



UNIVERSIDAD DE CHILE
FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS
DEPARTAMENTO DE GEOLOGÍA

ANÁLISIS QUÍMICO Y MINERALÓGICO DE LA PLANTA DE TRATAMIENTO DE
MINERA VALLE CENTRAL PARA EVALUAR EL FUTURO IMPACTO AMBIENTAL DEL
RELAVE CARÉN, REGIÓN METROPOLITANA

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE GEÓLOGA

LORENA CATALINA CAMUS OLIVARES

PROFESOR GUÍA:

BRIAN TOWNLEY CALLEJAS

PROFESOR CO-GUÍA:

MANUEL CARABALLO MONGE

COMISIÓN:

SEBASTIÁN GARCÍA CARDENAS

Este trabajo es parte del proyecto “Identificación, cuantificación y extracción (bio) tecnológica de minerales/elementos de valor contenidos en depósitos de relaves”

SANTIAGO DE CHILE

2021

**RESUMEN DE LA MEMORIA PARA
OPTAR AL TÍTULO DE:** Geóloga
POR: Lorena Camus Olivares
FECHA: 17/08/2021
PROFESOR: Brian Townley Callejas

ANÁLISIS QUÍMICO Y MINERALÓGICO DE LA PLANTA DE TRATAMIENTO DE MINERA VALLE CENTRAL PARA EVALUAR EL FUTURO IMPACTO AMBIENTAL DEL RELAVE CARÉN, REGIÓN METROPOLITANA

Un depósito de relaves se define como un sólido finamente molido, de tamaño entre arena y limo, que se descarta de las operaciones mineras (Ramírez, 2007). Estos suelen contener metales y metaloides potencialmente tóxicos los cuales, al liberarse de su fase mineral portadora, pueden transportarse a los ecosistemas circundantes y causar graves problemas a plantas, animales y personas.

Según datos del Servicio Nacional de Geología y Minería, anualmente se producen cerca de 537 millones de toneladas de relaves. Estos se encuentran distribuidos a lo largo de todo el país en 742 depósitos de relaves catastrados, los que pueden encontrarse en estado activo (104), inactivo (463), abandonado (173) o en construcción (2) (SERNAGEOMIN, 2019). Dichas cifras seguirán en aumento a medida que disminuya la disponibilidad de los minerales de interés en los yacimientos, puesto que, para mantener un continuo nivel de producción, la cantidad de material a procesar debe aumentar y, por ende, también lo hace el volumen de desecho minero asociado. Asimismo, el aumento en la rigidez de las normas ambientales obliga a evaluar futuras alternativas mineras.

Actualmente, existen proyectos enfocados en la explotación de relaves mineros, los que se enfocan en la extracción de metales de interés económico, generando a la vez residuos con una posible mejoría en su calidad ambiental. Dentro de este rubro resalta la Compañía Minera Valle Central, que se encarga de recuperar Cu y Mo a partir de relaves actuales y antiguos provenientes desde el yacimiento El Teniente.

La presente investigación tiene como objetivo evaluar el efecto de la extracción de metales de interés económico y ambiental a partir de los relaves producidos por Codelco-Chile División El Teniente y que son procesados mediante las instalaciones de Minera Valle Central. Para llevar a cabo el estudio se realiza un análisis mineralógico mediante XRD y QEMSCAN; y un análisis estadístico de los datos químicos obtenidos mediante digestión ácida y análisis elemental por ICP-MS.

Los resultados indican que la mayor parte de los elementos con algún grado de connotación ambiental están asociados a los minerales sulfurados, que son los principales causantes del drenaje minero. La mayor parte de dicha fracción del material de relaves es extraída en forma de concentrado final de Cu-Mo. En cambio, el resto del material que está constituido por fases minerales inertes es enviado a un nuevo tranque de relaves denominado como Carén. Sin embargo, la baja cantidad de material que se extrae mediante el Concentrado de Cu-Mo implica que la recuperación de los elementos contaminantes sea casi marginal. En consecuencia, se proponen ideas que buscan optimizar el actual proceso de la planta de tratamiento de Minera Valle Central, de tal forma que aumenten las recuperaciones de los elementos de interés económico y ambiental.

“Para ver claro, basta con cambiar la dirección de la mirada” – Antoine Saint-Exúpery

Agradecimientos

Primero que todo agradecer a mis padres, Miguel y Myriam, por ser mis pilares claves en este camino desde el primer día. A mis hermanos, Diego y Leonardo, por darme su apoyo incondicional cada vez que lo necesité. A mis amigos, por celebrar todos mis triunfos y ayudar a levantarme cada vez que me caí. Y a todas las personas que aportaron su granito de arena en este proceso.

También, agradecer a mi profesor guía Manuel, por haberme presentado esta área de la geología, de la cual tenía poco o nulo conocimiento, e invitarme a ser participe del proyecto “Identificación, cuantificación y extracción (bio) tecnológica de minerales/elementos de valor contenidos en depósitos de relaves”. A los miembros de mi comisión, Brian y Sebastián, por brindarme todo su apoyo, dedicación y sabiduría. Por último, agradecer también al resto de los integrantes del proyecto por su grata disposición a siempre brindarme ayuda.

Tabla de Contenido

Capítulo 1	1
Introducción.....	1
1.1 Formulación del Problema.....	1
1.2 Hipótesis de Trabajo	2
1.3 Objetivos.....	2
1.3.1 Objetivo General.....	2
1.3.2 Objetivos Específicos	3
Capítulo 2	4
Recopilación de Antecedentes.....	4
2.1 Ubicación y Clima	4
2.2 Marco Teórico.....	6
2.2.1 Depósitos de Relaves.....	6
2.2.2 Marco Legal y Normas Ambientales.....	11
2.2.3 Funcionamiento de la Planta de Tratamiento de MVC	13
2.2.4 Definición Proceso de Flotación.....	18
2.3 Marco Geológico	19
2.3.1 Geología General.....	19
2.3.2 Geología del Yacimiento	24
Capítulo 3	28
Metodología.....	28
3.1 Metodología de Muestreo	28
3.2 Metodología de Laboratorio	30
3.2.1 Análisis Químico.....	30
3.2.2 Análisis Mineralógico	31
3.3 Análisis de Resultados y Tratamiento de Datos	32
3.3.1 Límite de Detección y Validación de Datos.....	34
3.3.2 Análisis de la Variabilidad de Datos	36
Capítulo 4	38
Resultados y Discusiones	38
4.1 Análisis Químico y Mineralógico.....	38
4.1.1 Caracterización Química	38
4.1.2 Caracterización Mineral	60
4.1.3 Caracterización Final del Material	66
4.2 Implicancias Ambientales de la Acción de MVC.....	69

4.2.1	Extracción de Elementos Contaminantes	69
4.2.2	Extracción de Minerales Contaminantes	71
4.3	Otros Factores que Controlan el Impacto Ambiental de MVC.....	79
4.3.1	Efectos de la Granulometría	79
4.3.2	Presencia de Oxígeno	82
4.3.3	Minerales Buffer.....	82
4.4	Limitaciones de los Métodos Utilizados.....	84
Capítulo 5	85
Conclusiones	85
Bibliografía	87
Anexos	95
A.1	Límites de Detección para Análisis Mediante ICP-MS.....	95
A.2	Resultados Obtenidos Mediante ICP-MS	97
A.3	Resultados Análisis Mineralógicos.....	105
A.3.1	Difracción de Rayos X (Resultados)	105
A.3.2	Difracción de Rayos X (Difractogramas).....	109
A.3.3	QEMSCAN (Mineralogía Modal)	119
A.3.4	QEMSCAN (Aporte de Cu por Especies)	121
A.4	Artículo por Enviar a Revista	122

Índice de Tablas

Tabla 2.1. Temperaturas mínimas y máximas promedio (en °C) observadas en Rancagua en el año 2018 (Dirección Meteorológica de Chile).	5
Tabla 2.2. Precipitaciones en mm observadas en Rancagua durante el año 2018. (Dirección Meteorológica de Chile).	5
Tabla 2.3. Efecto de las etapas del procesamiento mineral sobre las características de los relaves (Tomado de European Commission, 2009).	10
Tabla 4.1. Varianza de cada Componente Principal una vez rotada la matriz.	39
Tabla 4.2. Factores de carga de las variables para cada Componente Principal.	40
Tabla 4.3. Resumen estadístico para los elementos contaminantes del Grupo 1 (CP1).	44
Tabla 4.4. Resumen estadístico para los elementos contaminantes del Grupo 2 (CP1).	47
Tabla 4.5. Resumen estadístico para los elementos contaminantes del Grupo 1 (CP2).	50
Tabla 4.6. Resumen estadístico para los elementos contaminantes del Grupo 2 (CP2).	52
Tabla 4.7. Resumen estadístico para los elementos contaminantes del Grupo 3 (CP2).	55
Tabla 4.8. Resumen estadístico para los elementos contaminantes no correlacionados.	58
Tabla 4.9. Pares de elementos químicos en función de su coeficiente de correlación.	60
Tabla 4.10. Distribución de tamaño de las muestras estudiadas mediante XRD. Los valores indican el porcentaje global de la fracción.	61
Tabla 4.11. Reconciliación química de las muestras para el Mes 1 y Mes 2.	64
Tabla 4.12. Recuperaciones y extracción de Cu, Mo y S a través del concentrado final.	70
Tabla 4.13. Recuperaciones y extracción de los contaminantes a través del concentrado final. ..	71
Tabla 4.14. Extracción, en toneladas diarias, de los minerales contaminantes mediante el concentrado final (DRX).	73
Tabla 4.15. Extracción, en toneladas diarias, de los minerales contaminantes mediante el concentrado final (QEMSCAN).	74
Tabla 4.16. Pirita y generación de potencial ácido asociado a puntos estratégicos de la planta. ..	75
Tabla A.1. Límites de detección utilizados en los equipos del laboratorio de Bureau Veritas.	95
Tabla A.2. Límites de detección utilizados en los equipos del laboratorio de ActLabs.	96
Tabla A.3. Resultados en ppm de los análisis químicos para los 20 puntos de muestreo considerando las tres campañas. Contiene a Ag, Al, As, Ba, Ca, Cd, Co, Cr, Fe, K, Mg.	100
Tabla A.4. Resultados en ppm de los análisis químicos para los 20 puntos de muestreo considerando las tres campañas. Contiene a Mn, Na, Ni, Pb, Sb, Sn, Ti, V y Zn.	104
Tabla A.5. Fases minerales obtenidas mediante XRD para los 5 puntos de muestreo.	106
Tabla A.6. Concentración de elementos (%) para las muestras analizadas mediante XRD.	107
Tabla A.7. Resultados (%) de las fases minerales presentes en la fracción fina (arcillas).	108
Tabla A.8. Fases mineralógicas encontradas en el punto F_11 (3° campaña).	119
Tabla A.9. Aporte de cobre en función de cada fase mineral en la muestra F_11.	121

Índice de Figuras

Figura 2.1. Mapa con la ubicación y accesos de Minera Valle Central (Modificado de Amerigo Resources, 2019).	4
Figura 2.2. Secciones transversales esquemáticas que ilustran los métodos de construcción del muro con material de relaves. Modificado de Lottermoser, 2007.....	7
Figura 2.3. Gráfico de torta que indica el porcentaje de relaves presente en las regiones mineras del país (Elaboración propia).....	7
Figura 2.4. Gráfico de torta que indica el porcentaje del tipo de instalación ocupada para depositar desechos mineros (Elaboración propia).....	8
Figura 2.5. Diagrama resumen de la planta de tratamiento de relaves de MVC. (Elaboración propia).....	14
Figura 2.6. Diagrama simplificado del Área de Planta de las instalaciones de MVC con sus respectivas zonas y procesos (Elaboración propia).	17
Figura 2.7. Etapas del proceso de flotación. Modificado de Yianatos, 2005.	19
Figura 2.8. Mapa geológico regional, modificado de Charrier et al., 1996.....	20
Figura 2.9. Mapa geológico simplificado del Nivel Teniente 6 (cota 2165 m.s.n.m.) del yacimiento El Teniente. Modificado de Baraona (2013).	24
Figura 3.1. Diagrama resumen de la planta de tratamiento de MVC. Se señalan la cantidad de puntos de muestreo obtenidos en los diferentes procesos y corrientes del sistema (Elaboración propia).....	29
Figura 3.2. Diagrama resumen de la planta de tratamiento de MVC. Se señalan los puntos de muestreos utilizados en los capítulos siguientes. (Elaboración propia).	34
Figura 4.1. Resultados del Análisis de Componentes Principales.....	39
Figura 4.2. Distribución de las variables en función de los componentes principales preferentes (CP1 y CP2).....	40
Figura 4.3. Gráfico de tendencia de las concentraciones de aluminio en ppm.....	42
Figura 4.4. Gráfico de tendencia de las concentraciones de potasio en ppm.	42
Figura 4.5. Gráfico de tendencia de las concentraciones de magnesio en ppm.	43
Figura 4.6. Gráfico de tendencia de las concentraciones de vanadio en ppm.	43
Figura 4.7. Gráfico de tendencia de las concentraciones de manganeso en ppm.....	45
Figura 4.8. Gráfico de tendencia de las concentraciones de sodio en ppm.	45
Figura 4.9. Gráfico de tendencia de las concentraciones de titanio en ppm.....	46
Figura 4.10. Gráfico de tendencia de las concentraciones de plata en ppm.	48
Figura 4.11. Gráfico de tendencia de las concentraciones de arsénico en ppm.	48
Figura 4.12. Gráfico de tendencia de las concentraciones de cadmio en ppm.	49
Figura 4.13. Gráfico de tendencia de las concentraciones de hierro en ppm.	49
Figura 4.14. Gráfico de tendencia de las concentraciones de cobalto en ppm.....	51
Figura 4.15. Gráfico de tendencia de las concentraciones de níquel en ppm.....	51
Figura 4.16. Gráfico de tendencia de las concentraciones de plomo en ppm.....	53
Figura 4.17. Gráfico de tendencia de las concentraciones de antimonio en ppm.....	53
Figura 4.18. Gráfico de tendencia de las concentraciones de cinc en ppm.	54

Figura 4.19. Gráfico de tendencia de las concentraciones de bario en ppm.....	56
Figura 4.20. Gráfico de tendencia de las concentraciones de calcio en ppm.	56
Figura 4.21. Gráfico de tendencia de las concentraciones de cromo en ppm.....	57
Figura 4.22. Gráfico de tendencia de las concentraciones de estaño en ppm.....	57
Figura 4.23. Matriz de correlación para los datos geoquímicos	59
Figura 4.24. Fases minerales mayoritarias reconocidas mediante XRD.	62
Figura 4.25. Fases minerales de arcillas reconocidas mediante XRD.....	63
Figura 4.26. Gráfico de torta con la mineralogía modal de la muestra perteneciente al punto F_11 (Mes 1, 3° campaña).....	65
Figura 4.27. Gráfico de torta con la mineralogía modal de la muestra perteneciente al punto F_11 (Mes 2, 3° campaña).....	65
Figura 4.28. Diagrama resumen de la planta de tratamiento de MVC, con el volumen de material de relave de las entradas y salidas del sistema y de la Zona de Flotación, y sus respectivas leyes de Cu y Mo.....	69
Figura 4.29. Efecto de los filosilicatos en la ley de cobre de un concentrado en un proceso de flotación de calcopirita. Modificado de Farrokhpay & Ndlovu (2013).....	72
Figura 4.30. Comportamiento de la pirita en distintos puntos de la planta	75
Figura 4.31. Diagrama de la nueva planta de despiritización del relave asociado al flujo de masa del punto F_4. Modificado de Santander & Valderrama (2019).....	77
Figura 4.32. Diagrama de la nueva planta de despiritización del relave asociado al flujo de masa del punto F_4. Modificado de Lü y otros (2018).	78
Figura 4.33. Efecto del tamaño de partículas (Modificado de Cortés et al., 1995).....	79
Figura 4.34. Diagrama resumen de la planta de tratamiento de MVC. Se indica el punto donde se recomienda instalar la nueva Zona de Flotación para la fracción fina del material.	81
Figura A.1. Difractograma de la muestra H_1 Diciembre Fracción Gruesa.	109
Figura A.2. Difractograma de la muestra H_1 Enero Fracción Gruesa.	109
Figura A.4. Difractograma muestra C_2 Enero Fracción Gruesa.	110
Figura A.3. Difractograma muestra C_2 Diciembre Fracción Gruesa.	110
Figura A.5. Difractograma muestra F_1 Diciembre Fracción Gruesa.	111
Figura A.6. Difractograma muestra F_1 Enero Fracción Gruesa.	111
Figura A.8. Difractograma muestra F_3 Enero Fracción Gruesa.....	112
Figura A.7. Difractograma muestra F_3 Diciembre Fracción Gruesa.	112
Figura A.9. Difractograma muestra F_11 Diciembre Fracción Gruesa	113
Figura A.10. Difractograma muestra F_11 Enero Fracción Gruesa.....	113
Figura A.11. Difractograma muestra H_1 Diciembre Fracción Fina.	114
Figura A.12. Difractograma muestra H_1 Enero Fracción Fina.	114
Figura A.14. Difractograma muestra C_2 Enero Fracción Fina.....	115
Figura A.13. Difractograma muestra C_2 Diciembre Fracción Fina.	115
Figura A.16. Difractograma muestra F_1 Enero Fracción Fina.	116
Figura A.15. Difractograma muestra F_1 Diciembre Fracción Fina.....	116
Figura A.18. Difractograma muestra F_3 Enero Fracción Fina.	117
Figura A.17. Difractograma muestra F_3 Diciembre Fracción Fina.....	117

Figura A.19. Difractograma muestra F_11 Diciembre Fracción Fina.....	118
Figura A.20. Difractograma muestra F_11 Enero Fracción Fina.	118
Figura A.21. Gráfico de la mineralogía modal encontrada para la muestra F_11.....	120
Figura A.22. Gráfico de aporte de Cu en función de cada fase mineral para la muestra F_11...	121

Capítulo 1

Introducción

1.1 Formulación del Problema

A nivel mundial, la industria minera procesa millones de toneladas de mineral a diario, generando una gran cantidad de residuos. Aproximadamente el 95% de estos son depositados en forma de botaderos o relaves (Falagán et al., 2017), provocando entre 5 y 7 billones de toneladas anuales de relaves mineros a nivel mundial (Edraki et al., 2014). Particularmente, Chile presenta importantes yacimientos y depósitos minerales de gran interés, motivo por el cual la minería es una de las principales actividades económicas del país. En este contexto, destaca la extracción de metales base como cobre, molibdeno, oro, plata y hierro, y, por ende, la cantidad de material inerte o sin valor económico que es desechado a lo largo del territorio nacional alcanza valores de millones de toneladas.

Un depósito de relave minero se define como un sólido finamente molido, de tamaño entre arena y limo, que se descarta de las operaciones mineras. Estos residuos están compuestos por una suspensión fina de sólidos y constituidos por el mismo material presente in-situ en el yacimiento, al cual se le ha extraído la fracción con el mineral valioso. De esta forma se constituye una pulpa, que se genera y desecha en las plantas de concentración húmeda de especies minerales y estériles (Ramírez, 2007).

Los relaves y botaderos mineros suelen contener metales y metaloides potencialmente tóxicos como por ejemplo As, Cd, Cu, Fe, Ni, Pb, Sb y Zn (Anawar, 2015), los cuales pueden presentarse en altas concentraciones alcanzando valores entre 0,3 a 5 wt% (Falagán et al., 2017). En este contexto, los desechos mineros se consideran como residuos tóxicos que suponen un impacto y riesgo para el medio ambiente, ya que la liberación de los elementos potencialmente tóxicos, desde su fase mineral portadora, pueden transportarse a los ecosistemas circundantes y contaminar suelos, sistemas de agua superficiales y acuíferos, pudiendo afectar incluso la salud de la población (Shahhosseini et al., 2019).

El Servicio Nacional de Geología y Minería durante el 2019, catastró los depósitos de relaves presentes a lo largo del territorio chileno. Se encontró que, al mes de abril del mismo año, existen 742 depósitos de desechos mineros, distribuidos en 67 de las 346 comunas del país.

Además, SERNAGEOMIN (2019) analizó cada uno de los depósitos de relaves presentes en Chile, encontrando que el 99% de la masa total de las muestras corresponde a elementos formadores de los minerales que constituyen las rocas, siendo estos prácticamente inocuos en términos ambientales. Solo el resto de los elementos (1%) podrían generar una concentración discutible, desde el punto de vista de los ecosistemas y la salud humana. Actualmente, existen proyectos enfocados en reutilizar, reciclar y reprocesar relaves mineros, los cuales se enfocan en

la extracción de metales de importancia económica (ej. Cu), generando a la vez residuos de mejor calidad ambiental a bajo costo económico (con respecto a la explotación de un yacimiento minero).

Resalta dentro de este rubro la compañía Minera Valle Central (MVC), empresa líder en el reprocesamiento de relaves en Chile, ubicada en la VI Región de Rancagua. Esta se encarga de recuperar cobre y molibdeno a partir de los relaves frescos provenientes de Codelco-Chile División El Teniente desde 1992, y en particular, los relaves del depósito de Cauquenes, también propiedad de Codelco, desde el año 2015 (Amerigo Resources, 2019). El tranque de relaves Cauquenes es uno de los cuatro depósitos de desechos mineros que posee la División El Teniente, el cual actualmente se encuentra inactivo, contiene un volumen de más de 1275 toneladas (SERNAGEOMIN, 2019) y una ley de cobre de 0,31% (Codelco, 2015).

Considerando todos los antecedentes anteriormente descritos, este trabajo se enmarca en el estudio de la química y mineralogía de los relaves que provienen de la División El Teniente y que son procesados mediante la planta de tratamiento de Minera Valle Central. Los resultados obtenidos se basan en las observaciones de los análisis realizados al material en puntos estratégicos dentro del sistema, para finalmente comprender el impacto ambiental que implica la generación de un nuevo depósito de relaves, luego de la extracción de gran parte de los elementos de interés que contiene (Cu-Mo).

La información emanada de esta investigación es relevante para futuras empresas de este rubro, ya que se estima que en Chile la cantidad de relaves generados solo como productos de la concentración de sulfuros de cobre alcanza una cantidad por sobre los 480 millones de toneladas anuales, cifra que seguirá en aumento a medida que disminuya la disponibilidad de los minerales en los yacimientos (SERNAGEOMIN, 2019). Por ello, es de suma importancia implementar metodologías para aminorar estas cifras, de tal forma de generar depósitos de menor volumen y químicamente estables.

1.2 Hipótesis de Trabajo

La extracción de un concentrado de cobre y molibdeno, a partir del procesamiento de los residuos mineros frescos y antiguos, genera relaves de menor volumen, con menor cantidad de contaminantes y químicamente más estables.

1.3 Objetivos

A continuación, se presentan los objetivos generales y específicos propuestos para este trabajo.

1.3.1 Objetivo General

El objetivo general del estudio es analizar el efecto que genera la extracción de metales de interés económico – ambiental, y como esta situación se compara con un escenario hipotético donde el material de ambos relaves se mezclara (sin ningún procesamiento y extracción en la

planta) y fuera depositado directamente en el tranque de relaves Carén. Este análisis se realiza sobre la base de los elementos y compuestos de connotación ambiental encontrados en las distintas zonas de la planta de procesamiento mineral de Minera Valle Central, incluyéndose los puntos de entrada y salida de esta.

1.3.2 Objetivos Específicos

Los objetivos específicos son los siguientes:

1. Determinar los elementos y compuestos considerados como contaminantes y favorables para el desarrollo de drenaje minero (DM).
2. Caracterizar químicamente el material que entra, circula y sale de la planta de procesamiento mineral de Minera Valle Central.
3. Caracterizar mineralógicamente los relaves que circulan en puntos estratégicos dentro de la planta de Minera Valle Central.
4. Evaluar el impacto que tiene la existencia de la planta de procesamiento de Minera Valle Central en la calidad del relave final generado.
5. Proponer metodologías para ayudar a optimizar la recuperación de Cu y Mo, de tal forma que se genere un relave lo más limpio posible.

Capítulo 2

Recopilación de Antecedentes

2.1 Ubicación y Clima

Las instalaciones de Minera Valle Central (MVC) están ubicadas en la comuna de Requínoa, Provincia de Cachapoal, VI Región del Libertador Bernardo O'Higgins en Chile central. Se encuentra en la latitud $34^{\circ}14'$ S y longitud $70^{\circ}41'$ W a 663 msnm (Figura 2.1). El sitio está a 8 kilómetros al sureste de la ciudad de Rancagua, en la ribera sur del río Cachapoal y dispuesto sobre terrenos cedidos en comodato por parte de Codelco Chile – División El Teniente.

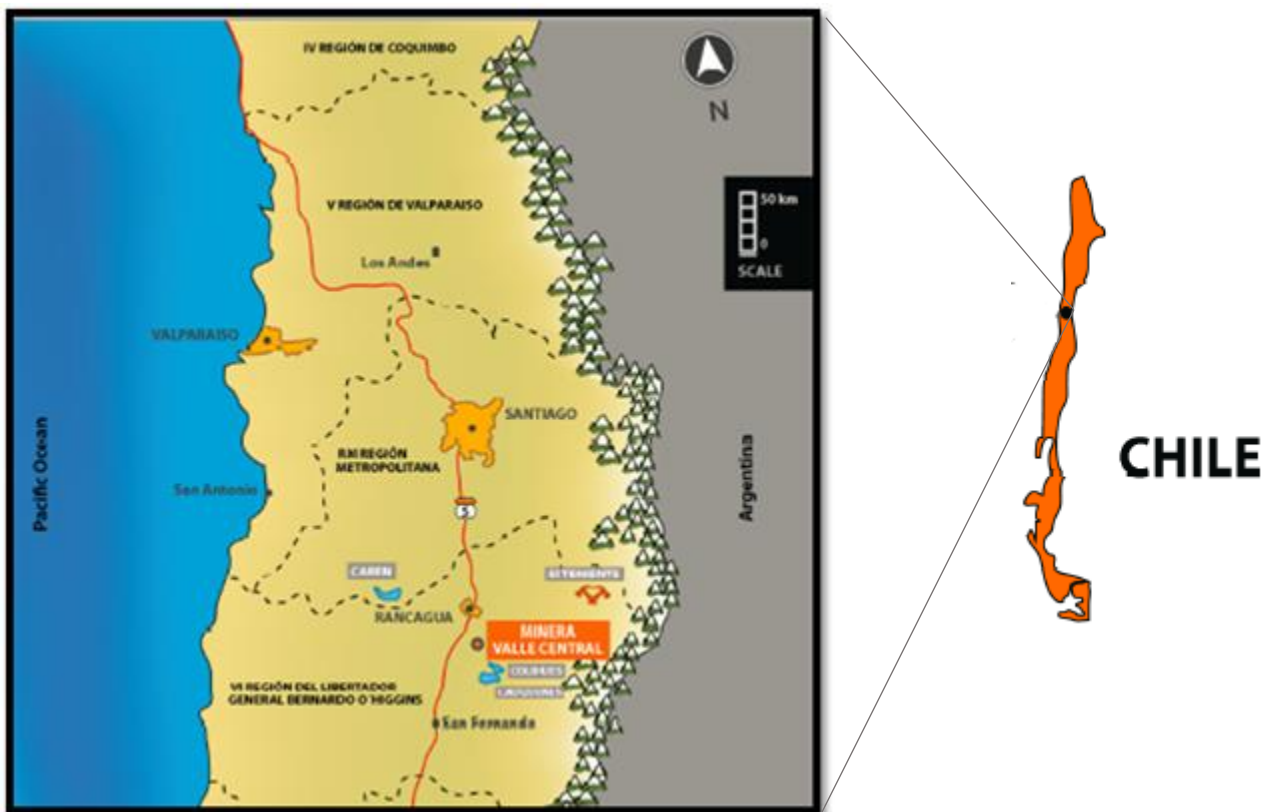


Figura 2.1. Mapa con la ubicación y accesos de Minera Valle Central, tranques de relaves Carén y Cauquenes, embalse Colihues y la División El Teniente (Modificado de Amerigo Resources, 2019).

Al lugar se puede acceder de variadas formas: Desde la ciudad de Santiago se debe manejar durante una hora (90 km) por la carretera Panamericana dirección sur hasta Rancagua y luego, otros 15 minutos hacia el sureste hacia las oficinas de MVC mediante un camino pavimentado durante 7 km y un pequeño tramo final de 1 km de ripio bien mantenido. También es posible llegar desde la ciudad de Valparaíso tomando la ruta-68 en dirección sur este hasta las afueras de Santiago y luego tomar la ruta-5 (o carretera Panamericana) hasta las instalaciones de la mina.

Por otro lado, la Mina El Teniente, el yacimiento de cobre subterráneo más grande del mundo, está ubicada en la comuna de Machalí, en plena cordillera de Los Andes, distante a 54 kilómetros de Rancagua. Para llegar a ésta desde las oficinas de Minera Valle Central, es necesario viajar por la ruta H-35 en dirección este, rodeando al río Cachapoal, durante 25 km, para luego virar hacia el norte hacia la ruta H-265 en dirección noroeste durante 4 km (todo por camino pavimentado), para finalmente tomar el camino de ripio de la ruta H-25 en dirección noreste a lo largo de 25 km.

La zona donde está ubicada la planta de MVC se caracteriza por presentar un clima principalmente mediterráneo con veranos largos, cálidos y secos (8 meses) e inviernos templados y lluviosos (4 meses). El acceso a las instalaciones y las mismas operaciones no se ven generalmente afectadas durante condiciones climáticas adversas.

En la ciudad de Rancagua las precipitaciones anuales promedios son de aproximadamente 300 mm, considerando que los meses más lluviosos son los considerados entre mayo y agosto. El promedio de las temperaturas diarias es de 7,5°C en invierno y 30°C en la temporada de verano (Dirección Meteorológica de Chile). Las precipitaciones y temperaturas medidas a lo largo del año 2018, se encuentran definidas en las siguientes tablas (Tabla 2.1 y Tabla 2.2):

Estación	Máxima	Mínima
Verano	26,2	14,1
Otoño	20,1	8,1
Invierno	11,8	2,2
Primavera	19,3	10,5

Tabla 2.1. Temperaturas mínimas y máximas promedio (en °C) observadas en Rancagua en el año 2018 (Dirección Meteorológica de Chile).

Estación	Promedio
Verano	2,9
Otoño	36,6
Invierno	114,4
Primavera	9,1

Tabla 2.2. Precipitaciones en mm observadas en Rancagua durante el año 2018. (Dirección Meteorológica de Chile).

2.2 Marco Teórico

2.2.1 Depósitos de Relaves

2.2.1.1 Definición y tipos de relaves

Los relaves son un tipo de residuo minero que se constituye por una combinación de materiales sólidos de grano fino (tamaño limo usualmente, con un diámetro de clasto de 0,001 a 0,6 mm) que quedan después de que los metales y minerales recuperables se han extraído de la mena mediante los distintos procesos mineros. Son de consistencia lodosa debido a que estas partículas sólidas se juntan con el agua utilizada en el proceso de recuperación, formando una “pulpa o lodo de relave” (Tailings management, 2016). Esta “pulpa o lodo de relaves” fluctúa en la práctica con una razón aproximada de masa de agua/masa de sólidos que va del orden de 1:1 a 2:1. Las características y el comportamiento de esta pulpa dependerá de la razón agua/sólido, de las características de las partículas sólidas y de los aditivos químicos que sean empleados durante el proceso de flotación (Ramírez, 2007).

El tipo de almacenamiento del material depende de las propiedades físicas - químicas del relave, de la topografía del sitio, de las condiciones climáticas, de regulaciones y restricciones ambientales y del contexto socioeconómico en el cual se encuentren las operaciones mineras y la planta de procesamiento. Existen actualmente tres opciones de contención de relaves en superficie (Ramírez, 2007):

- Descarga de relave completo: Se almacenan todos los relaves que se producirán durante la vida útil de la planta. Para ello, se utilizan cavidades pre - existentes como, rajos mineros abandonados, depresiones naturales en superficie, cavernas naturales, entre otros, en los cuales los relaves se depositan completos sin la necesidad de clasificación. Existen tres tipos de depósitos de almacenamiento en superficie: Depósitos en valles, Disposición de un perímetro o anillo, y Relleno de minas abandonadas. Actualmente se dificulta la aceptación de algunos de estos depósitos por su alta connotación ambiental.
- Construcción de muro con material de relave: Se separa la fracción gruesa (arenas de relaves) de la fracción fina (lomas), para poder utilizar la primera para la construcción del muro perimetral y descargar la segunda en la cubeta del embalse. Al momento de construir el muro, es posible hacerlo de tres formas o métodos diferentes: crecimiento del muro hacia “aguas arriba”, crecimiento del muro hacia “aguas abajo” y crecimiento del muro según el método llamado “eje central o mixto” (Figura 2.2). Cualquiera de estos conforma finalmente a los denominados en Chile, Tranques de Relaves. Cabe mencionar que el método del crecimiento de muro hacia “aguas arriba” no está contemplado en la legislación chilena actual debido a que este tipo de construcción es poco resistente frente a los movimientos sísmicos.
- Material de relaves equivalente a suelo húmedo: Se extrae la mayor cantidad de agua de los relaves provenientes de la planta de tal forma de obtener un material equivalente a un suelo húmedo. Éste puede ser depositado sin necesidad de un muro o terraplén para su contención y actualmente existen métodos para cumplir este propósito: espesar los relaves, filtrar los relaves y generar una pasta de relaves (siendo ésta última la alternativa más reciente).

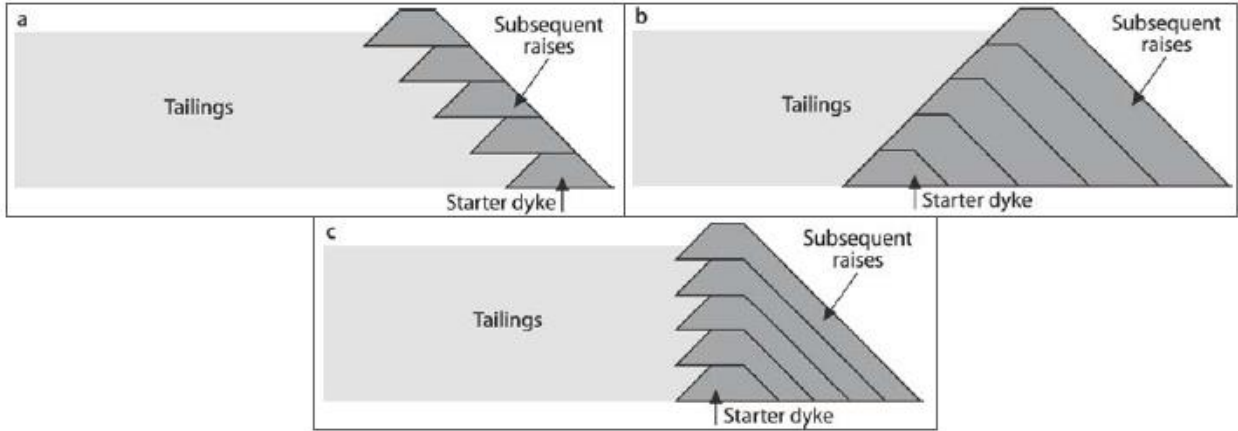


Figura 2.2. Secciones transversales esquemáticas que ilustran los métodos de construcción del muro con material de relaves: (a) Crecimiento del muro hacia “aguas arriba”, (b) Crecimiento del muro hacia “aguas abajo”, (c) Crecimiento del muro “mixto”. Modificado de Lottermoser, 2007.

2.2.1.2 Realidad de los depósitos de relaves en Chile

Según el último catastro levantado en el país (SERNAGEOMIN, 2019) para abril del año 2019, existen 742 depósitos de relaves en Chile, distribuidos en 67 de 346 comunas pertenecientes al territorio nacional, entre las regiones I y VII además de la Región de Aysén. La mayor parte de estos depósitos se encuentran en las regiones de Atacama y Coquimbo, representando un 22% y 52% del total, respectivamente (Figura 2.3).

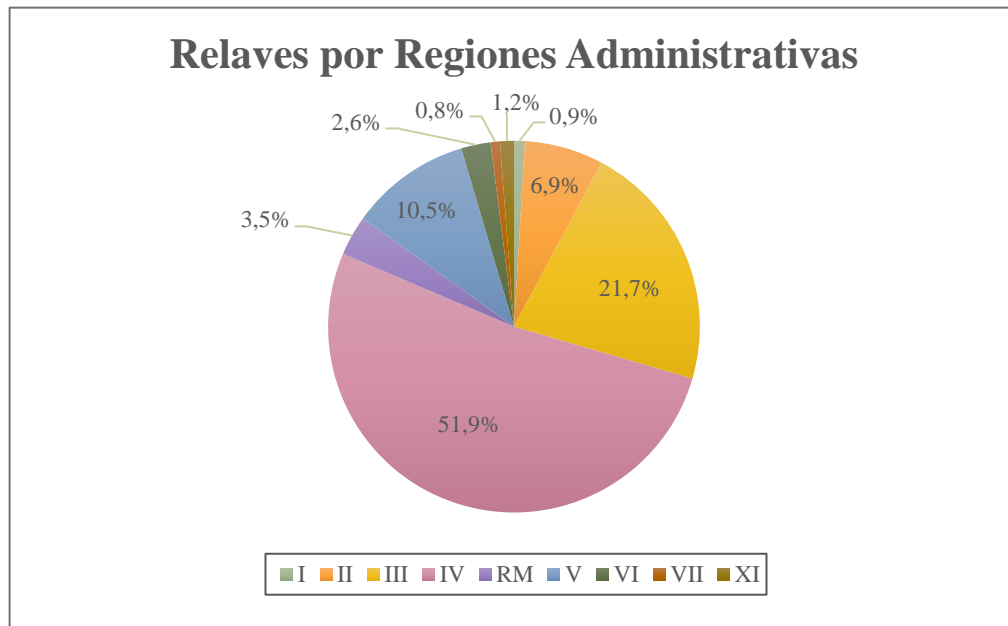


Figura 2.3. Gráfico de torta que indica el porcentaje de relaves presente en las regiones mineras del país (Elaboración propia).

De acuerdo con el mismo catastro, un total de 462 relaves (62%) provienen de la explotación de cobre y menas secundarias (molibdeno, oro, hierro y plata), mientras que 261 (35%) provienen de la explotación del oro y sus menas secundarias (cobre, plata, cinc), y en menor medida, cerca de 19 relaves (3%) en el país provienen de la explotación de otro tipo de mena (hierro, cinc, caliza, caolinita, entre otros). Del total de los depósitos de relaves, 603 de éstos corresponden a tranques de relaves (81,27%), 117 de ellos a embalses (15,77%) y el resto a DREIM (Depósitos de Relaves Espesados en Interior de Mina), pastas, espesados, filtrados y pretilos (Figura 2.4).

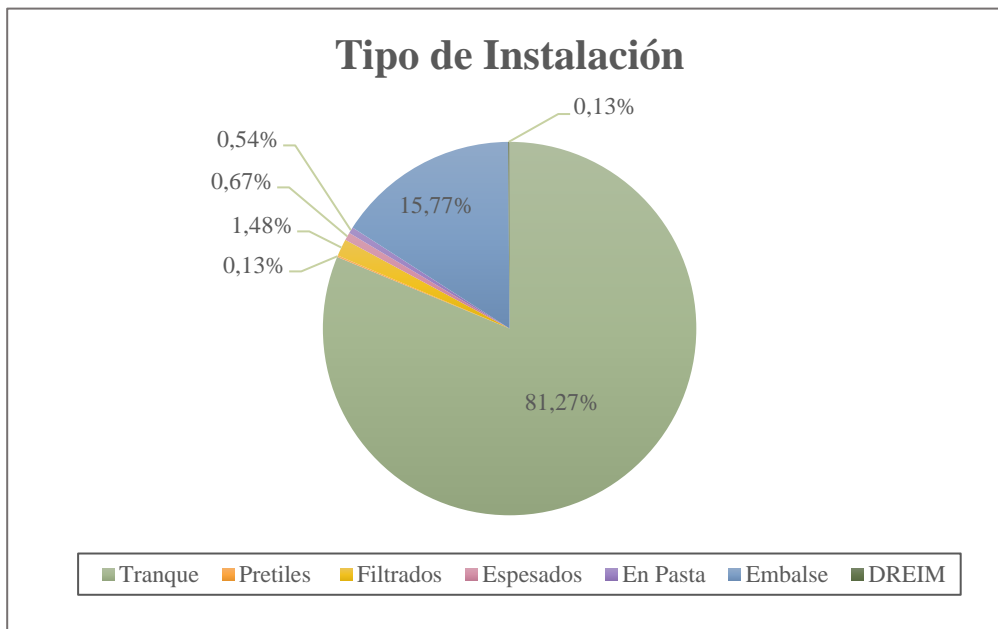


Figura 2.4. Gráfico de torta que indica el porcentaje del tipo de instalación ocupada para depositar desechos mineros (Elaboración propia).

2.2.1.3 Factores que controlan la diversidad mineral en los relaves chilenos

Los depósitos de relaves son el resultado de la explotación de un yacimiento minero, del tipo de procesamiento mineral, la tecnología utilizada en el depósito y de la alteración supérgena a la cual está siendo afectado, esto a su vez en función de las condiciones climáticas del entorno. A continuación, se describe el efecto de cada uno de los factores mencionados anteriormente relacionados a la diversidad y heterogeneidad mineral de los relaves presentes en el país.

Tipo de yacimiento de partida:

La mineralogía del yacimiento que da origen al relave determina en cierta medida la extracción y recuperación de los minerales de mena deseados y lo que finalmente será desechado. Debido a la heterogeneidad de los yacimientos, la mineralogía frecuentemente puede ir cambiando durante la vida útil de una mina, lo cual influye en las técnicas de minería seleccionadas y en la forma en que son aplicadas (European Commission, 2009).

De acuerdo con el tipo de material que llegue finalmente al tranque de relaves, controlado por el tipo de yacimiento y por el tipo de procesamiento/extracción mineral, se podrá formar uno

u otro tipo de drenaje minero (DM). La aparición de un determinado tipo de DM condicionará a la vez la presencia de heterogeneidad mineral en los relaves (European Commission, 2009).

Se puede clasificar el drenaje minero (DM) en: Drenaje Minero Ácido (DMA), Drenaje Minero Neutro (DMN), Drenaje Minero Alcalino (DMAL) y Drenaje Minero Salino (DMS) (SERNAGEOMIN, 2015b). El primero ocurre en rangos de pH menores a 6, con elevados contenidos de sulfato y, usualmente, con un contenido significativo de metales disueltos. El DMN y el DMAL corresponden a drenajes con valores de pH mayores a 6 y donde sus fuentes generadoras poseen una alta concentración de carbonatos, bicarbonatos e hidróxidos, los cuales determinan su carga total en el efluente y el pH del mismo. El DMN se diferencia del DMAL debido a que el primero se caracteriza por su alta concentración de metales en solución y rangos de pH cercanos a 7. Por su parte, el DMS contiene elevados niveles de sulfatos en rangos de pH cercanos al neutro, sin una carga significativa de metales en solución, siendo sus principales constituyentes el sulfato, magnesio y calcio (SERNAGEOMIN, 2015b).

Tecnología de procesamiento mineral empleada:

El propósito esencial del procesamiento mineral es concentrar la mayor parte de la mena, la cual debe ser transportada y sometida a procesos subsiguientes, utilizando métodos para separar el mineral deseado de la ganga. El procesamiento de minerales incluye varios procedimientos que se basan en las características físicas propias del mineral (ej. Tamaño de partícula, densidad, propiedades magnéticas, color) o propiedades fisicoquímicas (ej. Tensión superficial, hidrofobicidad, resistencia al desgaste) (European Commission, 2009).

La aplicación de uno u otro tipo de procesamiento mineral depende del tipo de mineral de mena, y cada una afecta en mayor o menor medida en las características de los relaves (Tabla 2.3) (European Commission, 2009).

Algunas técnicas de procesamiento tienen un efecto sobre el DMA, sobre todo aquellas que alteran la accesibilidad de los sulfuros en los relaves. La influencia de la flotación sobre el DMA puede ser tanto positiva (ciertos sulfuros son removidos del concentrado) como negativa (ciertos minerales son removidos, mientras que algunos sulfuros permanecen en los relaves). La disminución del tamaño de partícula mediante trituración y molienda tiene el efecto de hacer más accesibles los sulfuros y, por lo tanto, aumenta la generación de DMA, esto debido a que las trituraciones y moliendas cambian las propiedades superficiales de las partículas (incrementan el área superficial). Adicionalmente, todos los procesos en los que se añaden reactivos también influyen en las propiedades superficiales (European Commission, 2009).

Etapas del proceso	Distribución de tamaño de grano	Generación de finos	Superficie específica	% de sólidos	Reactivos	pH	DMA	Propiedades superficiales	Forma de la partícula
Trituración y molienda	X	X	X	X	-	-	X	X	X
Cribado	X	X	-	-	-	-	-	-	-
Clasificación	X	X	-	X	-	-	X	-	-
Concentración por gravedad	-	-	-	X	-	-	X	-	-
Flotación	-	-	-	X	X	X	X	X	-
Separación Magnética	-	-	-	-	-	-	X	-	-
Separación Electroestática	-	-	-	-	X	-	X	X	-
Separación Mineral	-	-	-	-	-	-	X	-	-
Lixiviación	-	-	-	X	X	X	-	X	-
Espesamiento	-	-	-	X	X	-	-	X	-
Filtración	-	-	-	X	X	X	-	X	-

Tabla 2.3. Efecto de las etapas del procesamiento mineral sobre las características de los relaves (Tomado de European Commission, 2009).

Tecnología de depósito de relave empleada:

El diseño de los depósitos de relaves también juega un papel importante en la heterogeneidad de los depósitos. En general, en los depósitos donde se hace la descarga del relave completo, con alto contenido de agua y sin ningún tipo de clasificación, se tiende a generar DMA. El alto contenido de agua favorece la estratificación del material, permitiendo que este tipo de depósito presente una mayor heterogeneidad mineral. Las partículas más gruesas y de gravedad específica más alta, se depositan en la playa superior, mientras que el agua sobrenadante transporta partículas más finas y de inferior gravedad específica al estanque de decantación (Pan et al., 2014).

Los relaves espesados muestran una cierta segregación, asentándose e infiltrándose en el depósito. Los relaves en pasta tienen una consistencia no segregada y sin sedimentación, que libera solo pequeñas cantidades de agua después de su deposición. Los relaves filtrados son los que poseen menor contenido de agua, por lo tanto, las pérdidas por infiltración son menores respecto a los relaves espesados y en pasta. Las características de estos tipos de relaves disminuyen la tendencia a generar DMA (Tailings management, 2016).

Otro factor que influye en la heterogeneidad de los depósitos de relaves es la disposición de los puntos de descarga. Este factor determina la posibilidad de que ocurra una estratificación tanto lateral como vertical de las partículas.

Para predecir este fenómeno se debe considerar si la descarga se produce de forma puntual o difusa, si hay interacción de efluentes generados por distintas fuentes, si la descarga es continua o intermitente, y finalmente si el efluente está altamente concentrado o por el contrario ha sufrido procesos de dilución. Estos parámetros, junto al peso específico de las fracciones minerales depositadas en los relaves, juegan un papel importante sobre la heterogeneidad de los depósitos,

tendiéndose a concentrar las partículas de menor peso específico en las cercanías de los puntos de descarga, mientras que las partículas menos densas tenderán a viajar mayores distancias.

Climatología:

Las condiciones climáticas controlan la disponibilidad de agua, el transporte de los productores de las reacciones de oxidación, y la interacción del efluente con aguas naturales u otros efluentes, produciendo la concentración o dilución de sus constituyentes. Por otra parte, la temperatura puede tener diversos efectos, como promover la evaporación a altas temperaturas o inhibir el transporte del efluente en condiciones de congelación (European Commission, 2009).

Desde el punto de vista ambiental, el clima juega un importante papel en la dispersión de los relaves hacia su entorno. En las zonas lluviosas, esta problemática ambiental está relacionada con la generación de DMA y su dispersión a través de los escurrimientos superficiales (dispersión hídrica) mientras que en las zonas áridas se relaciona con la dispersión provocada por el viento (dispersión eólica) (Romero et al., 2008). Cabe mencionar que en las zonas de extrema aridez puede traer beneficios inesperados para las operaciones de cierre de minas, es decir, el bajo contenido puede potencialmente eliminar o reducir el DMA. Sin embargo, las zonas áridas pueden ser sometidas a eventos ocasionales, pero significativos, de lluvia o deshielo.

2.2.2 Marco Legal y Normas Ambientales

La legislación chilena decreta que los depósitos de relaves deben cumplir con los requisitos necesarios para asegurar una estabilidad física y química a lo largo de todo su ciclo de vida.

En el artículo 3° de la Ley N°20.551, que regula el cierre de faenas e instalaciones mineras, se define la estabilidad física como la situación de seguridad estructural, que mejora la resistencia y disminuye las fuerzas desestabilizadoras que pueden afectar obras o depósitos de una faena minera, para la cual se utilizan medidas con el fin de evitar fenómenos de falla, colapso o remoción. Asimismo se define la estabilidad química como la situación de control en agua, en aire y en suelo de las características químicas que presentan los materiales contenidos en las obras o depósitos de una faena minera, cuyo fin es evitar, prevenir o eliminar la reacción química que causa acidez, evitando el contacto del agua con los residuos generadores de ácidos que se encuentren en obras y depósitos mineros, tales como depósitos de relaves, botaderos depósitos de estériles y rípios de lixiviación.

