de óxidos incrementa a medida que lo hace la EXT, alcanzando una mediana de 1% en volumen para la clase de más alta extracción.

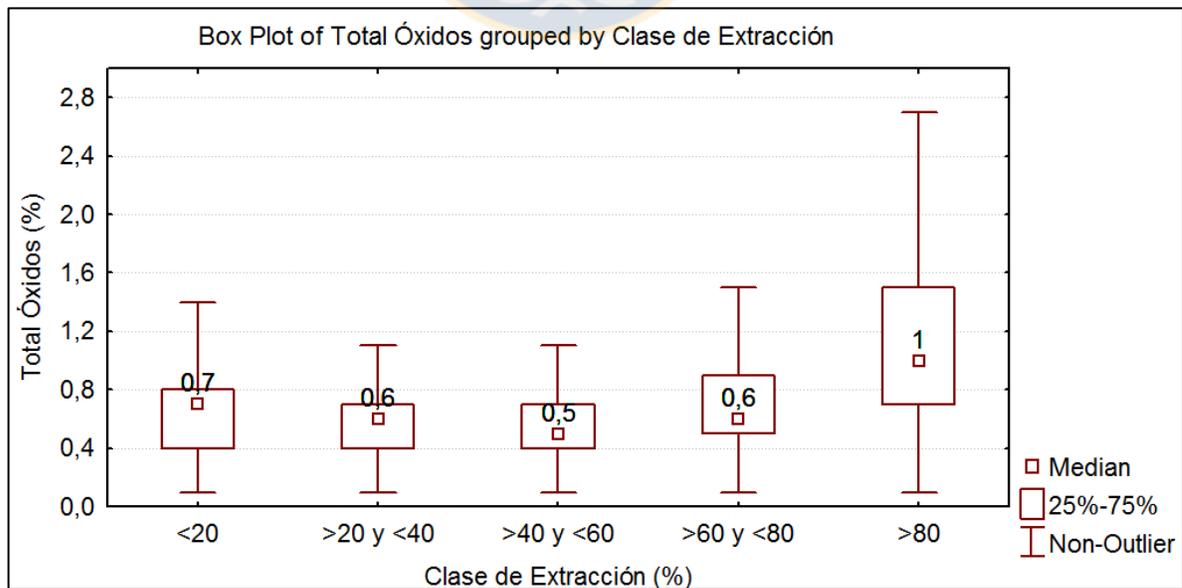


Figura 7.2 Gráfico de caja para el total óxidos agrupado por clase de extracción.

La mineralogía analizada por clases de EXT (Figura 7.3) presenta claras tendencias a medida que aumenta la extracción de cobre, las especies atacamita, crisocola y pseudomalaquita tienden a la proporcionalidad directa con la extracción, lo que es más notorio en la atacamita, en cambio, las arcillas y limonitas con cobre, junto con el copper wad tienen una menor presencia para las clases de mayor extracción. Las alteraciones no muestran tendencias tan claras como la mineralogía, las arcillas totales disminuyen con el aumento de la extracción, pero la variación es mínima. El QSP se muestra errático, pero se puede ver una tendencia a aumentar hacia las clases superiores, alcanzando un 11% para EXT>80%, el gran porcentaje que tiene en la primera clase se debe a que existe una pequeña población de valores altos, con otra más del 50% con QSP=0%. Las variaciones en el QSP son compensadas por el PF, de manera que esta alteración tiene una tendencia inversa, disminuyendo para las clases superiores.

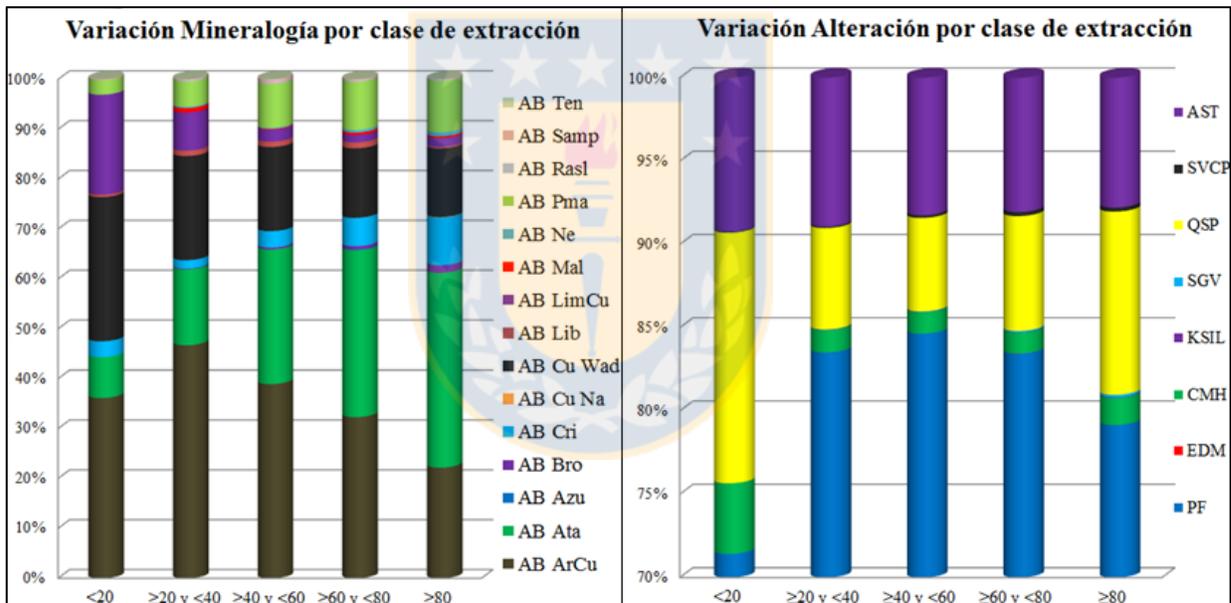


Figura 7.3 Variación de la mineralogía oxidada (izquierda) y alteraciones (derecha) por rangos extracción de cobre. La escala Y del gráfico de alteraciones está alterada, todo por bajo 70% corresponde a potásico de fondo. Para abreviaciones utilizadas ver Anexo Pág. 45.

Las tendencias observadas en las alteraciones se condicen con los dominios de alteración (Anexo Pág. 46), ya que para el ambiente hipógeno, la mediana más alta corresponde a la alteración cuarzo-sericita (78%), mientras que la más baja es la de la alteración tardimagmática (71,6%), el temprano intenso y la propilítica tienen el mismo valor en la mediana (75%). Para las arcillas se tiene que el grupo con mayor presencia de arcillas tiene una mediana 3% mayor que el grupo con menor cantidad (70%).

Las unidades geometalúrgicas de los óxidos muestran un claro control de la extracción de cobre (Figura 7.4), CRIS, ATAC y MALAQ presentan las mayores medianas en extracción de cobre (>75%), mientras que las peor corresponde a ARCU, que tiene alrededor de un 10% menos de extracción que la unidad más cercana. Solo ARCU y OXN tienen extracciones inferiores a 20% en sus primeros cuartiles. Esto demuestra la baja extracción que presentan las arcillas con cobre, algo que había indicado también el análisis mineralógico.

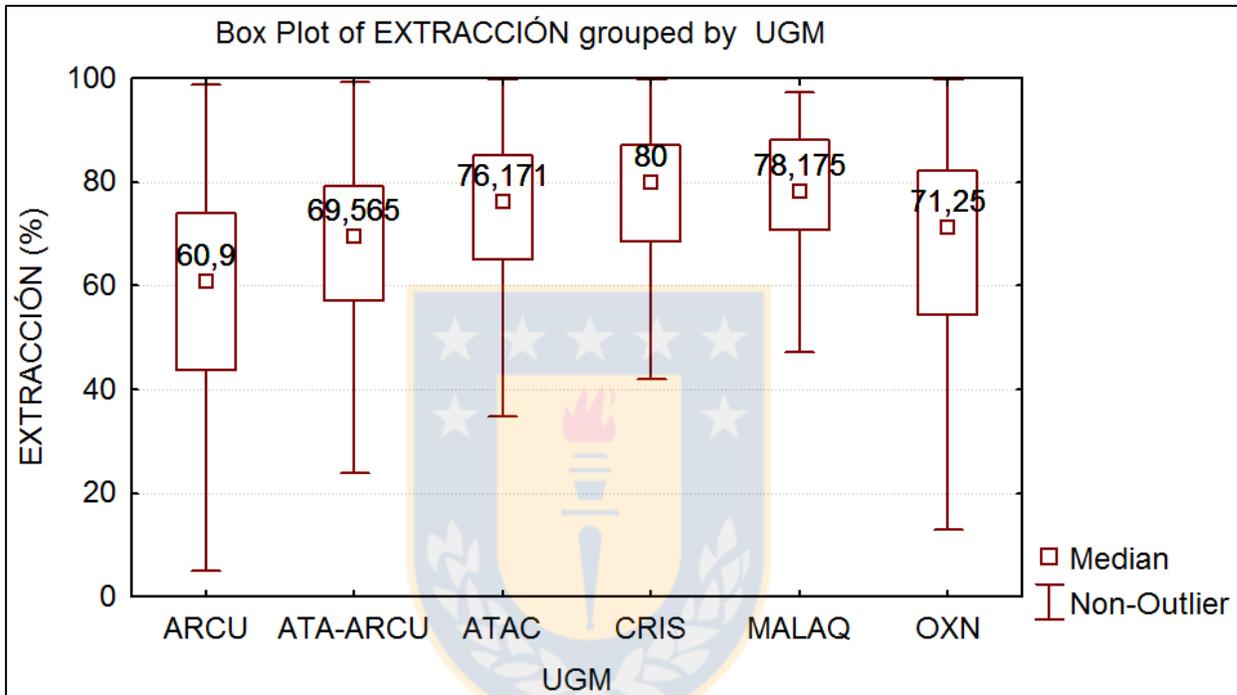


Figura 7.4 Gráfico de cajas para la extracción de cobre por unidad geometalúrgica.

7.1.2.2. Gravas exóticas y mineralizadas

Las gravas, además de tener la correlación de Pearson (Tabla 7.1) más alta de extracción y razón de solubilidad (0,99), es la única zona mineral que tiene un índice de correlación significativo para el total de óxidos (0,67), el gráfico de caja del volumen de óxidos por clase de extracción (Figura 7.5) muestra esta correlación, en donde para las extracciones superiores al 80%, el total óxidos tiene una mediana de 7.25%.

La variación de la mineralogía de las gravas (Figura 7.6), al igual que en los óxidos, muestra tendencias claras, en este caso, existe una disminución del copper wad y limonitas con cobre a medida que aumenta la extracción de cobre y la crisocola.

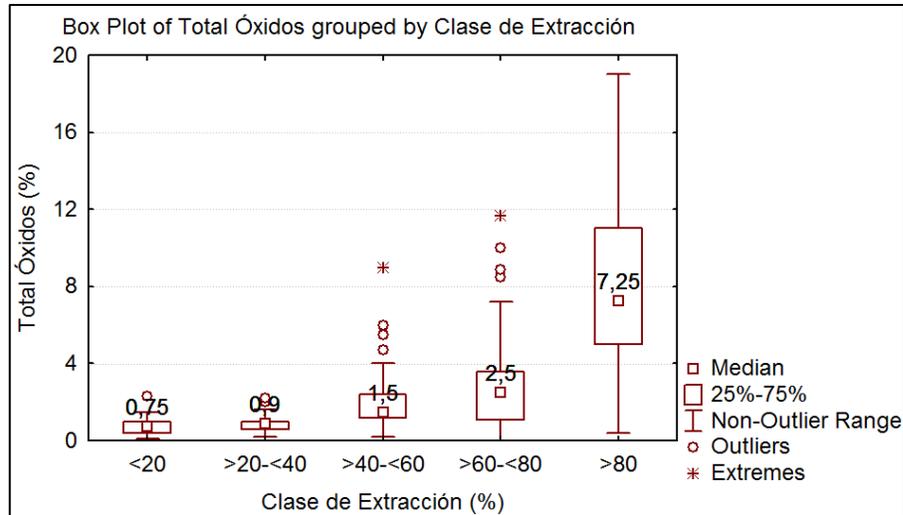


Figura 7.5 Gráfico de caja de extracción de cobre por clase de extracción.

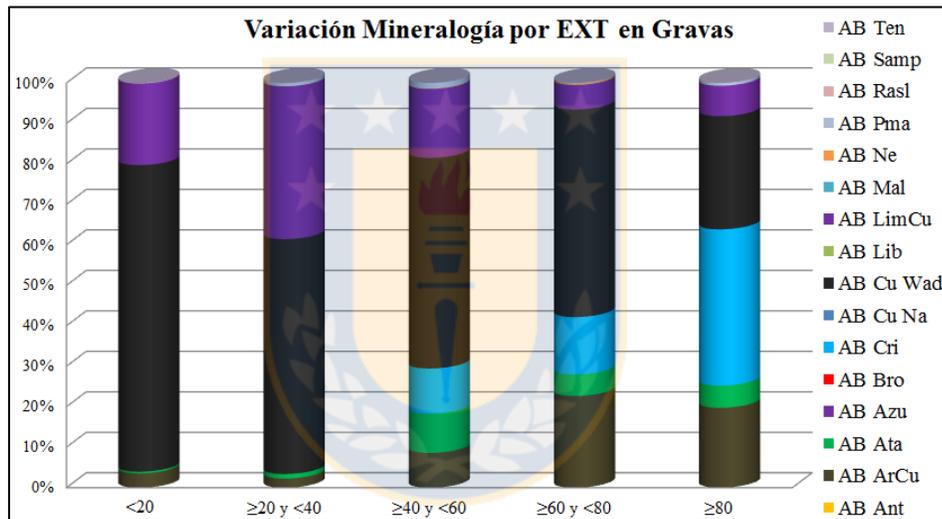


Figura 7.6 Variación de la mineralogía por clase de extracción para gravas.

7.1.3. Consumo de ácido bruto

Los resultados en la correlación de Pearson para los consumo de ácido (Tabla 7.1) entregan resultados diferentes para los dos tipo de consumo que entrega el test estándar de lixiviación. En general el consumo de ácido neto no entrega correlaciones significativas para los óxidos, en la unidad MALAQ se observan las únicas correlaciones en torno al 0,5 para el total de óxidos y el AB MALAQ (azurita + malaquita en base mineral). En cambio, el consumo de ácido bruto, para los óxidos en general, las unidades en específico y las gravas, presenta índices $>0,6$ para los totales de óxidos y especies mineralógicas en base mineral. Por esta razón es que solo es abordado el consumo de ácido bruto para el análisis estadístico.

La distribución del consumo de ácido es sesgada a la derecha, similar a la lognormal (Anexo Pág. 46), lo cual explica la diferencias entre las medias y medianas para las zonas minerales (Tabla 7.3), que para las gravas es mayor a 6 kg/Ton. Destaca que los máximos consumos están en la zona mineral de las gravas, los óxidos tienen un consumo ligeramente mayor que los mixtos, y los sulfuros tienen consumos con una mediana en torno a los 13 kg/Ton.

Tabla 7.3 Estadística básica del consumo de ácido bruto (kg/Ton) por zona mineral.

Zona Mineral	N	Media	Mediana	Desv.Est.	Mínimo	Máximo
Gravas (GRX y GRM)	231	29,74	23,18	17,49	5,00	79,55
Óxido	6551	18,73	17,00	8,94	1,50	79,74
Mixtos	299	17,73	16,00	8,42	3,55	59,00
Sulfuros Primarios	83	15,07	13,19	5,95	5,66	38,25
Sulfuros Secundarios	305	13,64	12,58	5,82	3,44	46,00

El total óxidos juega un rol importante en el consumo de ácido bruto, esto queda evidenciado en los gráficos de caja de estas variables por zona mineral (Figura 7.7), en donde las zonas minerales tienen una proporcionalidad entre su total de óxidos y el consumo de ácido correspondiente, es decir, las zonas minerales ordenadas de mayor a menor total de óxidos son: gravas, óxidos, mixtos y sulfuros, lo que es correlativo con el orden del consumo de ácido. Cabe destacar que en los óxidos, son considerados consumo anómalos aquellos que superan los 40 kg/Ton, mientras que en las gravas tiene un rango mucho más amplio de datos no anómalos, el cual llega hasta un consumo de alrededor de 70 kg/ton.

La razón soluble muestra una leve tendencia con el consumo de ácido bruto, en los óxidos (0,3), la que se vuelve una correlación para las gravas (0,73), pero a diferencia del total óxidos, esta relación no se observa transversalmente para todas las zonas minerales, pero si dentro de las gravas y óxidos. Al igual que en la extracción de cobre, el consumo de ácido bruto será evaluado por separado para los óxidos y las gravas.

7.1.3.1. Óxidos

De acuerdo a quiebres probabilísticos, se definen clases de consumo de ácido bruto, para evaluar las variables geológicas. Lo primero que se identifica, es la tendencia que tiene el volumen de óxidos con el consumo de ácido (Tabla 7.4), en donde los consumos de ácido incrementan a medida que las clases tienen mayor consumo.

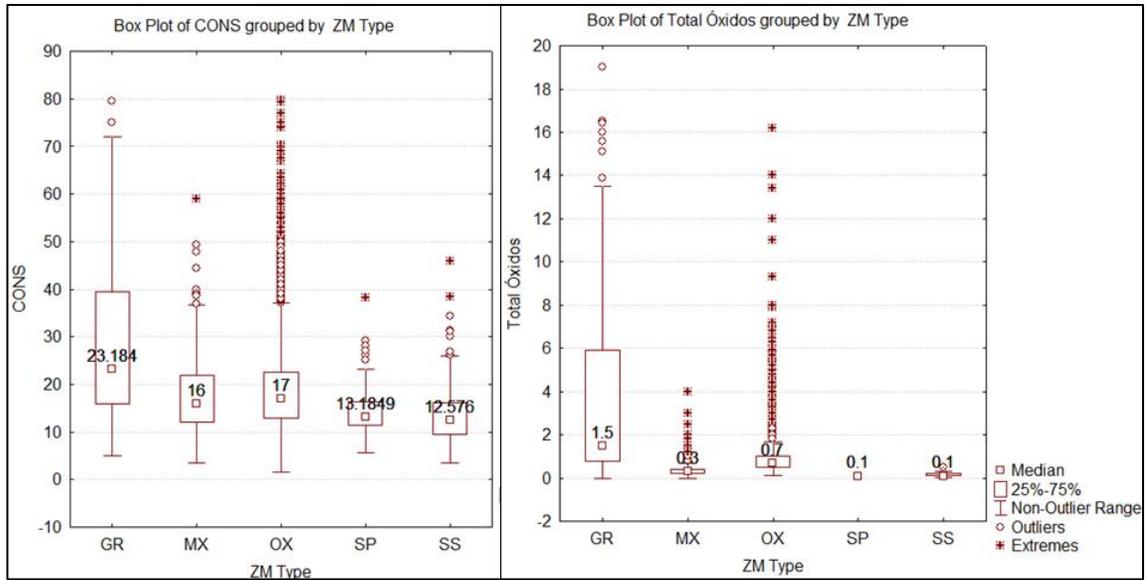


Figura 7.7 Gráficos de caja para el consumo de ácido bruto (kg/Ton) (izquierda) y el total óxidos (%) (derecha), por zona mineral.

Tabla 7.4 Medianas de volumen de óxidos y RSOL para óxidos, por clase de CONS.

Clase CONS (kg/Ton)	<10	≥10 y <17	≥17 y <30	≥30
Mediana Vol Oxi (%)	0,5	0,6	0,8	1,3
Mediana RSOL (%)	63,9	71	77,6	84,13

Las clases, evaluadas de acuerdo a la mediana de las razones solubles de éstas (Tabla 7.4), indican que a medida que aumenta el consumo, también lo hace la RSOL, con incrementos muy claros y marcados.

La mineralogía de acuerdo a las clases de CONS (Figura 7.8) indica que los cambios más significativos ocurren en las especies atacamita, crisocola y arcillas con cobre, las dos primeras aumentan su presencia en las clases de mayor consumo, mientras que la última hace lo contrario. La pseudomalaquita y el copper wad tienen la misma tendencia que las arcillas con cobre, pero las variaciones entre la primera y última clase son mínimas (2%). Por otro lado, las alteraciones también muestra tendencias evidentes, estas son que el QSP tiene un incremento progresivo de acuerdo al aumento en CONS, lo mismo hacen las arcillas, de las cuales la esmectita es la que responde con más coherencia, los aumentos de estas alteraciones están acompañadas de un descenso en el porcentaje del potásico de fondo. El hecho de que el aumento de la esmectita tenga un incremento constante a medida que aumentan las clases de consumo de ácido responde a la geología de este grupo de filosilicatos, que es bien conocido por su capacidad de intercambio

catiónico, lo que produce un mayor consumo de ácido sulfúrico, ya que este, disuelto en agua, es incorporado a la estructura en capas de la arcilla (Briceño, 2011).

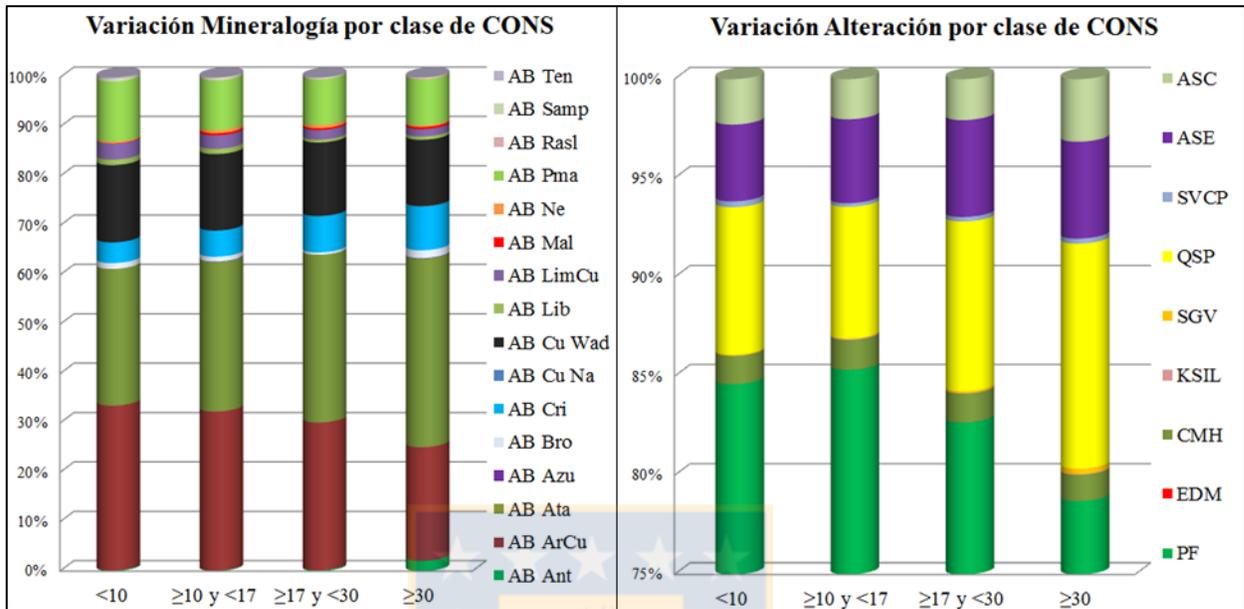


Figura 7.8 Variación de la mineralogía oxidada (izquierda) y alteraciones (derecha) de acuerdo a quiebres en la extracción. En el gráfico de alteraciones, todo por bajo 75% corresponde a PF.

El efecto de las alteraciones queda demostrado en los dominios de alteración (Anexo Pág. 47), pero de mejor manera en el hipógeno, ya que en el supérgeno la variación entre las clases es inferior que 1,5 kg/Ton. La alteración cuarzo-sericita se impone con el mayor consumo de ácido (19 kg/Ton), mientras que la tardimagmática y la temprana intensa tienen valores similares en torno a 17 kg/Ton, mientras que la menor mediana es de la alteración propilítica (15 kg/Ton).

Las unidades geometalúrgicas muestran medianas de consumo de ácido bruto distintas entre ellas (Figura 7.9), pero en general el rango de variación es de 3 kg/Ton, lo interesante de los resultados es que las unidades, relativamente, se comportan de la misma manera que lo hicieron para la extracción de cobre, ya que si se ordenan de acuerdo al CONS, la distribución queda: CRIS > MALAQ > ATAC > OXN > ATA-ARCU > ARCU.

Como ya fue comentado, las zonas minerales y las clases de consumo de ácido en los óxidos en general tienen una correlación del CONS con el total de óxidos presente. Sin embargo, esta condición no se cumple para las unidades geometalúrgicas (Anexo Pág. 47), ya que si bien CRIS tiene la mayor mediana de volumen de óxidos (1%), el resto de las unidades no responde bien,

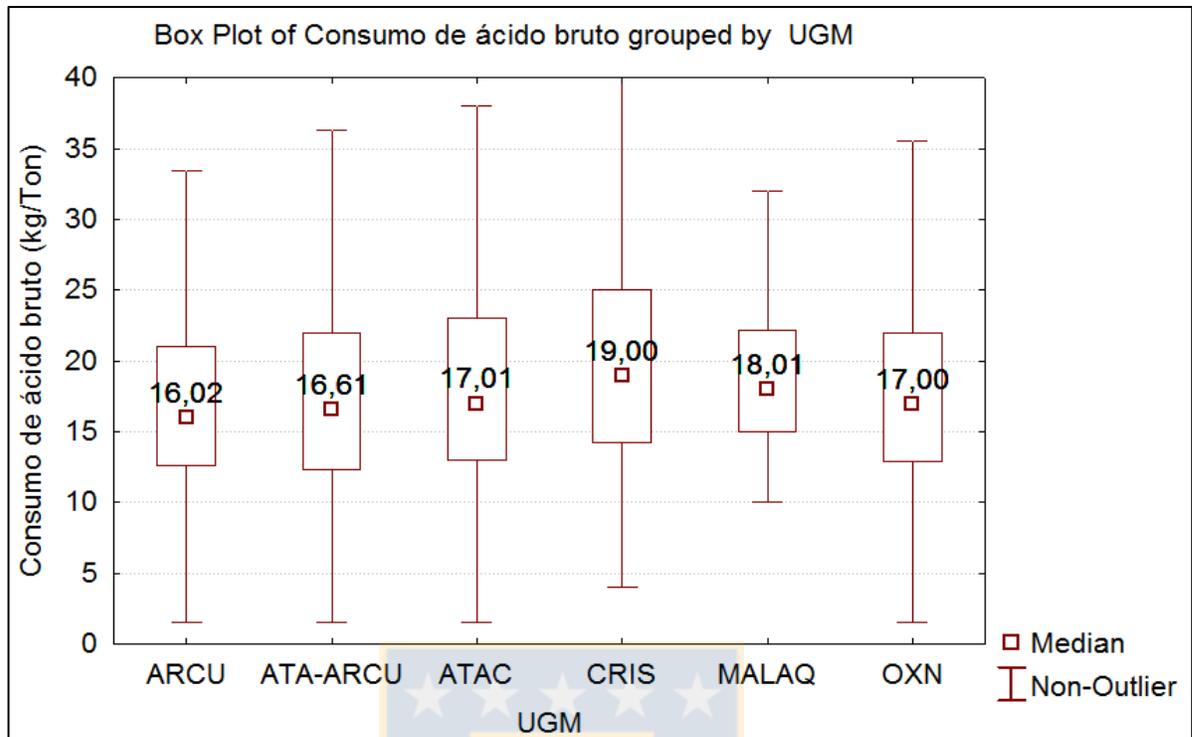


Figura 7.9 Gráfico de cajas para el consumo de ácido bruto por UGM de óxidos (ver página 39).

sobre todo MALAQ y ATAC, que tienen las menores medianas del grupo (0,6 y 0,5% respectivamente).

Es por esta razón que cada unidad fue analizada por separado para evaluar los principales factores que afectaban el consumo de ácido (Tabla 7.1), obteniendo comportamientos distintos entre las diversas unidades. En ARCU, la mayor correlación fue alcanzada por el volumen de óxidos (0,51), pero se observa una tendencia importante con los valores absolutos de arcillas con cobre (0,47). ATA-ARCU no muestra correlaciones significativas, en esta unidad la tendencia más alta es con la atacamita (0,38). ATAC, tiene una correlación con la unidad ATAC (AB) de 0,63. CRIS tiene una alta correlación de CONS con el total óxidos (0,71), luego con la crisocola 0,59. MALAQ tiene una correlación con la unidad MALAQ (0,75). OXN tiene una baja tendencia de relación del CONS con el volumen de óxidos (0,42).

Se generan grupos de comportamiento mediante K-medias para el consumo bruto de ácido bruto en los óxidos, de acuerdo a las principales variables que mostraron afectar su variabilidad: volumen de óxidos, RSOL, las especies mineralógicas asociadas a las unidades ATAC, ARCU, CRIS y las alteraciones QSP y arcillas. Mediante el criterio del codo, el mejor número de

clústeres es de 3, los clústeres tienen un comportamiento similar entre ellos para todas las variables de importancia (Figura 7.10), las diferencias radican en que los clústeres de mayor consumo tienen mayor cantidad relativa de las variables que aumentan el consumo del ácido. Las medias de los centroides (Tabla 7.5) muestran como disminuyen todas las variables al disminuir los consumos de ácido bruto.

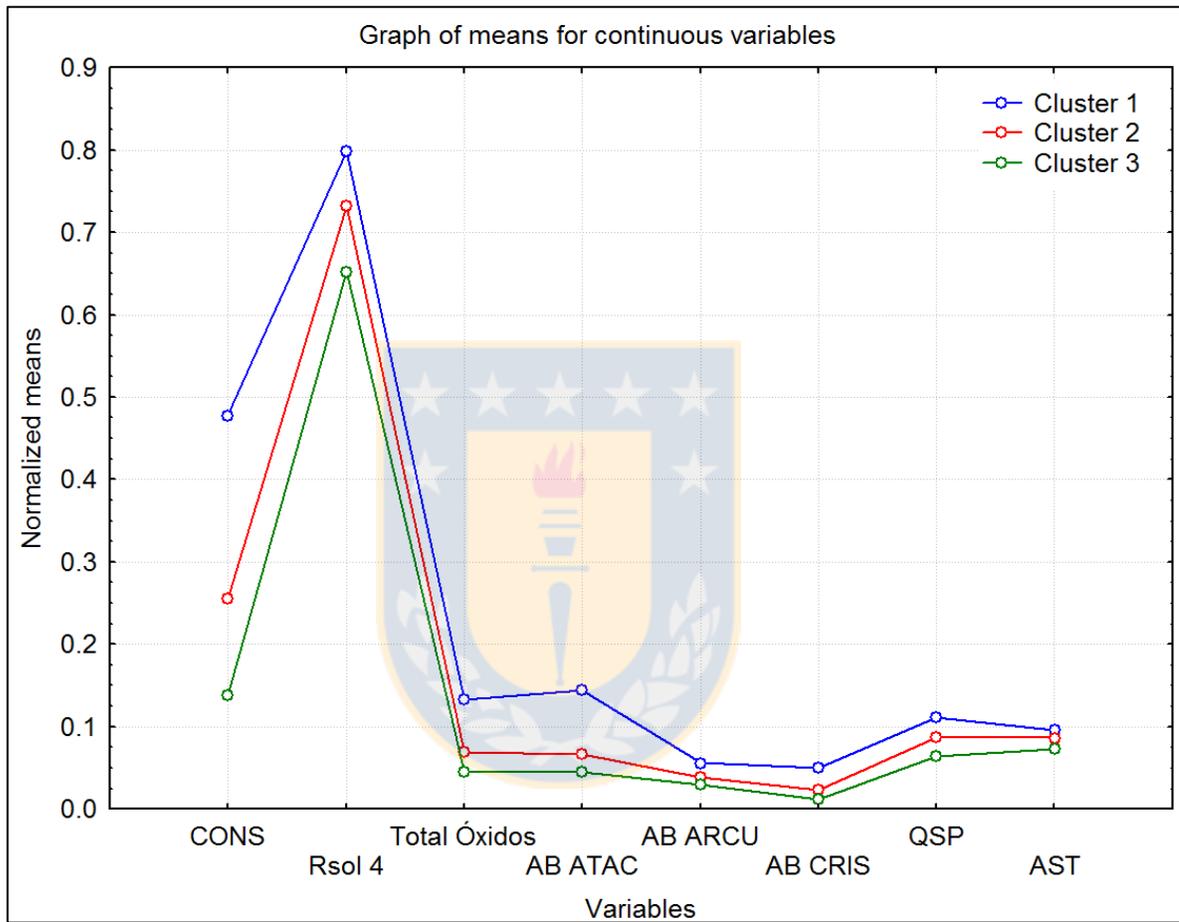


Figura 7.10 Centroides de las variables utilizadas en la generación de clústeres de CONS.

Tabla 7.5 Medias para los centroides de los clústeres de CONS.

Clúster	CONS (kg/Ton)	RSOL (%)	Total Óxidos	AB ATAC	AB ARCU	AB CRIS	QSP (%)	AST (%)	(%)
1	38,87	80,65	1,68 %	0,87 %	0,40 %	0,14 %	11,17	9,55	9,59
2	21,46	74,22	0,92 %	0,41 %	0,28 %	0,07 %	8,70	8,62	42,10
3	12,27	66,65	0,64 %	0,27 %	0,21 %	0,03 %	6,44	7,32	48,31

7.1.3.2. Gravas exóticas y mineralizadas

Las gravas muestran la misma tendencia exhibida por los óxidos en cuanto al volumen de óxidos

por clase de consumo de ácido bruto (Tabla 7.6), pero con saltos mucho más marcados entre las clases, alcanzando una mediana de 6 % para los CONS>30, este comportamiento es similar a la relación existente entre la extracción y el total óxidos para esta zona mineral. La mediana de la razón soluble, en este caso no responde tan bien a las clases de consumo, pero sí lo hace la media, esto ocurre por la baja cantidad de datos en la clase de CONS<10. Las variaciones en el consumo y el volumen para las gravas se condice con el índice de correlación de Pearson para estas variables (0,79), el más alto entre éstas para todas las zonas minerales. Además de correlacionarse con el total óxidos, también hay correlación con la crisocola (0,62), lo que queda evidenciado en el comportamiento de esta especie mineral en las clases de consumo (Figura 7.11), ya que aumenta con el consumo de ácido, las limonitas con cobre hacen lo inverso, mientras que los demás minerales no tienen un comportamiento claro y coherente.

Tabla 7.6 Medianas de volumen de óxidos y RSOL para óxidos por clase de CONS.

Clase CONS (kg/Ton)	<10	≥10 y <17	≥17 y <30	≥30
Mediana Vol Oxi (%)	0,8	0,9	1,1	6,0
Mediana RSOL (%)	35,9	31,4	46,3	87,4
Media RSOL (%)	37,1	37,9	46,1	83,1

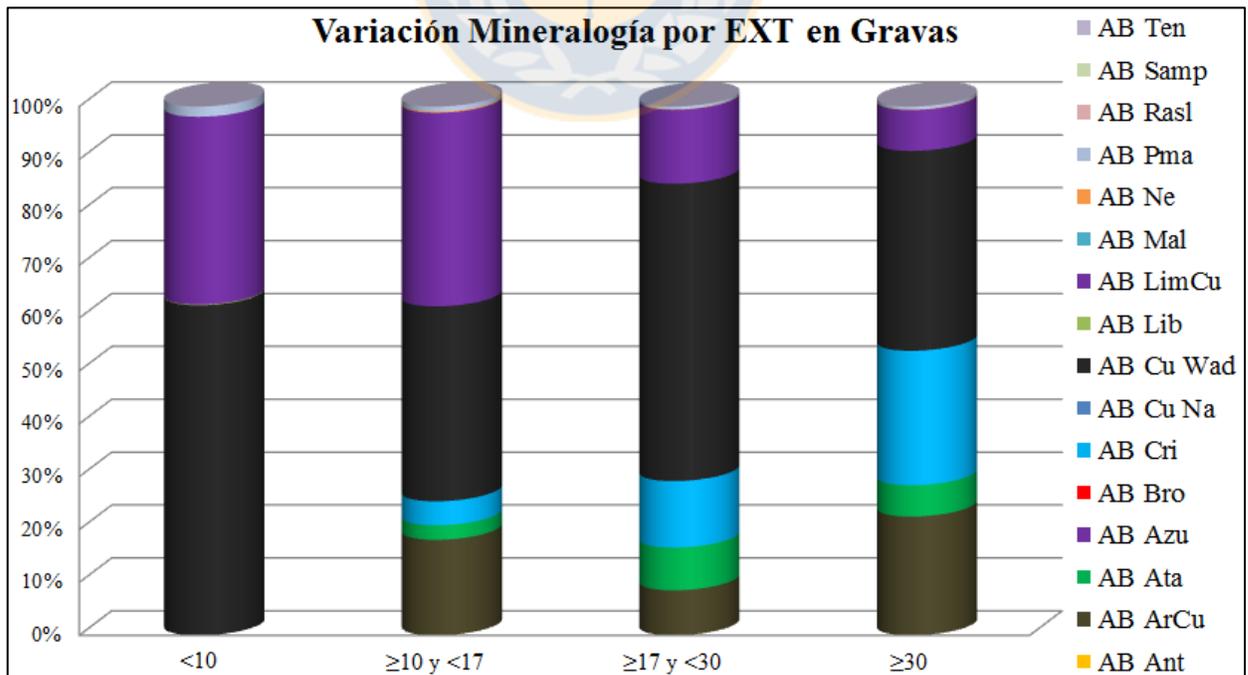


Figura 7.11 Variación de la mineralogía por clase de CONS, para gravas.

7.2. Pruebas ISO pH e ISO Férricas

Se analizaron los resultados preliminares de la Campaña RTN 2016, correspondientes a pruebas ISO pH e ISO Férricas, estas últimas realizadas a una concentración férrica de 9 g/l, el ión férrico actúa como agente oxidante, lo que permite la lixiviación de sulfuros de cobre (Ruiz, 2013), siendo la más soluble la calcosina (Rubio, 2010). En esta ocasión solo se considera la extracción de cobre, ya que para el consumo de ácido no se observan correlaciones de consideración.

En las pruebas de ISO pH existe una correlación entre la extracción de cobre y la razón soluble (Tabla 7.7), con un índice de correlación de 0,89 para la razón de solubilidad calculada por el laboratorio (SGS) y un 0,9 para la razón soluble obtenida del promedio de los soportes de sondajes para la muestra. La extracción promedio de los test shaker de los sondajes también tiene correlación con la extracción experimental obtenida (0,82).

Tabla 7.7 Principales correlaciones de Pearson para ISO pH.

	CuT (SGS)	CuS (SGS)	RSOL (SGS)	EXT ISO pH
RSOL (SGS)	0,37	0,65	1	0,89
EXT	0,29	0,52	0,83	0,82
RSOL	0,28	0,53	0,87	0,90
R SOF	0,55	0,78	0,84	0,71

Por otro lado, en la extracción de cobre en medio férrico, obtenido de las pruebas ISO Fe, se ven varias correlaciones de acuerdo al índice de Pearson (Tabla 7.8), tal y como la razón soluble era un buen predictor para las extracciones en medio ácido, la razón soluble en férrico (RSOF (CUSFER*100/CUT), dato obtenido del test shaker en medio férrico, el que forma parte de la batería de análisis químicos que se realizan en los soportes de mixtos y sulfuros del yacimiento) resulta ser una buena predictora de la extracción de cobre, con un R^2 de 0,87 (Figura 7.12).

Tabla 7.8 Principales correlaciones de Pearson para ISO Férricas.

	Rsol SGS	CUSFER	EXT	RSOF	R Sol	Bo	Cpy	Cc
EXT ISOFE	0,79	0,61	0,45	0,94	0,74	-0,48	-0,61	0,77

Otras correlaciones de significancia (Tabla 7.8) se dan con la mineralogía sulfurada, en donde la cantidad de calcosina es directamente proporcional a la extracción de cobre, y de manera inversa lo hacen las menas primarias bornita y calcopirita.

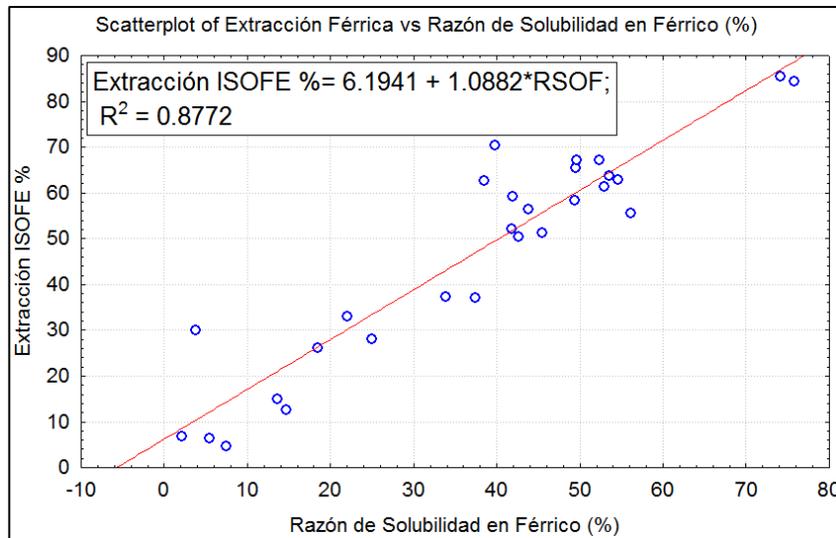


Figura 7.12 Regresión lineal entre RSOF y las extracciones de cobre en pruebas ISO Férricas.

Las extracciones en férrico por zona mineral (Figura 7.13) indican que la mayor es para los mixtos (MX), cuya mediana supera a la extracción de la UGM ARCU en los óxidos. Los sulfuros secundarios fuertes (SSF) alcanzan un 53%, mientras que los débiles (SSD) un 37%. La extracción de los sulfuros primarios (SP) es considerablemente más baja que el resto, si bien es más alta que la del medio ácido (1,5%), aún sigue siendo una mala extracción de cobre.

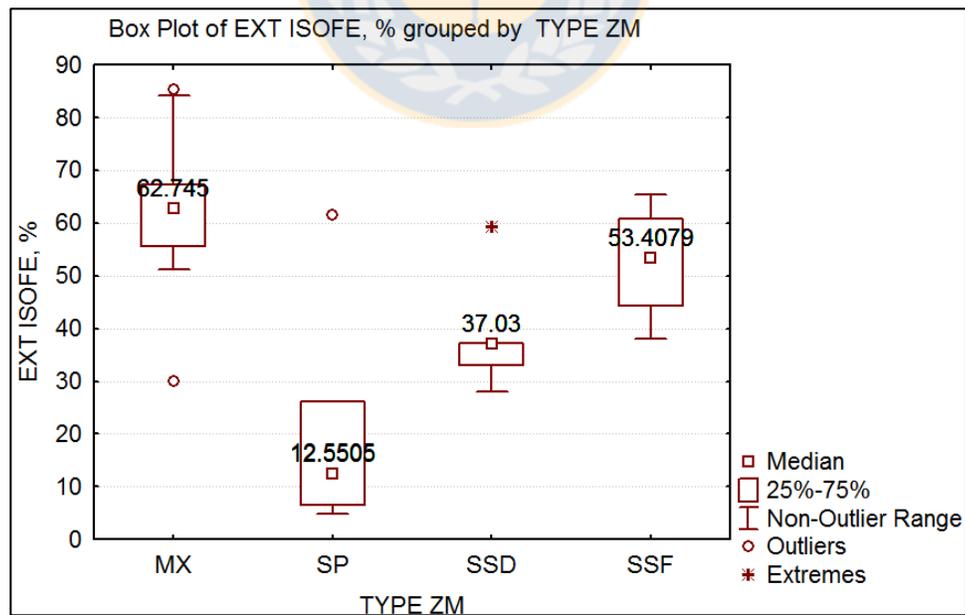


Figura 7.13 Gráfico de caja de extracción ISO Fe⁺³ por zona mineral.

Para las muestras de RT Norte, existe una población de muestras a las que se les realizó tanto el

test ISO pH e ISO Fe, estas muestras corresponden en su mayoría a mixtos y sulfuros de alta solubilidad (RTGMR 139 y 232), lo que se puede observar (Figura 7.14) es que en general la extracción en medio ácido se corresponde de buena manera para la razón de solubilidad, con excepción de los sulfuros de alta solubilidad, con las EXT más cercanas a las RSOL, y algunas muestras que tienen extracciones que se alejan mucho de la razón de solubilidad, como ocurre en las muestras RTGMR 201 y 140, lo curioso de estas muestras es el gran porcentaje de alteración QSP que presentan (60 y 24% respectivamente), lo que coincide con las tendencia observada en las pruebas shaker para la alteración QSP y la extracción de cobre. Por otro lado, la extracción de cobre en medio férrico se encuentra en general por sobre a las pruebas ISO pH, y es proporcional a la razón de solubilidad en férrico, con excepción de la muestra RTGMR-190, que tiene una anomalía de RSOF, la cual no se puede responder con la geología de la muestra, lo más probable es que se deba a errores en los análisis químicos.

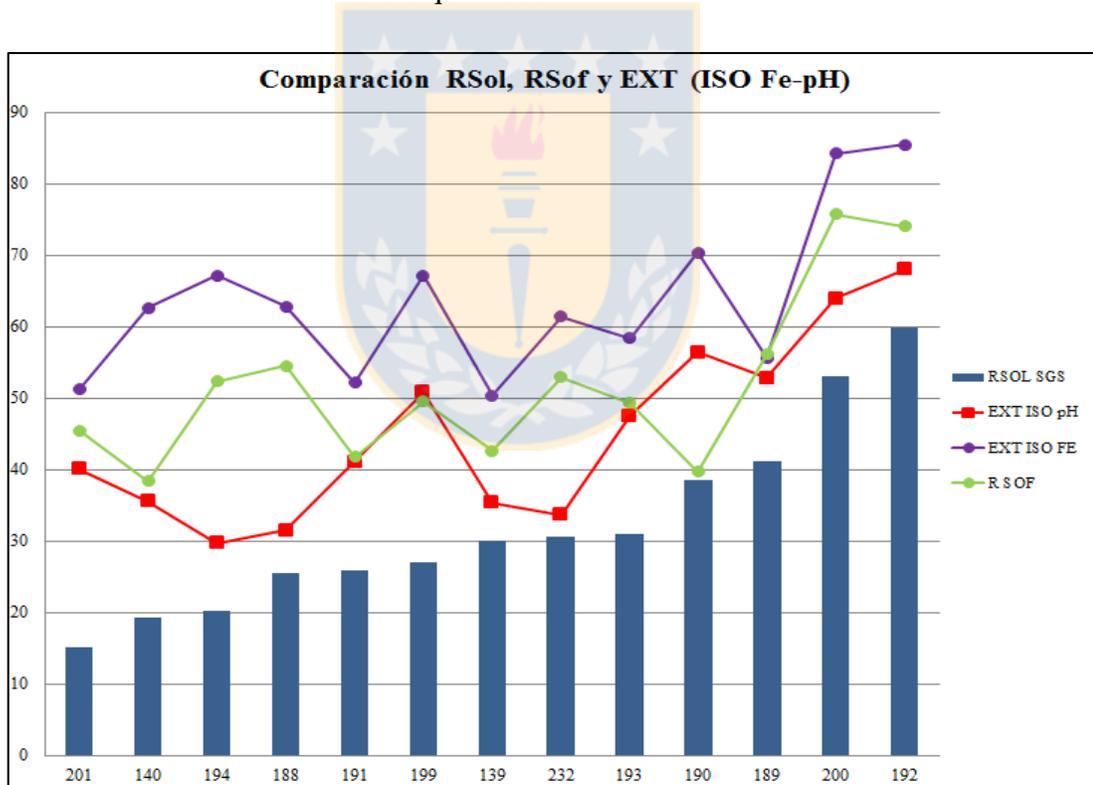
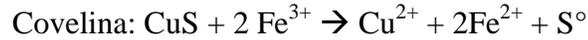
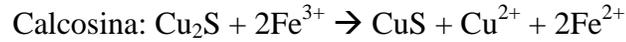


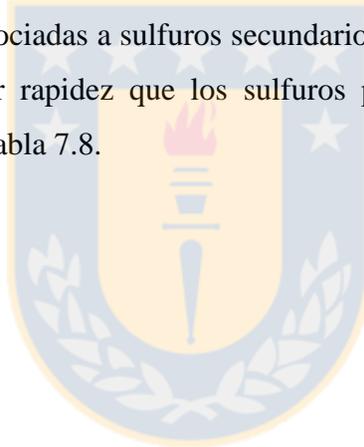
Figura 7.14 Resultados de ISO pH y Fe^{3+} para muestras de RTN, junto a valores de RSOL y RSOF. Las muestras tienen correlativo RTGMR – (numero en el gráfico).

Para comprender el rol que juegan las menas sulfuradas en la lixiviación con férrico es necesario comprender los fenómenos termodinámicos a los que se encuentran asociados. El diagrama de estabilidad del sistema Cu-Fe-S- H_2O (Figura 7.15), presenta las zonas de estabilidad de los

Las principales reacciones de disolución de sulfuros en medio férrico son las siguientes:



Estas reacciones no consumen ácido, sin embargo es necesario que ocurran en un medio ácido, ya que la solubilidad del sulfato férrico ($\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$) disminuye a valores cercanos a cero para pH superiores a 3 (Olivares, 2013). La reacción de disolución de calcopirita en calcosina tiene una cinética demasiado lenta para ser observable en laboratorio, mientras que las reacciones de disolución de los sulfuros secundarios, calcosina y covelina, son más rápidas y termodinámicamente favorables (Ruiz, 2013). Es por esto que las extracciones más altas en medio férrico se encuentran asociadas a sulfuros secundarios, ya que estos minerales son diluidos y liberan el cobre con mayor rapidez que los sulfuros primarios, explicando los índices de correlación observados en la Tabla 7.8.



8. GEOMETALURGIA DE FASES OXIDADAS EN RT

8.1. Generalidades

La caracterización geometalúrgica de las fases oxidadas se realizó de la misma forma que se hizo para los sulfuros, con la información de análisis químicos, mineralogías y alteraciones para todos los sondajes que intersectaran las fases de óxidos del PND 2016 (Figura 8.1), en el periodo comprendido entre los años 2017 al 2024.