Un depósito de relaves se encuentra químicamente estable cuando, al interactuar con factores medioambientales, no genera impactos que impliquen algún riesgo significativo para las personas y/o ambiente. En cambio, un depósito de relaves mal diseñado, abandonado o gestionado de forma deficiente podría provocar los siguientes efectos en su entorno (SERNAGEOMIN, 2015b):

- Potencial contaminación del aire: el aire puede contaminarse con impurezas sólidas (ej. polvo o material particulado fino), que poseen el potencial de afectar el sistema respiratorio de la población cercana y acumularse en la superficie del suelo, perturbando la calidad de este.
- Potencial contaminación del suelo: la migración del material fino – no controlado – ubicado en la superficie del depósito, debido al viento, podría provocar cambios en las características de los suelos cercanos. Los principales efectos son la acidificación del suelo

o la acumulación de metales pesados, significando la generación de efectos adversos en las plantas y ecosistemas cercanos.

- Potencial contaminación de las aguas superficiales: los residuos provenientes de la zona del depósito podrían dar lugar a la alteración de cuerpos de aguas superficiales mediante su acidificación o al aumentar la concentración de metales disueltos en ella. Esto significaría problemas en la salud de las personas, especies y/o ecosistemas presentes.
- Potencial contaminación de las aguas subterráneas: Los residuos sólidos finos metálicos provenientes de la zona del depósito de relaves podrían infiltrar a través del subsuelo hasta alcanzar cuerpos de aguas subterráneas, afectando la calidad del suelo y de las propias aguas.

De esta manera, una falla en la estabilidad física y/o química podría generar alteraciones en el suelo, agua y aire en torno a un depósito de relaves. En casos extremos, la alteración de las matrices ambientales podría generar efectos nocivos en la salud de las personas y en la calidad del medio ambiente. Por lo tanto, el Gobierno de Chile, mediante sus diferentes estatutos, ha generado una serie de decretos y leyes que regulan la actividad minera dentro del territorio nacional, los cuales serán detallados a continuación (SERNAGEOMIN & PGS, 2018):

Ley N°19.300 de 1994, sobre las “Bases Generales del Medio Ambiente”:

Incorpora instituciones enfocadas y relacionadas con el tema de la regulación medioambiental. Establece un marco legislativo y de sanción de carácter general. Marco que se relaciona con la preservación y protección del medio ambiente y derecho a vivir en un medio ambiente libre de contaminación. Además, establece que el organismo encargado de la Evaluación de Impacto Ambiental es el Servicio de Evaluación Ambiental (SEA), quien debe verificar y certificar el cumplimiento de la normativa ambiental aplicable. La letra i) del artículo 10 de la Ley 19.300 establece que “deberán someterse al sistema de evaluación de impacto ambiental los proyectos de desarrollo minero, comprendiendo las prospecciones, explotación, plantas procesadoras y disposición de residuos y estériles”.

Ley N°20.417 de 2010, que crea el Ministerio del Medio Ambiente, el Servicio de Evaluación Ambiental y la Superintendencia del Medio Ambiente:

A grandes rasgos, esta ley establece una serie de regulaciones y modificaciones a la Ley N°19.300 de 1994. Se crea una Superintendencia del Medio Ambiente que tendrá por objetivo ejecutar, organizar y coordinar el seguimiento y fiscalización de las Resoluciones de Calificación Ambiental, de los Planes de Prevención y/o de Descontaminación Ambiental, del contenido de las Normas de Calidad Ambiental y Normas de Emisión, y de los Planes de Manejo. Se instaura, además, el cargo del Ministerio del Medio Ambiente (MMA), los Tribunales Ambientales y el Servicio de Evaluación Ambiental (SEA). Este último se encarga de recibir los proyectos y evaluarlos mediante instrumentos como el Sistema de Evaluación de Impacto Ambiental (SEIA).

Ley N°20.551 de 2011, que regula el Cierre de Faenas e Instalaciones Mineras:

Se encarga de velar por un plan de cierre de las faenas e instalaciones mineras, depósitos de relaves y otros residuos masivos mineros, teniendo como objetivo asegurar la estabilidad física y química del lugar en donde se encuentran las instalaciones para mitigar los posibles efectos que puedan generar en la salud y seguridad de las personas y del medio ambiente. Abarca además la obligación de las empresas mineras de constituir una garantía para asegurar el cumplimiento de las obligaciones de cierre establecidas en esta ley, señalando las diferentes sanciones que esta contempla.

DS N°41 de 2012 del Ministerio de Minería, que aprueba el “Reglamento de la Ley de Cierre de Faenas e Instalaciones Mineras:

Tiene por objetivo establecer las normas que regulen el cierre de faenas e instalaciones mineras y los procedimientos de aprobación de los planes de cierre, contemplando el marco regulatorio establecido en la Ley N°20.551. Otorga al Servicio Nacional de Geología y Minería (SERNAGEOMIN) las facultades de revisar y aprobar sectorialmente los aspectos técnicos y económicos de los Planes de Cierre de las Faenas e Instalaciones Mineras como, asimismo, velar por el cumplimiento de las obligaciones de la empresa minera. El mismo organismo puede a la vez fiscalizar y sancionar en el caso del incumplimiento del plan de cierre.

DS N°248 de 2007 del Ministerio de Minería, que aprueba el “Reglamento de aprobación de Proyectos de Diseño, Construcción, Operación y Cierre de Depósitos de Relave”:

Es la normativa enfocada en abordar a los relaves mineros, desde su construcción, diseño, operación y hasta la etapa de cierre. Se otorga al Servicio Nacional de Geología y Minería (SERNAGEOMIN) atribuciones de control y fiscalización en esta materia, facultando a esta entidad para la aplicación de sanciones en caso de incumplimiento.

Este Decreto señala que se necesita una aprobación del SERNAGEOMIN para construir y operar cualquier depósito de desechos o relaves mineros. Cualquier modificación al proyecto aprobado durante la construcción u operación debe ser autorizada por el mismo organismo antes de su implementación.

DS N°148 de 2004 del Ministerio de Salud, que aprueba el “Reglamento Sanitario sobre el Manejo de Residuos Peligrosos”:

El artículo 23 de este reglamento sanitario señala que los residuos mineros masivos que provengan de las operaciones de extracción, beneficio o procesamiento de minerales no serán considerados peligrosos. Menciona específicamente los relaves, junto con los estériles, los minerales de baja ley, los residuos de minerales tratados por lixiviación y las escorias. En todo caso, establece como condición, que la disposición final no se realice en conjunto con residuos sólidos domésticos u otros similares.

2.2.3 Funcionamiento de la Planta de Tratamiento de MVC

Minera Valle Central (MVC) es una de las empresas líderes a nivel nacional en el procesamiento de relaves provenientes de procesos metalúrgicos. Ha estado en funcionamiento desde 1992 y produce concentrados de cobre – molibdeno a partir de los relaves mineros generados por Codelco – Chile División El Teniente. Para llevar a cabo su objetivo, MVC posee todos los derechos para explotar los relaves antiguos de la División El Teniente, denominados como tranques de relaves Colihues y Cauquenes, además del material de desecho generado actualmente por la misma mina (relaves frescos) hasta el año 2037. Iniciaron trabajando con el material presente en el tranque de relaves Colihues hasta eliminar todo su contenido, de tal forma que actualmente Minera Valle Central lo utiliza como embalse para acumular agua que se ocupa en el proceso actual. A partir del año 2015, se empezó a explotar el tranque de relaves Cauquenes en conjunto con los relaves frescos de la División El Teniente (Amerigo Resources, 2019).

La planta de Minera Valle Central tiene la capacidad de procesar hasta 185.000 toneladas por día de material proveniente de ambos relaves, mediante distintos procesos físicos y químicos, como lo son los procesos de clasificación, molienda, flotación colectiva, flotación de cascadas y flotación selectiva. El objetivo final es obtener un concentrado de Cu-Mo y el resto del material ser transportado al tranque de relaves Carén, también propiedad de Codelco – Chile División El Teniente, y el cual se ubica a 50 km al oeste del sitio de MVC (Amerigo Resources, 2019).

A partir de las Resoluciones de Calificación Ambiental (RCA) obtenidas en la página web (www.snifa.sma.gob.cl) del Sistema Nacional de Información de Fiscalización Ambiental (SNIFA) de la Superintendencia del Medio Ambiente del Gobierno de Chile (SMA) se conoce a grandes rasgos cómo funciona la planta de tratamiento de Minera Valle Central y lo detallado a continuación es en base a la información obtenido en la RCA N°124 del 2002, RCA N°151 del 2004, RCA N°83 del 2006, RCA N°197 del 2011 y RCA N°132 del 2014.

En primera instancia el proyecto se puede separar en dos grandes áreas: el Área de Extracción y el Área de Planta. La primera es posible dividirla en tres zonas: Embalse Colihues, Tranque de Relaves Cauquenes y Relaves frescos provenientes desde El Teniente. En esta área se busca extraer y condicionar el material de desecho minero para ingresar a la planta de tratamiento de Minera Valle Central. Por otro lado, el Área de Planta se puede separar en tres zonas, comprendiendo así la Zona de Hidrociclones, donde se realiza el tratamiento físico de los relaves; la Zona de Flotación, en la cual los relaves ya clasificados por los procesos mecánicos pasan a tratarse de manera química; y finalmente, la Zona de Cascadas, donde se reinicia el proceso (Figura 2.5).

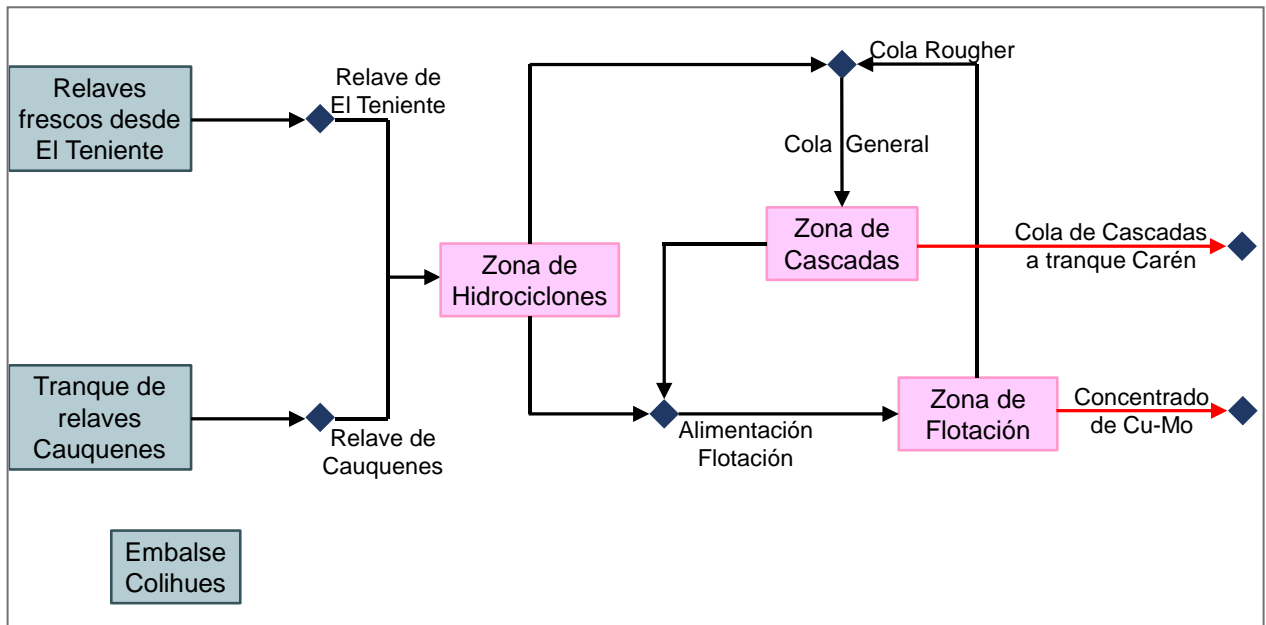


Figura 2.5. Diagrama resumen de la planta de tratamiento de relaves de MVC. Las casillas azuladas indican las zonas que pertenecen al Área de Extracción y las de color rosa al Área de Planta (Elaboración propia).

Área de Extracción:

El proceso se inicia en el Área de Extracción y como bien lo indica el nombre, en esta zona se busca preparar el material que entrará a la planta de tratamiento de MVC. Como se mencionó anteriormente el Área de Extracción se compone de Tranque de relaves Cauquenes, Relaves frescos provenientes de El Teniente y el Embalse Colihues (Figura 2.5).

En el Tranque de Relaves Cauquenes se busca extraer el material a través del método de remoción por *pitoneo* hidráulico, el cual consiste en impactar la superficie del relave con agua a alta presión (obtenida de una estación de alta presión), logrando que éste se disgregue y forme una pulpa. La pulpa obtenida es conducida al Área de Planta, en donde se incorpora al proceso convencional de Minera Valle Central.

Por otro lado, los Relaves frescos provenientes de El Teniente corresponden al material de desecho generado por los procesos metalúrgicos de Codelco – Chile División El Teniente y son transportados directamente desde la División hasta la planta mediante un canal de 36 km de largo.

Por último, realizando labores de otro ámbito a las dos instalaciones descritas, el Embalse Colihues se encarga de acumular agua para abastecer, en conjunto con la Planta de Recuperación de Agua Industrial, el proceso de remoción de relaves que ocurre en el Tranque de Relaves Cauquenes.

Los procesos que se llevan a cabo en el Área de Extracción son básicamente la extracción e impulsión de agua, la cual proviene del Embalse Colihues y de la planta de recuperación de agua industrial, y es conducida hacia el Tranque Cauquenes mediante una Estación de Bombas Flotantes, una Estación de Alta Presión y dos Estaciones de Re-Impulsión.

Luego del transporte del agua al tranque, se empieza a remover el material mediante la red de *pitoneo* hidráulico, la cual está constituida por 7 pitones hidráulicos capaces de procesar hasta 8 kt/d de relaves, cada uno a una presión de 500 psi. El método consiste en impactar la superficie del relave con agua a alta presión, logrando que éste se disgregue y que la pulpa formada se transporte por diferencia de cota hasta el sumidero. El sumidero corresponde a la zona de recepción de la pulpa y está conformado por una excavación efectuada por niveles, donde operan 6 bombas verticales y 9 bombas horizontales. Los relaves captados por las estaciones de bombeo son impulsados hacia el Área de Planta mediante tuberías de HDPE (High Density Polyethylene).

Cabe mencionar que las aguas lluvias o provenientes de crecidas del estero Los Leones, que ingresan al Área de Extracción provenientes de las quebradas del tranque Cauquenes, son conducidas por pretilos hacia la torre de evacuación y descargadas al Embalse Colihues.

Área de Planta:

Como bien lo indica el nombre, en esta zona ya se empieza a trabajar con la pulpa generada en el Área de Extracción. Para esto se consideran dos corrientes de entradas correspondientes a la pulpa generada a partir del tranque de relaves Cauquenes (62.500 ton/d) y el material fresco proveniente desde El Teniente (125.000 ton/d).

El procedimiento se inicia con el tratamiento físico de la totalidad de los relaves extraídos mediante un proceso de clasificación. La clasificación de ambos relaves se realiza mediante hidrociclones que separan la pulpa en fracciones gruesas o descargas (partículas con tamaño > 74 μm) y finas o reboses (partículas con tamaño < 74 μm). Los relaves antiguos provenientes del tranque de relaves Cauquenes se clasifican de forma primaria mediante una batería de hidrociclones

alimentados gravitacionalmente, en donde la fracción gruesa se envía a un proceso de clasificación secundaria (compuesto por otra batería de hidrociclones) y la fracción fina se junta con la fracción fina de los relaves frescos provenientes de El Teniente, para luego ser enviados a la Zona de Cascadas. Del mismo modo, los relaves frescos provenientes de El Teniente pasan por un proceso de clasificación primaria compuesta por una batería de hidrociclones, donde la fracción fina se junta con la fracción fina de los relaves de Cauquenes y la fracción gruesa se envía a una clasificación secundaria compuesta por una batería de hidrociclones, para que la fracción gruesa disminuya su granulometría y sea enviada directamente a la Flotación Rougher (Figura 2.6).

En la etapa de molienda, la fracción gruesa de los relaves provenientes del proceso de clasificación primaria Cauquenes reduce su tamaño en los molinos de bolas de 14'x28' operados en un circuito cerrado. El material molido pasa a una clasificación secundaria, donde la descarga vuelve a molienda y el rebose alimenta el proceso de Flotación Rougher, en conjunto con la fracción fina de los relaves frescos provenientes de El Teniente y el pre-concentrado que sale de la Zona de Cascadas.

El proceso de Flotación Rougher está compuesto por celdas extractoras convencionales que separan primariamente el mineral enriquecido, a través de la adición de reactivos. A este proceso ingresa de manera conjunta la fracción gruesa proveniente del proceso de clasificación primaria y secundaria del relave Cauquenes, además de la fracción gruesa de los relaves frescos provenientes de El Teniente, el pre-concentrado que sale de la Zona de Cascadas y los descartes de la flotación de la primera limpieza (Figura 2.6).

Los concentrados de la Flotación Rougher son impulsados directamente a una etapa posterior de Flotación de Limpiezas, todas en contracorriente para lograr separar y concentrar los minerales sulfurados de Cu y Mo. Los descartes de la Flotación Rougher son enviados hacia las líneas de la Zona de Cascada, para determinar si es posible seguir explotándolos o si son enviados directamente al tranque de relaves Carén (Figura 2.6).

La etapa de Flotación de Limpieza está constituida por un conjunto de celdas de limpiezas consecutivas con recirculaciones y una limpieza de barrido o Flotación Scavenger. A las flotaciones de limpieza ingresan inicialmente solo los concentrados de la Flotación Rougher, pero adicionalmente la primera limpieza recibe los descartes de la Flotación Scavenger, volviéndolos a procesar para luego ser recirculados a la Flotación Rougher. Los concentrados siguen en la línea consecutiva en la Flotación de Limpieza hacia el proceso de Flotación Selectiva, para obtener el concentrado de cobre y molibdeno (Figura 2.6).

Los relaves de descarte provenientes de la Flotación Rougher, junto con la fracción ultrafina del material proveniente de la clasificación de los relaves Cauquenes y relaves frescos provenientes de El Teniente, constituyen la alimentación de la Zona de Cascadas (Figura 2.6). Este proceso genera un pre-concentrado de baja ley, que varía entre 0,4% a 0,8% total de cobre, y que se dirige a la zona de Flotación Selectiva. Los relaves de descarte de la Zona de Cascadas se dirigen hacia la Planta de Recuperación de Agua Industrial.

En la zona de Flotación Selectiva, se procede a la separación de los productos de interés, es decir, se busca generar concentrados de cobre y molibdeno aún más limpios, a partir de los productos provenientes de la última etapa de limpieza. Cabe mencionar que la Flotación Selectiva no se encuentra indicado en el diagrama de la Figura 2.6 y que tampoco será analizada en el presente estudio.

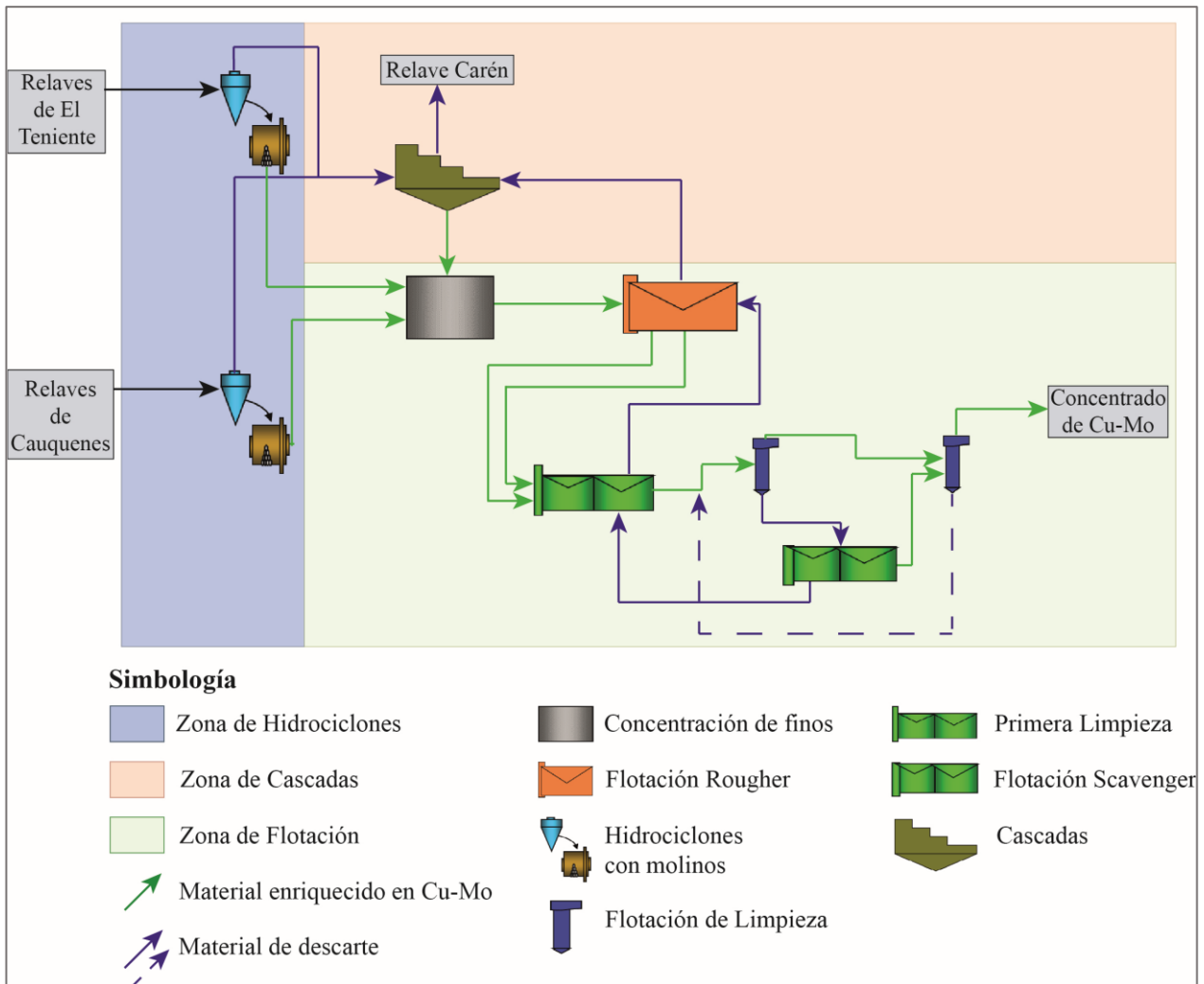


Figura 2.6. Diagrama simplificado del Área de Planta de las instalaciones de MVC con sus respectivas zonas y procesos (Elaboración propia).

Los descartes de la Flotación de Cascadas y de la Flotación Selectiva, son enviados a la Planta de Recuperación de Agua Industrial, capaz de recuperar hasta 1200 litros por segundo de agua. Los descartes de pulpa de la planta de recuperación de agua industrial son enviadas al canal de relaves de División El Teniente y finalmente al tranque de relaves Carén. Es necesario señalar que todos los procesos de flotación se efectúan en ambientes alcalinos y, por lo tanto, el agua recirculada a los procesos no es ácida.

Para abastecer de agua a la planta de procesamiento, el 90% del agua utilizada en los procesos proviene de la Planta de Recuperación de Agua Industrial y el 10% restante es aportado por el Embalse Colihues, el cual se alimenta de las aguas lluvias y de las descargas del estero Los Leones. Además, la empresa cuenta con derechos propios de aprovechamiento de aguas superficiales por 200 l/s, extraídos desde el canal de regadío. Generalmente, se obtiene el 100% del agua para los distintos procesos productivos a partir de la Planta de Recuperación de Agua Industrial y en casos excepcionalmente se utiliza ese 10% aportado por fuentes externas (ej. Embalse Colihues). El agua del proceso se encuentra dentro de un circuito cerrado, es decir, una vez utilizada en los procesos metalúrgicos, pasa nuevamente a formar parte del relave que se

conduce hacia la Planta de Recuperación Agua Industrial. A través de espesadores de alta capacidad, se obtiene agua clarificada por rebose que es bombeada en su totalidad nuevamente a los procesos, mientras el relave espesado es dirigido hacia la canal de conducción de relaves de El Teniente.

Por último, para la ejecución de todos los procesos productivos, MVC se abastece de energía eléctrica a partir del sistema interconectado central (SIC), a través de una línea de alta tensión de 154 kV proveniente de la línea Rancagua-Sauzal, con capacidad de 56 MW (60MA).

2.2.4 Definición Proceso de Flotación

Como se mencionó en el punto 2.2.3, la zona dentro de la planta donde ocurren los mayores cambios a nivel químico del material de relaves que es tratado por MVC, es dentro del Área de Flotación. En consecuencia, es necesario determinar a qué se refiere con lo señalado como *flotación* y los eventos que se pueden relacionar con dicho proceso.

La flotación consiste en la separación de especies mineralógicas mediante procesos fisicoquímicos, los cuales dependen del grado de hidrofobicidad que presentan los minerales de interés y de ganga. Para llevar a cabo dicha diferenciación, se introduce aire a la pulpa en forma de burbujas, de tal modo que estas se agrupen con las partículas más hidrofóbicas, mientras que las que poseen una mayor afinidad al agua se mantengan en la solución acuosa (Wills & Napier-Munn, 2006).

Existen minerales que son más propensos a provocar el choque partícula(s)-burbuja, lo cual queda condicionado por la polaridad de estos. En general, los minerales hidrofóbicos suelen ser apolares (ej. Sulfuros, como la molibdenita o calcopirita) mientras que los hidrofílicos son polares (ej. Óxidos, sulfatos, silicatos, carbonatos, minerales de ganga).

Algunos minerales pueden ser hidrófobos por naturaleza, sin embargo, la gran mayoría de las especies minerales no son repelentes al agua y, por ende, se les debe inducir su hidrofobicidad mediante la adición de reactivos de flotación a la pulpa. Los reactivos más importantes son los llamados colectores, estos se adsorben en las superficies de los minerales cambiando la tensión superficial de la interfase sólido-agua, permitiendo la adsorción espontánea de burbujas de aire y se facilite la colisión partícula(s)-burbuja. Otros tipos de reactivos presentes en el proceso son los espumantes y reguladores, donde los primeros ayudan a mantener la espuma lo más estable posible, mientras que los segundos se utilizan para controlar el proceso mismo (ej. Manejan el pH del sistema) (Wills & Napier-Munn, 2006).

El proceso de flotación consta de dos etapas principales. En la primera, las partículas de las especies minerales se unen a las burbujas a diferentes velocidades, provocando el choque entre la(s) partícula(s) y burbuja(s). Dichos agregados ascienden hasta la superficie en donde se ha formado previamente una espuma, de estabilidad suficiente, para permitir su evacuación por rebalse (Figura 2.7). Cabe señalar que en esta etapa las especies minerales hidrofílicas se humedecen en el medio acuoso y se descargan en la parte inferior de la celda por sedimentación. En la segunda etapa, el agregado de partícula(s)-burbuja es separado de la mezcla por levitación, formando una capa de espuma que finalmente rebalsa como producto concentrado de Cu-Mo, mientras que la fracción restante es enviada al depósito de relaves (Wills & Napier-Munn, 2006).

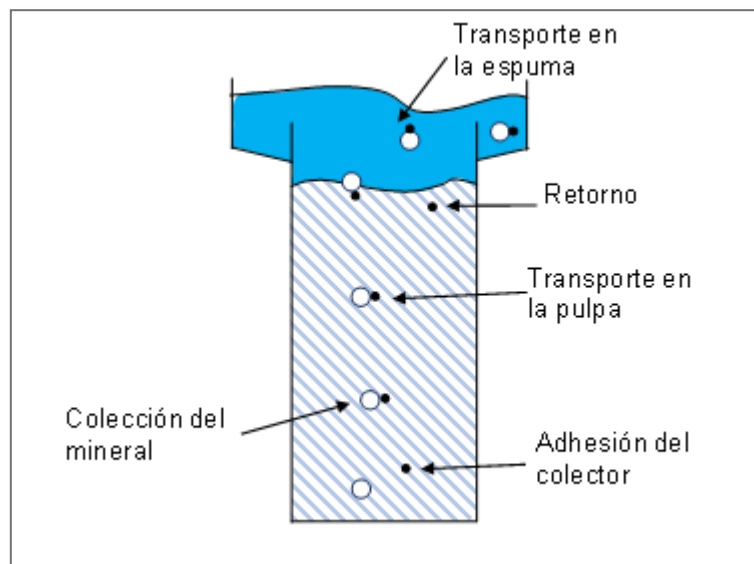


Figura 2.7. Etapas del proceso de flotación. Modificado de Yianatos, 2005.

2.3 Marco Geológico

Considerando que el material que procesa Minera Valle Central proviene de directamente de la actividad minera actual y antigua (relaves frescos y Cauquenes) del yacimiento El Teniente, se detalla el marco geológico regional y en detalle del mismo yacimiento, en conjunto con la definición de las formaciones en que se encuentran depositado los desechos materiales que contiene el relave Carén.

2.3.1 Geología General

Aproximadamente a la altura de los 34° latitud sur, en la zona central de la Cordillera de los Andes, es posible observar las unidades morfológicas descritas por Charrier (1981). Entre ellas, la Cordillera de la Costa se compone de rocas sedimentarias y volcánicas del Paleozoico Tardío, las que son intruidas por un batolito y han sufrido una compleja historia deformacional. El Valle Central, ubicado al este de la Cordillera de la Costa, consiste en una depresión de tendencia N-S que esta rellena principalmente por depósitos Cuaternarios. Más al oriente, la Cordillera Principal está formada por secuencias estratificadas de rocas volcánicas con secuencias sedimentarias depositadas a partir del Triásico Superior, las que son intruidas por rocas plutónicas e hipabisales de la era Cenozoica. Es en el flanco oeste de la Cordillera Principal donde se sitúa el mega - yacimiento El Teniente, en el Valle Central es posible observar las instalaciones de Minera Valle Central y en zonas orientales de la Cordillera de la Costa se ubica el tranque de relaves Carén.

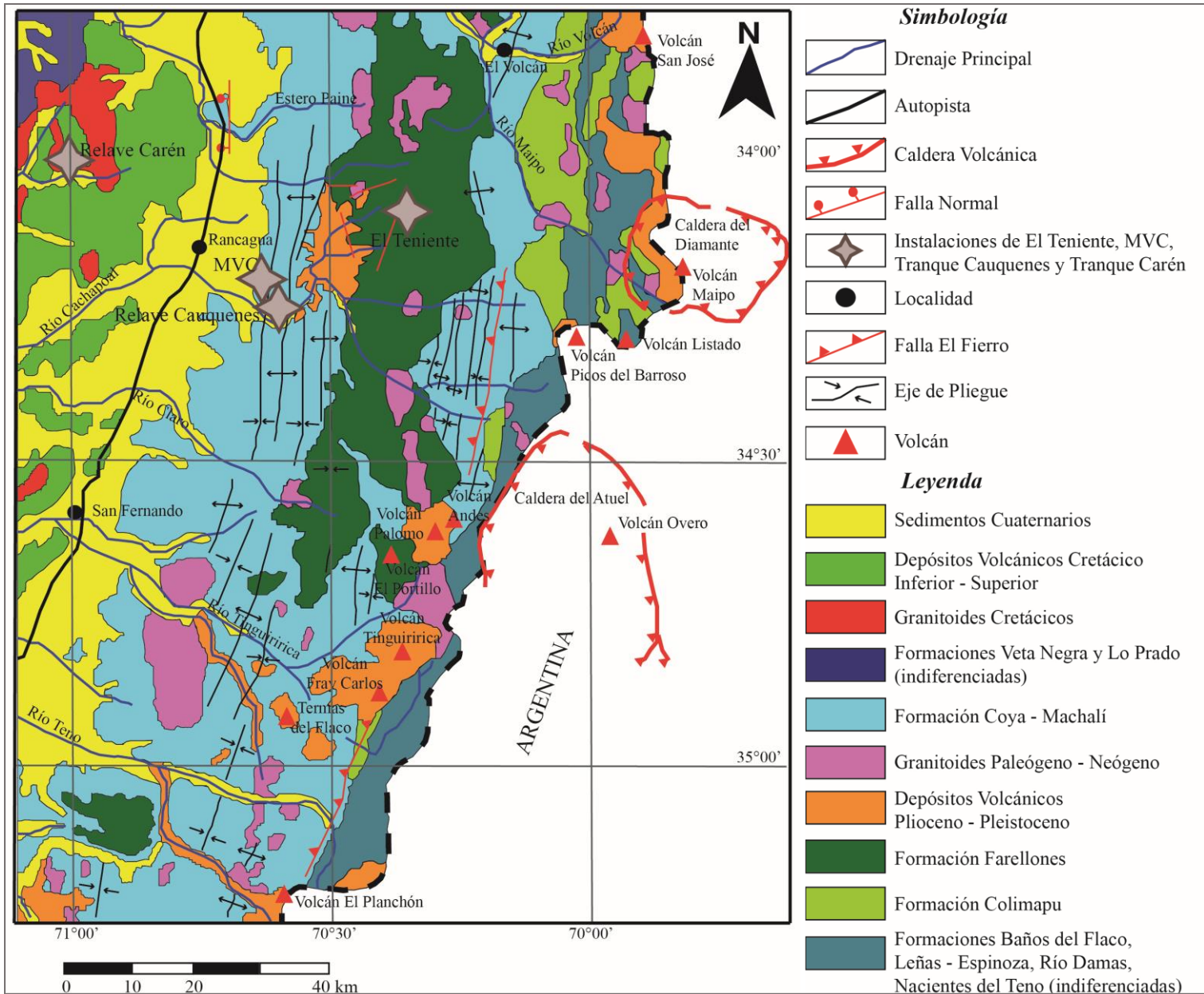


Figura 2.8. Mapa geológico regional, modificado de Charrier et al., 1996. En forma de rombo marrón se encuentran señaladas las zonas en que se centra este estudio.

2.3.1.1 Rocas estratificadas

Las formaciones que han sido definidas en la franja cordillerana se exponen, en orden cronológico, a continuación (Figura 2.8):

Formación Nacientes del Teno (Bajociano - Kimmeridgniano Inferior): Definida por Klohn (1960), corresponde a las rocas sedimentarias clásticas ubicadas en la zona oriental de la región. Esta formación consta de tres miembros los cuales se definen de base a techo como Estratos Inferiores, Rinconada y Santa Elena. El primer miembro está formado por areniscas, areniscas calcáreas, lutitas y conglomerados con clastos de andesitas y riolitas; el miembro Rinconada está compuesto por calizas, lutitas y areniscas principalmente; y el último miembro corresponde a niveles de anhidrita y/o yeso, el cual ha sido intensamente deformado e interpretado como facies características de plataforma marina somera. El espesor total estimado para esta formación es de aproximadamente 1500 m (Piquer, 2005).

Esta formación sobreyace a los afloramientos de tobas soldadas riolíticas relacionadas con el Grupo Choiyoi de edad Pérmico Superior – Triásico y subyace concordantemente a la Formación Río Damas (Piquer, 2005).

Formación Río Damas (Kimmeridgiano Superior – Titoniano Inferior): Definida por Klohn (1960), corresponde a rocas sedimentarias clásticas continentales y volcánicas cuya potencia estimada puede variar desde los 2000 m hasta los 3500 m (Davidson, 1971). Está compuesta principalmente por brechas gruesas con clastos volcánicos e intercalaciones de depósitos volcánicos, litarenitas, conglomerados finos e intercalaciones de limo. Se encuentra concordantemente, tanto con las unidades sobreyacentes de la Formación Nacientes del Teno como las unidades subyacentes de la Formación Leñas – Espinoza (Charrier, 1973).

Formación Leñas – Espinoza (Kimmeridgiano Superior- Titoniano Inferior): Definida por Klohn (1960) y redefinida por Charrier (1981). Está constituida por una serie detrítica inferior de carácter transgresivo y por un paquete calcáreo en la parte superior. Esta secuencia posee una potencia de 1500 m, la cual se distribuye en afloramientos de orientación N-S. Su límite inferior es desconocido, aunque la equivalencia cronológica entre estos depósitos detríticos marinos con la parte superior de la Formación Río Damas permite suponer que la base de la formación descrita se apoya concordantemente con la Formación Río Damas. Hacia el techo presenta una transición gradual a la Formación Baños del Flaco y una fuerte discordancia angular con la Formación Coya-Machalí.

Formación Baños del Flaco (Titoniana – Neocomiana): Definida por Klohn (1960) inicialmente para señalar la serie de sedimentos de origen marino. Litológicamente está compuesta por calcoarenita – calcilutitas de variada granulometría cuya potencia ha sido estimada por el autor en 950 m. Se piensa que los depósitos representan a las características de un ciclo de transgresión - regresión con una evolución gradual de facies desde plataforma cerrada a borde de plataforma somera. Esta formación sobreyace concordantemente a la Formación Río Damas y subyace, también de forma concordante, a la Formación Colimapu. El techo se encuentra localmente erosionado y contacta discordantemente por la Formación Coya – Machalí.

Formación Colimapu (Barremiano – Albiano): Definida por Klohn (1960) para determinar a los sedimentos rojizos continentales con intercalaciones de material piroclástico y niveles discontinuos de yeso. Charrier (1981) dividió a la formación en dos miembros principales, un Miembro Inferior Sedimentario de 1500 m de areniscas finas epiclásticas y calizas de tipo micrítica, y un Miembro

Superior Volcánico de 1600 m de potencia que contiene tobas lítico-cristalinas, lapilli e ignimbritas. Esta unidad se apoya concordantemente sobre la Formación Baños del Flaco y representa a los depósitos de regresión a continuación de la ingresión marina del Jurásico Superior y del Cretácico Inferior. El techo presenta una discordancia erosiva con la Formación Coya – Machalí.

Formación Coya – Machalí (Eoceno Superior – Mioceno Inferior): Descrita por Charrier y otros (1994) como una secuencia de 3200 m de espesor con potentes series continentales volcánicas, pero con considerables espesores sedimentarios intercalados. Dichas series se disponen en dos franjas de dirección norte-sur. La serie occidental contiene lavas afaníticas, porfídicas y microfaneríticas de composición andesítica, y la franja oriental se compone de rocas piroclásticas con intercalaciones importantes de sedimentitas finas. La separación está dada por afloramientos de la Formación Farellones.

La base de la formación se apoya discordantemente sobre las formaciones Baño del Flaco, Leñas – Espinoza, Río Damas y Nacientes del Teno; y sobre su parte superior se dispone en discordancia angular con la Formación Farellones.

Formación Farellones (Mioceno Superior): Definida por Klohn (1960). Corresponde a una potente serie volcánica con intercalaciones de sedimentos clásticos continentales de al menos 2000 m de espesor. Los depósitos volcánicos corresponden a coladas, brechas y tobas de composición intermedia a ácida. Las intercalaciones sedimentarias consisten en conglomerados, areniscas, lutitas, tufitas y capas finas de calizas. Sus afloramientos se disponen de forma norte – sur. Se encuentra levemente plegada a subhorizontal y sobreyace en discordancia angular a la Formación Coya – Machalí, misma formación que la limita hacia el este y oeste (Charrier et al., 1994).

Formación Colón – Coya (Plioceno – Pleistoceno): Identificada por Enrione (1972) como depósitos de lahares de granulometría heterogénea, insertos en una matriz arcillo-cinerítica, con intercalaciones locales de ceniza, piroclastos, coladas andesíticas de poca potencia y gravas fluviales. La potencia de este depósito varía entre algunos centímetros y 150 m. Su contenido basal corresponde a una disconformidad con las formaciones Farellones y Coya – Machalí, y el techo de la Fm. Colón – Coya corresponde a la actual superficie de erosión.

Depósitos no consolidados (Plioceno - Pleistoceno): Asociados principalmente a los sistemas de drenaje del área. Corresponden a depósitos aluviales, fluviales, lacustres y glaciofluviales, y en menos medida a depósitos de eventos aluviales (Charrier, 1973).

2.3.1.2 Rocas intrusivas

Se reconoce la existencia de, al menos, cinco franjas de cuerpos magmáticos emplazados en el sector central de la Cordillera de los Andes, en los alrededores de la zona donde se encuentra el yacimiento El Teniente. Los intrusivos presentan una dirección N–S característica y se encuentran cortando a las formaciones del Mioceno como lo son la Fm. Coya – Machalí y la Fm. Farellones (Skewes et al., 2002), lo cual se puede observar en la Figura 2.8. Corresponden a intrusivos de carácter plutónico e hipabisal, presentando litologías de granodioritas de hornblenda y de biotita, pórfidos dioríticos y andesíticos, monzonitas, monzodioritas y pórfidos dacíticos (Charrier, 1981). Se le han asignado edades del Paleógeno – Neógeno mediante dataciones radiométricas en $^{40}\text{Ar}/^{39}\text{Ar}$ indicando resultados de 34,5 a 5,5 Ma (Kurtz et al., 1997) y 34,3 a 5,59 (Falcón & Rivera, 1998).

Cuerpos menores reconocidos en las zonas cercanas al yacimiento corresponden principalmente a stocks, apófisis, diques y filones consistentes en rocas faneríticas y afaníticas, entre los que se han reconocido granitos, granodioritas, tonalitas, monzonitas y dioritas cuarcíferas (Charrier, 1981). Kurtz y otros (1997) definen edades neógenas para dichos cuerpos intrusivos, en función de las edades obtenidas mediante dataciones $^{40}\text{Ar}/^{39}\text{Ar}$ y los agrupan en 3 grandes unidades: Complejo Plutónico Antiguo, Complejo Plutónico Teniente, Complejo Plutónico Joven.

Hacia el este de la Cordillera de la Costa, donde se encuentra ubicado el tranque de relaves Carén, aflora (Figura 2.8) de forma segmentada un intrusivo con edades de 123 a 85 Ma (Cretácico Inferior Tardío – Superior Temprano) (Parada et al., 2007). Este intruye parcialmente a los plutones jurásicos (que se ubican más al oeste), así como a las formaciones jurásicas y cretácicas como son la Fm. Lo Prado y la Fm. Veta Negra. Estos intrusivos corresponden a un set calcoalcalino rico en potasio, representado por dioritas y monzodioritas de piroxeno y hornblenda, granodioritas, monzogranitos de hornblenda y biotita, y gabros (Parada et al., 2007).

2.3.1.3 Estructuras principales

En esta área en particular, los eventos tectónicos habrían sido controlados por movimientos laterales a lo largo de una zona de cizalle sinistral con rumbo N50W, con fracturas sintéticas sinestrales (tipo R), de orientación N60W y antitéticas dextrales (tipo R') de orientación N50E (Falcón & Rivera, 1998).

Los rasgos estructurales principales a nivel regional se pueden clasificar dentro de 3 grupos:

- Pliegues: Suelen ser tanto anticlinales como sinclinales, los cuales fueron reconocidos por Charrier y otros (1994). Tienen un eje de rumbo general N-S, presentan un leve buzamiento hacia el sur y muestran inflexiones en su rumbo desde N30W a N30E.
- Fallas: Los sistemas de falla consisten en siete zonas de falla con orientación N30W principalmente, lo que es posible reconocer tanto en la Cordillera de la Costa como en la Cordillera de los Andes. En la zona de la Depresión Intermedia, el relleno sedimentario tiende a obliterar la traza de esas estructuras. En el sector donde se encuentra el yacimiento El Teniente, destacan las zonas de falla de Piuquencillo al norte, El Azufre al centro y Juanita al sur (Rivera & Cembrano, 2000), los que truncan los ejes axiales de los pliegues de la Formación Farellones. También se identifican fallas inversas en la franja oriental de la Formación Coya – Machalí, y fallas normales con desplazamientos verticales, asociadas a la tectónica de bloques Plio-Cuaternaria resultante del alzamiento andino (Charrier, 1981).
- Discordancias: En la zona se reconocen tres fases compresivas las cuales se manifiestan como tres discordancias de plegamiento y de erosión (Klohn, 1960). La primera fase – Cretácico Superior – causa la discordancia entre la Formación Colimapu y las rocas volcánicas del Cenozoico y Cuaternario. La segunda fase compresiva será la responsable de la discordancia entre la Formación Coya – Machalí y la Formación Colimapu. Por último, la tercera fase compresiva genera la discordancia entre la Formación Farellones y la Formación Colón – Coya, y corresponde al Mioceno-Plioceno.

2.3.2 Geología del Yacimiento

Como bien se sabe, el material que entra a la planta de procesamiento de MVC corresponde a los desechos mineros que constituyen al relave Cauquenes, generado por la actividad minera del yacimiento El Teniente; en conjunto con los relaves frescos producidos actualmente por Codelco. De acuerdo con lo detallado anteriormente, es interesante conocer la litología, mineralización y alteración del mega – yacimiento para generar una primera idea de lo que podría constituir el material que circula por la planta de tratamiento y conocer en mayor detalle la composición del producto final que es enviado al relave Carén.

2.3.2.1 Grupos litológicos principales

Dentro del yacimiento El Teniente es posible distinguir una serie de brechas y cuerpos intrusivos que pueden ser agrupados en las siguientes unidades mayores: Complejo Máfico El Teniente (ex “Andesitas de la Mina”), Complejo Félsico, Complejo Chimenea Braden (Braden Pipe) y Complejo de Brechas (Figura 2.9; **Error! No se encuentra el origen de la referencia.**).

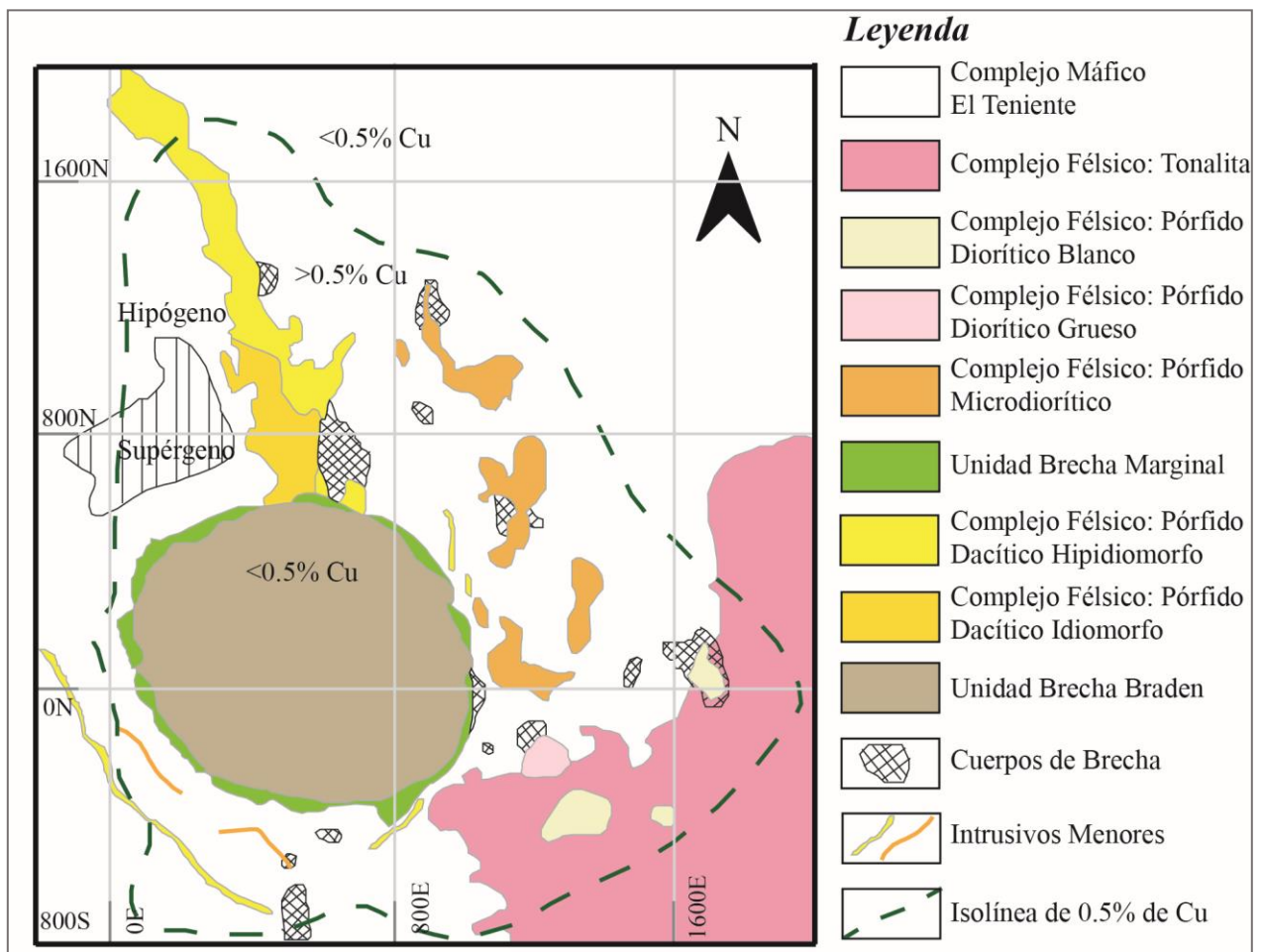


Figura 2.9. Mapa geológico simplificado del Nivel Teniente 6 (cota 2165 m.s.n.m.) del yacimiento El Teniente. Se indican las coordenadas locales medidas en metros. Modificado de Baraona (2013).

Complejo Máfico El Teniente (CMET):

Esta unidad es conocida por ser la que presenta una mayor extensión dentro del yacimiento, albergando alrededor de un 80% de la mineralización de cobre y molibdeno (Camus, 1975). Corresponde a un conjunto de rocas del Mioceno (Charrier et al., 2002), sub-volcánicas de composición básica y afinidad toleítica (Skewes, 1997).

Las rocas de este complejo consisten principalmente en largos cristales de plagioclasa (< 6 mm) con relictos de piroxeno, rodeados por una masa cristalina de grano fino (< 0,5 mm) generalmente dominada por biotita y/o actinolita, lo que indica que presenta una fuerte alteración potásica biotítica (Burgos, 2002). Las características originales de la roca han sido obliteradas por la mineralización y alteración, de los cuales los minerales más comunes son biotita, anhidrita, cuarzo, clorita, sericita, actinolita, turmalina, calcopirita, pirita y rutilo (Skewes et al., 2002).

Complejo Félsico:

Corresponde a un conjunto de cuerpos intrusivos subverticales pertenecientes al Mioceno – Plioceno, que presentan una afinidad calcoalcalina y con un contenido de SiO₂ mayor al 56%. Se encuentran en formas de stocks, apófisis tabulares y diques (Rabbia et al., 2000).

En función de los “Estándares y Metodologías de Trabajo para Geología de Minas” en el yacimiento El Teniente (referencia interna SGL-I-123/2003), se ha agrupado a los cuerpos intrusivos pertenecientes a esta unidad de la siguiente manera:

- **Pórfido Dacítico:** Corresponde a un cuerpo tabular, subvertical que intruye al Complejo Máfico El Teniente y de orientación N-S (Cuadra, 1986). Es de color gris claro a blanco con fenocristales de oligoclasa, biotita, cuarzo y escasa hornblenda, que se encuentran en una masa fundamental de textura aplítica, compuesta por cuarzo, feldespato potásico y biotita (Cuadra, 1986).
- **Tonalita:** Corresponde a un stock, alineado en dirección N-S y que tiene forma irregular. En las zonas marginales posee una textura porfídica con fenocristales primarios de plagioclasa, biotita y relictos de anfíbol. En cambio, la parte central del cuerpo posee una textura fanerítica, compuesta por un agregado hipidiomorfo de plagioclasas, biotita y hornblenda. Ambas zonas han sufrido una fuerte alteración cuarzo-sericita-clorita (Cuadra, 1986; Hirschfeld et al., 2006).
- **Pórfido Diorítico:** Se presenta como una serie de stocks y diques menores de gran extensión vertical, que se orientan en dirección N30W en la parte norte y central del yacimiento (Guzmán, 1991). Las rocas presentan una textura porfídica cuyos fenocristales corresponden a plagioclasas, biotita y en menor medida cuarzo (Hirschfeld et al., 2006). Presentan localmente asociaciones mineralógicas de alteración potásica, fílica y argílica moderada.
- **Pórfido Microdiorítico/Pórfido A:** Corresponde a un intrusivo de composición diorítica de grano fino, con abundante presencia de xenolitos de composición intermedia y textura porfídica (Arredondo, 1994). Los enclaves (xenolitos) están compuestos por cuarzo, plagioclasa y biotita. Este cuerpo se caracteriza por generar un volumen importante de brechas ígneas e hidrotermales, las que muestran altas leyes de cobre.

Complejo Chimenea Braden:

Corresponde a una chimenea volcánica originada por la expulsión de fluidos y gases que fragmentaron la roca caja (Complejo Máfico El Teniente). Tiene forma de cono invertido y en planta se manifiesta de forma circular con un diámetro de 1200 m y profundidades de hasta 3000 m (Floody, 2000).

Dentro del complejo de brechas se pueden definir dos grandes unidades: La Unidad Brecha Braden y Unidad Brecha Marginal. La segunda se emplazó previamente a la primera, generando fracturas concéntricas producto de la presión de fluidos volátiles y magma resurgente (Cannell et al., 2005), de tal forma que la Unidad Brecha Marginal terminaría rodeando a la Unidad Brecha Braden en casi toda su periferia (Ojeda et al., 1980).

La Unidad Brecha Marginal está constituida por fragmentos angulosos con grados variables de alteración cuarzo-sericita-clorita, cementados por turmalina y cuarzo. En cambio, la Unidad Brecha Braden está compuesta por brechas, con fragmentos redondeados de variada composición y tamaño (provenientes de las rocas preexistentes), con mineralización y alteración hipógenas propias, en una matriz de polvo de roca y un cemento de sericita (Cuadra, 1986).

Cuerpos de Brechas:

Arredondo (1994) reconoció en el sector central – este del yacimiento, varios cuerpos de brecha de distinta composición, las cuales se clasifican de acuerdo con el mineral dominante contenido en la matriz. Skewes y otros (2002) los definen de la siguiente manera:

- **Brechas de anhidrita:** Fragmentos de carácter polimíctico, provenientes de rocas máficas y félsicas alteradas. Su cemento consiste en anhidrita principalmente, con menores cantidades de cuarzo, calcopirita, pirita y molibdenita. Se encuentra en el sector NE y SE del yacimiento, y suele presentar leyes de cobre más altas a las de su entorno.
- **Brechas de turmalina:** Brechas de carácter polimíctico, provenientes de rocas máficas y félsicas alteradas. Su cemento es principalmente de turmalina con menores cantidades de anhidrita, cuarzo, calcopirita, bornita y pirita. Se encuentran preferentemente en el sector norte de la Chimenea de Brecha Braden.
- **Brechas de biotita:** Contienen fragmentos polimícticos de rocas intrusivas máficas como félsicas, los que están fuertemente biotitizados. Su cemento puede contener además plagioclasa, cuarzo, bornita, calcopirita, anhidrita, yeso y polvo de roca. Suele encontrarse en las zonas de cobre hipógeno principalmente.
- **Brechas ígneas:** Pueden contener en la matriz biotita predominante (llamadas brechas ígneas andesíticas), o bien, tener más anhidrita, feldespato y cuarzo, y corresponder a brechas ígneas dacíticas o dioríticas. Se encuentran en los contactos entre el CMET y los pórfidos del Complejo Félsico que lo intruyen.

2.3.2.2 Alteración y mineralización

Actualmente se distinguen cuatro etapas hipógenas y una supérgena de alteración y mineralización, las cuales se habrían desarrollado de manera continua para formar la mineralización del yacimiento (Howell & Molloy, 1960):

Etapas Tardimagnética:

Corresponde a los primeros eventos de alteración pervasiva dentro del yacimiento. De acuerdo con Cuadra (1986), esta etapa se expresa como una alteración potásica, de carácter macizo, que afecta a los intrusivos y sus rocas encajantes. Zúñiga (1982) caracteriza a la etapa tardimagnética por una alteración biotítica pervasiva y por un enrejado intenso de vetillas rellenas con cuarzo, anhidrita y sulfuros, como bornita, calcopirita, pirita y molibdenita.

Etapas Hidrotermal Principal:

Esta etapa se sobreimpone a la anterior y se relaciona con la interacción de los fluidos tardimagnéticos con las aguas meteóricas (Ojeda et al., 1980). Se caracteriza por la destrucción y el reemplazo de los minerales preexistentes por cuarzo y sericita, y en menor medida por clorita y anhidrita, en halos que rodean a las vetas ricas en sulfuros (Zúñiga, 1982).

Etapas Hidrotermal Tardía:

Está asociada con la formación de la Unidad Brecha Marginal y se expresa como la alteración cuarzo – sericita de sus clastos, y como veta y vetillas con relleno de anhidrita, yeso, turmalina, siderita, cuarzo y un halo de alteración cuarzo – sericita – clorita – calcita (Cuadra, 1986). Minerales de mena de cobre, hierro y molibdeno se encuentran relleno a las vetillas.

Etapas Póstuma:

Corresponde a la última etapa hipógena desarrollada en el depósito y está relacionada con la consolidación de la Chimenea Braden. La asociación mineralógica se caracteriza por presentar sericita, calcita y pirita en el cemento, y una alteración sericitica en la fracción clástica (Cuadra, 1986).

Etapas de alteración – mineralización supérgena:

En última instancia se generó una cuenca de escurrimiento subterráneo que produjo, de arriba hacia abajo, las zonas de lixiviación, oxidación y enriquecimiento secundario, respectivamente. El movimiento del agua infiltrada fue controlado por la permeabilidad relativa de las rocas presentes en la Chimenea Braden y el Pórfido Dacítico, las cuales actuaron como barreras naturales dando como resultado la formación de una cuenca (Cuadra, 1986). El principal resultado de este proceso es la lixiviación de los sulfuros primarios como calcopirita, bornita, pirita y molibdenita, cuyo contenido de cobre fue solubilizado, y posteriormente depositado en niveles inferiores, constituyendo el enriquecimiento secundario (Álvarez, 1990). Al mismo tiempo se produce una alteración argílica, caracterizada por caolinita, sericita y alunita (Camus, 1975).

La parte superior de la zona enriquecida es una zona oxidada compuesta principalmente por crisocola, malaquita, brocantita, antlerita y cuprita. Bajo la zona oxidada, los minerales característicos son la calcosina y digenita que reemplazan en parte a los minerales de sulfuro de cobre hipógenos, aunque también es posible encontrar covelina, cobre nativo y cuprita (Camus, 1975; Zúñiga, 1982).

Capítulo 3

Metodología

3.1 Metodología de Muestreo

Para el desarrollo de este trabajo se cuenta con que parte del equipo participe del proyecto ya realizó tres salidas a terreno a la planta de procesamiento de relaves de Minera Valle Central a lo largo del año 2018.

Mediante un estudio previo a las instalaciones de la línea de procesamiento mineral de MVC, y con asesoramiento del personal de la empresa, se determinaron 31 puntos estratégicos de donde se extraería una muestra de material de relaves. De estos 31 puntos, 12 corresponden al Área de Hidrociclones, 15 al Área de Flotación y 4 al Área de Cascadas, los cuales se encuentran señalados en la Figura 3.1. Además, se incluye otro punto denominado como *Relave Carén*, completando así, un total de 32 puntos. La razón fundamental de lo anterior es debido a un error en la selección de las zonas de análisis, pasando por alto dicha corriente de material y, por ende, no se tiene información de ella. Sin embargo, será utilizada de igual manera en las discusiones del estudio.

En general se buscó examinar los relaves en las zonas de la planta donde el material podría cambiar químicamente en su composición, es decir, en las corrientes correspondientes a las entradas y salidas de cada uno los procesos. En el Área de Hidrociclones, los puntos de análisis representan la entrada y salidas (que equivalen la fracción fina y gruesa) de cada hidrociclón. De forma similar, en el Área de Flotación, se analizó los puntos correspondientes a la entrada de cada celda de flotación – Rougher, Scavenger o de Limpieza – y las salidas de estas, que están compuestas por la fracción de material que se enriquece en Cu-Mo y la fracción restante que no lo hace. Por último, en el Área de Cascadas, los puntos evaluados son las corrientes de entrada, que corresponden a los descartes provenientes del Área de Hidrociclones y de Flotación, en conjunto con lo que se recupera del proceso de cascadas.

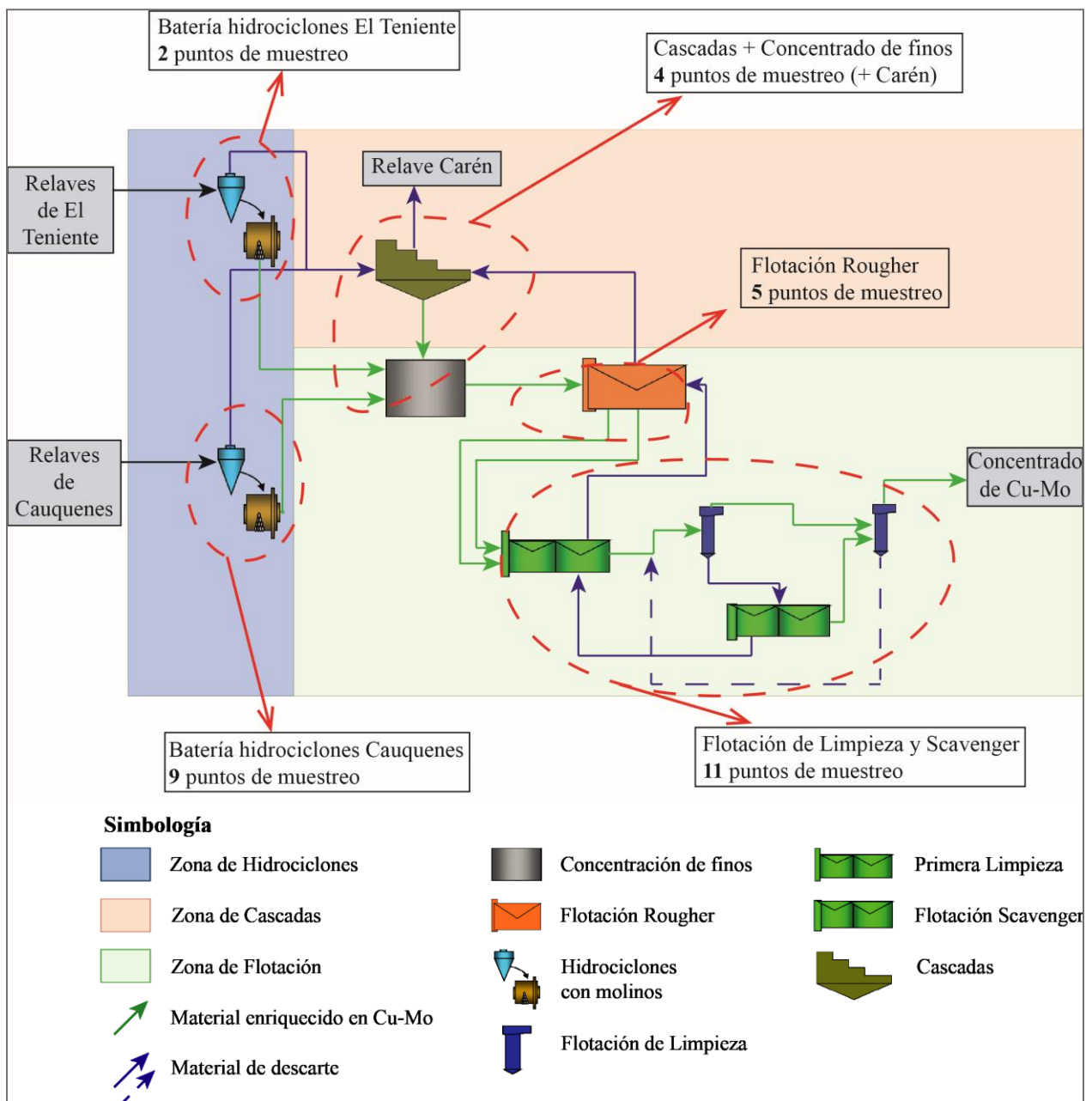


Figura 3.1. Diagrama resumen de la planta de tratamiento de MVC. Se señalan la cantidad de puntos de muestreo obtenidos en los diferentes procesos y corrientes del sistema (Elaboración propia).

Las campañas de muestreo tienen una diferencia de tiempo de dos meses entre la realización de una y otra, considerando que en cada salida se tomaron dos muestras con un periodo de tiempo de 30 días, entre primera y la segunda, para el mismo lugar. En otras palabras, existen muestras de los meses de abril – mayo de 2018 (1° salida), agosto – septiembre de 2018 (2° salida), y diciembre – enero de 2018 y 2019, respectivamente (3° salida). Se genera un total de 186 muestras, de tal forma de evaluar el comportamiento de los relaves en la planta de procesamiento de MVC, a lo largo de todo un año y así extrapolar la información obtenida a un periodo mayor de tiempo.

3.2 Metodología de Laboratorio

Posteriormente, el material recolectado fue enviado a laboratorio para realizar análisis de dichas muestras, los cuales incluyen una caracterización química mediante una digestión multi-ácido, y análisis de elementos mayoritarios y trazas por ICP-MS (*Inductively Coupled Plasma Mass Spectrometry*); además de una caracterización mineralógica por XRD (*X-Ray Diffraction*) y QEMSCAN (*Quantitative Evaluation of Minerals by Scanning Electron Microscopy*).

3.2.1 Análisis Químico

Para la realización de los análisis químicos de las muestras recolectadas se necesitó el servicio de dos laboratorios: Bureau Veritas y ActLabs. Para las dos primeras campañas se utilizaron los equipos de Bureau Veritas, mientras que para la última se prefirió usar los equipos de ActLabs. El cambio de empresa se debe al retraso en la entrega de resultados de laboratorio por parte de Bureau Veritas.

En primer lugar, y de forma posterior a la realización de cada campaña de muestreo, se procedió a clasificar y etiquetar todas las muestras obtenidas en cada uno de los puntos seleccionados de la planta de MVC, para luego ser analizadas mediante una digestión multi-ácidos e ICP-MS y así, obtener la composición química de las muestras. Esta técnica detecta la mayor parte de los elementos presentes en la tabla periódica, dentro de los cuales se encuentran Ag, Al, As, Ba, Be, Bi, Ca, Cd, Co, Cr, Cs, Cu, Fe, Ga, Ge, Hf, Hg, In, K, Li, Mg, Mn, Mo, Na, Nb, Ni, P, Pb, Rb, Re, S, Sb, Se, Sn, Sr, Ta, Te, Th, Ti, Tl, U, V, W, Zn, Zr y REE. Cabe señalar que los límites de detección con que se trabaja en cada laboratorio se encuentran detallados en el Anexo A.1 Límites de Detección para Análisis Mediante ICP-MS

El conjunto de muestras obtenidas durante la primera y segunda campaña de muestreo, fueron enviadas a los laboratorios de Bureau Veritas (sede en Perú) para ser analizadas mediante ICP-MS (Paquete Ultra traza: código MA250). Como las muestras fueron recibidas en forma de pulpa se enviaron a secado para eliminar toda fracción líquida del material. Posteriormente, se extrajeron 0,25 gramos de la muestra ya secada para procesarla mediante digestión cuatro ácidos y posterior análisis de la solución mediante ICP-MS. Durante la digestión, la muestra se calienta en HNO_3 - HClO_4 - HF hasta la emanación y se seca. El residuo se disuelve en agua regia (HNO_3 + 3HCl) para volver a poner en solución y ser analizadas por un equipo ICP-MS (Bureau Veritas, 2016).

En el caso de los laboratorios de ActLabs también se le realizó una digestión multi-ácido seguida por un análisis por ICP-MS al material obtenido de la tercera campaña de muestreo. Utilizando una metodología similar a la de los laboratorios de Bureau Veritas, las pulpas obtenidas a partir de los puntos seleccionados de la planta fueron enviadas a un proceso de secado para eliminar toda fase líquida del material. Se extrajeron 0,25 gramos de la muestra ya secada para digerirla por cuatro ácidos, que comienzan con la adición de HF, seguido de una mezcla de HNO_3 y HClO_4 , que se calienta utilizando un horno controlado por un programador preciso en varios ciclos de rampa y retención que llevan a las muestras a una sequedad incipiente. Luego de que se alcanza la sequedad incipiente, las muestras se vuelven a poner en solución utilizando agua regia (HNO_3 + 3HCl) y son analizadas por un equipo ICP-MS (Perkin Elmer Sciex ELAN 6000, 6100 o 9000) (ActLabs, 2020).

3.2.2 Análisis Mineralógico

Para la realización de los análisis mineralógicos mediante Difracción de Rayos X (XRD) se utilizaron las instalaciones de Geomaq Limitada. En este caso solo se enviaron las muestras correspondientes a los meses de diciembre – enero (3° campaña) en cinco puntos determinados del ciclo de la planta: Relaves frescos provenientes desde de El Teniente, Colas de la Flotación Rougher, Alimentación de la Flotación Rougher, Concentración de la Flotación Rougher 300-400 y Concentración de la Última Limpieza o Concentrado de Cu-Mo.

Se tamizó el material perteneciente a cada una de las muestras con las mallas de #100, #200, #325, #400 y -#400, separando así la fracción fina (arcillas, $< 2 \mu\text{m}$) de la gruesa ($> 2 \mu\text{m}$), generando un total de 50 muestras a procesar. Dichas muestras fueron analizadas mediante un Difractómetro D8 Endeavor de la marca Bruker; en conjunto con los softwares Difracc.Eva y Difracc.Topas. Cabe señalar que la fracción fina se analiza mediante los protocolos de la USGS (United States Geological Survey) para identificar los minerales predominantes en las arcillas (Geomaq Limitada, 2020).

El análisis de Difracción de Rayos X es ampliamente utilizado en investigaciones geológicas, ya que es uno de los más confiables al momento de determinar las fases minerales presentes en una muestra de roca, o en este caso, de material de relaves. Sin embargo, a pesar de su alta confiabilidad, también posee ciertas limitaciones que son importantes de mencionar. Principalmente, las fases minerales reconocidas son producto de la interpretación de los difractogramas entregados por el método utilizado, el cual varía en función de cada laboratorio y, por ende, puede conllevar a errores, dado que ciertos minerales presentan patrones similares. En base a lo anterior, debido a los diversos errores que se van sumando desde la medición hasta la cuantificación final, esta metodología analítica suele ser considerada como semicuantitativa y concentraciones por debajo del 5 wt% han de ser tomadas con cautela.

Asimismo, se realizó un análisis mediante QEMSCAN al último punto del Área de Flotación correspondiente al Concentrado de Cu-Mo, para obtener información detallada acerca de la mineralogía del material. Geomaq Limitada cuenta con un microscopio electrónico de barrido de la marca QEMSCAN™ el cual proporciona información metalúrgica, petrográfica y mineralógica de la muestra.

El sistema posee distintos modos de análisis, los que son ofrecidos por el laboratorio, y donde el elegido para el estudio de la muestra es el Análisis PMA o *Particle Mineralogical Analysis*. El PMA corresponde a un análisis bidimensional, donde toda el área de la partícula es medida, siendo posible la reproducción de imágenes. La información entregada por este tipo de análisis incluye análisis elemental, clasificación y cuantificación mineralógica, grado de liberación global y por tamaño, asociación mineral, tamaño de grano, factor de forma de las partículas y curva potencial de recuperación versus ley (Geomaq Limitada, 2020).

El QEMSCAN se caracteriza por ser capaz de reconocer una mayor cantidad de fases minerales, debido a que posee una mejor resolución para especies que se presenten en menores concentraciones. Esto se debe a que el QEMSCAN puede detectar la emisión de rayos X secundarios producto de la incidencia de un haz de electrones, mientras que el XRD se basa en la difracción de rayos X producto de las nubes de electrones que envuelven a los átomos individuales, con lo que caracteriza la estructura cristalográfica y mineralogía de cada fase (Ayling et al., 2012).

3.3 Análisis de Resultados y Tratamiento de Datos

Como se comentó con anterioridad, la planta de tratamiento de Minera Valle Central posee dos flujos másicos entrantes, los que corresponden al material proveniente del tranque de relaves Cauquenes y de los desechos mineros frescos de la División El Teniente. Del mismo modo, se obtienen dos flujos de masa salientes, donde uno de ellos es el concentrado de Cu-Mo y el otro es el material no recuperable que se envía directamente al tranque de relaves Carén.

La empresa minera otorgó los valores del volumen de material en toneladas diarias de lo que entra y sale de las instalaciones, en conjunto con algunos puntos particulares dentro de ella. Sin embargo, para el correcto tratamiento de datos fue necesario calcular el volumen de material que circula por todos los puntos de muestreo, para esto se utilizó la fórmula de balance de masa (Ec. (3.0.1)), asumiendo que el volumen del material se conserva a lo largo de toda la planta, generando la siguiente ecuación:

$$\sum Flujo Entrante = \sum Flujo Saliente \quad (3.1)$$

La ecuación anterior será válida, siempre y cuando, la cantidad de material que alimenta a la planta de tratamiento (F) sea igual al volumen de concentrado de los metales de interés obtenidos (C) y los relaves o desechos mineros generados tras el proceso (T) (Ec. (0.2)).

$$F = C + T \quad (3.2)$$

En base a las ecuaciones anteriores, para un sistema cerrado, también es posible estimar las concentraciones de los elementos estudiados en ciertos puntos de la planta (Ec. (0.3)), donde el material de relaves, por ejemplo, no fue muestreado. Cabe señalar que esta fórmula no se utilizó para estimar las concentraciones de los elementos en los sitios de la planta ya estudiados (mediante los análisis químicos) y, por lo tanto, tampoco se utilizó en el análisis de la información, debido a que se perdería la veracidad de los datos.

$$\sum Masa_1 \times Concentración_1 = \sum Masa_2 \times Concentración_2 \quad (3.3)$$

Para realizar la caracterización química del material de relaves que circula por la planta de Minera Valle Central, es necesario utilizar la información obtenida a partir de los 31 puntos de muestreo, que se encuentran distribuidos a lo largo de las tres principales áreas de la planta (Figura 3.1). Además, es necesario incluir un punto adicional denominado como *Relave Carén*, el cual corresponde a la corriente de material que sale como descarte de la planta de tratamiento y es depositado en el tranque de relaves Carén. La diferencia de este punto con los otros 31, cae en que este valor está calculado mediante un balance de masas (Ec. (0.3)), ya que, como se mencionó anteriormente, esta corriente no fue muestreada, obteniendo así un total de 32 puntos por cada campaña realizada.

No obstante, dentro de las instalaciones de MVC, se producen pequeños circuitos semicerrados principalmente en la Zona de Hidrociclones y de Flotación. En la primera, existen circuitos ubicados en el centro de esta área, que están constituidos por un hidrociclón + molienda y/o hidrociclón + hidrociclón, donde el material que pasa por estos subcircuitos no genera cambios a nivel químico (solo a nivel granulométrico), de tal forma que dichos puntos de muestreo no entregan información relevante para el estudio. Del mismo modo, en el Área de Flotación, en especial dentro de las celdas de flotación de limpieza, existen subcircuitos que se encargan de estar constantemente recirculando el material por todas las celdas para extraer la máxima cantidad de cobre posible, por lo que analizar y discutir dichos puntos de muestreo es irrelevante para la caracterización del material.

En consecuencia, para el análisis de los resultados, no se consideraron los puntos de muestreo cuyos resultados son marginales para los alcances de este estudio. Por ende, se trabajarán con 19 puntos estratégicos dentro de la planta, los cuales indican el comportamiento químico del material en las entradas y salidas de los circuitos mayores, abarcando en mayor profundidad las corrientes pertenecientes al Área de Flotación. Además, se consideró el punto nuevo agregado (*Relave Carén*) logrando así, una disminución de 32 (Figura 3.1) a 20 puntos de muestreo (Figura 3.2). Cabe señalar que en la Figura 3.2, se diferencia el punto asociado Relave Carén del resto de los puntos, debido a que no se conoce la composición química exacta de dicha corriente. Lo anterior se observa en la simbología utilizada, donde Relave Carén se señala con un punto blanco de contorno amarillo, mientras que el resto de los puntos tienen el contorno rojo.

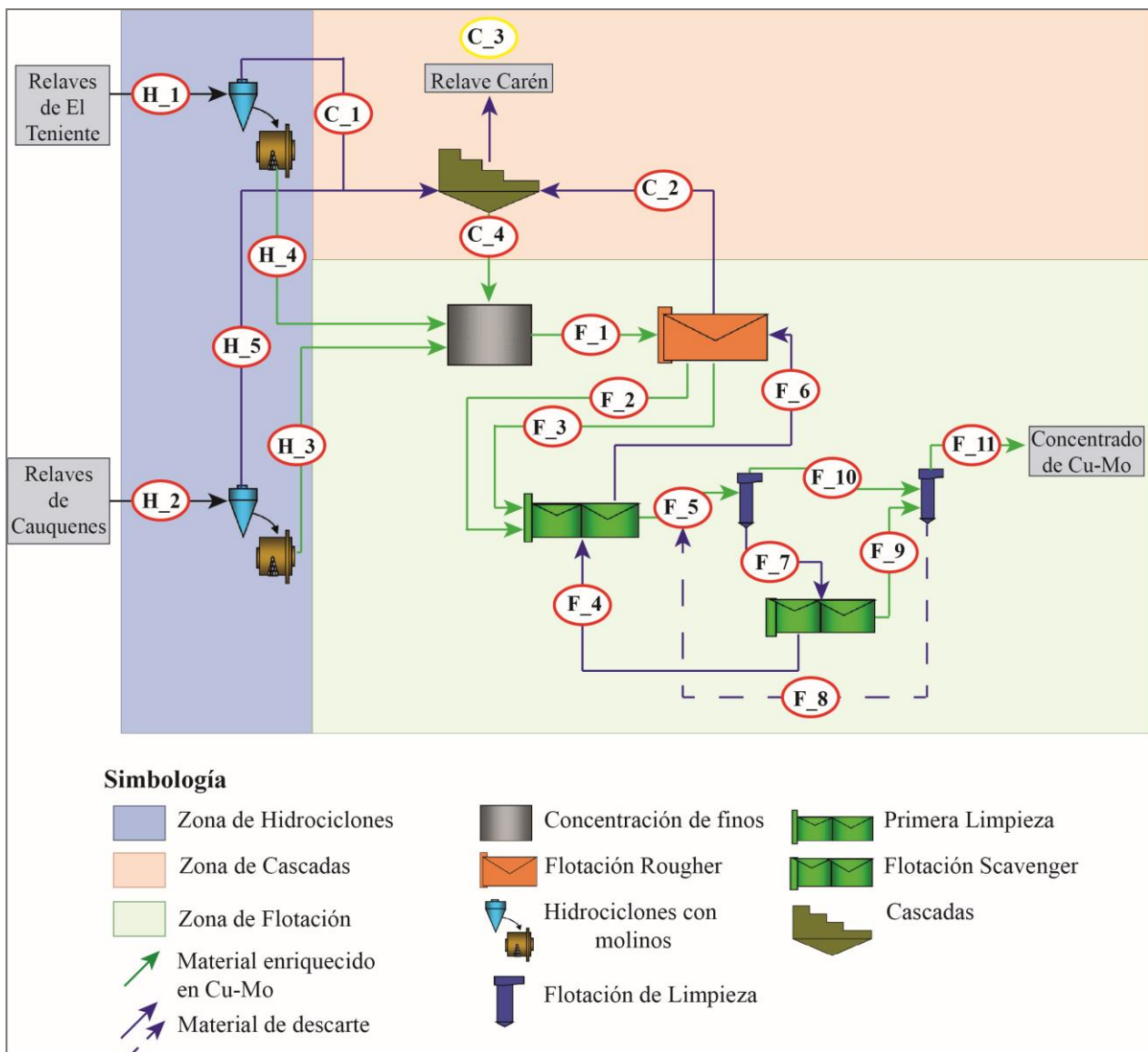


Figura 3.2. Diagrama resumen de la planta de tratamiento de MVC. Se señalan los puntos de muestreo utilizados en los capítulos siguientes. (Elaboración propia).

3.3.1 Límite de Detección y Validación de Datos

3.3.1.1 Límite de detección

El tratamiento de los datos obtenidos comienza con la reestimación de todas las variables que presenten datos por bajo o sobre el límite de detección (LD). En el caso de que sea necesario utilizar resultados cuyas concentraciones son mayores al LD, se obtiene un valor aproximado mediante un balance simple de masas, de acuerdo con lo detallado en la Ecuación (0.3). En caso contrario, al necesitar concentraciones cuyos valores son menores al límite de detección, estos serán reemplazados por la mitad del LD (Reimann et al., 2008). A modo de ejemplo, si el límite de detección de un elemento es igual a 20 ppm, para aquellos puntos con concentraciones < LD, el valor a utilizar en dicho punto se reemplaza por 10 ppm. La información relacionada con los

límites de detección admisibles en los equipos de los laboratorios esta detallada en el Anexo A.1 Límites de Detección para Análisis Mediante ICP-MS.

3.3.1.2 Análisis exploratorio de datos

Cuando se tiene un set de datos recolectados en un espacio, como en este caso la planta de tratamiento de relaves de Minera Valle Central, se deben considerar dos tipos de distribuciones: la distribución espacial de los datos y la distribución estadística de los valores obtenidos (Reimann et al., 2008).

La distribución estadística se determina a partir del análisis exploratorio de los datos. Este se realiza para las variables que posee un nivel de confianza razonable, determinando los estadígrafos básicos, dentro de los cuales están los valores mínimo y máximo, rango, mediana, promedio, desviación estándar y percentiles principales (25, 75 y 90).

A partir de estos valores se realiza una búsqueda de las muestras *outliers*, para luego graficar los diagramas compuestos y caracterizar el material de relaves.

3.3.1.3 Muestras outliers

Un *outlier* corresponde a un dato anómalo, el cual se define como una observación o conjunto de observaciones que parecen ser inconsistentes con el resto del conjunto de valores dentro de una muestra (Barnett & Lewis, 1984). Para validar la veracidad de los datos existen varios tipos de metodologías asociadas a análisis estadísticos. Sin embargo, al disponer de pocos valores para el estudio (6 datos por punto de muestreo), se impone un intervalo de confianza para cada punto de muestreo. En la ecuación (0.4) se define el rango de confianza, donde μ representa la media de los datos y σ la desviación estándar de estos. Dicho intervalo de confianza representa 95,45% de los datos para una distribución aproximadamente normal (Pukelsheim, 1994).

$$\mu \pm 2\sigma \quad (3.4)$$

Dentro de los valores obtenidos en los muestreos se observan datos anómalos en el Área de Cascadas, específicamente en el punto C_3, que corresponde a la corriente de material que es enviada al tranque de relaves Carén, en las concentraciones de aluminio, potasio, magnesio y sodio. Además, se encontró un *outlier* en las concentraciones del cromo en el punto F_6, perteneciente a el Área de Flotación. Dichos puntos serán señalados, pero no utilizados para el análisis y discusiones de los resultados, en los capítulos siguientes.

3.3.2 Análisis de la Variabilidad de Datos

3.3.2.1 Análisis multivariable

Para realizar el análisis y estudio de los elementos de connotación ambiental presentes en el material de relaves, se utiliza la siguiente herramienta estadística específica: Análisis de Componentes Principales (ACP). En ésta se busca identificar las variables subyacentes que puedan explicar el patrón de relaciones que existe dentro del conjunto de variables reales observadas (Reimann et al., 2008). Los análisis se realizan en el programa Excel con una extensión llamada XLSTAT, enfocada en el análisis de datos estadísticos.

El Análisis de Componentes Principales (ACP) transforma el conjunto de variables originales p en otro grupo con un número q menor de variables sintéticas no correlacionadas ($q < p$), las cuales se denominan “componentes principales”. Si la base de datos consta de variables altamente dependientes entre ellas, es frecuente que un pequeño número de las nuevas variables explique la mayor parte de la variabilidad original de la base de datos (Filzmoser et al., 2003). El ACP contabiliza la máxima varianza entre todas las variables y las nuevas variables, o componentes principales, se definen como combinaciones lineales de las variables originales. Las componentes se ordenan en forma decreciente en función del porcentaje de variabilidad explicada por cada una. En este sentido, la primera componente principal es aquella que explica el mayor porcentaje de la varianza de los datos (Reimann et al., 2008). Los componentes obtenidos con ACP fueron rotados mediante el método de rotación Varimax (Kaiser, 1958).

Lo que se busca con el Análisis de Componentes Principales es poder identificar a través de las asociaciones geoquímicas, las fuentes de las cuales proceden los elementos a estudiar. Para ello, se consideran aquellos elementos que tienen un factor de carga entre $|0,5|$ y $|1,0|$ para cada componente en particular, además, también se consideran asociaciones secundarias de elementos que tienen un factor de carga entre $|0,3|$ y $|0,5|$ (Reimann et al., 2008). Puede que algunos elementos se repitan en diversos componentes, así como también es posible que se presente más de una asociación geoquímica por componente debido a lo complejo que puede ser la señal química, la cual depende de la variada cantidad de fuentes existentes.

3.3.2.2 Análisis de correlación múltiple

El análisis de correlación estima el grado de linealidad que existe entre dos variables distintas. Este se mide a través de distintos coeficientes de correlación, siendo el más utilizado el coeficiente de correlación de Pearson (Ec. (0.5)). Este coeficiente es una medida de la relación lineal entre dos variables aleatorias cuantitativas y se obtiene dividiendo la covarianza de dichas variables entre el producto de sus desviaciones estándar.

$$Corr_{x,y} = \rho_{x,y} = \frac{cov(x,y)}{\sigma_x \times \sigma_y} \quad (3.5)$$

Para un par de variables, el valor de coeficiente de correlación puede tomar valores entre -1 y +1. Un coeficiente positivo y alto indica que ambas variables crecen o decrecen simultáneamente, es decir, presentan una fuerte correlación. Cuanto mayor sea el coeficiente, más estrecha es la relación entre las variables. En caso contrario, un coeficiente alto y negativo indica que cuando una variable crece, la otra decrece y viceversa, es decir, presentan una correlación inversa. Si el coeficiente es “cero” o cercano a este, refleja que no existe una relación lineal entre las variables (Reimann et al., 2008).

Cabe señalar que el coeficiente de correlación de Pearson es sensible a la presencia de *outliers*, como así también a la presencia de relaciones no lineales entre las variables evaluadas (Reimann et al., 2008).

Capítulo 4

Resultados y Discusiones

4.1 Análisis Químico y Mineralógico

4.1.1 Caracterización Química

En función de los elementos encontrados en los análisis químicos mediante la digestión multi-ácidos y por ICP-MS, se seleccionaron los que fueran considerados como contaminantes en la literatura (Alloway, 2013; Jamieson et al., 2015; Lottermoser, 2007; Vallejos, 2008) y en los estudios realizados por el Servicio Nacional de Geología y Minería para caracterizar geoquímicamente a los depósitos de relaves presentes en el país (SERNAGEOMIN, 2019).

A partir de la información recolectada se definió que los elementos con alguna connotación ambiental son Ag, Al, As, Ba, Cd, Co, Cr, Cu, Fe, Hg, Mn, Mo, Ni, Pb, S, Sb, Se, Sn, V y Zn. Dentro de este grupo se encontró que las concentraciones de mercurio y selenio presentaron problemas en los valores entregados por los análisis químicos y, además, se encuentran en muy bajas concentraciones a lo largo de la planta (0,46 ppm y 7,01 ppm en promedio, respectivamente), por lo que no serán considerados para el presente estudio.

Del mismo modo, las concentraciones obtenidas para Cu, Mo y S en ciertos puntos de la planta, específicamente en la Zona de Flotación, son > 10.000 ppm, > 4.000 ppm y > 100.000 ppm respectivamente, por lo que no se conocen sus valores exactos generando un problema al momento de estudiar la variabilidad de estos elementos a lo largo de las instalaciones de MVC. Por lo tanto, estos elementos tampoco serán considerados para el estudio, aunque serán considerados en el presente Capítulo.

Finalmente, los elementos con que se analiza el material de relaves que circula por la planta de tratamiento de MVC son Ag, Al, As, Ba, Cd, Co, Cr, Fe, Mn, Ni, Pb, Sb, Sn, V y Zn. Cabe mencionar que se incluyeron en los análisis la información de los elementos mayoritarios (Ca, K, Mg, Ti) para abarcar en mayor profundidad el objetivo del presente estudio.

4.1.1.1 Análisis Multivariable

En primera instancia, con la información obtenida mediante los análisis químicos efectuados a las muestras de las tres campañas, se realizó un Análisis Multivariable para el tratamiento de los datos. Este tipo de análisis se utiliza para estudiar el comportamiento de tres o más variables al mismo tiempo, es decir, su objetivo principal es generar una relación entre varios grupos de variables con cierto grado de correlación entre sí, los cuales poseen un porcentaje

especifico de su varianza y son etiquetados como Componentes Principales (CP). Cuando un grupo de variables poseen coeficientes positivos, se dice que estos tienen una relación directa entre sí, y en caso contrario, cuando los factores poseen coeficientes negativos, estos indican una relación inversa.

A partir de la generación de 20 componentes, equivalentes a la cantidad de elementos químicos a estudiar, se seleccionaron 3 de ellos para ser rotados mediante el método Varimax. Se consideraron 3 componentes principales como un valor representativo debido a que explica la mayor parte (> 80%) de la variabilidad original de la base de datos, tal como se observa en la Figura 4.1.

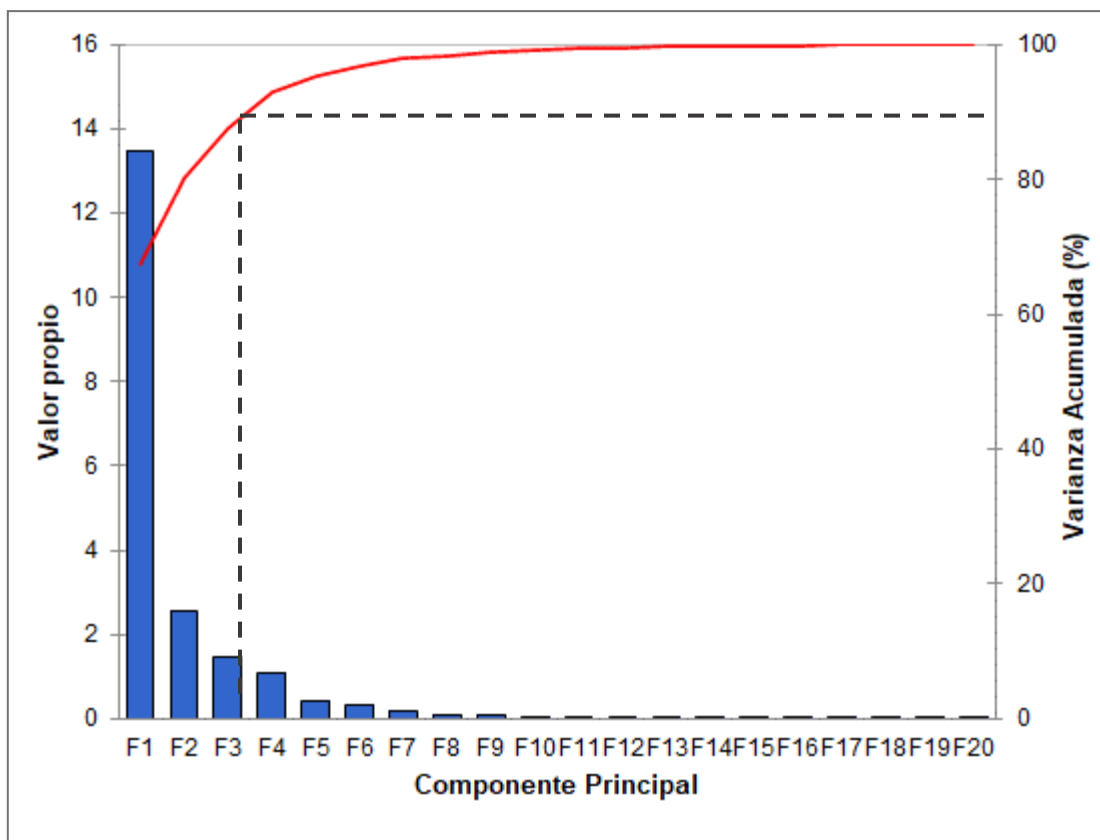


Figura 4.1. Resultados del Análisis de Componentes Principales.

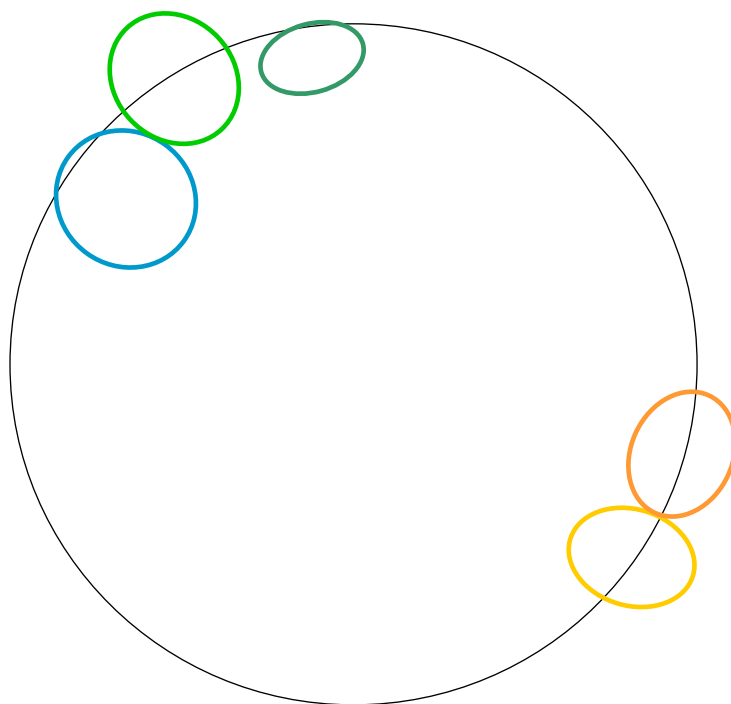
Los resultados del Análisis de Componentes Principales, una vez ya rotada la matriz, se observan en las Tabla 4.1 y Tabla 4.2. En éstas se indica que las varianzas del Componente Principal 1 y Componente Principal 2 abarcan la mayor parte del conjunto de variables, y donde, sus varianzas son del 42,68% y 35,11%, respectivamente. Del mismo modo, el comportamiento de las variables, asociadas a uno u otro Componente Principal, se observa de forma gráfica en la Figura 4.2.

Componentes	1	2	3
Varianza (%)	42,681	35,112	9,877
Varianza acumulada (%)	42,681	77,793	87,670

Tabla 4.1. Varianza de cada Componente Principal una vez rotada la matriz.

Ag	-0,568	0,785	-0,013
Al	0,918	-0,312	-0,198
As	-0,486	0,833	0,023
Ba	0,236	-0,332	-0,771
Ca	0,433	-0,760	0,040
Cd	-0,461	0,812	0,083
Co	-0,218	0,931	0,180
Cr	0,681	-0,154	0,285
Fe	-0,426	0,857	0,112
K	0,953	-0,205	-0,115
Mg	0,947	-0,300	0,048
Mn	0,817	-0,481	0,016
Na	0,806	-0,558	0,002
Ni	-0,136	0,930	0,152
Pb	-0,736	0,536	-0,155
Sb	-0,588	0,552	-0,350
Sn	0,094	0,157	0,877
Ti	0,674	-0,488	0,493
V	0,942	-0,276	0,094
Zn	-0,779	0,418	0,005

Tabla 4.2. Factores de carga de las variables para cada Componente Principal.



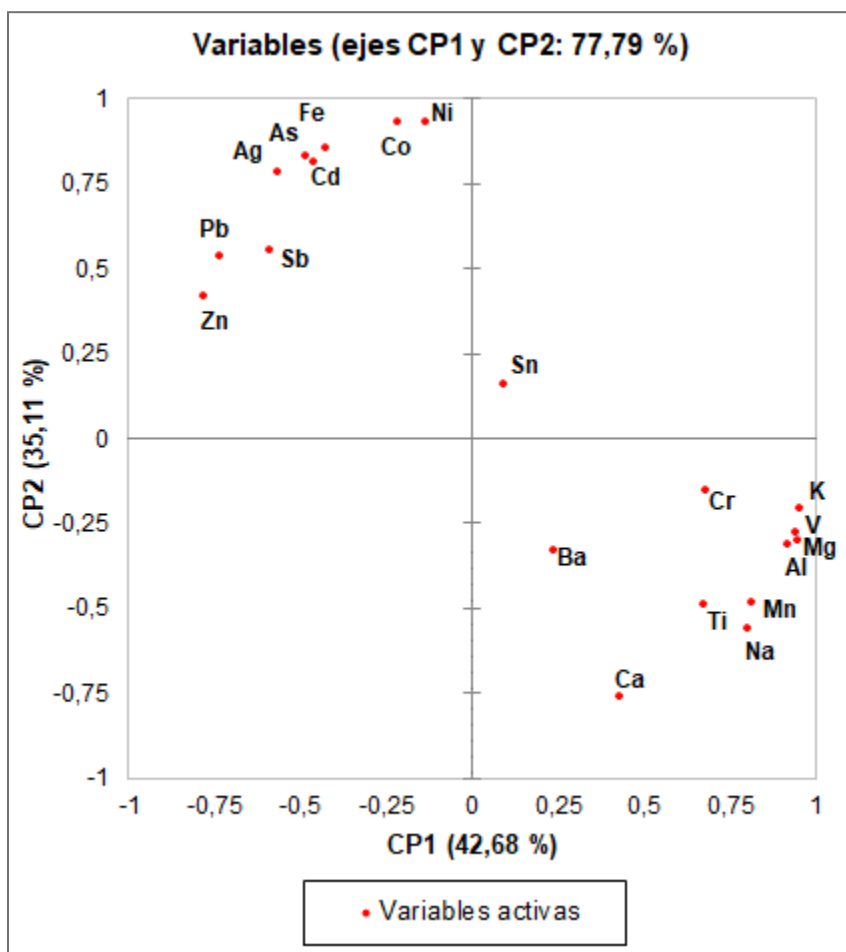


Figura 4.2. Distribución de las variables en función de los componentes principales preferentes (CP1 y CP2).

los elementos se agrupan en función del valor del factor de carga que posean. En consecuencia, el Componente Principal 1 contiene dos asociaciones de elementos y el Componente Principal 2 contiene 3 asociaciones de elementos, los cuales se detallan a continuación.

Componente Principal 1 (CP1):

Este conjunto se encuentra compuesto por una asociación principal de elementos, de aluminio (Al), potasio (K), magnesio (Mg) y vanadio (V), con un factor de carga $> 0,9$ para cada uno de ellos. Dicho grupo se puede extender a una segunda agrupación de elementos, con un factor de carga $> 0,67$, de manganeso (Mn), sodio (Na) y titanio (Ti).