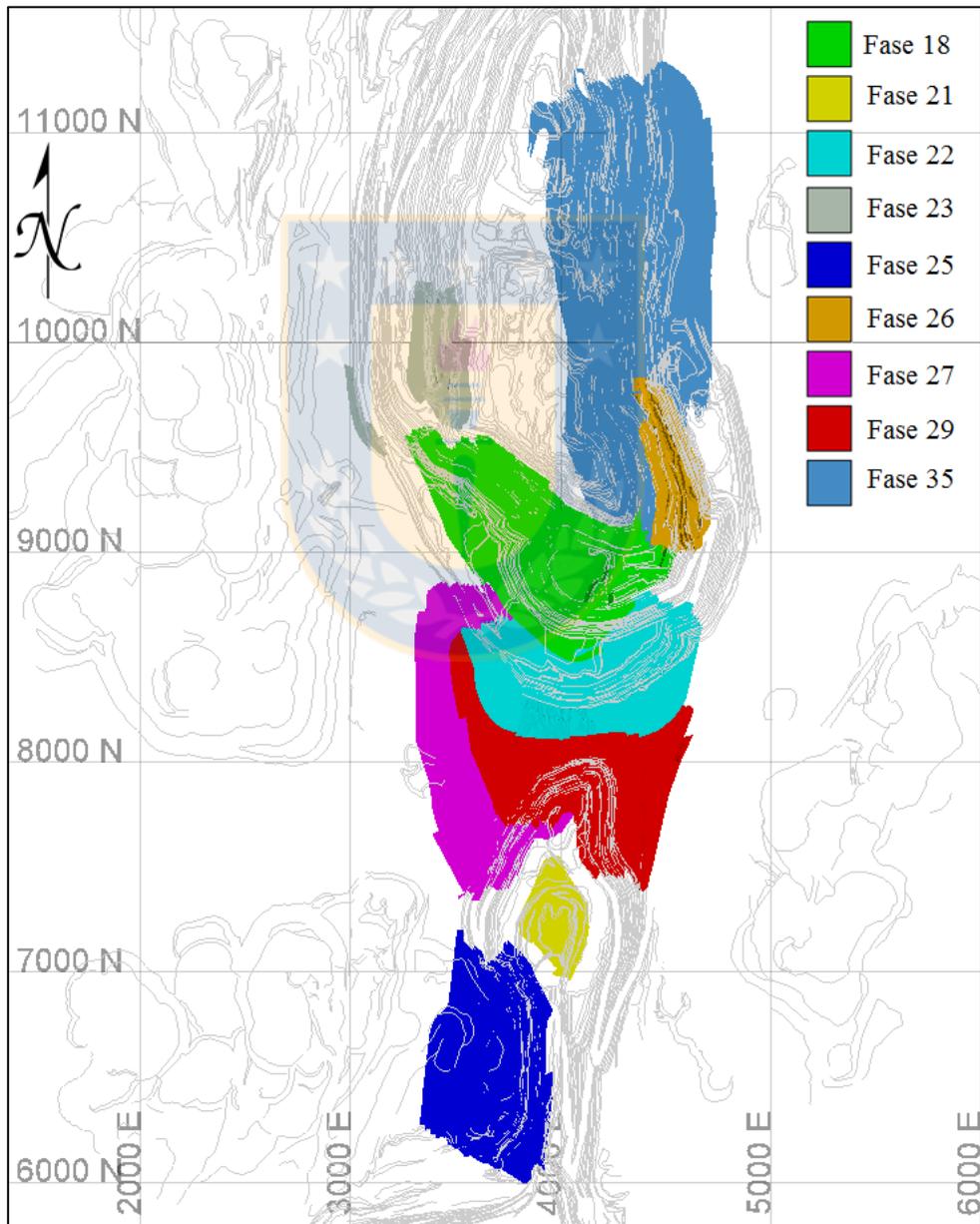


Figura 8.1 Fases Sulfuradas Yacimiento Radomiro Tomic. Coordenadas locales.

La base de datos utilizada para la caracterización geológica es similar a la utilizada para analizar los parámetros de influencia en los test shaker del Capítulo 7, es depurada de la misma manera, con la diferencia de que no se descartan los tramos sin extracción de cobre o sin mineralogía asociada a esta, y solo se utilizan los soportes que estén dentro de las fases oxidadas. Se consideran las leyes de corte de acuerdo al plan minero. Para el 2017, la ley de corte de los óxidos es de 0,2 CuT, mientras que desde el año 2018 hacia adelante, esta ley de corte disminuye a un 0,18 CuT. Por otro lado, la ley de corte de las gravas es de 0,1 CuT, que corresponde a la ley mínima de las gravas mineralizadas o exóticas de baja ley. Debido a estas consideraciones, algunos de los periodos de fases oxidadas incluidos en el PND quedan fuera del análisis de óxidos por no presentar sondajes que cumplan las condiciones requeridas de ley de cobre, entre estos se encuentran: el año 2018 de la Fase 25 solo presenta soportes de gravas exóticas sin datos de mapeo en mineralización, el año 2018 de la Fase 27 no tiene soportes con leyes superiores al 0,06% CuT. Después de la depuración de datos, se trabaja con 36.100 m correspondientes a 1.020 sondajes distintos, de los cuales 22.800 m cuenta con mineralogía oxidada y 23.360 m tienen mapeo de alteraciones.

8.2. Caracterización Geológica

8.2.1. CuT y Razón de Solubilidad

La estadística básica de la ley de cobre de las fases oxidadas está en la Tabla 8.1, se puede observar que la media difiere de la mediana para todas las fases, alcanzando un 0,4% de diferencia para la Fase 26, de la misma forma, las desviaciones estándar de esta variable superan el 1% para esta fase, probablemente ocasionado por los máximos alcanzados, que en ciertas fases superan el 10% CuT. Es por esta razón, que los histogramas de esta variable (Anexo Pág. 48 y 49) se construyen con ley máxima 2%, ya que los datos muestran una gran dispersión para las leyes más altas. Los histogramas son asimétricos hacia la derecha, con una concentración de valores en la parte izquierda de la gráfica, lo que sumado a las diferencias entre medias y mediana, confirma nuevamente su comportamiento lognormal. La Figura 8.2 permite diferenciar de mejor manera la distribución de esta variable en las fases oxidadas, destacan las fuertes diferencias observables entre ellas. Las Fases 23, 26 y 35 destacan por sobre el resto de las fases, por presentar medianas superiores al 0,5% de CuT y porque su último cuartil alcanza valores

cercanos al 2% de CuT. La fase con la menor ley corresponde a la 27, que junto a las Fases 21, 22, 25 y 29 presenta medianas inferiores al 0,4% CuT.

Tabla 8.1 Estadística básica de la ley de CuT (%) por fase oxidada.

Fase	N	Media	Mediana	Desv.Est.	Mínimo	Máximo
F18	1729	0,551	0,435	0,420	0,180	5,150
F21	238	0,477	0,370	0,283	0,200	2,100
F22	2039	0,472	0,352	0,433	0,180	7,528
F23	106	0,800	0,537	0,632	0,200	3,550
F25	1600	0,526	0,365	0,591	0,180	11,400
F26	364	1,009	0,592	1,190	0,200	11,471
F27	1850	0,414	0,320	0,308	0,180	3,651
F29	4212	0,513	0,370	0,445	0,180	5,611
F35	1472	0,880	0,503	1,091	0,180	10,100

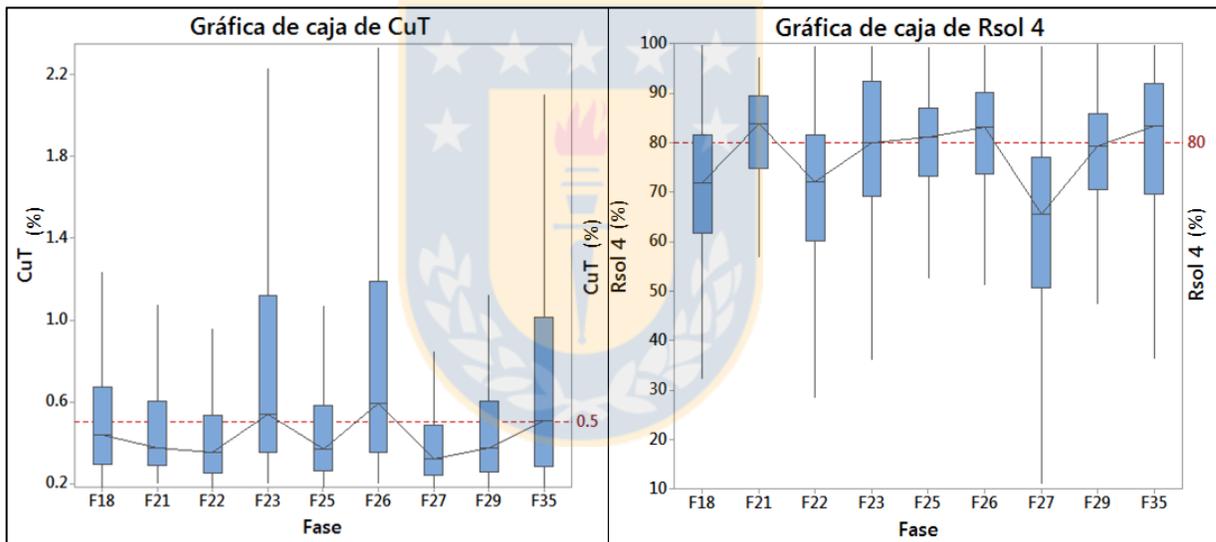


Figura 8.2 Gráficos de caja de ley CuT (izquierda) y razón de solubilidad (derecha) por fase oxidada.

La razón soluble también tiene fuertes diferencias entre las fases oxidadas (Figura 8.2), la fase menos soluble es la 27, con una mediana de 65% de solubilidad, tanto la Fase 18 como la 22 tienen una mediana de 72%. El resto de las fases tienen medianas que van desde el 80 al 84% de razón de solubilidad, esta última corresponde a la Fase 21.

8.2.2. Mineralogía

La variación de los porcentajes de mineralogía oxidada fue analizada para cada fase, incluyendo la evolución que éstas tienen a lo largo de los años (Anexo Pág. 50), se excluyen de este tipo de

análisis las Fases 21, 23 y 26, a las cuales solo les queda un año de explotación (2017). La Figura 8.3 ilustra las medias mineralógicas para las fases, las especies muestran una gran variación, pero para la mayoría la fase dominante es la atacamita.

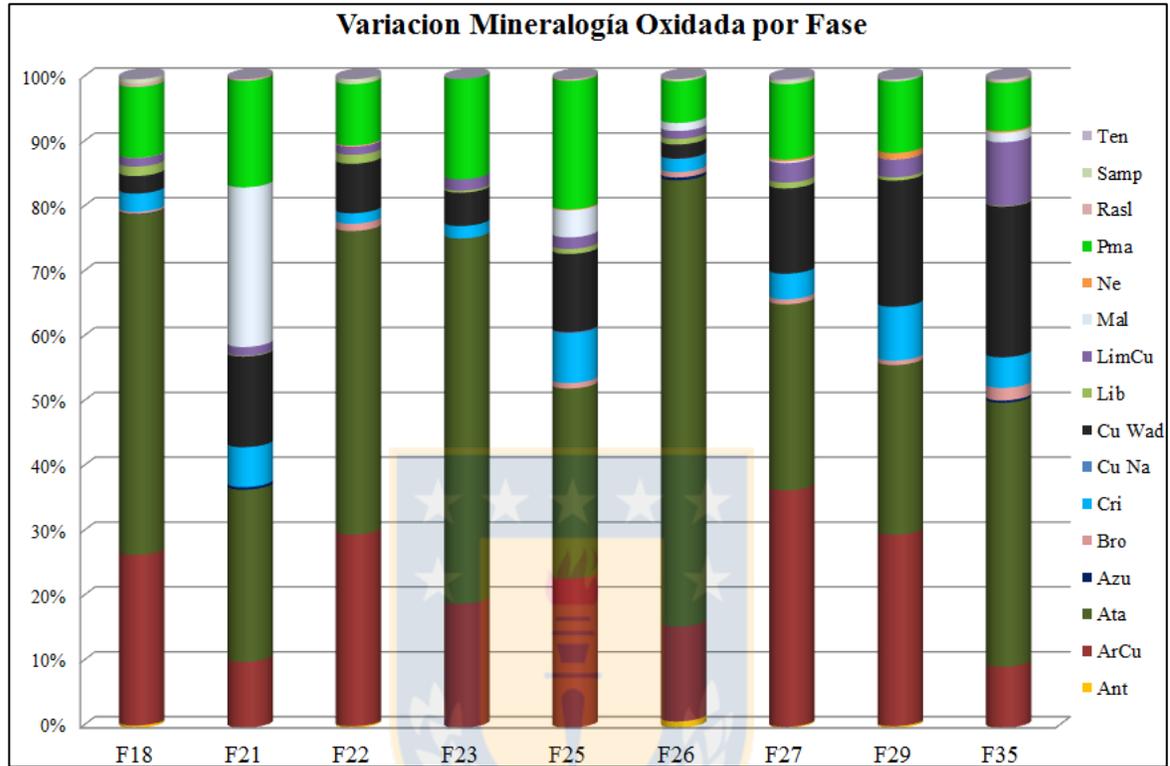


Figura 8.3 Mineralogía oxidada promedio para las fases de óxidos.

Fase 18: en esta fase, las especies dominantes corresponden a la atacamita (52%), las arcillas con cobre (26%) y la pseudomalaquita (11%), con cantidades subordinadas de crisocola y copper wad (2,8%). En el año 2017, la proporción de atacamita es menor (43%) y la de arcillas con cobre es mayor (33%). En los próximos dos años, éstos dos óxidos se mantienen en cantidades de 68 y 15% respectivamente. Durante los 3 años de explotación programados, la pseudomalaquita no varía su participación, mientras que la crisocola y el copper wad disminuyen hacia el 2019.

Fase 21: corresponde a la fase que tiene la mayor presencia de carbonatos, en forma de malaquita, la que alcanza valores cercanos (25%) a los de atacamita (27%). Destacan también las menas de pseudomalaquita (16%), copper wad (14%), arcillas con cobre (10%) y crisocola (6%).

Fase 22: tiene una mineralogía un tanto similar a la de la Fase 18, pero con mayor presencia de copper wad (8%). La atacamita (47%) y las arcillas con cobre (30%) siguen siendo la mena

predominante (47%), la pseudomalaquita tiene una media de un 9%. En los próximos dos años (2017-2018), estas proporciones se mantienen, mientras que en el 2019 se produce un descenso en el copper wad (3%) y las arcillas con cobre (25%), y un aumento de la atacamita (52%) y la pseudomalaquita (12%).

Fase 23: para esta fase, se mantiene la tendencia observada en las Fases 18 y 22, en donde la atacamita es la mena de mayor relevancia (56%), las arcillas con cobre tienen una disminución (19%), mientras que lo opuesto pasa con la pseudomalaquita (15%), el copper wad tiene una media de 5%.

Fase 25: tanto en esta fase, como en la 21, 27 y la 29, el control predominante de la atacamita se ve disminuido, con una abundancia relativa inferior al 30% (29%), la segunda mena más abundante son las arcillas con cobre (23%), la pseudomalaquita alcanza su mayor participación en esta fase (20%), otras especies que alcanzan valores importantes son el copper wad (12%), la crisocola (8%) y la malaquita (4%). Para el año 2019, esta fase tiene un gran aporte de copper wad (28%), sin embargo, para este periodo solo se cuenta con 3 soportes de sondaje, el 2020 tiene una distribución muy similar al global fase, mientras que en el 2021 las arcillas con cobre disminuyen (15%) y la malaquita aumenta, alcanzando una media de 16%.

Fase 26: la atacamita ejerce un fuerte control en esta fase (69%), las arcillas con cobre tienen un aporte de 15% y la pseudomalaquita de 6%. Tiene la menor abundancia relativa de copper wad, de entre todas las fases (2%). Esta configuración explica que sea la fase con mayor mediana de ley CuT.

Fase 27: junto con la 29, son las únicas fases en que la especie arcillas con cobre supera a la atacamita, pero en este caso, la diferencia es más grande y las arcillas con cobre alcanzan su máximo de 36% de abundancia, mientras que las atacamitas poseen un 29%. Otras especies de importancia son el copper wad (13%) y la pseudomalaquita (11%). Estas proporciones relativas, explican el hecho de que esta sea la fase con menor ley de CuT, ya que en general, esta especie presenta un muy variable contenido de cobre (20-50%). Desde el año 2019 al 2021, el copper wad tiene una tendencia a la baja, mientras que en el 2020, las arcillas con cobre alcanzan un 45% de la mineralogía, mientras que la atacamita disminuye a un 20%.

Fase 29: la atacamita tiene su media mínima en esta fase (26%), superada por las arcillas con

cobre (29%), el copper wad tiene una presencia importante también (19%), otras especies son la pseudomalaquita (11%) y la crisocola (8%). En el año 2017, la atacamita tiene solo una abundancia relativa de 14%, mientras que el copper wad tiene un 34% y las arcillas con cobre un 27%. La pseudomalaquita incrementa con el paso de los años, desde un 3% en el 2017, para el 2020 tiene un 25%, lo mismo, pero de manera más irregular, hace la atacamita, que en el último periodo tiene un 37%. La crisocola tiende a lo contrario, y disminuye con el paso de los años, desde un 15 a un 3%.

Fase 35: la abundancia de la atacamita es de un 41%, tiene la menor cantidad de arcillas con cobre entre las fases (9%), pero esta especie es superada por las limonitas con cobre (10%), siendo la única fase en que estas superan el 3%, el copper wad tiene su mayor abundancia aquí también (23%). Hay cantidades menores de pseudomalaquita (7%) y crisocola (5%). La evolución temporal muestra que el gran aporte de copper wad ocurre principalmente en el primer año de esta fase (2019), con un 44% de participación, ya en el 2020 solo es de un 6%, y de ahí en adelante no se presenta. Cabe destacar que en esta fase, los años 2021, 2022, 2023 y 2024, tienen 16, 25, 2 y 11 soportes de sondaje respectivamente, por lo que las conclusiones para estos años puede que no sean del todo fidedignas. Entre el 2019 y 2022, la tendencia es que hay una disminución de las limonitas con cobre y la pseudomalaquita, con un aumento progresivo de la atacamita, que alcanza un 76% en el 2022. En cambio, los años 2023 y 2024, tienen una importante presencia de carbonatos (malaquita por sobre azurita), que supera el 50% para el primer periodo.

Los mixtos de las fases oxidadas tienen mineralogías sulfuradas similares (Anexo Pág. 51) a las de las fases sulfuradas, con un importante dominio de la calcosina, sin embargo, los primeros tienen una abundancia relativa un poco mayor de pirita, superando el 30% en la Fase 29. Por otro lado, la mineralogía oxidada de los mixtos de cada fase, respeta las proporciones de mineralogía para las mismas.

Las gravas mineralizadas y exóticas (Anexo Pág. 52), por otro lado, presentan en general un predominio del copper wad (65%), se encuentran subordinadas a esta especie la atacamita (11%), la crisocola (8%), las limonitas con cobre (7%) y las arcillas con cobre (5%). Estas últimas varían entre las fases, pero el predominio de copper wad no se pierde.

8.2.3. Alteraciones y Dominios de Alteración

Las variaciones de las alteraciones de mapeo para las fases de óxidos del yacimiento están representadas en la Figura 8.4. A grandes rasgos, y al igual que en las fases sulfuradas, las variaciones en el potásico de fondo están principalmente compensados por la cuarzo-sericita penetrativa. También, las esmectitas son más abundantes que los caolines para estas fases y las fases marginales presentan contenidos más altos de clorítica marginal. A diferencia de lo que ocurría en las fases sulfuradas, las magnitudes de las alteraciones tempranas se invierten en las fases de óxidos, EDM tiene en general una participación inferior al 0,1%, la SGV es un poco más alta, pero aun así no supera la media de 0,4%, la SVCP es la única que tiene manifestaciones superiores al 1%, en las Fases 21 y 25. Las alteraciones de cada fase, así como también su variación temporal (Anexo Pág. 53) y sus dominios de alteración (Anexo Pág. 52 y 54).

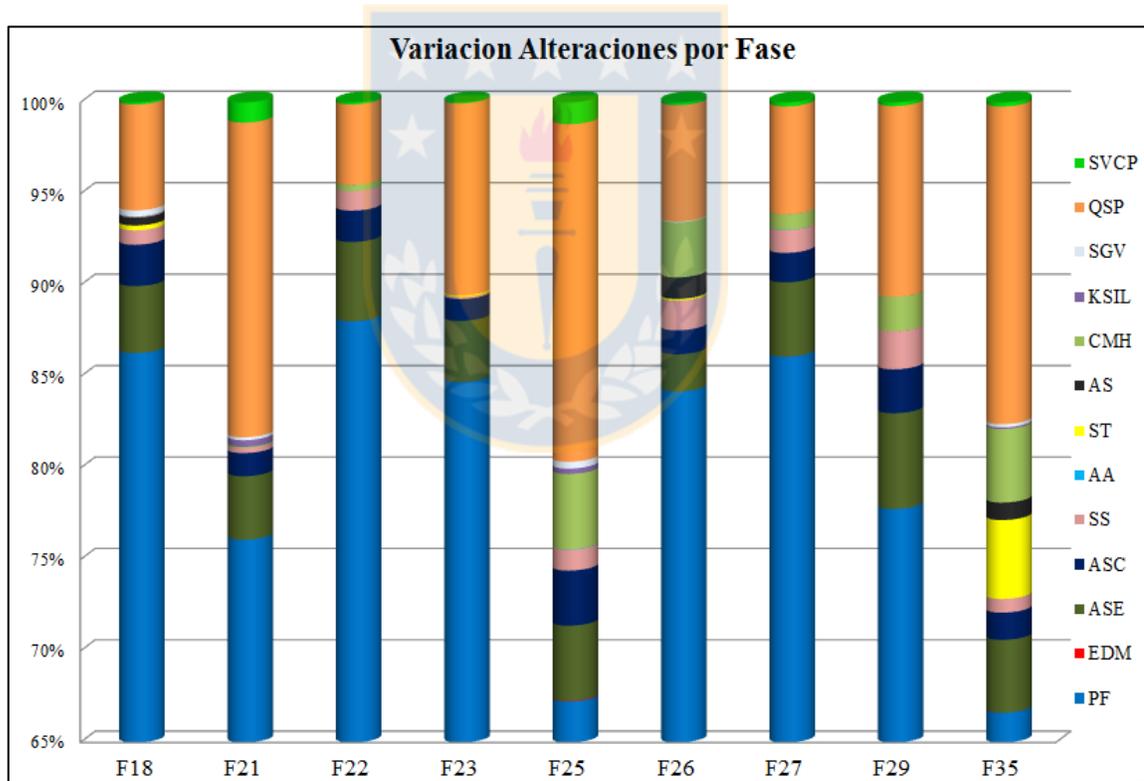


Figura 8.4 Alteraciones de mapeo promedio para las fases de óxidos. Escala Y modificada, todo por debajo del 65% corresponde a potásico de fondo.

Fase 18: tiene una media de 86% para el PF, las arcillas totales superan el 7% y tiene un 6% de QSP. La evolución temporal indica que esta fase tiende a disminuir su contenido de arcillas hacia el año 2019 (5%). La alteración dominante en el ambiente hipógeno es la tardimagmática (87%),

con cuarzo-sericítica (10%) y temprana intensa (3%) subordinada. Las arcillas hipógenas tienen valores similares a los de las fases oxidadas, en este caso el grupo inferior a 10% de arcillas corresponden al 83% de la población.

Fase 21: el PF tiene una media de 76%, las arcillas totales corresponden al 5% y el QSP alcanza uno de los valores más altos entre las fases (17%). Los dominios hipógenos indican que para esta fase, la alteración cuarzo-sericítica alcanza su mayor población en esta fase (31%), mientras que la tardimagmática tiene un 68% de presencia. El grupo de las arcillas supérgenas mantienen valores dentro del promedio general, con un 84% para AGR_LT_10.

Fase 22: destaca por presentar la mayor media relativa de PF (88%) y la menor presencia de QSP (4%), las arcillas totales superan el 7%. La tendencia de esta fase es de aumentar su contenido de PF hacia el año 2019, disminuyendo el QSP, las arcillas también disminuyen, de una media de 8,4% en el 2017 a 6,5% en el 2019. En los dominios de alteración hipógenos, esta fase tiene la mayor población de alteración tardimagmática (93%) y un 6% de cuarzo-sericítica. Con respecto a las fases anteriores, el grupo con arcillas inferiores a 10% tiene un leve aumento (86%).

Fase 23: la menor media en arcillas totales es encontrada en esta fase (4,6%), siendo la única fase con un promedio inferior al 5%. El PF alcanza el 85%, mientras que el otro 10% es de alteración QSP. No tiene dominio de alteración temprana intensa, un 86% de éstos corresponde a la tardimagmática, mientras que el resto es cuarzo-sericítica. Pese a tener la menor media de arcillas totales, tiene las mismas proporciones de dominios supérgenos que la Fase 21.

Fase 25: tiene la mayor proporción de QSP (18%) y consecuentemente la menor en PF (67%), las arcillas totales superan el 8%, la alteración clorítica tiene en esta fase, junto con la 35, valores superiores al 4%. La evolución en el tiempo muestra para el primer periodo arcillas sobre el 20%, sin embargo, como ya se mencionó, para el año 2019 existen pocos datos (n=4). Entre el año 2020 y 2021 ocurre una disminución en las arcillas y el QSP, compensado por un gran aumento en la clorítica marginal (10%). Consecuentemente la población del dominio propilítico es el más alto en esta fase (3%), el tardimagmático tiene un 61%, el QSP un 27% y el temprano intenso un 9%, cifra máxima alcanzada para esta última alteración. Pese a no tener la mayor media de arcillas (F29), los tramos con mapeos de arcilla superiores a 10% alcanzan su máximo aquí, con un 29% de la población.

Fase 26: presenta un 6% de arcillas totales y QSP, un 84% de PF y 3% de CMH. En los dominios de alteración de hipógena TM tiene un 84%, TI un 1%, QS un 13% y PROP un 2%. Los dominios de alteración supérgenos se diferencian del resto de las fases, ya que la Fase 26 tiene solo un 8% de soportes con arcillas superiores al 10%, el valor más bajo observado en una fase, ya sea de óxidos o sulfuros.

Fase 27: la media del PF es de un 86%, las arcillas totales tienen valores cercanos al 7%, mientras que el QSP tiene un 6%. La tendencia de esta fase entre el 2019 y el 2021 es muy clara: aumento de la alteración potásica de fondo, que llega hasta el 90%, y la disminución de arcillas y QSP. Las poblaciones de los dominios hipógenos corresponden a: TM: 89%, TI: 1%, QS: 9%, PROP: 1%. Los supérgenos tienen proporciones iguales a los de la Fase 26 (86% de AGR_LT_10).

Fase 29: tiene la mayor media de arcillas totales, cercana al 10%, el PF se manifiesta en un 78%, el QSP un 10% y la CMH un 2%. Esta fase tiende a disminuir su cantidad de CMH a medida que pasan los años, con un 0% para el periodo del 2020, las arcillas también disminuyen, en mayor medida las esmectitas, esto acompañado de un constante incremento del PF. En los dominios hipógenos se sigue con la tendencia de predominio del tardimagmático (80%), con cuarzo-sericítica subordinada (18%). Los supérgenos, en cambio, muestran que esta fase tiene la segunda población más alta de tramos de sondaje con mapeo de arcillas superior al 10% (25%).

Fase 35: tiene la menor media de PF (66,6%), las arcillas totales superan el 7% y el QSP promedia un 17%. De manera subordinada presenta un 4% de CMH y ST, esta última no pudo ser asignada a alguna de las alteraciones tempranas por la falta de un criterio de clasificación en menas oxidadas. Como ya se mencionó, los últimos años de esta fase tiene poca cantidad de datos, en el caso de las alteraciones corresponden a 3 y 18 soportes para los años 2023 y 2024 respectivamente. Las alteraciones varían mucho entre los años, y no existen tendencias claras en cuanto a su variación, pero tal y como ocurría en la Fase 29, el CMH solo está presente en los primeros dos años (2019-2020); el 2021 ocurre la sericita temprana alcanza una media de 10%. En los dominios de alteración se observa que en esta fase está la población más baja de alteración tardimagmática (60%), un 29% de cuarzo-sericítica, 9% de temprana intensa y un 2% de propilítica. Los dominios supérgenos respetan, en la parte oxidada de esta fase, las mismas proporciones que tenía la parte sulfurada, que corresponde a un 21% de tramos con arcillas mayores a 10%.

Las alteraciones de los mixtos (Anexo Pág. 54) tienen en general arcillas totales sobre el 6%, con un PF promedio de 78% y un QSP de 13%. Las fases presentan grandes diferencias entre sí, cabe destacar que las Fases 21, 23, 25 y 29 tienen una cantidad inferior a 15 datos. Se observa que las Fases 25, 26 y 29, el caolín supera en porcentaje a las esmectitas. Los porcentajes de SGV no son tan restringidos como en las alteraciones de los óxidos, pero el EDM aún tiene medias inferiores al 0,1%. Para el conjunto global, los dominios de alteración hipógenos tienen las siguientes cantidades: TM: 71%, Ti: 5%, QS: 23%, PROP: 1%, mientras que en los supérgenos los tramos con arcillas <10% tienen un 15% de presencia.

8.2.4. Unidades Geometalúrgicas

De la misma forma que en análisis de las unidades geometalúrgicas de los sulfuros, se contabilizaron los tipos de unidades geometalúrgicas de óxidos para cada una de las fases, obteniendo así los porcentajes relativos de cada UGM por cada fase (Figura 8.5). Para la confección de las unidades geometalúrgicas se deben sumar las especies minerales de acuerdo a lo indicado en la Tabla 3.8. Como era de esperar, el gráfico de las UGM (discreta) guarda también similitud con el de la mineralogía promedio de las fases (Figura 8.3). De esta forma se tiene que en las fases de mayor media de atacamita, la presencia de ATAC es mayor, como la Fase 26, que tiene un promedio de 69% de atacamita y un 77 de los soportes pertenece a la unidad ATAC. Algo similar ocurre con las unidades CRIS, MALAQ Y OXN.

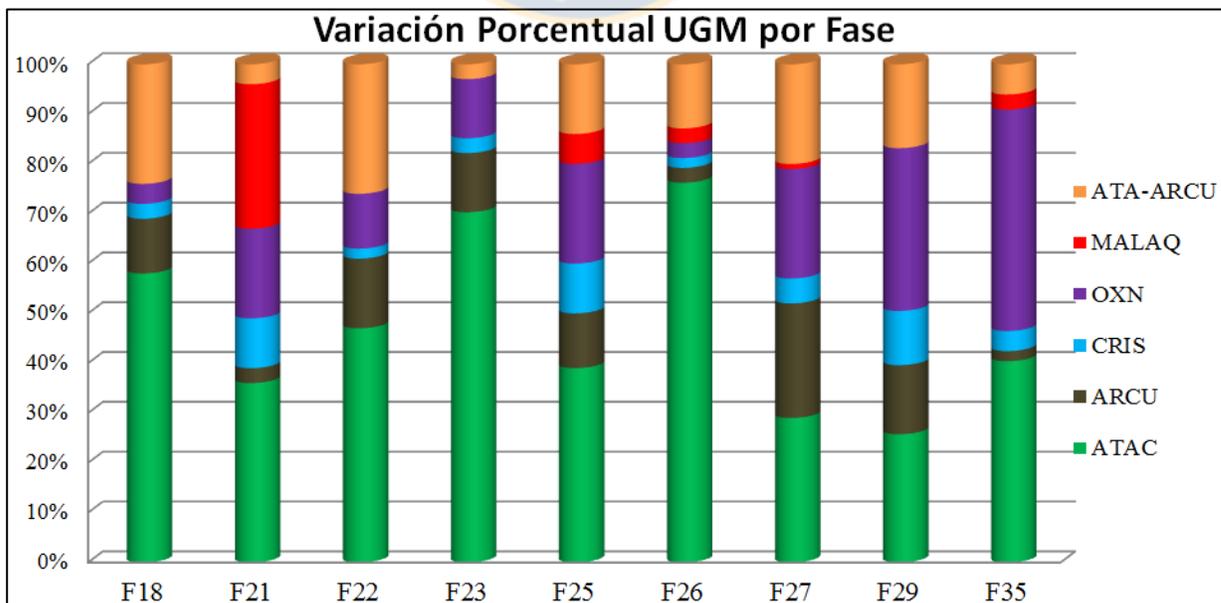


Figura 8.5 Cantidades porcentuales de las UGM de óxidos para las fases oxidadas.

De la figura se puede concluir: ATAC tiene su máximo en la Fase 26, además se encuentra por sobre el 50% en las Fases 18 y 23, mientras que los mínimos son alcanzados por las Fases 29 y 27, ambas por debajo del 30%. ARCU, por su parte tiene un máximo de 23% para la Fase 27, mientras que los mínimos corresponden a las Fases 35 (2%), 21 y 26 (3%), en el resto de las fases esta unidad varía de 11 a 14%. CRIS tiene un máximo de 11% en la Fase 29, valores similares se dan para las Fases 21 y 27, el resto de las fases tiene valores inferiores a un 5%. MALAQ adquiere una mayor relevancia en la Fase 21, donde un 29% de la población corresponde a esta unidad, tiene una participación menor en las Fases 25, 26, 21 y 35, en el resto de fases esta unidad no ocurre. OXN supera a ATAC en las Fases 29 y 35, donde alcanza valores de 44 y 33% respectivamente; mientras que los mínimos ocurren en las Fases 26 (3%) y 18 (4%). ATA-ARCU tiene valores altos para las Fases 22 (26%), 18 (24%) y 27 (20%), mientras que registra sus mínimos en la Fase 23 (3%) y 21 (4%).

8.3. Análisis de la respuesta metalúrgica

La metalurgia de las fases será evaluada para la zona mineral óxidos, de acuerdo a los datos de EXT y consumo de ácido bruto de los test shaker, y a diferencia de la caracterización geológica, la base de datos a utilizar será la ocupada para la evaluación de los test de lixiviación estándar, ya que los resultados de esta base de datos es más confiable, y no cuenta con datos de solubilidad sin extracción, como sí lo hace la anterior, los cambios más grandes se producen en las Fases 35 y 23, con un gran descenso en la solubilidad, además esta última queda solo con 3 soportes.

Las extracciones calculadas por fase oxidada muestran que el principal control de la extracción es la razón de solubilidad (Tabla 8.2), que por lo general se encuentra 1-2% por sobre la EXT. La Fase 26 destaca por su mayor extracción, las causas pueden estar asociadas a que tiene la media más alta de ATAC y la mayor población de la misma unidad, con la menor cantidad de arcillas que superan el 10%, la Fase 21 es la otra unidad que tiene extracción sobre el 80%, muy cercana a la de la Fase 26, esta EXT es explicada por su porcentaje de unidad MALAQ, que como se vio en el capítulo anterior, es la mejor unidad en lo que a extracción de cobre se refiere. En el otro extremo, la peor EXT es la de la Fase 23, pero esto es debido a los pocos soportes con este parámetro que hay, y los existentes pertenecen a la unidad OXN, le sigue en baja eficiencia la Fase 27, que tiene la mayor cantidad de unidad ARCU y una población considerable de ATA-ARCU, las unidades geometalúrgicas con menores extracción. En general se observa que las

fases que tienen abundancia de la unidad ARCU tienen mala extracción, con excepción de la Fase 35, que en vez de tener ARCU tiene un alto porcentaje de OXN, la tercer peor unidad geometalúrgica en extracción de cobre.

Tabla 8.2 Resultados de EXT, CONS y principales factores geológicos por fase.

Fase	Medianas			Medias en base mineral (%)					Porcentaje de Población (%)								
	EXT (%)	CONS (kg/Ton)	RSOL (%)	Vol	ATAC	ARCU	CRIS	OXN	ATAC	ARCU	CRIS	OXN	MALAQ	ATA-ARC	TM	QS	ARG>10
18	69.3	20.0	71.3	0.79	0.51	0.23	0.02	0.04	58	11	3	4	0	24	87	10	17
21	82.1	17.0	84.2	0.66	0.32	0.06	0.05	0.14	36	3	10	18	29	4	68	31	16
22	70.9	16.0	72.0	0.74	0.40	0.25	0.02	0.08	47	14	2	11	0	26	93	6	14
23	49.4	29.0	49.4	0.76	0.29	0.09	0.06	0.32	0	0	0	100	0	0	67	33	33
25	78.8	15.0	81.5	0.74	0.37	0.19	0.06	0.10	39	11	10	20	6	14	61	27	30
26	82.5	23.9	84.0	1.27	0.96	0.15	0.05	0.05	80	1	1	1	3	14	84	13	5
27	61.5	15.3	64.8	0.75	0.27	0.30	0.04	0.15	29	23	5	22	1	20	89	9	14
29	77.3	17.0	79.1	1.03	0.35	0.32	0.12	0.25	26	14	11	33	0	17	80	18	25
35	69.6	19.0	70.3	1.22	0.59	0.08	0.09	0.44	32	1	6	52	4	5	72	23	28

Para los consumos de ácido bruto, la Fase 23 tiene los mayores consumos de ácido, con una media de 29 kg/Ton, pero como ya se mencionó, este no es un dato fiable, debido a lo pequeña de la población en la fase. La Fase 26 también tiene un alto consumo de ácido, lo que probablemente se deba al alto volumen de óxidos y de atacamita que tiene, los más altos entre todas las fases. La Fase 18 sigue a la 26 en consumo, causado también por la alta media de ATAC que presenta, si bien la Fase 35 tiene un mayor volumen de óxidos y ATAC, su consumo es levemente inferior por el volumen de OXN que tiene, el más alto de las fases. Debido a la alta cantidad de unidades geometalúrgicas de alto consumo que posee la Fase 21, además de un alta presencia del dominio cuarzo-sericítico, lo lógico era esperar un alto consumo de esta fase, pero sin embargo su consumo no se destaca de entre las demás fases de bajo consumo, la causa de esta anomalía es que la fase promedia el menor porcentaje en volumen de óxidos. El resto de las fases de bajo consumo, tienen cantidades importantes y variables de las unidades geometalúrgicas de bajo consumo (ARCU, ATA-ARCU y OXN).

Si bien estos datos no representan en su totalidad a los datos obtenidos de la caracterización geológica, se puede calcular la extracción de las fases de acuerdo a la mediana de la razón soluble

que presenten (Tabla 8.3). La estimación se realiza a partir de la ecuación de la recta obtenida de la regresión lineal entre estas variables en los test de lixiviación estándar (Figura 7.1), la ecuación corresponde a: $EXT = -3,3697 + [1,0165 * RSOL]$. Los principales cambios ocurren para las Fases 23 y 35, que alcanzan buenas extracciones de cobre.

Tabla 8.3 Extracción de cobre calculada para fases oxidadas.

Fase	Razón Soluble Sondajes (%)	Extracción de cobre calculada (%)
F18	72,02	69,84
F21	83,99	82,01
F22	72,16	69,98
F23	80,03	77,98
F25	81,13	79,10
F26	83,33	81,34
F27	65,62	63,34
F29	79,49	77,43
F35	83,58	81,59

Al igual que cómo se realizó en los sulfuros, se analiza la variabilidad de la extracción de cobre, en este caso, mediante la observación de secciones del modelo de unidades geometalúrgicas, con las clases de extracción definidas con anterioridad. La sección 9.250 N (Figura 8.6) muestra el control que tiene la unidad ATAC para la Fase 18, y se aprecia que las mayores extracciones de cobre ocurren en las zonas con predominancia de esta unidad, sin embargo, cuando ocurren transiciones a otras unidades, la extracción tiende a disminuir, como ocurre en los sondajes RTDD 5328A y RTDD 5146. En general estos sondajes presentan extracciones de cobre entre el 60 y 80%, sin embargo cuando intersectan a las unidades de ARCU y ATA-ARC, estos bajan su EXT, a rangos de entre un 20 y 60%. Lo mismo ocurre hacia el este, con los sondajes RTDD9273 y RTDD5144, que intersectan a esta fase en una zona de ARCU y ATA-ARC, y en general presentan extracciones inferiores a 60% en estos sectores.

El perfil en los 8.700 N (Figura 8.7) muestra las extracciones y unidades geometalúrgicas en la Fase 27, la fase de menor extracción de cobre. Se observa que en general las extracciones de cobre son bajas, con zonas inferiores al 20% en EXT, también se puede ver que el control de la ATAC es compartido con ATA-ARC, con menores cantidades de OXN y ARCU. El sondaje RTDD9223 tiene en general bajas extracciones y no tiene un gran control de las unidades, pero por otro lado, el sondaje RTDD9220 tiene bajas EXT en ATA-ARC y más bajas aún en ARCU,

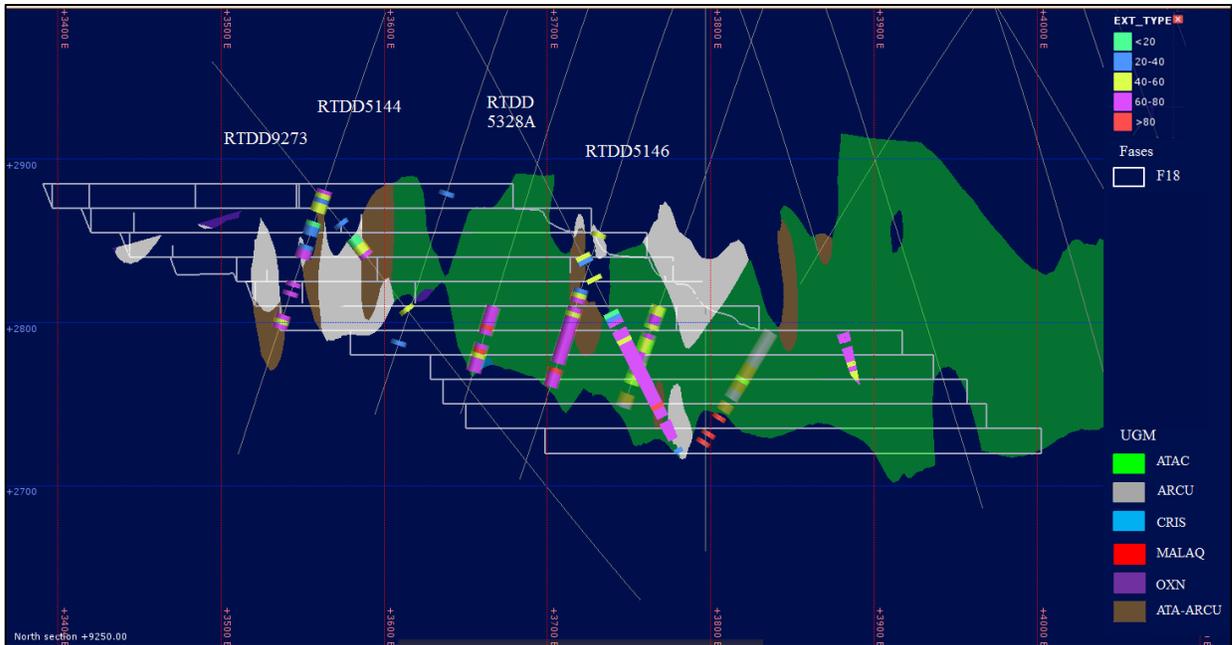


Figura 8.6 Perfil sección 9.250N para sólidos UGM óxidos. Vista hacia el norte.

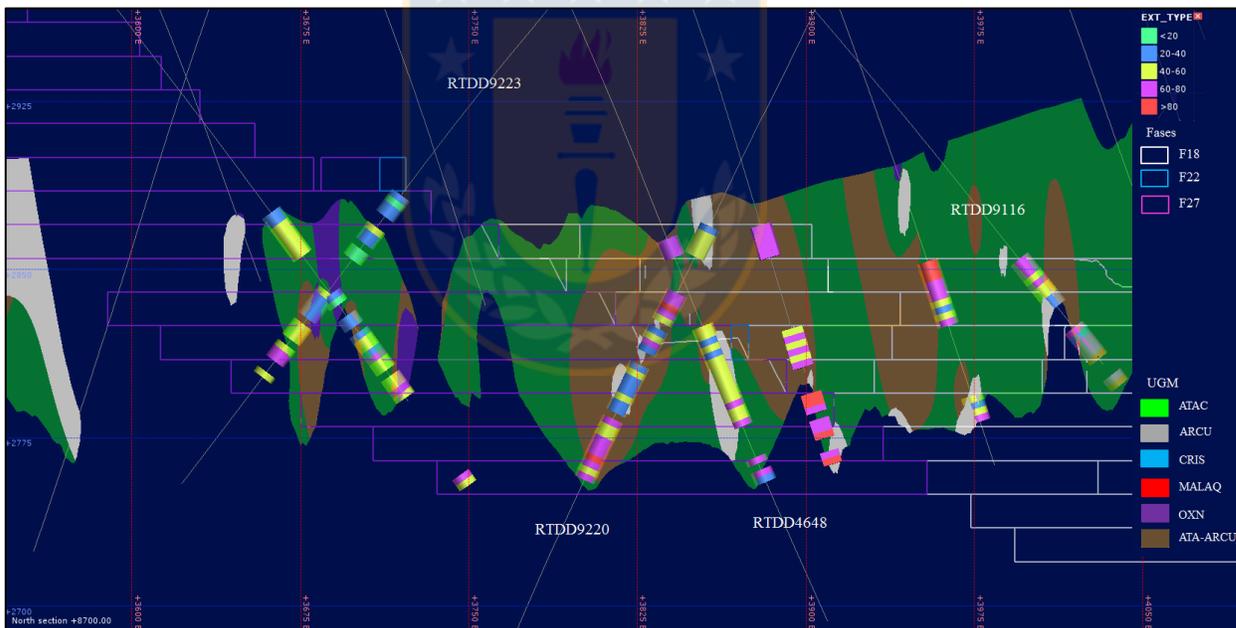


Figura 8.7 Perfil sección 8.700N para sólidos UGM óxidos. Vista hacia el norte.

las que aumentan hacia el contacto con zonas ATAC, lo mismo ocurre para los sondajes RTDD4648 y RTDD9116, el primero tiene buenas extracciones hacia los extremos del sólido de la unidad ATAC, sin embargo éstas disminuyen en la zona que el sondaje intersecta una zona ARCU, el segundo tiene el mismo comportamiento cuando el sondaje atraviesa los sólidos ATA-ARCU y ARCU.

9. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

9.1. Recuperación de Cobre

El estándar de recuperación Radomiro Tomic en el proceso de flotación, ha demostrado tener mejores resultados que el estándar Chuquicamata, en general el estándar RT está alrededor de 6 puntos de recuperación por encima del CH. Uno de los principales factores que se ha identificado que juega un rol en esto es el tamaño de partícula de alimentación al proceso (RT: 212 μm y CH: 300 μm), ya que el estándar RT, al tener un tamaño de partícula más fino, permite una mejor liberación de las menas, promediando alrededor de un 10% más de liberación de sulfuros de cobre. Las unidades geometalúrgicas de sulfuros evidencian cómo la molienda afecta la liberación de sulfuros de cobre de acuerdo a las alteraciones, para el estándar CH, las mejores liberaciones ocurren para las unidades asociadas al QSP (75%), mientras que las EDM y el PF liberan sobre el 70%, con peores liberaciones para las asociadas a arcillas, SVCP y SGV, mientras que en RT casi todas las unidades liberan en promedio en el rango 77-81%, con excepción de EDM, que libera un 74% en promedio. La interpretación de estos resultados es que en CH la molienda no permite la completa liberación de las alteraciones como SVCP y SGV, y las más altas liberaciones se asocian a la QSP, que a esta granulometría libera mejor en relación a las otras alteraciones, esto ocurre ya que la alteración QSP produce un cambio en la textura original de la roca, disminuyendo su competencia. Sin embargo al aumentar el grado de molienda (RT), las diferencias entre la liberación de las unidades disminuyen, con excepción de la alteración EDM, que no aumenta en mucho su liberación al cambiar la granulometría de alimentación a la flotación, debido a que es la alteración más refractaria, al presentar vetillas finas, con sutura de cuarzo, además la mayor cantidad de mineralización se encuentra concentrada en la vetilla y no en el halo.

Los tamaños de grano del estándar RT mostraron datos congruentes, en donde el aumento del tamaño de mena aumenta la recuperación y el grado de liberación, con excepción de la bornita, cuyo tamaño de grano parece presentar una independencia de ambos procesos. El aumento del tamaño de grano en las arcillas mostró tener efectos nocivos para la recuperación de cobre y la liberación de sulfuros de cobre. El efecto del tamaño de partícula en el proceso de flotación ha sido revisado por varios autores, Wyslouzil y otros (2009) indican que la eficiencia del proceso

de flotación se ve impactada negativamente cuando se opera en los extremos, es decir, con partículas finas ($<10 \mu\text{m}$) o partículas gruesas ($> 250 \mu\text{m}$), lo mismo fue indicado por Bulatovic (2007), que en un estudio realizado en plantas concentradoras chilenas (Figura 9.1) concluye que la mayoría de la pérdida de cobre en plantas de concentración se encuentra distribuido en las fracciones gruesas ($> 200 \mu\text{m}$) y las finas ($< 20 \mu\text{m}$).