- Grupo 1: Al-K-Mg-V

Con los elementos pertenecientes a este grupo se realizó una comparación entre los resultados de los análisis de la primera, segunda y tercera campaña. Destaca que dentro los datos representados en los gráficos de las Figura 4.3 a Figura 4.6 se presentan líneas de tendencias

semejantes, lo que indica que el comportamiento a lo largo de la planta, entre los elementos de este grupo, es bastante similar.

Se observa que los elementos presentan altas concentraciones en las zonas iniciales y finales del ciclo, es decir, en la Zona de Hidrociclones y de Cascadas, respectivamente. Estos comienzan a diferenciarse luego de su paso por las celdas de flotación Rougher en la Zona de Flotación. El punto de máxima concentración se encuentra en el Área de Hidrociclones, específicamente en la fracción fina de los relaves de Cauquenes (H_5).

Además, se observa que los gráficos de concentración presentan una tendencia en “zigzag” en los puntos que se asocian al Área de Flotación, indicando dos líneas de tendencias principales. No obstante, la fracción que no flota presenta un mayor contenido de elementos, mientras que en la fracción restante disminuyen su concentración.

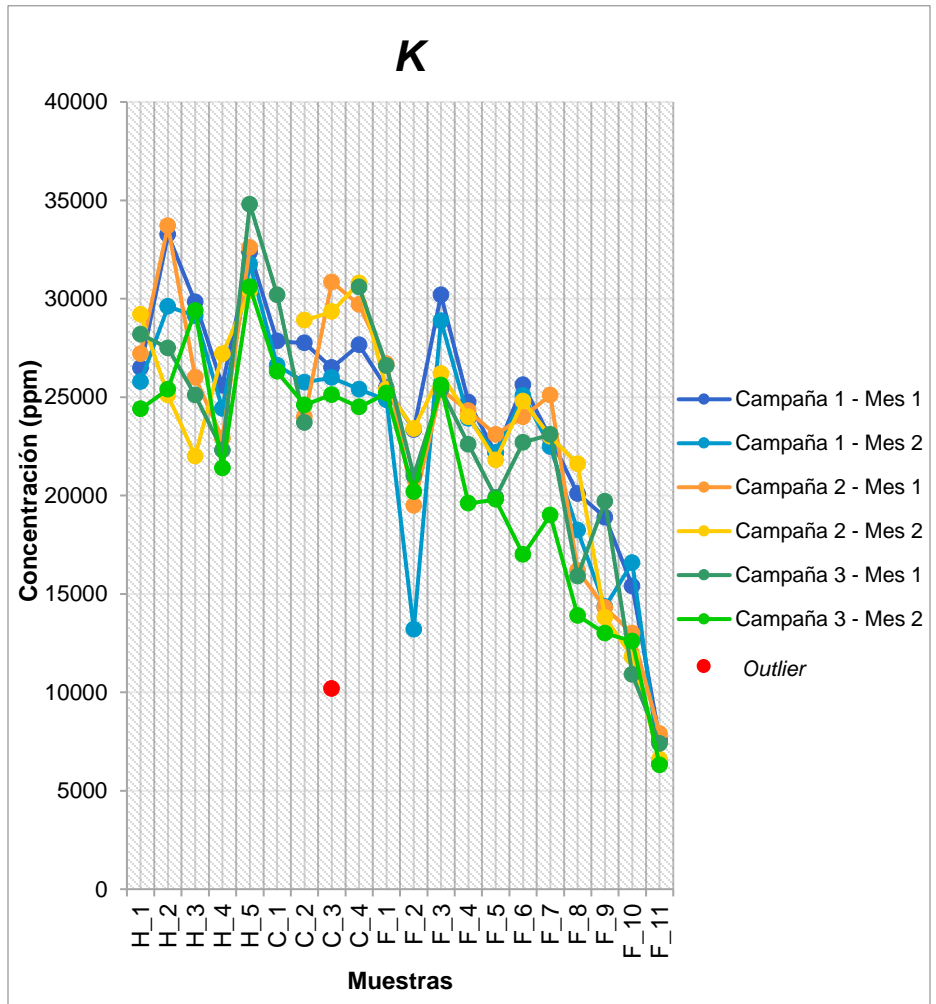
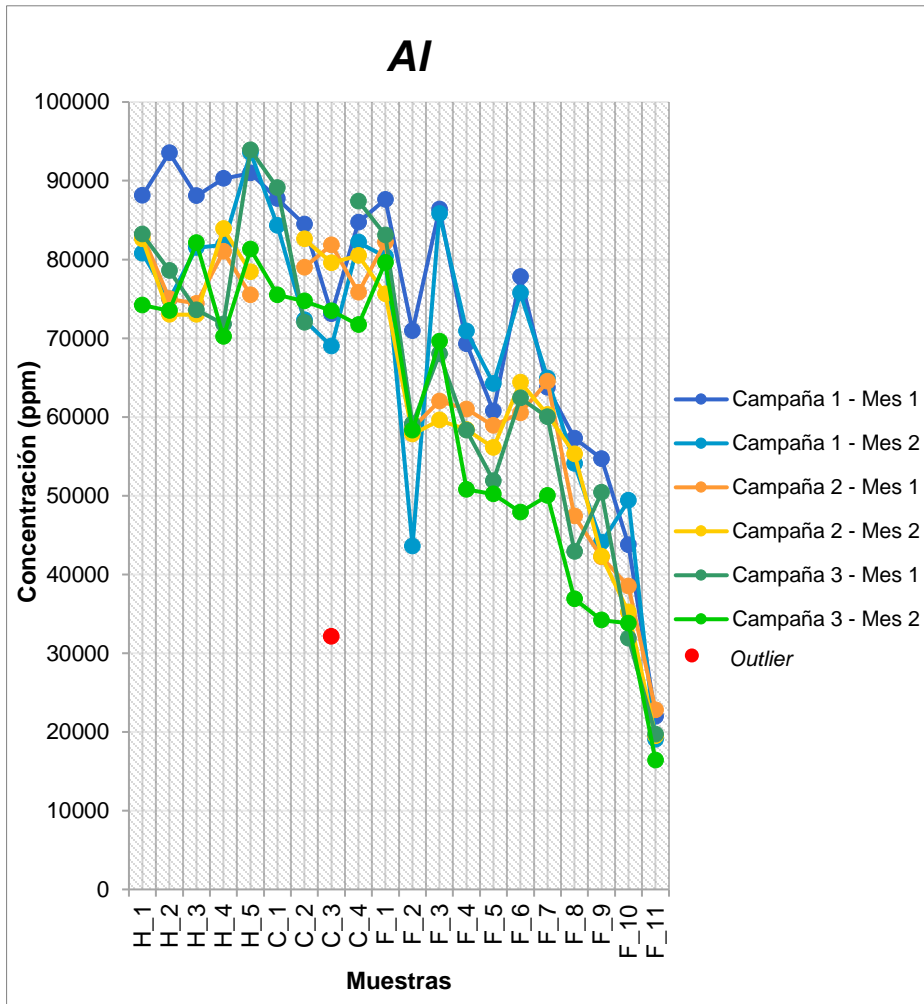


Figura 4.3. Gráfico de tendencia de las concentraciones de aluminio en ppm, de acuerdo con los datos obtenidos por los muestreos de las tres campañas.

Figura 4.4. Gráfico de tendencia de las concentraciones de potasio en ppm, de acuerdo con los datos obtenidos por los muestreos de las tres campañas.

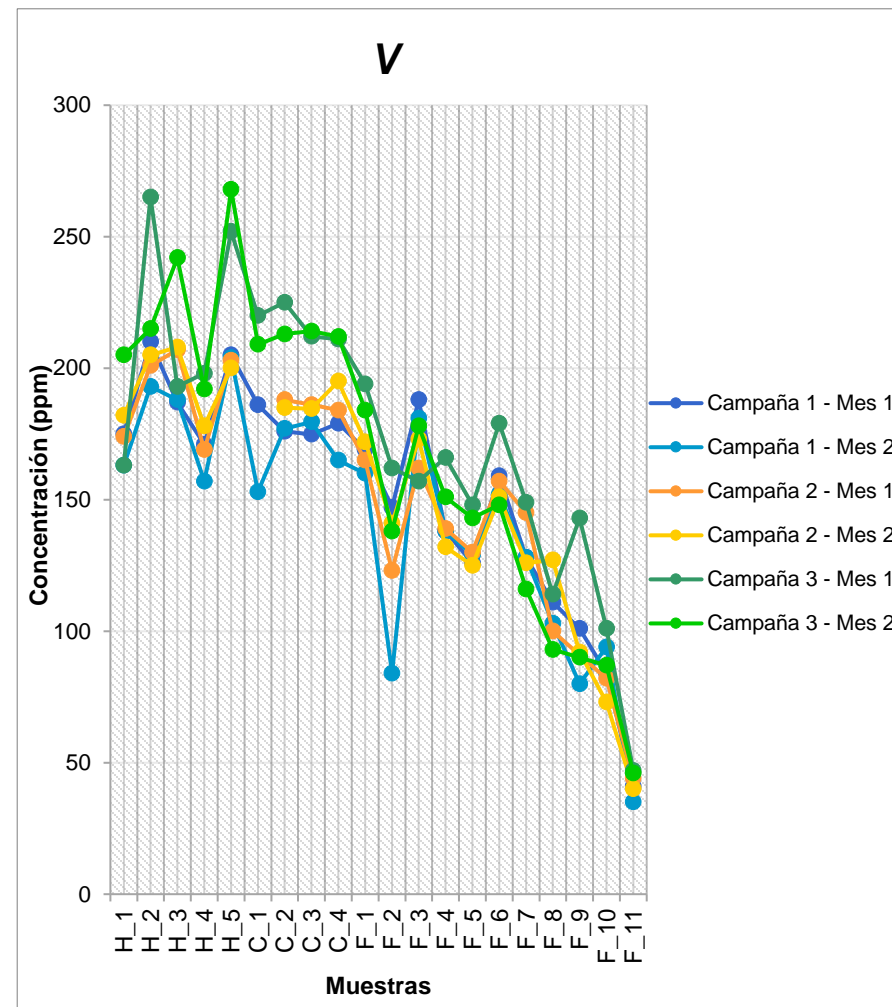
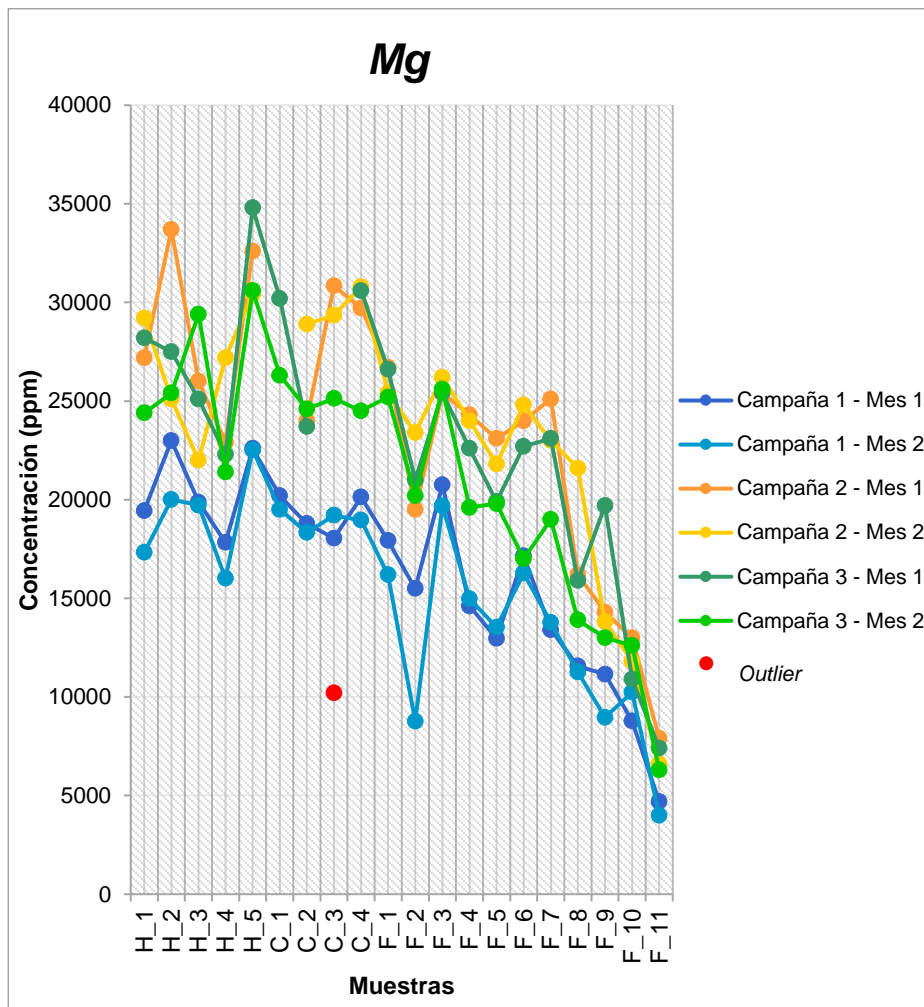


Figura 4.5. Gráfico de tendencia de las concentraciones de magnesio en ppm, de acuerdo con los datos obtenidos por los muestreos de las tres campañas.

Figura 4.6. Gráfico de tendencia de las concentraciones de vanadio en ppm, de acuerdo con los datos obtenidos por los muestreos de las tres campañas.

El detalle de los datos geoquímicos del material estudiado mediante las tres campañas de muestreo se encuentra en el Anexo A.2 Resultados Obtenidos Mediante ICP-MS, mientras que en la Tabla 4.3 se encuentran las estadísticas básicas para cada variable (del presente grupo) estudiada según las áreas identificadas anteriormente. En ésta se especifica la concentración mínima, máxima y promedio para cada elemento, en conjunto con la desviación estándar y la mediana de las muestras.

Elemento	Área	Unidad	Mínimo	Máximo	Promedio	Desviación Estándar	Mediana (50%)
Al	Hidrociclones	ppm	65500,0	94002,0	79431,3	6875,2	78550,0
	Flotación	ppm	16400,0	87612,0	55154,3	17972,3	57550,5
	Cascadas	ppm	32130,6	89100,0	75180,7	13153,4	77400,0
K	Hidrociclones	ppm	21400,0	35000,0	28353,3	3264,9	28870,5
	Flotación	ppm	6300,0	30191,0	19595,9	6081,7	21550,0
	Cascadas	ppm	10199,3	30844,9	26112,4	4918,6	26520,3
Mg	Hidrociclones	ppm	16011,0	27600,0	20382,0	2331,4	20160,0
	Flotación	ppm	3986,0	21300,0	12818,4	4310,8	13324,0
	Cascadas	ppm	9166,8	25300,0	19145,9	3205,4	19199,8
V	Hidrociclones	ppm	157,0	268,0	200,7	25,1	198,0
	Flotación	ppm	35,0	194,0	125,0	40,6	133,0
	Cascadas	ppm	153,0	225,0	192,2	18,6	186,0

Tabla 4.3. Resumen estadístico para los elementos contaminantes del Grupo 1 perteneciente al CPI.

- Grupo 2: Mn-Na-Ti

Del mismo modo a lo realizado con los datos del Grupo 1, se comparó los resultados obtenidos de los análisis de la primera, segunda y tercera campaña de muestreo para el manganeso, sodio y titanio. Las concentraciones de los elementos del presente grupo poseen tendencias semejantes a lo largo de toda la planta, lo que indica que su comportamiento es bastante similar.

A partir de los gráficos representados desde la Figura 4.7 hasta la Figura 4.9, se observa que los elementos señalados presentan altas concentraciones en las zonas iniciales y finales del ciclo, es decir, en la Zona de Hidrociclones y de Cascadas, respectivamente. Se comienzan a empobrecer luego de su paso por las celdas de flotación Rougher en la Zona de Flotación y el punto de máxima concentración se encuentra en el Área de Hidrociclones, específicamente en los relaves frescos de El Teniente (H_1).

Además, al igual que con los elementos del grupo 1, se observa que en los gráficos de concentración se muestra una tendencia en forma de “zigzag” en los puntos que se asocian al Área de Flotación, donde la fracción que no flota presenta un mayor contenido de contaminantes, mientras que en la fracción restante estos disminuyen su concentración.

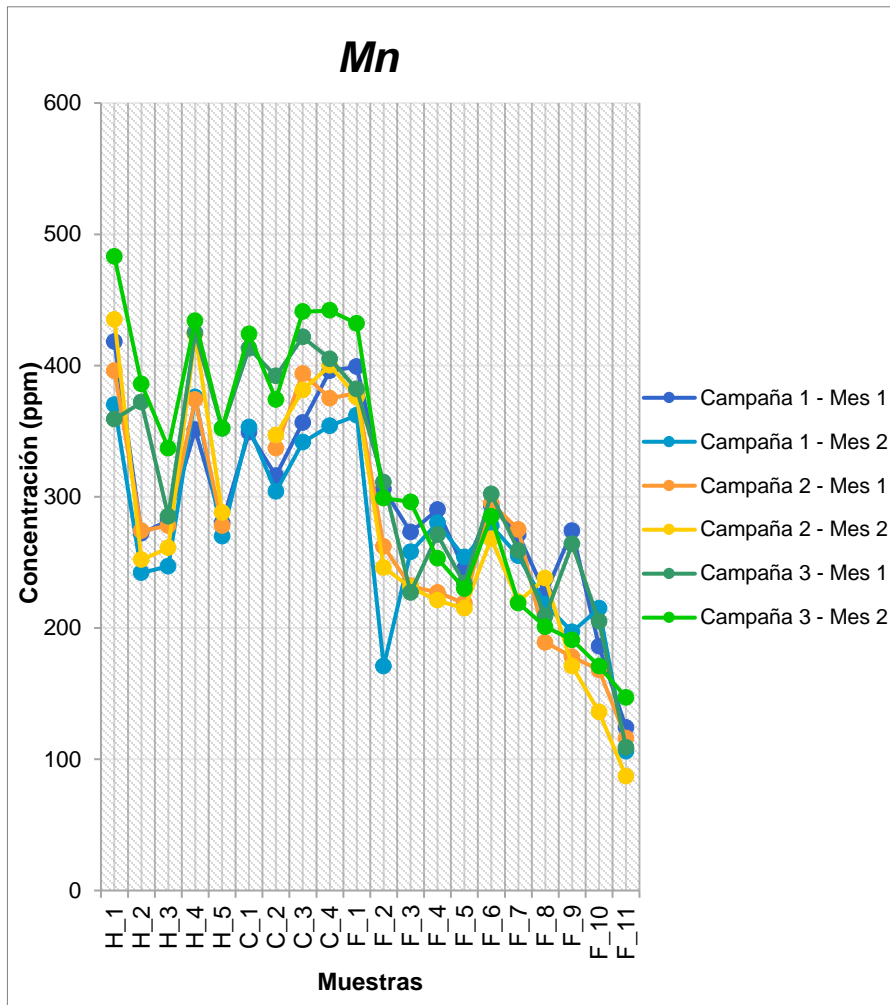


Figura 4.7. Gráfico de tendencia de las concentraciones de manganeso en ppm, de acuerdo con los datos obtenidos por los muestreos de las tres campañas.

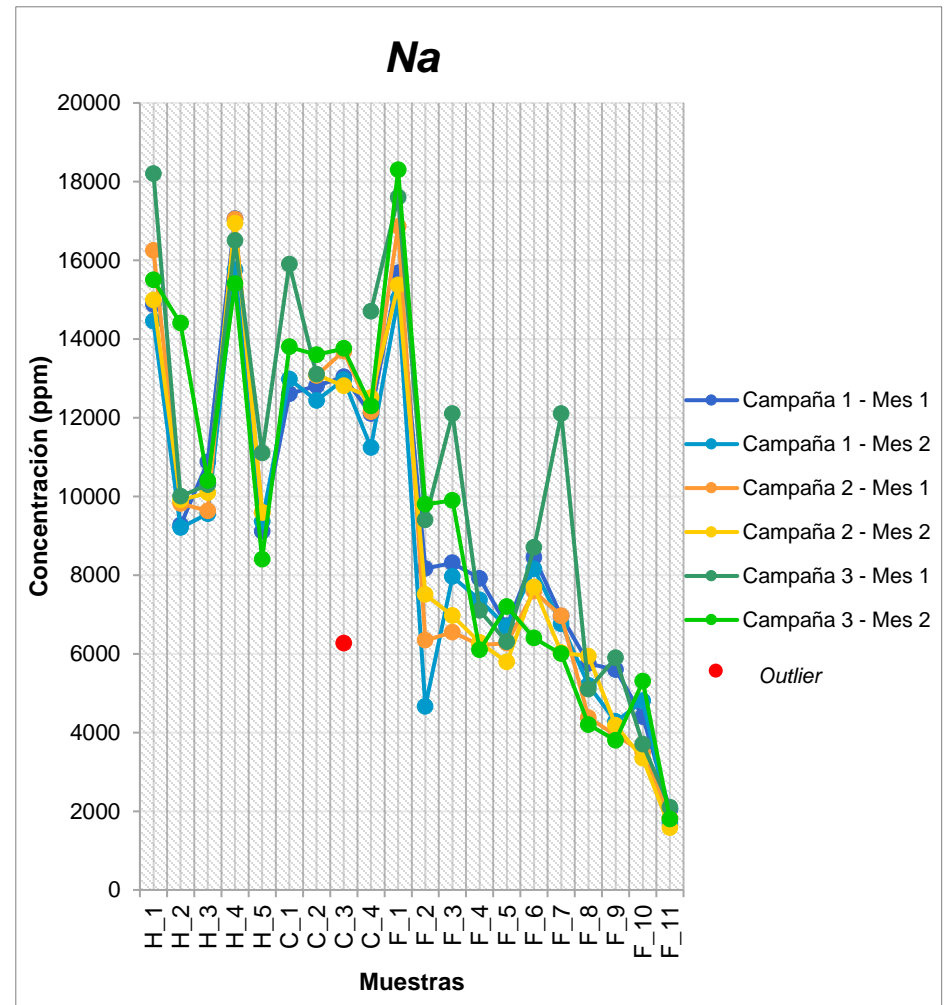


Figura 4.8. Gráfico de tendencia de las concentraciones de sodio en ppm, de acuerdo con los datos obtenidos por los muestreos de las tres campañas.

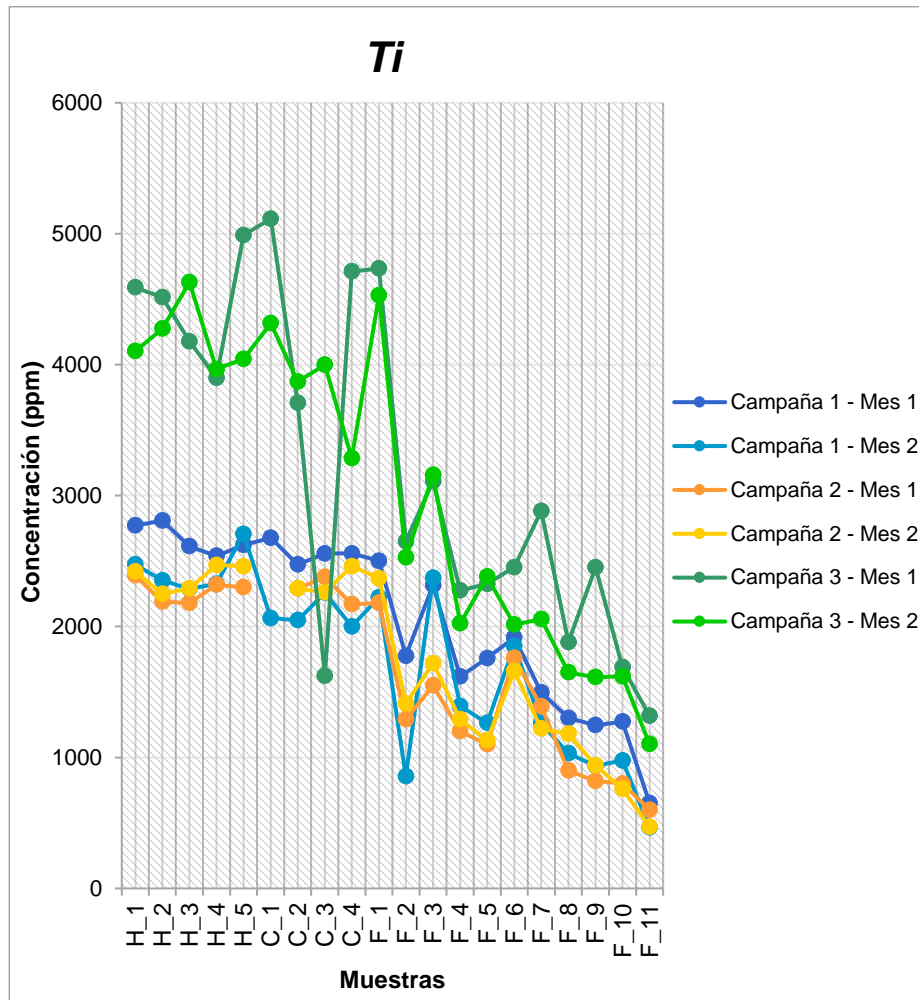


Figura 4.9. Gráfico de tendencia de las concentraciones de titanio en ppm, de acuerdo con los datos obtenidos por los muestreos de las tres campañas.

El detalle de los datos geoquímicos del material estudiado mediante las tres campañas de muestreo se encuentra en el Anexo A.2 Resultados Obtenidos Mediante ICP-MS, mientras que en la Tabla 4.4 se encuentran las estadísticas básicas para cada elemento del grupo según las áreas identificadas anteriormente.

Elemento	Área	Unidad	Mínimo	Máximo	Promedio	Desviación Estándar	Mediana (50%)
Mn	Hidrociclones	ppm	238,0	483,0	309,6	61,3	284,5
	Flotación	ppm	87,0	432,0	244,0	74,1	238,5
	Cascadas	ppm	304,0	442,0	380,5	37,9	381,6
Na	Hidrociclones	ppm	8400,0	18200,0	11515,5	2569,3	10215,0
	Flotación	ppm	1580,0	18300,0	7203,4	4097,4	6320,0
	Cascadas	ppm	6269,1	15900,0	12626,8	1949,2	12972,8
Ti	Hidrociclones	ppm	1930,0	4990,0	3009,2	980,6	2472,0
	Flotación	ppm	464,0	4734,0	1727,1	857,9	1615,5
	Cascadas	ppm	1622,7	5114,0	2795,5	931,5	2419,1

Tabla 4.4. Resumen estadístico para los elementos contaminantes del Grupo 2 perteneciente al CP1.

Componente Principal 2 (CP2):

Este conjunto se encuentra compuesto por una asociación principal de elementos, con un factor de carga $> 0,78$, de plata (Ag), arsénico (As), cadmio (Cd) y hierro (Fe). Dicho grupo se puede extender a una segunda agrupación de elementos, con un factor de carga $> 0,9$, de cobalto (Co) y níquel (Ni); y a una tercera asociación de elementos, con un factor de carga $> 0,4$, de plomo (Pb), antimonio (Sb) y zinc (Zn).

- Grupo 1: Ag-As-Cd-Fe

A partir de la información obtenida mediante los análisis realizados a las muestras del material de relaves, se realizó una comparación entre los resultados a través de gráficos de tendencias, los cuales se encuentran plasmados entre las Figura 4.10 y Figura 4.13. Destaca la semejanza entre las líneas de tendencias de los gráficos, lo cual indica que el comportamiento de los contaminantes, a lo largo de la planta, es bastante similar.

Los elementos señalados muestran bajas concentraciones en el Área de Hidrociclones y de Cascadas, y empiezan a diferenciarse luego de su paso por las celdas de flotación Rougher en la Zona de Flotación. Los peaks o puntos de máxima concentración se presentan en el Área de Flotación, concretamente en el Concentrado de la Flotación Scavenger (F_9), para el cadmio, y en la Concentración de la Última Limpieza (F_11), para el resto de los elementos del grupo.

Se observa, además, que todos los gráficos de concentración presentan una tendencia en “zigzag” en los puntos que se asocian al Área de Flotación, indicando dos líneas de tendencias principales, donde la fracción que si flota presenta un mayor contenido de elementos contaminantes, mientras que en la fracción restante disminuyen su concentración.

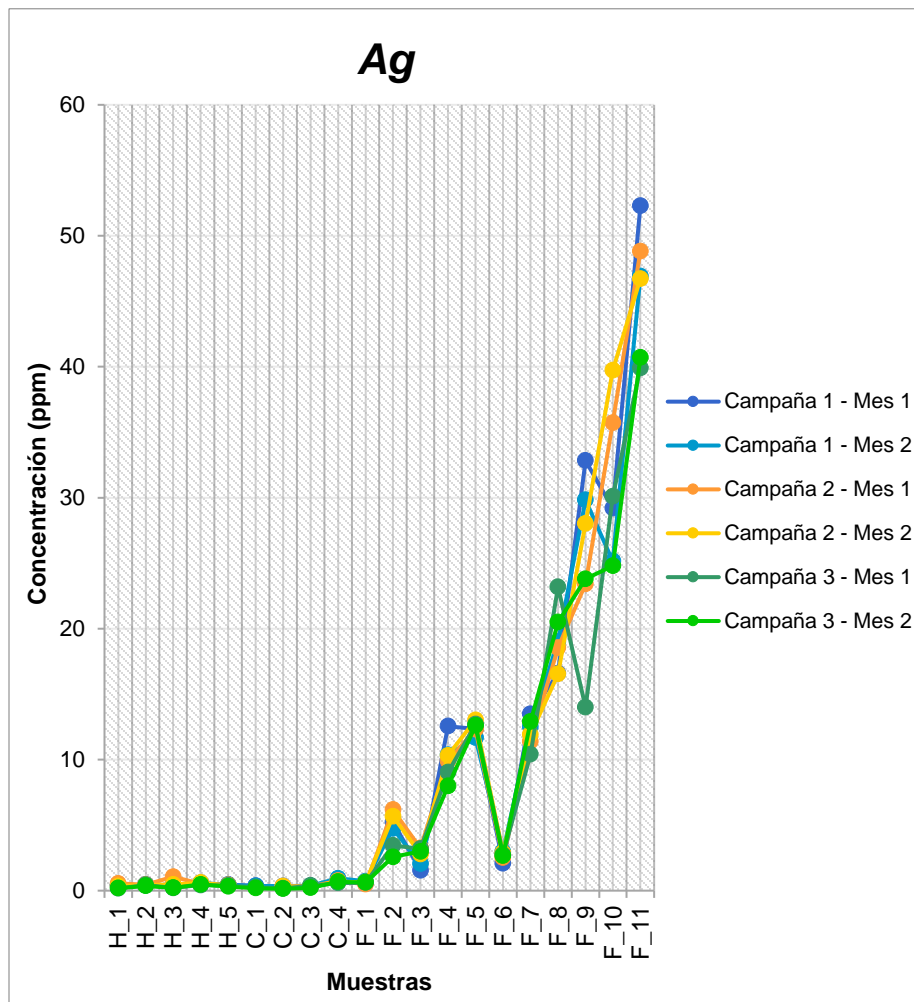


Figura 4.10. Gráfico de tendencia de las concentraciones de plata en ppm, de acuerdo con los datos obtenidos por los muestreos de las tres campañas.

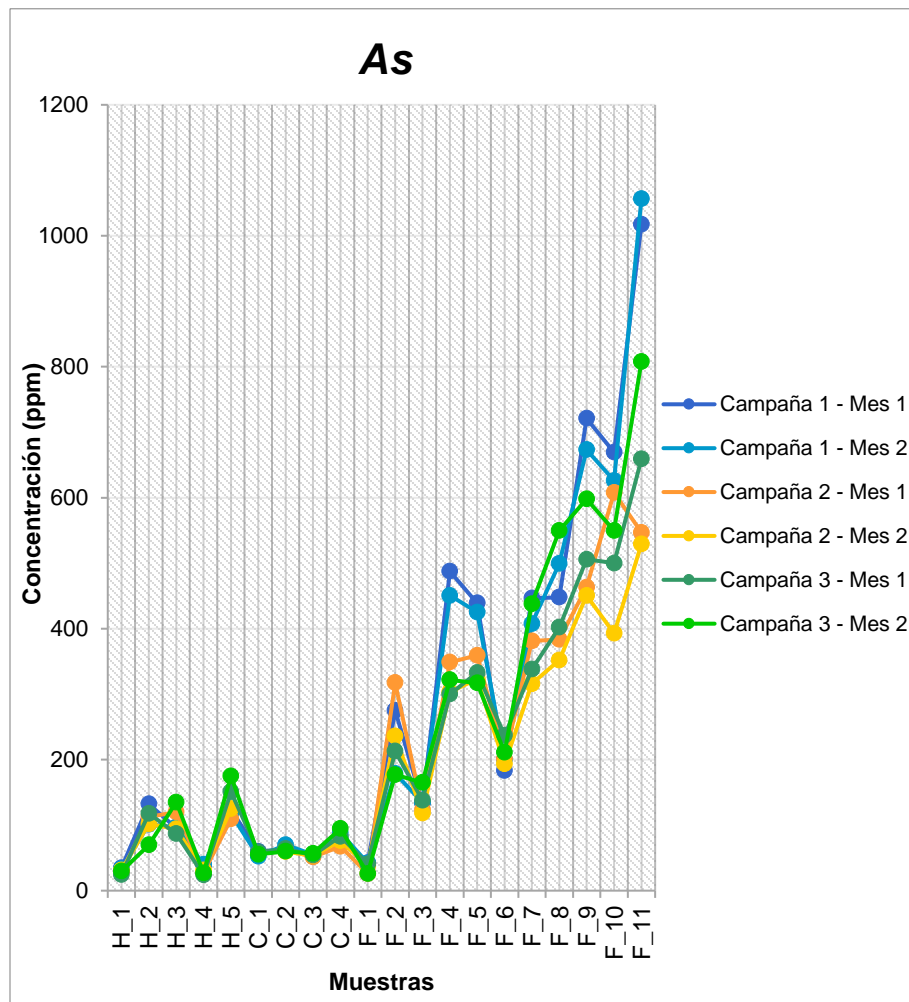


Figura 4.11. Gráfico de tendencia de las concentraciones de arsénico en ppm, de acuerdo con los datos obtenidos por los muestreos de las tres campañas.

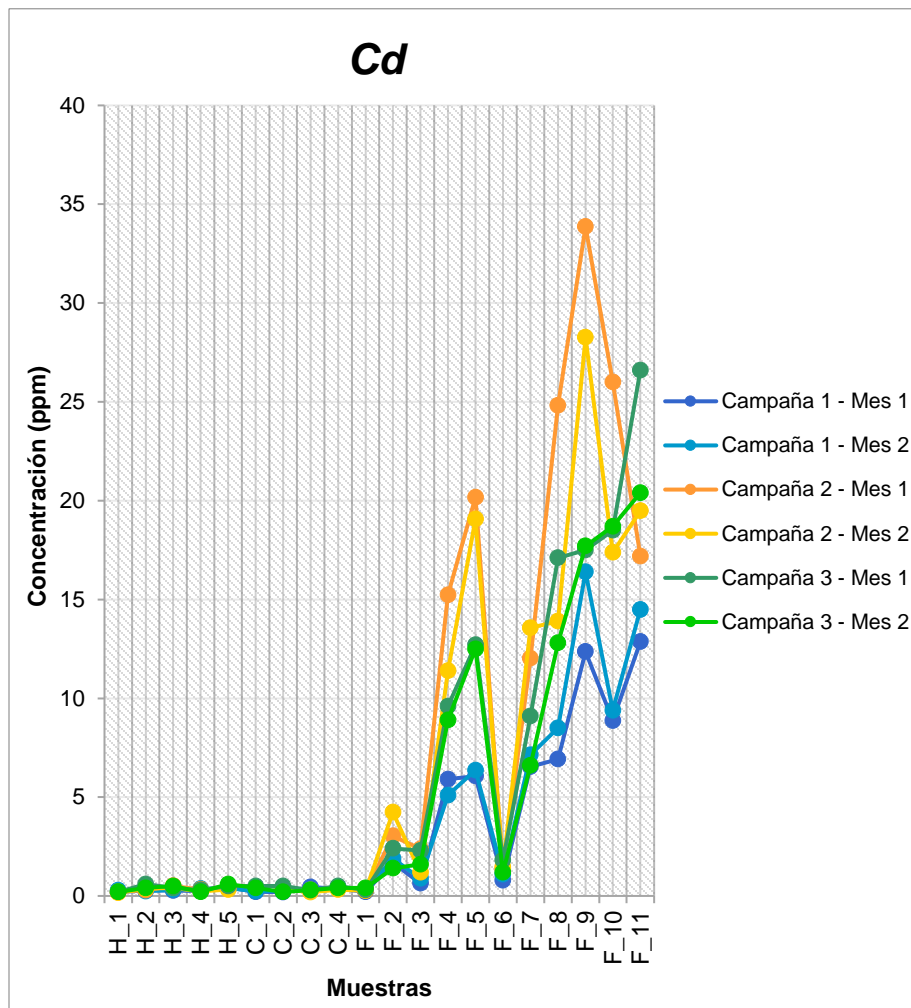


Figura 4.12. Gráfico de tendencia de las concentraciones de cadmio en ppm, de acuerdo con los datos obtenidos por los muestreos de las tres campañas.

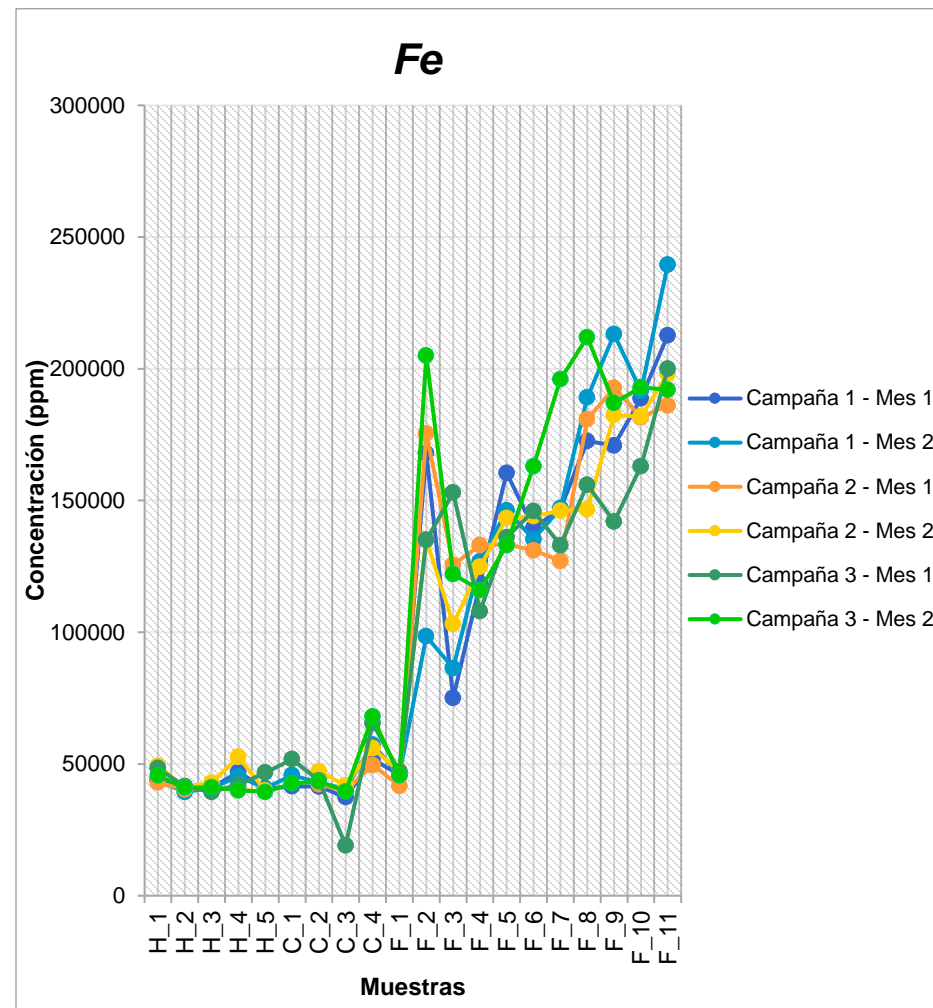


Figura 4.13. Gráfico de tendencia de las concentraciones de hierro en ppm, de acuerdo con los datos obtenidos por los muestreos de las tres campañas.

El detalle de los datos geoquímicos del material estudiado mediante las tres campañas de muestreo se encuentra en el Anexo A.2 Resultados Obtenidos Mediante ICP-MS, mientras que en la Tabla 4.5 se encuentran las estadísticas básicas para cada variable estudiada según las áreas identificadas anteriormente. En ésta se indica la concentración mínima, máxima y promedio para cada elemento, en conjunto con la desviación estándar y la mediana de las muestras.

Elemento	Área	Unidad	Mínimo	Máximo	Promedio	Desviación Estándar	Mediana (50%)
Ag	Hidrociclones	ppm	0,2	1,8	0,5	0,3	0,4
	Flotación	ppm	0,1	52,3	15,1	13,8	11,9
	Cascadas	ppm	0,1	0,9	0,4	0,2	0,3
As	Hidrociclones	ppm	23,9	175,0	92,3	34,2	99,3
	Flotación	ppm	25,9	1056,6	371,7	230,0	362,5
	Cascadas	ppm	51,2	94,6	62,4	11,8	58,5
Cd	Hidrociclones	ppm	0,2	1,0	0,4	0,2	0,3
	Flotación	ppm	0,2	33,9	9,5	8,0	8,5
	Cascadas	ppm	0,2	0,5	0,3	0,1	0,3
Fe	Hidrociclones	ppm	37800,0	73700,0	44431,9	8829,7	41103,5
	Flotación	ppm	41700,0	239520,0	145405,2	50740,2	146180,0
	Cascadas	ppm	19077,9	68000,0	44004,0	10316,3	42350,0

Tabla 4.5. Resumen estadístico para los elementos contaminantes del Grupo 1 perteneciente al CP2.

- Grupo 2: Co-Ni

Con los elementos pertenecientes a este grupo se realizó una comparación entre los resultados de los análisis de la primera, segunda y tercera campaña. Los datos se encuentran representados en los gráficos de las Figura 4.14 y Figura 4.15, destacando la presencia de líneas de tendencia semejantes entre sí, de tal modo que el comportamiento de los elementos es similar a lo largo de toda la planta.

Las concentraciones de los elementos se muestran bajas en las zonas iniciales (Área de Hidrociclones) y finales (Área de Cascadas) del ciclo. Se empiezan a enriquecer luego de su paso por las celdas de flotación Rougher en la Zona de Flotación. El punto de máxima concentración se presenta en el Área de Flotación, concretamente en el Concentrado de la Flotación Scavenger (F_9).

Del mismo modo que los elementos del grupo 1, en los gráficos de concentración se observa una tendencia en “zigzag” en los puntos que se asocian al Área de Flotación. Esto significa que los puntos de altas concentraciones corresponden a la fracción de material de relaves que flota en las celdas, mientras que la fracción restante de material el contenido de contaminantes disminuye.

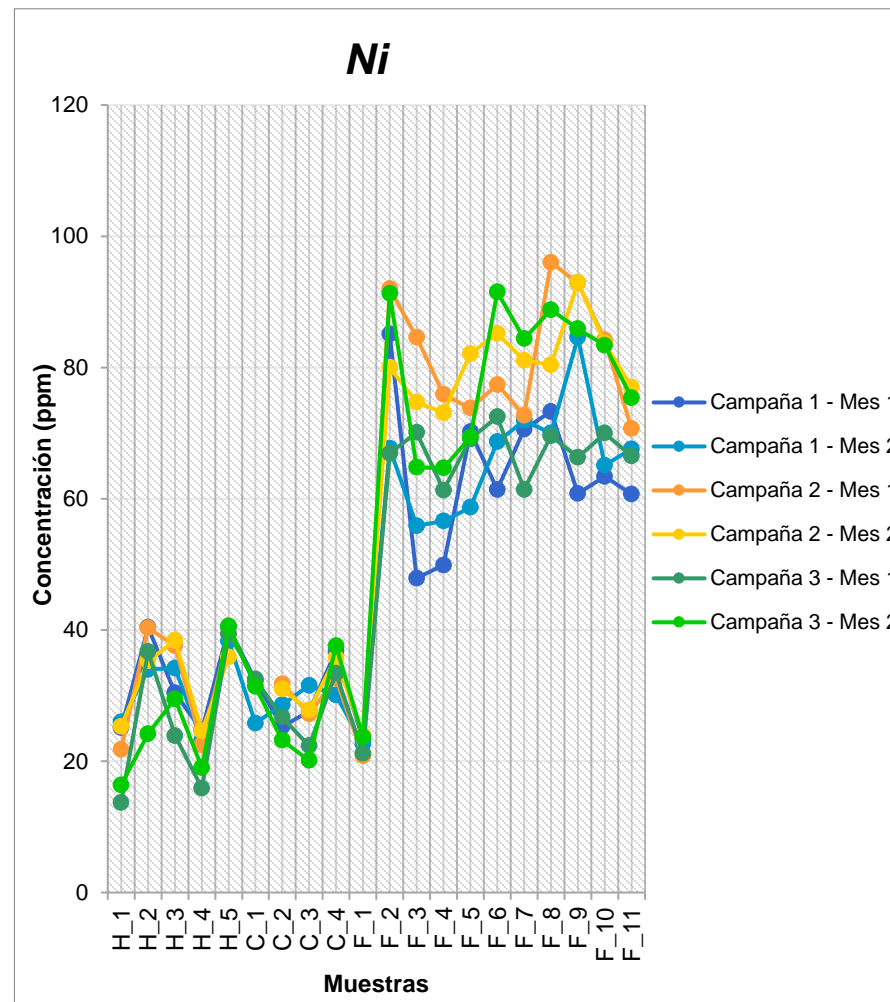
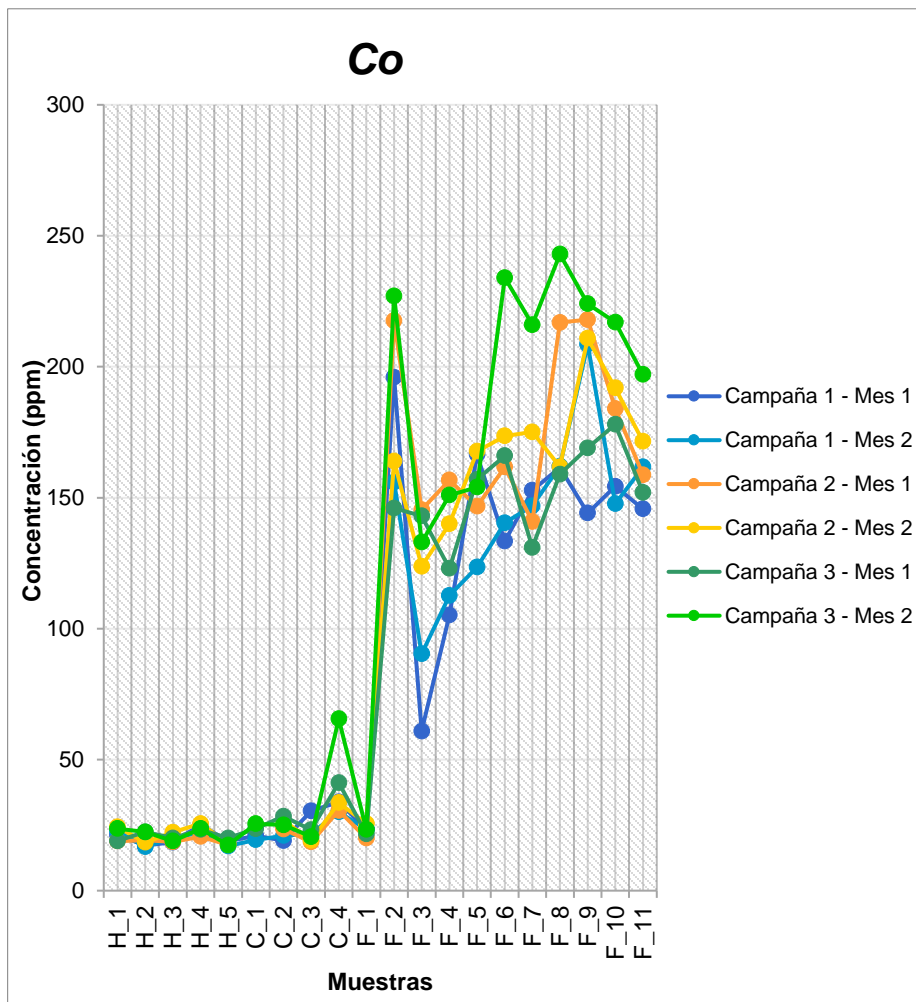


Figura 4.14. Gráfico de tendencia de las concentraciones de cobalto en ppm, de acuerdo con los datos obtenidos por los muestreos de las tres campañas.

Figura 4.15. Gráfico de tendencia de las concentraciones de níquel en ppm, de acuerdo con los datos obtenidos por los muestreos de las tres campañas.

El detalle de los datos geoquímicos del material estudiado mediante las tres campañas de muestreo se encuentra en el Anexo A.2 Resultados Obtenidos Mediante ICP-MS, mientras que en la Tabla 4.6 se encuentran las estadísticas básicas para cada elemento contaminante presente en este grupo, de acuerdo con las áreas identificadas anteriormente.

Elemento	Área	Unidad	Mínimo	Máximo	Promedio	Desviación Estándar	Mediana (50%)
Co	Hidrociclones	ppm	16,7	74,8	24,2	12,5	20,2
	Flotación	ppm	20,0	342,0	149,9	63,0	154,2
	Cascadas	ppm	18,5	65,6	26,0	9,6	23,3
Ni	Hidrociclones	ppm	13,7	49,9	33,2	7,2	35,2
	Flotación	ppm	20,8	123,0	68,4	21,6	70,2
	Cascadas	ppm	20,1	37,6	28,9	4,6	28,4

Tabla 4.6. Resumen estadístico para los elementos contaminantes del Grupo 2 perteneciente al CP2.