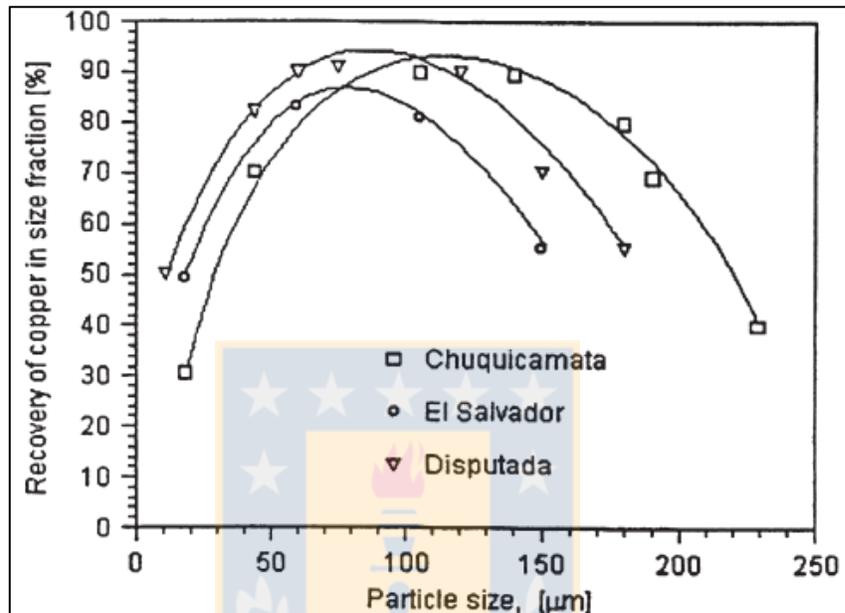


Figura 9.1 Recuperación de cobre en fracciones de tamaños en diferentes concentradoras. Tomado de Bulatovic (2007).

Dentro de las variables que demostraron ser nocivas para el proceso de flotación, destaca la razón de solubilidad, ya que en ambos estándares, las zonas minerales de sulfuros de alta solubilidad promedian recuperaciones mucho más bajas que el resto, con diferencias que superan los 5 puntos de recuperación. La mineralogía tuvo pequeñas tendencias con la recuperación, en donde esta aumentaba junto con la calcopirita y piritita, relación que se invertía con la bornita y calcosina, razón por la cual las zonas Cpy-Py y Py-Cpy resultaron como mejores al proceso en ambos estándares. Las alteraciones y unidades geometalúrgicas que mostraron aumentar la recuperación de cobre son QSP y SVCP, mientras que las arcillas disminuyen la eficiencia del proceso. Sin embargo el estudio de las especies NIR muestran que el efecto de las clases de arcillas es en general menor en el estándar RT, inclusive este último no parece ser afectado por las muscovitas y sericitas, especie muy abundante en el yacimiento. Se ha demostrado que los dominios de alteración hipógenos, al agrupar todas las alteraciones asociadas a la etapa

tardimagmática e hidrotermal temprana dentro del temprano intenso, enmascara las diferentes respuestas que tienen estas alteraciones al proceso de flotación, ya que para ambos estándares QSP tiene la mejor recuperación en promedio. Las unidades geometalúrgicas, por otro lado, al no agrupar las alteraciones tempranas, demuestra tendencias claras para ambos estándares, en donde SVCP tiene la mejor recuperación de las unidades, queda claro también el efecto nocivo de las arcillas y las tendencias de baja recuperación para las UGM EDM, SGV2 y en RT SVCP2.

El uso de sulfhidrato de sodio (NaSH) como reactivo de flotación en el estándar RT elevó la recuperación de la mayoría de las zonas minerales, de acuerdo a la razón soluble de estas, en donde se encontró una relación lineal entre la RSOL y el delta de recuperación (diferencia entre la recuperación RT estándar y la optimizada con NaSH). La recuperación de los óxidos promedio un 73%, mientras que los mixtos alcanzaron un 82%. Debido a los efectos favorables observados con el uso de este aditivo, se recomienda evaluar la optimización del estándar CH con NaSH.

Los clústeres generados para ambos estándares, muestran una gran diferencia entre las variables que los componen para el estándar CH, mientras que los del estándar RT son proporcionales entre sí, disminuyendo o aumentando las variables claves en el proceso. Este es el argumento final que indica que el estándar de flotación RT es mucho mejor que el CH, ya que no solo tiene un aumento crítico en la recuperación de cobre, sino que también merma el efecto nocivo producido por las arcillas, aumenta la liberación de sulfuros de cobre y en general se puede tener un mucho mejor control de las variables que lo afectan.

Es importante recalcar que la recuperación de cobre es la conjugación de una variedad de factores, como las liberaciones de cobre, alteraciones, mineralogías, razones solubles, de tal manera que los resultados no pueden ser analizados por una sola variable sino una integración de ellas.

Con respecto a las arcillas, los análisis en espectroscopia NIR muestran diferencias en las cantidades de arcillas provenientes de datos de mapeo, la principal corresponde a una sobreestimación de la especie esmectita. La más probable causa de esto es la capacidad de intercambio catiónico de estas arcillas, ya que al absorber moléculas de agua durante la etapa de lavado del testigo, estas aumentan su volumen aparente (Fotografía 9.1), por lo que en el mapeo geológico de sondajes, parecieran tener un volumen mucho mayor al que en realidad poseen. La

sobreestimación de un factor tan relevante como lo son las arcillas puede llevar a sesgos y conclusiones erróneas, y es por esto que se recomienda poblar la base de datos de sondajes geológicos con datos de arcillas NIR, mediciones que en la actualidad solo se realizan a los pozos de tronadura y a sondajes en específico.



Fotografía 9.1 Esmectitas en muestra de mano de la Fase 21. Destacan las zonas delimitadas por línea discontinua, que no fueron mojadas y tienen volúmenes considerablemente inferiores de arcillas.

Se recomienda también, probar el estándar RT en alguna de las plantas concentradoras de Chuquicamata, para evaluar su factibilidad a gran escala.

9.2. Durezas

Transversalmente, los índices de dureza, ya sean de molienda convencional o semiautógena se ven controlados por cuatro alteraciones principales: PF, EDM, QSP y AST. Las dos primeras se encuentran asociadas a las rocas de mayor dureza, mientras que las arcillas y el QSP tienen mayor presencia en las rocas más blandas, esta última alteración caracterizada por destruir la textura original de la roca. El Work Index es la variable que tiene las tendencias menos evidentes, la explicación a esto se ha asignado a la poca variabilidad que tiene este índice, que varía en tan solo 5 puntos para todo el universo de pruebas realizadas.

De entre los índices de dureza SAG, el que tiene una mayor claridad es el Starkey, donde los controles ejercidos por las alteraciones se reflejaron en la mineralogía a la cual éstas están

asociadas, ya que las rocas más blandas tienen una mayor cantidad relativa de pirita y sulfuros secundarios, mientras que las más duras tienen altas cantidades de bornita. Es importante destacar que si bien esta tendencia fue detectada, de ninguna manera implica que la dureza de la roca está dada por la mineralogía de mena, si no que sirve de trazador, ya que la abundancia relativa de mineralogías de mena indica la predominancia de ciertos tipos de procesos. La bornita está asociada a eventos de alteración tardímagmáticos, como lo son el potásico de fondo y las vetillas EDM, mientras que la pirita y los sulfuros secundarios predominan en los eventos tardíos de alteración. Las unidades geometalúrgicas resultaron ser buenas predictores de las durezas para molienda SAG, en donde para el Starkey y el SMC destacan las EDM con las medias más duras, mientras que las QSP y AS presentan durezas más blandas. De la misma forma, los dominios de alteración hipógena muestran para los tres estándares a la alteración temprana intensa como la más dura (Anexo Pág. 19, 24 y 27), pero es importante destacar que es principalmente conferida por la alteración EDM. La agrupación de esta variable con las otras alteraciones tempranas disfraza la dureza del grupo en general, esto queda ejemplificado muy bien en el índice Starkey, en donde el temprano intenso tiene una media de 52 min, pero sin embargo, las EDM tienen 60 min, las SGV 52 min y las SVCP 45 min.

Los resultados obtenidos para las durezas coinciden con los análisis del grado de liberación, en donde la menor liberación fue concedida a las unidades geometalúrgicas de alteración EDM, lo que es lógico, ya que los análisis de las pruebas de dureza concluyen que ésta corresponde a la alteración más refractaria.

9.3. Sedimentación y Reología

El primer control de la sedimentación y la reología es el tipo de espesador utilizado. Como es lógico de esperar, los espesadores High Cap superaron con creces a los convencionales, para el ámbito de las sedimentaciones y áreas unitarias con floculante, el mejor es el estándar RT, mientras que en los resultados reológicos, en estándar CH tiene valores más bajos que el RT. Dentro de los espesadores convencionales, los controles principales resultaron ser la dosificación de floculante y la concentración de sólidos iniciales, los últimos afectaron de manera negativa en las velocidades de sedimentación con y sin floculante y a los Yield Stress Unshear y Full Shear. El aumento de la dosificación de floculante demostró mejorar considerablemente el comportamiento de las pulpas, en las velocidades y áreas unitarias, el uso de 4 g/Ton aumento

considerablemente la velocidad de sedimentación, de 0,1 a 0,6 (mm/s), lo mismo ocurre en el área unitaria, con una disminución promedio de 6,3 a 2,4 (m²h/Ton), mientras que en el Yield Stress Full Shear, el cambio se produce desde el aumento a 2g/Ton. Actualmente en los espesadores convencionales de la División Chuquicamata se utiliza una dosificación de 1g/Ton, por lo que se recomienda aumentar la dosificación del floculante, para mejorar la efectividad del proceso.

La alteración potásica de fondo mostró tendencias positivas con las velocidades de sedimentación de los tres estándares de espesamiento, las mismas tendencias pero de magnitud inversa fueron detectadas para el QSP y las arcillas totales. Lo que es coherente, ya que como es bien sabido, las arcillas tienen una muy baja velocidad de sedimentación, lo que disminuye la capacidad de tratamiento (Moscoso, 2015).

El único filosilicato (medido por NIR) que tuvo un efecto nocivo evidente y transversal en los valores de velocidad de sedimentación y área unitaria de los espesadores convencionales fue la muscovita, tendencia que también fue detectada para los espesadores High Cap, sin embargo el efecto se disminuye en las sedimentaciones y áreas unitarias con floculante.

No se encontraron relaciones importantes entre la geología y los valores de reología, la única, es una leve tendencia del caolín a aumentar el Yield Stress Full Shear. Como ya se dijo, los principales controles de las variables reológicas son la dosificación y los sólidos iniciales. El porcentaje de sólidos iniciales afecta a este parámetro, ya que al aumentar el porcentaje de sólidos, aumenta la probabilidad de interacción entre partículas promoviendo la formación de agregados más complejos (Ndlovu y Forbes, 2014).

9.4. Extracción de Cobre y Consumo de Ácido

En los test de lixiviación estándar, la zona mineral con mejor recuperación corresponde a los óxidos, luego las gravas, mixtos, sulfuros secundarios y finalmente los sulfuros primarios. El principal control en la extracción de cobre es la razón de solubilidad, esto ocurre en todas las zonas minerales, con excepción de los sulfuros primarios.

Si bien la extracción de cobre no presenta correlaciones lineales con los totales óxidos, mineralogías o alteraciones, se observan tendencias a destacar, los totales óxidos aumentan junto

con la EXT para las clases superiores al 40%, mineralógicamente, la atacamita y crisocola están asociadas a mayores extracciones, mientras que las arcillas con cobre lo están para extracciones más bajas. En las alteraciones, las tendencias son observadas para extracciones mayores a 20%, estas son que las arcillas son nocivas para la lixiviación, mientras que el QSP parece aumentar la EXT. El efecto producido por las arcillas en el proceso de lixiviación es bien sabido, ya que su fina granulometría puede restringir la percolación de la solución lixivante a través de la pila y, en consecuencia, disminuir la recuperación (Moscoso, 2015). El hecho de que la alteración QSP mejore la extracción de cobre se debe a que, como se ha visto en los capítulos de dureza, es una alteración asociada a una baja competencia de la misma, por lo que es más propensa a albergar y liberar con mayor facilidad a los óxidos, que ocurren principalmente en fracturas en el yacimiento, los dominios de alteración también reflejan el efecto de esta alteración.

Los consumos de ácido bruto responden a las variables geológicas de una mejor manera que los consumos netos, razón por la cual estos últimos no fueron considerados en el análisis estadístico. El CONS es mayor en la zona de gravas que en la de óxidos, y se observa una tendencia generalizada en las zonas minerales del aumento de esta variable a medida que aumenta el total de óxidos. Las mismo ocurre para la razón soluble en las clases de consumo bruto, en donde entre las clases hay diferencias muy marcadas de RSOL a medida que aumenta el consumo. En la zona de óxidos se observa que en las unidades geometalúrgicas las variables que controlan al consumo de ácido corresponden generalmente a los totales óxidos y a la especie mineralógica dominante dentro de la unidad. En los mixtos el consumo tiene una leve tendencia con la atacamita, mientras que en los sulfuros primarios y secundarios se pierde correlación entre las mineralogías y el consumo de ácido bruto. En las alteraciones, se tiene que el consumo aumenta con las arcillas y el QSP, lo que queda demostrado por los dominios de alteración, que resultaron ser una herramienta útil a la hora de caracterizar el comportamiento de las alteraciones en los óxidos, y los grupos de comportamiento, en donde los dos clústeres de mayor consumo de ácido tienen las mayores cantidades de QSP y AST.

Las gravas exóticas y mineralizadas, tienen la mejor correlación entre la extracción y la razón de solubilidad, además de tener los mismos controles geológicos para la extracción y el consumo, estos son el total de óxidos, razón soluble y la crisocola, ya el aumento de éstas se asocia a altas EXT y CONS.

Las unidades geometalúrgicas para óxidos entregan resultados coherentes para las extracciones y los consumos de ácido bruto, en donde para ambos casos se cumple que los valores medianos siguen un orden establecido: CRIS > MALAQ > ATAC > OXN > ATA-ARCU > ARCU. Se debe tener en consideración, que para el consumo de ácido bruto las variaciones entre las unidades es menor, mientras que en las extracciones, ARCU tiene una mediana de 61% de EXT, mientras que CRIS tiene una mediana de 80%. Algunas unidades geometalúrgicas presentaron correlaciones importantes con del consumo de ácido bruto y sus principales mineralogías en base mineral, destacan MALAQ, CRIS y ATAC, en las otras unidades las correlaciones con la mineralogía eran más bajas, o la correlación con el volumen de óxidos era mayor. Se recomienda evaluar otros parámetros de lixiviación de acuerdo a las unidades geometalúrgicas, para evaluar otros comportamientos de importancia, tales como cinéticas de lixiviación, o tasas de curado óptimas.

Los resultados preliminares de RTN en extracción ISO pH de cobre tienen la misma correlación entre la extracción y la razón de solubilidad, mientras que en las ISO Férricas se tiene la misma relación, pero esta vez con la razón soluble en Férrico. Destaca que los valores de extracción tienen una mediana de 63% para los mixtos, lo que se encuentra un par de puntos arriba de la unidad ARCU de óxidos. Queda demostrado que la lixiviación con férrico como agente oxidante aumenta la extracción de cobre en las zonas minerales con presencia de sulfuros secundarios, ya que permite la disolución de las especies sulfuradas. Sin embargo, estos datos son obtenidos de condiciones perfectas de concentración en laboratorio, por lo que se hace necesario que el proceso sea escalado a planta, para evaluar el comportamiento real de los materiales.

9.5. Geometalurgia de Fases Mineras

Se realiza una caracterización de las fases mineras de RT, considerando la ley de cobre total, la razón de solubilidad, la mineralogía, alteraciones y unidades geometalúrgicas de todos los soportes de sondajes. En las fases mineras sulfuradas, se analizan las estimaciones de la recuperación de cobre según el plan de negocios divisional 2017 de RT, mientras que en las fases mineras oxidadas se estudia la extracción de cobre y el consumo de ácido bruto.

La recomendación general de la caracterización geometalúrgica es poblar de muestras metalúrgicas aquellos sectores que en este momento cuentan con una baja densidad de muestras,

como lo son las Fases 25, 27, 35 y 36.

9.5.1. Geometalurgia de Fases Mineras Sulfuradas

Las fases del fondo mina, 32, 34A y 34B son bastante similares entre sí, en lo que a leyes, razones de solubilidad, mineralogía y alteraciones se refiere, con un control de bornita sobre calcopirita, y las mayores presencia de la alteración EDM, mientras que las fases de mayor solubilidad se caracterizan por tener mayores cantidades de sulfuros secundarios, como la 33 y 36. Las fases marginales, 35 y 36 tienen contenidos de alteración clorítica marginal y las mayores cantidades de QSP. En general, se tiene que las unidades relacionadas al evento EDM tienen una mayor población que aquellas relacionadas al SGV, mientras que las unidades SVCP tienen muy poco porcentaje, alcanzando un máximo en la Fase 33.

De acuerdo al plan de negocios divisional, las peores recuperaciones en estándar CH ocurren en las Fases 35 y 36 (<76%), la principal causa de estos valores es la alta razón de solubilidad promedio que tienen estos sectores (>10%), lo que es explicado debido al hecho que dentro del periodo estudiado ocurre el inicio de la explotación de estas fases, las que al encontrarse en cotas de mayor altitud en el rajo, tienen zonas de interfase sulfuro-óxido, con una mayor razón de solubilidad que aquellas fases con contenido hipógeno del fondo de mina. Por otro lado el estándar RT tiene recuperaciones mucho más altas que el CH, ya que disminuye los efectos nocivos de las arcillas y la razón soluble, mientras que los menores aumentos entre los estándares están asociados a un alto porcentaje de unidades EDM. La gran variación entre ambos estándares para las fases marginales (cerca a un 10%), se puede deber además a la distribución de las muestras geometalúrgicas, ya que como fue observado en las secciones, varias de las muestras dispuestas en la Fase 35 tienen sólo recuperaciones RT, la Fase 36 por otro lado, destaca por ser la fase de sulfuros con menor cantidad de muestras geometalúrgicas (6).

La evaluación de las secciones permitió corroborar algunas de las relaciones obtenidas de la revisión de campañas geometalúrgicas, como lo es el efecto adverso de la razón de solubilidad y las arcillas, y el aumento de la recuperación de cobre al aumentar la liberación de sulfuros y el porcentaje relativo de QSP. Pese a esto, es importante recalcar que ninguna de estas variables puede explicar la recuperación de cobre por sí sola, ya que comúnmente la ley del concentrado de cobre es el resultado de la conjugación de estas variables.

9.5.2. Geometalurgia de Fases Mineras Oxidadas

La fase que tiene menores solubilidades y leyes corresponde a la 27. Las Fases 21, 26 y 35 tienen las mejores solubilidades. La atacamita alcanza un máximo en la Fase 26, la 27 tiene los mayores contenidos de arcillas con cobre, mientras que la Fase 21 tiene una importante cantidad de malaquita. En lo que a alteraciones se refiere, las alteraciones ligadas al evento de alteración temprano tienen muy baja presencia ($< 2\%$), pero la tendencia observada en las fases sulfuradas se invierte y SVCP es la más abundante, le sigue SGV y EDM tiene una manifestación casi nula. En general, la alteración clorítica tiene mayor manifestación en las fases oxidadas que en las sulfuradas. Las esmectitas siguen siendo más abundantes que los caolines y alcanzan una media en torno al 10% en la Fase 29. La Fase 35 se diferencia del resto por presentar un 4% de sericita temprana, la que no pudo ser ligada a los eventos tempranos, debido a la falta de mineralogía sulfurada. Las variaciones del PF son compensadas por variaciones del QSP, que alcanza sus más altos valores en las Fases 21, 25 y 35.

Las unidades geometalúrgicas responden a las mineralogías relativas de las fases. Destaca que en la Fase 26 la unidad ATAC tiene una población cercana al 80%, con mínimos en las Fases 27 y 29. La Fase 35 y 29 tienen la mayor cantidad de OXN, mientras que la 21 tiene una importante cantidad de MALAQ, unidad con poca presencia en las demás fases.

Como el proceso de extracción de cobre es controlado por una menor cantidad de factores que el de la recuperación de cobre, y además tiene una correlación con la razón soluble, se puede indicar, de acuerdo a esta última, aquellas fases que pueden tener bajo desempeño. Además, en general se observa que las fases que tienen abundancia de la unidad ARCU tienen mala extracción, mientras que lo inverso ocurre para aquellas que tienen abundancia de unidades de alta extracción como ATAC, el ejemplo es la Fase 26, la que tiene la mejor extracción, ya que presenta la mayor población de ATAC, el mayor porcentaje de total óxidos y las menores arcillas, En consecuencia a su volumen óxidos, también es la fase con mayor consumo de ácido bruto. En el otro extremo, la Fase 27 es la menos soluble y por ende la que menor extracción posee, explicado por la gran cantidad de ARCU y ATA-ARCU que presenta (43% combinado), con una de las menores poblaciones de ATAC y baja presencia de alteración cuarzo-sericita.

El modelo de unidades geometalúrgicas de óxidos, también conocido como el de especies de

óxidos, contrastado con la extracción de los sondajes, en general entrega correlaciones coherentes, expresando el control que tienen estas variables para la extracción de cobre, pero también indica que el hecho de que una unidad será de baja extracción no presente soportes con alta extracción.



10. REFERENCIAS

AINOL, S. 2016. Actualización del Modelo Estructural del Yacimiento Radomiro Tomic, Región de Antofagasta, Chile. Memoria para optar al Título de Geólogo. Universidad de Concepción, Departamento de Ciencias de la Tierra (Inédito): 92 pp. Concepción.

ÁLVAREZ, O. Y ARACENA, I. 1985. Algunas consideraciones de la petrología y alteración del complejo plutónico de Chuquicamata, Chile. Congreso Geológico Chileno N° 4, Actas, Vol. 4: 1-30. Antofagasta.

AMBRUS, J. 1979. Emplazamiento y mineralización de los pórfidos cupríferos de Chile. Tesis Doctoral, Universidad de Salamanca (Inédito): 314 pp. Salamanca.

AMILIBIA, A. Y SKARMETA, J. 2003. La inversión tectónica de la Cordillera de Domeyko en el Norte de Chile y su relación con la intrusión de sistemas porfídicos de Cu-Mo. Congreso Geológico Chileno N° 10: 7 pp. Concepción.

AMILIBIA, A.; SABAT, F.; MCCLAY, K.R.; MUÑOZ, J.A.; ROCA, E. Y CHONG, G. 2008. The role of inherited tectono-sedimentary architecture in the development of the central Andean mountain belt: Insights from the Cordillera de Domeyko. *Journal of Structural Geology*, Vol. 30: 1.520-1.539.

ARACENA, I. 1981. Geología y alteración del Complejo Plutónico del sector Norte del Yacimiento de Chuquicamata. Memoria para optar al Título de Geólogo. Universidad de Chile, Departamento de Geología (Inédito): 79 pp. Santiago.

ARCURI, T. Y BRIMHALL, G. 2003. The chloride source for atacamite mineralization at the Radomiro Tomic porphyry copper deposit, Northern Chile. *Economic Geology*, Vol. 98: 1.667-1.681.

AZAÑERO, A. 2008. Circuitos de Flotación y Balance Metalúrgico. Universidad Nacional Mayor de San Marcos. EAP Ingeniería Metalúrgica (Inédito): 10 pp. Lima.

BALLARD, J.; PALIN, M. Y CAMPBELL, I. 2002. Relative oxidation states of magmas inferred from Ce(IV)/Ce(III) in zircon: application to porphyry copper deposits of northern Chile. *Contribution to Mineral Petrology*, Vol. 144: 347-364.

BALLARD, J.; PALIN, M.; WILLIAMS, S. Y CAMPBELL, I. 2001. Two ages of porphyry intrusion resolved for super-giant Chuquicamata copper deposit of northern Chile by ELA-ICP-MS and SHRIMP. *Geology*, Vol. **29**: 383-386.

BARRENECHEA, A. 2011. Mapeo de sondajes geológicos. Protocolo NTE-GRMD-SG-003. Informe Interno (Inédito): 68 pp. Calama.

BHLOWALIA, P. Y KUMAR, A. 2014. EBK-Means: A Clustering Technique based on Elbow Method and K-Means in WSN. *International Journal of Computer Applications*, Vol. **105**, N° **9**: 17-24.

BIESE, W. 1950. Travertino y mármol, una nueva industria en Chile: Boletín Minero de la Sociedad Nacional de Minería, N° **598**: 89-99. Santiago.

BOGER, D. V.; SCALES, P. J. Y SOFRA, F. (2006). Rheological concepts. Paste and Thickened Tailings-A Guide (Second Edition), Jewell and Fourie, Australian Centre for Geomechanics: 25 pp. Crawley.

BRICEÑO, C. 2011. Caracterización y distribución de arcillas en el Yacimiento RT y sus implicancias en procesos metalúrgicos. Memoria para optar al Título de Geólogo. Universidad Católica del Norte, Departamento de Ciencias Geológicas (Inédito): 205 pp. Antofagasta.

BULATOVIC, S. M. 2007. Handbook of flotation reagents: chemistry, theory and practice: volume 1: flotation of sulfide ores. Elsevier: 446 pp. Amsterdam.

BULNES, A. 2013. Alteración cuarzo-sericita en yacimiento tipo pórfido cuprífero: estudio mineralógico, litogeoquímico y termodinámico en Mina Radomiro Tomic, Distrito Chuquicamata. Tesis para optar al grado de Magíster en Ciencias, mención Geología. Universidad de Chile, Departamento de Ciencias Físicas y Matemáticas (Inédito): 149 pp. Santiago.

CABREJOS, J. 2011. Estudio de pre-factibilidad para la recuperación de agua a partir de relaves de gran minería de cobre mediante la tecnología de relaves espesados. Tesis para optar al Título de Ingeniero Metalurgista. Universidad Nacional de Ingeniería, Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica (Inédito): 175 pp. Lima.

- CABRERA, M. 2011. Estudio petrográfico y petrológico de los pórfidos alimentadores del Distrito Mina Radomiro Tomic, II Región, Chile. Memoria para optar al Título de Geólogo. Universidad de Concepción, Departamento de Ciencias de la Tierra (Inédito): 179 pp. Concepción.
- CAMPBELL, I.; BALLARD, J.; PALIN, M.; ALLEN, C. Y FAUNES, A. 2006. U-Pb zircon geochronology of granitic rocks from the Chuquicamata-El Abra porphyry copper belt of northern Chile: excimer laser ablation ICP-MS analysis. *Economic Geology*, Vol. **101**, (7): 1.327-1.344.
- CAMUS, F. 2003. Geología de los sistemas porfíricos en los Andes de Chile. Servicio Nacional de Geología y Minería: 267 pp. Santiago.
- CARMONA, S. 2009. Análisis Exploratorio de Relaciones Geometalúrgicas en Sulfuros de Radomiro Tomic. Tesis para optar al grado de Magister en Minería. Universidad de Chile, Departamento de Ingeniería de Minas (Inédito): 129 pp. Santiago.
- CHARRIER, R.; FARÍAS, M. Y MAKSAEV, V. 2009. Evolución tectónica, paleogeográfica y metalogénica durante el Cenozoico en los Andes de Chile Norte y Central e implicaciones para las regiones adyacentes de Bolivia y Argentina. *Revista de la Asociación Geológica Argentina*, Vol. **65**, (1): 5-35. Buenos Aires.
- CHONG, G. Y PARDO, R. 1992. Mapa Geológico de Chuquicamata. Mapa no publicado escala 1:50.000. Subgerencia de Geología, Superintendencia de Exploraciones y Desarrollo Geológico, División Chuquicamata, CODELCO. Calama.
- CHONG, G. Y PARDO, R. 1993. Geología del Distrito de Chuquicamata, Segunda Región de Antofagasta: Informe Inédito, Gerencia de Exploraciones, CODELCO: 134 pp. Calama.
- CODELCO PMT-GRMD-LQ-004. 2014. Determinación de consumo de ácido, cobre soluble test y molibdeno test, lixiviación ácido sulfúrico 1N. Informe Interno (Inédito): 11 pp. Calama.
- CODELCO GRM 091. 2016. Guía Corporativa de Metalurgia. Informe Interno (Inédito): 52 pp. Santiago.

- CUADRA, P. 1997. Modelamiento geológico del Yacimiento Radomiro Tomic. Congreso Geológico Chileno N° 8, Vol. 3: 1.943-1.947. Antofagasta.
- CUADRA, P.; GREZ, E. Y GRÖPPER, H. 1997a. Geología del yacimiento Radomiro Tomic. Congreso Geológico Chileno N° 8, Vol. 3: 1.918-1.922. Antofagasta.
- CUADRA, P.; ZENTILLI, M.; PUIG, A. Y TIDY, E. 1997b. Dataciones radiométricas recientes en Radomiro Tomic. Congreso Geológico Chileno N° 8, Vol. 2: 916-919. Antofagasta.
- CUADRA, P. Y ROJAS, G. 2001. Oxide Mineralization at the Radomiro Tomic Porphyry Copper Deposit, Northern Chile. *Economic Geology*, Vol. 96, N° 2: 387-400.
- DÁVILA, J.; LLERENA, R.; BENAVIDES, N. Y CURO, C. NaSH en la optimización de la flotación de cobre Concentradora Cuajone. Informe Inédito: 8 pp. Perú.
- DIAZ, J.; CISTERNA, C. Y CRUZ, J. 2008. Caracterización geometalúrgica para sustentar ingeniería de perfil del proyecto sulfuros RT. Informe Inédito: 45 pp. Calama.
- DÍAZ, J.; BORIC, R. Y RIQUELME, R. 2009. Geología de los sulfuros de Radomiro Tomic (RT), nuevos antecedentes. Congreso Geológico Chileno N° 12: 4 pp. Santiago.
- DILLES, J. 2008. The geology of the Fortuna Granodiorite Complex and implications for porphyry copper exploration. Report to EMSA (Inédito): 63 pp. Santiago.
- FARROKHPAY, S. Y NDLOVU, B. 2013. Effect of phyllosilicate minerals on the rheology, colloidal and flotation behaviour of chalcopyrite mineral. Chemeca 2013: Challenging Tomorrow: 733 pp. Brisbane.
- FAUNES, A.; HINTZE, F.; SIÑA, A.; VÉLIZ, H.; VIVANCO, M. Y GEOLOGICAL STAFF. 2005. Chuquicamata, core of a planetary scale Cu-Mo anomaly. In Porter, T.M. (Ed.), Super Porphyry Copper & Gold Deposits: A Global Perspective. PGC Publishing: 24 pp. Adelaida.
- GALLI, C. 1957. Las formaciones geológicas en el borde occidental de la puna de Atacama, sector de Pica, Tarapacá. *Minerales*, Vol. 12, N° 56: 14-26.
- GARCÍA, F. 1967. Geología del Norte Grande de Chile: Sociedad Geológica de Chile, Simposio sobre el Geosinclinal Andino N° 3: 138 pp. Santiago.

- GONZÁLEZ, D.; PINTO, L.; PEÑA, M. Y ARRIAGADA, C. 2012. 3D deformation in strike-slip systems: analogue modelling and numerical restoration. *Andean Geology*, Vol. **39**, (2): 295-316. Santiago.
- HAMMERSCHMIDT, K.; DÖBEL, R. Y FRIEDRICHSEN, H. 1992. Implication of $^{40}\text{Ar}/^{39}\text{Ar}$ dating of Early Tertiary volcanic rocks from the north-Chilean Precordillera. *Tectonophysics*, Vol. **202**: 55-81. Amsterdam.
- HASCHKE, M.; SIEBEL, W.; GÜNTHER, A. Y SCHEUBER, E. 2002. Repeated crustal thickening and recycling during the Andean orogeny in north Chile (21° - 26°S). *Journal of Geophysical Research*, Vol. **107**: 1-18.
- HASCHKE, M.; GÜNTHER, A.; MELNICK, D.; ECHTLER, H.; REUTTER, J.; SCHEUBER, E. Y ONCKEN, O. 2006. Central and Southern Andean Tectonic Evolution Inferred from Arc Magmatism. In: Oncken y otros (eds): *The Andes – active subduction orogeny*- Springer. *Frontiers in Earth Sciences*, Vol. **1**: 337-353.
- HERNÁNDEZ, C. 2008. Medición de Cinética de Tostación de Concentrados de Molibdenita. Memoria para optar al título de Ingeniero Civil de Minas. Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas (Inédito): 49 pp. Santiago.
- HERRERA, P. 2008. Geoquímica del Yacimiento (RT), Calama. Región de Antofagasta, Chile. Memoria para optar al Título de Geólogo. Universidad Católica del Norte, Departamento de Ciencias Geológicas (Inédito): 250 pp. Antofagasta.
- JERALDO, C. 2002. Caracterización Mineralógica en Radomiro Tomic (RT). Informe Inédito: 50 pp. Calama.
- LEIVA, G.; VALDÉS, R.; ARAVENA, Y. Y VILLARROEL, R. 2000. Caracterización geotécnica-estructural Mina Radomiro Tomic. Congreso Geológico Chileno N° 9. Actas **1**, (2): 261-265. Puerto Varas.
- LEVIN, J. 1989. Observations on the Bond standard grindability test, and a proposal for a standard grindability. *Journal of the South African Institute of mining and Metallurgy*, Vol. **89**: 13-20. Johannesburg.

LINDSAY, D. 1997. Structural control and anisotropy of mineralization within the Chuquicamata Porphyry Copper Deposit, Northern Chile. Ph.D. Thesis. Dalhousie University, Department of Earth Sciences (Inédito): 381 pp. Halifax.

LOBOS, L. 2015. Evaluación del uso de NaSH en el circuito de flotación selectiva de molibdeno de Los Pelambres. Memoria para optar al Título de Ingeniero Civil Químico, Universidad de Chile, Departamento de Ingeniería Química y Biotecnología (Inédito): 87 pp. Santiago.

MAKSAEV, V. 1978. Cuadrángulo Chitigua y sector occidental del Cuadrángulo Cerro Palpana, Región de Antofagasta: Instituto de Investigaciones Geológicas, Carta Geológica de Chile N° 31, mapa escala 1:50.000: 55 pp. Santiago.

MAKSAEV, V. 1990. Metallogeny, geological evolution, and thermochronology of the Chilean Andes between latitudes 21° and 26° south, and the origin of major porphyry copper deposits: Ph.D. Thesis. Dalhousie University (Inédito): 554 pp. Halifax.

MAKSAEV, V.; TOMLINSON, A. Y BLANCO, N. 1994. Estudio geológico de la franja longitudinal comprendida entre Quebrada Blanca y Chuquicamata. Servicio Nacional de Geología y Minería: 54 pp. Santiago.

MAKSAEV, V.; TOWNLEY, B.; PALACIOS, C. Y CAMUS, F. 2007. Metallic ore deposits. In: Moreno, T. & Gibbons, W. The Geology of Chile. The Geological Society: 179-200. Londres.

MARINOVIC, N., Y LAHSEN, A., 1984. Hoja Calama, Región de Antofagasta: Servicio Nacional de Geología y Minería, Carta Geológica de Chile N° 58, mapa escala 1:250.000: 140 pp. Santiago.

MARTÍNEZ, A. 2015. Caracterización Integral de la Mineralogía de Sulfuros del Yacimiento Radomiro Tomic, Codelco, Chile. Memoria para optar al Título de Geólogo. Universidad de Concepción, Departamento de Ciencias de la Tierra (Inédito): 86 pp. Concepción.

MAY, G. 1997. Oligocene to Recent evolution of the Calama basin, northern Chile: Ph.D. Thesis, University of Aberdeen: 274 pp. Aberdeen.

MAY, G.; HARTLEY, A.; CHONG, G.; STUART, F.; TURNER, P. Y KAPE, S. 2005. Eocene to Pleistocene lithostratigraphy, chronostratigraphy and tectono-sedimentary evolution of the

Calama Basin, northern Chile. *Revista Geológica de Chile*, Vol. **32**, N° **1**: 33-58. Santiago.

MCINNES, B.; FARLEY, K.; SILLITOE, R. Y KOHN, B. 1999. Application of apatite (U-Th)/He thermochronometry to the determination of sense and amount of vertical fault displacement at the Chuquicamata porphyry copper deposit, Chile. *Economic Geology*, Vol. **94**, N° **6**: 937- 947.

MONSALVE, J. 2014. Descripción de Ensayo Starkey. Informe Interno: 5 pp. Santiago

MORRELL, S. 2006. Design of AG/SAG mill circuits using the SMC test. International Autogenous and Semi-Autogenous Grinding Technology: 20 pp. Vancouver.

MOSCOSO, C. 2015. Efecto de arcillas en reología, revisión Bibliográfica. Informe Interno (Inédito): 22 pp. Santiago.

MPODOZIS, C.; MARINOVIC, N.; SMOJE, I. Y CUITIÑO, L. 1993. Estudio Geológico - Estructural de la Cordillera de Domeyko entre Sierra Limón Verde y Sierra Mariposas, Región de Antofagasta. Servicio Nacional de Geología y Minería, Registered report IR-93-04, 3 mapas escala 1.100.000: 282 pp. Santiago.

NARANJO, J. A. Y PASKOFF, R. P. 1981. Estratigrafía de los depósitos cenozoicos de la región de Chiu-Chiu Calama, Desierto de Atacama. *Revista Geológica de Chile*, Vol. **13-14**: 79-85. Santiago.

NDLOVU, B. Y FORBES, E. 2014. A preliminary rheological classification of phyllosilicate group. *Minerals Engineering*, Vol. **53**: 190-200.

NIEMEYER, H. Y URRUTIA, C. 2009. Transcurrencia a lo largo de la Falla Sierra de Varas (sistema de fallas de la Cordillera de Domeyko), Norte de Chile. *Andean Geology*, Vol. **36**, (1): 37-49. Santiago.

NÚÑEZ, E. 2011. Estudio de las fases oxidadas de cobre de la mina Radomiro Tomic (RT) y su relación con la génesis del yacimiento. Memoria para optar al título de Geólogo. Universidad Católica del Norte, Departamento de Ciencias Geológicas (Inédito): 162 pp. Antofagasta.

OLIVARES, H. 2013. Lixiviación columnar de minerales mixtos de Cobre de Baja Ley con alto

contenido de impurezas proveniente de la Minera Hugo Ibarra Zenteno. Memoria para optar al Título de Ingeniero Químico. Pontificia Universidad Católica de Valparaíso, Escuela de Ingeniería Química (Inédito): 106 pp. Valparaíso.

ORTEGA, H.; SANDOVAL, A. Y ARAYA, V. 2006. Caracterización geológica, geotécnica y geometalúrgica 2005-2009, CBV, Mina Radomiro Tomic, modelo geológico, Febrero, 2006. Codelco Norte. Informe Interno (Inédito): 94 pp. Calama.

OSSANDÓN, G.; FRÉRAUT, R.; GUSTAFSON, L.; LINDSAY, D. Y ZENTILLI, M. 2001. Geology of the Chuquicamata Mine: A progress report. *Economic Geology*, Vol. **96**: 249-270.

PARRA, A. 2009a. Actualización del modelo geológico API - Quinquenio. Informe Interno (Inédito): 47 pp. Calama.

PARRA, A. 2009b. Esquema Evolutivo de los Eventos de Mineralización. Informe Interno (Inédito): 13 pp. Calama.

PARRA, A.; HERRERA, P.; CARRASCO, M. Y CABRERA, J. 2010. Actualización de la geología del Yacimiento Radomiro Tomic y su relación con Chuquicamata. Informe Interno (Inédito): 16 pp. Calama.

PAYAUNA, K. 2012. Mineralogía de la fase sulfurada del Yacimiento Radomiro Tomic (RT) y su relación con su metalogénesis. Memoria para optar al Título de Geólogo. Universidad Católica del Norte, Departamento de Ciencias Geológicas (Inédito): 143 pp. Antofagasta.

PAYAUNA, K. Y PARRA, A. 2012. Mineralogía de la fase sulfurada del yacimiento Radomiro Tomic (RT) y su relación con su metalogénesis. Congreso Geológico Chileno N° **13**: 93-95. Antofagasta.

PROFFETT, J., M. 2006. Report on Geologic Work in the Carmen-Corina Area Northeast of the Chuqui Pit: 11 pp. Calama.

PROFFETT, J., M. 2007. Chemical Analyses of Intrusive Rock Units From Northeast of the Chuqui Pit: 8 pp. Calama.

PROFFETT, J., M. 2008. Comunicación escrita con EMSA. Reporte Interno: 1 pp. Calama.

- ROJAS, M. Y CUADRA, P. 2000. Caracterización de óxidos de cobre del Yacimiento Radomiro Tomic. Congreso Geológico Chileno N° 9: 341-345. Puerto Varas.
- RUBIO, X. 2009. Informe preliminar modelamiento geometalúrgico 300 muestras sulfuros RT. Informe Interno (Inédito): 57 pp. Calama.
- RUBIO, X. 2010. Informe Modelo Geometalúrgico Extracción de Cobre para Minerales Lixiviables RT. Informe Interno (Inédito): 70 pp. Calama.
- RUIZ, M. 2013. Hidrometalurgia. Universidad de Concepción, Departamento de Ingeniería Metalúrgica (Inédito): 199 pp. Concepción.
- SCHULZ, B. 2003. Introducción a la Metalurgia. Universidad de Santiago de Chile, Facultad de Ingeniería Metalúrgica (Inédito): 370 pp. Santiago.
- SILLITOE, R. Y MCKEE, H. 1996. Age of supergene oxidation and enrichment in the chilean porphyry copper province. *Economic Geology*, Vol. 91: 164-179.
- SOFRA, F. 2006. Rheological assessment - A road map for plant designers and operator. Jewell, Richard and others. Proceedings of the ninth international seminar on paste and thickened tailings. Australian Centre for Gheomechanics: 11 pp. Crawley.
- SOMOZA, R. Y GHIDELLA, M. 2005. Convergencia en el margen occidental de América del Sur durante el Cenozoico: subducción de las placas de Nazca, Farallón y Aluk. *Revista de la Asociación Geológica Argentina*, Vol. 60, (4): 797-809. Buenos Aires.
- SOMOZA, R. Y GHIDELLA, M. 2012. Late Cretaceous to Recent plate motions in Western South America revisited. *Earth and Planetary Science Letters*, Vol. 331-332: 152-163.
- STARKEY, J. Y HOLMES, G. 2001. Design of The Kubaka Grinding Circuit Using SPI and Bond. Proceedings. 33rd Annual Meeting of the Canadian Mineral Processors: 13 pp. Ottawa.
- TOMLINSON, A.; DILLES, J. Y MAKSAEV, V. 2001a. Application of apatite (U-Th)/He Thermochronometry to the determination of the sense and amount of vertical fault displacement at the Chuquicamata Porphyry Copper Deposit, Chile- A Discussion. *Economic Geology*, Vol. 96: 1.307-1.310.

TOMLINSON, A.; BLANCO, N.; MAKSAEV, V.; DILLES, J.; GRUNDER, A. Y LADINO, M. 2001b. Geología de la Precordillera Andina de Quebrada Blanca-Chuquicamata, regiones I y II (20°30'-22°30' S). Servicio Nacional de Geología y Minería, Informe Registrado IR-01-20, Vol. 1: 422. Santiago.

VEGA, J. Y BORDONES, L. 1981. Geología del Cuadrángulo Cerros de Paqui y parte oeste del Cuadrángulo Conchi, Provincia El Loa, II Región de Antofagasta, Chile. Memoria para optar al Título de Geólogo, Universidad del Norte, Departamento de Geociencias (Inédito): 169 pp. Antofagasta.

VERGARA, H. 1978. Cuadrángulo Quehuita y sector occidental del Cuadrángulo Volcán Miño, Región de Tarapacá: Instituto de Investigaciones Geológicas, Carta Geológica de Chile N° 32, mapa escala 1:50.000: 44 pp. Santiago.

VERGARA, H. Y THOMAS, A. 1984. Hoja Collacagua, Región de Tarapacá: Servicio Nacional de Geología y Minería, Carta Geológica de Chile N° 59, mapa escala 1: 250.000: 79 pp. Santiago.

WEIER, M. 2013. SMC Test Report on Three Samples from Hazen Project 11708. JKTech Job N° 13012/P5: 34 pp. Colorado.

WYSLOUZIL, H. E., KOHMEUNCH, J., CHRISTODOULOU, L. Y FAN, M. 2009. Coarse and fine particle flotation. In Proceedings of the 48th Conference of Metallurgists, Metallurgical Society of CIM: 11 pp. Greater Sudbury.



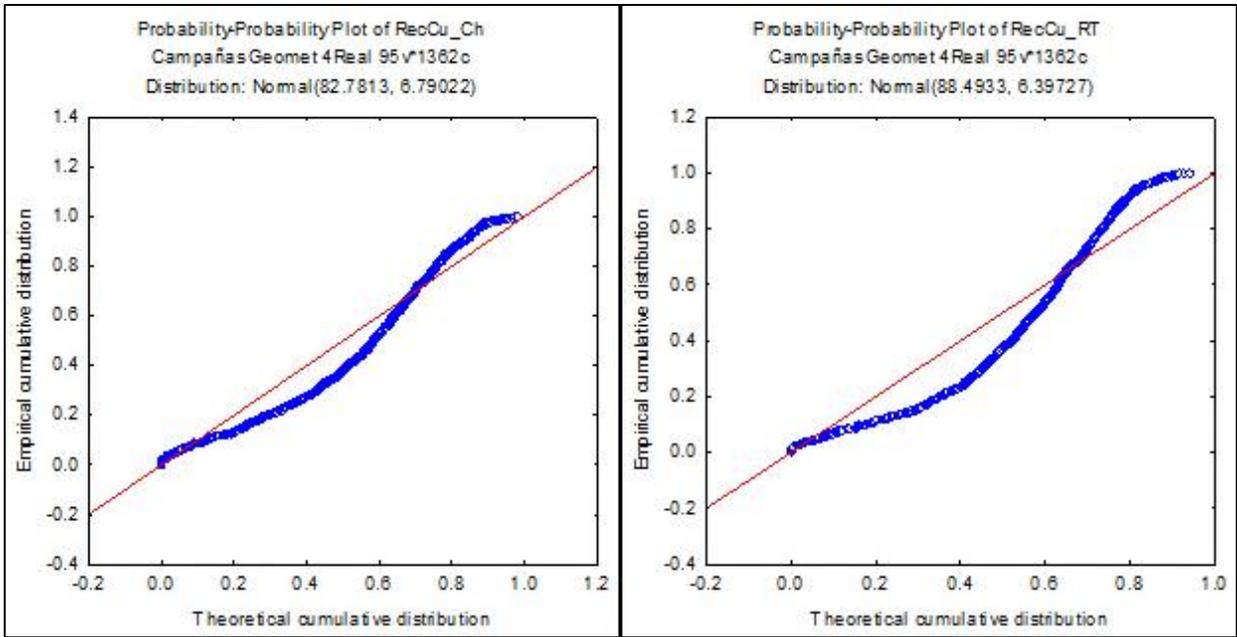


Grafico P-P con ajuste normal para la recuperación cobre según estándar CH (izquierda) y RT (derecha).

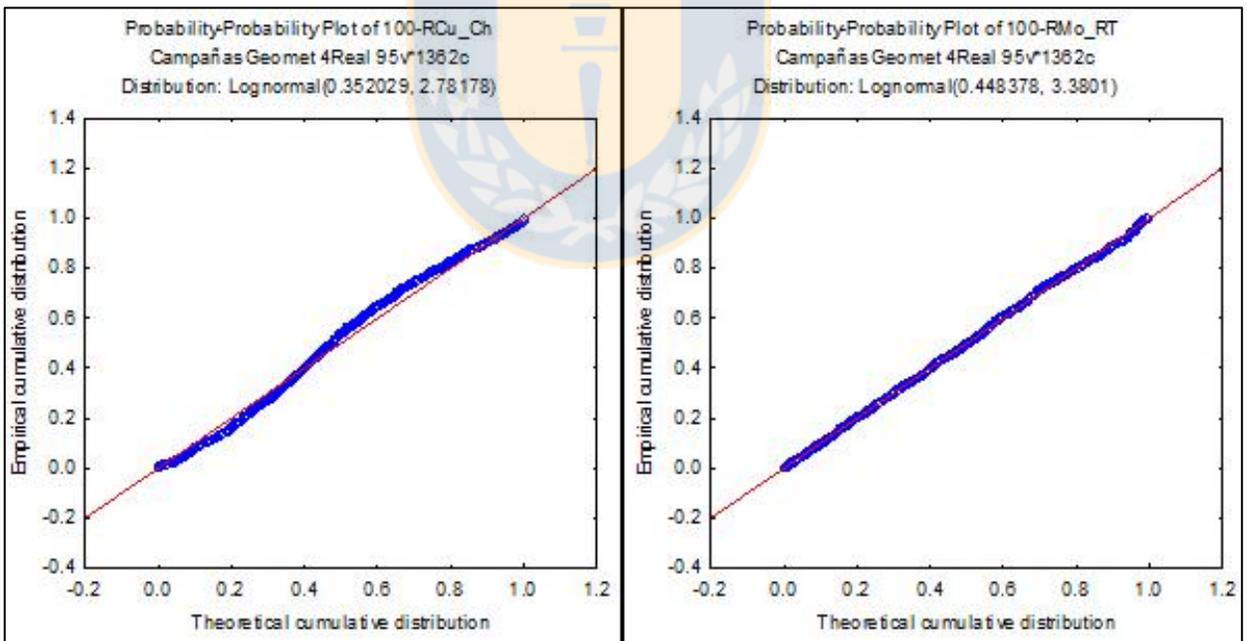


Grafico P-P con ajuste lognormal para la no recuperación cobre según estándar CH (izquierda) y RT (derecha).

Matriz de correlación de Pearson entre las recuperaciones de cobre y la ley de CuT, mineralogía sulfurada y alteraciones de mapeo.

	RecCu_Ch	RecCu_RT	CuT_AQ	Cc	Cv	Bo	Dig	Cpy	Py	En	Ten	EDM	ASE	ASC	SS	AS	CMH	PF	KSIL	SGV	QSP	SVCP	AST
RecCu_Ch	1	0,69	0,05	-0,09	-0,03	0,02	-0,01	0,12	-0,02	-0,08	-0,06	0,01	-0,26	-0,18	0,04	0,01	-0,04	0,05	0,01	-0,03	0,03	0,10	-0,27
RecCu_RT	0,69	1	0,08	-0,21	-0,04	0,01	0,00	0,19	0,03	0,01	-0,05	-0,01	-0,25	-0,10	0,12	-0,05	0,04	-0,06	0,05	-0,01	0,09	0,13	-0,18
CuT_AQ	0,05	0,08	1	0,43	-0,06	-0,21	0,05	-0,32	0,09	-0,01	-0,02	-0,12	-0,01	0,20	0,00	0,05	-0,03	-0,39	0,02	0,34	0,36	0,14	0,13
Cc	-0,09	-0,21	0,43	1	-0,11	-0,47	0,03	-0,61	-0,02	-0,03	-0,03	-0,15	-0,02	-0,01	-0,03	0,10	-0,04	-0,04	0,00	0,06	0,08	-0,03	0,01
Cv	-0,03	-0,04	-0,06	-0,11	1	-0,28	-0,04	-0,08	0,14	0,00	-0,03	-0,04	0,06	-0,02	0,12	-0,04	0,05	-0,09	-0,03	-0,08	0,10	0,01	0,04
Bo	0,02	0,01	-0,21	-0,47	-0,28	1	0,04	-0,12	-0,51	-0,01	-0,04	0,31	-0,01	-0,14	-0,16	-0,05	-0,12	0,40	0,03	0,16	-0,43	-0,20	-0,15
Dig	-0,01	0,00	0,05	0,03	-0,04	0,04	1	-0,09	-0,07	-0,01	-0,02	0,04	-0,07	0,02	-0,06	0,16	-0,02	-0,01	0,10	0,07	0,00	-0,02	0,00
Cpy	0,12	0,19	-0,32	-0,61	-0,08	-0,12	-0,09	1	-0,11	0,05	0,08	0,01	0,00	0,01	0,08	-0,08	0,05	-0,02	-0,01	-0,17	0,02	0,07	0,00
Py	-0,02	0,03	0,09	-0,02	0,14	-0,51	-0,07	-0,11	1	-0,01	-0,04	-0,25	0,01	0,24	0,14	0,03	0,17	-0,52	-0,03	-0,09	0,50	0,29	0,20
En	-0,08	0,01	-0,01	-0,03	0,00	-0,01	-0,01	0,05	-0,01	1	-0,01	0,00	0,03	0,01	-0,02	-0,01	0,00	0,00	-0,01	-0,01	-0,01	0,00	0,01
Ten	-0,06	-0,05	-0,02	-0,03	-0,03	-0,04	-0,02	0,08	-0,04	-0,01	1	-0,05	0,02	0,08	0,03	-0,02	-0,02	-0,01	-0,02	0,01	0,00	-0,02	0,07
EDM	0,01	-0,01	-0,12	-0,15	-0,04	0,31	0,04	0,01	-0,25	0,00	-0,05	1	-0,11	-0,15	-0,08	0,01	-0,06	0,14	0,05	-0,16	-0,19	-0,08	-0,18
ASE	-0,26	-0,25	-0,01	-0,02	0,06	-0,01	-0,07	0,00	0,01	0,03	0,02	-0,11	1	0,14	0,05	-0,17	0,00	-0,20	-0,06	0,03	-0,01	-0,02	0,70
ASC	-0,18	-0,10	0,20	-0,01	-0,02	-0,14	0,02	0,01	0,24	0,01	0,08	-0,15	0,14	1	0,03	-0,12	0,02	-0,51	-0,06	0,09	0,34	0,15	0,65
SS	0,04	0,12	0,00	-0,03	0,12	-0,16	-0,06	0,08	0,14	-0,02	0,03	-0,08	0,05	0,03	1	-0,08	0,06	-0,16	-0,02	-0,14	0,06	0,14	0,31
AS	0,01	-0,05	0,05	0,10	-0,04	-0,05	0,16	-0,08	0,03	-0,01	-0,02	0,01	-0,17	-0,12	-0,08	1	-0,02	-0,12	0,04	0,06	0,10	-0,03	0,15
CMH	-0,04	0,04	-0,03	-0,04	0,05	-0,12	-0,02	0,05	0,17	0,00	-0,02	-0,06	0,00	0,02	0,06	-0,02	1	-0,24	-0,02	-0,06	0,02	0,01	0,02
PF	0,05	-0,06	-0,39	-0,04	-0,09	0,40	-0,01	-0,02	-0,52	0,00	-0,01	0,14	-0,20	-0,51	-0,16	-0,12	-0,24	1	0,00	-0,08	-0,88	-0,38	-0,53
KSIL	0,01	0,05	0,02	0,00	-0,03	0,03	0,10	-0,01	-0,03	-0,01	-0,02	0,05	-0,06	-0,06	-0,02	0,04	-0,02	0,00	1	0,04	-0,02	0,00	-0,07
SGV	-0,03	-0,01	0,34	0,06	-0,08	0,16	0,07	-0,17	-0,09	-0,01	0,01	-0,16	0,03	0,09	-0,14	0,06	-0,06	-0,08	0,04	1	-0,05	-0,06	0,05
QSP	0,03	0,09	0,36	0,08	0,10	-0,43	0,00	0,02	0,50	-0,01	0,00	-0,19	-0,01	0,34	0,06	0,10	0,02	-0,88	-0,02	-0,05	1	0,16	0,24
SVCP	0,10	0,13	0,14	-0,03	0,01	-0,20	-0,02	0,07	0,29	0,00	-0,02	-0,08	-0,02	0,15	0,14	-0,03	0,01	-0,38	0,00	-0,06	0,16	1	0,10
AST	-0,27	-0,18	0,13	0,01	0,04	-0,15	0,00	0,00	0,20	0,01	0,07	-0,18	0,70	0,65	0,31	0,15	0,02	-0,53	-0,07	0,05	0,24	0,10	1

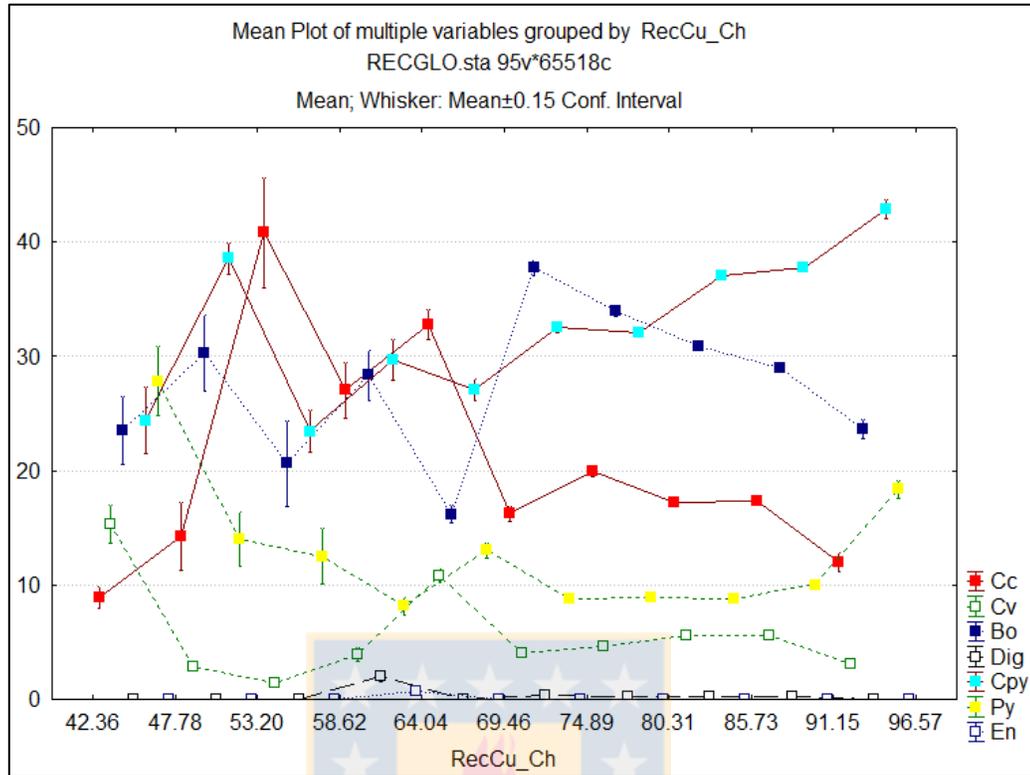


Gráfico de medias para la recuperación de cobre CH por mineralogía sulfurada.

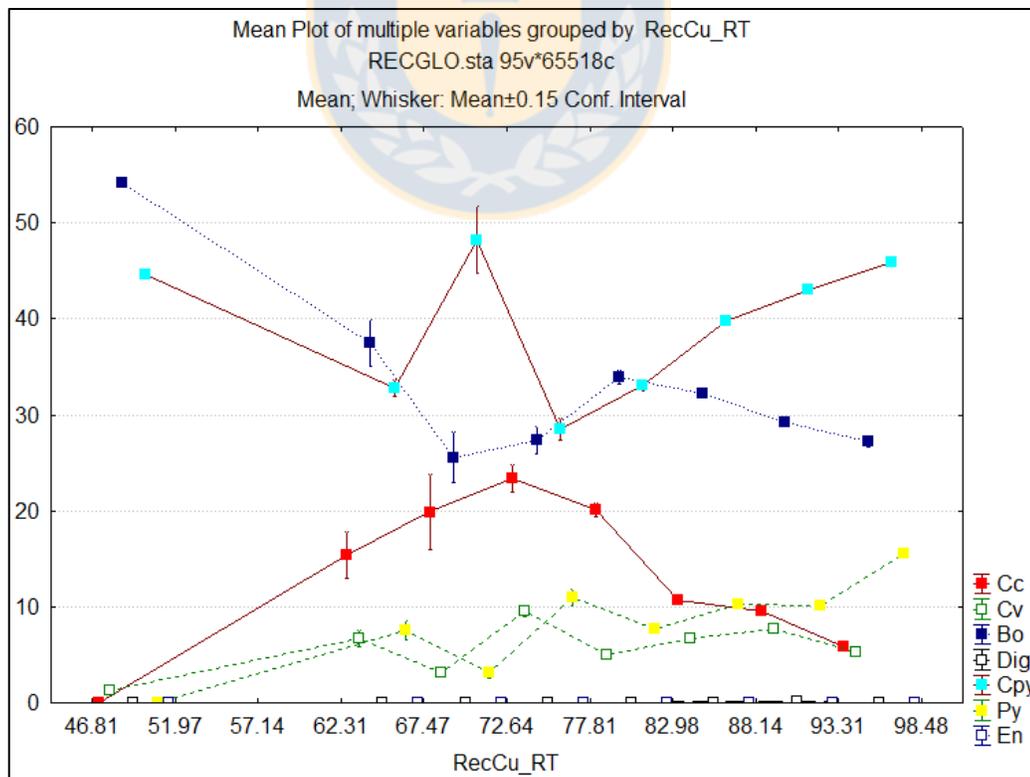


Gráfico de medias para la recuperación de cobre RT por mineralogía sulfurada.

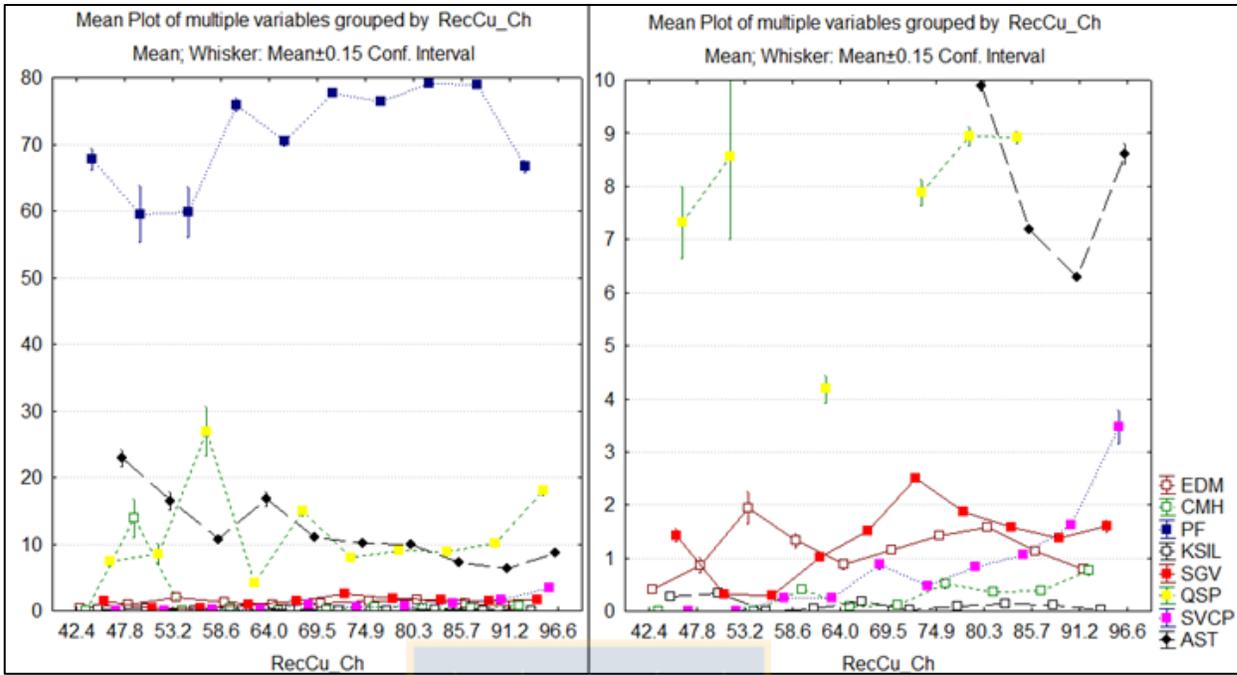


Gráfico de medias para la recuperación de cobre CH por alteración. Izquierda en escala total; derecha en detalle.

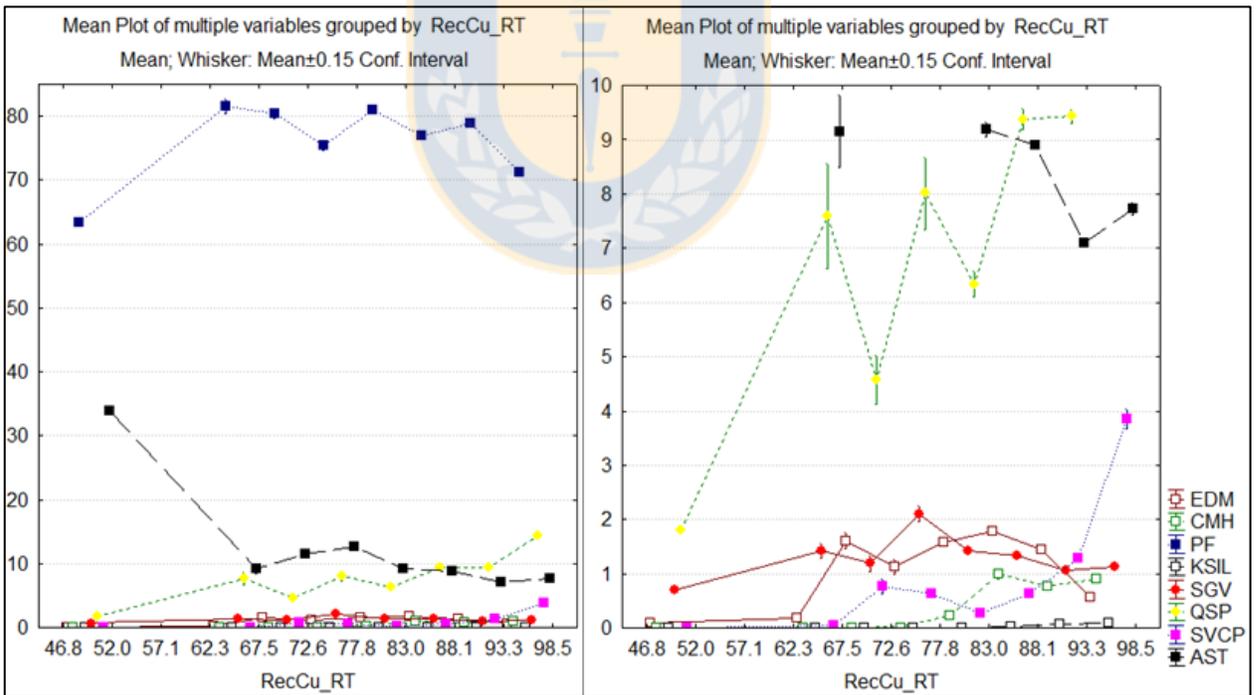


Gráfico de medias para la recuperación de cobre RT por alteración. Izquierda en escala total; derecha en detalle.

Medias de mineralogía sulfurada y alteración de mapeo para rangos de recuperación CH

Rec	N	Cc	Cv	Bo	Dig	Cpy	Py	En	Ten	PF	EDM	ASE	ASC	SS	AA	AS	CMH	KSIL	SGV	QSP	SVCP
<76	134	21,8	5,2	30,6	0,4	31,5	10,2	0,1	0,1	73,6	1,1	6,4	4,3	0,5	0,0	0,5	0,5	0,1	1,9	10,6	0,5
76-80	144	18,7	5,0	34,4	0,3	31,7	9,5	0,0	0,3	76,8	1,4	5,2	3,3	1,0	0,0	0,2	0,6	0,1	1,9	8,5	0,9
80-84	306	18,3	5,2	29,8	0,3	36,3	10,1	0,0	0,1	79,0	1,5	4,0	2,4	0,9	0,0	0,2	0,4	0,1	1,7	8,9	0,9
>84	658	16,7	5,6	30,0	0,2	38,0	9,4	0,0	0,1	78,6	1,3	3,3	2,0	0,9	0,0	0,4	0,4	0,1	1,4	10,1	1,6

Medias de mineralogía sulfurada y alteración de mapeo para rangos de recuperación RT

Rec	N	Cc	Cv	Bo	Dig	Cpy	Py	En	Ten	PF	EDM	ASE	ASC	SS	AA	AS	CMH	KSIL	SGV	QSP	SVCP
<86	163	16,6	5,6	32,6	0,1	35,7	9,1	0,0	0,2	77,6	1,6	6,0	3,1	0,7	0,0	0,2	0,6	0,0	1,5	8,2	0,5
86-90	278	10,6	7,1	31,0	0,2	40,5	10,4	0,0	0,3	78,2	1,6	4,2	2,5	1,0	0,0	0,2	0,7	0,1	1,1	9,8	0,8
>90	411	7,9	7,4	28,3	0,1	44,8	11,3	0,0	0,2	77,2	1,2	3,4	2,1	1,5	0,0	0,0	0,9	0,1	1,1	10,3	2,1

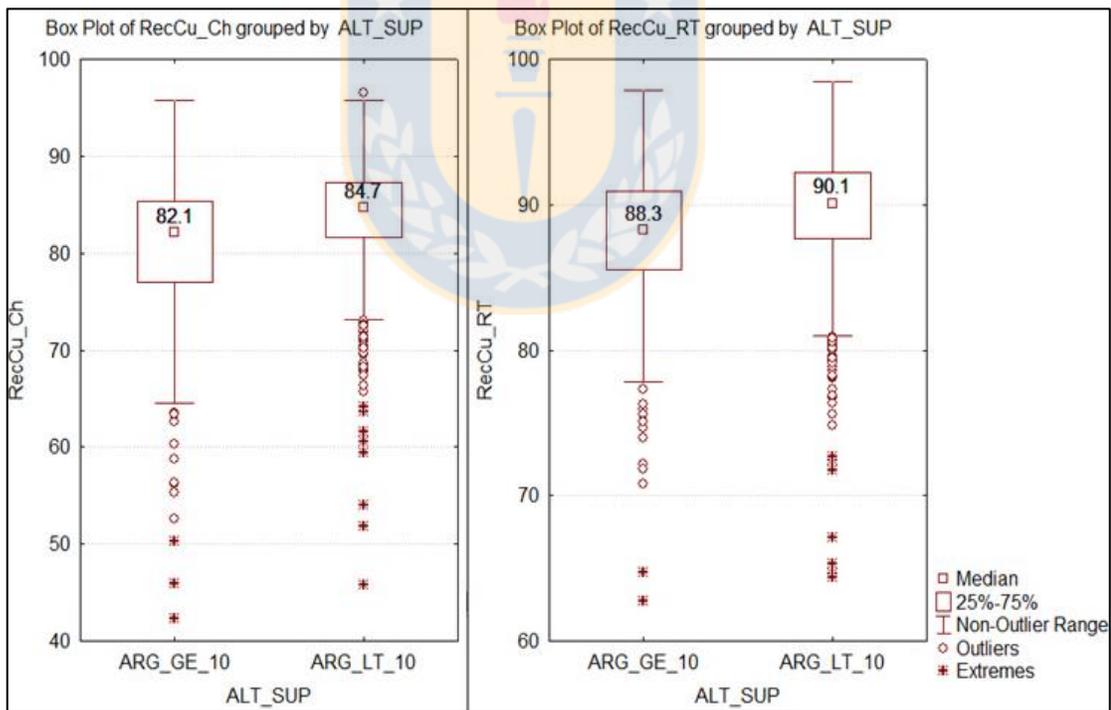
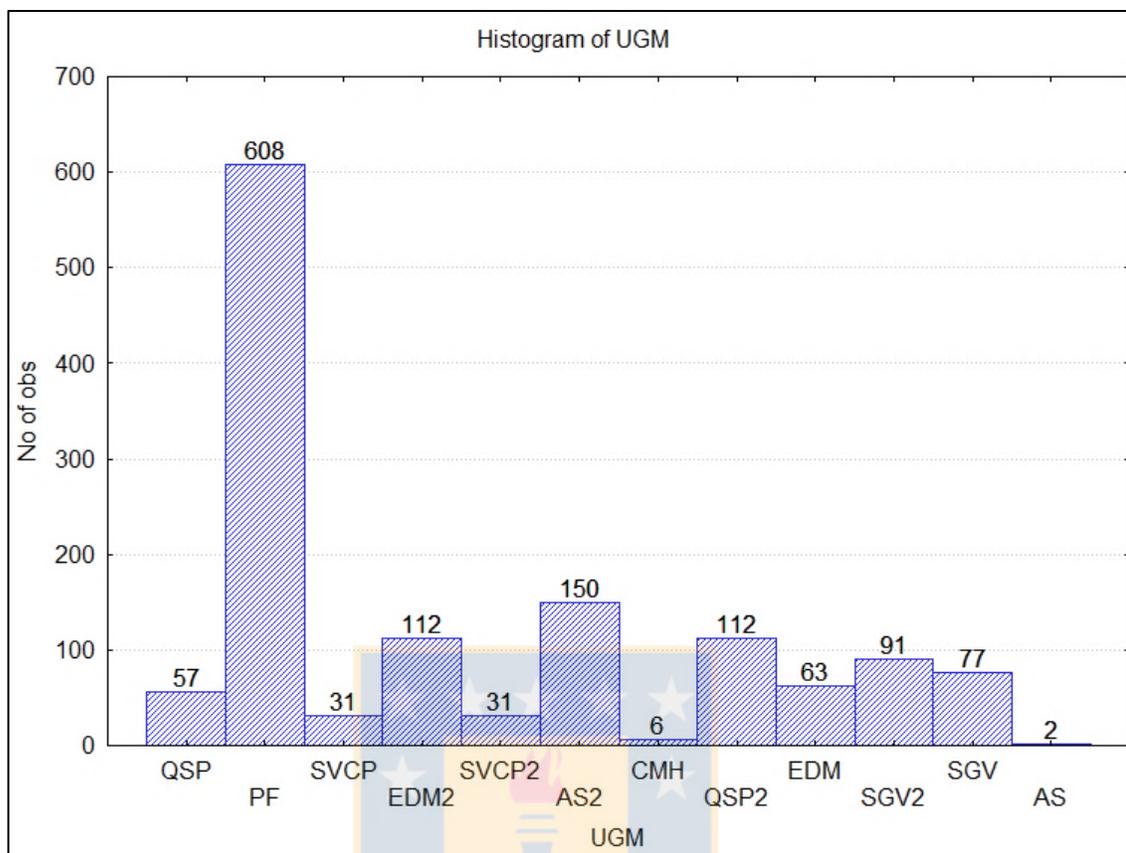


Gráfico de caja y bigote de recuperaciones de cobre agrupados por alteración supérgena. Izquierda estándar CH; derecha estándar RT.



Histograma de UGM de las 1345 muestras en análisis de recuperación.

Matriz de correlación de Pearson para las recuperaciones de cobre y molibdeno versus las arcillas NIR.

	RecCu_Ch	RecMo_Ch	RecCu_RT	RecMo_RT	NIR ESM	NIR CAO	NIR LIM	NIR MUSC	ARTOT
RecCu_Ch	1	0,5714	0,7076	0,4832	-0,1302	-0,3926	-0,4078	-0,2447	-0,4281
RecMo_Ch	0,5714	1	0,4126	0,7585	0,1201	-0,2089	-0,3239	-0,2106	-0,2169
RecCu_RT	0,7076	0,4126	1	0,5264	-0,0530	-0,1941	-0,3609	-0,0641	-0,2234
RecMo_RT	0,4832	0,7585	0,5264	1	0,1938	-0,1136	-0,4318	-0,1565	-0,1254
NIR ESM	-0,1302	0,1201	-0,0530	0,1938	1	0,2205	-0,3411	-0,3138	0,2900
NIR CAO	-0,3926	-0,2089	-0,1941	-0,1136	0,2205	1	-0,0015	0,0682	0,9945
NIR LIM	-0,4078	-0,3239	-0,3609	-0,4318	-0,3411	-0,0015	1	0,5742	0,0444
NIR MUSC	-0,2447	-0,2106	-0,0641	-0,1565	-0,3138	0,0682	0,5742	1	0,0804
ARTOT	-0,4281	-0,2169	-0,2234	-0,1254	0,2900	0,9945	0,0444	0,0804	1

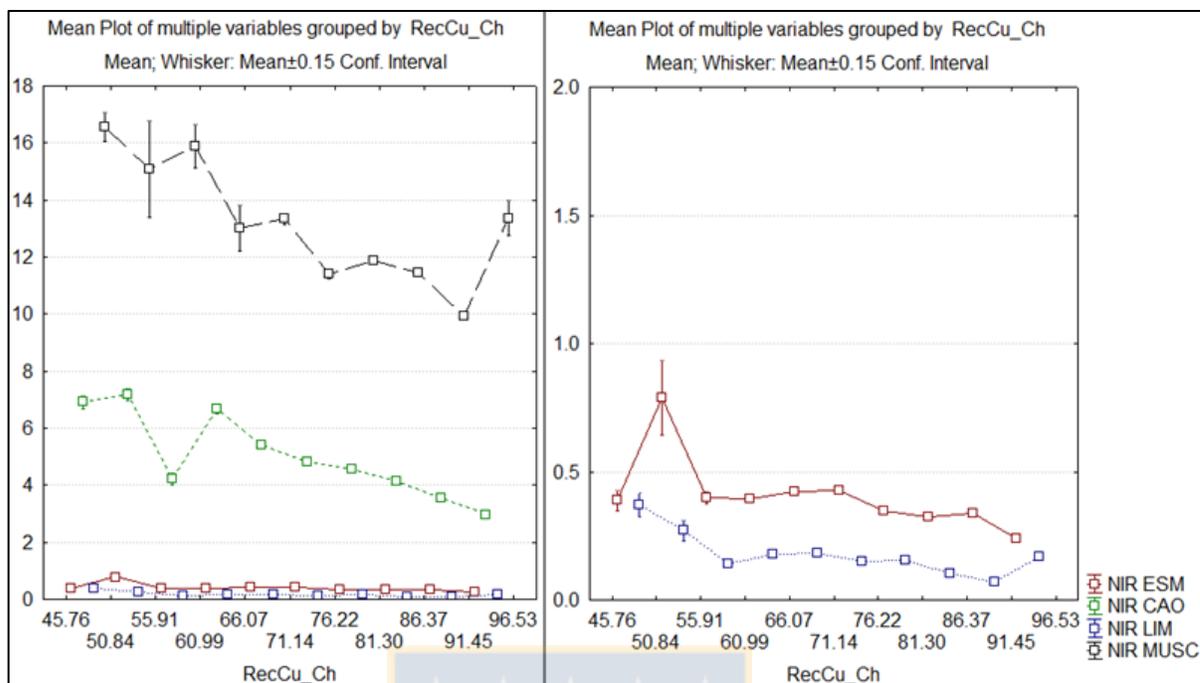


Gráfico de medias para la recuperación de cobre CH por arcillas NIR. Izquierda en escala total; derecha en detalle.

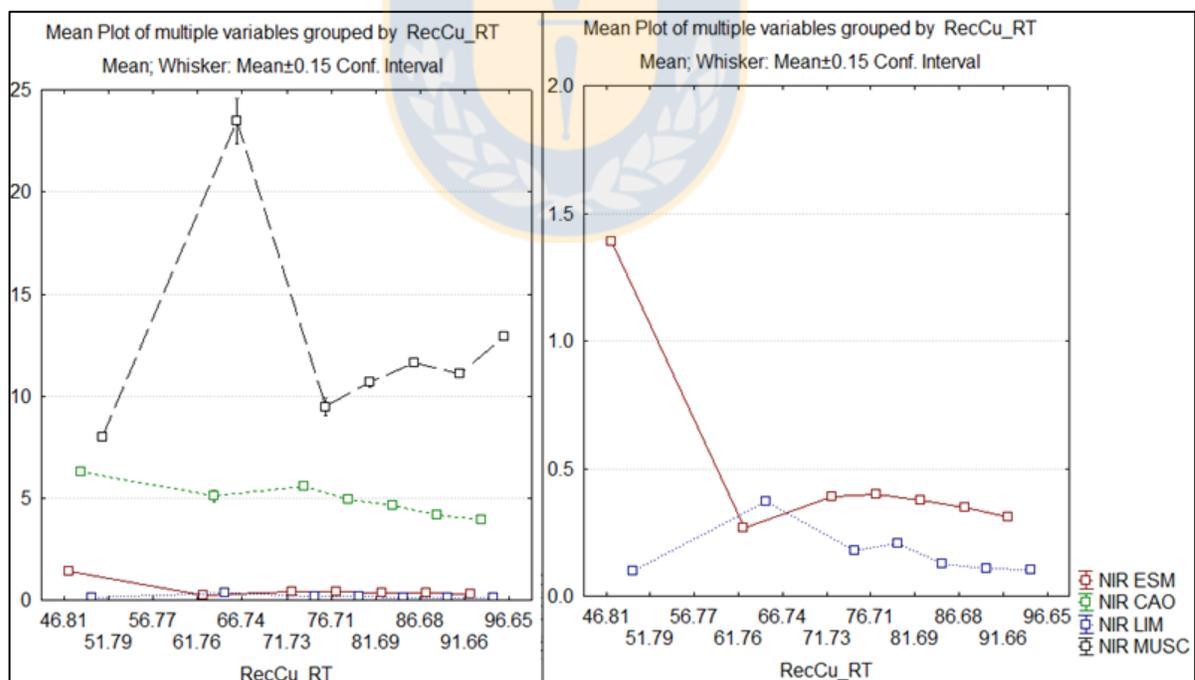


Gráfico de medias para la recuperación de cobre RT por arcillas NIR. Izquierda en escala total; derecha en detalle.

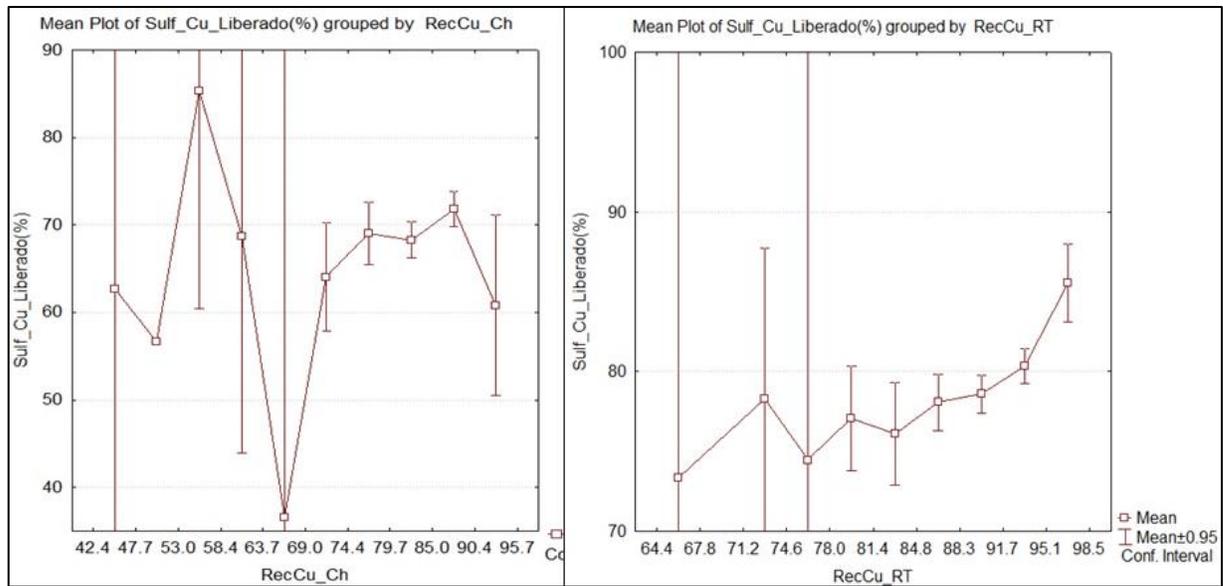


Gráfico de medias de liberación de sulfuros de cobre por recuperación de cobre. Estándar CH a la izquierda; estándar RT a la derecha.

Estadística básica de mineralogía sulfurada y alteraciones de mapeo según rango de grado de liberación de sulfuros de cobre para estándar CH.

Class CH	N	Cc	Cv	Bo	Dig	Cpy	Py	En	Ten	PF	EDM	CMH	KSIL	SGV	QSP	SVCP	AST
<40	37	22,2	5,8	26,7	0,4	25,4	19,5	0,0	0,0	78,0	0,5	0,0	0,1	2,5	11,3	1,1	6,6
40-60	85	22,2	3,4	36,5	0,7	27,5	9,7	0,0	0,0	80,2	1,3	0,0	0,4	2,1	7,0	0,7	8,3
60-70	115	24,1	2,1	35,9	0,4	29,7	7,9	0,0	0,0	80,1	1,0	0,0	0,3	2,6	6,8	1,6	7,5
70-80	185	18,3	3,0	37,6	0,1	34,2	6,7	0,0	0,0	79,5	1,6	0,1	0,1	1,8	10,1	1,0	5,8
80-90	129	34,7	4,8	25,3	0,4	29,5	5,4	0,0	0,0	79,2	1,1	0,0	0,1	1,7	10,6	1,6	5,6
>90	19	64,9	1,7	11,3	0,2	18,6	3,3	0,0	0,0	78,6	1,2	0,0	0,2	1,5	12,7	0,3	5,4

Estadística básica de mineralogía sulfurada y alteraciones de mapeo según rango de grado de liberación de sulfuros de cobre para estándar RT.

Class RT	N	Cc	Cv	Bo	Dig	Cpy	Py	En	Ten	PF	EDM	CMH	KSIL	SGV	QSP	SVCP	AST
<70	35	8,4	7,6	33,1	0,0	39,2	11,6	0,0	0,2	74,8	2,2	0,5	0,0	1,1	10,0	3,2	8,1
70-75	72	10,5	8,3	29,4	0,0	37,5	13,9	0,0	0,4	73,6	1,8	0,6	0,0	1,1	11,0	2,4	9,5
75-80	116	6,3	9,2	30,6	0,3	40,7	12,7	0,0	0,2	74,9	1,8	1,8	0,2	1,1	10,6	1,6	8,1
80-85	103	7,2	9,4	30,2	0,0	43,0	10,1	0,0	0,1	77,9	1,1	0,3	0,1	1,3	9,8	1,3	8,3
85-90	57	10,9	8,3	25,7	0,5	43,6	11,0	0,0	0,0	80,9	0,7	0,7	0,0	0,7	8,6	1,7	6,7
>90	26	4,1	7,6	20,9	0,0	50,7	16,7	0,0	0,0	73,6	0,5	4,3	0,0	0,3	12,1	2,5	6,7

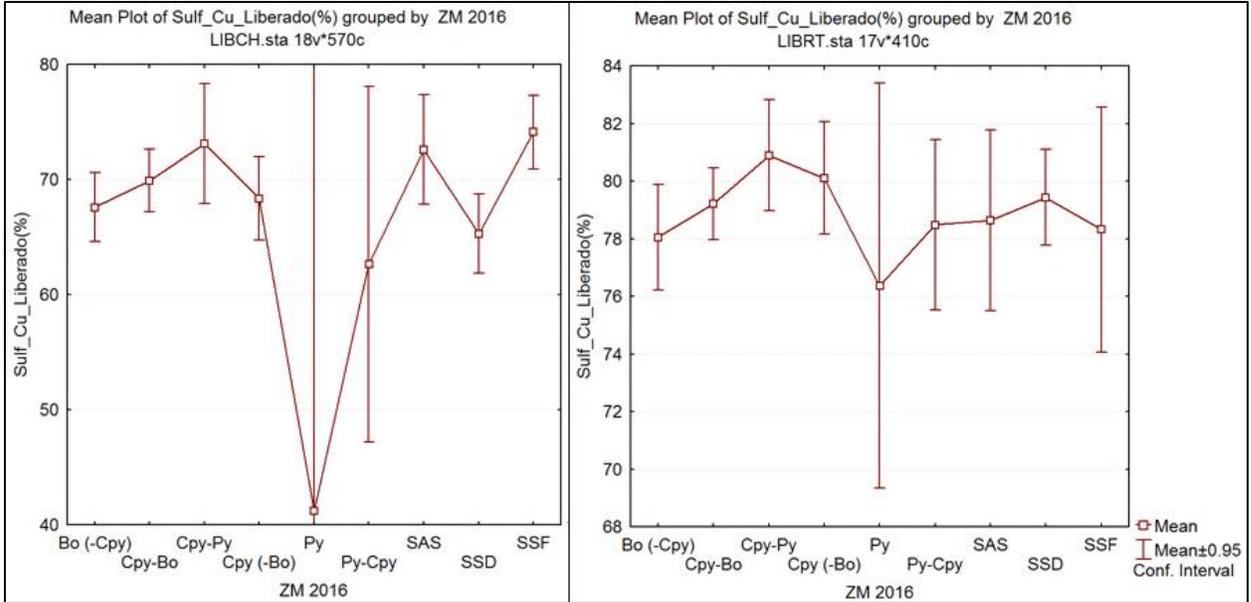


Gráfico de medias de liberación de sulfuros de cobre por zona mineral. Estándar CH a la izquierda; estándar RT a la derecha.

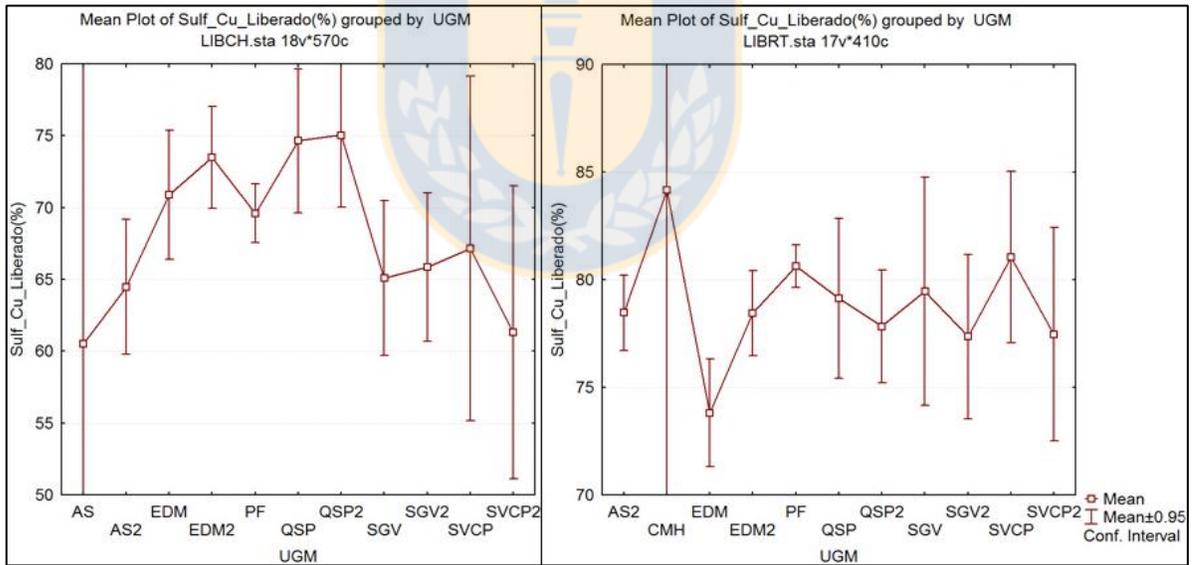
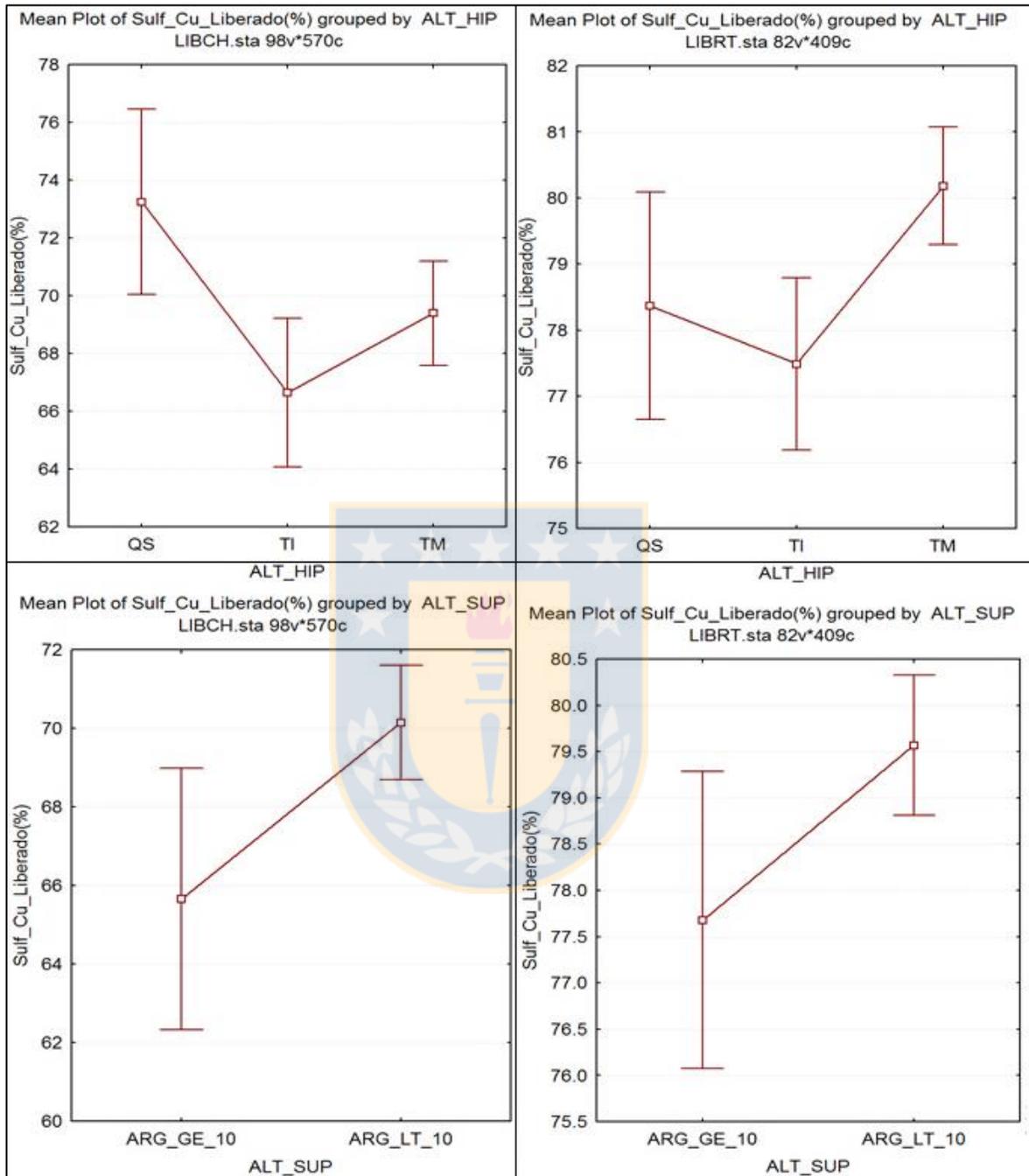
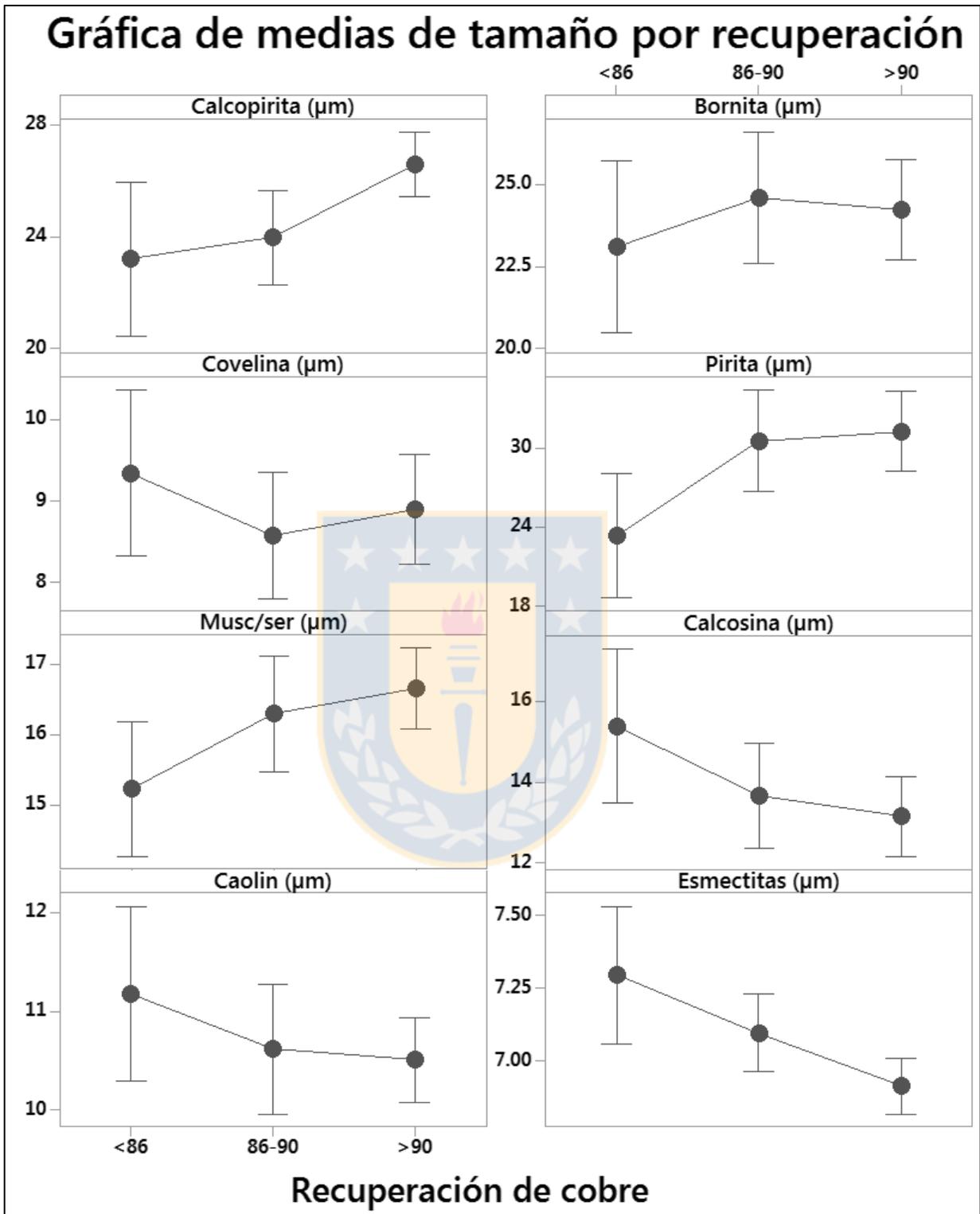


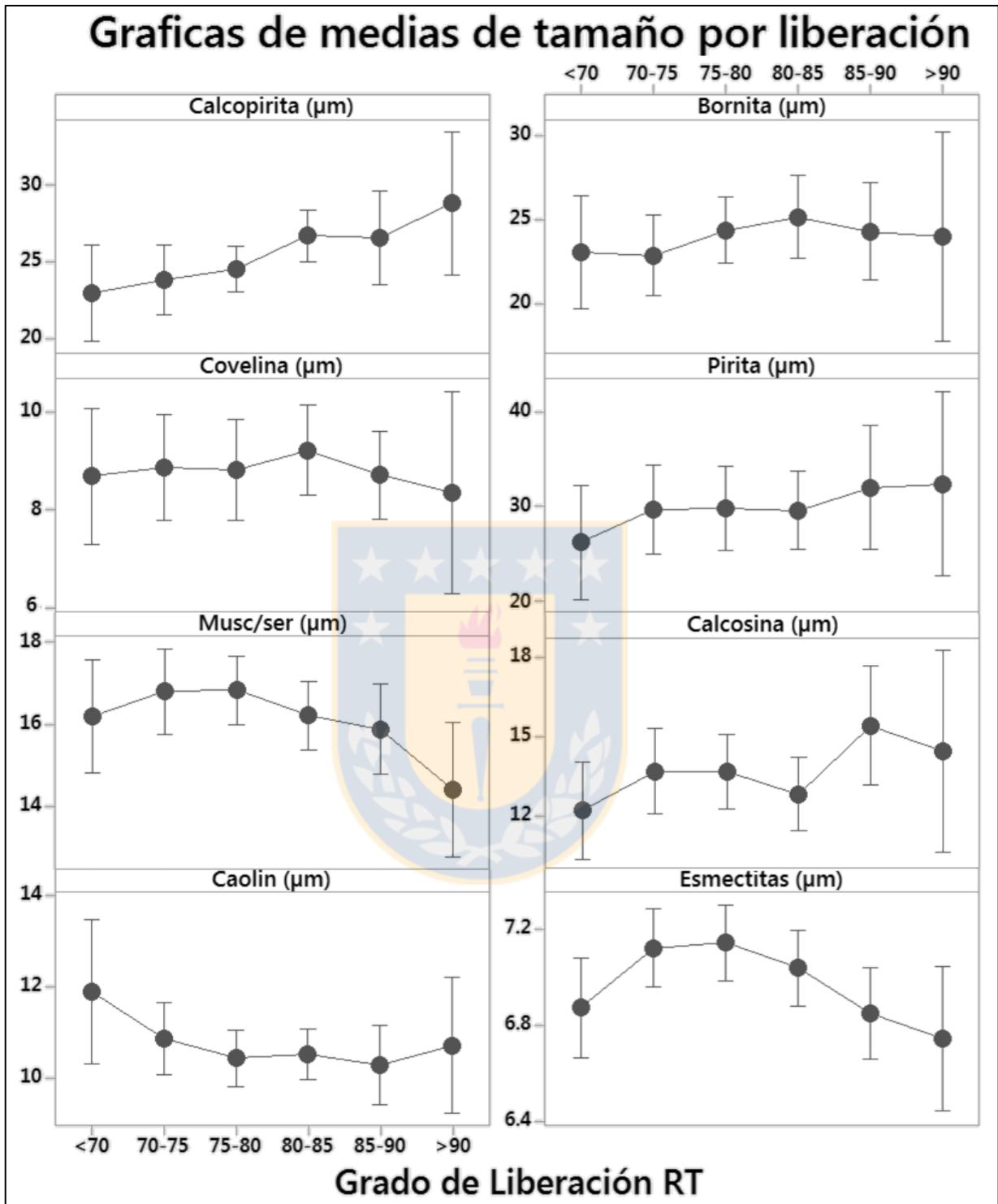
Gráfico de medias de liberación de sulfuros de cobre por unidad geometalúrgica. Estándar CH a la izquierda; estándar RT a la derecha.