- Grupo 3: Pb-Sb-Zn

Al igual que los grupos anteriores, se comparó los resultados del plomo, antimonio y cinc, a partir de la información obtenida de los análisis químicos de las muestras. Los datos representados en los gráficos de las Figura 4.16 a Figura 4.18 presentan líneas de tendencias semejantes, lo que indica que el comportamiento de los contaminantes es bastante similar a lo largo de todo el ciclo de la planta.

Los elementos muestran bajas concentraciones en el Área de Hidrociclones y de Cascadas, y empiezan a enriquecerse luego de su paso por las celdas de flotación Rougher en la Zona de Flotación. El punto de máxima concentración se presenta en el Área de Flotación, concretamente en la Concentración de la Última Limpieza (F_11), lugar en donde se termina el proceso y se extrae el concentrado final de cobre - molibdeno.

Al igual que en los Grupos 1 y 2, se observa en los gráficos una tendencia en “zigzag” en los puntos que se asocian al Área de Flotación, donde los puntos con concentraciones altas indican zonas de la planta donde el material flota en las celdas y se enriquece en elementos contaminantes, mientras que la fracción restante correspondería al material de descarte de las celdas de flotación.

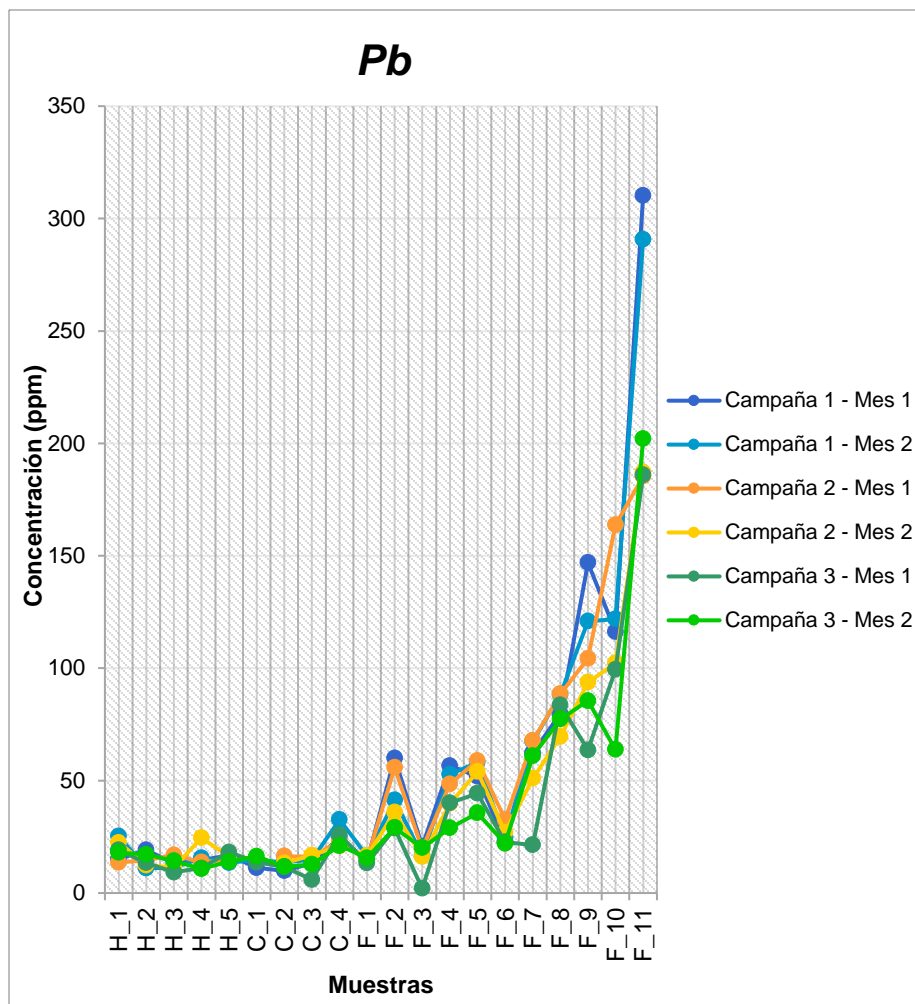


Figura 4.16. Gráfico de tendencia de las concentraciones de plomo en ppm, de acuerdo con los datos obtenidos por los muestreos de las tres campañas.

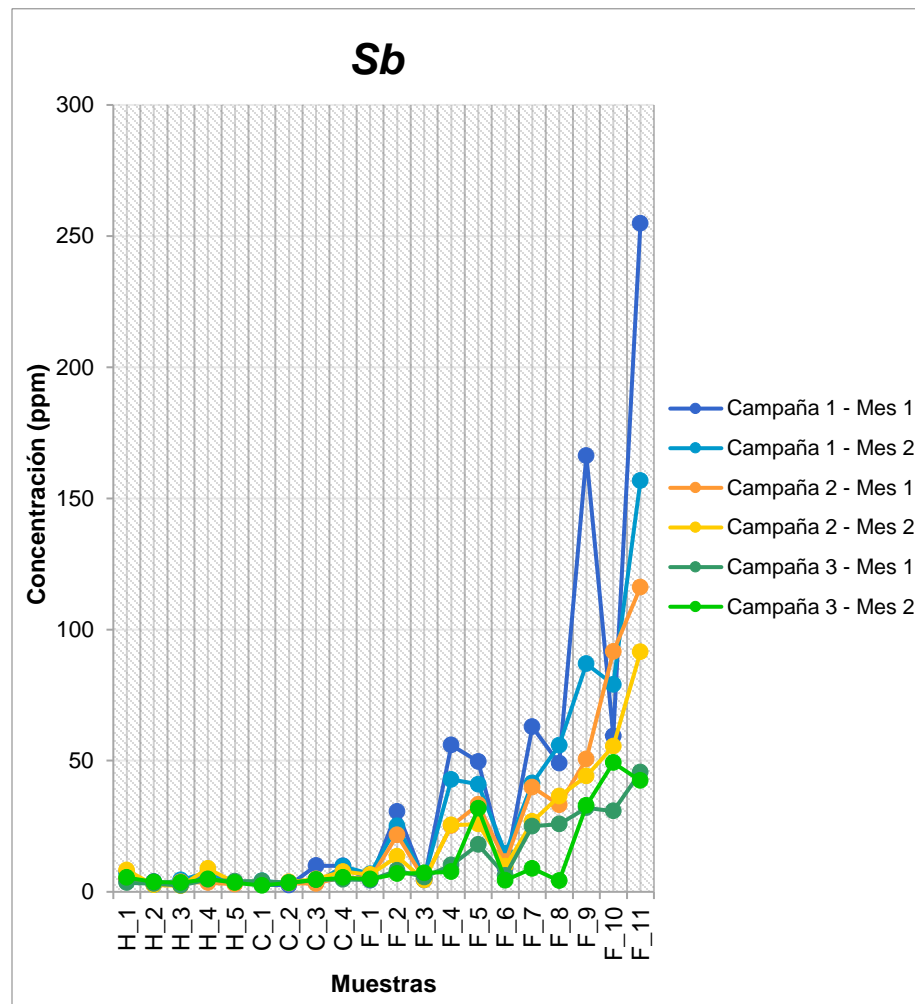


Figura 4.17. Gráfico de tendencia de las concentraciones de antimonio en ppm, de acuerdo con los datos obtenidos por los muestreos de las tres campañas.

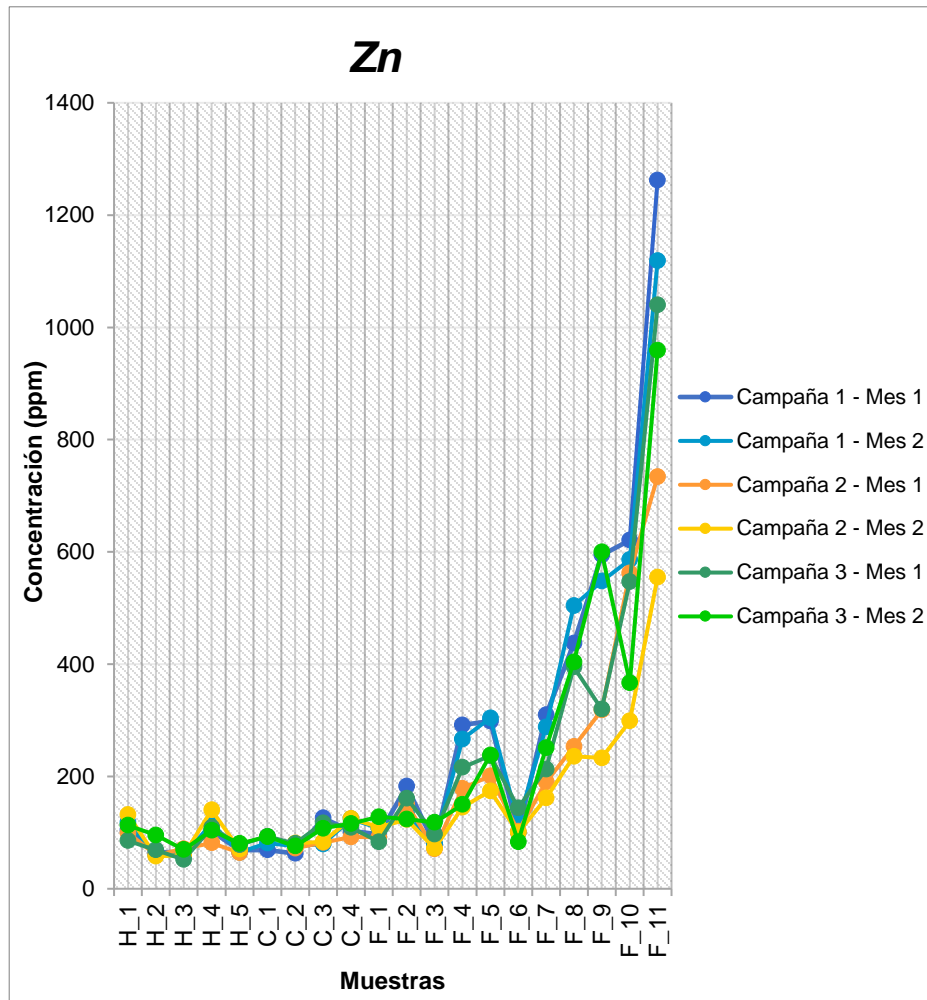


Figura 4.18. Gráfico de tendencia de las concentraciones de cinc en ppm, de acuerdo con los datos obtenidos por los muestreos de las tres campañas.

El detalle de los datos geoquímicos del material estudiado mediante las tres campañas de muestreo se encuentra en el Anexo A.2 Resultados Obtenidos Mediante ICP-MS, mientras que en la Tabla 4.7 se indican las estadísticas básicas para cada contaminante, de acuerdo con las áreas de la planta.

Elemento	Área	Unidad	Mínimo	Máximo	Promedio	Desviación Estándar	Mediana (50%)
Pb	Hidrociclones	ppm	8,0	25,3	14,5	4,1	13,7
	Flotación	ppm	2,0	310,2	70,2	61,7	57,4
	Cascadas	ppm	5,9	32,6	15,8	5,8	14,7
Sb	Hidrociclones	ppm	2,1	9,2	3,9	1,8	3,3
	Flotación	ppm	2,3	254,8	37,8	44,4	25,7
	Cascadas	ppm	2,4	9,9	4,6	2,1	4,1
Zn	Hidrociclones	ppm	49,6	140,3	75,5	22,9	67,6
	Flotación	ppm	70,7	1262,4	310,3	263,6	234,0
	Cascadas	ppm	62,9	126,1	92,9	18,7	84,4

Tabla 4.7. Resumen estadístico para los elementos contaminantes del Grupo 3 perteneciente al CP2.

Elementos No Correlacionados:

Este conjunto está compuesto por bario, calcio, cromo y estaño, los cuales son elementos de connotación ambiental, pero no se asocian a ninguno de los grupos señalados anteriormente. Esto se debe a que estas variables no destacan dentro de ningún Componente Principal, poseen muy bajo factor de carga, lo que indica que se comportan de manera independiente a los otros elementos estudiados.

De igual manera, se realizó una comparación entre los resultados de los análisis de la primera, segunda y tercera campaña de muestreo. Los datos se encuentran plasmados en los gráficos de las Figura 4.19 a Figura 4.22 y no es posible asignar una correlación lógica entre ellos. Sin embargo, cabe mencionar que el bario, calcio y cromo se empobrecen a medida que circulan por la planta, donde minimizan sus concentraciones en el Área de Flotación. En cambio, el comportamiento del estaño es diferente al resto de los elementos estudiados.

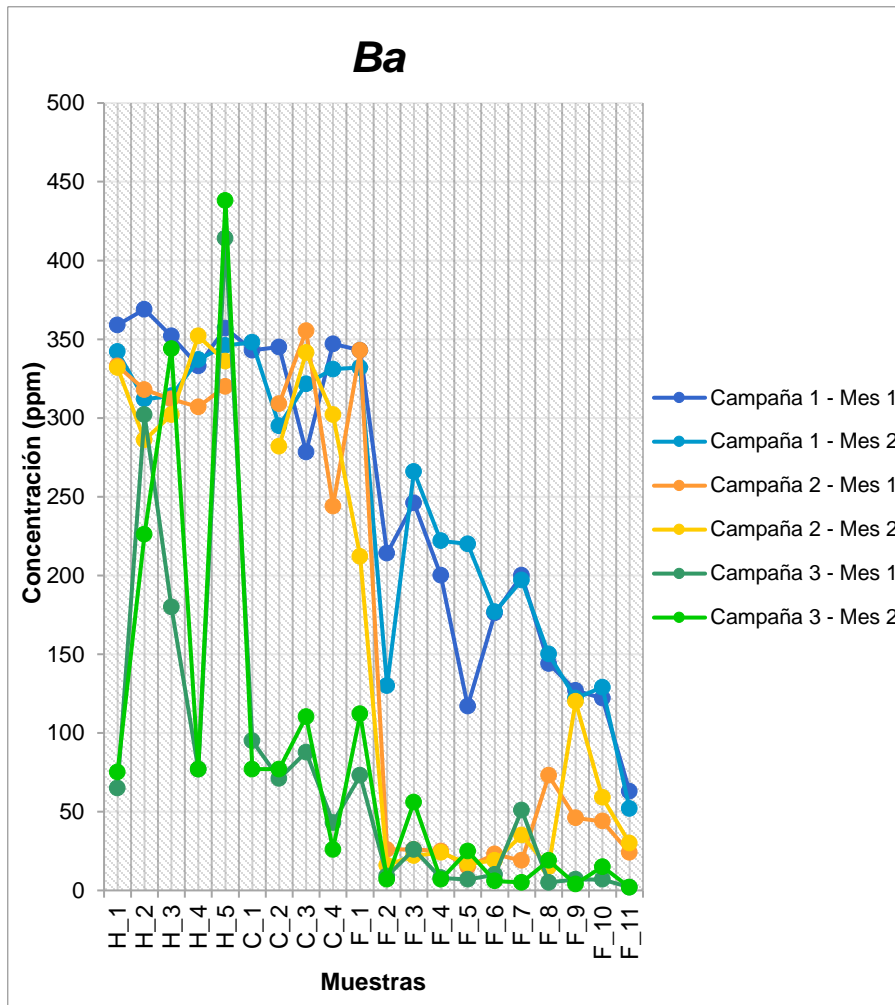


Figura 4.19. Gráfico de tendencia de las concentraciones de bario en ppm, de acuerdo con los datos obtenidos por los muestreos de las tres campañas.

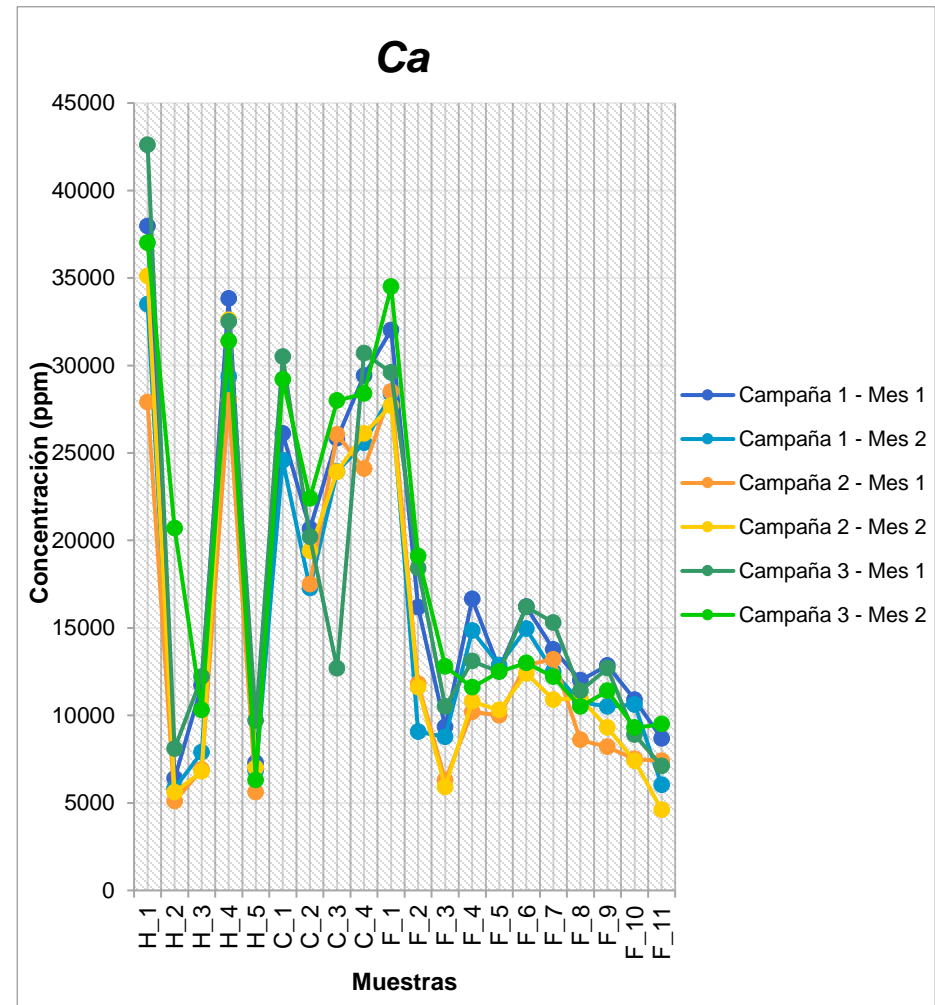


Figura 4.20. Gráfico de tendencia de las concentraciones de calcio en ppm, de acuerdo con los datos obtenidos por los muestreos de las tres campañas.

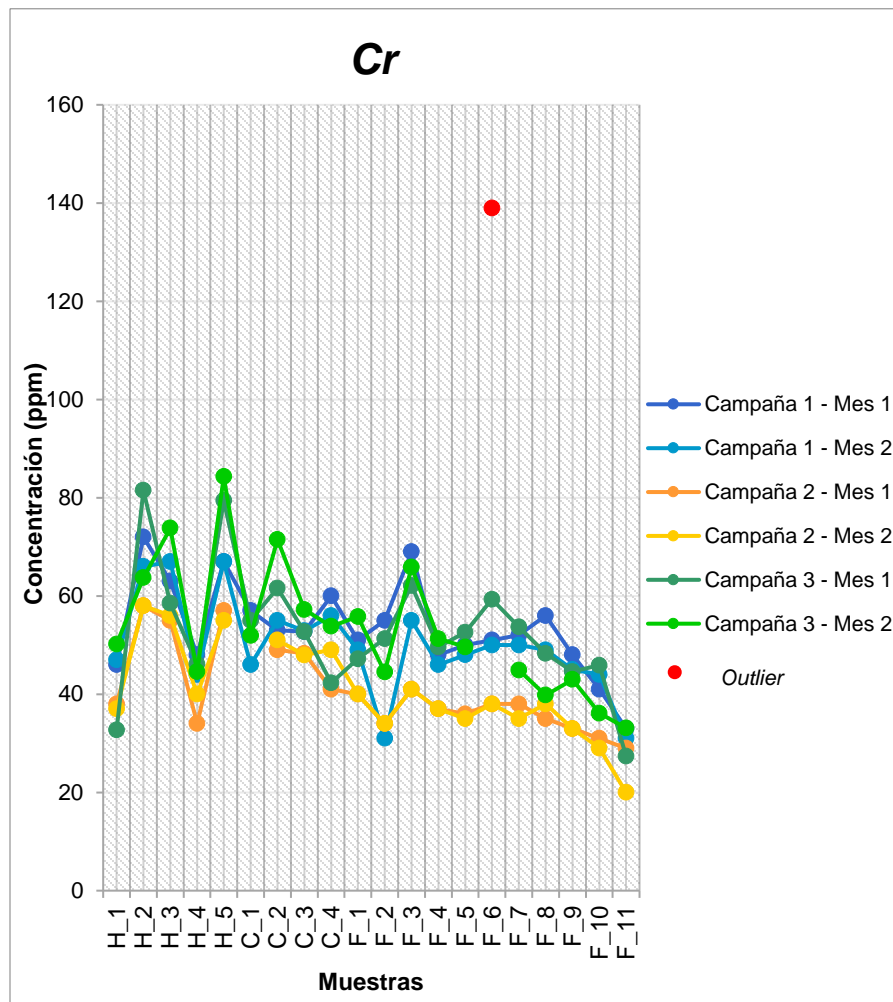


Figura 4.21. Gráfico de tendencia de las concentraciones de cromo en ppm, de acuerdo con los datos obtenidos por los muestreos de las tres campañas.

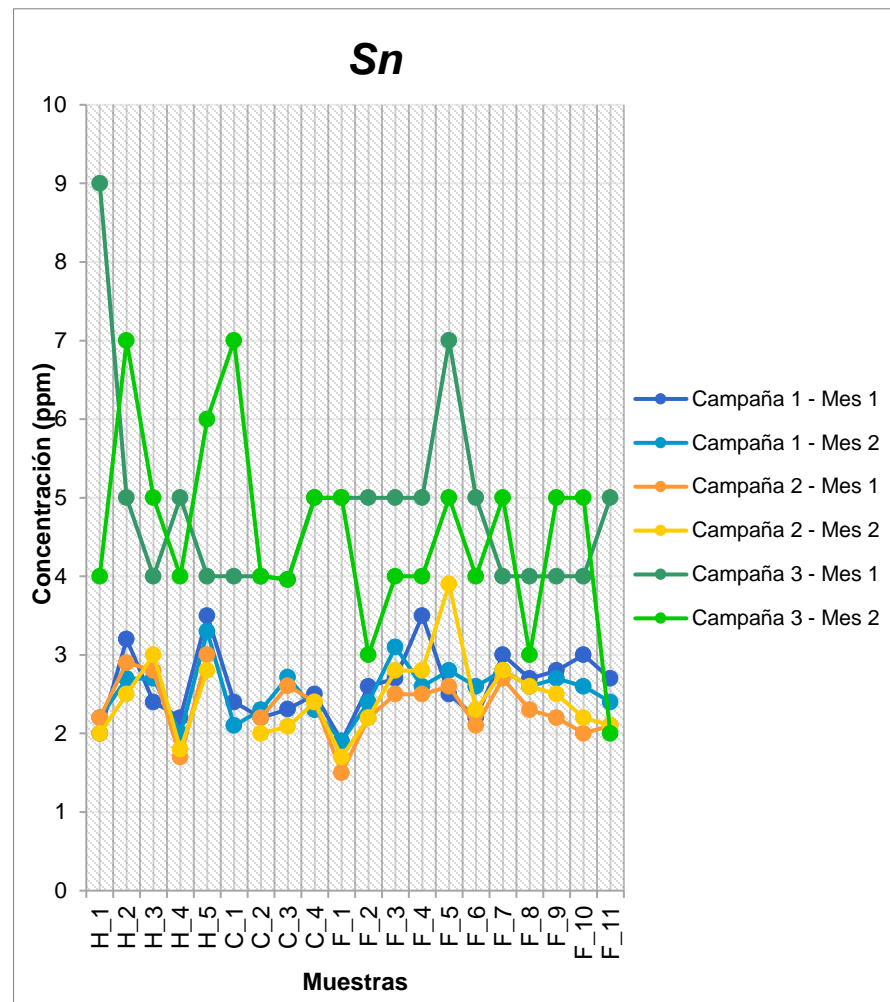


Figura 4.22. Gráfico de tendencia de las concentraciones de estaño en ppm, de acuerdo con los datos obtenidos por los muestreos de las tres campañas.

El detalle de los datos geoquímicos del material estudiado mediante las tres campañas de muestreo se encuentra en el Anexo A.2 Resultados Obtenidos Mediante ICP-MS, mientras que en la Tabla 4.8 se encuentran las estadísticas básicas para cada elemento del grupo según las áreas identificadas anteriormente. En ésta se indican la concentración mínima, máxima y promedio para cada contaminante, conjunto con la desviación estándar y la mediana de las muestras.

Elemento	Área	Unidad	Mínimo	Máximo	Promedio	Desviación Estándar	Mediana (50%)
Ba	Hidrociclones	ppm	20,0	438,0	288,5	97,0	316,0
	Flotación	ppm	2,0	343,0	89,0	96,8	46,5
	Cascadas	ppm	26,0	355,4	232,7	121,1	288,5
Ca	Hidrociclones	ppm	4900,0	42600,0	13893,6	10908,0	8115,0
	Flotación	ppm	4600,0	34500,0	13632,0	6785,0	11600,0
	Cascadas	ppm	12693,2	30700,0	23920,8	4701,6	24335,0
Cr	Hidrociclones	ppm	32,7	91,3	59,6	13,4	61,3
	Flotación	ppm	20,0	139,0	44,9	13,8	45,0
	Cascadas	ppm	41,0	71,5	52,7	6,0	52,8
Sn	Hidrociclones	ppm	1,7	19,0	3,7	2,4	2,9
	Flotación	ppm	1,5	8,0	3,2	1,3	2,7
	Cascadas	ppm	2,0	7,0	3,1	1,2	2,6

Tabla 4.8. Resumen estadístico para los elementos contaminantes no correlacionados.

4.1.1.2 Análisis de Correlación Múltiple

Para conocer el grado de relación entre las asociaciones (grupos) de elementos pertenecientes a los Componentes Principales 1 y 2, y a la vez, apoyar el Análisis Multivariable, se desarrolló un Análisis de Correlación Múltiple.

Para ello se realizó una matriz de correlación con los datos geoquímicos obtenidos durante las tres campañas de muestreo utilizando el coeficiente de correlación de Pearson (Figura 4.23). La información seleccionada para llevar a cabo este análisis es la obtenida en los puntos pertenecientes al Área de Flotación, debido a que en esta zona se generan los mayores cambios en las concentraciones de los elementos presentes y es la que más puntos de muestreo abarca.

Se considera que dos variables presentan una correlación positiva o negativa cuando el coeficiente obtenido es $> 0,5$ o $< -0,5$, respectivamente. De este modo, se analizaron los resultados según los pares de variables, distinguiéndolas según su índice de correlación (Tabla 4.9).

Índice de correlación	Elementos correlacionados
$\geq 0,9$	Ag-As, Ag-Cd, Al-K, Al-Mg , Al-Mn, Al-Na, Al-V, As-Cd, As-Fe , Co-Fe, Co-Ni, K-Mg, K-V , Mg-Mn, Mg-Na, Mg-V, Mn-Na , Mn-V, Na-V, Pb-Zn .
0,7 a 0,9	Ag-Co, Ag-Fe , Ag-Ni, Ag-Pb, Ag-Sb, Ag-Zn, As-Co, As-Ni, As-Pb, As-Sb, As-Zn, Ca-Mn, Ca-Na, Ca-Ti, Cd-Co, Cd-Fe , Cd-Ni, Cd-Pb, Cd-Sb, Cd-Zn, Cr-Ti, Fe-Ni, Fe-Pb, Fe-Zn, K-Mn, K-Na, Mg-Ti, Mn-Ti, Na-Ti, Pb-Sb, Sb-Zn , Ti-V.
0,5 a 0,7	Al-Ca, Al-Cr, Al-Ti, Ca-K, Ca-Mg, Ca-V, Co-Pb, Co-Sb, Co-Zn, Cr-K, Cr-Mg, Cr-Mn, Cr-Na, Cr-V, Fe-Sb, K-Ti, Ni-Pb.
-0,5 a 0,5	Ag-Ba, Ag-Cr, Ag-Sn, Al-Ba, Al-Ni, Al-Sn, As-Ba, As-Cr, As-Sn, Ba-Ca, Ba-Cd, Ba-Cr, Ba-Fe, Ba-K, Ba-Mg, Ba-Mn, Ba-Na, Ba-Pb, Ba-Sb, Ba-Ti, Ba-V, Ba-Zn, Ca-Cr, Ca-Sn, Cd-Cr, Cd-Sn, Co-Cr, Co-K, Co-Mg, Co-Sn, Co-V, Cr-Fe, Cr-Ni, Cr-Sb, Cr-Sn, Cr-Zn, Fe-Sn, K-Ni, K-Sn, Mg-Ni, Mg-Sn, Mn-Sn, Na-Sn, Ni-Sb, Ni-Sn, Ni-Ti, Ni-V, Ni-Zn, Pb-Sn, Sb-Sn, Sn-Ti, Sn-V, Sn-Zn.
$\leq -0,5$	Ag-Al, Ag-Ca, Ag-K, Ag-Mg, Ag-Mn, Ag-Na, Ag-Ti, Ag-V, Al-As, Al-Cd, Al-Co, Al-Fe, Al-Pb, Al-Sb, Al-Zn, As-Ca, As-K, As-Mg, As-Mn, As-Na, As-Ti, As-V, Ba-Co, Ba-Ni, Ba-Sn, Ca-Cd, Ca-Co, Ca-Fe, Ca-Ni, Ca-Pb, Ca-Sb, Ca-Zn, Cd-K, Cd-Mg, Cd-Mn, Cd-Na, Cd-Ti, Cd-V, Co-Mn, Co-Na, Co-Ti, Cr-Pb, Fe-K, Fe-Mg, Fe-Mn, Fe-Na, Fe-Ti, Fe-V, K-Pb, K-Sb, K-Zn, Mg-Pb, Mg-Sb, Mg-Zn, Mn-Ni, Mn-Pb, Mn-Sb, Mn-Zn, Na-Ni, Na-Pb, Na-Sb, Na-Zn, Pb-Ti, Pb-V, Sb-Ti, Sb-V, Ti-Zn, V-Zn.

Tabla 4.9. Pares de elementos químicos en función de su coeficiente de correlación. En negrita se destacan las relaciones encontradas con el Análisis de Componentes Principales.

4.1.2 Caracterización Mineral

Luego de realizar los análisis químicos a las muestras obtenidas en los determinados puntos de la planta de tratamiento, se seleccionaron ciertas muestras estratégicas de la tercera campaña para caracterizar el material mineralógicamente. Con esto se busca identificar las posibles fases minerales que componen al material que es procesado por las instalaciones de MVC y así, determinar las especies que podrían llegar al tranque de relaves Carén.

4.1.2.1 Difracción de rayos X

Se analizó, mediante difracción de rayos X (XRD), el material obtenido durante la tercera campaña de muestreo en los puntos identificados como los relaves frescos provenientes desde El Teniente (H_1), colas de la flotación Rougher (C_2), alimentación de la flotación Rougher (F_1), concentración de la flotación Rougher 300-400 (F_3) y el concentrado de Cu-Mo (F_11). En dicha campaña se tomaron muestras durante el mes de diciembre (Mes 1) y enero (Mes 2), considerando así un total de 10 muestras para realizar la caracterización mineralógica.

Como se aludió en el Capítulo 3, para el presente análisis se tamizó el material separando la fracción gruesa, cuyo tamaño de grano es mayor a 2 μm , de la fracción fina con tamaño de grano menor a 2 μm . En la Tabla 4.10 se señala la proporción de material que pertenece a una u otra fracción, para cada una de las muestras estudiadas. Del conjunto de datos obtenidos, destaca que la mayor parte del material posee un tamaño de partícula > 2 μm , alcanzando valores por sobre el 95% del total.

	H_1 (%)		C_2 (%)		F_1 (%)		F_3 (%)		F_11 (%)	
	Mes 1	Mes 2	Mes 1	Mes 2	Mes 1	Mes 2	Mes 1	Mes 2	Mes 1	Mes 2
Fracción Gruesa > 2 μm	95,26	96,00	96,31	96,07	95,67	96,36	95,55	96,34	95,91	94,75
Fracción Fina < 2 μm	4,74	4,00	3,69	3,93	4,33	3,64	4,45	3,66	4,09	5,25

Tabla 4.10. Distribución de tamaño de las muestras estudiadas mediante XRD. Los valores indican el porcentaje global de la fracción.

Posteriormente, se realizó un estudio semicuantitativo de ambas fracciones para determinar la mineralogía principal presente en las muestras. En la fracción gruesa se reconocen la mayor parte de los minerales de interés ambiental y económico (Figura 4.24), mientras que en la fracción fina se observan minerales arcillosos con nula relevancia para el estudio (Figura 4.25).

Cabe señalar que las fases minerales distinguidas corresponden a las interpretaciones del personal de laboratorio, por lo cual estos datos podrían no ser completamente correctos. En concreto, para cada muestra se asignan más de 35 fases minerales distintas, que se encuentran detalladas en el Anexo A.3 Resultados Análisis Mineralógicos, y donde cerca de 10 de estas se encuentran bajo el límite de detección, logrando un total de 25 tipos de minerales. Claramente esta cantidad sobrepasa la capacidad de identificación de fases de una técnica como ésta y se adentra demasiado en el campo de la especulación.

Sin embargo, de todas las especies asignadas, solo entre 3 y 8 fases minerales (dependiendo de la muestra) está en concentraciones superiores a 5 wt%. En consecuencia, se da énfasis a los minerales que se encuentren en mayor proporción, mientras que el resto de las fases, que se presentan en concentraciones de 2 wt% a 5 wt%, se agrupan como “otros minerales”.

Como se observa en la Figura 4.24, en las muestras que pertenecen al Área de Hidrociclones y de Cascadas (H_1 y C_2, respectivamente) sobresale la alta presencia de minerales silicatados, donde el cuarzo y la plagioclasa destacan como minerales primarios, y en menor medida, lo hacen la moscovita, clorita e illita.

Por el contrario, las muestras extraídas del Área de Flotación muestran una transición en la mineralogía presente, donde en F_1 se observa una importante presencia de silicatos, destacando al igual que en las muestras anteriores, el cuarzo y la plagioclasa de modo primario, y de forma secundaria la moscovita, clorita e illita. En F_3 disminuye levemente la presencia de los minerales silicatados y aumenta la presencia de pirita y minerales de cobre. Finalmente, en F_11 las fases

mineralógicas predominantes corresponden a los minerales de cobre, destacando la calcopirita y digenita, y minerales sulfurados, como la pirita.

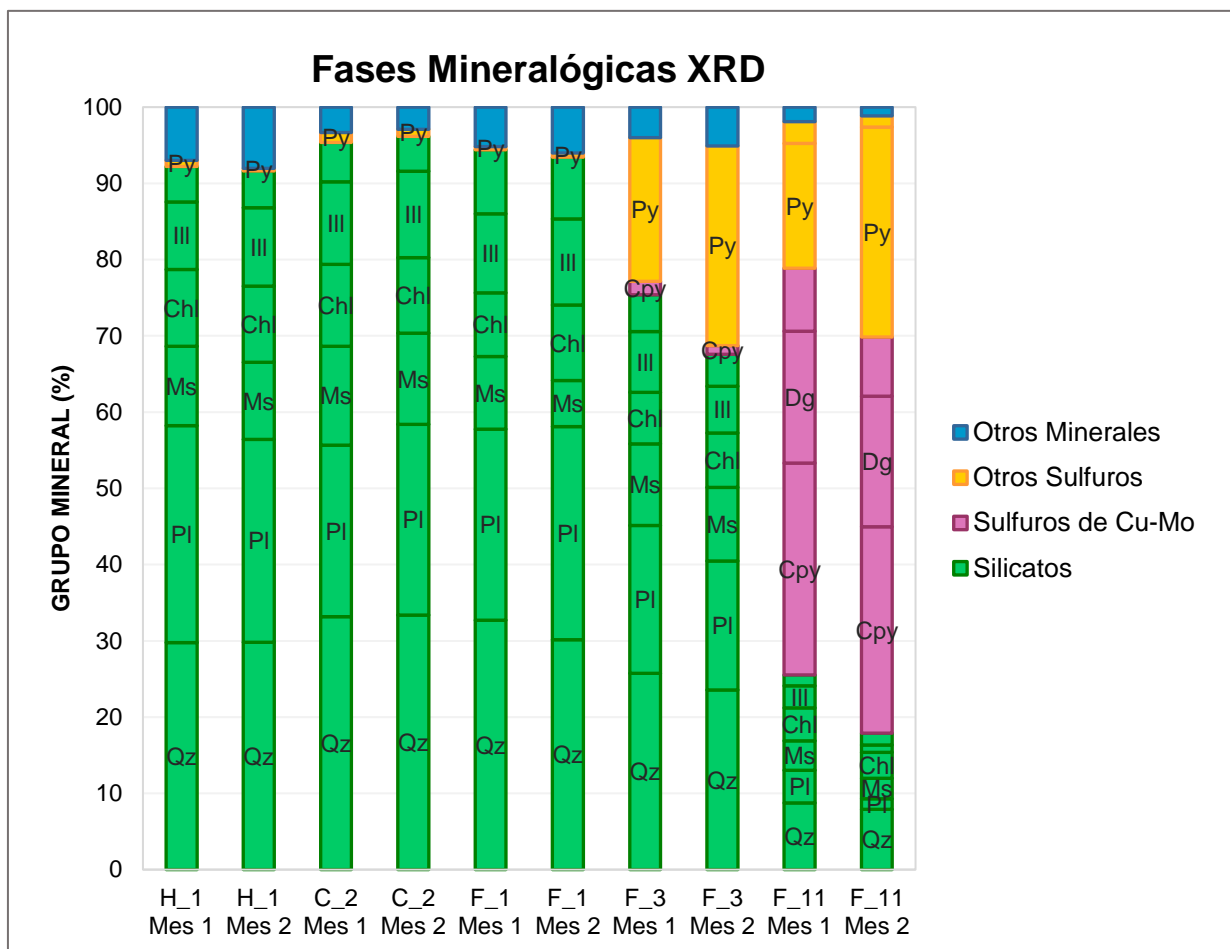


Figura 4.24. Fases minerales mayoritarias reconocidas mediante XRD, separadas de acuerdo con su grupo mineral (silicatos, sulfuros de Cu-Mo, sulfuros de Fe y otros minerales).

Con respecto a la fracción fina, ésta se encuentra compuesta principalmente por minerales arcillosos en todas las muestras analizadas. Destaca la alta presencia de caolinita e illita, especies que alcanzan proporciones por sobre el 70% (Figura 4.25). En las áreas iniciales y finales del proceso (H_1 y C_2) no se observan grandes variaciones en la razón de los minerales presentes. En cambio, las muestras asociadas al Área de Flotación manifiestan un leve aumento en la presencia de caolinita y una disminución menor de illita.

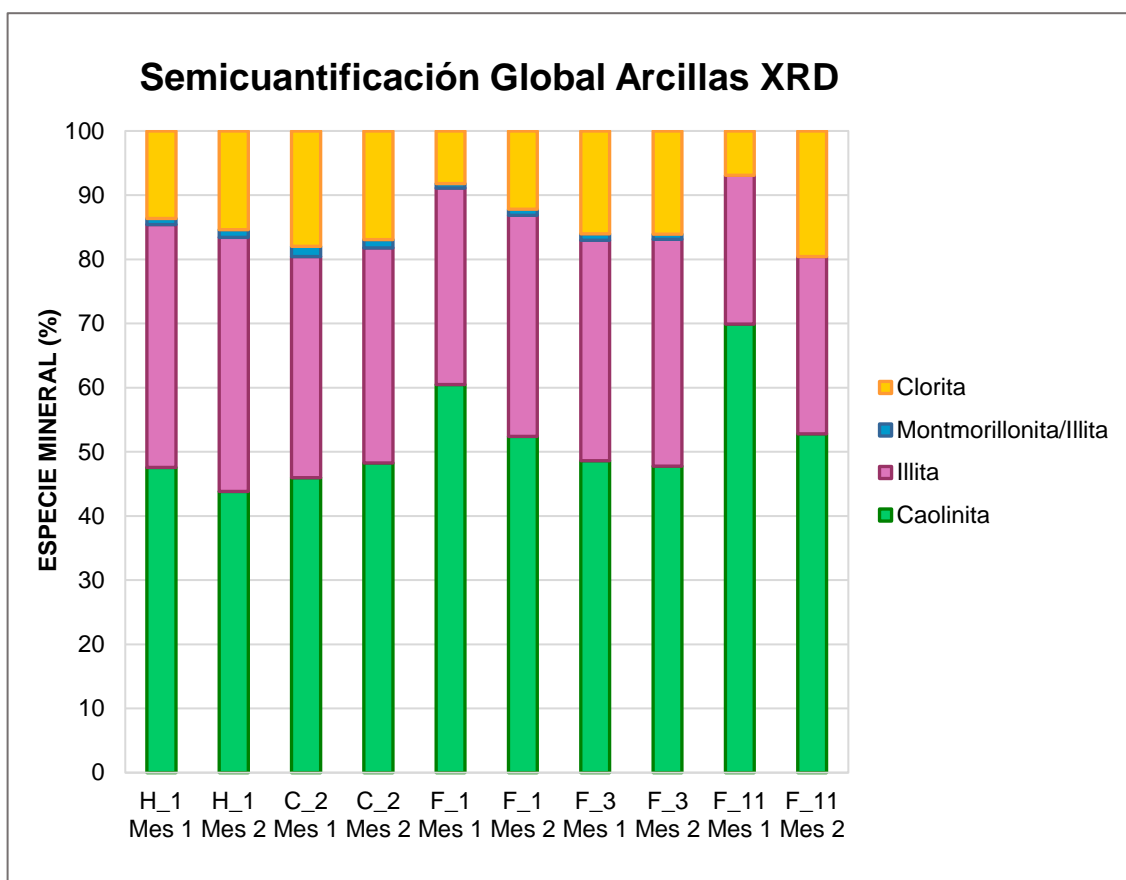


Figura 4.25. Fases minerales de arcillas reconocidas mediante XRD, con los respectivos porcentajes entregados por el laboratorio.

4.1.2.2 QEMSCAN

Para estudiar de manera cuantitativa, y a escala microscópica, las fases minerales presentes en el último punto de muestreo del Área de Flotación, se realizó un estudio mineralógico a través de un análisis mediante QEMSCAN. Esta metodología consiste, como se mencionó en el Capítulo 3, en un escaneo de microscopía electrónica que entrega información sobre el porcentaje de asociación mineral, el tamaño de la especie mineral y el grado de liberación de la misma. Las muestras utilizadas corresponden a las obtenidas durante los meses de diciembre (Mes 1) y enero (Mes 2) durante la tercera campaña de muestreo en el punto donde se obtiene el concentrado final de Cu-Mo (F_11).

En primera instancia, el análisis mediante QEMSCAN entrega información acerca de los elementos químicos mayoritarios presentes en las muestras (Tabla 4.11), señalando una alta razón de cobre, hierro y azufre. Estos valores son comparados con un análisis de roca total mediante Fluorescencia de Rayos X (FRX) referencial que ofrece el mismo laboratorio que realiza el estudio de QEMSCAN.

	Cu (%)		Fe (%)		S (%)	
	Mes 1	Mes 2	Mes 1	Mes 2	Mes 1	Mes 2
QEMSCAN	27,67	28,38	20,69	23,09	30,47	27,07
Análisis Químico (FRX)	28,45	26,93	18,51	20,41	29,43	27,36

Tabla 4.11. Reconciliación química de las muestras para el Mes 1 y Mes 2. Las concentraciones de los elementos presentes se encuentran en porcentaje de la muestra total.

Por otro lado, esta metodología de análisis entrega información acerca de las fases minerales que constituyen a las muestras estudiadas. Para cada mes se encontraron más de 38 especies minerales, distribuidas entre silicatos, sulfuros, sulfatos, carbonatos, óxidos de hierro, óxidos de titanio, entre otros, los cuales se encuentran detallados en el Anexo A.3 Resultados Análisis Mineralógicos.

Dentro de los resultados obtenidos (Figura 4.26 y Figura 4.27) destaca que aproximadamente un 56% del material existente en cada muestra corresponde a minerales de cobre y óxidos de cobre, donde resalta principalmente la presencia de calcopirita (34,18% - 36,03%), calcosina/digenita (16,97% - 17,08%) y bornita (2,83% - 3,26%). Del mismo modo, pero de manera secundaria, resalta la presencia de los minerales sulfurados, alcanzando valores entre 20% a 25%, constituidos principalmente por pirita (18,06%-23,24%) y molibdenita (1,74% - 2,39%). Por último, sobresalen en menor medida, los minerales silicatados en una proporción entre 15,7% y 22,08%.

Cabe mencionar que en las Figura 4.26 y Figura 4.27 se señalan las fases minerales principales encontradas en cada muestra. El resto de las especies halladas se agruparon dentro de la clasificación “Otros Minerales”, donde cada mineral presenta una concentración menor al 1%, lo cual podría indicar el error relacionado al análisis y, por ende, no son resultados relevantes para el presente estudio. Dentro del grupo “Otros Silicatos” se incluye a biotita, turmalina, caolinita, epidota, olivino, anfíbol, piroxeno, circón, esfeno y granate; y dentro de “Otros Sulfuros de Cu” se incluye a covelina, enargita, brocantita, malaquita y crisocola. Del mismo modo en la clasificación “Otros Minerales” se incluye a óxidos de Fe-Ti, sulfatos, carbonatos y fosfatos.

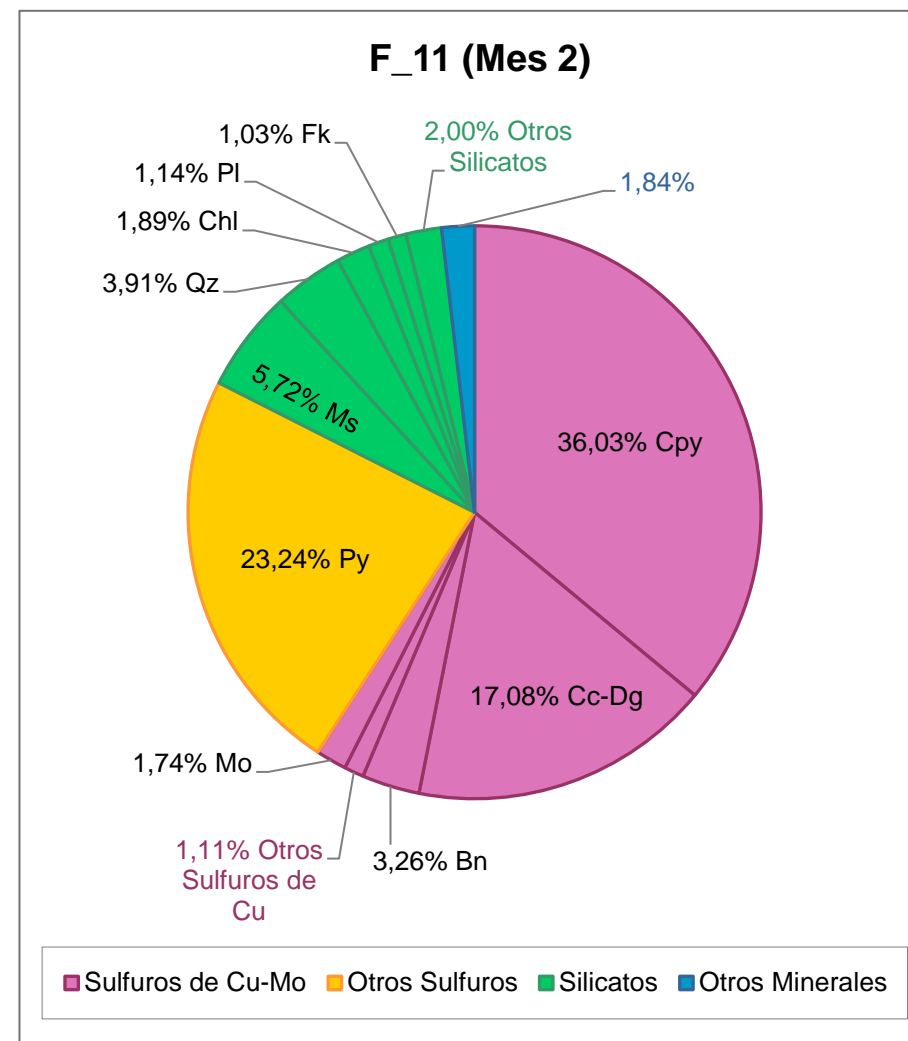
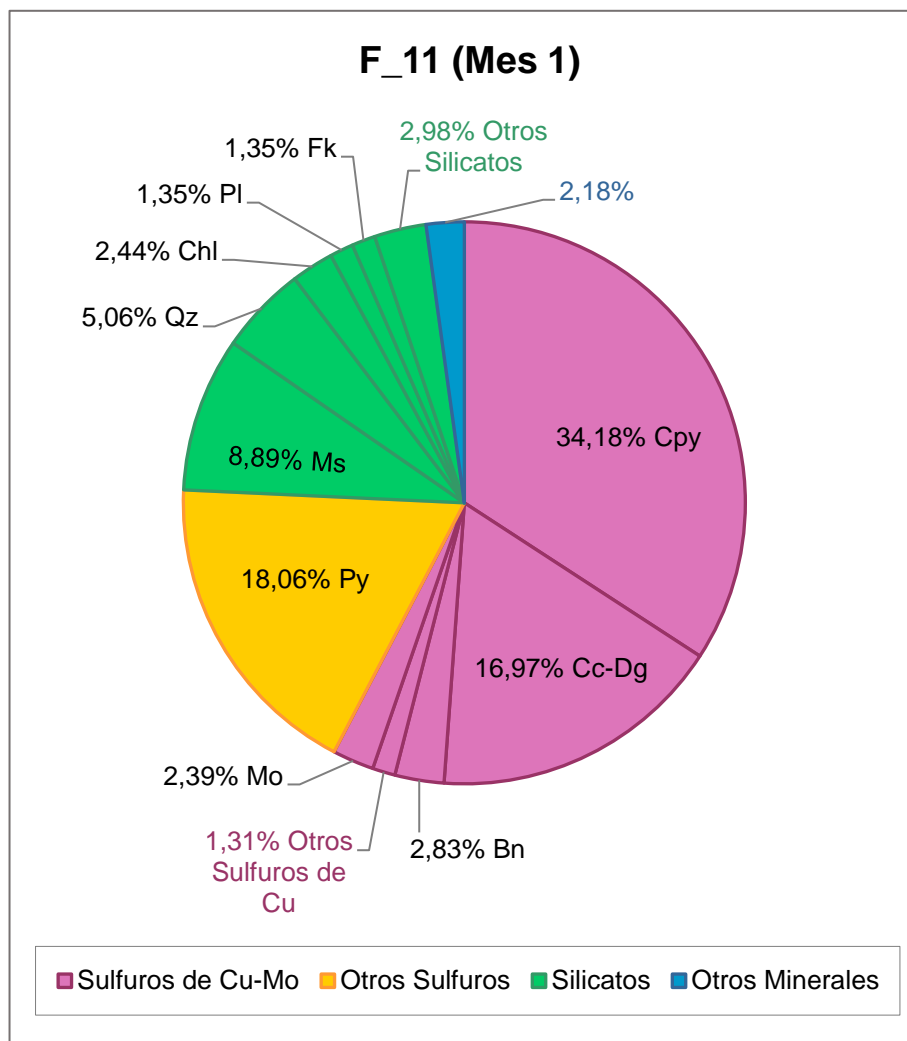


Figura 4.26. Gráfico de torta con la mineralogía modal de la muestra perteneciente al punto F_11 o Concentrado de Cu-Mo. Esta fue obtenida durante el primer mes de la tercera campaña de muestreo.