Gráficos de caja para el grado de liberación según dominios de alteración. En la parte izquierda estándar CH, derecha RT. Parte superior alteraciones hipógenas, inferior supergenas.



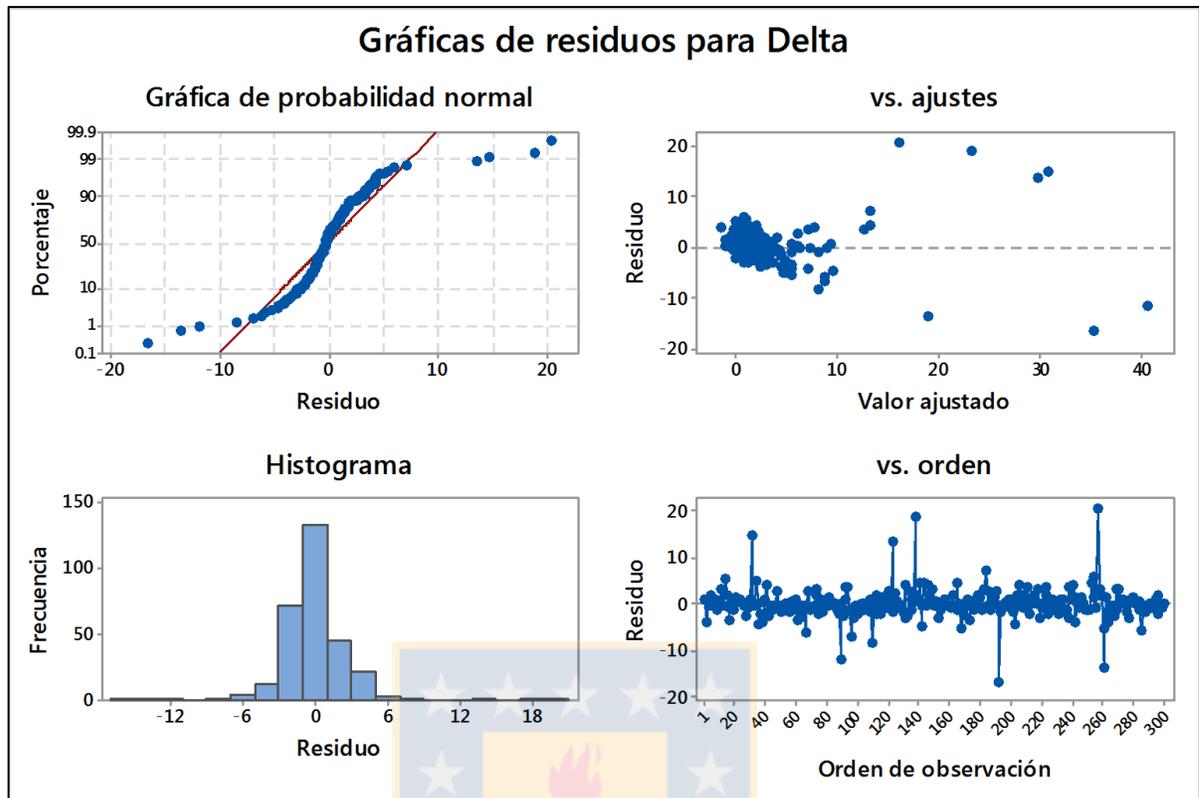
Gráficos de medias de tamaño de grano agrupadas por rango de recuperación RT.



Gráficos de medias de tamaño de grano agrupadas por porcentaje de liberación de sulfuros RT.

Matriz de correlación de Pearson para la recuperación con NaSH y razón de solubilidad, mineralogía sulfurada y alteraciones de mapeo. RNaSH: Recuperación de cobre con NaSH; Delta: diferencia entre recuperación estándar y NaSH.

	CuT	Rsol	RNaSH	Delta	EDM	ASE	ASC	SS	CMH	PF	KSL	SGV	QSP	SVCP	AST	Cc	Cov	Bo	Dig	Cpy	Py	Enar	Term
CuT	1	0,10	0,11	0,06	0,00	0,03	0,29	0,03	-0,05	-0,36	0,05	0,33	0,35	-0,06	0,17	0,21	-0,09	0,03	0,04	-0,21	0,00	-0,02	0,00
Rsol	0,10	1	-0,44	0,83	-0,10	0,04	-0,03	0,06	-0,04	0,07	-0,04	-0,15	-0,03	-0,06	0,02	0,49	0,19	-0,28	-0,03	-0,42	0,16	-0,02	0,03
RNaSH	0,11	-0,44	1	-0,35	-0,01	-0,24	-0,01	-0,02	-0,01	-0,13	0,04	0,08	0,20	0,15	-0,19	-0,18	-0,03	0,02	0,00	0,14	0,06	0,02	-0,03
Delta	0,06	0,83	-0,35	1	-0,09	0,06	0,03	0,12	-0,03	0,04	-0,02	-0,12	-0,03	-0,07	0,09	0,37	0,20	-0,21	-0,03	-0,30	0,05	0,00	0,09
EDM	0,00	-0,10	-0,01	-0,09	1	-0,07	-0,15	-0,18	-0,06	0,05	-0,05	-0,09	-0,13	-0,01	-0,16	-0,13	-0,13	0,36	0,06	-0,01	-0,22	0,00	-0,08
ASE	0,03	0,04	-0,24	0,06	-0,07	1	0,23	-0,11	-0,03	-0,19	-0,09	0,15	-0,07	0,02	0,83	0,11	0,05	0,01	-0,05	-0,07	-0,09	0,04	-0,01
ASC	0,29	-0,03	-0,01	0,03	0,15	0,23	1	0,24	0,03	-0,49	0,00	0,05	0,34	0,00	0,70	0,04	-0,14	-0,06	0,02	-0,03	0,15	-0,04	0,10
SS	0,03	0,06	-0,02	0,12	-0,18	-0,11	0,24	1	0,02	-0,21	0,10	-0,02	0,18	0,13	0,23	-0,07	0,13	-0,17	-0,03	0,02	0,21	-0,03	0,10
CMH	-0,05	-0,04	-0,01	-0,03	-0,06	-0,03	0,03	0,02	1	-0,38	-0,01	-0,08	0,05	-0,02	-0,01	-0,07	0,06	-0,13	-0,01	-0,03	0,27	0,00	-0,03
PF	-0,36	0,07	-0,13	0,04	0,05	-0,19	-0,49	-0,21	-0,38	1	0,00	0,02	-0,87	-0,21	-0,42	0,03	-0,09	0,34	0,01	0,08	-0,54	0,02	-0,03
KSL	0,05	-0,04	0,04	-0,02	-0,05	-0,09	0,00	0,10	-0,01	0,00	1	0,13	0,01	-0,01	-0,04	-0,06	-0,02	0,03	-0,01	0,07	-0,04	0,05	-0,02
SGV	0,33	-0,15	0,08	-0,12	-0,09	0,15	0,05	-0,02	-0,08	0,02	0,13	1	-0,18	-0,10	0,13	-0,05	-0,16	0,42	-0,03	-0,08	-0,30	-0,01	0,06
QSP	0,35	-0,03	0,20	-0,03	-0,13	-0,07	0,34	0,18	0,05	-0,87	0,01	-0,18	1	0,14	0,14	0,01	0,13	-0,45	0,00	-0,05	0,58	-0,03	0,03
SVCP	-0,06	-0,06	0,15	-0,07	-0,01	0,02	0,00	0,13	-0,02	-0,21	-0,01	-0,10	0,14	1	0,04	-0,10	0,06	-0,10	0,03	-0,01	0,24	0,01	0,00
AST	0,17	0,02	-0,19	0,09	-0,16	0,83	0,70	0,23	-0,01	-0,42	-0,04	0,13	0,14	0,04	1	0,08	-0,01	-0,05	-0,03	-0,07	0,04	0,00	0,06
Cc	0,21	0,49	-0,18	0,37	-0,13	0,11	0,04	-0,07	-0,07	0,03	-0,06	-0,05	0,01	-0,10	0,08	1	-0,10	-0,35	-0,05	-0,60	0,00	-0,06	0,01
Cov	-0,09	0,19	-0,03	0,20	-0,13	0,05	-0,14	0,13	0,06	-0,09	-0,02	-0,16	0,13	0,06	-0,01	-0,10	1	-0,35	-0,05	-0,21	0,26	0,00	-0,09
Bo	0,03	-0,28	0,02	-0,21	0,36	0,01	-0,06	-0,17	-0,13	0,34	0,03	0,42	-0,45	-0,10	-0,05	-0,35	-0,35	1	-0,01	-0,07	-0,59	-0,01	-0,06
Dig	0,04	-0,03	0,00	-0,03	0,06	-0,05	0,02	-0,03	-0,01	0,01	-0,01	-0,03	0,00	0,03	-0,03	-0,05	-0,05	-0,01	1	0,10	-0,06	-0,01	-0,02
Cpy	-0,21	-0,42	0,14	-0,30	-0,01	-0,07	-0,03	0,02	-0,03	0,08	0,07	-0,08	-0,05	-0,01	-0,07	-0,60	-0,21	-0,07	0,10	1	-0,27	0,07	0,07
Py	0,00	0,16	0,06	0,05	-0,22	-0,09	0,15	0,21	0,27	-0,54	-0,04	-0,30	0,58	0,24	0,04	0,00	0,26	-0,59	-0,06	-0,27	1	-0,03	-0,08
Enar	-0,02	-0,02	0,02	0,00	0,00	0,04	-0,04	-0,03	0,00	0,02	0,05	-0,01	-0,03	0,01	0,00	-0,06	0,00	-0,01	-0,01	0,07	-0,03	1	-0,02
Term	0,00	0,03	-0,03	0,09	-0,08	-0,01	0,10	0,10	-0,03	-0,03	-0,02	0,06	0,03	0,00	0,06	0,01	-0,09	-0,06	-0,02	0,07	-0,08	-0,02	1



Análisis de residuos para la regresión lineal entre el delta de recuperación y la razón de solubilidad.

Estadística básica de recuperación NaSH por zona mineral.

ZM 2016	N	Media	Desv.Est.	Mínimo	Mediana	Máximo
Bo (-Cpy)	36	89.012	4.955	71.25	90.055	94.64
Cpy-Bo	87	89.287	5.2	53.729	90.341	97.139
Cpy-Py	18	90.373	2.239	84.153	90.336	93.209
Cpy (-Bo)	55	89.1	3.749	76.05	89.923	94.42
MX	5	81.95	3.14	77.73	81.83	86.4
OX	3	73.67	9.43	63.86	74.49	82.67
Py	3	90.46	1.378	89.656	89.674	92.051
Py-Cpy	20	91.382	3.466	84.226	91.695	97.628
SAS	24	85.895	3.518	79.588	86.721	91.181
SSD	39	90.351	2.821	82.82	90.84	96.109
SSF	10	91.33	1.134	88.769	91.422	92.62

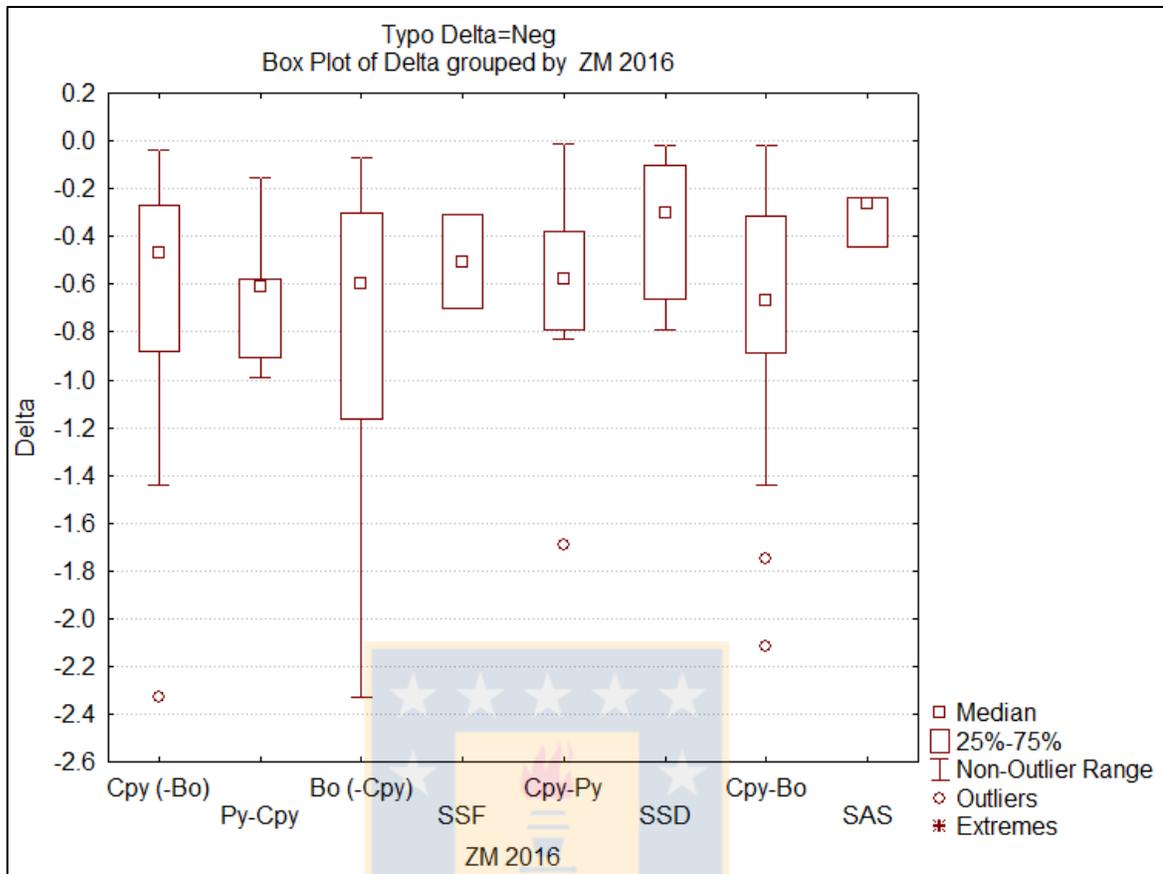


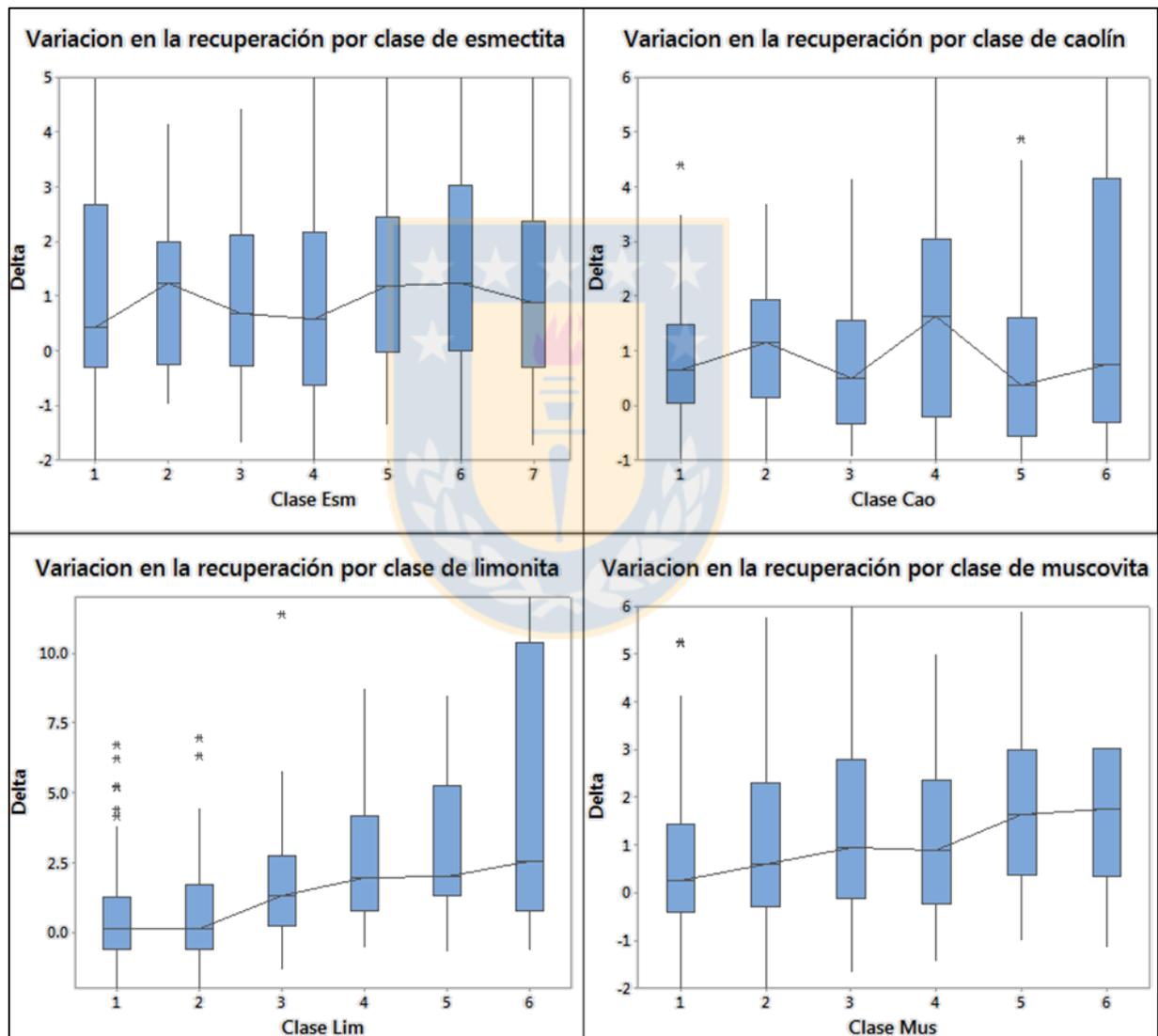
Gráfico de caja de los valores negativos del delta de recuperación estándar y NaSH agrupados por zona mineral.

Estadística básica del delta de recuperación por unidad geometalúrgica.

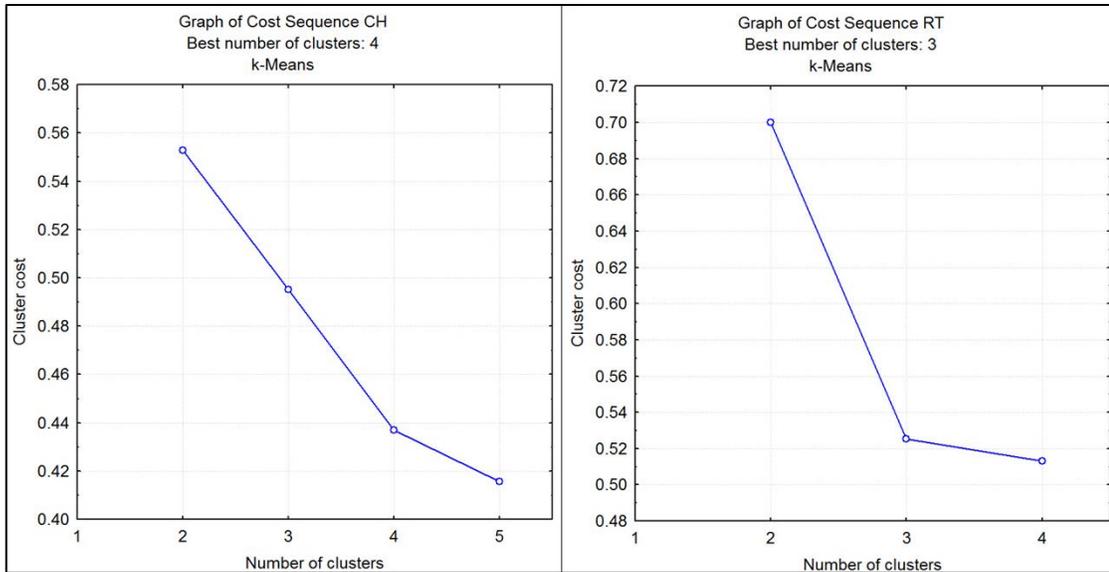
UGM	N	Media	Desv.Est.	Mínimo	Mediana	Máximo
SGV	12	0,097	1,180	-1,751	-0,085	2,394
CMH	2	0,572	1,030	-0,156	0,572	1,300
SVCP2	9	0,943	1,823	-1,442	1,747	3,850
PF	147	1,054	1,886	-2,330	0,603	8,483
SVCP	3	1,100	1,717	-0,247	0,514	3,033
EDM2	16	1,210	2,576	-1,440	0,297	8,740
QSP	10	1,234	0,757	-0,339	1,257	2,333
QSP2	23	1,603	4,284	-1,013	0,860	20,343
EDM	12	1,760	3,600	-1,110	0,770	11,390
SGV2	19	1,893	2,483	-0,862	1,800	6,470
AS2	39	3,074	3,527	-0,830	1,930	16,148

Estadística básica del delta de recuperación por zona de alteración

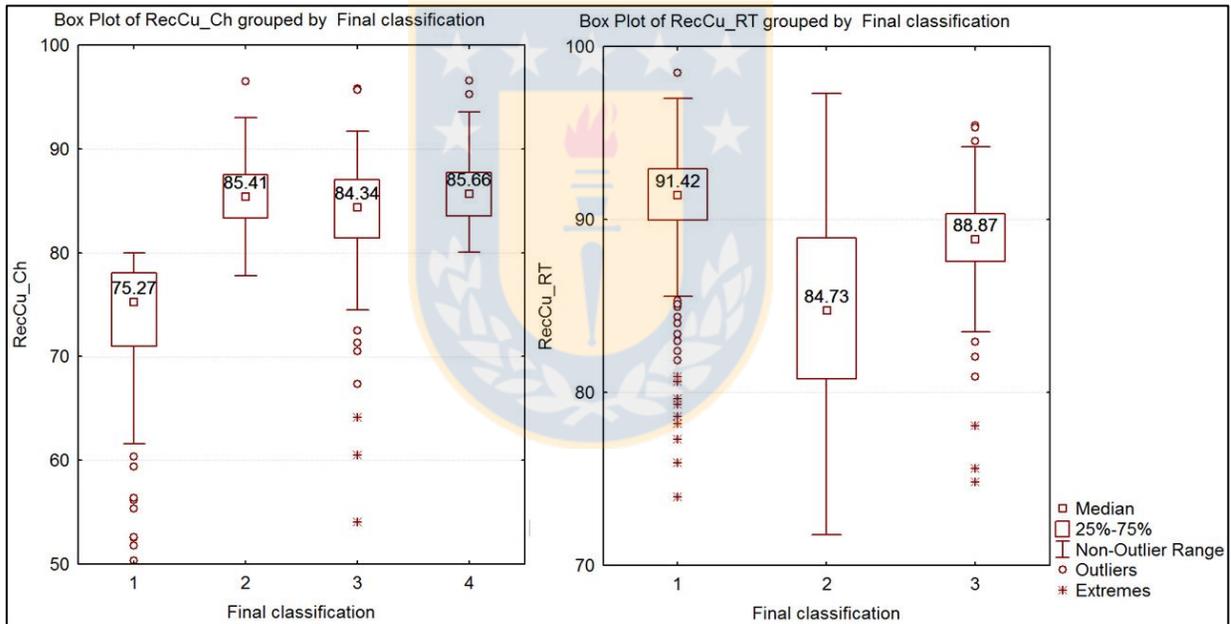
ALT	N	Media	Desv.Est.	Mínimo	Mediana	Máximo
PROP	1	1,300	*	1,300	1,300	1,300
QS	41	1,456	3,272	-1,013	1,160	20,343
TI	58	0,892	2,293	-2,330	0,185	11,393
TM	200	2,700	6,660	-2,326	1,038	45,680
ARG_GE_10	106	2,544	4,362	-1,440	1,517	28,802
ARG_LT_10	194	1,974	6,319	-2,330	0,590	45,680



Gráficos de caja para las variaciones entre las recuperaciones estándar y NaSH de cobre agrupadas por clase de arcilla.



Número óptimo de clústeres mediante K-medias. Estándar CH a la izquierda, RT a la derecha.



Gráficos de caja para la recuperación agrupados en los clústeres de cada estándar.

Centroides de las variables resultantes de agrupamiento k-medias para ambos estándares.

Est	Clúster	RecCu_Ch	Rsol	Cc	Bo	Cpy	Py	EDM	ASE	ASC	SGV	QSP	SVCP	N	%
CH	1	73,56	6,09	11,08	34,10	36,96	11,01	1,41	5,91	3,84	1,73	9,27	0,82	198	19
	2	85,58	4,44	3,62	56,69	33,94	1,85	2,28	3,08	1,64	1,72	2,69	0,40	326	31
	3	83,68	8,64	71,16	3,84	8,30	12,27	0,58	3,48	2,06	1,68	13,46	1,19	201	19
	4	85,77	3,69	5,18	13,52	58,02	14,83	0,94	3,60	2,59	0,86	15,46	2,09	336	32
RT	1	90,83	4,04	7,37	28,20	45,93	11,14	1,27	3,18	2,11	1,07	10,34	1,63	333	50
	2	84,16	6,80	14,16	34,30	37,53	8,11	1,60	6,03	3,36	1,49	7,50	0,38	125	19
	3	89,00	4,98	9,93	31,17	41,59	9,87	1,72	4,20	2,70	1,11	8,59	0,61	207	31

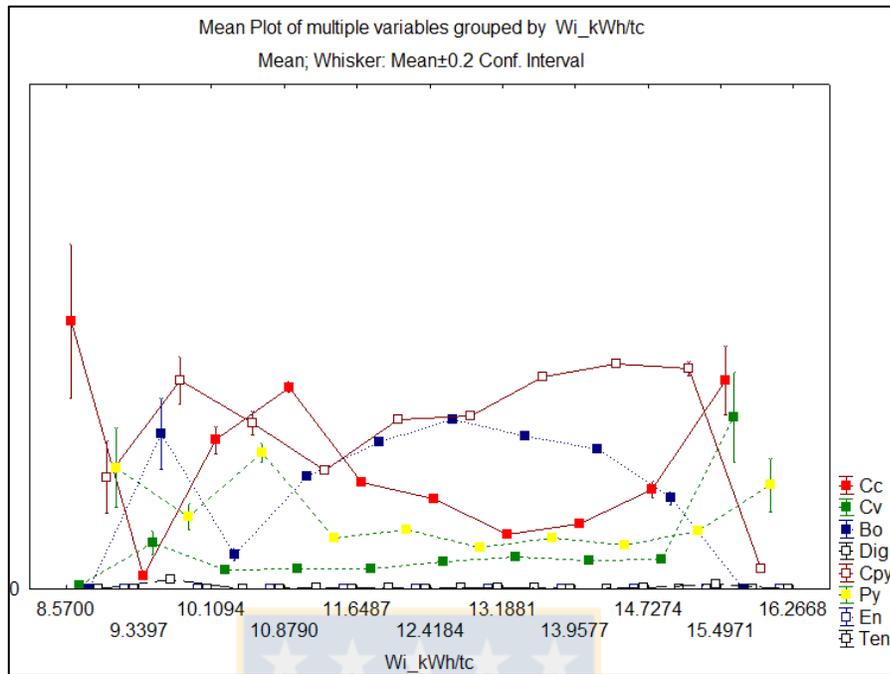


Gráfico de medias de WI por especie mineral sulfurada.

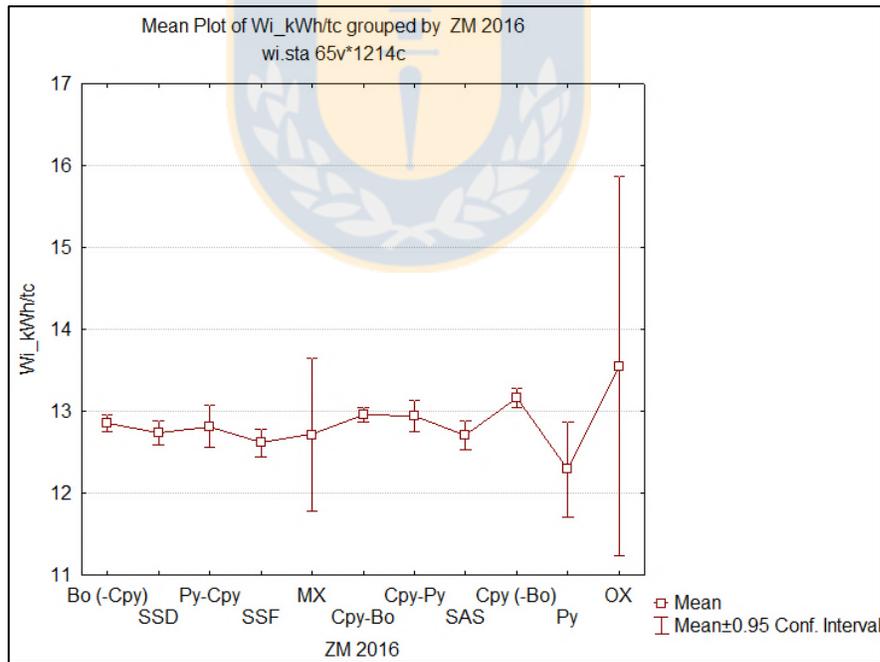


Gráfico de medias de WI por zona mineral.

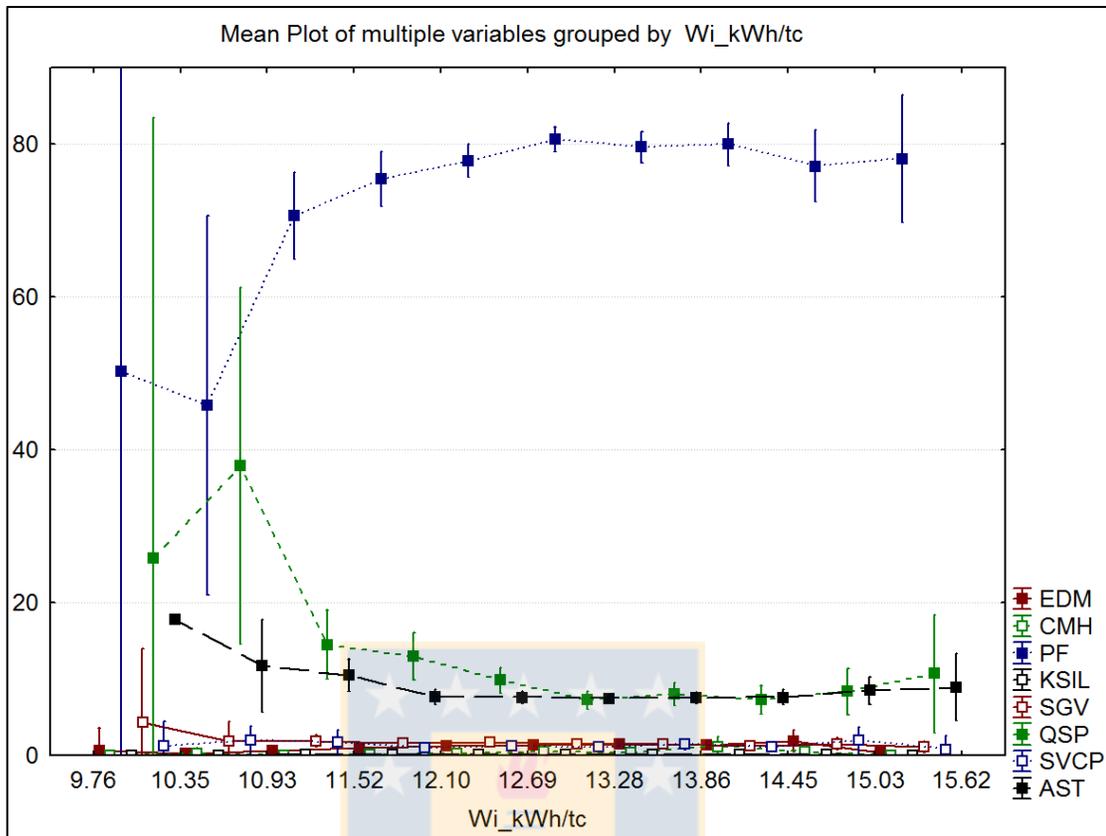
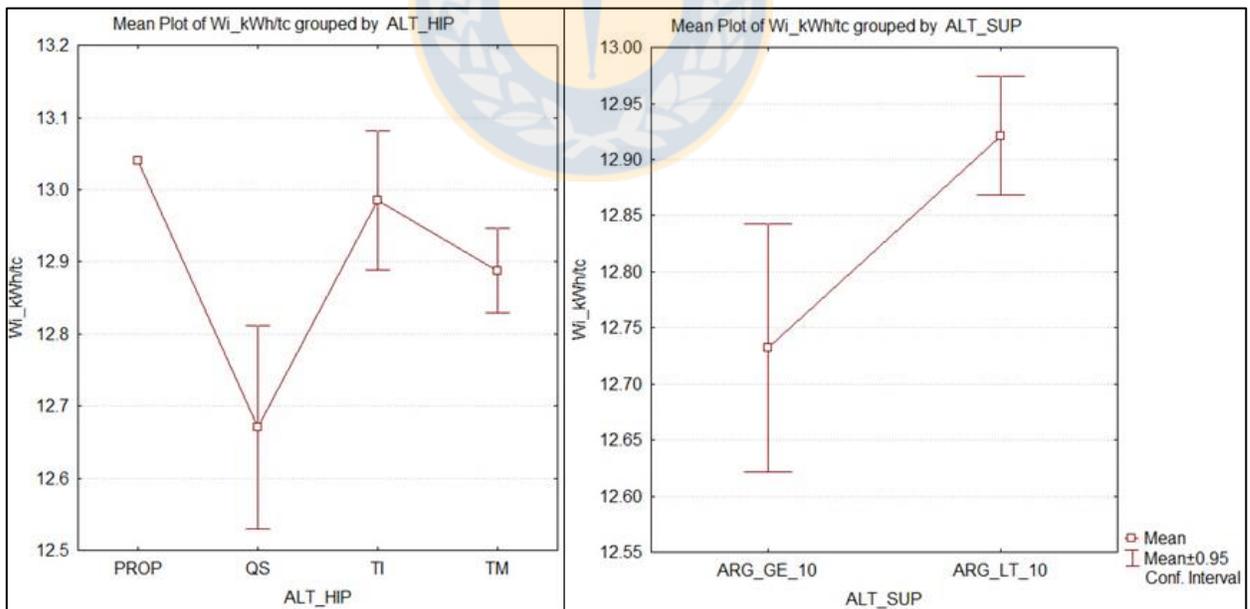
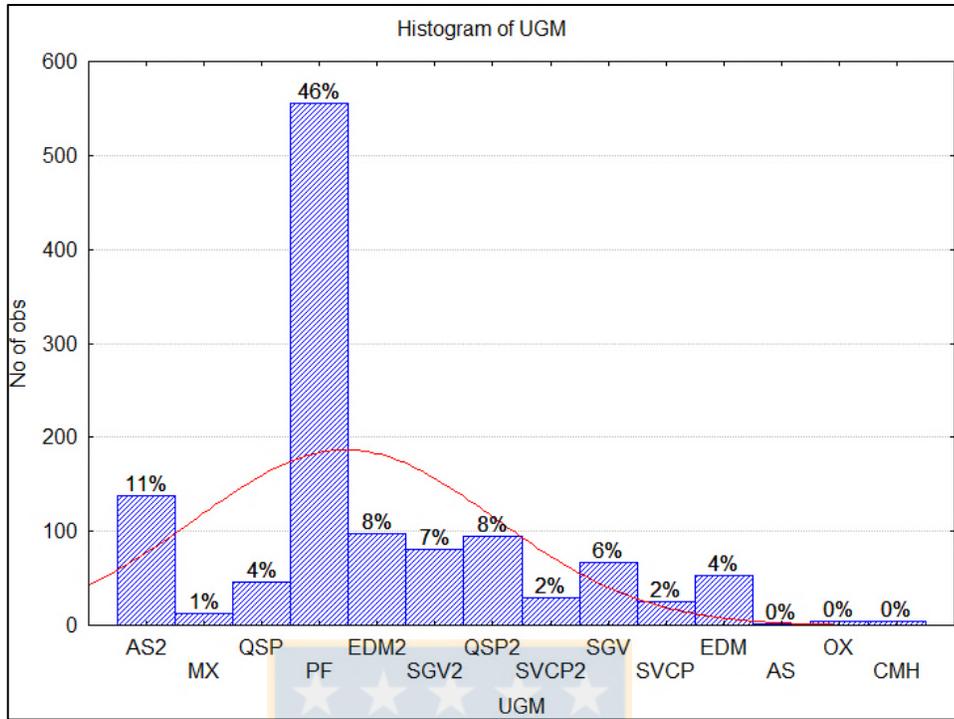


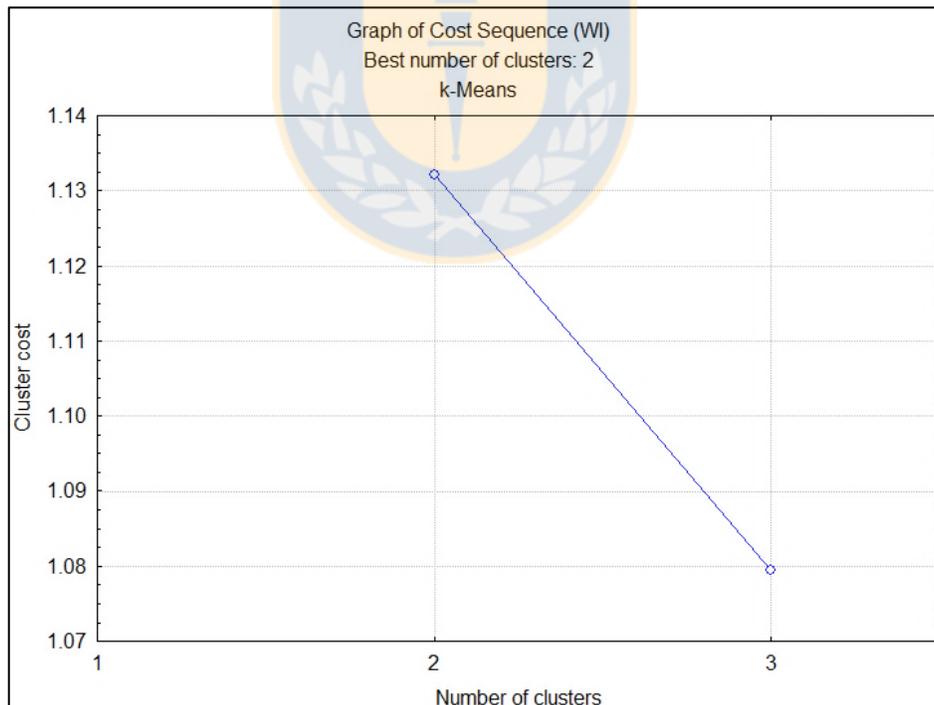
Gráfico de medias de WI por alteración de mapeo.



Gráficos de medias de WI para los dominios de alteración. Hipógeno a la izquierda, supérgeno a la derecha.



Histograma de UGM para WI.



Número óptimo de clústeres mediante K-medias para la variable WI.

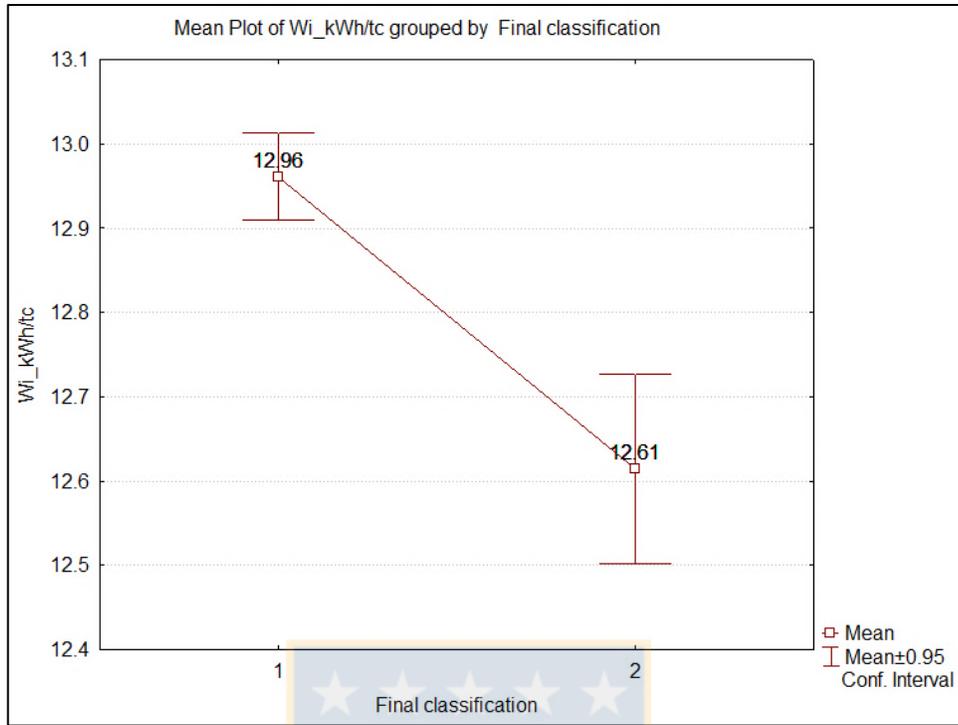
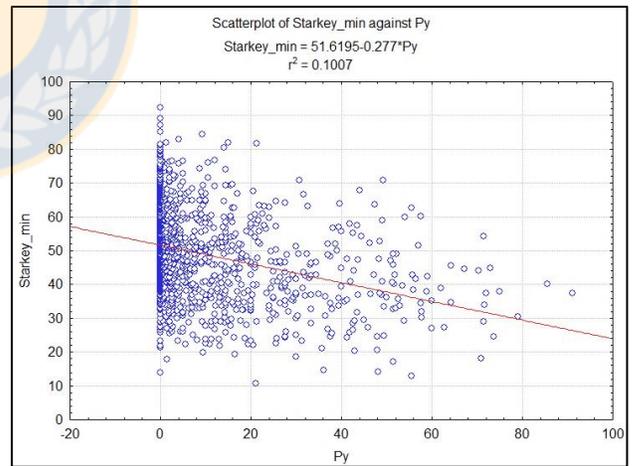
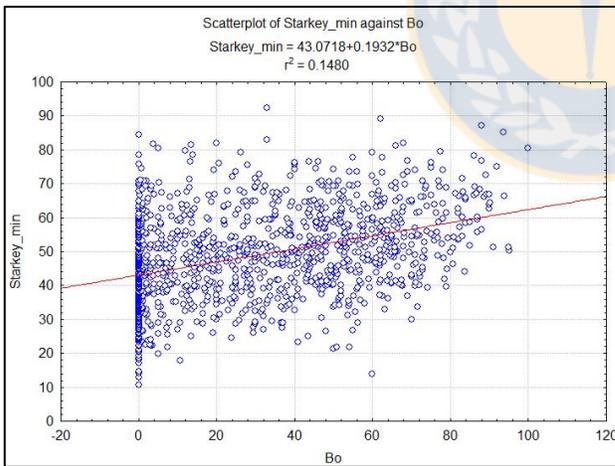
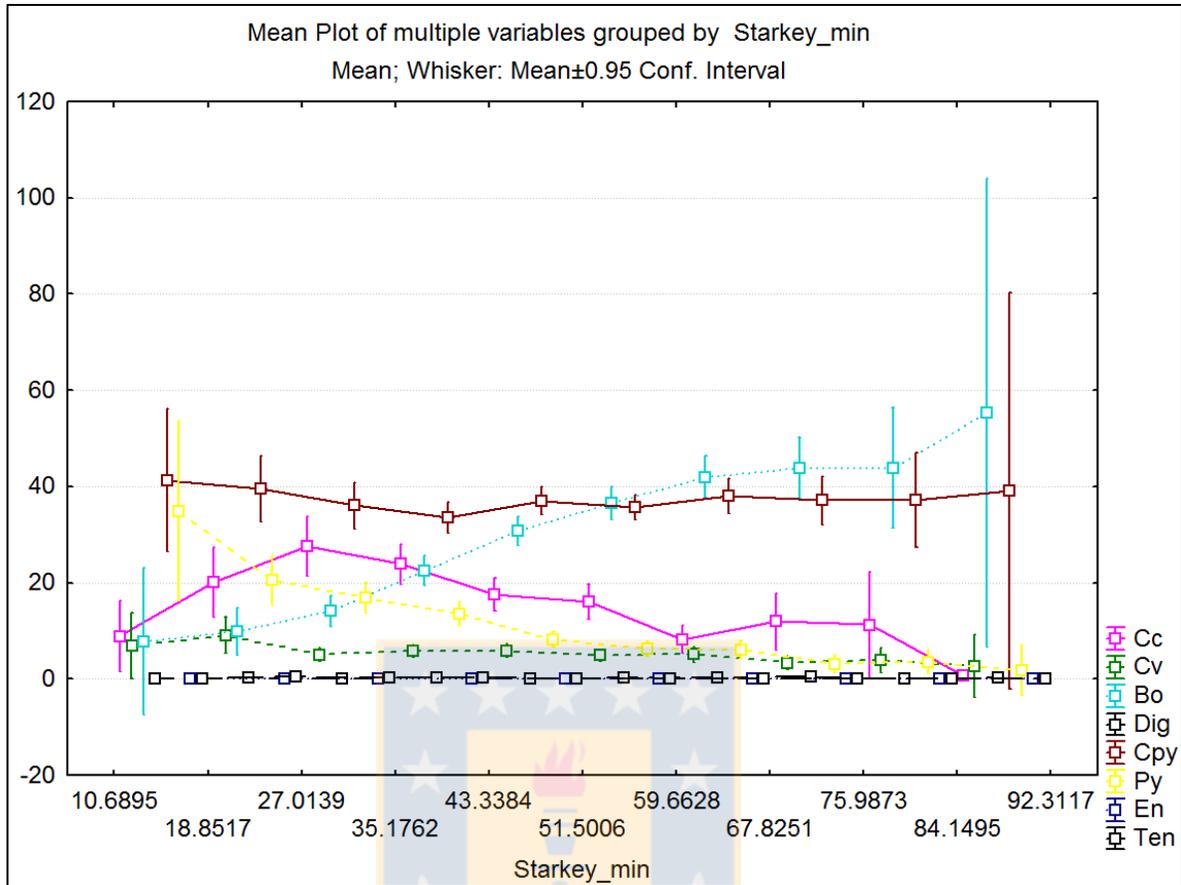


Gráfico de medias de WI para clústeres.



Gráficos de dispersión Bornita (izquierda) y Pirita (derecha) vs Starkey.



Gráficos de medias de Starkey por especie mineral sulfurada.

Medias de porcentaje de mineralización según clase de Starkey.

Clase	Cc	Cv	Bo	Dig	Cpy	Py	En	Ten
<30	22,267	6,861	11,141	0,141	38,865	20,467	0,000	0,258
30 a 40	27,288	6,032	17,068	0,095	33,300	15,898	0,035	0,285
40 a 50	18,192	5,862	28,876	0,207	36,704	9,936	0,028	0,193
50 a 60	16,274	4,794	36,265	0,252	36,078	6,219	0,000	0,116
60 a 70	9,098	5,000	42,793	0,365	37,573	5,095	0,000	0,077
>70	10,208	3,426	44,479	0,342	38,008	3,536	0,000	0,000

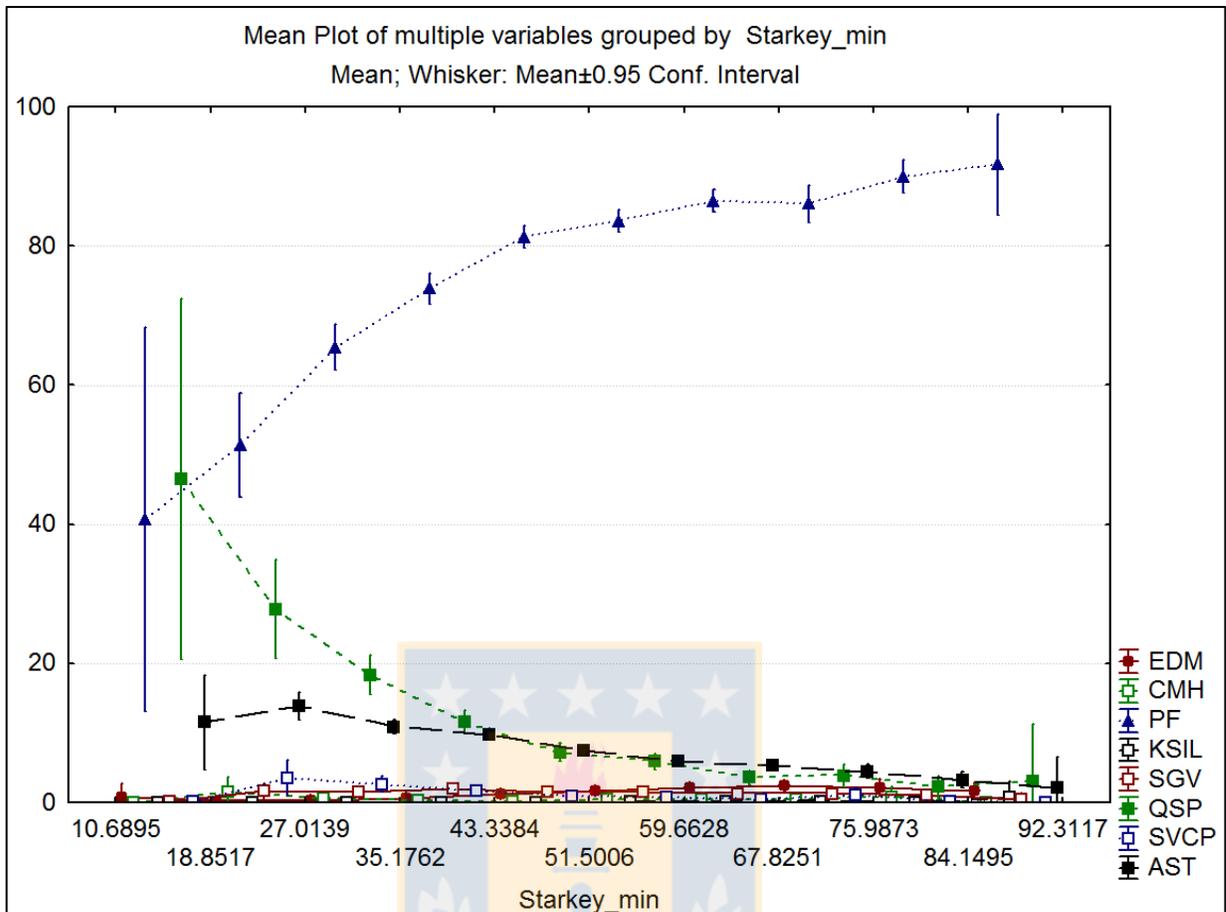


Gráfico de medias de Starkey por alteración.

Medias de porcentaje de alteración según clase de Starkey.

Clase	EDM	CMH	PF	KSIL	SGV	QSP	SVCP	AST
<30	0,349	1,433	55,292	0,005	1,377	25,943	3,101	12,501
30 a 40	0,460	0,289	69,537	0,071	1,765	15,030	2,456	10,392
40 a 50	0,941	0,259	79,409	0,063	1,732	8,437	0,834	8,324
50 a 60	1,765	0,377	83,538	0,122	1,557	5,771	0,825	6,046
60 a 70	2,211	0,416	86,626	0,234	1,287	3,764	0,495	4,968
>70	2,180	0,581	87,916	0,208	1,137	2,867	0,894	4,217

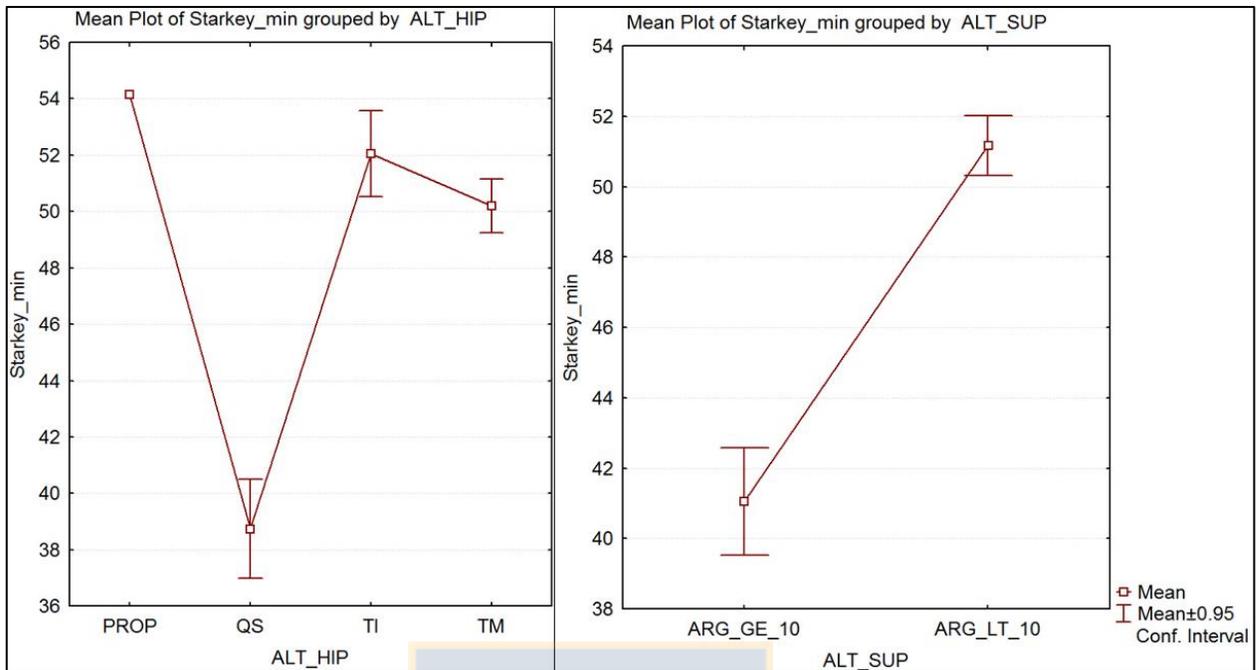
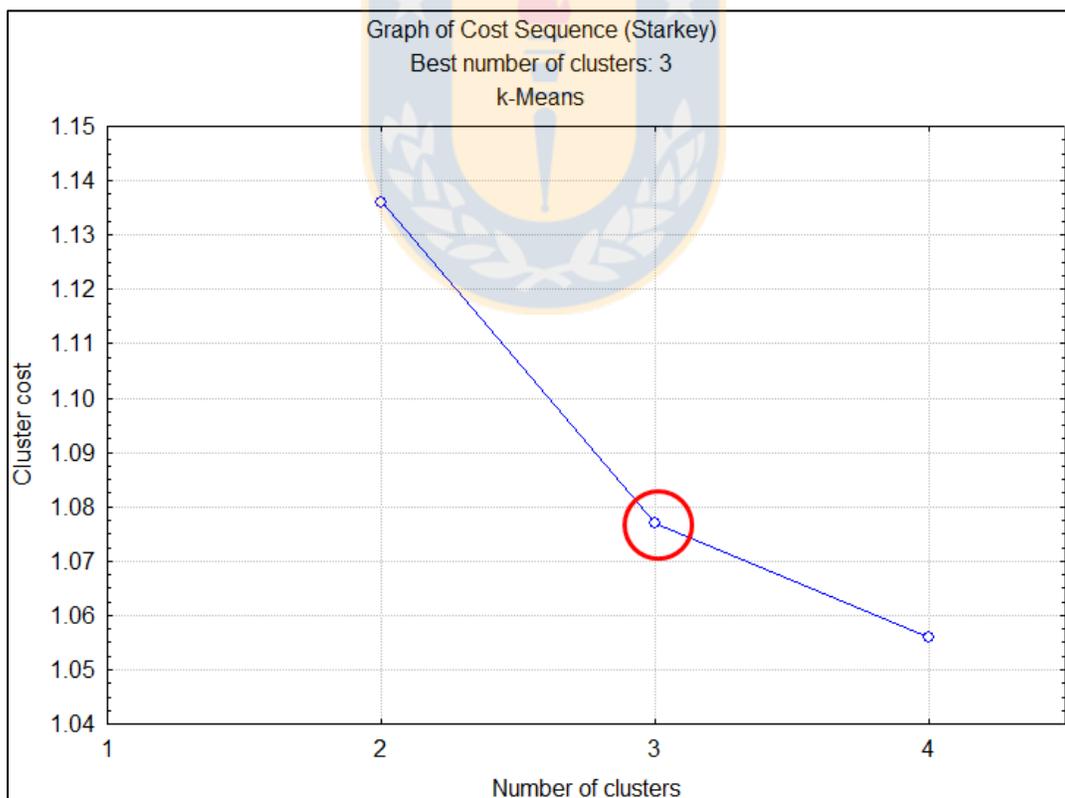


Gráfico de medias de Starkey por dominio de alteración. Hipógeno a la izquierda, supérgeno a la derecha.



Número óptimo de clústeres mediante K-medias.

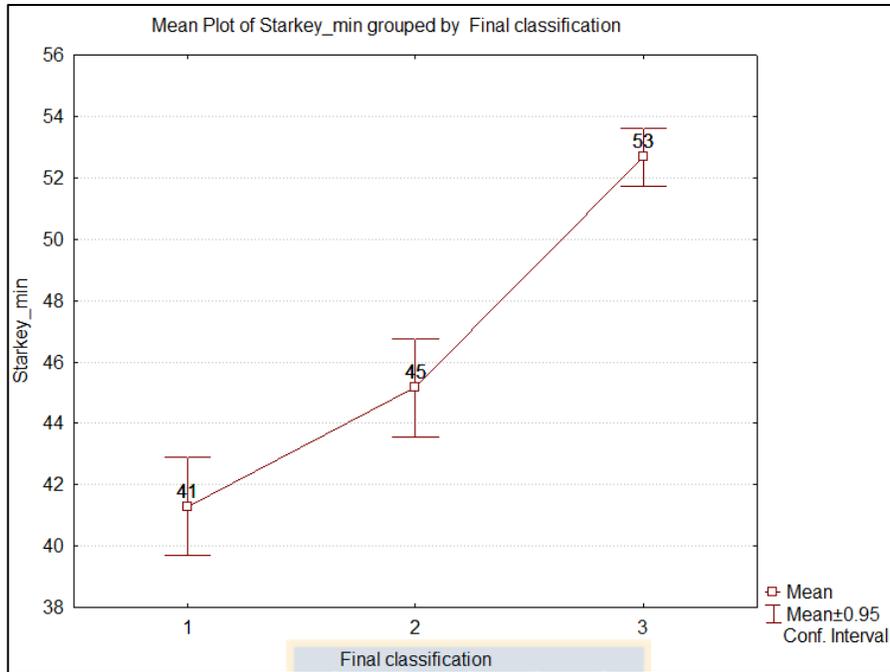


Grafico de medias de Starkey para clústeres.

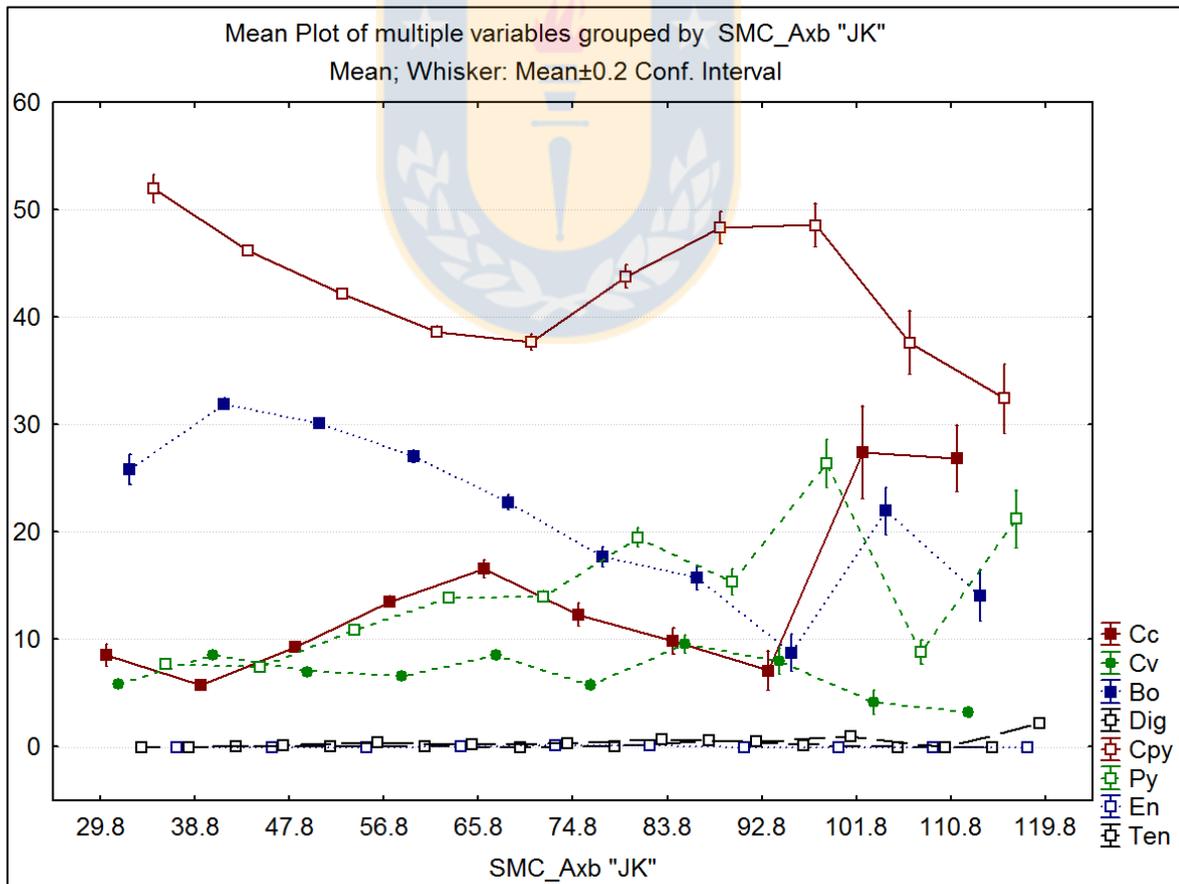


Grafico de medias de Axb por especie mineral sulfurada.

Medias de porcentaje de mineralización y alteración según dureza de Axb.

Dureza Axb	Cc	Cv	Bo	Dig	Cpy	Py	En	Ten	EDM	CMH	PF	KSIL	SGV	QSP	SVCP	AST
Dura	6,74	4,55	28,03	0,00	53,69	6,99	0,00	0,00	2,96	2,20	83,86	0,02	0,49	5,31	0,28	4,88
Mod. Dura	2,99	9,41	33,90	0,02	46,42	7,19	0,00	0,06	2,29	0,28	83,57	0,03	0,88	6,27	0,84	5,84
Media	9,00	7,17	30,25	0,03	43,55	9,66	0,00	0,34	1,75	0,96	79,58	0,03	0,97	7,65	1,00	8,05
Mod. Blanda	13,79	7,54	26,17	0,02	38,32	13,74	0,03	0,38	0,89	0,43	76,77	0,02	1,34	9,44	1,52	9,59
Blanda	14,43	7,03	19,63	0,11	41,61	16,65	0,09	0,45	0,47	1,19	67,57	0,03	1,19	15,40	2,02	12,12

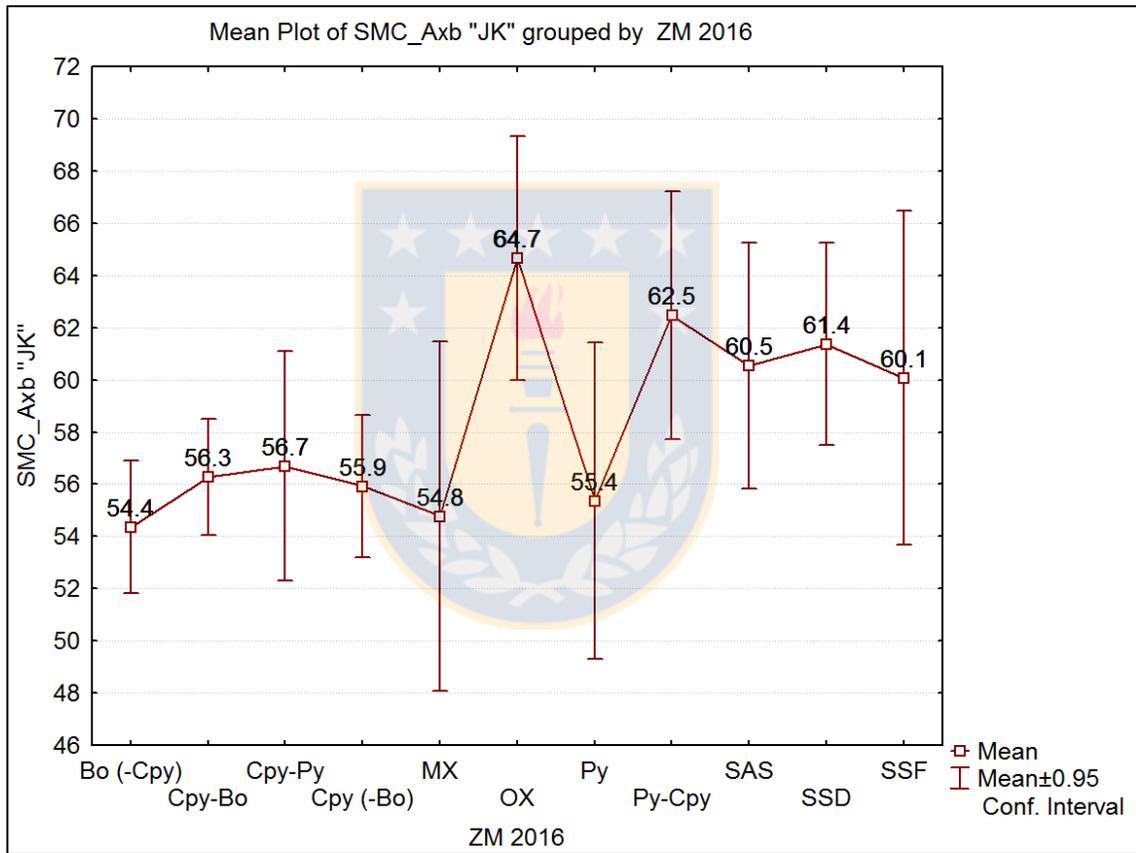


Gráfico de medias de Axb por Zona Mineral.

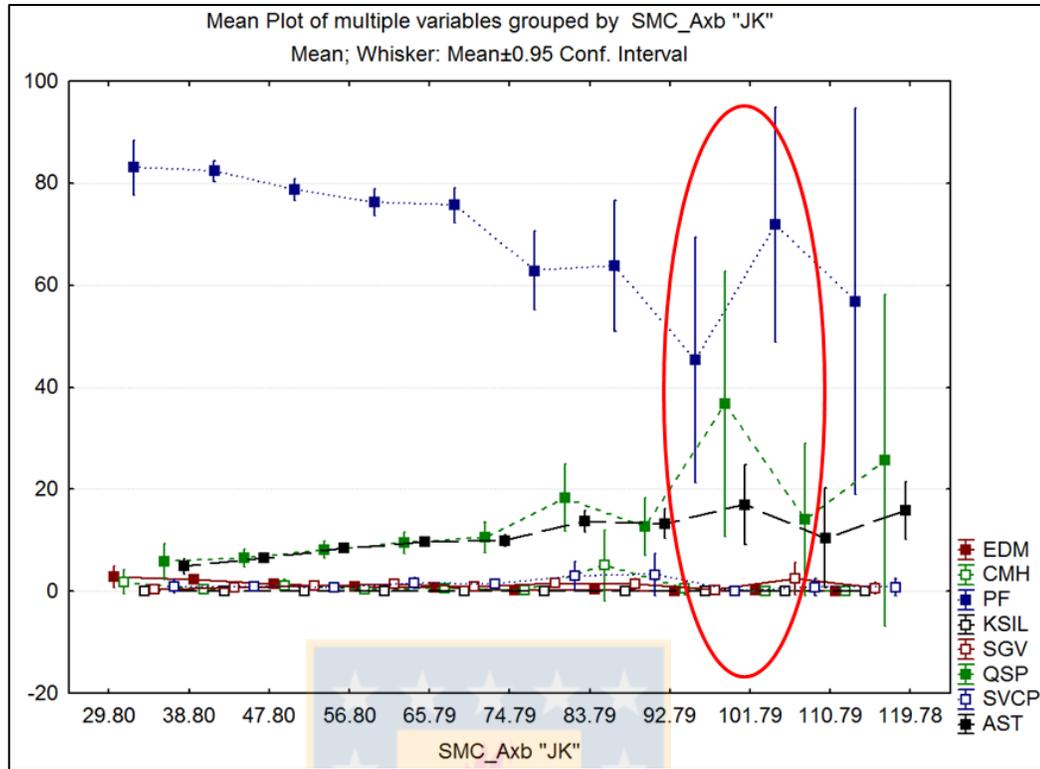


Gráfico de medias de alteración para Axb.

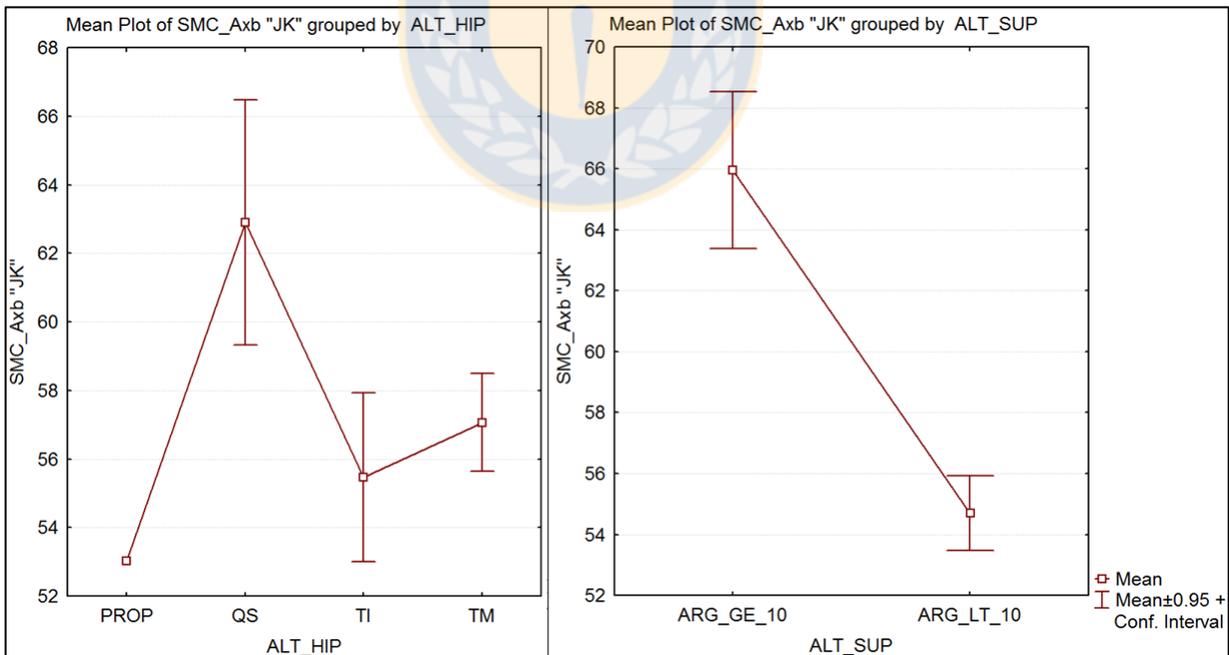
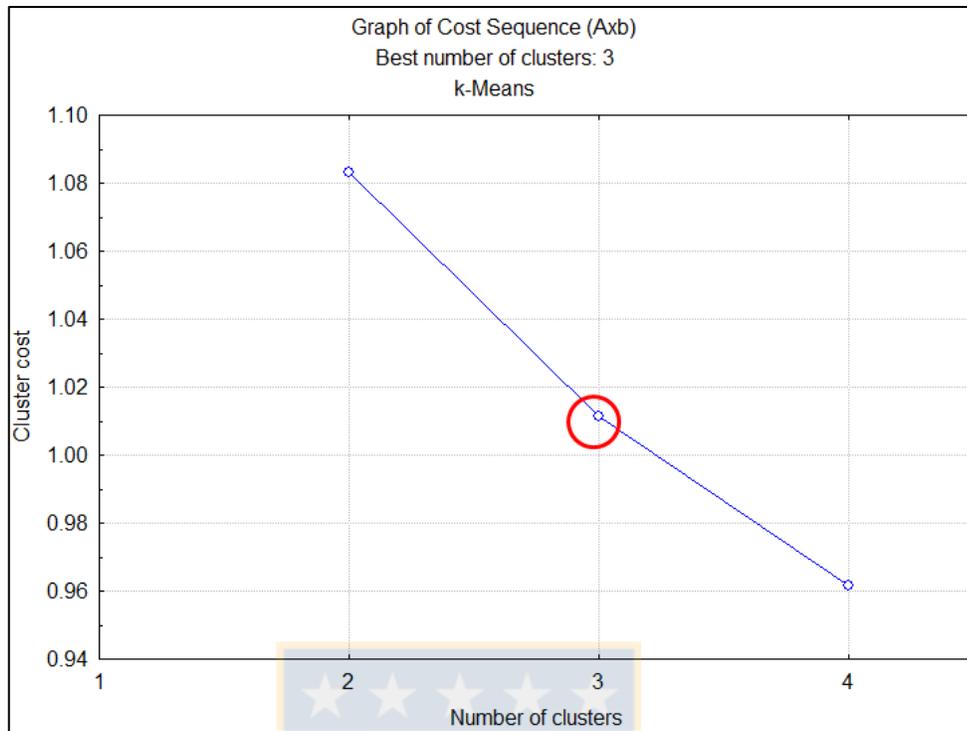


Gráfico de medias de Axb por dominio de alteración. Hipógeno a la izquierda, supérgeno a la derecha.



Número óptimo de clústeres mediante K-medias para variable Axb.

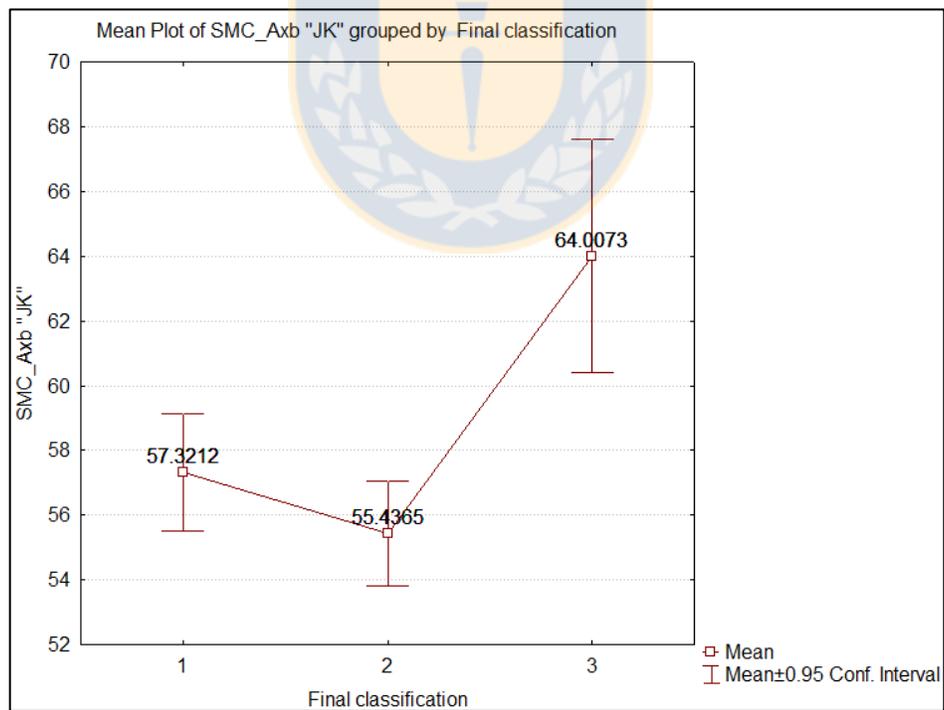


Gráfico de medias de Axb para clústeres.

Matriz de correlación entre alteraciones de mapeo y arcillas NIR, versus velocidad de sedimentación, área unitaria y Yield stress para espesador estándar RT, High Cap. N. Esm: esmectita NIR; N. Cao: caolín NIR; N. Lim: limonita NIR; N. Mus: muscovita NIR; CF: con floculante; SF: sin floculante; Vel: Velocidad de sedimentación; AU: área unitaria; YS US: yield stress unshear; YS FS: yield stress fully sheared.

	EDM	ASE	ASC	SS	CMH	PF	KSIL	SGV	QSP	SVCP	AST	N.ESM	N.Cao	N.Lim	N.Mus	CF Vel	SF Vel	CF AU	SF AU	YS US	YS FS
EDM	1,00	-0,08	-0,15	-0,18	-0,06	0,05	-0,05	-0,09	-0,13	-0,01	-0,16	0,14	-0,07	-0,22	-0,21	0,16	0,11	-0,11	-0,08	-0,02	0,05
ASE	-0,08	1,00	0,24	-0,10	-0,02	-0,20	-0,08	0,14	-0,07	0,02	0,83	0,18	0,37	0,10	0,07	-0,29	-0,26	0,21	0,08	-0,19	-0,08
ASC	-0,15	0,24	1,00	0,25	0,03	-0,49	0,01	0,05	0,34	0,00	0,70	0,06	0,18	0,21	0,36	-0,30	-0,26	0,28	0,16	-0,10	-0,14
SS	-0,18	-0,10	0,25	1,00	0,03	-0,22	0,12	0,00	0,17	0,13	0,24	-0,01	0,02	0,13	0,20	-0,07	-0,05	0,04	-0,04	0,03	-0,01
CMH	-0,06	-0,02	0,03	0,03	1,00	-0,38	-0,01	-0,08	0,05	-0,02	-0,01	-0,12	-0,05	0,18	-0,03	0,01	-0,07	-0,03	0,05	0,03	0,16
PF	0,05	-0,20	-0,49	-0,22	-0,38	1,00	0,00	0,03	-0,87	-0,21	-0,42	0,26	0,01	-0,41	-0,62	0,30	0,29	-0,24	-0,22	0,18	0,07
KSIL	-0,05	-0,08	0,01	0,12	-0,01	0,00	1,00	0,13	0,01	-0,01	-0,04	0,00	0,02	-0,05	0,03	0,04	0,01	-0,03	-0,02	0,07	-0,02
SGV	-0,09	0,14	0,05	0,00	-0,08	0,03	0,13	1,00	-0,18	-0,10	0,13	0,17	0,29	-0,17	0,09	0,00	-0,04	-0,03	-0,06	-0,11	0,11
QSP	-0,13	-0,07	0,34	0,17	0,05	-0,87	0,01	-0,18	1,00	0,14	0,14	-0,34	-0,16	0,39	0,67	-0,25	-0,21	0,21	0,22	-0,13	-0,12
SVCP	-0,01	0,02	0,00	0,13	-0,02	-0,21	-0,01	-0,10	0,14	1,00	0,04	-0,20	-0,01	0,08	0,18	-0,05	-0,05	0,02	0,01	-0,07	-0,02
AST	-0,16	0,83	0,70	0,24	-0,01	-0,42	-0,04	0,13	0,14	0,04	1,00	0,17	0,36	0,20	0,26	-0,38	-0,34	0,30	0,12	-0,18	-0,14
N.ESM	0,14	0,18	0,06	-0,01	-0,12	0,26	0,00	0,17	-0,34	-0,20	0,17	1,00	0,22	-0,34	-0,31	-0,18	-0,16	0,14	0,00	0,00	-0,03
N. Cao	-0,07	0,37	0,18	0,02	-0,05	0,01	0,02	0,29	-0,16	-0,01	0,36	0,22	1,00	0,00	0,07	-0,21	-0,08	0,14	-0,07	-0,11	0,01
N. Lim	-0,22	0,10	0,21	0,13	0,18	-0,41	-0,05	-0,17	0,39	0,08	0,20	-0,34	0,00	1,00	0,57	-0,20	-0,19	0,14	0,16	-0,06	0,02
N. Mus	-0,21	0,07	0,36	0,20	-0,03	-0,62	0,03	0,09	0,67	0,18	0,26	-0,31	0,07	0,57	1,00	-0,25	-0,26	0,14	0,16	-0,01	0,01
CF Vel	0,16	-0,29	-0,30	-0,07	0,01	0,30	0,04	0,00	-0,25	-0,05	-0,38	-0,18	-0,21	-0,20	-0,25	1,00	0,51	-0,86	-0,26	0,32	0,21
SF Vel	0,11	-0,26	-0,26	-0,05	-0,07	0,29	0,01	-0,04	-0,21	-0,05	-0,34	-0,16	-0,08	-0,19	-0,26	0,51	1,00	-0,34	-0,42	0,18	0,11
CF AU	-0,11	0,21	0,28	0,04	-0,03	-0,24	-0,03	-0,03	0,21	0,02	0,30	0,14	0,14	0,14	0,14	-0,86	-0,34	1,00	0,24	-0,30	-0,24
SF AU	-0,08	0,08	0,16	-0,04	0,05	-0,22	-0,02	-0,06	0,22	0,01	0,12	0,00	-0,07	0,16	0,16	-0,26	-0,42	0,24	1,00	-0,13	-0,03
YS US	-0,02	-0,19	-0,10	0,03	0,03	0,18	0,07	-0,11	-0,13	-0,07	-0,18	0,00	-0,11	-0,06	-0,01	0,32	0,18	-0,30	-0,13	1,00	0,39
YS FS	0,05	-0,08	-0,14	-0,01	0,16	0,07	-0,02	0,11	-0,12	-0,02	-0,14	-0,03	0,01	0,02	0,01	0,21	0,11	-0,24	-0,03	0,39	1,00

Matriz de correlación entre alteraciones de mapeo y arcillas NIR, versus velocidad de sedimentación, área unitaria y Yield stress para espesador estándar CH, High Cap. N. Esm: esmectita NIR; N. Cao: caolín NIR; N. Lim: limonita NIR; N. Mus: muscovita NIR; CF: con floculante; SF: sin floculante; Vel: Velocidad de sedimentación; AU: área unitaria; YS US: yield stress unshear; YS FS: yield stress fully sheared.

	EDM	ASE	ASC	SS	CMH	PF	KSIL	SGV	QSP	SVCP	AST	N.ESM	N. Cao	N. Lim	N. Mus	CF Vel	SF Vel	CF AU	SF AU	YS US	YS FS
EDM	1,00	-0,06	-0,21	-0,22	-0,04	0,21	-0,06	-0,10	-0,29	-0,01	-0,18	0,20	-0,01	-0,27	-0,46	0,07	0,10	-0,01	-0,11	0,06	-0,02
ASE	-0,06	1,00	0,34	-0,06	-0,02	-0,23	-0,08	0,09	-0,12	0,04	0,88	0,15	0,41	0,08	0,10	-0,24	-0,23	0,16	0,11	-0,13	0,01
ASC	-0,21	0,34	1,00	0,10	0,15	-0,50	-0,08	0,19	0,23	-0,08	0,71	0,06	0,21	0,07	0,37	-0,19	-0,33	0,04	0,30	-0,12	0,00
SS	-0,22	-0,06	0,10	1,00	-0,03	-0,23	0,07	0,01	0,26	-0,04	0,16	-0,09	-0,15	0,15	0,13	-0,03	0,08	0,02	0,13	-0,05	0,05
CMH	-0,04	-0,02	0,15	-0,03	1,00	-0,52	-0,01	-0,07	0,19	0,00	0,03	-0,07	0,03	0,06	0,07	-0,09	-0,08	0,27	0,07	-0,15	0,00
PF	0,21	-0,23	-0,50	-0,23	-0,52	1,00	0,00	-0,08	-0,82	-0,07	-0,43	0,20	-0,11	-0,30	-0,55	0,30	0,34	-0,25	-0,44	0,18	0,16
KSIL	-0,06	-0,08	-0,08	0,07	-0,01	0,00	1,00	-0,05	0,06	-0,03	-0,09	-0,06	-0,06	0,00	0,01	-0,03	0,00	-0,02	-0,03	0,11	-0,02
SGV	-0,10	0,09	0,19	0,01	-0,07	-0,08	-0,05	1,00	-0,17	-0,04	0,16	0,21	0,27	-0,15	0,26	-0,01	-0,11	-0,05	-0,04	-0,10	0,03
QSP	-0,29	-0,12	0,23	0,26	0,19	-0,82	0,06	-0,17	1,00	0,00	0,06	-0,33	-0,13	0,37	0,53	-0,22	-0,23	0,15	0,44	-0,07	-0,21
SVCP	-0,01	0,04	-0,08	-0,04	0,00	-0,07	-0,03	-0,04	0,00	1,00	-0,01	-0,23	0,09	0,04	0,18	0,00	-0,07	-0,07	0,06	0,04	-0,10
AST	-0,18	0,88	0,71	0,16	0,03	-0,43	-0,09	0,16	0,06	-0,01	1,00	0,13	0,38	0,12	0,26	-0,26	-0,30	0,14	0,23	-0,15	0,02
N.ESM	0,20	0,15	0,06	-0,09	-0,07	0,20	-0,06	0,21	-0,33	-0,23	0,13	1,00	0,19	-0,41	-0,31	-0,28	-0,17	0,33	0,02	-0,21	0,08
N. Cao	-0,01	0,41	0,21	-0,15	0,03	-0,11	-0,06	0,27	-0,13	0,09	0,38	0,19	1,00	-0,12	0,08	-0,25	-0,27	0,28	0,09	-0,24	0,06
N. Lim	-0,27	0,08	0,07	0,15	0,06	-0,30	0,00	-0,15	0,37	0,04	0,12	-0,41	-0,12	1,00	0,58	0,04	-0,06	0,04	0,25	0,03	-0,02
N. Mus	-0,46	0,10	0,37	0,13	0,07	-0,55	0,01	0,26	0,53	0,18	0,26	-0,31	0,08	0,58	1,00	-0,10	-0,36	-0,03	0,40	-0,12	-0,13
CF Vel	0,07	-0,24	-0,19	-0,03	-0,09	0,30	-0,03	-0,01	-0,22	0,00	-0,26	-0,28	-0,25	0,04	-0,10	1,00	0,62	-0,65	-0,49	0,44	0,24
SF Vel	0,10	-0,23	-0,33	0,08	-0,08	0,34	0,00	-0,11	-0,23	-0,07	-0,30	-0,17	-0,27	-0,06	-0,36	0,62	1,00	-0,46	-0,77	0,50	0,35
CF AU	-0,01	0,16	0,04	0,02	0,27	-0,25	-0,02	-0,05	0,15	-0,07	0,14	0,33	0,28	0,04	-0,03	-0,65	-0,46	1,00	0,48	-0,37	-0,17
SF AU	-0,11	0,11	0,30	0,13	0,07	-0,44	-0,03	-0,04	0,44	0,06	0,23	0,02	0,09	0,25	0,40	-0,49	-0,77	0,48	1,00	-0,41	-0,38
YS US	0,06	-0,13	-0,12	-0,05	-0,15	0,18	0,11	-0,10	-0,07	0,04	-0,15	-0,21	-0,24	0,03	-0,12	0,44	0,50	-0,37	-0,41	1,00	0,10
YS FS	-0,02	0,01	0,00	0,05	0,00	0,16	-0,02	0,03	-0,21	-0,10	0,02	0,08	0,06	-0,02	-0,13	0,24	0,35	-0,17	-0,38	0,10	1,00

Matriz de correlación entre alteraciones de mapeo y arcillas NIR, versus velocidad de sedimentación, área unitaria y Yield stress para espesador estándar CH, convencional. N. Esm: esmectita NIR; N. Cao: caolín NIR; N. Lim: limonita NIR; N. Mus: muscovita NIR; % SI: % sólidos inicial; CF: con floculante; SF: sin floculante; Vel: Velocidad de sedimentación; AU: área unitaria; YS US: yield stress unsheared; YS FS: yield stress fully sheared.

	EDM	ASE	ASC	SS	CMH	PF	KSIL	SGV	QSP	SVCP	AST	N.ESM	N.Cao	N.Lim	N.Mus	Dosis	%SI	CF Vel	SF Vel	CF AU	SF AU	YS US	YS FS
EDM	1,00	-0,04	-0,13	-0,20	-0,07	0,00	-0,06	-0,08	-0,10	-0,03	-0,14	0,13	-0,11	-0,22	-0,12	0,05	-0,04	-0,01	0,04	-0,10	0,06	0,06	0,02
ASE	-0,04	1,00	0,19	-0,04	0,00	-0,23	-0,08	0,13	0,01	0,07	0,79	0,20	0,30	0,15	0,10	0,34	-0,31	0,04	0,06	-0,06	-0,02	-0,19	-0,07
ASC	-0,13	0,19	1,00	0,33	-0,04	-0,49	0,02	-0,08	0,40	0,02	0,71	0,06	0,17	0,32	0,36	-0,08	-0,13	-0,13	-0,19	0,27	0,21	0,02	-0,07
SS	-0,20	-0,04	0,33	1,00	0,05	-0,20	0,12	0,05	0,11	0,17	0,36	0,06	0,20	0,11	0,23	-0,06	-0,14	-0,11	-0,09	0,07	0,02	-0,07	-0,13
CMH	-0,07	0,00	-0,04	0,05	1,00	-0,31	-0,02	-0,09	-0,02	-0,04	-0,02	-0,16	-0,12	0,26	-0,12	0,05	0,03	-0,05	-0,06	0,00	-0,02	-0,09	0,10
PF	0,00	-0,23	-0,49	-0,20	-0,31	1,00	0,00	0,10	-0,89	-0,25	-0,45	0,29	0,10	-0,48	-0,70	-0,05	0,19	0,10	0,27	-0,33	-0,43	0,11	0,12
KSIL	-0,06	-0,08	0,02	0,12	-0,02	0,00	1,00	0,26	-0,01	-0,02	-0,03	0,01	0,06	-0,07	0,03	-0,05	-0,06	0,00	-0,01	-0,02	-0,02	-0,04	0,02
SGV	-0,08	0,13	-0,08	0,05	-0,09	0,10	0,26	1,00	-0,18	-0,14	0,05	0,13	0,30	-0,19	-0,13	0,17	-0,10	0,07	0,10	-0,10	-0,09	-0,09	0,01
QSP	-0,10	0,01	0,40	0,11	-0,02	-0,89	-0,01	-0,18	1,00	0,18	0,22	-0,36	-0,19	0,42	0,79	-0,06	-0,12	-0,07	-0,28	0,38	0,48	-0,04	-0,15
SVCP	-0,03	0,07	0,02	0,17	-0,04	-0,25	-0,02	-0,14	0,18	1,00	0,10	-0,19	-0,05	0,09	0,17	-0,01	-0,03	-0,03	-0,07	0,05	0,01	-0,02	-0,06
AST	-0,14	0,79	0,71	0,36	-0,02	-0,45	-0,03	0,05	0,22	0,10	1,00	0,19	0,34	0,29	0,30	0,19	-0,32	-0,06	-0,07	0,10	0,09	-0,16	-0,12
N.ESM	0,13	0,20	0,06	0,06	-0,16	0,29	0,01	0,13	-0,36	-0,19	0,19	1,00	0,26	-0,27	-0,32	0,11	-0,08	-0,09	0,08	-0,05	-0,15	-0,06	0,01
N.Cao	-0,11	0,30	0,17	0,20	-0,12	0,10	0,06	0,30	-0,19	-0,05	0,34	0,26	1,00	0,14	0,08	0,08	-0,16	-0,07	0,10	-0,01	-0,13	-0,08	0,11
N.Lim	-0,22	0,15	0,32	0,11	0,26	-0,48	-0,07	-0,19	0,42	0,09	0,29	-0,27	0,14	1,00	0,57	0,08	-0,13	-0,01	-0,06	0,10	0,11	-0,09	-0,03
N.Mus	-0,12	0,10	0,36	0,23	-0,12	-0,70	0,03	-0,13	0,79	0,17	0,30	-0,32	0,08	0,57	1,00	-0,08	-0,10	-0,06	-0,30	0,28	0,35	-0,09	-0,12
Dosis	0,05	0,34	-0,08	-0,06	0,05	-0,05	-0,05	0,17	-0,06	-0,01	0,19	0,11	0,08	0,08	-0,08	1,00	-0,44	0,47	0,52	-0,44	-0,10	-0,44	-0,31
%SI	-0,04	-0,31	-0,13	-0,14	0,03	0,19	-0,06	-0,10	-0,12	-0,03	-0,32	-0,08	-0,16	-0,13	-0,10	-0,44	1,00	-0,25	-0,43	0,12	-0,03	0,38	0,51
CF Vel	-0,01	0,04	-0,13	-0,11	-0,05	0,10	0,00	0,07	-0,07	-0,03	-0,06	-0,09	-0,07	-0,01	-0,06	0,47	-0,25	1,00	0,61	-0,38	-0,11	-0,21	-0,14
SF Vel	0,04	0,06	-0,19	-0,09	-0,06	0,27	-0,01	0,10	-0,28	-0,07	-0,07	0,08	0,10	-0,06	-0,30	0,52	-0,43	0,61	1,00	-0,56	-0,43	-0,21	-0,20
CF AU	-0,10	-0,06	0,27	0,07	0,00	-0,33	-0,02	-0,10	0,38	0,05	0,10	-0,05	-0,01	0,10	0,28	-0,44	0,12	-0,38	-0,56	1,00	0,76	0,09	0,08
SF AU	0,06	-0,02	0,21	0,02	-0,02	-0,43	-0,02	-0,09	0,48	0,01	0,09	-0,15	-0,13	0,11	0,35	-0,10	-0,03	-0,11	-0,43	0,76	1,00	-0,02	-0,09
YS US	0,06	-0,19	-0,02	-0,07	-0,09	0,11	-0,04	-0,09	-0,04	-0,02	-0,16	-0,06	-0,08	-0,09	-0,09	-0,44	0,38	-0,21	-0,21	0,09	-0,02	1,00	0,34
YS FS	0,02	-0,07	-0,07	-0,13	0,10	0,12	0,02	0,01	-0,15	-0,06	-0,12	0,01	0,11	-0,03	-0,12	-0,31	0,51	-0,14	-0,20	0,08	-0,09	0,34	1,00

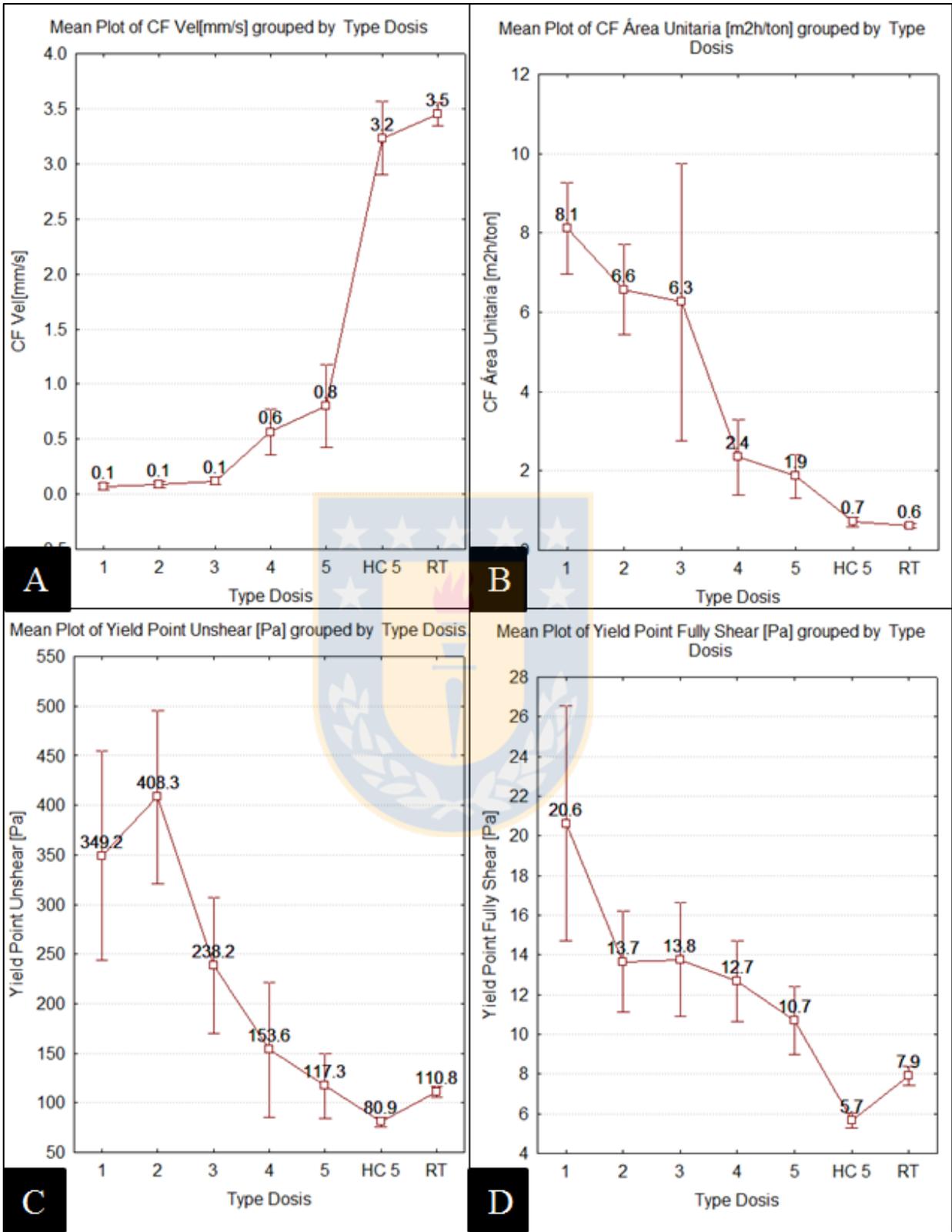


Grafico medias por tipo de dosis: A: velocidad de sedimentación con floculante; B: velocidad de sedimentación sin floculante; D: Yield Stress Unshear; E: Yield Stress Full Shear. HC5: High cup estándar CH.