Figura 4.27. Gráfico de torta con la mineralogía modal de la muestra perteneciente al punto F_11 o Concentrado de Cu-Mo. Esta fue obtenida durante el segundo mes de la tercera campaña de muestreo.

4.1.3 Caracterización Final del Material

Como es de esperar, las fases minerales determinadas en el yacimiento El Teniente son similares a las encontradas en el tranque de relaves Cauquenes y en los desechos frescos provenientes de la División El Teniente (ver Capítulo 2: 2.3 Marco Geológico). El comportamiento de los elementos de connotación ambiental dentro de la planta de tratamiento de MVC tiene una relación directa con la mineralogía de los relaves de entrada y, sobre todo, de la mineralogía característica del yacimiento.

A continuación, se detallan las relaciones existentes entre las fases minerales encontradas mediante los análisis de difracción de rayos X y QEMSCAN, con las asociaciones de elementos determinadas a través del Análisis de Componentes Principales, con el conocimiento de la tendencia de los gráficos de cada uno de los elementos químicos estudiados:

Componente Principal 1:

La asociación de elementos Al-K-Mg-V, pertenecientes al Grupo 1 del primer componente principal, presenta un coeficiente de correlación $> 0,94$ para cada uno de ellos entre sí. El aluminio, potasio y magnesio suelen ser parte de la estructura química fundamental de la mayor parte de los minerales silicatados formadores de roca, como en plagioclasas, feldespatos, moscovitas y otros.

Del mismo modo, el vanadio está ligado a fases silicatadas dentro del material de relaves. En la naturaleza, el V suele encontrarse en gran abundancia dentro de los minerales contenidos en rocas máficas, como, por ejemplo, los presentes en el Complejo Máfico El Teniente (ver Capítulo 2: 2.3 Marco Geológico), aunque también pueden presentarse en rocas de composición ácida, pero en menor concentración (Kabata-Pendias, 2001). Además, en los minerales silicatados, el V puede reemplazar a ciertos elementos mayoritarios como Al, K, Mn, Ti en su estructura (Kabata-Pendias, 2001; Alloway, 2013), cuyos índices de correlación son 0,94; 0,81; 0,96; y 0,92, respectivamente.

La segunda asociación de elementos perteneciente a este componente principal, es decir, Mn-Na-Ti presenta un coeficiente de correlación $> 0,82$ para cada uno de ellos entre sí. Al igual que los elementos del Grupo 1, el sodio suele ser parte de la estructura química fundamental de los minerales silicatados formadores de roca, como en feldespatos y plagioclasas. Asimismo, el titanio suele presentarse como elemento mayoritario dentro del grupo de los silicatos (Kabata-Pendias, 2001).

Además, el manganeso suele encontrarse en altas concentraciones en rocas máficas, como las presentes en el Complejo Máfico El Teniente (ver Capítulo 2: 2.3 Marco Geológico), y como elemento minoritario en rocas de composición intermedia a ácida (Kabata-Pendias, 2001). Suele reemplazar al Fe y Mg en los minerales silicatados presentándose como impureza en algunos de estos (Alloway, 2013). Por lo tanto, el Mn está ligado a las fases silicatadas dentro del material de relaves, al igual que el resto de los elementos que componen al presente grupo.

Componente Principal 2:

De acuerdo con la información obtenida a partir de los análisis realizados al Concentrado Final, mediante QEMSCAN, se observa que este se encuentra compuesto en gran parte por sulfuros

de cobre, molibdeno y hierro. Lo anterior indica que el material de relaves, a medida que avanza por los diferentes procesos de la planta, se enriquece en estas fases minerales del mismo modo que lo hacen los elementos asociados al Componente Principal 2. Por ende, el comportamiento del conjunto de elementos señalados en los Grupos 1, 2 y 3, se depende directamente de la conducta de los minerales sulfurados dentro de la planta de tratamiento de MVC.

El Grupo 1, que está compuesto por Ag-As-Cd-Fe, presenta un coeficiente de correlación $> 0,84$ para cada uno de ellos entre sí. La mayor parte de los elementos mencionados en esta asociación se explican mediante especies minerales que los contienen como elementos principales o trazas.

Existen ciertos estudios que revelan un alto contenido de metales trazas en la estructura química de los minerales sulfurados de cobre y/o hierro dentro de los sistemas de pórfidos cupríferos (Alvear, 2009; Reich et al., 2013). Especialmente, la pirita perteneciente a estos sistemas suele contener cantidades, que varían desde ppb a wt%, de Ag, As, Au, Cd, Cu, Hg, Se y Te, los cuales suelen alojarse en la fase mineral de forma abundante y ubicua (Cook & Chryssoulis, 1990; Huston et al., 1995; Reich et al., 2005; Deditius et al., 2009; Reich et al., 2013). También se ha encontrado la mayor parte de los elementos mencionados en trazas o inclusiones dentro de la calcopirita, digenita y calcosina presente en pórfidos cupríferos (Reich et al., 2013). Destaca el alto índice de correlación que presenta la plata con el arsénico (0,96) y el cadmio (0,95), lo cual indica que estos elementos trazas se encuentran juntos en los minerales sulfurados.

Del mismo modo, se ha reportado en estudios mineralógicos de molibdenitas presentes en pórfidos cupríferos, la presencia de elementos traza en su estructura o en forma de inclusiones, los cuales pueden ser Ag, As, Au, Bi, Cd, Cu y Fe, entre otros (Ciobanu et al., 2013; Pasava et al., 2016; Plotinskaya et al., 2018).

Por lo tanto, se podría plantear la existencia de pirita, calcopirita, digenita/calcosina y molibdenita en el material de relaves con posibles trazas de Ag, As, Cd y Fe como elemento principal, minoritario o traza.

El Grupo 1 puede ser extendido al Grupo 2 de elementos del CP2, el cual está compuesto por Co-Ni con un coeficiente de correlación de 0,98. Presentan el mismo comportamiento que los minerales sulfurados a lo largo de la planta de tratamiento, y en general, están asociados a fases minerales que los contienen como elementos trazas.

En la naturaleza, es difícil que el cobalto y níquel se encuentren separados, y se asocian fuertemente con el hierro, donde sus coeficientes de correlación con este último son de 0,98 para el Ni y 0,94 para el Co. Estudios han demostrado la presencia de pirita con elementos trazas de Co y Ni en pórfidos cupríferos (Hanley et al, 2009, 2010). Suelen presentarse en cantidades de ppb a wt% y se alojan en la fase mineral de forma abundante y ubicua (Cook & Chryssoulis, 1990; Reich et al., 2005; Reich et al., 2013).

Finalmente, el tercer grupo está compuesto por Pb-Sb-Zn y posee un coeficiente de correlación $> 0,82$ para cada uno de los elementos entre sí. Estos se explican mediante especies minerales sulfuradas que los contienen como elementos minoritarios o trazas. Raramente el plomo con el cinc se encuentra separados en la naturaleza (índice de correlación de 0,9), mientras que el antimonio es afine al azufre, por lo que su ocurrencia está asociada a minerales sulfurados y metales pesados como lo son el Cu, Pb y Ag (Vasallo, 2008).

Elementos No Correlacionados:

El resto de los elementos estudiados (Ba, Ca, Cr y Sn) no destacan dentro ningún componente principal y no se agrupan con los otros elementos, además tampoco se asocian entre sí.

El bario suele concentrarse en rocas magmáticas de composición ácida a intermedia. Además, es común encontrarlo como elemento traza dentro de feldespatos, biotitas y micas (Kabata-Pendias, 2001; Alloway, 2013). En consecuencia, es posible que este asociado a las fases silicatadas del material de relaves como elemento secundario, no logrando pertenecer ningún Componente Principal.

Del mismo modo, el cromo se vincula positivamente con los elementos del Grupo 1 del Componente Principal 1 (Al-K-Mg-V), pero su comportamiento es diferente a lo que ocurre con los otros contaminantes, por lo que no es posible incluirlo en éste. En la naturaleza, el cromo suele encontrarse como elemento traza o impureza en la clorita, óxidos de hierro y en algunas micas (Vasallo, 2008). Por ende, este elemento se puede asociar a la fases silicatadas del material de relaves.

Por otro lado, el calcio es considerado como parte de la estructura química fundamental de los minerales silicatados formadores de roca. También, es posible encontrarlo dentro del material de relaves en forma de carbonato de calcio y sulfato de calcio. Por ende, el comportamiento del elemento puede estar controlado por un variado conjunto de minerales y por lo mismo no se asocia a ningún componente principal.

Por último, el estaño mantiene sus concentraciones relativamente constantes a lo largo de las tres áreas principales de las instalaciones de MVC, donde los valores no superan los 5 ppm y no se enriquece ni empobrece en las celdas de flotación. Además, puede estar controlado por más de una fase mineral, lo cual sumado con su baja concentración no permite establecer una correlación clara.

A modo de síntesis, el enriquecimiento o diferenciación de los elementos pertenecientes a la asociaciones representadas en el Componente Principal 2 (Ag-As-Cd-Fe, Co-Ni y Pb-Sb-Zn) se debe a que estos están ligados a las especies minerales sulfuradas del material de relaves, por lo que tenderán a colisionar con la fase gaseosa en las celdas de flotación para finalmente generar el Concentrado Final de Cu-Mo. En cambio, los elementos pertenecientes a la asociaciones generadas en el Componente Principal 1 (Al-K-Mg-V y Mn-Na-Ti), en conjunto con el resto de los elementos estudiados (Ba, Ca, Cr, Sn), son afines a los minerales silicatados, carbonatados y/o sulfatados del material de material de relaves, por lo que en las celdas de flotación se comportaran como la fracción hidrofílica, empobreciéndose a medida que se concentra el producto final.

4.2 Implicancias Ambientales de la Acción de MVC

4.2.1 Extracción de Elementos Contaminantes

Para evaluar la efectividad ambiental de la planta de tratamiento de relaves de MVC se comparan las recuperaciones obtenidas a partir de la zona de flotación y de la totalidad de la planta. De esta manera, se puede evaluar la cantidad de elementos contaminantes que se extraen de forma conjunta con el concentrado de Cu-Mo.

De acuerdo con lo descrito anteriormente, las instalaciones de MVC están diseñadas para obtener las máximas recuperaciones de cobre y molibdeno a partir de relaves generados por la explotación de un yacimiento de pórfido cuprífero. Por ende, una cantidad relevante de Cu y Mo, es decir, metales contaminantes, son extraídos de los relaves iniciales, mientras que la cantidad no recuperada es depositada en el tranque de relaves Carén. Datos entregados por la empresa y obtenidos a partir del reporte de Amerigo Resources (2019) indican la variabilidad de las concentraciones de cobre y molibdeno a lo largo de las áreas de la planta, lo cual se observa en la Figura 4.28.

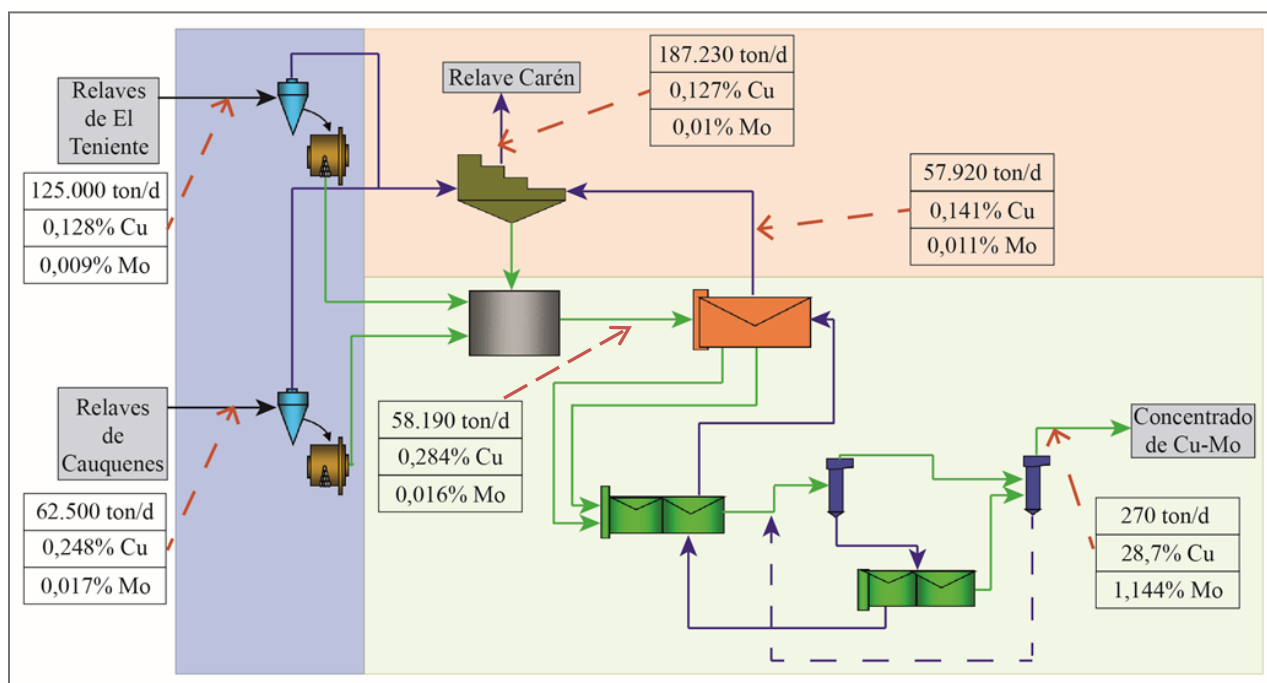


Figura 4.28. Diagrama resumen de la planta de tratamiento de MVC. Se señala el volumen de material de relave de las entradas y salidas del sistema y de la Zona de Flotación, con sus respectivas leyes de Cu y Mo. La proporción de Cu en el concentrado final puede alcanzar valores de hasta un 35% (Amerigo Resources, 2019).

Como es de esperar, las leyes de cobre y molibdeno aumentan a medida que el material avanza por la Zona de Flotación, donde el concentrado obtiene recuperaciones de 28,7% y 1,14% para el Cu y Mo, respectivamente. Esto se puede observar, además, en los análisis realizados al punto F_11 (Concentración última limpieza) mediante QEMSCAN, los cuales indican leyes de

cobre para el concentrado de 27,67% a 28,38%. A su vez, el hierro se presenta en proporciones mayores al 20% y el azufre cercano al 30%.

Ya que el objetivo del estudio se enfoca en los elementos contaminantes presentes en el relave y no en la obtención de los metales de interés, se discutirá acerca de las recuperaciones de estos.

La recuperación metalúrgica (R) se define como la relación que existe, en una operación de concentración, entre el peso del material de interés que hay en el concentrado con respecto a la cantidad de ese mismo mineral que ingresó a la operación. Por ejemplo, una recuperación del 90% significa que el 90% del metal de interés se recupera con el concentrado y el 10% se pierde en el relave (Wills & Napier-Munn, 2006). Generalmente se expresa en porcentaje y se encuentra detallada en la siguiente ecuación (Ec. (0.1)):

$$R (\%) = \frac{\text{Volumen Elemento Contaminante en Concentrado}}{\text{Volumen Elemento Contaminante en Alimentación}} \times 100 \quad (4.1)$$

En general, la recuperación de un proceso de concentración de mineral sirve para indicar el rendimiento de la operación utilizada. Por esta razón, la recuperación será utilizada para conocer el grado de extracción de los elementos contaminantes a partir del tratamiento de los relaves en las instalaciones de Minera Valle Central, y en específico, en la Zona de Flotación.

En las Tabla 4.12 y Tabla 4.13, se detallan las recuperaciones mínimas, máximas y promedio para cada elemento. Además, se indica la extracción diaria de contaminantes mediante el concentrado final, es decir, la cantidad de material que se evita su depositación en el tranque de relaves Carén luego de la intervención de MVC. Los valores señalados, de las recuperaciones y extracciones, dependen directamente de las concentraciones obtenidas a partir de las tres campañas de muestreo y del volumen de material de relaves que ingresa inicialmente al sistema.

La cantidad de relaves que entra, en primera instancia, a la planta de tratamiento de MVC se mueve diariamente dentro de un cierto rango. A partir del tranque de relaves Cauquenes, el volumen de material que ingresa varía entre 60.000 y 65.000 toneladas diarias, mientras que, desde los relaves frescos de El Teniente se ingresa entre 120.000 y 130.000 toneladas diarias. Por otro lado, el concentrado de Cu-Mo no supera las 270-290 toneladas por día, lo que implica que las recuperaciones también cambian dentro de cierto rango (Tabla 4.12 Tabla 4.12 y Tabla 4.13). En concordancia con lo anterior, el volumen de material que contiene el concentrado final varía entre 0,128% y 0,160% del total de relaves que ingresa a la planta, asimismo, varía entre 0,413% y 0,520% con respecto al flujo de material que alimenta a la Zona de Flotación.

Elementos	Recuperación (%)			Extracción (ton/d)		
	Mínimo	Máximo	Promedio	Mínimo	Máximo	Promedio
Cu	42,081	54,201	47,916	67,317	82,509	74,760
Mo	10,343	16,023	12,986	1,729	2,345	2,025
S	3,627	4,825	4,198	68,398	85,352	76,668

Tabla 4.12. Recuperaciones y extracción de Cu, Mo y S a través del concentrado final. Los datos utilizados fueron los obtenidos mediante los análisis mineralógicos en XRF.

Elementos	Recuperación (%)			Extracción (ton/d)		
	Mínimo	Máximo	Promedio	Mínimo	Máximo	Promedio
Ag	26,688	51,941	35,999	0,010	0,015	0,012
As	5,786	16,071	10,168	0,132	0,306	0,208
Cd	19,953	46,029	30,207	0,003	0,008	0,005
Co	2,561	4,370	3,345	0,036	0,057	0,044
Fe	1,734	2,706	2,088	46,525	69,461	55,280
Ni	1,076	1,765	1,434	0,015	0,022	0,019
Pb	4,681	11,200	6,960	0,046	0,090	0,061
Sb	3,649	30,551	10,718	0,011	0,074	0,032
Zn	2,088	6,756	4,368	0,139	0,366	0,255

Tabla 4.13. Recuperaciones y extracción de los contaminantes a través del concentrado final. Los datos utilizados fueron obtenidos mediante los análisis químicos en ICP-MS.

A modo global, se recuperó 35,9% de plata, 10,7% de antimonio y 30,2% de cadmio, lo que es un resultado esperable ya que estos elementos se encuentran en bajas concentraciones y cualquier cambio en su volumen implica un porcentaje relevante en su concentración al momento de extraer el concentrado final. De los contaminantes asociados a las fases sulfuradas, se observan importantes recuperaciones de As (10,2%), Co (3,3%), Pb (6,9%) y Zn (4,4%). Del mismo modo, las recuperaciones asociadas a los metales de interés alcanzan el 48% en Cu y 13% en Mo, aproximadamente.

Al extrapolar los datos de las Tabla 4.12 y Tabla 4.13 a un año de producción, se observa que el volumen de material equivalente al concentrado final es cercano a las 100.000 toneladas, de las cuales 27.300 toneladas corresponden a Cu y 740 toneladas a Mo. De los elementos contaminantes ligados a los minerales sulfurados, destaca que se impide la depositación de 28.000 toneladas de S y 20.200 toneladas de Fe, en conjunto con 230 toneladas de metales (Ag, As, Co, Ni, Pb, Sb y Zn).

Los resultados anteriores son consistentes con la información obtenida a partir de los análisis mineralógicos realizados al concentrado final, el cual está compuesto aproximadamente por un 30% de Cu, 30% de Fe y 30% de S, y el 10% restante se distribuye en el resto de los contaminantes estudiados y en minerales inertes ambientalmente (silicatos). En consecuencia, la planta de tratamiento de Minera Valle Central ayudaría a amortiguar, a largo plazo, el impacto ambiental que genera la depositación de un relave minero.

4.2.2 Extracción de Minerales Contaminantes

Las recuperaciones de los metales de interés económico – ambiental se pueden ver afectadas por la presencia de arcillas dentro del material que circula por la planta de tratamiento de MVC, las cuales pueden perjudicar directamente los procesos que se llevan a cabo dentro de las celdas de flotación. Como se aludió anteriormente en la Tabla 4.10, las muestras que fueron analizadas mediante XRD y que corresponden al Área de Hidrociclones, Cascadas y Flotación, presentan como máximo un 5% de fracción fina del material, cuyo tamaño de partícula es menor a 2 μm .

Las arcillas, al presentar un tamaño de partícula fino (<10 μm) y tener la capacidad de modificar las propiedades de la pulpa, pueden afectar significativamente la eficiencia del proceso

de flotación, reduciendo la calidad del concentrado obtenido y/o generando un incremento en los costos operativos de esta etapa. Algunos de los principales efectos adversos que genera esta condición, es la caída entre 2 y 10 puntos porcentuales de la recuperación metalúrgica de cobre y de sus subproductos, disminución de la cantidad de agua recuperada, y un incremento entre 3 y 5 veces los consumos de reactivos en la flotación (Jeldres et al., 2019).

El agua puede penetrar entre las láminas moleculares que constituyen la estructura química de las arcillas, de tal forma que se genera una especie de hinchazón intercrystalina, alterando la reología de la pulpa y haciéndola más viscosa (Farrokhpay et al., 2016; Luckham & Rossi, 1999). En consecuencia, un incremento en la viscosidad de la pulpa implica una disminución en la probabilidad de colisión partícula(s)-burbuja y, por ende, una baja recuperación (Zhang & Peng, 2015).

Además, el tamaño de estos minerales conlleva a que puedan ser arrastrados por los procesos anteriores hacia el concentrado final, ensuciándolo y disminuyendo el porcentaje de recuperación (Farrokhpay et al., 2016; Luckham & Rossi, 1999). Así, el efecto perjudicial de los filosilicatos lo encabeza el talco > montmorillonita > moscovita > caolinita > illita, siendo las últimas las arcillas menos dañinas, como se observa en la Figura 4.29 (Farrokhpay & Ndlovu, 2013).

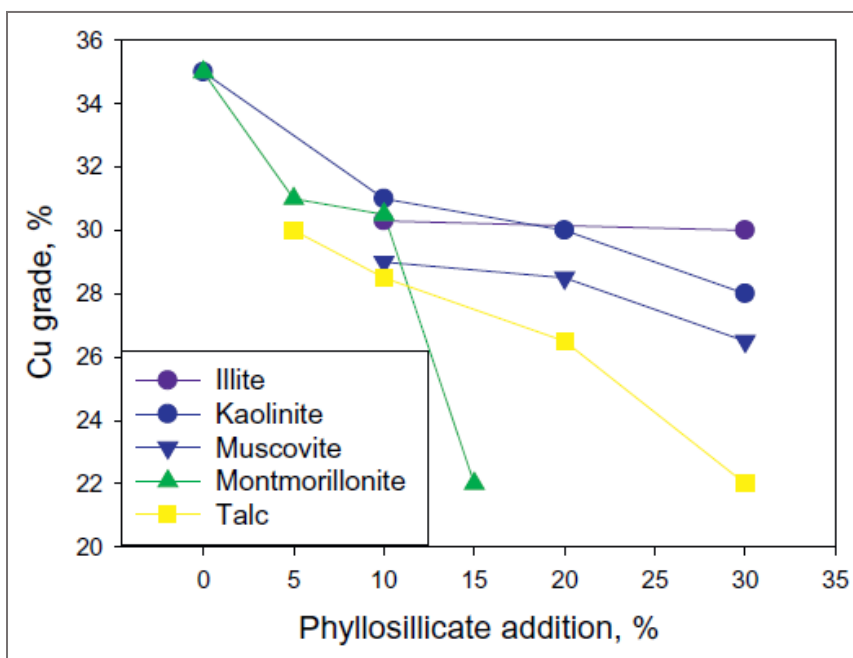


Figura 4.29. Efecto de los filosilicatos en la ley de cobre de un concentrado en un proceso de flotación de calcopirita. Modificado de Farrokhpay & Ndlovu (2013).

En función con los resultados obtenidos mediante los análisis XRD, en la fracción fina del material de relaves (Figura 4.25), se observa que dicha fracción está compuesta principalmente por caolinita e illita, alcanzando proporciones por sobre el 70% del total de arcillas de cada una de las muestras. En consecuencia, la presencia del 5% de estas arcillas disminuye cerca de un 4% la recuperación de cobre y sus productos secundarios, de acuerdo con la gráfica de la Figura 4.29.

Con respecto a la fracción gruesa de las muestras, el comportamiento de los minerales silicatados se concentran en mayor grado en las Zonas de Hidrociclones y Cascadas, mientras que en el Área de Flotación sobresale la presencia de las fases sulfuradas.

En el punto de entrada a la planta de tratamiento, sobre el 90% de los compuestos encontrados en el material de relaves son minerales silicatados formadores de rocas, mientras que la fracción restante corresponde a las especies sulfuradas de Cu, Mo o Fe. Dichas concentraciones se mantienen similares hasta ingresar al Área de Flotación. A medida que el material avanza por las distintas celdas de flotación, la cantidad de minerales inertes disminuye cada vez más, y al mismo tiempo, aumenta la cantidad de sulfuros presentes, de tal forma que el concentrado final está compuesto por <25% de silicatos, 19% - 29% de pirita y >50% de sulfuros de Cu-Mo (calcopirita y digenita, principalmente). Por último, el material de desecho del Área de Flotación, que es enviado a Cascadas, está compuesto mayoritariamente por fases silicatadas, que alcanzan hasta el 95% del total de la muestra.

A partir de esto último, se podría asumir que la mayor parte de los minerales sulfurados se extraen mediante el proceso de flotación y que el resto de las fases son enviadas al relave Carén. Cabe señalar que los sulfuros son considerados como contaminantes debido a que son inestables a las condiciones normales de presión y temperatura (ambiente oxidante), y podrían generar drenaje minero en mayor o menor medida. Por ende, el material que constituye a los desechos generados por MVC a partir del tratamiento de relaves, podría estar compuesto mayoritariamente por minerales inertes y presentar estabilidad química.

En las Tabla 4.14 y Tabla 4.15 se detallan las extracciones mínimas, máximas y promedio para los minerales sulfurados de interés ambiental mediante el concentrado final de Cu-Mo, de acuerdo con los datos obtenidos en los análisis por XRD y QEMSCAN, respectivamente. Se observa una variación en los resultados en función de la cantidad de material que se logra recuperar de la planta y de los resultados de los muestreos, debido a que el volumen de material que circula por la planta de MVC no es igual durante todos los días del año.

Fase Mineral	Extracción (ton/d)		
	Mínimo	Máximo	Promedio
Calcopirita	67,603	80,609	74,030
Digenita	42,869	50,096	46,470
Otros Sulfuros de Cu - Mo	19,337	23,996	21,613
Pirita	40,918	79,904	59,293
Pirrotina	3,712	8,362	5,897

Tabla 4.14. Extracción, en toneladas diarias, de los minerales contaminantes mediante el concentrado final. Datos obtenidos a partir de los análisis en XRD.

Fase Mineral	Extracción (ton/d)		
	Mínimo	Máximo	Promedio
Calcopirita	85,453	104,491	94,787
Calcosina / Digenita	42,432	49,529	45,970
Bornita	7,068	9,447	8,215
Otros Sulfuros de Cobre	2,767	3,786	3,257
Molibdenita	4,356	6,923	5,575
Pirita	45,151	67,404	55,759

Tabla 4.15. Extracción, en toneladas diarias, de los minerales contaminantes mediante el concentrado final. Datos obtenidos a partir de los análisis en QEMSCAN.

Considerando un año de producción de la planta de tratamiento de MVC, se extraen cerca de 100.000 toneladas en forma de concentrado de Cu-Mo. Extrapolando los datos de las Tabla 4.14 y Tabla 4.15, destaca que, de las 100.000 toneladas anuales, entre 27.000 a 34.600 toneladas corresponden a calcopirita, 17.000 toneladas corresponden a calcosina/digenita y entre 20.000 y 21.000 toneladas corresponden a pirita.

Los resultados anteriores son consistentes con la información obtenida acerca de la química del material de relaves y del concentrado final. En consecuencia, el retratamiento de relaves mineros evita la depositación de miles de toneladas de minerales contaminantes y posibles productores de drenaje minero en el tranque de relaves Carén.

En particular, para el análisis del comportamiento de la pirita dentro del sistema, existe una estimación robusta de las variaciones de la concentración de esta a partir de los resultados obtenidos mediante XRD y QEMSCAN, junto con los datos presentados por Amerigo Resources (2019). Es decir, se conoce la concentración de la pirita para los relaves provenientes desde El Teniente (H_1) y Cauquenes (H_2); también de las corrientes que corresponden a la alimentación de la flotación Rougher (F_1), concentrado de la flotación Rougher de Cauquenes (F_3), cola de la flotación Scavenger (F_4) y del concentrado final (F_11), cuyos puntos están detallados en la Figura 4.30.

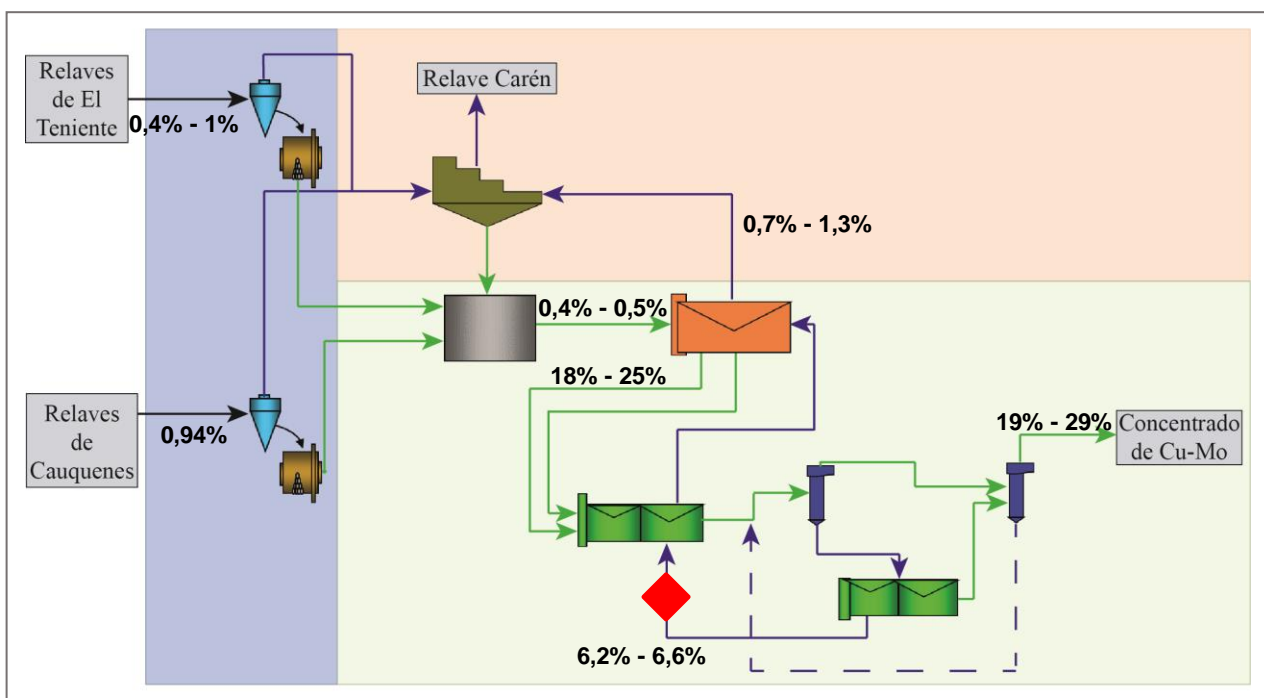


Figura 4.30. Comportamiento de la pirita en distintos puntos de la planta de tratamiento de MVC.

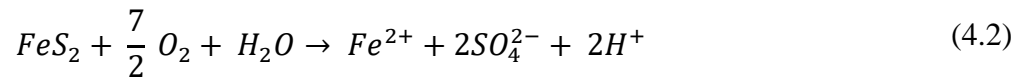
A partir de la Figura 4.30, es posible reconocer que de un total diario de 187.500 toneladas de relaves que ingresan al sistema, estos presentan una ley de pirita entre el 0,35% y 0,94%. Estas concentraciones son similares en la entrada a la Zona de Flotación (0,4%-0,5%) y aumenta a medida que se genera el concentrado final. Además, en la corriente asociada al residuo del proceso, se alcanzan valores entre 0,7% a 1,3%. A partir de esto último, se podría asumir que la ley de pirita presente en la corriente de material que es enviado al tranque de relaves Carén es levemente menor a 1%.

La generación del concentrado final permite recuperar entre el 4% y 5% de pirita que ingresa al sistema. Asimismo, en las celdas de flotación Rougher, la corriente de material proveniente del tranque de relaves Cauquenes recupera entre el 32% y 35% de pirita (Tabla 4.16). Si se asume una recuperación similar para el concentrado de la flotación Rougher de la corriente de los relaves frescos de El Teniente (F_2), cerca del 70% de la pirita se está recuperando actualmente en el proceso Rougher.

	H_1	H_2	C_2	F_1	F_3	F_4	F_11
Concentración de pirita (%)	0,4-1	0,94	0,7-1,3	0,4-0,5	18,0-25,0	6,2-6,6	19-29
Volumen de pirita (ton/d)	500-1250	588	405-753	233-291	387-538	385-410	51-78
Recuperación de pirita (%)	-	-	-	-	32-35	23-35	4-5
Potencial Ácido (kton CaCO ₃ /d)	19-47	22	15-28	9-11	14-20	14-15	2-3

Tabla 4.16. Pirita y generación de potencial ácido asociado a puntos estratégicos de la planta.

Cabe señalar que, para evaluar el impacto de los sulfuros presentes en el material, la cantidad de pirita se transformó en generación de potencial ácido de acuerdo con las siguientes ecuaciones (Ec. 0.2 y 0.3) de Sobek et al. (1978) y White et al. (1999), donde por cada mol de pirita disuelto se requieren 2 moles de calcita para neutralizar a un pH superior a 6,4:



4.2.2.1 Recomendación: Despiritización del material de relaves

A partir de lo mencionado anteriormente, se recomienda generar un nuevo sector, dentro de la actual planta de tratamiento, que se encargue de extraer la mayor parte de las especies sulfuradas del material de relaves (principalmente pirita). Para llevar a cabo dicha propuesta, se sugiere utilizar la corriente de salida de las celdas de flotación Scavenger asociada a la fracción que no flota, es decir, la cola de dicho proceso. El punto específico donde se instalaría la nueva zona de flotación está indicado en la Figura 4.30 en forma de un rombo de color rojo y se vincula con el punto de muestreo F_4 en el diagrama de la planta.

La separación de las especies sulfuradas del resto del material permitiría que las siguientes corrientes del sistema, posteriores a ese punto, sean más limpias. En consecuencia, disminuye la probabilidad de generación de drenaje minero en el nuevo relave final, otorgándole una mayor estabilidad química. Del mismo modo, la extracción de un porcentaje importante de pirita del material de relaves afecta positivamente en la ley de cobre del concentrado final, significando un mayor beneficio para la empresa.

Una vez extraído el concentrado de pirita, este se podría acumular en un botadero dentro de la planta de MVC, que permita manejar con mayor facilidad los desechos tóxicos. La pirita puede ser utilizada para producir azufre elemental o ácido sulfúrico; como combustible en la pirometalurgia del cobre; también en la industria del vidrio y en la producción sulfato ferroso (Santander & Valderrama, 2019).

Santander & Valderrama (2019) proponen un diseño para una planta de despiritización alimentada con un material que posee una concentración aproximada de 5% de pirita. Dicho valor se asemeja a la cantidad de pirita presente en la corriente asociada a la cola de la flotación Scavenger (F_4), el cual varía entre un 6,2% a 6,6% (Figura 4.30). Debido a su concentración de pirita y bajo flujo, este lugar podría ser un punto lo suficientemente óptimo para diseñar e instalar un proceso que extraiga pirita del material que circula por la planta de tratamiento.

Los autores proponen ingresar al sistema material de relaves con un porcentaje de sólidos cercano al 30% y acondicionar el material durante 10 minutos adicionando 30 g/t de colector Aero 404 (mezcla de dibutil ditiofosfato de sodio y mercaptobenzotiazol de sodio), 10 g/t de vaporizador DF-250 (propilenglicol metil éter) y 10 g/t de MIBC (carbinol isobutil metil). El pH se ajustó a 8 y se reguló con ácido sulfúrico o cal.

De esta manera, en la Figura 4.31, se propone un circuito de flotación compuesto por etapas con celdas Rougher, Scavenger, de Limpieza y de Re-Limpieza. Según el diseño de los autores, los relaves frescos pueden lograr una recuperación del 94,2% de pirita y generar un concentrado de sulfuros con una ley del 91,6%.

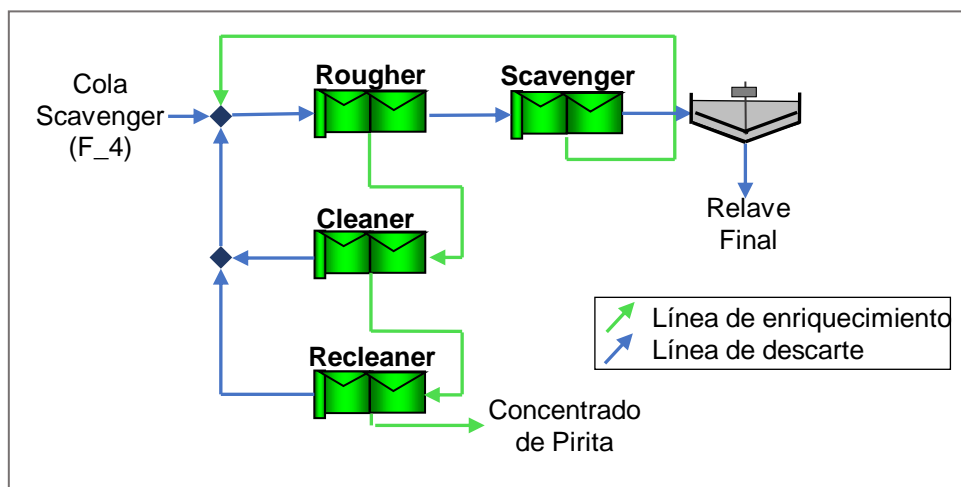


Figura 4.31. Diagrama de la nueva planta de despiritización del relave asociado al flujo de masa del punto F_4. Modificado de Santander & Valderrama (2019).

En definitiva, para el diseño presentado por Santander & Valderrama (2019), sería necesario adecuar el tamaño de las celdas para que coincidan con el flujo de material asociada a la corriente que se utilizará (F_4). Además, es relevante realizar nuevas pruebas para determinar los parámetros cinéticos y periodos de tiempo, para así ajustar el volumen de material vinculado a los flujos que circularían por las nuevas celdas.

Diariamente se generan entre 41.000 y 69.000 toneladas de equivalente ácido (CaCO_3), de las cuales entre 2.000 y 3.000 toneladas se eliminan mediante el concentrado final (Tabla 4.16). Cerca del 30% del ácido podría eliminarse con el diseño propuesto por Santander & Valderrama (2019). Sin embargo, aproximadamente el 70% de este ácido podría eliminarse con un diseño adecuado utilizando las corrientes asociadas al concentrado de flotación Rougher.

En la misma línea, se propone otro diseño de la planta de despiritización realizado por Lü y otros (2018), donde se busca obtener un concentrado de azufre y una cola con un bajo contenido de pirita. El sistema utilizado por los autores estaría alimentado por una pulpa de material de relaves compuesto por 25% de S, 30% de Fe y, en menor medida, por 0,57% de Cu.

Los autores proponen el uso de depresores orgánicos en vez de cal para abaratar costos y generar recuperaciones óptimas de los minerales sulfurados. En este caso, el humato de amonio (AH) es un subproducto del tratamiento de turba que contiene muchos grupos hidrofílicos y se utiliza en el presente diseño.

Se añadió a la pulpa (corriente de alimentadora del sistema) 1678 gr/ton de AH, 48 gr/ton de Z200 (iso-butyl etionina) y 20 gr/ton de aceite terpénico con alcohol monohídrico al 40%. El pH de la mezcla es de 10,3 y se reguló con cal. El material circula por una flotación Rougher, un concentrador y dos flotación Scavenger (Figura 4.32), para obtener un concentrado de Cu con una ley cercana al 20% y recuperación de 84,3%.

La cola del proceso anterior se trata con ácido sulfúrico, seguido de 320 gr/ton del colector SBNX (n-butil xantato de sodio) y 40 gr/ton de aceite terpénico con alcohol monohídrico al 40%. Posteriormente se ingresa una nueva zona de la planta, compuesta por una flotación Rougher, un concentrador y dos flotaciones Scavenger (Figura 4.32). Las recuperaciones de pirita alcanzan el 83,5% y el concentrado de sulfuros posee una ley de 47%.

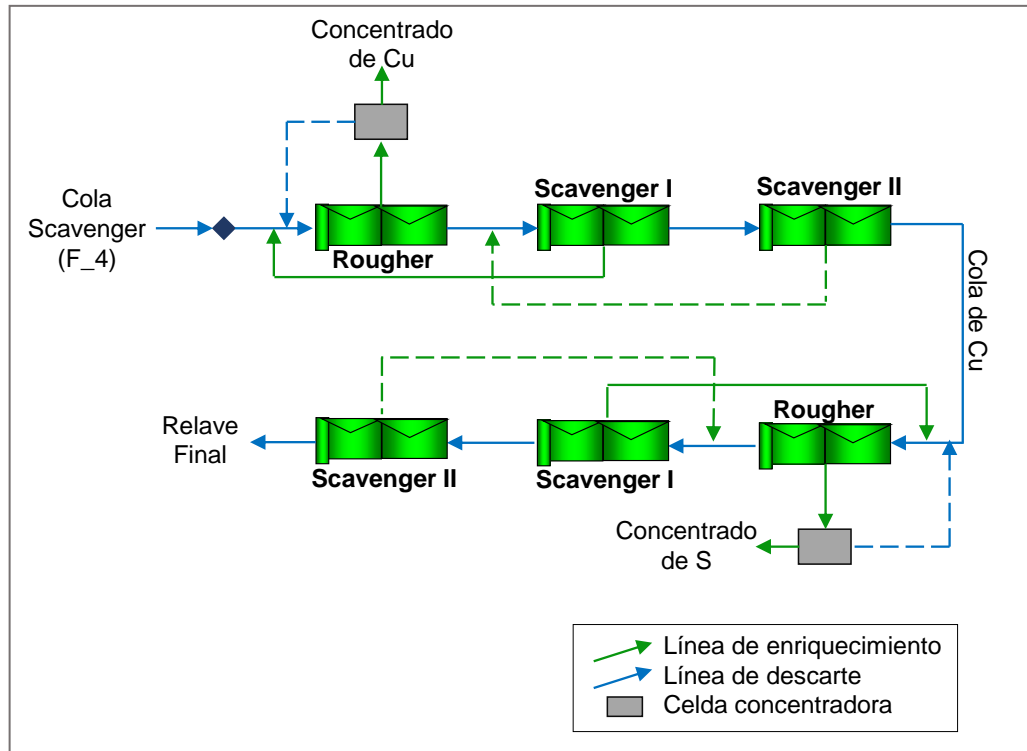


Figura 4.32. Diagrama de la nueva planta de despiritización del relave asociado al flujo de masa del punto F_4. Modificado de Lü y otros (2018).

Para aplicar el diseño presentado por Lü y otros (2018) a la planta de tratamientos de relaves de MVC, es necesario considerar que la alimentación a ese nuevo punto sería la corriente asociada al punto F_4. No obstante, como la cantidad de pirita que circula por dicho punto es menor a la perteneciente en el material estudiado por los autores, se debe considerar un ajuste importante en la cantidad de reactivos a utilizar, además de adecuar el tamaño de las celdas para que coincidan con el flujo de material asociada a esa corriente. Además, es relevante considerar realizar pruebas para evaluar la efectividad del diseño de los autores utilizando el material que circula por las instalaciones de MVC.

4.3 Otros Factores que Controlan el Impacto Ambiental de MVC

4.3.1 Efectos de la Granulometría

El material de relaves que ingresa a la planta de flotación de MVC pasa, en primera instancia, por el Área de Hidrociclones. La finalidad de este procedimiento es generar una pulpa de una granulometría determinada para que el proceso sea óptimamente posible, de tal forma que la recuperación del mineral de interés sea alta. La fracción más fina que sale de los hidrociclones, que no cumple con los requisitos granulométricos, se acumula y envía directamente a la Zona de Cascadas.

El tamaño de partícula cumple un rol fundamental en la eficiencia de la recuperación dentro de un proceso de flotación. En general, las plantas concentradoras de sulfuros metálicos están diseñadas para optimizar su proceso cuando las partículas tienen un rango de tamaño acotado, que varía entre 20 y 150 micrones aproximadamente (Jameson, 2010; Jowett, 1980; Leistner et al., 2017). La recuperación de minerales disminuye cuando el diámetro de los granos es superior o inferior a ese rango. En la Figura 4.33 se muestra un ejemplo del efecto del tamaño de partícula en celdas de flotación Rougher, Scavenger y de Columna o Limpieza en la concentradora Andina (Cortés et al., 1995). Aquí, se aprecia que la recuperación en las celdas columnares es inferior a la de las celdas mecánicas para todo rango de tamaño.

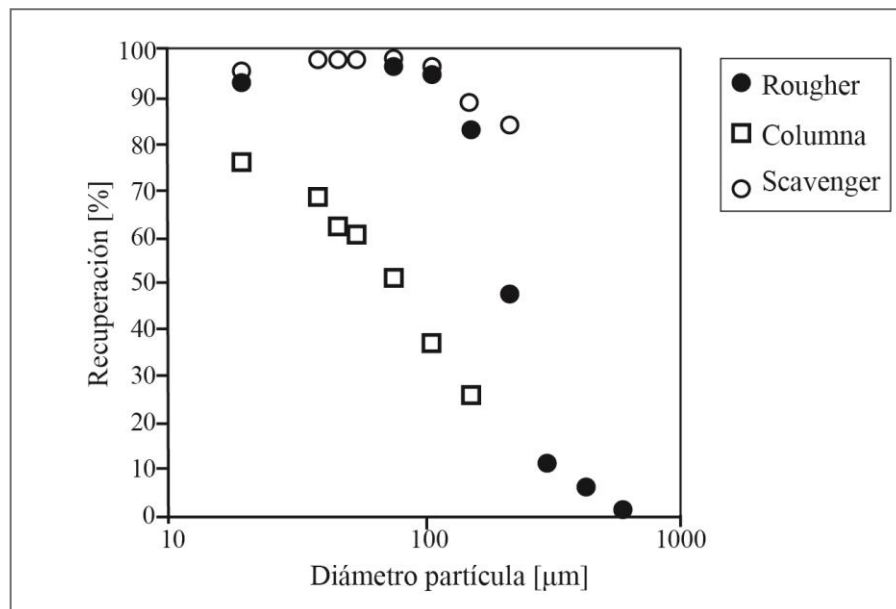


Figura 4.33. Efecto del tamaño de partículas en la recuperación (Modificado de Cortés et al., 1995).