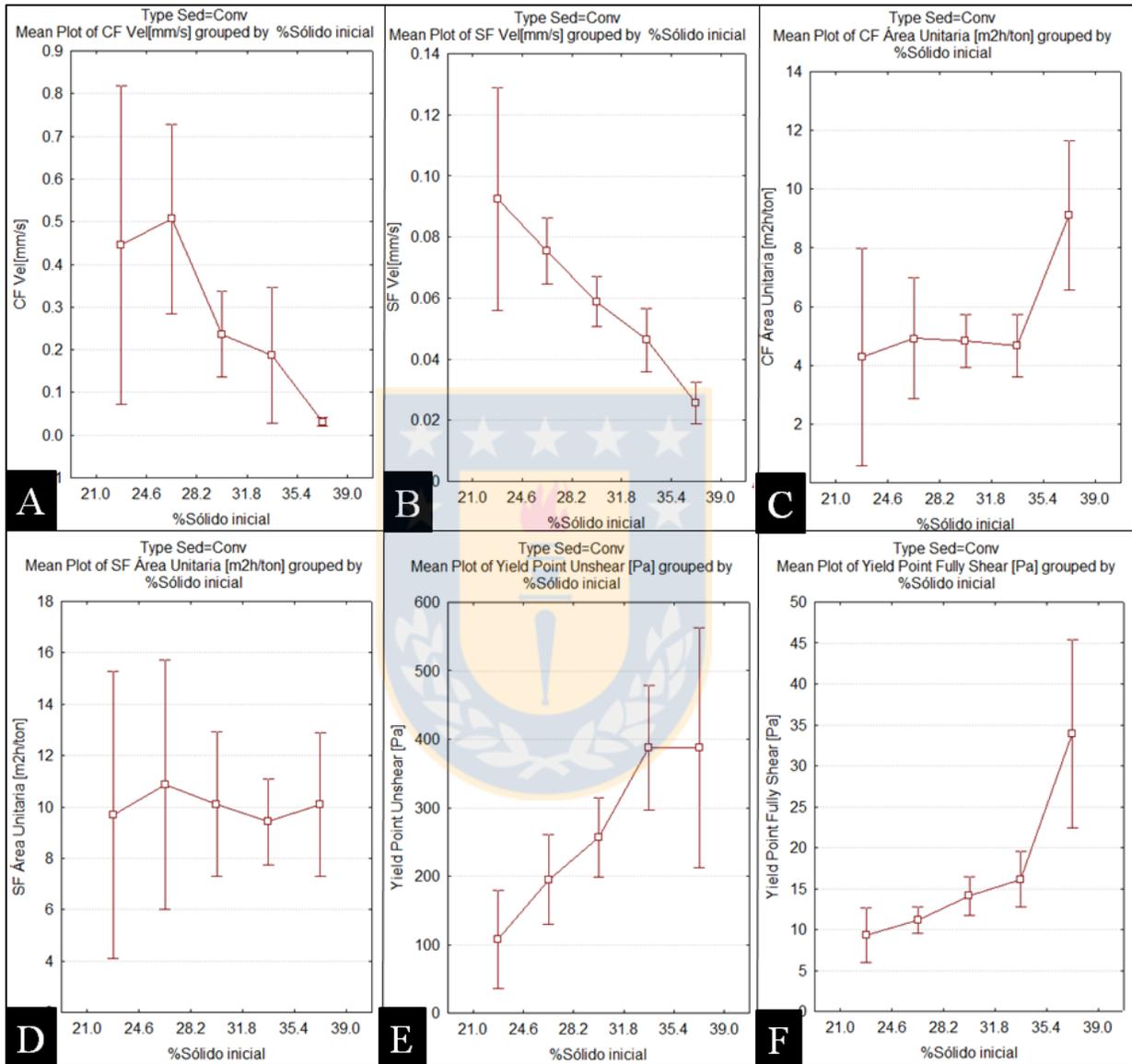
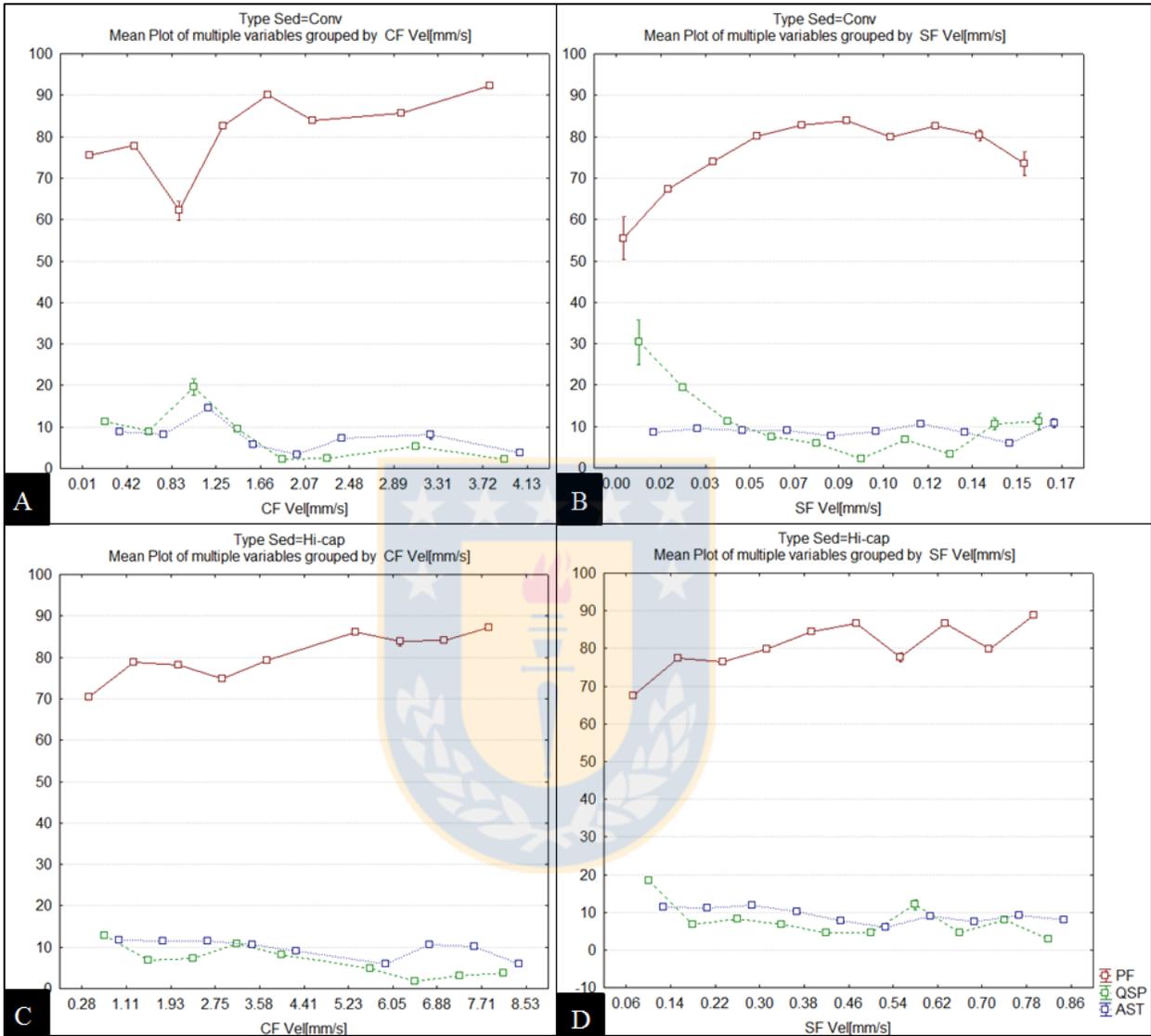


Gráfico de medias de porcentaje de solido inicial en espesador convencional para: A: velocidad de sedimentación con floculante; B: velocidad de sedimentación sin floculante; C: área unitaria con floculante; D: área unitaria sin floculante; E: Yield Stress Unshear; F: Yield Stress Full Shear.



Medias de alteraciones QSP, PF y AST para: A: velocidad de sedimentación con floculante, espesador convencional; B: velocidad de sedimentación sin floculante, espesador convencional; C: velocidad de sedimentación con floculante, espesador High Cap CH; D: velocidad de sedimentación sin floculante, espesador High Cap CH.

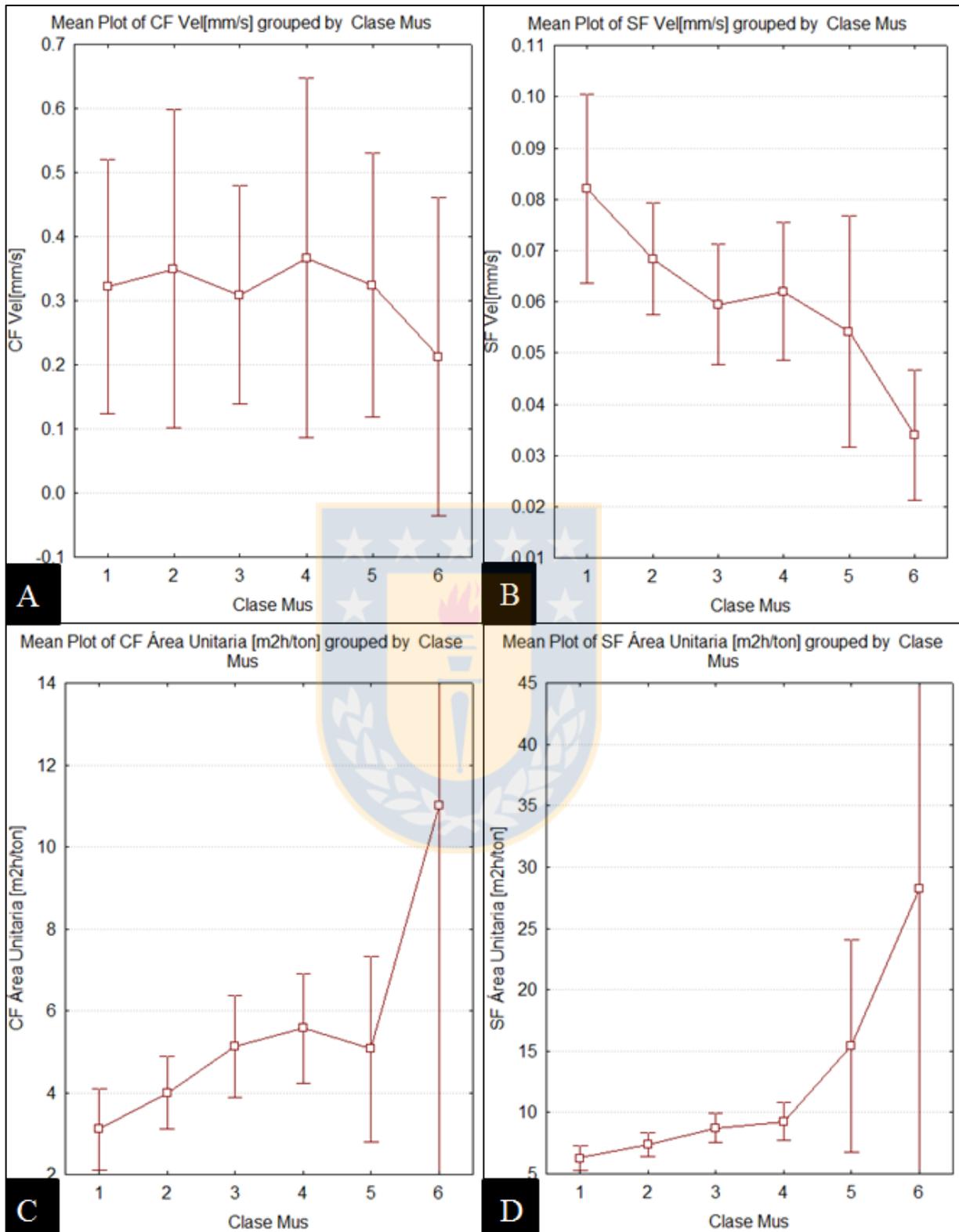


Gráfico de medias por clase de muscovita en espesor convencional para: A: velocidad de sedimentación con floculante; B: velocidad de sedimentación sin floculante; C: área unitaria con floculante; D: área unitaria sin floculante.

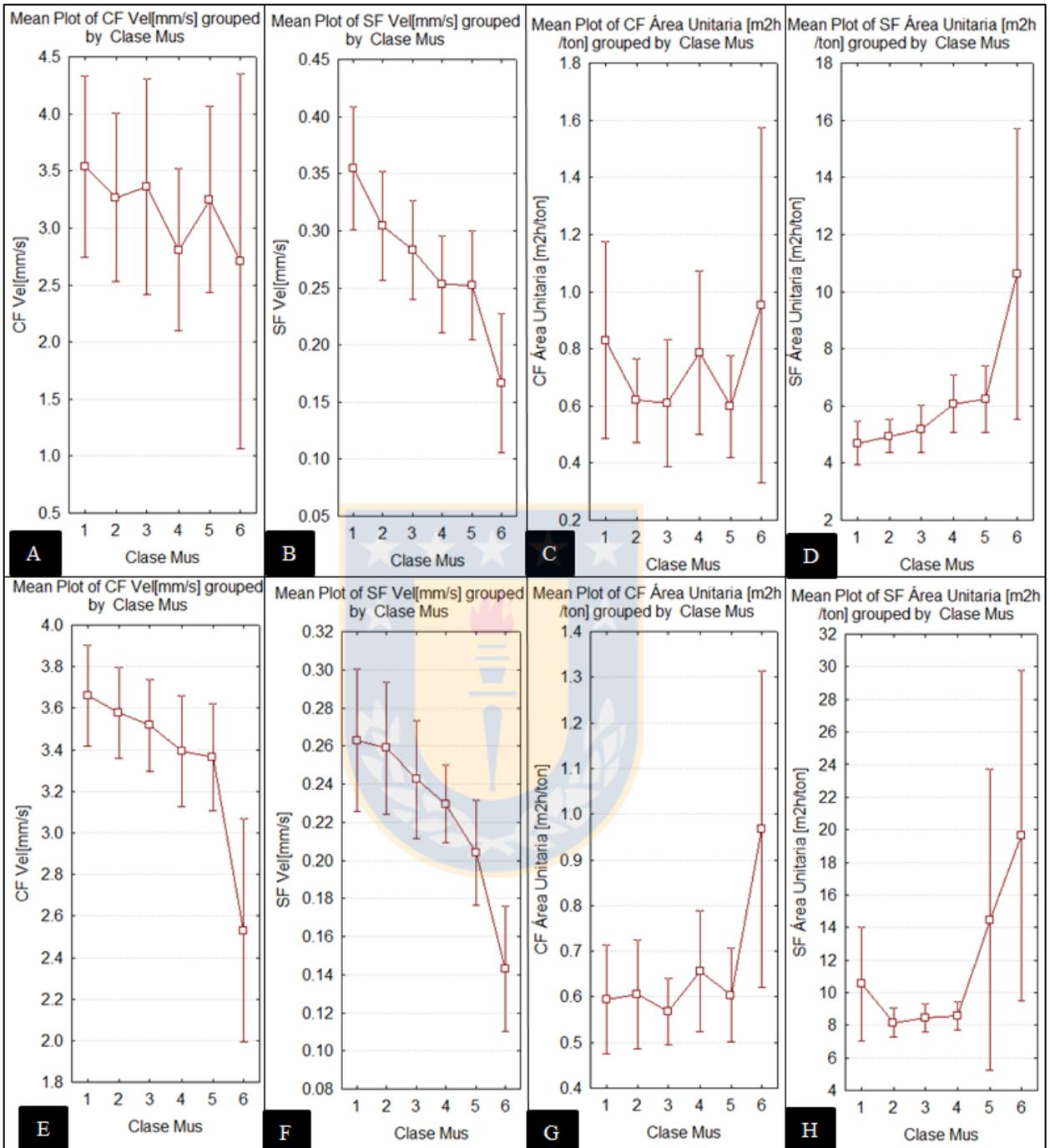


Gráfico de medias por clase de muscovita en espesador High Cap para: A: velocidad de sedimentación con floculante RT; B: velocidad de sedimentación sin floculante RT; C: área unitaria con floculante RT; D: área unitaria sin floculante RT; E: velocidad de sedimentación con floculante CH; F: velocidad de sedimentación sin floculante CH; G: área unitaria con floculante CH; H: área unitaria sin floculante CH.

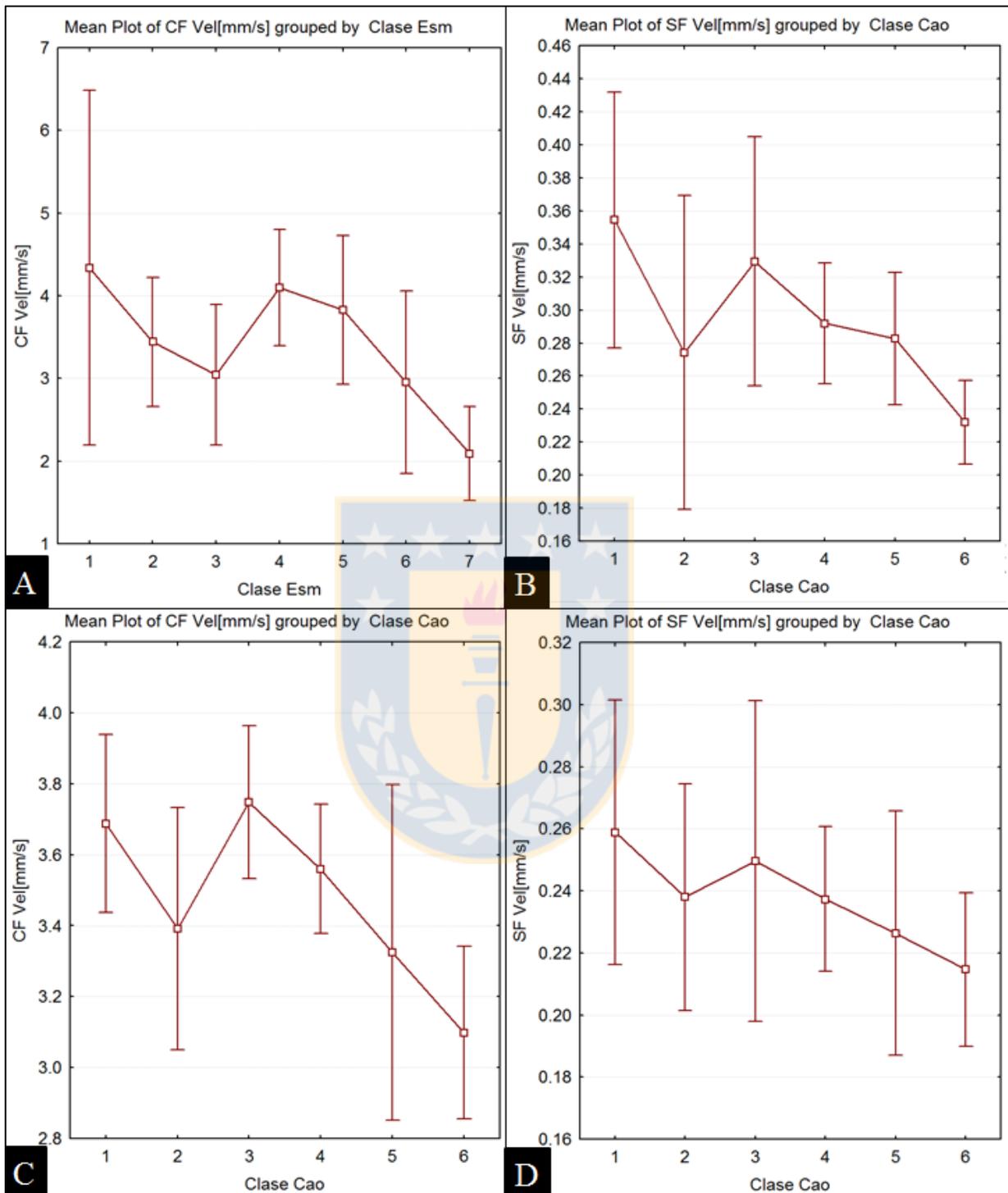
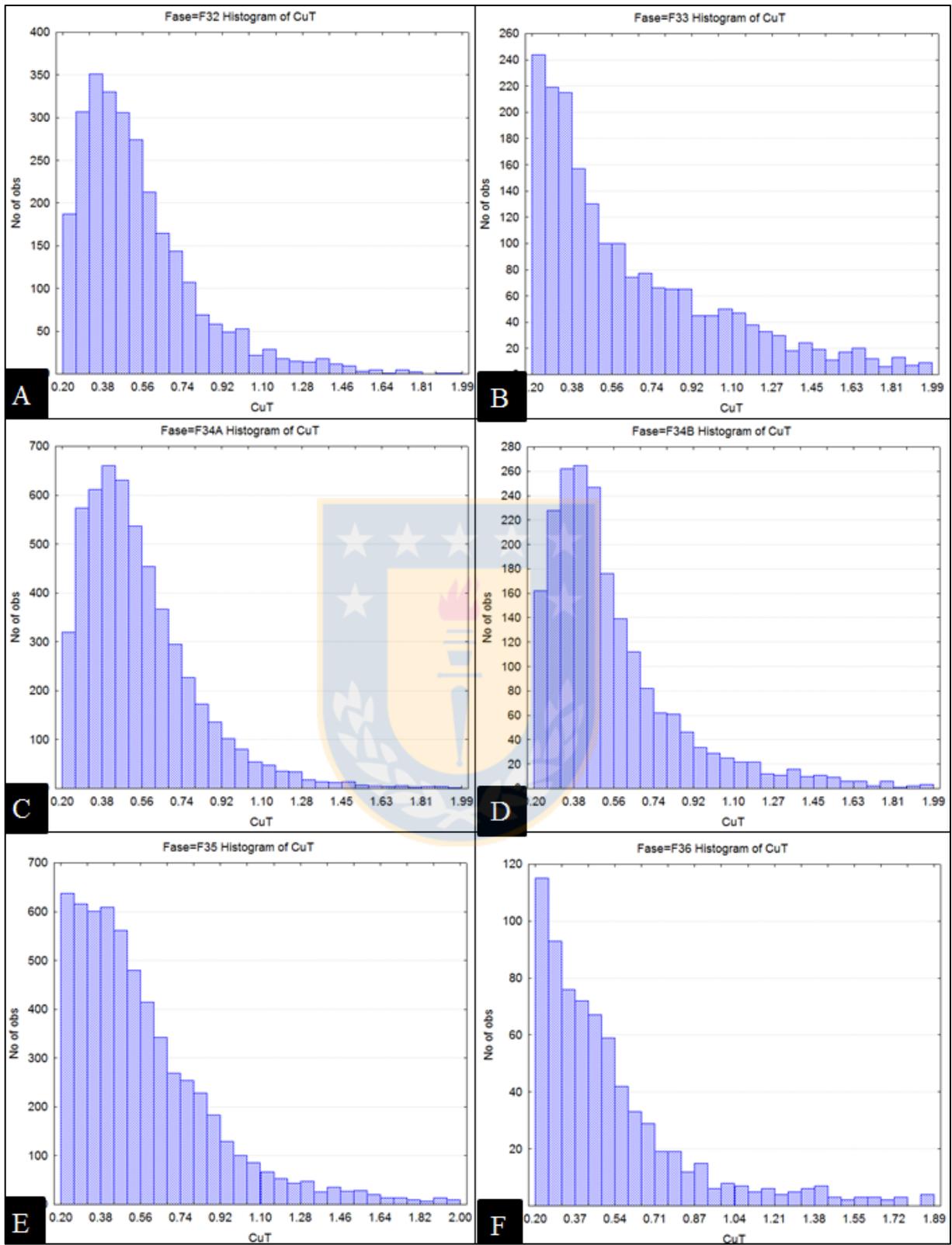
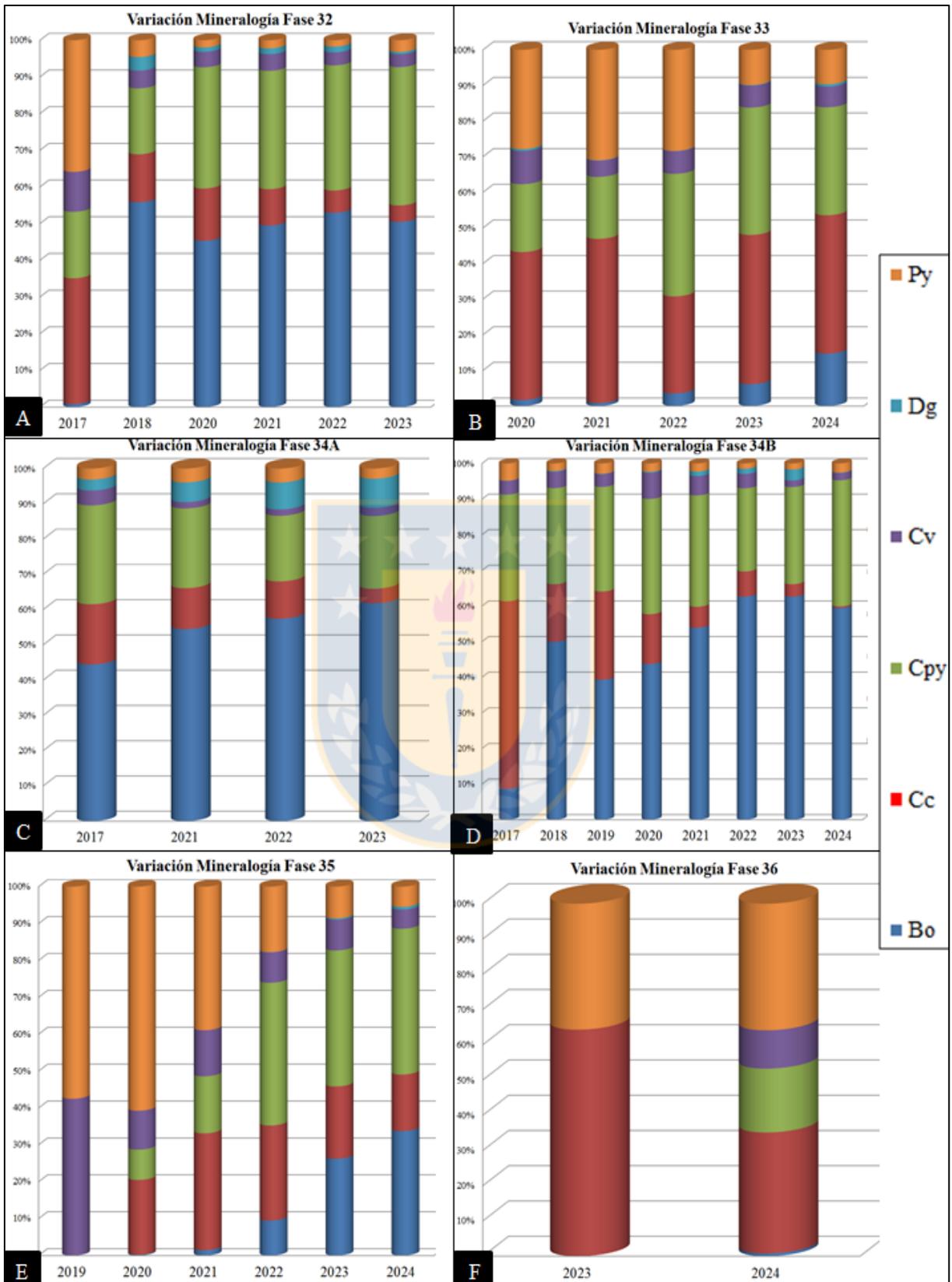


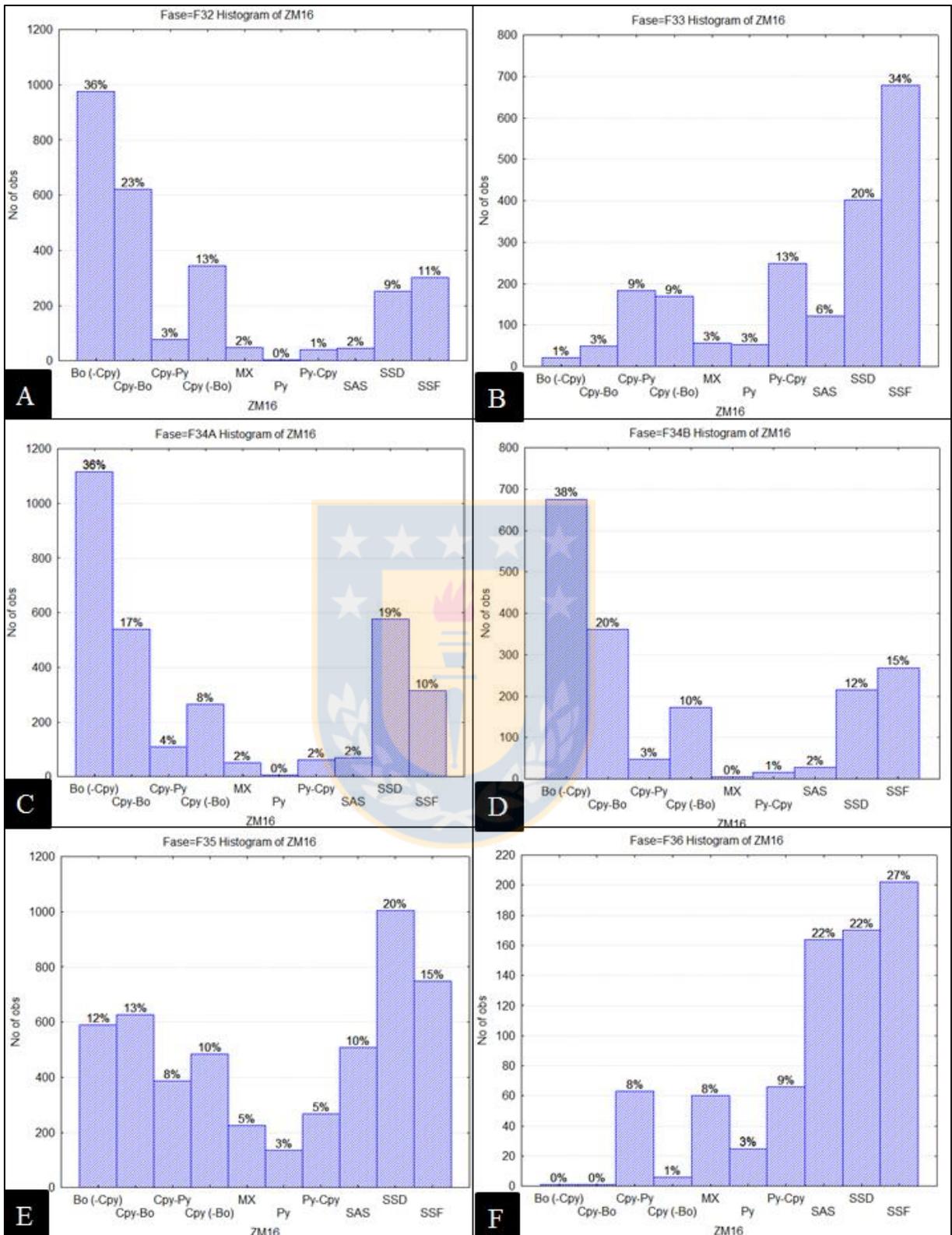
Gráfico de medias por clase de arcilla NIR en espesor High Cap para: A: velocidad de sedimentación CH con floculante por clase esmectita; B: velocidad de sedimentación CH sin floculante por clase caolín; C: velocidad de sedimentación RT con floculante por clase caolín; B: velocidad de sedimentación RT sin floculante por clase caolín.



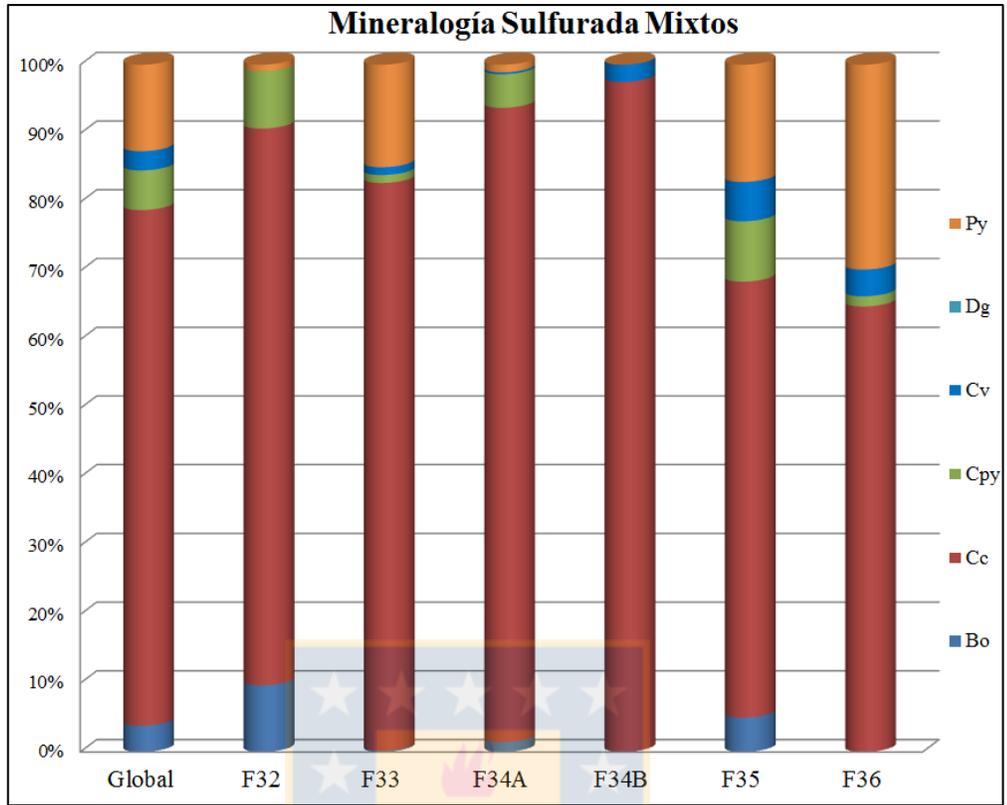
Histogramas de leyes de cobre para: A: Fase 32; B: Fase 33; C: Fase 34A; D: Fase 34B; E: Fase 35; F: Fase 36. Condición: leyes CuT < 2%.



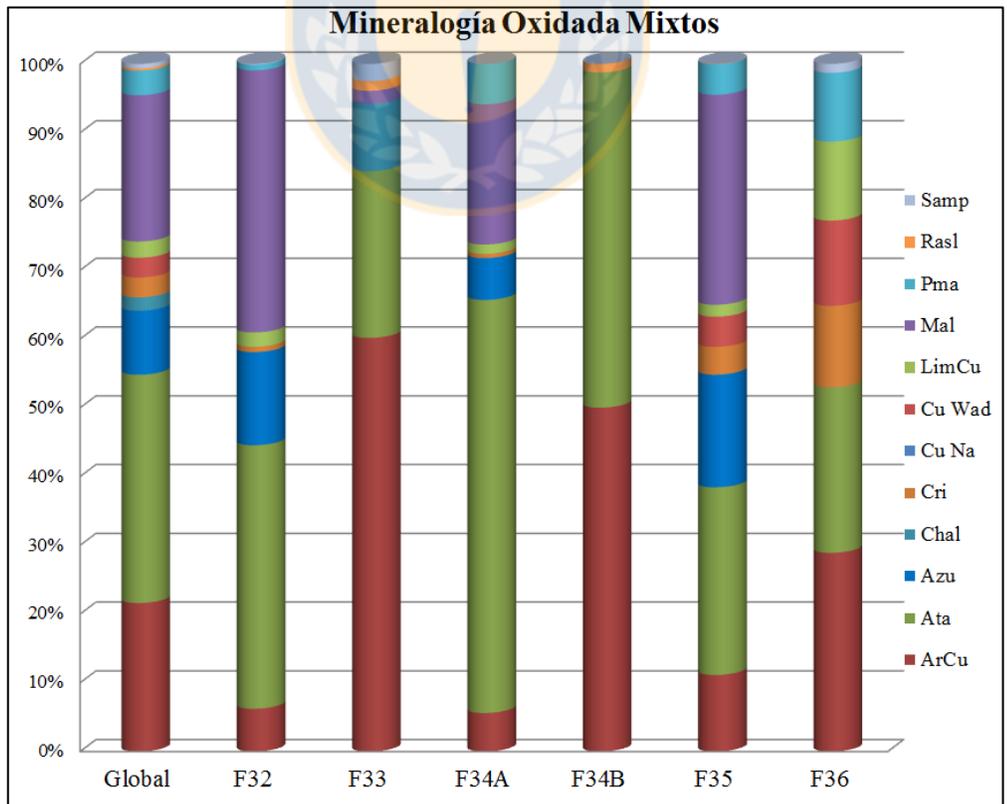
Variación de la mineralogía sulfurada por años para: A: Fase 32; B: Fase 33; C: Fase 34A; D: Fase 34B; E: Fase 35; F: Fase 36.



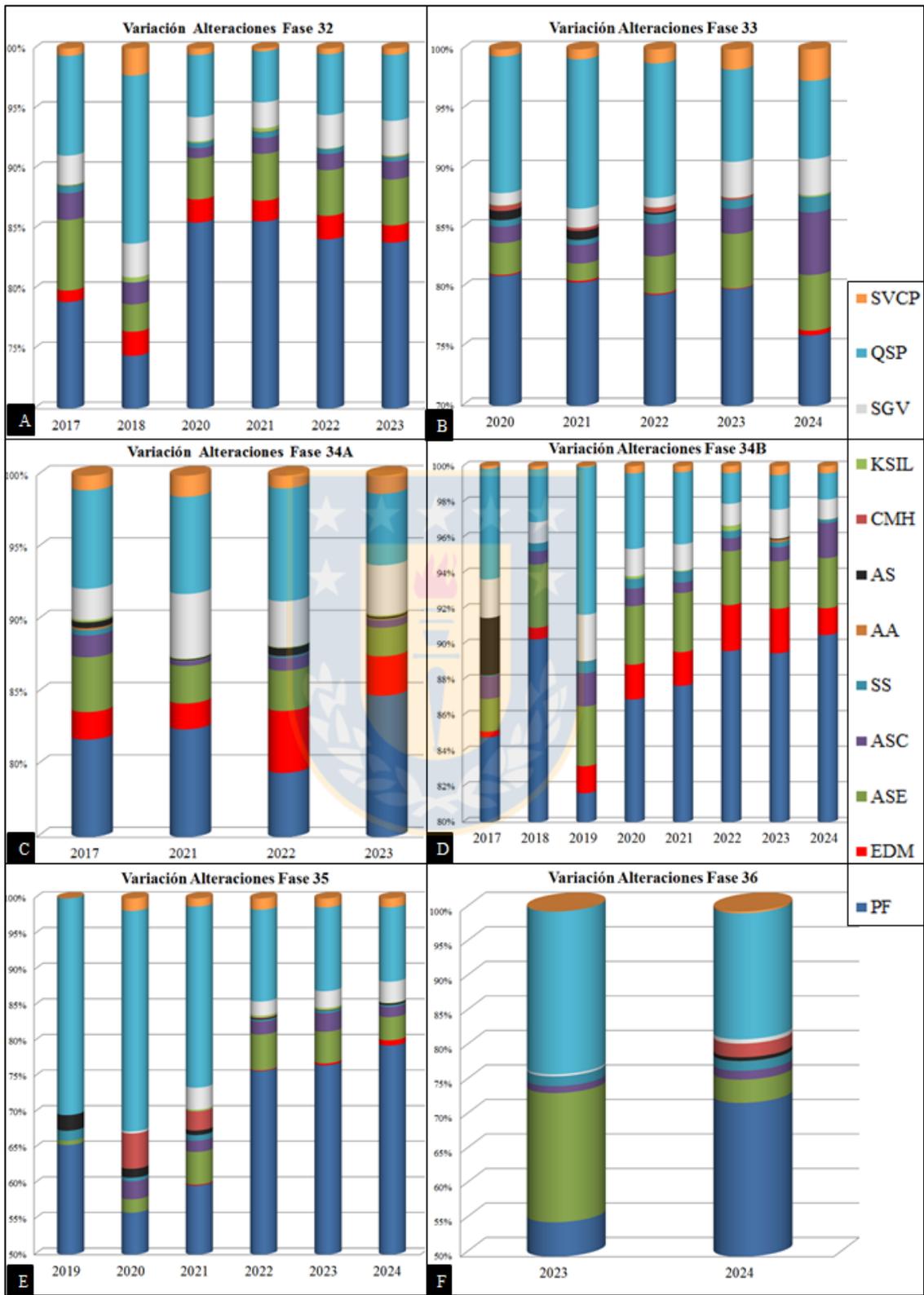
Variación de la mineralogía por años para: A: Fase 32; B: Fase 33; C: Fase 34A; D: Fase 34B; E: Fase 35; F: Fase 36.



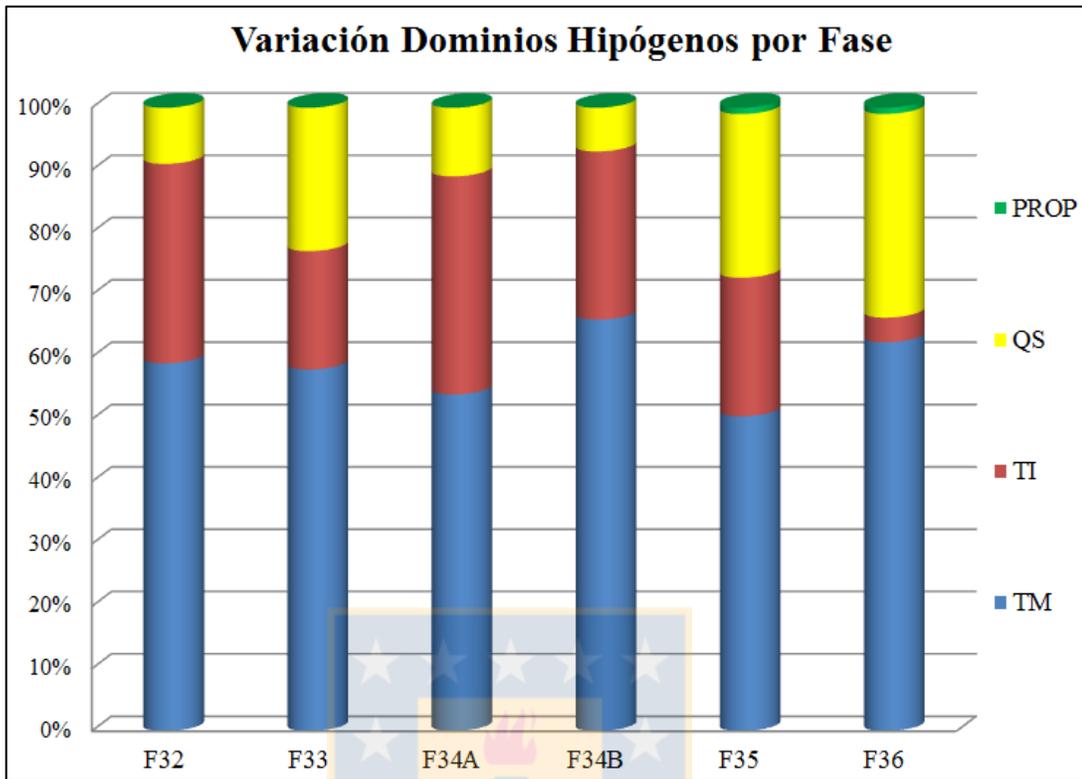
Mineralogía sulfurada de mixtos en fases sulfuradas.



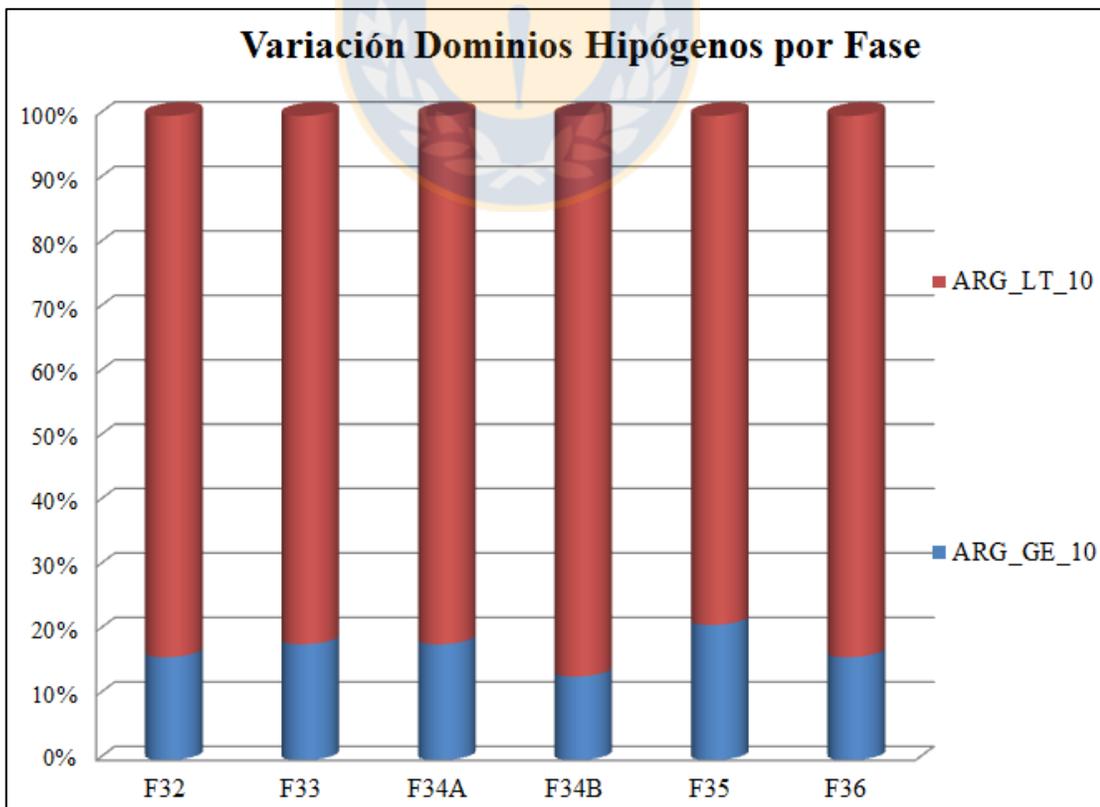
Mineralogía oxidada de mixtos en fases sulfuradas.



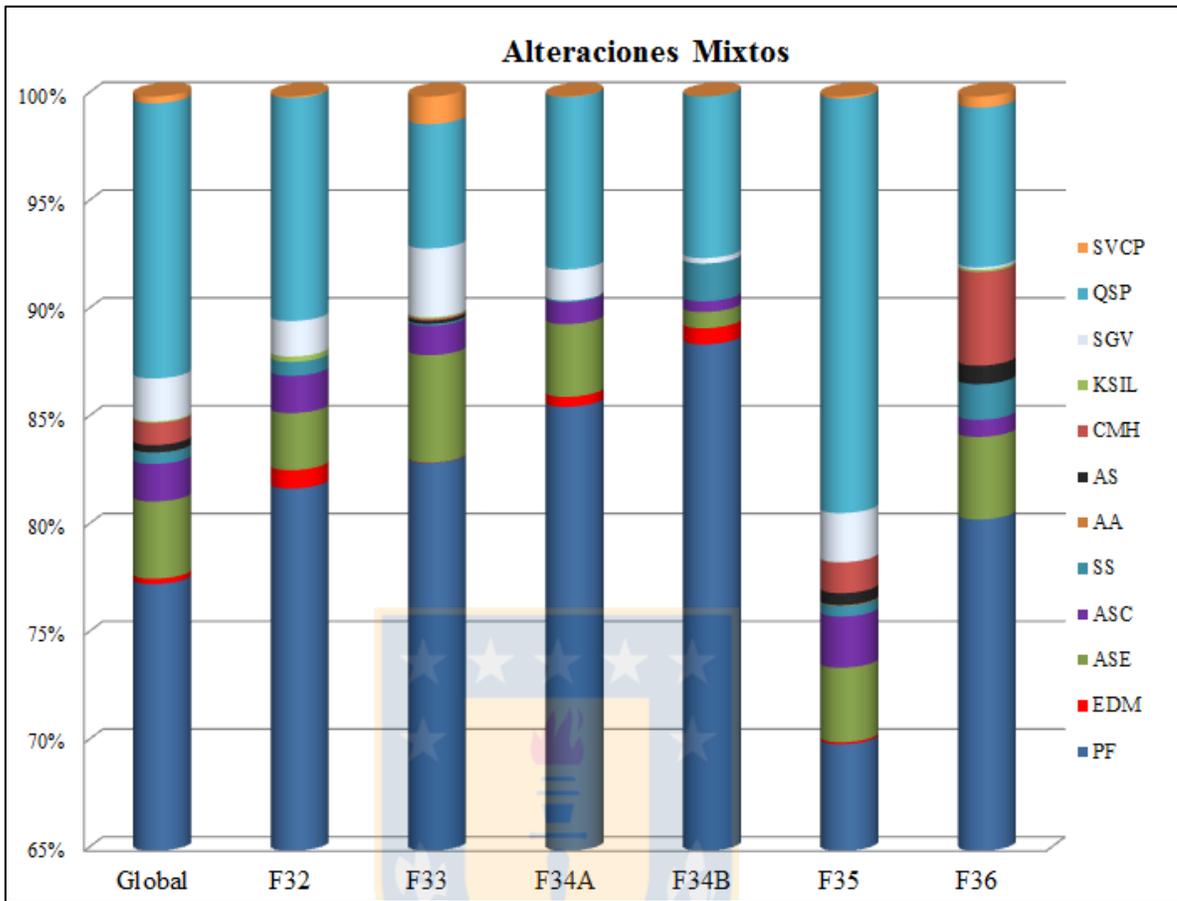
Variación de las alteraciones por años para: A: Fase 32; B: Fase 33; C: Fase 34A; D: Fase 34B; E: Fase 35; F: Fase 36.



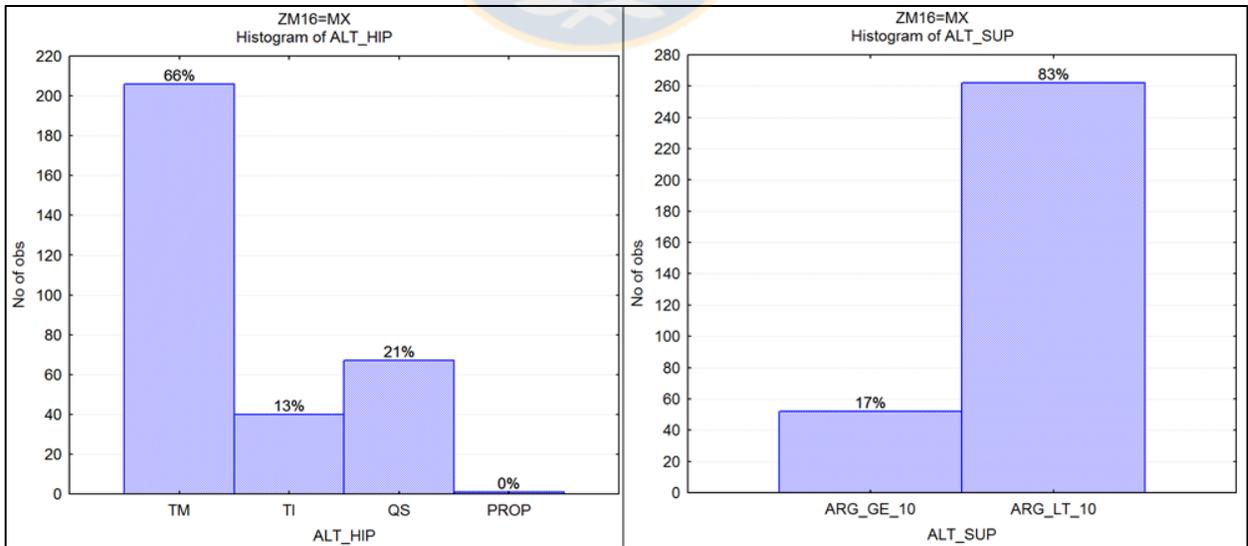
Variación de los dominios de alteración hipógena para fases sulfuradas.



Variación de los dominios de alteración supérgena para fases sulfuradas.



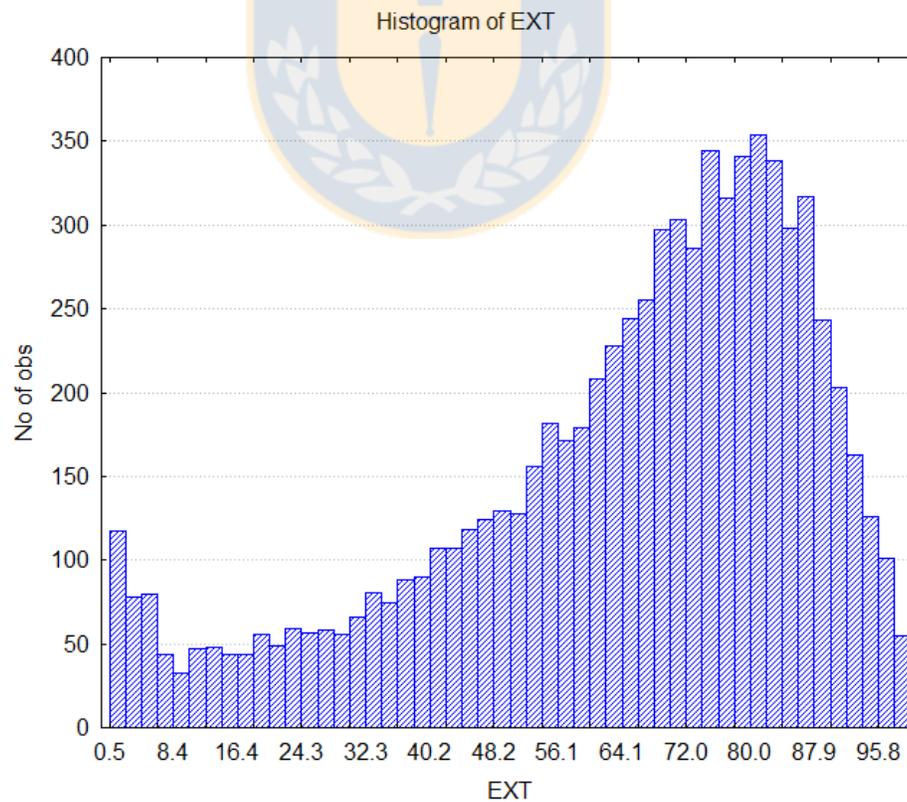
Mapeo de alteración de mixtos en fases sulfuradas.



Histogramas de dominios de alteración hipógena (izquierda) y supérgena (derecha) para mixtos en fases sulfuradas.

Abreviaciones Minerales

Sulfuros		Óxidos	
Bo	Bornita	Ant	Antlerita
Cc	Calcosina	ArCu	Arcillas con cobre
Cv	Covelina	Ata	Atacamita
Dg	Digenita	Azu	Azuritia
Cpy	Calcopirita	Bro	Brocantita
Py	Pirita	Cri	Crisocola
Ten	Tenantita	Cu Na	Cobre Nativo
		Cu Wad	Copper Wad
		Lib	Libetenita
		LimCu	Limonitas con cobre
		Mal	Malaquita
		Ne	Neotosita
		Pma	Pseudomalaquita
		Rasl	Rasleighita
		Samp	Sampleita
		Ten	Tenorita



Histograma de extracción de cobre para todas las zonas minerales

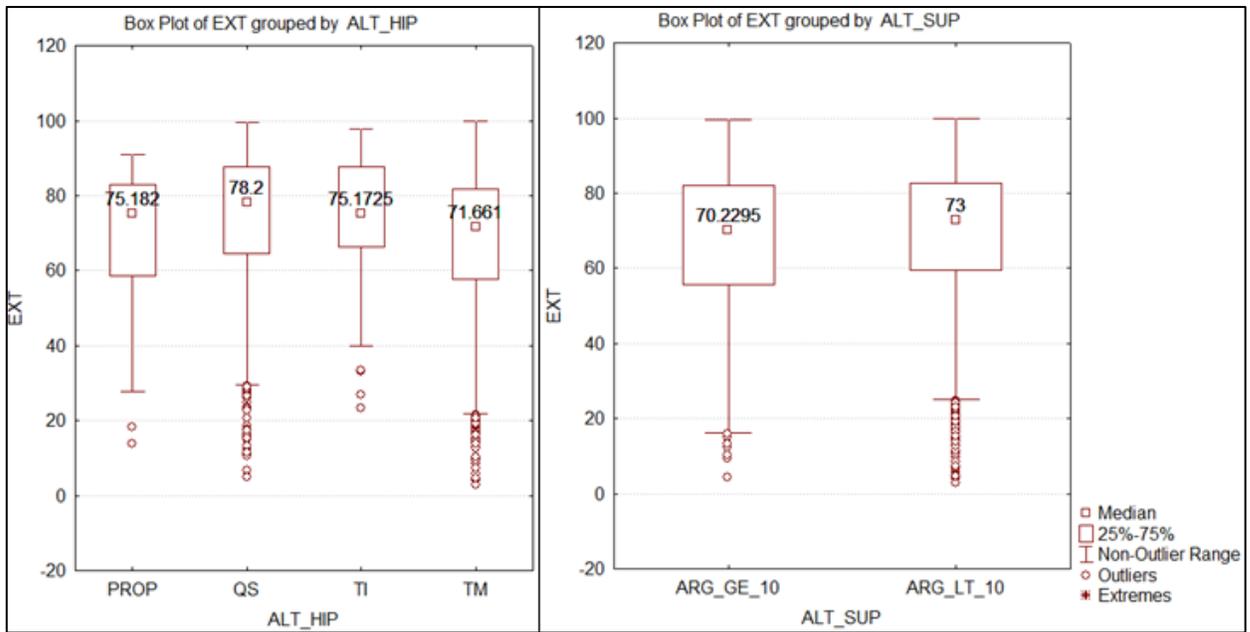
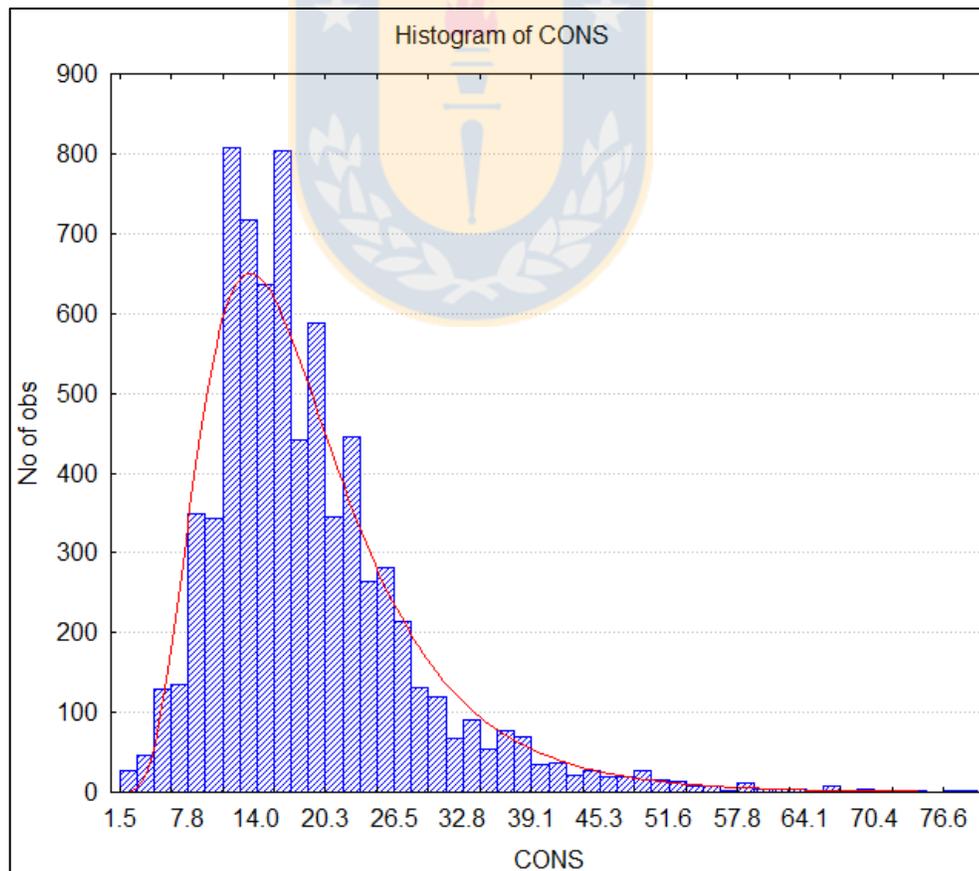


Gráfico de caja de extracción de cobre por dominios de alteración hipógena (izquierda) y supérgena (derecha).



Histograma del consumo de ácido bruto, con ajuste lognormal.

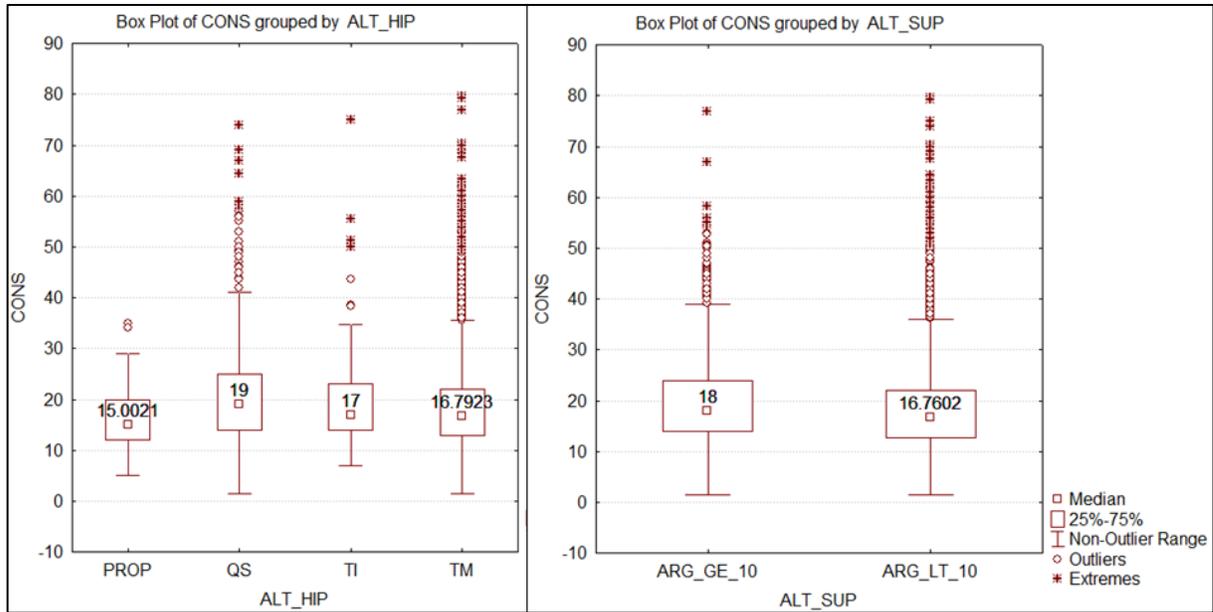


Gráfico de caja de consumo de ácido bruto por dominios de alteración hipógena (izquierda) y supérgena (derecha).

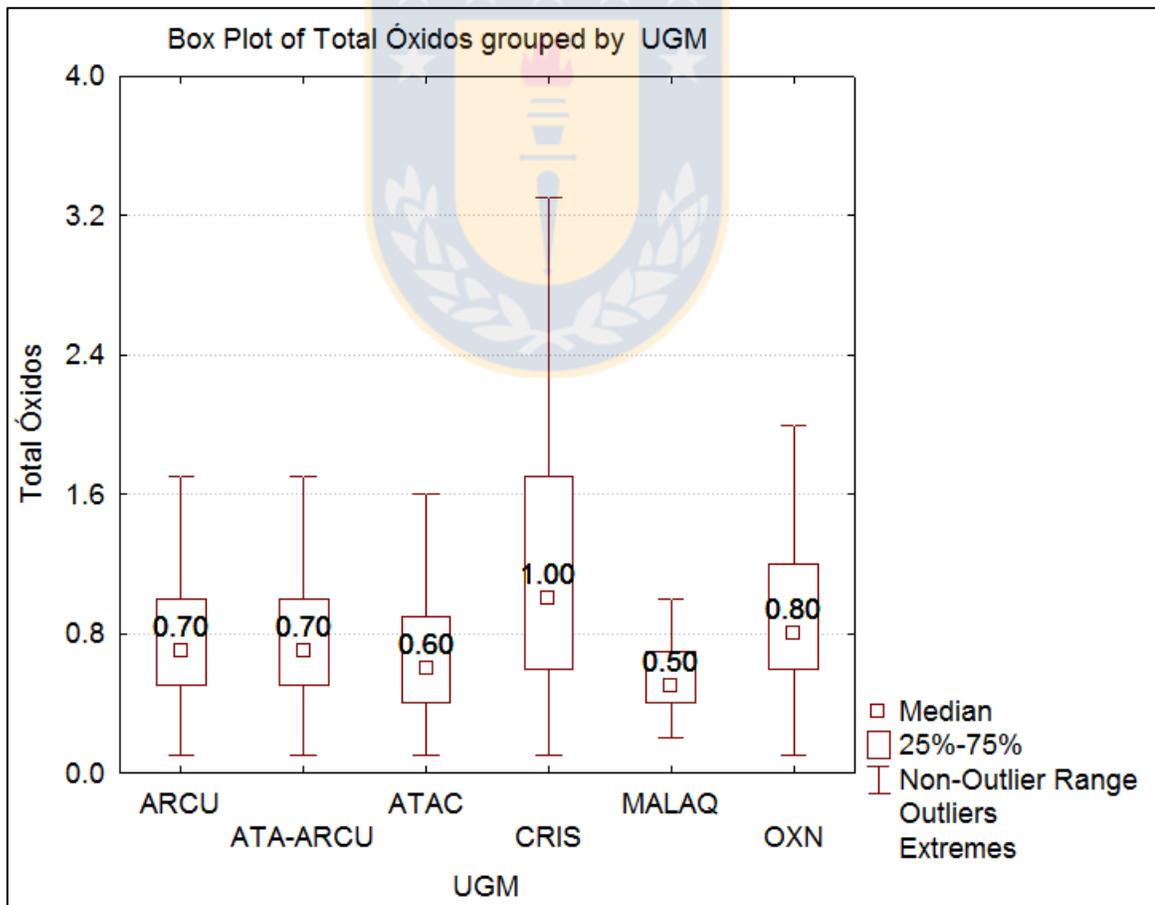
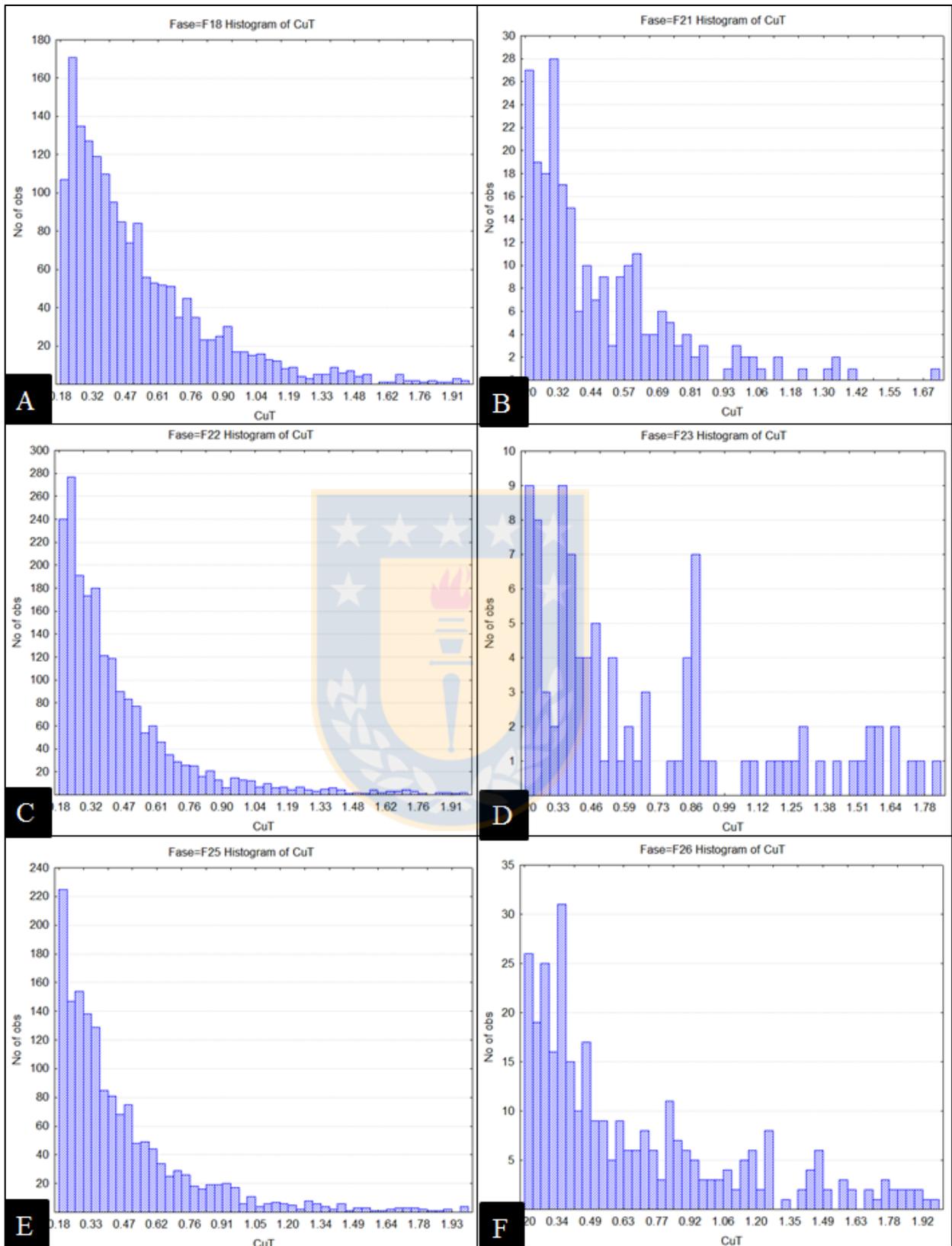
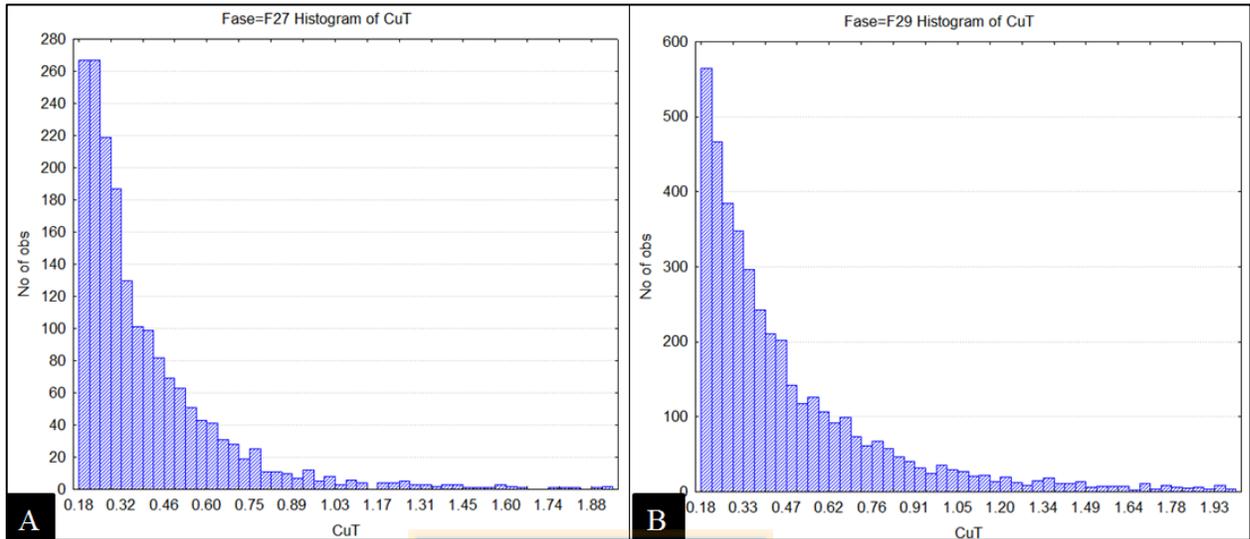


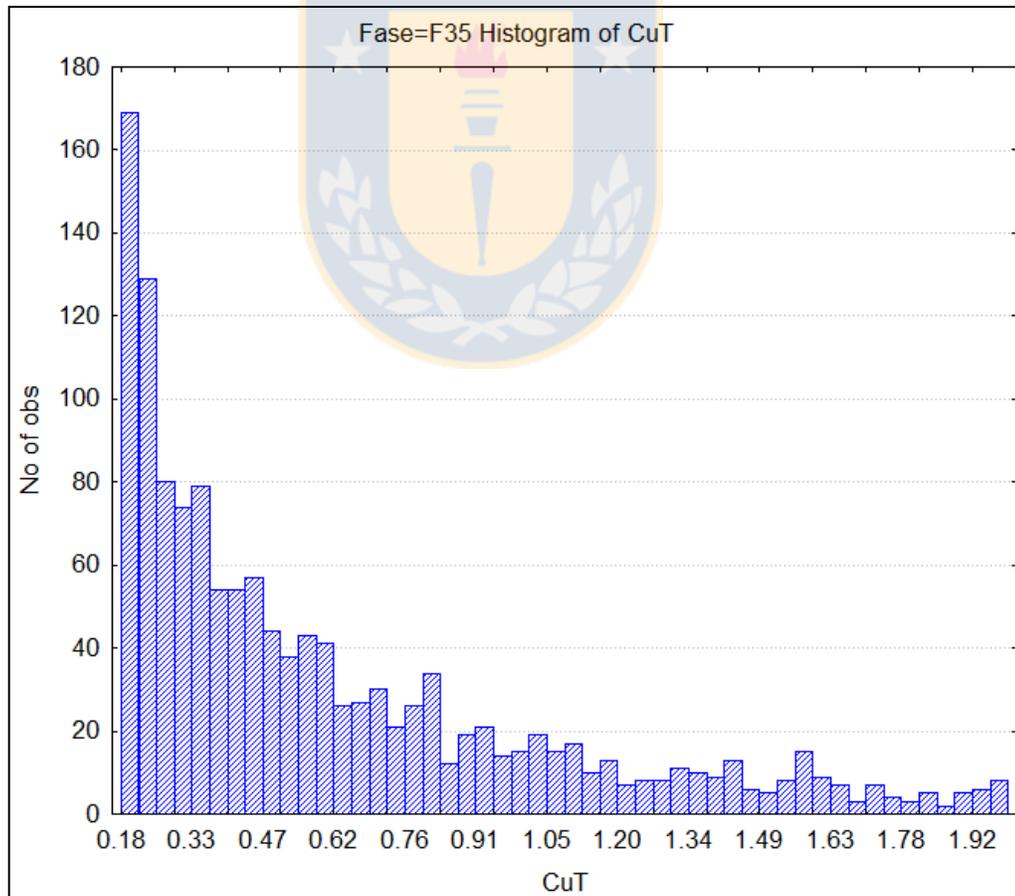
Gráfico de cajas para el total óxidos de acuerdo a las unidades geometalúrgicas.



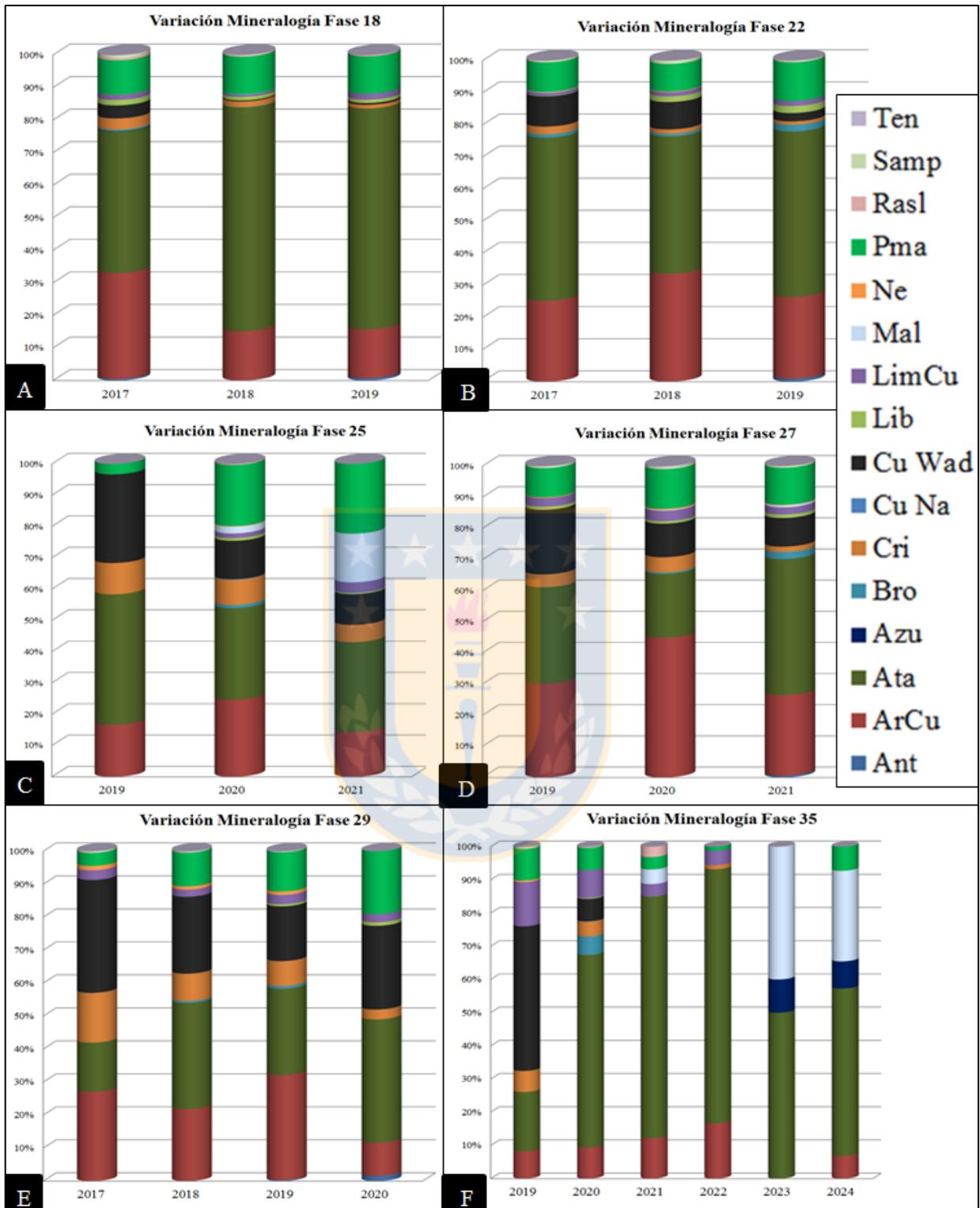
Histogramas de leyes de cobre para: A: Fase 18; B: Fase 21; C: Fase 22; D: Fase 23; E: Fase 25; F: Fase 26. Condición: leyes inferiores a 2% CuT.



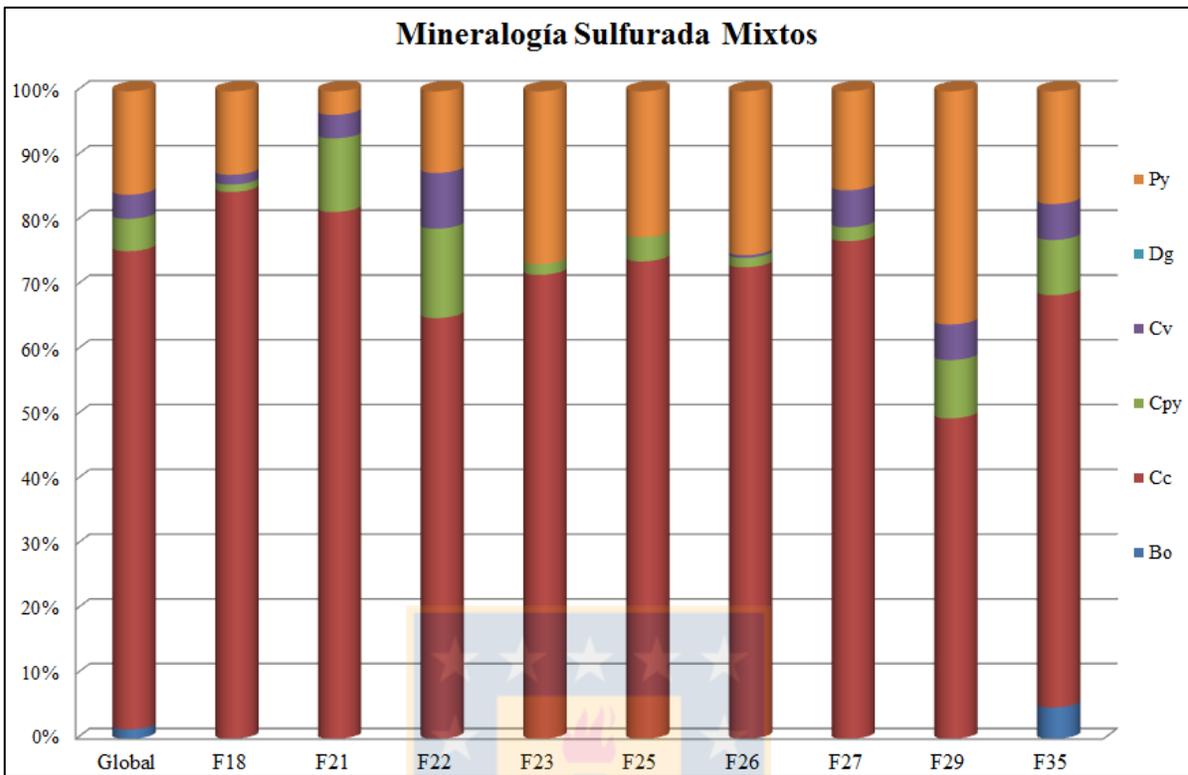
Histogramas de leyes de cobre para: A: Fase 17; B: Fase 29. Condición: leyes inferiores a 2% CuT.



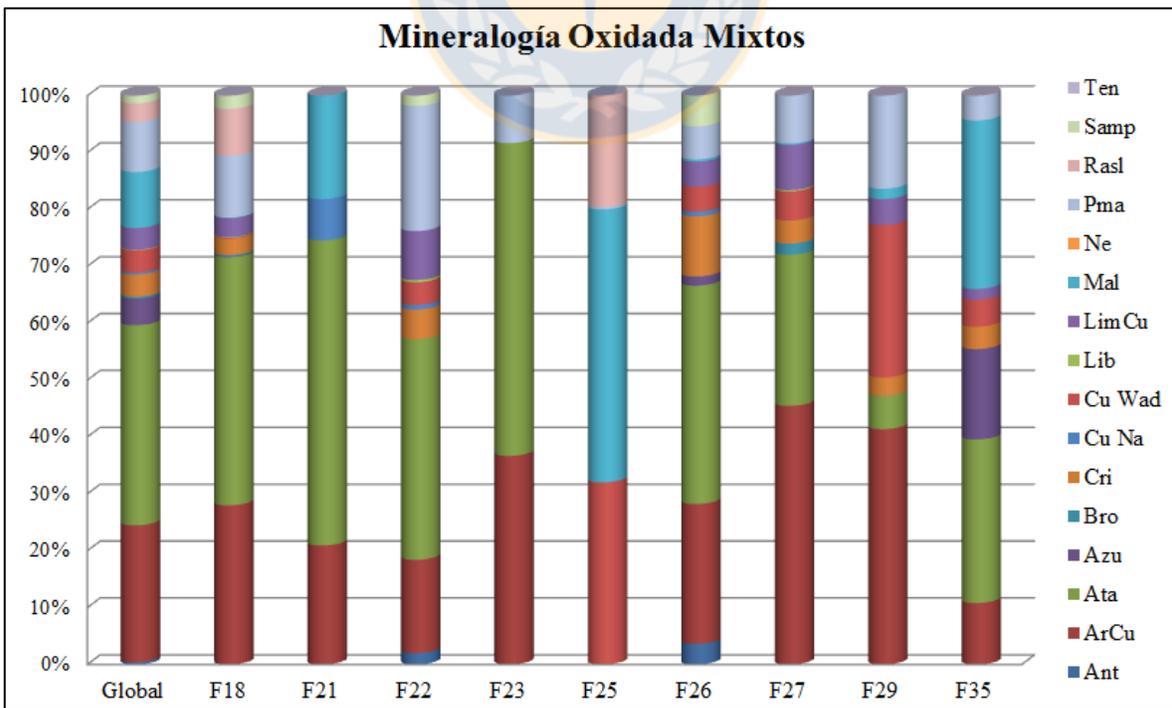
Histogramas de leyes de cobre para Fase 35. Condición: leyes inferiores a 2% CuT.



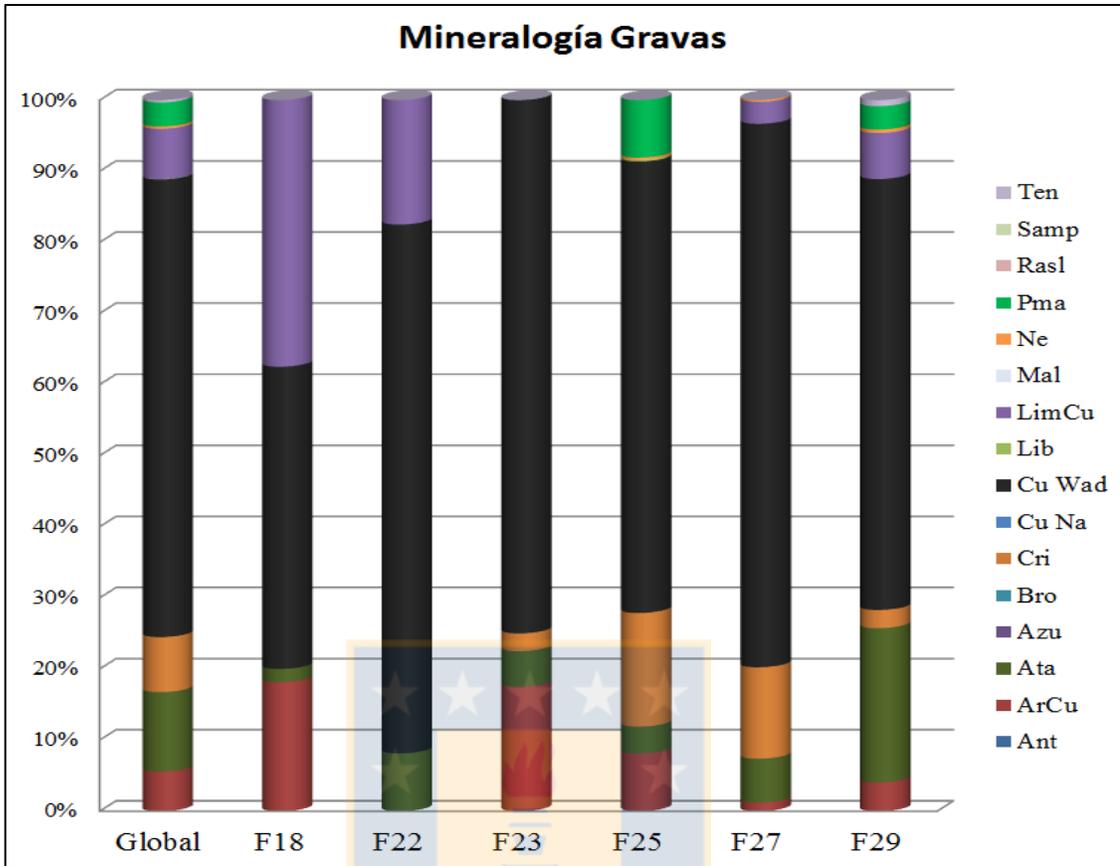
Variación de la mineralogía oxidada por años para: A: Fase 18; B: Fase 22; C: Fase 25; D: Fase 27; E: Fase 29; F: Fase 35.



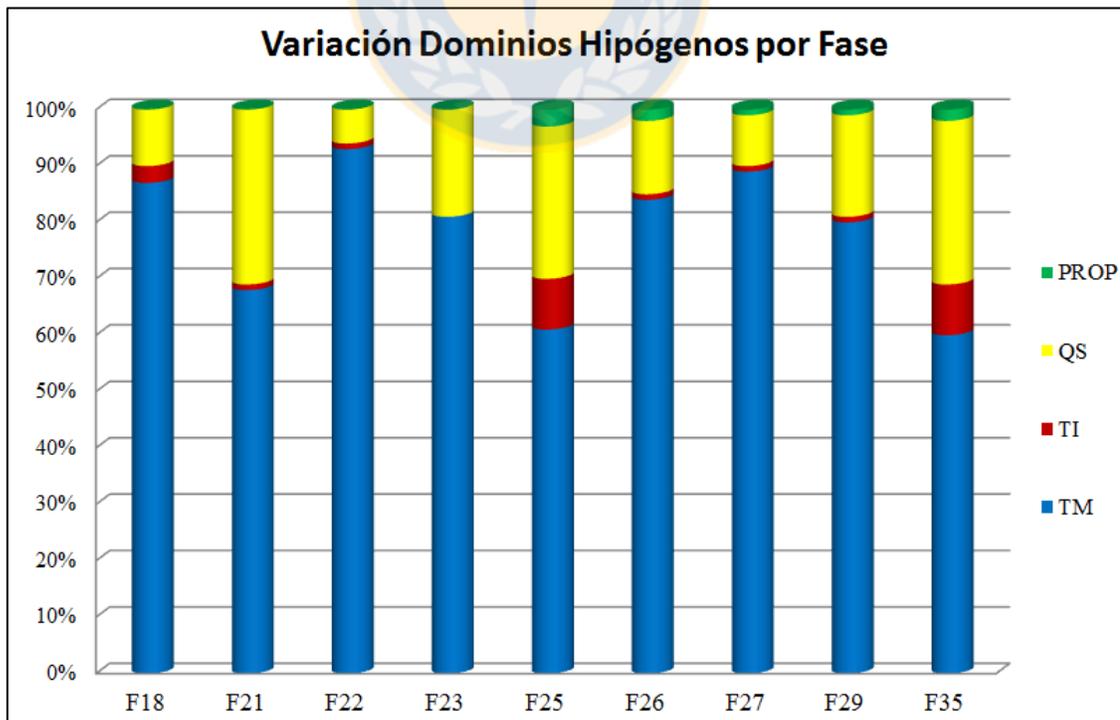
Mineralogía sulfurada de mixtos en fases oxidadas.



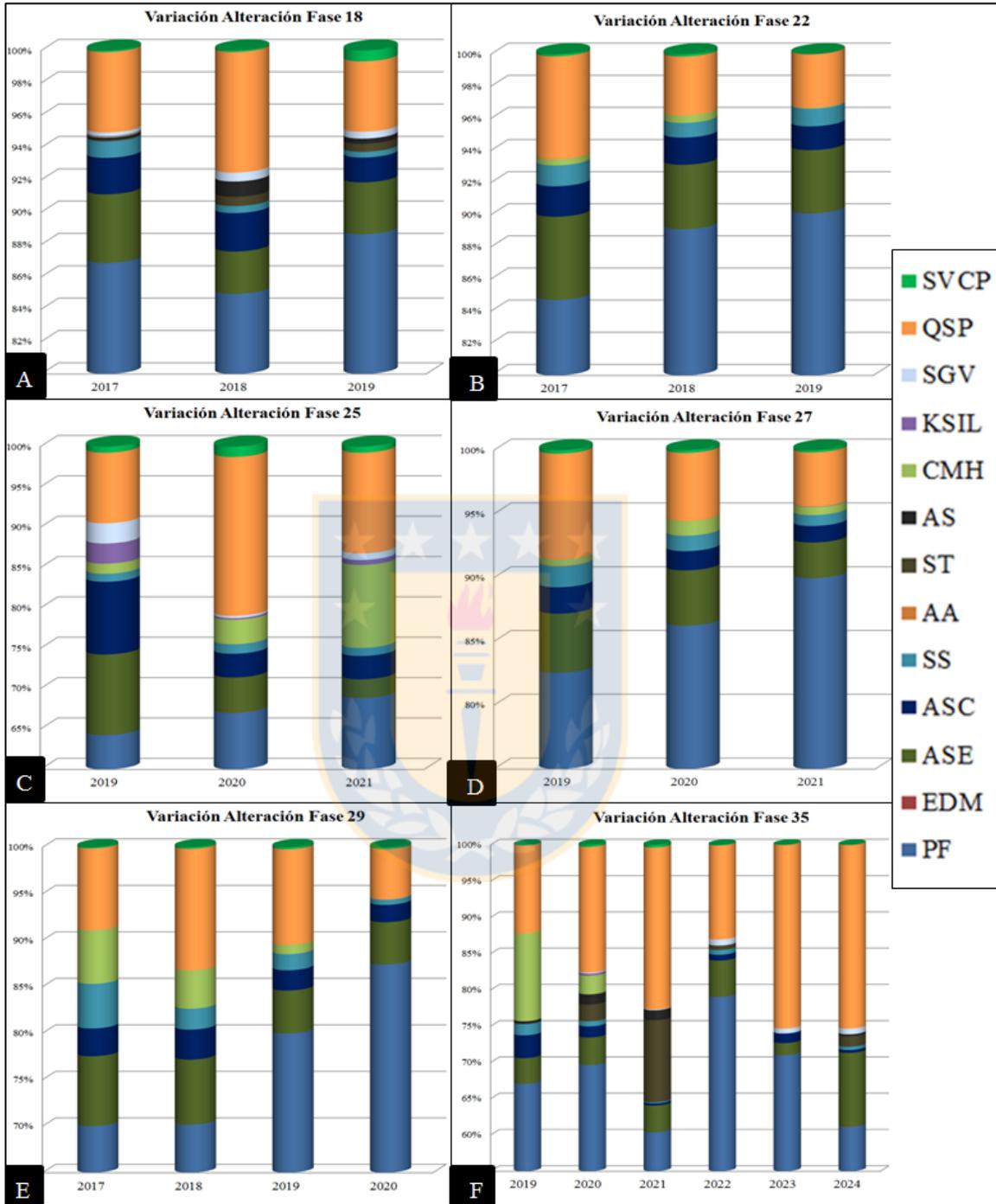
Mineralogía oxidada de mixtos en fases oxidadas.



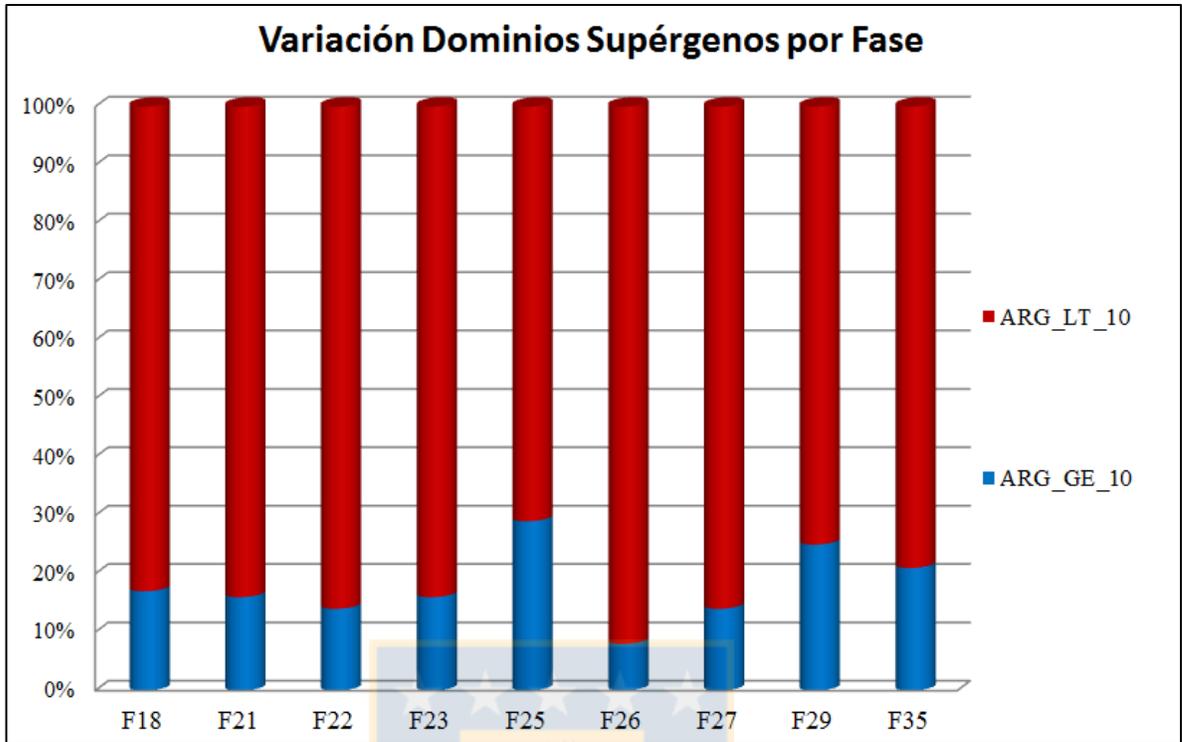
Mineralogía oxidada de gravas en fases oxidadas.



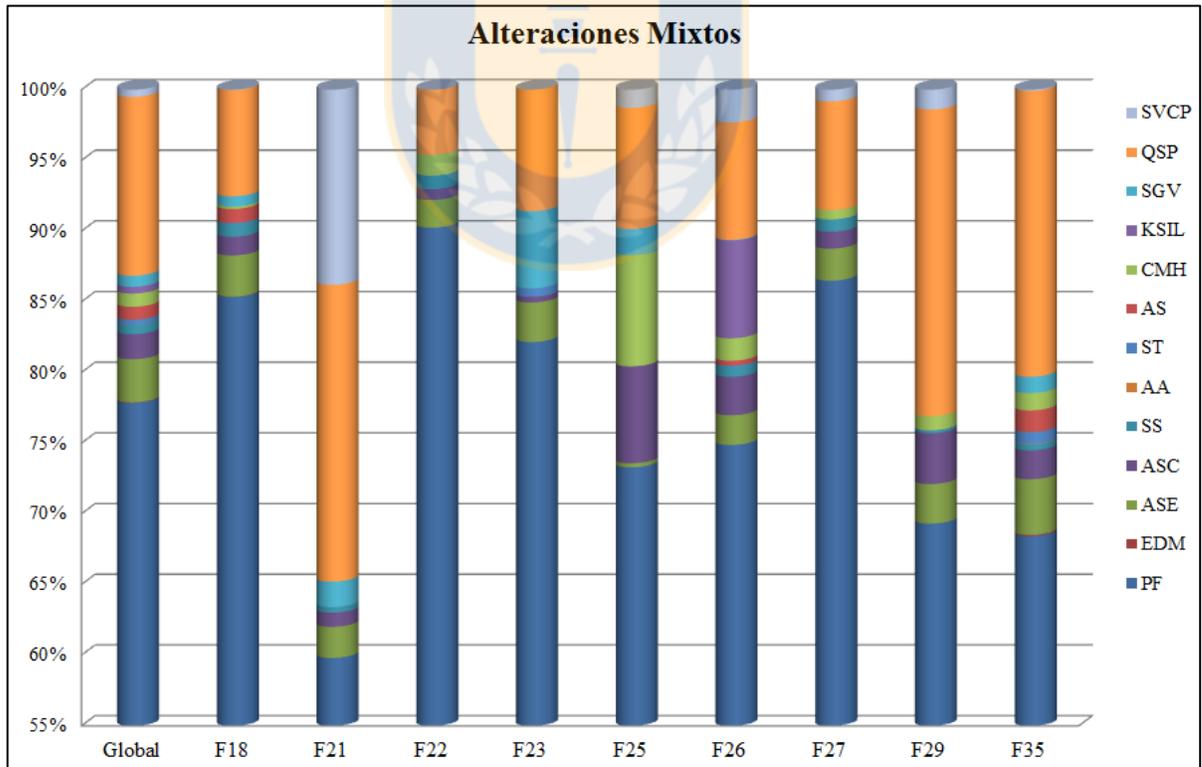
Variación de los dominios de alteración hipógena para fases oxidadas.



Variación de las alteraciones por años para: A: Fase 18; B: Fase 22; C: Fase 25; D: Fase 27; E: Fase 29; F: Fase 35.



Variación de los dominios de alteración supérgena para fases oxidadas.



Variación de las alteraciones de mixtos en fases oxidadas.