La recuperación reducida de las partículas gruesas ($>150 \mu\text{m}$) se atribuye a la baja estabilidad del agregado partícula(s)-burbuja en zonas de alta turbulencia, donde las partículas se desprenden de la espuma, por coalescencia o colapso de las burbujas, para retornar finalmente a la pulpa. (Gontijo et al., 2007).

Por otro lado, las partículas finas ($< 20 \mu\text{m}$) se recuperan pobre e ineficientemente debido a la baja probabilidad de colisión entre partícula(s)-burbuja (Gontijo et al., 2007). Lo anterior se explica mediante la baja inercia ante el fluido que presentan las partículas finas o ultrafinas. Estas tienden a seguir las líneas del fluido alrededor de las burbujas en vez de colisionar con ellas (Leistner et al., 2017).

La fracción fina y ultrafina, que no fue recuperada ni en el Área de Flotación ni en Cascadas, es enviada directamente al tranque de relaves Carén. La acumulación de material con tamaño de partículas ultrafinas genera cambios en las propiedades fisicoquímicas del mismo, aumentando su superficie específica, lo que podría conllevar una posible lixiviación de los metales pesados, una disminución en el pH y desencadenar un futuro drenaje ácido minero (European Commission, 2009). Además, la acción de los reactivos en las celdas de flotación aumenta el porcentaje de sólidos en el material generando un cambio en sus propiedades superficiales, lo que conlleva una variación relevante en el pH del tranque, y en efecto, aumentan las posibilidades de generar drenaje ácido minero (European Commission, 2009).

Los resultados obtenidos indican que aproximadamente un 73% del material que ingresa a la planta de tratamiento de relaves es enviado a la Zona de Cascadas. De dicho material se recuperan 7.700 toneladas diarias y se mezcla con el 27% restante para ser enviados al Área de Flotación, generando un total de 57.500 ton/día. El material remanente que no es enviado a las celdas de flotación, es decir, el 68,97% del volumen que ingresa al Área de Hidrociclones (130.000 ton/día de un total de 187.500 ton/día), corresponde a la fracción fina del material y que, por ende, no lograría enriquecerse en las celdas de flotación debido al tamaño de sus partículas.

Las concentraciones de los elementos contaminantes de la fracción fina, que es enviada al tranque Carén, son similares a las observadas en la fracción gruesa del material que circula por el resto de las instalaciones de la Zona de Hidrociclones. Por lo tanto, gran parte de las especies minerales de interés, tanto económico como ambiental, pertenecen a la fracción fina y ultrafina de los relaves, lo cual se podría recuperar mediante una optimización a las instalaciones de la planta.

4.2.3.1 Recomendación: Recuperación de la fracción fina – ultrafina

En consonancia con lo anterior, se propone implementar una nueva Zona de Flotación que estaría ubicada en la corriente de entrada a el Área de Cascadas (Figura 4.34). Esta tendría un funcionamiento similar al proceso que se desarrolla actualmente, con la excepción de que las nuevas celdas deben tener la capacidad de recuperar los metales de interés económico y ambiental de la fracción fina del material de relaves. Para esto, se necesitan celdas que generen burbujas de menor tamaño que logren flotar y generar un choque partícula(s)-burbuja fácilmente, a partir de partículas con tamaño $< 74 \mu\text{m}$ (ver Capítulo 2: 2.2.3 Funcionamiento de la Planta de Tratamiento de MVC).

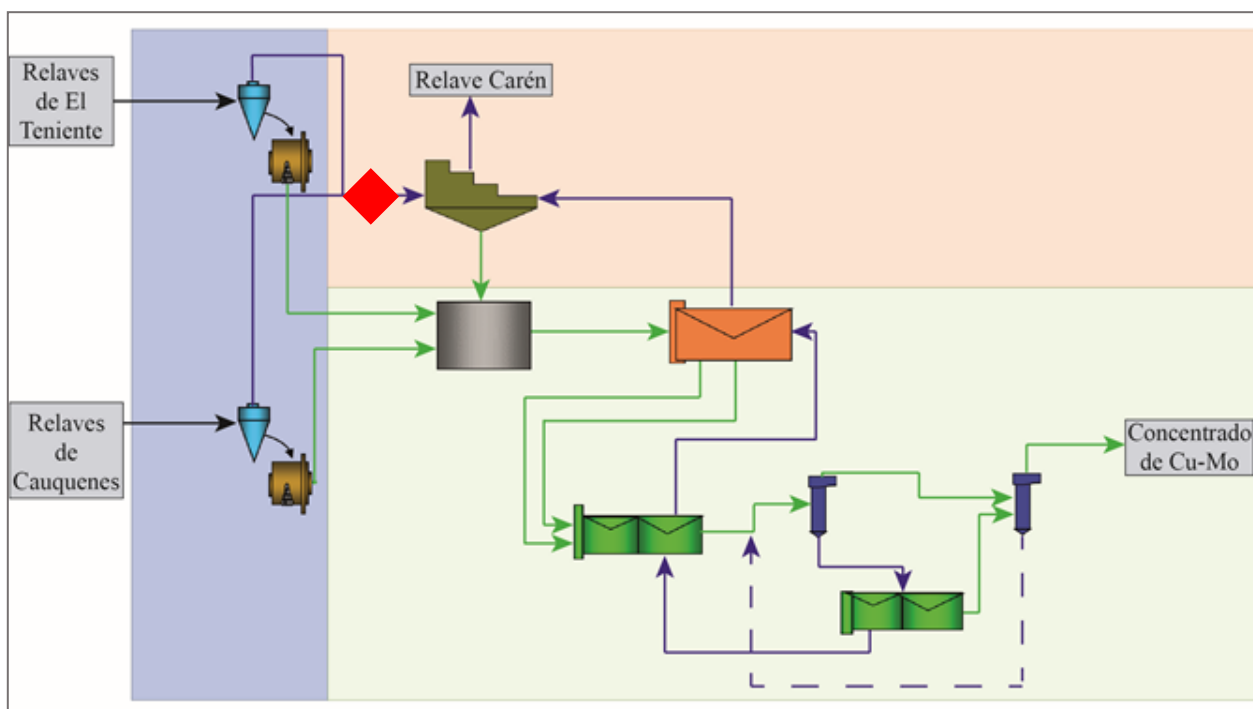


Figura 4.34. Diagrama resumen de la planta de tratamiento de Minera Valle Central. En rojo se indica el punto donde se recomienda instalar la nueva Zona de Flotación para la fracción fina del material.

Hoy en día destacan tres tipos de alternativas que se utilizan para recuperar partículas finas a partir de los procesos de flotación (Arriagada et al., 2020):

- Flotación de Microburbujas y Flotación por Aire Disuelto (DAF): Estos sistemas se basan en la teoría clásica de colisión partícula(s)-burbuja, donde se producen burbujas de diámetro pequeño (1-300 μm), como se mencionó con anterioridad (Rodríguez & Rubio, 2007; Yoon, 1993). Un ejemplo, para este caso, serían las celdas neumáticas y/o columnares de burbuja fina, las cuales se caracterizan por obtener una buena recuperación del material de interés.
- Aglomeración de partículas: Esta técnica se basa en formar agregados de partículas finas, generando un cumulo de mayor tamaño compuesto por partículas de pequeño diámetro, de tal forma que se permita al compuesto colisionar con una burbuja y ser recuperado (Subrahmanyam & Forssberg, 1990).
- Innovaciones en el diseño de las celdas de flotación: Durante los últimos años se han introducido cambios y mejoras a los reactores utilizados en el proceso de flotación para ayudar a la mejora de la recuperación de partículas finas. Dentro de este grupo destacan (Cowburn et al., 2006; Jameson, 2010):
 - o Celdas Jameson, la cual promueven la mezcla y contacto entre el complejo partícula(s)-burbuja rápidamente, impulsado por un bombeo a alta presión de gas con la pulpa de material.
 - o Celdas Híbridas, donde se crean microburbujas muy pequeñas que luego son mezcladas con la pulpa del material en un sistema de alta energía, lo cual permite un aumento considerable en la frecuencia de contacto entre las burbujas de gas y partículas finas, así como la factibilidad de las partículas para adicionarse a la burbujas.

4.3.2 Presencia de Oxígeno

Uno de los factores relevantes para determinar si el nuevo relave (tranque Carén) será químicamente estable y no formará drenaje minero al corto o mediano plazo, es la presencia de moléculas oxígeno, las cuales se encuentran entre las partículas de minerales que componen al nuevo depósito.

El transporte de oxígeno a través del depósito de relaves, y su posterior reacción con las especies sulfuradas, es la primera instancia para que se inicie el proceso de generación de drenaje minero. Los productos directos de estas reacciones son Fe (II), SO_4^{2-} y H^+ , siendo los dos últimos los causantes de la variación del pH dentro de la solución (Lottermoser, 2007).

Cálculos simples permiten conocer la disponibilidad de oxígeno de acuerdo con la cantidad de azufre presente en el depósito (Gibson & Ritchie, 1991). Al extrapolar los resultados obtenidos mediante los análisis mineralógicos al punto C_2, se puede conocer, a grandes rasgos, la composición de la corriente de material que es enviada al tranque de relaves Carén. En consecuencia, la ley de pirita en el tranque debería ser cercana al 1%, lo cual se ve representado en 1880 toneladas diarias que se dirigen al depósito, mientras que la presencia de azufre es del 2,5% aproximadamente, lo que equivale a 4700 ton/diarias.

A partir del método utilizado por Gibson & Ritchie (1991), diariamente el tranque de relaves Carén necesitaría 8200 toneladas de oxígeno, para que comience la oxidación de los sulfuros y se desequilibre el sistema. Sin embargo, este valor depende directamente de la disponibilidad de oxígeno en los espacios porosos, de tal forma que si el tranque se encuentra saturado - en cierto grado - por agua, la difusividad del oxígeno en el medio poroso será menor.

Del mismo modo, para determinar la tasa de oxidación de los minerales contaminantes, es necesario conocer, además de la concentración de oxígeno disponible y la cantidad de pirita, la temperatura, el pH, el tamaño de las partículas, presencia de población bacteriana, entre otros (Bennett et al., 1994). A partir de lo anterior, es necesario realizar un modelo geoquímico para obtener la tasa de oxidación del depósito, lo cual queda fuera del alcance del presente estudio por falta de información.

4.3.3 Minerales Buffer

Del mismo modo que el punto anterior, para evaluar si tranque de relaves Carén es químicamente estable luego del paso del material por la planta de tratamiento de MVC, es necesario señalar la capacidad amortiguadora de los minerales buffer que constituyen al nuevo depósito.

Existen ciertos minerales, como algunos carbonatos, hidróxidos, silicatos y arcillas, que se caracterizan por amortiguar o neutralizar la acidez primaria generada por la oxidación de las especies sulfuradas (Jamieson, 2004). Las reacciones amortiguadoras suelen ocurrir a las mismas condiciones oxidantes que provocan el desequilibrio químico dentro del tranque, no obstante, estas son independientes de la concentración de oxígeno presente.

Al extrapolar los resultados obtenidos mediante los análisis mineralógicos al punto C_2, se puede conocer, a grandes rasgos, la composición de la corriente de material que es enviada al tranque de relaves Carén. En consecuencia, el depósito puede estar compuesto en gran parte

(>90%) por minerales silicatados inertes, de los cuales destacan cuarzo, plagioclasa, moscovita, clorita, caolinita e illita; y no se conoce la presencia de carbonatos dentro de la corriente de material.

Los silicatos destacan por poseer una capacidad amortiguadora dentro de los depósitos de relaves. La meteorización química de la mayoría de estas especies consume iones de hidrogeno, de tal forma que los minerales se pueden alterar a otra fase o disolver completamente produciendo componentes solubles (Lottermoser, 2007). Del mismo modo, la disolución de la mayoría de los aluminosilicatos consume protones, contribuyendo con la generación de cationes (Ca, Fe, Mg) y elementos base (Al, K, Na, Si) (Moncur et al., 2009).

Por ejemplo, la plagioclasa puede producir montmorillonita o caolinita, mientras que los feldespatos pueden generar caolinita, illita o montmorillonita. Sin embargo, el cuarzo es el único mineral que no consume H^+ al momento de meteorizarse, por lo que no ayuda a amortiguar el impacto del drenaje minero (Lottermoser, 2007).

En general, cada mineral de ganga se disuelve a diferentes valores de pH, por lo que la amortiguación del ácido ocurre dentro de ciertos rangos, donde la calcita se consume a un pH cercano a 7 mientras que los hidróxidos de hierro con pH de 2 a 3 (Salomons, 1995). Del mismo modo, cada especie neutralizadora posee velocidades de reacción diferentes, donde los carbonatos suelen disolverse de forma casi instantánea (0,43 años), mientras que los silicatos (cuarzo, feldespato, moscovita) y arcillas (caolinita, montmorillonita) pueden demorarse cientos de miles de años en reaccionar con el ácido de la solución (Lottermoser, 2007; Plumlee, 1999).

Bajo condiciones de pH neutro, la mayor parte de los metales contaminantes presenta baja solubilidad y precipitan de la solución en forma de óxidos o hidróxidos. Sin embargo, existen elementos que siguen siendo solubles a dichas condiciones (As, Mo, Zn), por lo que, aunque el drenaje sea neutralizado, de igual manera puede poseer elementos contaminantes. Además, a medida que se consuman los minerales amortiguadores, la acidez de la solución volverá a aumentar si es que no se toman las precauciones correspondientes (Dold, 2014).

Por lo tanto, la alta presencia de minerales de ganga dentro del tranque de relaves Carén no ayudaría al control de la acidez dentro del depósito debido a la baja velocidad de reacción que presentan dichas especies. No obstante a lo anterior, al alta presencia de minerales inertes permite un mayor control de las especies contaminantes, por lo que el nuevo tranque puede ser químicamente estable y no generar algún tipo de drenaje minero al corto o mediano plazo.

4.4 Limitaciones de los Métodos Utilizados

Las limitantes del presente estudio se basan principalmente en la metodología de muestreo y de laboratorio, generando problemas al momento de trabajar con los datos obtenidos.

Los puntos de muestreo utilizados fueron determinados por el personal perteneciente a Minera Valle Central. Esto conllevó a que no se tuviera conocimiento acerca de la composición química y mineralógica de un punto particular y estratégico dentro del sistema, el cual corresponde a la corriente de material que es enviada directamente al tranque de relaves Carén. La falta de dicha información implicó realizar una caracterización levemente incompleta del material para posteriormente poder evaluar el impacto ambiental que genera la acción de MVC.

Cabe considerar que la falta de protocolos durante el levantamiento de la información (duplicados de terreno, duplicados de laboratorios, etc.) debió haber implicado un control en la calidad de los datos. De acuerdo con lo anterior, solo se eliminaron los resultados que fueran considerados como *outlier* y estuvieran lejos del conjunto de datos. Considerar un dato como *outlier* o no, finalmente fue arbitrario ya que el comportamiento de los elementos variaba en función de cada uno de los puntos de muestreo.

Por otro lado, la diferencia que existe entre las concentraciones obtenidas en las dos primeras campañas de muestreo con respecto a la tercera se debe, como se ha mencionado anteriormente (ver Capítulo 3: 3.2 Metodología de Laboratorio), en el cambio de laboratorio utilizado. Los equipos pertenecientes a cada uno de los laboratorios son diferentes y, por ende, sus límites de detección también, aunque la metodología de análisis sea la misma. Por lo tanto, dicha diferencia en los datos pudo ser evitada si se utilizaban los servicios del mismo laboratorio para todos los análisis realizados en el presente estudio.

Del mismo modo, el no considerar un reanálisis de las muestras cuyos resultados eran mayores al límite superior de detección, implicó que no se tuviera en consideración dichos elementos. Esto se vio reflejado en las concentraciones de cobre, molibdeno y azufre para las muestras correspondientes al Área de Flotación. Con el conocimiento de esa información se pudo haber validado con mayor fuerza parte de las discusiones de este estudio.

Capítulo 5

Conclusiones

En el presente estudio se analizó el comportamiento químico y mineralógico del material de desecho minero que es tratado mediante variados procesos físicos y químicos en las instalaciones de Minera Valle Central. Dicho material es obtenido a partir del tranque de relaves Cauquenes y de los relaves frescos del yacimiento El Teniente.

Los análisis realizados revelaron que los minerales que constituyen a los relaves iniciales son principalmente silicatos y arcillas, con una leve presencia de sulfuros de hierro, de cobre y de cobre -hierro. A medida que el material se va procesando por las Áreas de Hidrociclones y de Flotación, su composición química es modificada para finalmente obtener un concentrado de Cu-Mo. Este está compuesto mayoritariamente por pirita, calcopirita, calcosina/digenita y, como producto secundario, molibdenita. El resto del material, que no fue recuperado, es enviado al tranque de relaves Carén.

El comportamiento de los elementos químicos se correlaciona directamente con la mineralogía del material, donde la mayor parte de los elementos considerados como contaminantes, es decir, Ag, As, Cd, Co, Fe, Ni, Pb, Sb y Zn se enriquecen en conjunto con las fases sulfuradas y son extraídos mediante el concentrado final. En cambio, el resto de los elementos estudiados, como el Al, Ba, Ca, Cr, K, Mg, Mn, Na, Sn, Ti y V están asociados a los silicatos, sulfatos, carbonatos y óxidos, por lo que, en consecuencia, se depositan en el tranque de relaves Carén.

De acuerdo con los resultados obtenidos, a partir de los análisis realizados al concentrado de Cu-Mo, este posee leyes aproximadas de cobre del 28%, de azufre de 29% y de molibdeno de 1%. Esto implica que gran parte de los elementos considerados como contaminantes, son extraídos del material de relaves otorgando, además, un beneficio económico.

La enorme cantidad de metales y minerales con capacidad de acidificación que se elimina de los relaves cada año tiene un impacto significativo en la estabilidad química de los relaves y generando un beneficio ambiental. Anualmente se extraen cerca de 100.000 toneladas en forma de concentrado, de las cuales entre 27.000 a 34.600 toneladas corresponden a calcopirita, 17.000 toneladas corresponden a calcosina/digenita y entre 20.000 y 21.000 toneladas se asocian a pirita.

No obstante, la cantidad de material que se recupera a través del concentrado final no supera el 0,16% del volumen total que ingresa a la planta de tratamiento, por lo que la masa de contaminantes y minerales con potencial de acidificación entrando y saliendo podría considerarse similar en términos globales. Asimismo, cerca del 70% del material de entrada a la planta posee minerales de tamaño $< 74 \mu\text{m}$, los cuales constituyen la fracción fina del material que es enviada directamente al tranque de relaves Carén y no es procesada por el sistema sin obtener un beneficio económico - ambiental. Por último, la presencia de arcillas dentro del material que circula por la planta de tratamiento afecta los procesos químicos que se llevan a cabo dentro del Área de

Flotación, influyendo en la recuperación de cobre y sus productos secundarios, de tal forma que disminuye su ley en un 4%.

En resumen, la extracción de un concentrado de cobre y molibdeno, a partir de la acción de Minera Valle Central sobre los desechos mineros antiguos y recientes generados por Codelco - Chile División El Teniente, genera relave con una menor cantidad de contaminantes, rico en minerales inertes y químicamente más estable. Por lo tanto, la hipótesis del presente trabajo se cumple.

Sumado a lo anterior, se propone optimizar los procesos actuales de la planta de MVC, mediante dos nuevas recomendaciones, para alcanzar recuperaciones mayores y así, generar un relave aún más limpio y con una mayor estabilidad química.

En primera instancia, se recomienda instalar un nuevo sector, dentro de la actual planta de tratamiento, que se encargue de extraer la mayor parte de las especies sulfuradas de interés ambiental del material que circula por la Zona de Flotación. Para llevar a cabo dicha propuesta se sugiere utilizar la corriente asociada a la cola de las celdas de flotación Scavenger y aplicar el sistema propuesto por Santander & Valderrama (2019) o Lü y otros (2018), los cuales usan circuitos cerrados de celdas de flotación con determinados reactivos que se encargan de obtener un concentrado de sulfuros de hierro. La extracción de un porcentaje importante de pirita del material de relaves afecta positivamente en la ley de cobre del concentrado final, significando un mayor beneficio para la empresa y a la vez, disminuye la probabilidad de generación de drenaje minero en el nuevo relave final.

Además, se propone implementar una nueva Zona de Flotación, en la corriente asociada con la alimentación del Área de Cascadas. Esta nueva zona estaría constituida por celdas de flotación columnares, neumáticas, auto - aspirantes y/o híbridas, que tengan la capacidad de recuperar los elementos de interés económico - ambiental mediante la generación de burbujas de diámetro pequeño (hasta 300 μm) que permitan la colisión partícula(s) – burbuja.

La aplicación de las propuestas anteriores permitiría optimizar el proceso de recuperación y producción del concentrado de Cu-Mo, obteniendo un mayor beneficio económico y a la vez reducir aún más el impacto ambiental del nuevo relave generado. La veracidad y cuantificación de estas propuestas quedan fuera del alcance del presente estudio, pero con la información detallada es claro que se podría llegar a desarrollar.

Para terminar, la recuperación de elementos de interés a partir del procesamiento de los relaves mineros se podría replicar en otras zonas del país. La basta cantidad de depósitos de relaves a lo largo del territorio nacional, en conjunto con las altas leyes con que hace algunas décadas atrás se explotaba a los yacimientos, permite sugerir que se podría aplicar el sistema con que trabaja actualmente Minera Valle Central en varios de estos depósitos. Asimismo, el valor económico que implica tratar relaves es bastante menor con respecto a explotar directamente un yacimiento minero, debido a que los minerales de interés ya fueron extraídos de la roca caja y procesados en primera instancia por la compañía minera respectiva.

En la misma línea, se podría evaluar la posibilidad de extraer otros elementos secundarios, pero de alto valor, a partir de los relaves mineros (Ej. Co, As, REE). Con ello se busca disminuir la carga o densidad de metales contaminantes dentro del nuevo relave y generar así un depósito compuesto mayoritariamente por material inerte (silicatos).

Bibliografía

Activation Laboratories Ltd. 2020. Schedule of Services and Fees Geochemistry – International 2020. Recuperado de: <https://cdn.actlabs.com/wp-content/uploads/2020/01/Actlabs-Schedule-of-Services-International.pdf>

Activation Laboratories Ltd. 2020. 4 acid “Near Total” Digestion. Recuperado de: <https://actlabs.com/geochemistry/exploration-geochemistry/4-acid-near-total-digestion/>

Alloway, B. (Editor). 2013. Heavy Metals in Soils. 3rd edition. Environmental Pollution Series, Springer, 615 p.

Álvarez, L. 1990. Perfil de alteración y mineralización supérgena en el Yacimiento El Teniente, Rancagua, Chile. Memoria Para Optar Al Título De Geólogo. Universidad Católica del Norte, Facultad de Ingeniería & Ciencias Geológicas, Departamento de Ciencias Geológicas. Antofagasta.

Alvear, M. 2009. Distribución, límites de incorporación y especiación de la Ag en sulfuros en depósitos de Cu de la Cordillera de la Costa del norte de Chile, Región de Antofagasta, Chile. Memoria Para Optar al Título de Geóloga. Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, Santiago, Chile.

Amerigo Resources Ltd. 2019. Minera Valle Central Operation. 43-101 Technical Report.

Anawar, H.M. 2015. Sustainable rehabilitation of mining waste and acid mine drainage using geochemistry, mine type, mineralogy, texture, ore extraction and climate knowledge. Journal of Environmental Management, 158, pp. 111-121.

Arredondo, C. 1994. Distribución, caracterización y génesis de los cuerpos de brecha en el sector central - este del yacimiento El Teniente. Memoria Para Optar al Título de Geólogo. Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, Departamento de Geología. Santiago, Chile. 99 p.

Arriagada, S., Acuña, C., Vera, M. 2020. New technology to improve the recovery of fine particles in froth flotation based on using hydrophobized glass bubbles. Minerals Engineering, 156, 106364.

Ayling, B., Rose, P., Petty, S., Zemach, E., & Drakos, P. 2012. QEMSCAN (Quantitative Evaluation of Minerals by Scanning Electron Microscopy): Capability and Application to Fracture Characterization in Geothermal Systems. 37 workshops on Geothermal Reservoir Engineering. California: Stanford University.

Baraona, K. 2013. Comportamiento de vetillas de la Mina El Teniente sometidas a ensayos de tracción directa. Memoria Para Optar al Título de Geólogo. Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, Departamento de Geología. Santiago, Chile. 147 p.

Barnett, V., Lewis, T. 1984. Outliers in Statistical Data. 2nd edition. New York, John Wiley & Sons.

Bennett, J., Gibson, D., Ritchie, A., Tan, Y., Broman, P., Jönsson, H. 1994. Oxidation Rates and Pollution Loads in Drainage: Correlation of Measurements in a Pyritic Waste Rock Dump. Journal American Society of Mining and Reclamation, 1994, pp. 400-409.

Bureau Veritas Minerals Laboratories. 2015. Schedule of Services and Fees (CAD). V.4. Recuperado de: <http://acmelab.com/pdfs/FeeSchedule-2015.pdf>

- Bureau Veritas Minerals Laboratories. 2016. Laser Ablation ICP-MS Analysis For Litho geochemistry & Mineral Specific Chemistry. Recuperado de: http://acmelab.com/wp-content/uploads/2016/01/BVM_Laser-Ablation-ICP-MS_v1_Aug2016.pdf
- Camus, E. 1975. Geology of the El Teniente ore body with emphasis on Wall-rock. Codelco Chile, División El Teniente, Superintendencia Geología.
- Cannell, J., Cooke, D.R., Walshe, J.L., and Stein, H. 2005. Geology, mineralization, alteration, and structural evolution of the El Teniente porphyry Cu-Mo deposit: *Economic Geology*, v. 100, pp. 979 – 1003.
- Charrier, R. 1973. Geología Regional de la provincia de O'Higgins & Colchagua. Publicación INEN, N°7, pp. 1-69. Santiago, Chile.
- Charrier, R. 1981. Mesozoic and Cenozoic stratigraphy of the Central Argentinean-Chilean Andes (32°-35°S) and chronology of their tectonic evolution. *Zentralblatt für Mineralogie, Geologie und Paläontologie*, Stuttgart. Vol 1 (3-4), pp. 344 - 355.
- Charrier, R., Baeza, O., Elgueta, S., Flynn, J., Gans, P., Kay, S., Muñoz, N., Wyss, A. & Zurita, E. 2002. Evidence for Cenozoic extensional basin development and tectonic inversion south of the flat slab segment, Southern Central Andes, Chile (33°-36° L.S.). *South American Earth Sciences*, 23 p.
- Charrier, R.; Wyss, A.; Flynn, J.; Swisher III, C.; Mark, N.; Zapatta, F.; Mckenna, M., Novacek, N. 1996. New evidence for Late Mesozoic-Early Cenozoic evolution of the Chilean Andes in the Upper Tinguiririca Valley (35° S, Central Chile). *Journal of South American Earth Sciences*, v. 9, N° 5/6, Departamento de Geología Universidad de Chile, pp. 393-422.
- Charrier, R.; Wyss, A.; Flynn, J.; Swisher I, C.; Spichiger, S. & Zapatta, F. 1994. Nuevos antecedentes estratigráficos y estructurales para las formaciones Coya- Machalí y Abanico, entre los 33°50' y 35° S, Cordillera Principal Chilena. In Congreso Geológico Chileno, No. 7, Actas 2, pp. 1316-1319. Concepción.
- Ciobanu, C. L., Cook, N. J., Kelson, C. R., Guerin, R., Kalleske, N., & Danyushevsky, L. 2013. Trace element heterogeneity in molybdenite fingerprints stages of mineralization. *Chemical Geology*, 347, pp. 175–189.
- Codelco., 2015. Website www.codelco.cl, Annual Report 2015.
- Cook, N., Chryssoulis, S. 1990. Concentrations of invisible gold in the common sulfides. *The Canadian Mineralogist* 28(1), pp. 1-16.
- Cortés, F. L., Yianatos, J. B., Urtubia, H. C. 1995. Characterization of the copper-moly collective flotation circuit at División Andina, Codelco-Chile. *International Conference Copper*, Santiago, Chile. Vol. 95, pp. 37-51.
- Cowburn, J., Harbort, G., Malanpig, E., Pokrajcic, Z. 2006. Improving the recovery of coarse coal particles in a Jameson cell. *Minerals Engineering*, 19 (6-8), pp. 609-618.
- Cuadra, P. 1986. Geocronología K-Ar del yacimiento El Teniente y áreas adyacentes. *Revista Geológica de Chile*, N°27, pp. 3 - 26.

- Davidson, J. 1971. Geología del área de las Nacientes del Teno, Provincia de Curicó. Memoria Para Optar al Título de Geólogo. Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, Departamento de Geología. Santiago, Chile.
- Deditius, A., Utsunomiya, S., Ewing, R.C., Chryssoulis, S., Venter, D., Kesler, S. 2009. Decoupled geochemical behavior of As and Cu in hydrothermal systems. *Geology*; 37 (8), pp. 707–710.
- Dold, B. 2014. Evolution of Acid Mine Drainage Formation in Sulphidic Mine Tailings. *Minerals*, 4(3), pp. 621-641.
- Edraki, M., Baumgartl, T., Manlapig, E., Bradshaw, D., Franks, D., Mora, C. 2014. Designing mine tailings for better environmental, social, and economic outcomes: a review of alternative approaches. *J. Clean. Prod.* 84, pp. 411-420.
- Enrione, A. 1972. Estabilidad de los terrenos del área de Alto Colón. Sociedad Minera El Teniente, Departamento de Geología. Inédito, 10 p.
- European Commission. 2009. Management of Tailings and Waste-Rock in Mining Activities. pp. 557.
- Falagán, C., Grail, B. M., Johnson, D. B. 2017. New approaches for extracting and recovering metals from mine tailings. *Minerals Engineering*, 106, pp. 71–78.
- Falcón, M., Rivera, O. 1998. Estudio geológico distrital de la División El Teniente de Codelco-Chile, escala 1:25.000. Vicepresidencia de exploraciones y asociaciones mineras, Corporación Nacional del Cobre Codelco-Chile (Inédito): 108 pp. Santiago.
- Farrokhpay, S., Ndlovu, B. 2013. Effect of phyllosilicate minerals on the rheology, colloidal and flotation behaviour of chalcopyrite mineral. In: *Chemeca 2013: Australasian Conference on Chemical Engineering*. Brisbane, pp. 1-7.
- Farrokhpay, S., Ndlovu, B., Bradshaw, D. 2016. Behaviour of swelling clays versus non swelling clays in flotation. *Minerals Engineering*, 96–97, pp. 59–66.
- Filzmoser, P., Croux, C. 2003. Dimension reduction of the explanatory variables in multiple linear regression. *Pliska Studia Mathematica Bulgarica*, 14(1), pp. 59-70.
- Floody, R. 2000. Estudio de vulnerabilidad geológica-geotécnica de la Chimenea de Brechas Braden. Fase 1. Geología de Brechas Braden. Informe inédito (GL-044/00). Codelco-Chile, División El Teniente, Superintendencia de Geología. 90 p.
- Geomaq Limitada. 2020. Servicios Mineralogicos. Difraccion de Rayos X (Roca Total y Tratamiento de Arcillas). Recuperado de: <https://www.geomaq.cl/servicios1c.html>
- Geomaq Limitada. 2020. Servicios Mineralogicos. Microscopia Electronica – QEMSCAN. Recuperado de: <https://www.geomaq.cl/servicios1c.html>
- Gibson D.K., Ritchie A.I.M. 1991. Options to control acid generation in existing pyritic mine waste dumps. *Randol Gold Forum Cairns '91*, pp. 109–111.
- Gieré R, Sidenko NV, Lavareva EV (2003) The role
- Gontijo, C., Fornasiero, D., Ralston, J. 2007. The limits of fine and coarse particle flotation. *The Canadian Journal of Chemical Engineering*, 85 (5), pp. 739-747.

Guía Climática Práctica. 2008. Dirección Meteorológica de Chile, Departamento de Climatología y Meteorología Aplicada. Disponible en: <http://164.77.222.61/climatologia/>

Guzmán, C. 1991. Alteración y mineralización de los pórfidos dioríticos del sector Central, yacimiento El Teniente. Memoria Para Optar al Título de Geólogo. Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, Departamento de Geología y Geofísica. Santiago, Chile. 145 p.

Hanley, J. J., MacKenzie, M.K., Warren, M.R., Guillong, M. 2010. Distribution and origin of platinum-group elements in alkalic porphyry Cu–Au and low sulfidation epithermal Au deposits in the Canadian Cordillera. In 11th International Platinum Symposium, pp. 21-24.

Hitschfeld, M., Burgos, L., Celhay, F. 2006. Intrusivos félsicos del sector S-E del Yacimiento El Teniente. Superintendencia Geología, División El Teniente, Codelco-Chile. Actas del XI° Congreso Geológico Chileno, Vol. 2, pp.271-274. Antofagasta, Chile.

Howell, F. & Molloy, J. 1960. Geology of the Braden Orebody, Chile. *Economic Geology*, Vol. 55, pp. 863-905.

Huston, D. L., Sie, S. H., Suter, G. F., Cooke, D. R., Both, R. A. 1995. Trace elements in sulfide minerals from eastern Australian volcanic-hosted massive sulfide deposits; Part I, Proton microprobe analyses of pyrite, chalcopyrite, and sphalerite, and Part II, Selenium levels in pyrite; comparison with delta 34 S values and implications for the source of sulfur in volcanogenic hydrothermal systems. *Economic Geology* 90(5), pp. 1167-1196

Jameson, G.J. 2010. Advances in fine and coarse particle flotation. *The Canadian Journal of Metallurgical and Materials Science*, 49 (4), pp. 325-333.

Jamieson, H. 2004. Water and mining. ENSC 407 Global Water issues. Lecture 6-october. p. 22.

Jamieson, H., Walker, S., Parsons, M. 2015. Mineralogical characterization of mine waste. *Applied Geochemistry* (57), pp. 85-105.

Jeldres, R., Uribe, L., Cisternas, L., Gutierrez, L., Leiva W., Valenzuela., J. 2019. The effect of clay minerals on the process of flotation of copper ores – A critical review. *Applied Clay Science*, 170, pp. 57-69.

Jowett, A. 1980. Formation and disruption of particle-bubble aggregates in flotation. In: Somasundaran, P (Ed.), *Fine Particles Processing*. AIME, New York, pp. 720-754.

Kabata-Pendas, A. 2001. Trace elements in soils and plants. 3rd Ed. Boca Raton, London, New York, CRC Press. 403 p.

Kaiser, H., 1958. The varimax criterion for analytic rotation in factor analysis. *Psychometrika*, 23(3), pp. 187-200.

Klöhn, C. 1960. Geología de la Cordillera de los Andes de Chile Central. Boletín N°8, 95 p. Instituto de Investigaciones Geológicas. Santiago, Chile.

Kurtz, A., Kay, S., Charrier, R., Farrar, E. 1997. Geochronology of Miocene plutons and exhumation history of the El Teniente region, Central Chile (34°-35°S). *Revista Geológica de Chile*, Vol. 24, N°1, pp. 75 – 90. Santiago.

Leistner, T., Peuker, U. A., Rudolph, M. 2017. How gangue particle size can affect the recovery of ultrafine and fine particles during froth flotation. *Minerals Engineering*, 109, pp. 1-9.

- Ley N°20.551. Diario Oficial de la República de Chile, Santiago, Chile, 11 de noviembre del 2011.
- Lottermoser, B., 2007. *Mine Wastes: Characterization, Treatment and Environmental Impacts*. 2nd Edition. Springer. Queensland, Australia.
- Lü, C., Wang, Y., Qian, P., Liu, Y., Fu, G., Ding, J., Ye, S., Chen, Y. 2018. Separation of chalcopyrite and pyrite from a copper tailing by ammonium humate. *Chinese Journal of Chemical Engineering*, 26(9), pp. 1814-1821.
- Luckham, P., Rossi, S. 1999. The colloidal and rheological properties of bentonite suspensions. *Advances in colloid and interface science*, 82 (1-3), pp. 43-92.
- Moncur, M. C., Jambor, J. L., Ptacek, C. J., Blowes, D. W. 2009. Mine drainage from the weathering of sulfide minerals and magnetite. *Applied Geochemistry*, 24(12), pp. 2362–2373.
- Ojeda, J., Hernández, E., Ossandón, G., Enrione, A., Mestre, A. 1980. *El Pórfido Cuprífero El Teniente*. Informe Inédito, 76 p. CODELCO-Chile, División El Teniente.
- Pan, H., Zhou, G., Cheng, Z., Yang, R., He, L., Zeng, D y Sun, B. 2014. Advances in geochemical survey of mine tailings project in China. *Journal of Geochemical Exploration* 139 (2014), pp. 193–200.
- Parada, M., López-Escobar, L., Oliveros, V., Fuentes, F., Morata, D., Calderón, M., Aguirre, L., Féraud, G., Espinoza, F., Moreno, H., Figueroa, O., Muñoz, J., Troncoso, R., Stern, CH. 2007. *Andean Magmatism*. Moreno, T., Gibbons, W. (ed). *The Geology of Chile*. London: The Geological Society. 2007, pp. 115-146.
- Pasava, J., Svojtka, M., Veselovský, F., Ďurišová, J., Ackerman, L., Pour, O., Haluzová, E. 2016. Laser ablation ICP-MS study of trace element chemistry in molybdenite coupled with scanning electron microscopy (SEM) - An important tool for identification of different types of mineralization. *Ore Geology Reviews*, 72, pp. 874–895.
- Piquer, J. 2005. *Ambiente geológico del prospecto Infiernillo, Cordillera de Curicó, VII Región*. Memoria para Optar al Título de Geólogo, Departamento de Geología, Universidad de Chile, Santiago. p. 100.
- Plotinskaya, O. Y., Abramova, V. D., Groznova, E. O., Tessalina, S. G., Seltmann, R., & Spratt, J. 2018. Trace-element geochemistry of molybdenite from porphyry Cu deposits of the Birgilda-Tomino ore cluster (South Urals, Russia). *Mineralogical Magazine*, 82(S1), pp. 281–306.
- Plumlee G.S. 1999. The environmental geology of mineral deposits. Plumlee GS, Logsdon MS (eds). *The environmental geochemistry of mineral deposits. Part A: Processes, techniques and health issues*. Society of Economic Geologists, Littleton (Reviews in economic geology, vol 6A, pp 71–116).
- Pukelsheim, F. 1994. The Three Sigma Rule. *The American Statistician*, 48(2), pp. 88-91.
- Rabbia, O., Reich, M., Hernández, L., King, R. & López-Escobar, L. 2000. High-Al TTG- like suite at the El Teniente porphyry copper deposit, Chile. *Actas del IX Congreso Geológico Chileno*, Vol. 1, pp. 326-330. Puerto Varas.
- Ramírez, N. 2007. *Guía técnica de operación y control de depósitos de relaves*. Servicio Nacional de Geología y Minería. Departamento de Seguridad Minera. p. 42

- Reich, M., Kesler, S., Utsunomiya, S., Palenik, C., Chryssoulis, S., Ewing, R. 2005. Solubility of gold in arsenian pyrite. *Geochimica et Cosmochimica Acta*, 69 (11), pp. 2781-2796.
- Reich, M., Deditius, A., Chryssoulis, S., Li, J., Ma, C., Parada, M., Barra, F., Mittermayr, F. 2013. Pyrite as a record of hydrothermal fluid evolution in a porphyry copper system: A SIMS/EMPA trace element study. *Geochimica et Cosmochimica Acta*, 104(1), pp. 42-62.
- Resolución de Calificación Ambiental N°124. Modificación en el consumo de reactivos. Servicio de Evaluación Ambiental, Región del Libertador General Bernardo O'Higgins, Chile, 29 de octubre del 2002.
- Resolución de Calificación Ambiental N°151. Recuperación del molibdeno desde concentrados colectivos de MVC. Servicio de Evaluación Ambiental, Región del Libertador General Bernardo O'Higgins, Chile, 24 de mayo del 2004.
- Resolución de Calificación Ambiental N°83. Proyecto de capacidad de recuperación de aguas de los relaves de MVC. Servicio de Evaluación Ambiental, Región del Libertador General Bernardo O'Higgins, Chile, 5 de julio del 2006.
- Resolución de Calificación Ambiental N°197. Aumento en la capacidad de tratamiento de los relaves finos del embalse Colihues. Servicio de Evaluación Ambiental, Región del Libertador General Bernardo O'Higgins, Chile, 29 de diciembre del 2011.
- Resolución de Calificación Ambiental N°132. Aumento de la capacidad de beneficio. Servicio de Evaluación Ambiental, Región del Libertador General Bernardo O'Higgins, Chile, 10 de julio del 2014.
- Reimann, C., Filzmoser, P., Garrett, R. G., Dutter, R. 2008. *Statistical data analysis explained. Applied Environmental Statistics*. R. Wiley, Chichester.
- Rivera, O & Cembrano, J. 2000. Modelo de formación de cuencas volcanotectónicas en zonas de transferencia oblicuas a la cadena andina: El caso de las cuencas Oligo-Miocenas de Chile Central & su relación con estructuras NNW-NW (33° 00'-34° 30'S). *Actas IX Congreso Geológico Chileno*. 31 de Julio - 4 de Agosto. Puerto Varas. Chile, v. 1, pp. 631-636.
- Rivera, O., Falcón, F. 2000. Secuencias de relleno de cuencas volcano-tectónicas transversales Oligoceno-Miocenas en los alrededores del Yacimiento El Teniente (33° 45'-34° 30' S). *IX° Congreso Geológico Chileno*, Puerto Varas, v.1, pp. 819-823.
- Rodriguez, R. T., Rubio, J. 2007. DAF—dissolved air flotation: Potential applications in the mining and mineral processing industry. *International Journal of Mineral Processing*, 82(1), pp. 1-13.
- Romero, F., Armienta, M., Gutierrez, M., Villaseñor, G. 2008. Factores geológicos y climáticos que determinan la peligrosidad y el impacto ambiental de jales mineros. *Rev. Int. Contam. Ambient.* 24 (2), pp. 43-54.
- Salomons, W. 1995. Environmental impact of metals derived from mining activities: Processes, predictions, prevention. *Journal of Geochemical Exploration*, 52(1-2), pp. 5-23.
- Santander, M., Valderrama, L. 2019. Recovery of Pyrite from Copper Tailings by Flotation. *Journal of Materials Research and Technology*, 8(5), pp. 4312-17.
- SERNAGEOMIN. 2015b. Guía metodológica para la estabilidad química de faenas e instalaciones mineras. Servicio Nacional de Geología y Minería, Fundación Chile, y colaboradores.

- SERNAGEOMIN. 2019. Geoquímica de Superficies de Depósitos de Relaves de Chile (01/2019). Oficina de Depósitos de Relaves, Santiago, Chile.
- SERNAGEOMIN. 2019a. Catastro de Depósitos de Relaves en Chile (actualización 04-2019). Servicio Nacional de Geología y Minería, Departamento de Depósitos de Relaves, Santiago, Chile.
- SERNAGEOMIN & PGS Chile. 2018. Estudios de normativas internacionales de diseño, construcción, operación, cierre y post cierre de depósitos de relaves. Servicio Nacional de Geología y Minería y colaboradores.
- SGL-I-123/03, 2003. Estándares & Metodologías de Trabajo para Geología de Minas Actualización Año 2003. Superintendencia Geología, División El Teniente, CODELCO-Chile. Alto Colón, Chile.
- Shahhosseini, M., Ardejani, F. D., Amini, M., Ebrahimi, L., & Poorkani, A. M. 2019. Environmental geochemistry of As and Pb in a copper low-grade dump, Miduk copper mine, Kerman province, SE Iran. *Journal of Geochemical Exploration*, 198, pp. 54–70.
- Skewes, M., Arevalo, A. 1997. Andesitas de la Mina, El Teniente: VIII Congreso Geológico Chileno, Antofagasta, Actas, v.2, pp. 1162-1164.
- Skewes, M., Arévalo, A., Floody, R., Zúñiga, P. y Stern, C. H. 2002. The giant El Teniente brecciatedeposit: Hipogene copper distribution and emplacement. *Society of Economic Geologist, Special Publication 9, Chapter 14*, pp. 299 - 332.
- Sobek, A. A., Schuller, W. A., Freeman, J. R., Smith, R. M. 1978. Field and laboratory methods applicable to overburdens and minesoil. Final report, January 1975--December 1976 (No. PB-280495). West Virginia Univ., Morgantown (USA). Coll. of Agriculture and Forestry.
- Subrahmanyam, T. V., Forssberg, K. E. 1990. Fine particles processing: shear-flocculation and carrier flotation—a review. *International Journal of Mineral Processing*, 30(3-4), pp. 265-286.
- Tailings management. 2016. Leading practice sustainable development program for the mining industry. Australian Government, 128 p.
- Vasallo, L.F., 2008, Yacimientos Minerales Metálicos. Versión OnLine, Bol-e. Centro de Geociencias, UNAM Querétaro, México.
- White III, W. W., Lapakko, K. A., Cox, R. L. 1999. Static-test methods most commonly used to predict acid-mine drainage: practical guidelines for use and interpretation. *The Environmental Geochemistry of Mineral Deposits, Part A, Processes, Techniques, and Health Issues: Littleton, CO, Society of Economic Geologists, Reviews in Economic Geology A, 6*, pp. 325-338.
- Wills, B., Napier-Munn, T. 2006. *Mineral processing technology*. Oxford: Butterworth-Heinemann.
- Yianatos, J. 2005. Flotación de Minerales. Apunte para clases. Departamento de procesos químicos, biotecnológicos y ambientales. Universidad Federico Santa María, Chile.
- Yoon, R. H. 1993. Microbubble flotation. *Minerals Engineering*, 6(6), pp. 619-630.
- Zhang, M., Peng, Y. 2015. Effect of clay minerals on pulp rheology and the flotation of copper and gold minerals. *Minerals Engineering*, 70, pp- 8-13.

Zúñiga, P. 1982. Alteración y mineralización hipógenas en el sector oeste del yacimiento El Teniente. Memoria para Optar al Título de Geólogo. Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, Departamento de Geología. 104 p.

Anexos

A.1 Límites de Detección para Análisis Mediante ICP-MS

Elemento	Rango de Detección	Elemento	Rango de Detección	Elemento	Rango de Detección
Ag	20 - 200000 ppb	Ho	0,1 - 2000 ppm	Sc	0,1 - 200 ppm
Al	0,01 - 20 %	In	0,01 - 1000 ppm	Se	0,3 - 1000 ppm
As	0,2 - 10000 ppm	K	0,01 - 10 %	Sm	0,1 - 2000 ppm
Ba	1 - 10000 ppm	La	0,1 - 2000 ppm	Sn	0,1 - 2000 ppm
Be	1 - 1000 ppm	Li	0,1 - 2000 ppm	Sr	1 - 10000 ppm
Bi	0,04 - 4000 ppm	Lu	0,1 - 2000 ppm	Ta	0,1 - 2000 ppm
Ca	0,01 - 40 %	Mg	0,01 - 30 %	Tb	0,1 - 2000 ppm
Cd	0,02 - 4000 ppm	Mn	1 - 10000 ppm	Te	0,05 - 1000 ppm
Ce	0,02 - 2000 ppm	Mo	0,05 - 4000 ppm	Th	0,1 - 4000 ppm
Co	0,2 - 4000 ppm	Na	0,001 - 10 %	Ti	0,001 - 10 %
Cr	1 - 10000 ppm	Nb	0,04 - 2000 ppm	Tl	0,05 - 10000 ppm
Cs	0,1 - 2000 ppm	Nd	0,1 - 2000 ppm	Tm	0,1 - 2000 ppm
Cu	0,1 - 10000 ppm	Ni	0,1 - 10000 ppm	U	0,1 - 4000 ppm
Dy	0,1 - 2000 ppm	P	0,001 - 5 %	V	1 - 10000 ppm
Er	0,1 - 2000 ppm	Pb	0,02 - 10000 ppm	W	0,1 - 200 ppm
Eu	0,1 - 2000 ppm	Pr	0,1 - 2000 ppm	Y	0,1 - 2000 ppm
Fe	0,01 - 60 %	Rb	0,1 - 2000 ppm	Yb	0,1 - 2000 ppm
Ga	0,02 - 100 ppm	Re	0,002 - 100 ppm	Zn	0,2 - 10000 ppm
Gd	0,1 - 2000 ppm	S	0,04 - 10 %	Zr	0,2 - 2000 ppm
Hf	0,02 - 1000 ppm	Sb	0,02 - 4000 ppm		

Tabla A.1. Límites de detección utilizados en los equipos del laboratorio de Bureau Veritas (Bureau Veritas, 2016).

Elemento	Rango de Detección	Elemento	Rango de Detección	Elemento	Rango de Detección
Ag	0,05 - 100 ppm	Hg	10 - 10000 ppb	Sc	1 - 5000 ppm
Al	0,01 - 10 %	Ho	0,1 - 1000 ppm	Se	0,1 - 1000 ppm
As	0,1 - 10000 ppm	In	0,1 - 100 ppm	Sm	0,1 - 100 ppm
Ba	1 - 5000 ppm	K	0,01 - 5 %	Sn	1- 200 ppm
Be	0,1 - 1000 ppm	La	0,1 - 10000 ppm	Sr	0,2 - 1000 ppm
Bi	0,02 - 2000 ppm	Li	0,5 - 400 ppm	Ta	0,1 - 1000 ppm
Ca	0,01 - 50 %	Lu	0,1 - 100 ppm	Tb	0,1 - 100 ppm
Cd	0,1 - 1000 ppm	Mg	0,01 - 50 %	Te	0,1 - 500 ppm
Ce	0,1 - 10000 ppm	Mn	1 - 10000 ppm	Th	0,1 - 500 ppm
Co	0,1 - 500 ppm	Mo	0,1 - 10000 ppm	Ti	0,0005 - 10 %
Cr	1 - 5000 ppm	Na	0,01 - 3 %	Tl	0,05 - 500 ppm
Cs	0,05 - 100 ppm	Nb	0,1 - 500 ppm	Tm	0,1 - 1000 ppm
Cu	0,2 - 10000 ppm	Nd	0,1 - 10000 ppm	U	0,1 - 10000 ppm
Dy	0,1 - 5000 ppm	Ni	0,5 - 5000 ppm	V	1 - 1000 ppm
Er	0,1 - 1000 ppm	P	0,001 - 10 %	W	0,1 - 200 ppm
Eu	0,05 - 100 ppm	Pb	0,5 - 5000 ppm	Y	0,1 - 10000 ppm
Fe	0,01 - 50 %	Pr	0,1 - 1000 ppm	Yb	0,1 - 5000 ppm
Ga	0,1 - 500 ppm	Rb	0,2 - 5000 ppm	Zn	0,2 - 10000 ppm
Gd	0,1 - 5000 ppm	Re	0,001 - 100 ppm	Zr	1 - 5000 ppm
Ge	0,1 - 500 ppm	S	0,01 - 20 %		
Hf	0,1 - 500 ppm	Sb	0,1 - 500 ppm		

Tabla A.2. Límites de detección utilizados en los equipos del laboratorio de ActLabs (ActLabs, 2020).

A.2 Resultados Obtenidos Mediante ICP-MS

ID	Campaña	Mes	Ag	Al	As	Ba	Ca	Cd	Co	Cr	Fe	K	Mg
			ppm	ppm	Ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm
H_1	1	Abril	0,37	88122,00	34,90	359,00	37960,00	0,20	21,30	46,00	44014,00	26486,00	19440,00
H_1	1	Mayo	0,45	80781,00	33,10	342,00	33500,00	0,29	22,70	47,00	43624,00	25793,00	17325,00
H_1	2	Agosto	0,55	83100,00	27,90	333,00	27900,00	0,21	18,90	38,00	43000,00	27200,00	16800,00
H_1	2	Septiembre	0,36	82600,00	31,10	332,00	35100,00	0,16	24,30	37,00	49300,00	29200,00	19500,00
H_1	3	Diciembre	0,17	83200,00	24,40	65,00	42600,00	0,20	19,00	32,70	48400,00	28200,00	22900,00
H_1	3	Enero	0,19	74200,00	29,60	75,00	37000,00	0,20	23,70	50,20	45600,00	24400,00	20400,00
H_2	1	Abril	0,46	93551,00	132,30	369,00	6390,00	0,28	17,20	72,00	41439,00	33260,00	22995,00
H_2	1	Mayo	0,39	74950,00	101,20	312,00	5830,00	0,24	16,70	66,00	39378,00	29602,00	20007,00
H_2	2	Agosto	0,45	75000,00	112,90	318,00	5100,00	0,29	19,30	58,00	40300,00	33700,00	20700,00
H_2	2	Septiembre	0,43	73000,00	101,70	286,00	5600,00	0,37	18,40	58,00	41200,00	25100,00	20600,00
H_2	3	Diciembre	0,44	78600,00	118,00	302,00	8100,00	0,60	22,40	81,50	41500,00	27500,00	23100,00
H_2	3	Enero	0,36	73500,00	69,70	226,00	20700,00	0,40	22,40	63,70	41000,00	25400,00	20400,00
H_3	1	Abril	0,43	88073,00	95,40	352,00	11710,00	0,27	18,50	63,00	41040,00	29830,00	19881,00
H_3	1	Mayo	0,40	81487,00	96,60	314,00	7890,00	0,31	20,20	67,00	40907,00	29137,00	19719,00
H_3	2	Agosto	1,05	74400,00	120,10	312,00	6900,00	0,51	18,60	55,00	41100,00	26000,00	21200,00
H_3	2	Septiembre	0,48	73000,00	94,30	302,00	6800,00	0,41	22,30	56,00	42900,00	22000,00	20400,00
H_3	3	Diciembre	0,20	73600,00	86,80	180,00	12200,00	0,40	20,10	58,50	39400,00	25100,00	20700,00
H_3	3	Enero	0,22	82100,00	135,00	344,00	10300,00	0,50	18,90	73,80	41200,00	29400,00	24300,00
H_4	1	Abril	0,54	90278,00	39,20	333,00	33830,00	0,25	25,10	48,00	46873,00	25584,00	17829,00
H_4	1	Mayo	0,59	81840,00	40,10	337,00	29340,00	0,36	22,00	44,00	45239,00	24415,00	16011,00
H_4	2	Agosto	0,52	81000,00	27,30	307,00	28000,00	0,33	20,60	34,00	40100,00	22900,00	16500,00
H_4	2	Septiembre	0,60	83900,00	31,30	352,00	32600,00	0,23	25,60	40,00	52700,00	27200,00	17700,00
H_4	3	Diciembre	0,42	71800,00	23,90	77,00	32500,00	0,30	23,30	46,10	42100,00	22300,00	18000,00
H_4	3	Enero	0,47	70200,00	27,00	77,00	31400,00	0,20	23,70	44,60	40000,00	21400,00	17700,00
H_5	1	Abril	0,46	90964,00	124,10	357,00	7290,00	0,42	18,90	67,00	40632,00	32348,00	22599,00
H_5	1	Mayo	0,42	93561,00	117,60	346,00	6830,00	0,41	17,00	67,00	40812,00	31749,00	22527,00
H_5	2	Agosto	0,41	75500,00	109,50	320,00	5600,00	0,41	17,50	57,00	39600,00	32600,00	21000,00
H_5	2	Septiembre	0,41	78400,00	125,00	336,00	7000,00	0,32	18,00	55,00	39900,00	30400,00	21300,00
H_5	3	Diciembre	0,39	93900,00	151,00	414,00	9700,00	0,50	20,10	79,40	46700,00	34800,00	27600,00
H_5	3	Enero	0,31	81300,00	175,00	438,00	6300,00	0,60	17,40	84,30	39400,00	30600,00	24900,00

C_1	1	Abril	0,37	87710,00	59,40	343,00	26110,00	0,21	21,00	57,00	41468,00	27845,00	20196,00
C_1	1	Mayo	0,35	84310,00	52,30	348,00	24570,00	0,23	19,40	46,00	45750,00	26616,00	19505,00
C_1	2	Agosto											
C_1	2	Septiembre											
C_1	3	Diciembre	0,27	89100,00	58,80	95,00	30500,00	0,50	23,60	55,00	51800,00	30200,00	25000,00
C_1	3	Enero	0,19	75500,00	55,30	77,00	29200,00	0,40	25,50	51,90	42600,00	26300,00	21200,00
C_2	1	Abril	0,30	84456,00	64,00	345,00	20660,00	0,19	19,10	53,00	41411,00	27750,00	18783,00
C_2	1	Mayo	0,35	72320,00	70,10	295,00	17280,00	0,28	21,00	55,00	42920,00	25760,00	18330,00
C_2	2	Agosto	0,34	79000,00	63,00	309,00	17500,00	0,36	23,50	49,00	42300,00	24000,00	18900,00
C_2	2	Septiembre	0,31	82600,00	59,50	282,00	19400,00	0,33	26,80	51,00	47200,00	28900,00	19500,00
C_2	3	Diciembre	0,17	72000,00	64,00	71,00	20200,00	0,50	28,40	61,60	43700,00	23700,00	19400,00
C_2	3	Enero	0,14	74700,00	59,90	77,00	22400,00	0,20	25,10	71,50	43400,00	24600,00	19900,00
C_3	1	Abril	0,28	73102,58	52,39	278,30	25829,05	0,45	30,43	52,71	37356,17	26497,57	18044,01
C_3	1	Mayo	0,38	68981,56	54,80	321,63	23935,86	0,31	21,83	52,88	40519,80	25995,33	19204,60
C_3	2	Agosto	0,34	81836,95	51,15	355,37	26046,40	0,30	18,53	48,29	39711,88	30844,94	18995,91
C_3	2	Septiembre	0,31	79563,23	53,61	341,55	23914,21	0,20	19,13	47,96	41844,38	29342,80	19038,72
C_3	3	Diciembre	0,38	32130,64	54,18	87,76	12693,22	0,29	23,19	52,71	19077,90	10199,26	9166,76
C_3	3	Enero	0,21	73469,45	56,71	110,31	27983,66	0,30	20,53	57,23	39584,68	25124,51	20608,17
C_4	1	Abril	0,80	84731,00	80,60	347,00	29420,00	0,36	33,80	60,00	51823,00	27655,00	20133,00
C_4	1	Mayo	0,93	82190,00	88,00	331,00	25570,00	0,44	30,00	56,00	57340,00	25401,00	18960,00
C_4	2	Agosto	0,75	75800,00	67,70	244,00	24100,00	0,38	30,60	41,00	49600,00	29700,00	19100,00
C_4	2	Septiembre	0,69	80500,00	76,20	302,00	26100,00	0,31	33,60	49,00	56000,00	30800,00	20600,00
C_4	3	Diciembre	0,58	87400,00	82,70	43,00	30700,00	0,50	41,20	42,30	65500,00	30600,00	25300,00
C_4	3	Enero	0,68	71700,00	94,60	26,00	28400,00	0,40	65,60	53,80	68000,00	24500,00	20400,00
F_1	1	Abril	0,55	87612,00	42,50	343,00	32020,00	0,21	23,50	51,00	45914,00	25470,00	17928,00
F_1	1	Mayo	0,72	80360,00	42,10	332,00	28380,00	0,30	23,40	49,00	45952,00	24852,00	16191,00
F_1	2	Agosto	0,49	82200,00	25,90	343,00	28500,00	0,25	20,00	40,00	41700,00	26700,00	16300,00
F_1	2	Septiembre	0,63	75600,00	37,80	212,00	27700,00	0,27	25,60	40,00	47200,00	25400,00	17400,00
F_1	3	Diciembre	0,61	83100,00	40,70	73,00	29600,00	0,30	21,60	47,20	47100,00	26600,00	21300,00
F_1	3	Enero	0,63	79600,00	26,10	112,00	34500,00	0,40	23,40	55,80	45600,00	25200,00	19700,00
F_2	1	Abril	5,24	70923,00	274,90	214,00	16180,00	1,69	196,00	55,00	168008,00	23342,00	15489,00
F_2	1	Mayo	4,74	43600,00	178,90	130,00	9070,00	1,89	155,90	31,00	98460,00	13193,00	8770,00
F_2	2	Agosto	6,18	58600,00	317,60	26,00	11800,00	3,03	217,60	34,00	175400,00	19500,00	12500,00
F_2	2	Septiembre	5,67	57800,00	236,20	16,00	11600,00	4,23	164,00	34,00	135200,00	23400,00	14100,00
F_2	3	Diciembre	3,45	59100,00	213,00	9,00	18400,00	2,40	146,00	51,30	135000,00	21000,00	15700,00

F_2	3	Enero	2,57	58300,00	177,00	7,00	19100,00	1,40	227,00	44,50	205000,00	20200,00	15300,00
F_3	1	Abril	1,55	86397,00	133,90	246,00	9330,00	0,64	60,90	69,00	75003,00	30191,00	20754,00
F_3	1	Mayo	2,06	85819,00	134,50	266,00	8770,00	0,88	90,40	55,00	86374,00	28880,00	19683,00
F_3	2	Agosto	3,25	62000,00	123,90	26,00	6300,00	2,38	145,40	41,00	125600,00	25400,00	16700,00
F_3	2	Septiembre	2,79	59600,00	118,30	22,00	5900,00	1,19	123,80	41,00	103100,00	26200,00	17700,00
F_3	3	Diciembre	3,19	68000,00	138,00	26,00	10500,00	2,30	143,00	62,10	153000,00	25400,00	19500,00
F_3	3	Enero	2,99	69600,00	165,00	56,00	12800,00	1,60	133,00	65,90	122000,00	25600,00	20000,00
F_4	1	Abril	12,55	69286,00	487,60	200,00	16650,00	5,91	105,20	48,00	118541,00	24748,00	14607,00
F_4	1	Mayo	10,37	70890,00	450,60	222,00	14840,00	5,10	112,70	46,00	126810,00	23920,00	14974,00
F_4	2	Agosto	9,90	61000,00	348,90	25,00	10200,00	15,23	156,70	37,00	133100,00	24300,00	13600,00
F_4	2	Septiembre	10,32	58400,00	303,20	24,00	10800,00	11,39	140,00	37,00	124800,00	24000,00	13700,00
F_4	3	Diciembre	9,04	58300,00	300,00	8,00	13100,00	9,60	123,00	49,60	108000,00	22600,00	15500,00
F_4	3	Enero	7,99	50800,00	322,00	7,00	11600,00	8,90	151,00	51,30	116000,00	19600,00	13400,00
F_5	1	Abril	12,35	60721,00	439,30	117,00	12650,00	6,06	166,50	50,00	160484,00	22154,00	12960,00
F_5	1	Mayo	11,67	64220,00	425,20	220,00	12870,00	6,36	123,50	48,00	146260,00	22172,00	13536,00
F_5	2	Agosto	12,31	58900,00	359,20	15,00	10000,00	20,17	146,70	36,00	133400,00	23100,00	12900,00
F_5	2	Septiembre	13,03	56100,00	323,50	17,00	10300,00	19,07	167,70	35,00	143300,00	21800,00	12400,00
F_5	3	Diciembre	12,70	51900,00	333,00	7,00	12500,00	12,70	157,00	52,60	136000,00	19900,00	13800,00
F_5	3	Enero	12,60	50200,00	317,00	25,00	12500,00	12,50	154,00	49,60	133000,00	19800,00	13200,00
F_6	1	Abril	2,08	77792,00	183,50	176,00	16210,00	0,79	133,40	51,00	139536,00	25622,00	17145,00
F_6	1	Mayo	2,97	75725,00	199,70	177,00	14950,00	1,10	140,40	50,00	135328,00	25080,00	16272,00
F_6	2	Agosto	2,51	60500,00	201,50	23,00	12900,00	1,36	161,70	38,00	131100,00	24000,00	15900,00
F_6	2	Septiembre	2,89	64400,00	193,40	19,00	12400,00	1,47	173,60	38,00	144100,00	24800,00	15800,00
F_6	3	Diciembre	2,74	62400,00	237,00	10,00	16200,00	1,80	166,00	59,30	146000,00	22700,00	17200,00
F_6	3	Enero	2,66	47900,00	211,00	6,00	13000,00	1,20	234,00	139,00	163000,00	17000,00	13100,00
F_7	1	Abril	13,49	63729,00	446,60	200,00	13770,00	6,54	152,80	52,00	146804,00	22933,00	13410,00
F_7	1	Mayo	12,52	64930,00	407,60	197,00	12500,00	7,14	146,90	50,00	147050,00	22485,00	13771,00
F_7	2	Agosto	11,39	64500,00	381,20	19,00	13200,00	12,03	140,90	38,00	127100,00	25100,00	14600,00
F_7	2	Septiembre	11,93	60300,00	315,90	35,00	10900,00	13,57	175,10	35,00	146100,00	23000,00	13200,00
F_7	3	Diciembre	10,40	60000,00	338,00	51,00	15300,00	9,10	131,00	53,70	133000,00	23100,00	15600,00
F_7	3	Enero	12,90	50000,00	438,00	5,00	12200,00	6,60	216,00	44,90	196000,00	19000,00	12900,00
F_8	1	Abril	16,58	57301,00	448,10	144,00	12000,00	6,92	161,60	56,00	172577,00	20102,00	11565,00
F_8	1	Mayo	19,02	54060,00	499,60	150,00	10780,00	8,50	162,00	49,00	189060,00	18234,00	11261,00
F_8	2	Agosto	18,56	47400,00	383,60	73,00	8600,00	24,82	216,90	35,00	180800,00	16200,00	9700,00
F_8	2	Septiembre	16,53	55300,00	352,10	15,00	11000,00	13,90	161,80	38,00	146600,00	21600,00	12200,00

F_8	3	Diciembre	23,20	42900,00	402,00	5,00	11400,00	17,10	159,00	48,30	156000,00	15900,00	11100,00
F_8	3	Enero	20,50	36900,00	550,00	19,00	10500,00	12,80	243,00	39,80	212000,00	13900,00	9400,00
F_9	1	Abril	32,83	54684,00	721,10	127,00	12850,00	12,36	144,10	48,00	170915,00	18896,00	11151,00
F_9	1	Mayo	29,83	44070,00	673,20	122,00	10500,00	16,40	208,50	45,00	213120,00	14352,00	8958,00
F_9	2	Agosto	23,41	42200,00	463,30	46,00	8200,00	33,87	218,00	33,00	192700,00	14300,00	8700,00
F_9	2	Septiembre	28,03	42300,00	450,60	120,00	9300,00	28,26	210,80	33,00	182400,00	13800,00	8900,00
F_9	3	Diciembre	14,00	50400,00	506,00	7,00	12700,00	17,50	169,00	44,60	142000,00	19700,00	13400,00
F_9	3	Enero	23,80	34200,00	598,00	4,00	11400,00	17,70	224,00	43,00	187000,00	13000,00	8800,00
F_10	1	Abril	29,19	43737,00	669,30	122,00	10900,00	8,87	154,30	41,00	188794,00	15400,00	8775,00
F_10	1	Mayo	25,16	49390,00	626,10	129,00	10620,00	9,39	147,70	44,00	191490,00	16588,00	10237,00
F_10	2	Agosto	35,73	38500,00	607,70	44,00	7500,00	26,00	184,00	31,00	181600,00	13000,00	7700,00
F_10	2	Septiembre	39,72	35200,00	392,70	59,00	7400,00	17,38	191,90	29,00	181900,00	11800,00	7300,00
F_10	3	Diciembre	30,10	31900,00	500,00	7,00	8900,00	18,50	178,00	45,90	163000,00	10900,00	8100,00
F_10	3	Enero	24,80	33800,00	550,00	15,00	9300,00	18,70	217,00	36,10	193000,00	12600,00	8400,00
F_11	1	Abril	52,29	21962,00	1017,60	63,00	8680,00	12,86	145,70	33,00	212724,00	7610,00	4689,00
F_11	1	Mayo	46,90	19050,00	1056,60	52,00	6020,00	14,49	161,70	31,00	239520,00	6422,00	3986,00
F_11	2	Agosto	48,83	22800,00	547,00	24,00	7400,00	17,19	158,70	29,00	186100,00	7900,00	4700,00
F_11	2	Septiembre	46,72	19500,00	529,40	30,00	4600,00	19,48	171,50	20,00	198100,00	6600,00	4000,00
F_11	3	Diciembre	39,90	19700,00	659,00	2,00	7100,00	26,60	152,00	27,40	200000,00	7400,00	5100,00
F_11	3	Enero	40,70	16400,00	808,00	2,00	9500,00	20,40	197,00	33,10	192000,00	6300,00	4300,00

Tabla A.3. Resultados en ppm de los análisis químicos para los 20 puntos de muestreo considerando las tres campañas. Contiene a Ag, Al, As, Ba, Ca, Cd, Co, Cr, Fe, K, Mg.

ID	Campaña	Mes	Mn	Na	Ni	Pb	Sb	Sn	Ti	V	Zn
			ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm
H_1	1	Abril	418,00	14871,00	25,10	15,05	4,56	2,00	2771,00	175,00	104,60
H_1	1	Mayo	370,00	14448,00	26,00	25,30	7,31	2,20	2474,00	163,00	118,30
H_1	2	Agosto	396,00	16250,00	21,80	13,63	4,81	2,20	2390,00	174,00	99,60
H_1	2	Septiembre	435,00	14990,00	25,30	22,46	8,32	2,00	2420,00	182,00	132,00
H_1	3	Diciembre	359,00	18200,00	13,70	19,10	3,50	9,00	4590,00	163,00	85,70
H_1	3	Enero	483,00	15500,00	16,40	18,00	5,40	4,00	4104,00	205,00	113,00
H_2	1	Abril	272,00	9268,00	40,40	19,19	3,82	3,20	2809,00	210,00	65,10
H_2	1	Mayo	242,00	9203,00	34,00	11,02	2,70	2,70	2353,00	193,00	59,80
H_2	2	Agosto	274,00	9820,00	40,30	14,52	3,08	2,90	2190,00	201,00	60,10
H_2	2	Septiembre	252,00	9910,00	35,30	12,36	2,63	2,50	2250,00	205,00	57,80
H_2	3	Diciembre	372,00	10000,00	36,70	13,40	3,10	5,00	4514,00	265,00	69,10
H_2	3	Enero	386,00	14400,00	24,20	17,20	3,80	7,00	4275,00	215,00	95,70
H_3	1	Abril	282,00	10876,00	30,40	13,16	3,13	2,40	2613,00	187,00	65,40
H_3	1	Mayo	247,00	9560,00	34,20	11,25	4,49	2,70	2288,00	188,00	58,50
H_3	2	Agosto	278,00	9630,00	37,60	16,89	3,77	2,80	2180,00	207,00	71,10
H_3	2	Septiembre	261,00	10090,00	38,40	11,38	2,28	3,00	2290,00	208,00	59,80
H_3	3	Diciembre	285,00	10300,00	23,90	9,20	2,40	4,00	4178,00	193,00	52,00
H_3	3	Enero	337,00	10400,00	29,50	14,30	3,50	5,00	4630,00	242,00	69,60
H_4	1	Abril	351,00	17052,00	24,70	14,60	5,96	2,20	2539,00	171,00	102,70
H_4	1	Mayo	376,00	15764,00	23,10	15,63	7,34	2,00	2325,00	157,00	117,00
H_4	2	Agosto	374,00	17050,00	22,50	13,73	3,50	1,70	2320,00	169,00	81,70
H_4	2	Septiembre	424,00	16940,00	24,60	24,50	8,86	1,80	2470,00	178,00	140,30
H_4	3	Diciembre	425,00	16500,00	15,90	11,10	4,70	5,00	3900,00	198,00	109,00
H_4	3	Enero	434,00	15400,00	19,00	10,80	4,90	4,00	3966,00	192,00	104,00
H_5	1	Abril	280,00	9109,00	40,40	16,79	3,65	3,50	2623,00	205,00	69,00
H_5	1	Mayo	270,00	9362,00	38,30	13,46	3,24	3,30	2706,00	204,00	64,80
H_5	2	Agosto	278,00	9590,00	39,40	14,87	2,91	3,00	2300,00	203,00	64,30
H_5	2	Septiembre	288,00	9590,00	35,90	16,18	3,58	2,80	2460,00	200,00	70,20
H_5	3	Diciembre	352,00	11100,00	39,40	18,20	4,00	4,00	4990,00	252,00	78,10
H_5	3	Enero	352,00	8400,00	40,60	13,90	3,50	6,00	4044,00	268,00	80,40
C_1	1	Abril	349,00	12605,00	32,30	11,22	2,73	2,40	2678,00	186,00	69,20
C_1	1	Mayo	353,00	12981,00	25,80	14,69	4,09	2,10	2064,00	153,00	81,20
C_1	2	Agosto									

C_1	2	Septiembre									
C_1	3	Diciembre	413,00	15900,00	32,50	13,60	4,10	4,00	5114,00	220,00	93,20
C_1	3	Enero	424,00	13800,00	31,40	16,30	2,40	7,00	4316,00	209,00	92,70
C_2	1	Abril	316,00	12812,00	25,30	9,84	2,48	2,20	2474,00	176,00	62,90
C_2	1	Mayo	304,00	12436,00	28,60	13,71	3,48	2,30	2048,00	177,00	75,90
C_2	2	Agosto	337,00	13070,00	31,80	16,38	3,24	2,20	2290,00	188,00	72,20
C_2	2	Septiembre	347,00	13090,00	31,00	13,25	3,72	2,00	2290,00	185,00	81,00
C_2	3	Diciembre	392,00	13100,00	26,70	11,70	3,50	4,00	3707,00	225,00	80,50
C_2	3	Enero	374,00	13600,00	23,20	11,60	3,40	4,00	3870,00	213,00	75,80
C_3	1	Abril	356,45	13036,85	27,64	13,19	9,93	2,31	2558,00	174,84	126,06
C_3	1	Mayo	341,51	12964,61	31,56	14,74	3,37	2,72	2258,13	179,57	79,65
C_3	2	Agosto	393,74	13690,46	27,19	16,13	3,17	2,61	2378,17	186,08	82,31
C_3	2	Septiembre	381,26	12811,85	27,79	16,77	4,90	2,09	2262,24	184,59	83,58
C_3	3	Diciembre	421,65	6269,08	22,37	5,92	4,60	3,96	1622,74	212,04	117,33
C_3	3	Enero	440,96	13757,20	20,11	12,67	4,57	3,96	3999,03	214,08	107,67
C_4	1	Abril	396,00	12098,00	36,80	24,80	9,86	2,50	2558,00	179,00	102,90
C_4	1	Mayo	354,00	11242,00	30,10	32,62	9,70	2,30	2000,00	165,00	124,30
C_4	2	Agosto	375,00	12150,00	32,60	23,06	5,65	2,40	2170,00	184,00	92,30
C_4	2	Septiembre	400,00	12510,00	35,80	20,88	7,66	2,40	2460,00	195,00	124,80
C_4	3	Diciembre	405,00	14700,00	33,40	25,90	4,70	5,00	4712,00	211,00	109,00
C_4	3	Enero	442,00	12300,00	37,60	21,00	5,40	5,00	3285,00	212,00	116,00
F_1	1	Abril	399,00	15679,00	23,30	14,38	4,33	1,90	2502,00	169,00	97,00
F_1	1	Mayo	362,00	15031,00	22,60	16,40	6,83	1,90	2223,00	160,00	107,70
F_1	2	Agosto	379,00	16860,00	20,80	15,05	4,91	1,50	2180,00	165,00	91,60
F_1	2	Septiembre	376,00	15370,00	24,00	16,51	6,53	1,70	2370,00	172,00	109,80
F_1	3	Diciembre	382,00	17600,00	21,20	13,30	4,50	5,00	4734,00	194,00	83,50
F_1	3	Enero	432,00	18300,00	23,70	15,60	4,80	5,00	4529,00	184,00	128,00
F_2	1	Abril	306,00	8169,00	85,10	60,04	30,61	2,60	1776,00	147,00	182,60
F_2	1	Mayo	171,00	4662,00	67,70	41,29	25,08	2,40	856,00	84,00	133,80
F_2	2	Agosto	262,00	6340,00	92,00	55,82	21,65	2,20	1290,00	123,00	150,40
F_2	2	Septiembre	246,00	7510,00	80,00	35,93	13,51	2,20	1410,00	141,00	123,30
F_2	3	Diciembre	311,00	9400,00	66,90	28,80	8,10	5,00	2651,00	162,00	161,00
F_2	3	Enero	299,00	9800,00	91,30	29,10	6,90	3,00	2527,00	138,00	124,00
F_3	1	Abril	273,00	8310,00	47,90	20,75	4,49	2,70	2316,00	188,00	79,20
F_3	1	Mayo	258,00	7962,00	55,90	16,59	5,14	3,10	2372,00	181,00	80,40

F_3	2	Agosto	232,00	6550,00	84,60	19,62	4,83	2,50	1550,00	162,00	71,00
F_3	2	Septiembre	231,00	6970,00	74,70	16,16	4,46	2,80	1720,00	173,00	71,90
F_3	3	Diciembre	227,00	12100,00	70,10	2,00	5,60	5,00	3110,00	157,00	97,20
F_3	3	Enero	296,00	9900,00	64,80	20,10	7,20	4,00	3158,00	178,00	118,00
F_4	1	Abril	290,00	7915,00	49,90	56,63	55,93	3,50	1618,00	138,00	291,70
F_4	1	Mayo	280,00	7370,00	56,60	52,79	42,85	2,60	1392,00	138,00	266,50
F_4	2	Agosto	227,00	6230,00	75,90	48,48	25,21	2,50	1200,00	139,00	178,90
F_4	2	Septiembre	221,00	6290,00	73,10	39,80	25,44	2,80	1290,00	132,00	145,20
F_4	3	Diciembre	271,00	7100,00	61,30	40,10	10,20	5,00	2275,00	166,00	216,00
F_4	3	Enero	253,00	6100,00	64,70	28,90	7,60	4,00	2024,00	151,00	150,00
F_5	1	Abril	245,00	6712,00	70,20	51,85	49,66	2,50	1758,00	126,00	298,40
F_5	1	Mayo	254,00	6683,00	58,70	58,14	41,00	2,80	1264,00	129,00	304,10
F_5	2	Agosto	219,00	6270,00	73,80	58,86	33,27	2,60	1100,00	130,00	200,90
F_5	2	Septiembre	215,00	5790,00	82,10	53,95	25,79	3,90	1130,00	125,00	174,30
F_5	3	Diciembre	234,00	6300,00	69,10	44,30	18,00	7,00	2326,00	148,00	237,00
F_5	3	Enero	230,00	7200,00	69,40	35,60	31,80	5,00	2380,00	143,00	238,00
F_6	1	Abril	293,00	8451,00	61,40	22,66	8,90	2,20	1916,00	159,00	100,20
F_6	1	Mayo	278,00	8159,00	68,70	24,65	14,63	2,60	1851,00	152,00	117,80
F_6	2	Agosto	295,00	7590,00	77,40	32,55	11,43	2,10	1760,00	157,00	102,50
F_6	2	Septiembre	268,00	7690,00	85,20	27,01	9,71	2,30	1660,00	151,00	99,80
F_6	3	Diciembre	302,00	8700,00	72,50	22,70	6,20	5,00	2453,00	179,00	144,00
F_6	3	Enero	285,00	6400,00	91,50	22,00	4,40	4,00	2014,00	148,00	83,50
F_7	1	Abril	271,00	6956,00	70,60	62,33	62,88	3,00	1497,00	128,00	309,60
F_7	1	Mayo	255,00	6759,00	71,90	67,50	41,39	2,80	1264,00	128,00	288,10
F_7	2	Agosto	275,00	6960,00	72,70	67,78	39,88	2,70	1390,00	145,00	189,90
F_7	2	Septiembre	220,00	6030,00	81,10	51,00	26,78	2,80	1220,00	126,00	161,50
F_7	3	Diciembre	259,00	12100,00	61,40	21,40	25,00	4,00	2883,00	149,00	213,00
F_7	3	Enero	219,00	6000,00	84,40	61,00	8,90	5,00	2057,00	116,00	251,00
F_8	1	Abril	226,00	5753,00	73,30	79,81	48,97	2,70	1302,00	111,00	437,20
F_8	1	Mayo	218,00	5198,00	70,00	88,32	55,87	2,60	1032,00	103,00	504,40
F_8	2	Agosto	189,00	4380,00	96,00	88,56	33,19	2,30	900,00	100,00	253,10
F_8	2	Septiembre	238,00	5940,00	80,40	69,53	36,39	2,60	1180,00	127,00	235,80
F_8	3	Diciembre	209,00	5100,00	69,60	83,60	25,80	4,00	1881,00	114,00	395,00
F_8	3	Enero	201,00	4200,00	88,80	77,30	4,20	3,00	1650,00	93,00	404,00
F_9	1	Abril	274,00	5593,00	60,80	146,92	166,31	2,80	1246,00	101,00	594,70

F_9	1	Mayo	197,00	4277,00	84,60	120,84	86,94	2,70	936,00	80,00	547,90
F_9	2	Agosto	178,00	3930,00	92,90	104,30	50,57	2,20	820,00	91,00	318,10
F_9	2	Septiembre	171,00	4180,00	93,00	93,66	44,10	2,50	940,00	92,00	232,90
F_9	3	Diciembre	264,00	5900,00	66,30	63,60	32,00	4,00	2451,00	143,00	320,00
F_9	3	Enero	191,00	3800,00	85,90	85,50	32,90	5,00	1613,00	90,00	600,00
F_10	1	Abril	186,00	4399,00	63,40	116,23	59,41	3,00	1274,00	84,00	620,80
F_10	1	Mayo	215,00	4803,00	65,10	121,90	79,06	2,60	976,00	94,00	586,20
F_10	2	Agosto	168,00	3500,00	84,20	163,75	91,53	2,00	800,00	82,00	562,40
F_10	2	Septiembre	136,00	3340,00	83,70	102,20	55,50	2,20	760,00	73,00	298,90
F_10	3	Diciembre	205,00	3700,00	70,00	99,40	30,80	4,00	1690,00	101,00	547,00
F_10	3	Enero	171,00	5300,00	83,40	63,80	49,20	5,00	1619,00	87,00	367,00
F_11	1	Abril	124,00	2030,00	60,70	310,24	254,82	2,70	651,00	41,00	1262,40
F_11	1	Mayo	106,00	1720,00	67,60	290,71	156,70	2,40	464,00	35,00	1118,40
F_11	2	Agosto	116,00	1820,00	70,70	185,34	116,14	2,10	600,00	44,00	734,10
F_11	2	Septiembre	87,00	1580,00	77,00	187,08	91,46	2,10	470,00	40,00	555,10
F_11	3	Diciembre	109,00	2100,00	66,50	186,00	45,60	5,00	1318,00	47,00	1040,00
F_11	3	Enero	147,00	1800,00	75,40	202,00	42,40	2,00	1102,00	46,00	959,00

Tabla A.4. Resultados en ppm de los análisis químicos para los 20 puntos de muestreo considerando las tres campañas. Contiene a Mn, Na, Ni, Pb, Sb, Sn, Ti, V y Zn.

A.3 Resultados Análisis Mineralógicos

A.3.1 Difracción de Rayos X (Resultados)

Fases (%)	H_1 DIC.	H_1 ENERO	C_2 DIC.	C_2 ENERO	F_1 DIC.	F_1 ENERO	F_3 DIC.	F_3 ENERO	F_11 DIC.	F_11 ENERO
Cuarzo	28,80	28,99	32,39	32,92	32,01	29,42	24,63	22,58	8,64	7,81
Moscovita	10,07	9,81	12,68	11,81	9,34	5,89	10,26	9,23	3,79	2,66
Plagioclasas	27,55	25,85	21,93	24,63	24,55	27,25	18,56	16,21	4,27	1,38
Microclina	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD
Clinocloro/Clorita	9,73	9,70	10,49	9,75	8,18	9,64	6,45	6,84	4,28	3,39
Illita	8,56	9,99	10,56	11,18	10,15	11,01	7,64	5,87	2,87	0,94
Ortoclasa	1,56	1,45	1,30	0,47	4,35	4,03	1,44	0,99	0,86	0,60
Molibdenita	0,04	0,06	< LOD	< LOD	0,06	0,04	0,17	0,17	0,74	0,94
Grupo Caolín	0,24	0,18	0,90	0,19	0,06	0,06	0,65	1,36	0,08	0,06
Magnetita	1,68	2,30	1,61	1,46	1,39	1,64	1,49	0,97	1,32	0,71
Hematita	0,29	0,31	0,19	< LOD	0,40	0,32	0,04	1,03	0,54	0,41
Pirita	0,79	0,36	1,28	0,91	0,41	0,52	18,06	25,09	16,20	27,28
Calcopirita	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	1,67	1,09	27,51	26,77
Yeso	0,18	0,12	< LOD	< LOD	0,11	0,13	0,14	0,06	< LOD	< LOD
Calcita	1,30	1,39	0,45	0,43	1,03	1,20	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD
Siderita	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD
Actinolita	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD
Augita	0,75	0,67	0,80	0,53	0,62	0,91	0,95	0,83	< LOD	< LOD
Apatito	0,92	0,53	0,24	0,29	0,32	0,27	1,32	1,05	< LOD	< LOD
Esfalerita	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	0,21	< LOD
Jarosita	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD
Anhidrita	4,59	5,05	1,43	1,40	3,14	3,79	2,15	2,80	< LOD	< LOD
Esméctita	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD
Biotita	2,94	3,24	3,75	4,05	3,89	3,89	3,16	3,03	0,56	0,95
Rutilo	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD
Turmalina	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD
Flogopita	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD

Butlerita	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD
Calcosina	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	1,23	0,82	< LOD	< LOD
Andratita	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD
Pirofilita	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD
Covelina	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	3,96	3,07
Pirrotina	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	2,85	1,47
Bornita	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	4,23	4,59
Digenita	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	17,10	16,98
Total	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

Tabla A.5. Fases minerales obtenidas mediante XRD para los 5 puntos de muestreo. Los resultados se encuentran en porcentaje.

Elemento (%)	H_1 DIC.	H_1 ENERO	C_2 DIC.	C_2 ENERO	F_1 DIC.	F_1 ENERO	F_3 DIC.	F_3 ENERO	F_11 DIC.	F_11 ENERO
Mg	1,40	1,59	1,86	1,15	1,50	1,66	1,21	1,35	< LOD	< LOD
Al	6,01	6,26	5,91	5,97	6,09	5,99	4,83	4,84	1,58	1,58
Si	16,51	17,13	17,38	17,30	17,54	18,20	12,89	12,62	3,33	2,92
P	0,12	0,13	0,09	0,10	0,09	0,10	0,09	0,10	< LOD	< LOD
S	4,38	4,37	2,57	2,49	2,94	3,35	12,96	15,68	27,36	29,43
K	2,17	2,25	2,20	2,11	1,99	1,99	1,86	1,76	0,64	0,55
Ca	2,51	2,49	1,28	1,39	1,78	2,06	1,51	1,40	0,80	1,00
Ti	0,37	0,38	0,40	0,40	0,39	0,41	0,33	0,31	0,23	0,19
V	0,02	0,01	0,01	0,01	< LOD	< LOD	0,01	< LOD	< LOD	< LOD
Cr	0,01	0,00	0,01	0,01	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD
Mn	0,03	0,04	0,03	0,03	0,03	0,03	0,02	0,02	< LOD	0,01
Fe	5,38	5,16	5,44	5,40	5,06	5,13	13,15	15,98	18,51	20,41
Co	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	0,01	0,03	0,02	0,02
Ni	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD
Cu	0,16	0,12	0,18	0,17	0,28	0,26	1,99	1,37	28,45	26,93
Zn	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01	0,02	0,02	0,23	0,22
Ga	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD
As	0,00	0,00	0,00	0,01	0,00	0,00	0,02	0,01	0,05	0,07
Se	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	0,00	0,00

Rb	0,02	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01	0,00	0,00
Sr	0,06	0,06	0,04	0,04	0,05	0,05	0,02	0,02	0,00	0,00
Y	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	< LOD	< LOD
Zr	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01	0,00	0,00	0,00	< LOD
Mo	0,01	0,02	0,03	0,02	0,03	0,02	0,14	0,09	0,81	0,69
Rh	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD
Pd	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	0,00	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD
Ag	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	0,00	0,01	0,01
Cd	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD
Sn	0,01	< LOD	0,01	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD
Sb	0,00	0,00	0,00	< LOD	0,00	0,00	0,00	0,00	0,01	0,01
Te	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD
Ba	0,04	0,04	0,03	0,03	0,04	0,03	0,04	0,04	< LOD	0,02
W	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	0,00	0,00
Pt	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD
Au	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD
Hg	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD
Pb	< LOD	0,00	< LOD	< LOD	< LOD	0,00	0,00	0,00	0,02	0,02
Bi	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD
Th	0,00	0,00	< LOD	0,00	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	0,00
U	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	0,07	0,06

Tabla A.6. Concentración de elementos (%) para las muestras analizadas mediante XRD.

Fase/Grupo Mineral (%)	H_1 DIC.	H_1 ENERO	C_2 DIC.	C_2 ENERO	F_1 DIC.	F_1 ENERO	F_3 DIC.	F_3 ENERO	F_11 DIC.	F_11 ENERO
Caolinita	2,25	1,75	1,70	1,90	2,62	1,91	2,16	1,75	2,86	2,77
Caolinita/Dickita	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD
Illita	1,79	1,58	1,27	1,32	1,32	1,25	1,53	1,30	0,95	1,45
Pirofilita	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD
Montmorillonita	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD
Montmorillonita-Illita	0,05	0,05	0,06	0,05	0,03	0,04	0,04	0,03	< LOD	< LOD
Clorita	0,65	0,62	0,66	0,66	0,35	0,44	0,71	0,59	0,28	1,03
Clorita-Montmorillonita	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD
Clorita-Vermiculita	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD
Rectorita	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD

Tabla A.7. Resultados, en porcentaje, de las fases minerales presentes en la fracción fina (arcillas).

A.3.2 Difracción de Rayos X (Diffractogramas)

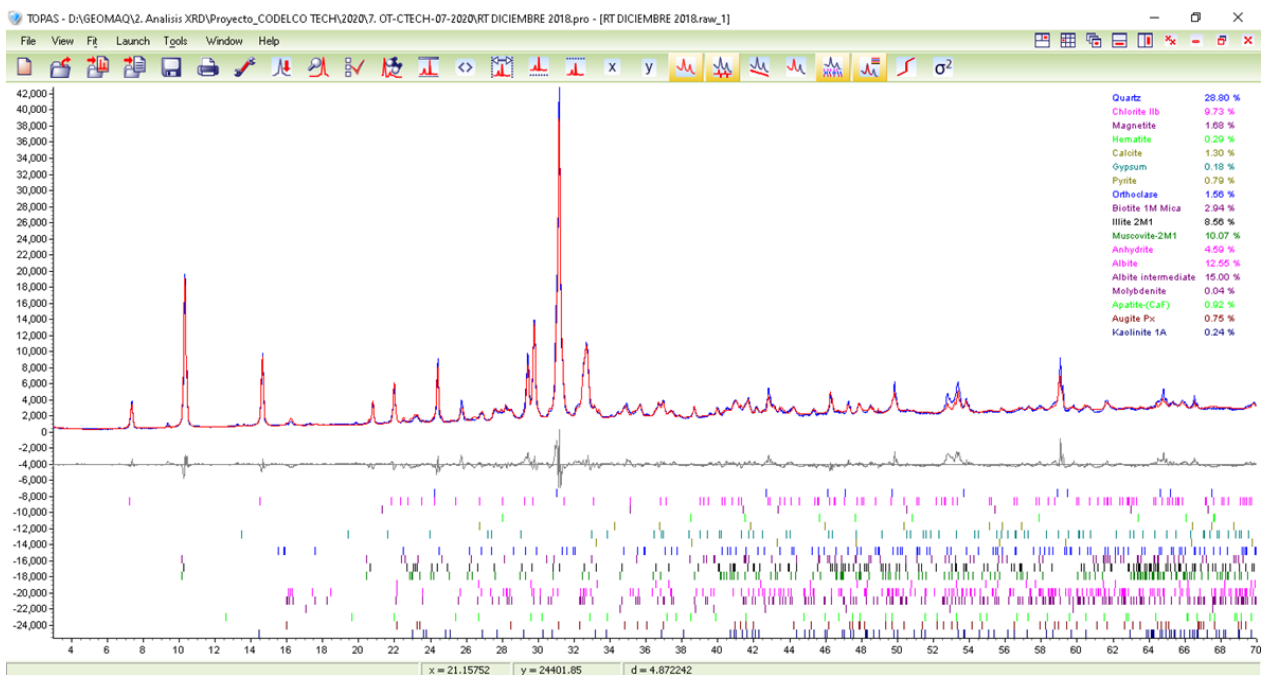


Figura A.1. Difractograma de la muestra H_1 Diciembre Fracción Gruesa.

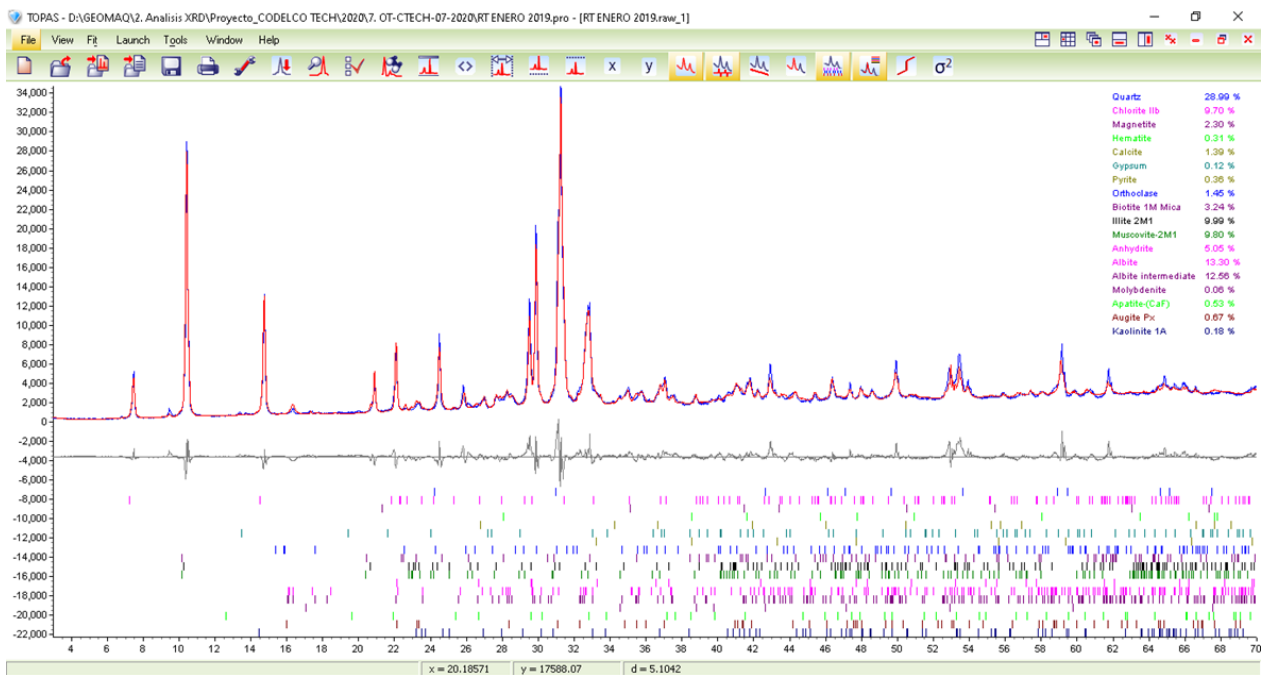


Figura A.2. Difractograma de la muestra H_1 Enero Fracción Gruesa.



Figura A.4. Difractograma muestra C_2 Diciembre Fracción Guesa.

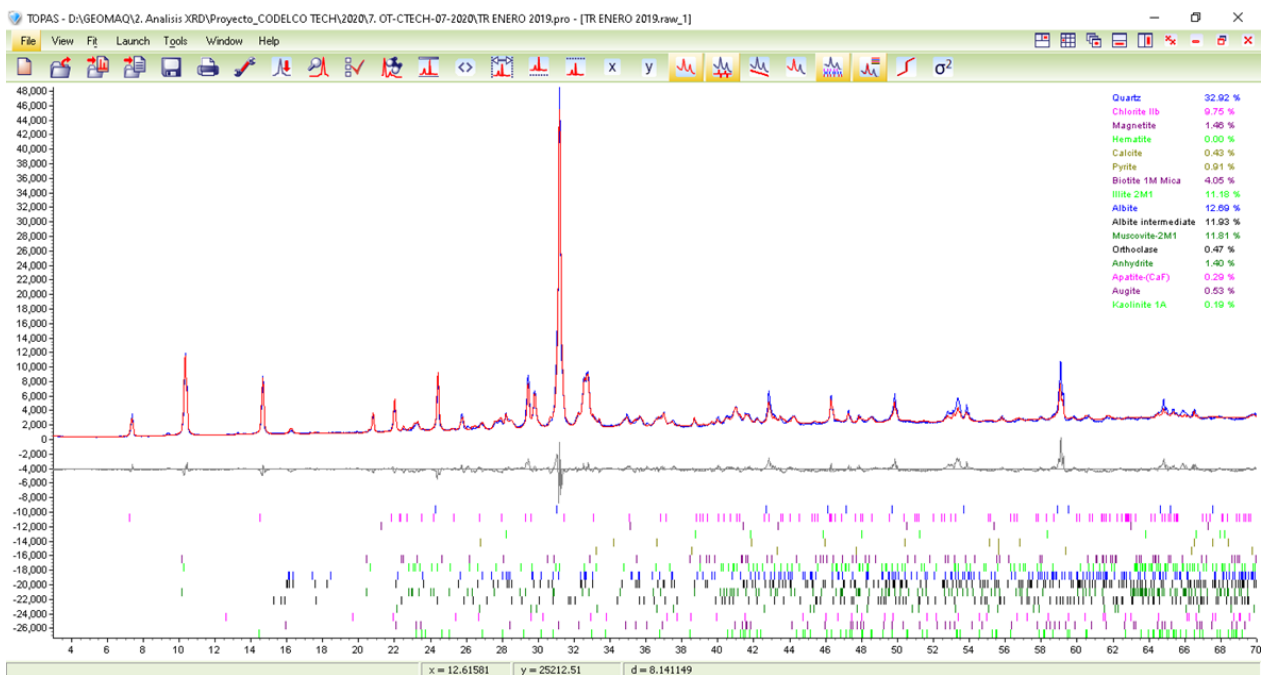


Figura A.3. Difractograma muestra C_2 Enero Fracción Guesa.



Figura A.5. Difractograma muestra F_1 Diciembre Fracción Guesa.



Figura A.6. Difractograma muestra F_1 Enero Fracción Guesa.



Figura A.8. Difractograma muestra F_3 Diciembre Fracción Guesa.



Figura A.7. Difractograma muestra F_3 Enero Fracción Guesa.

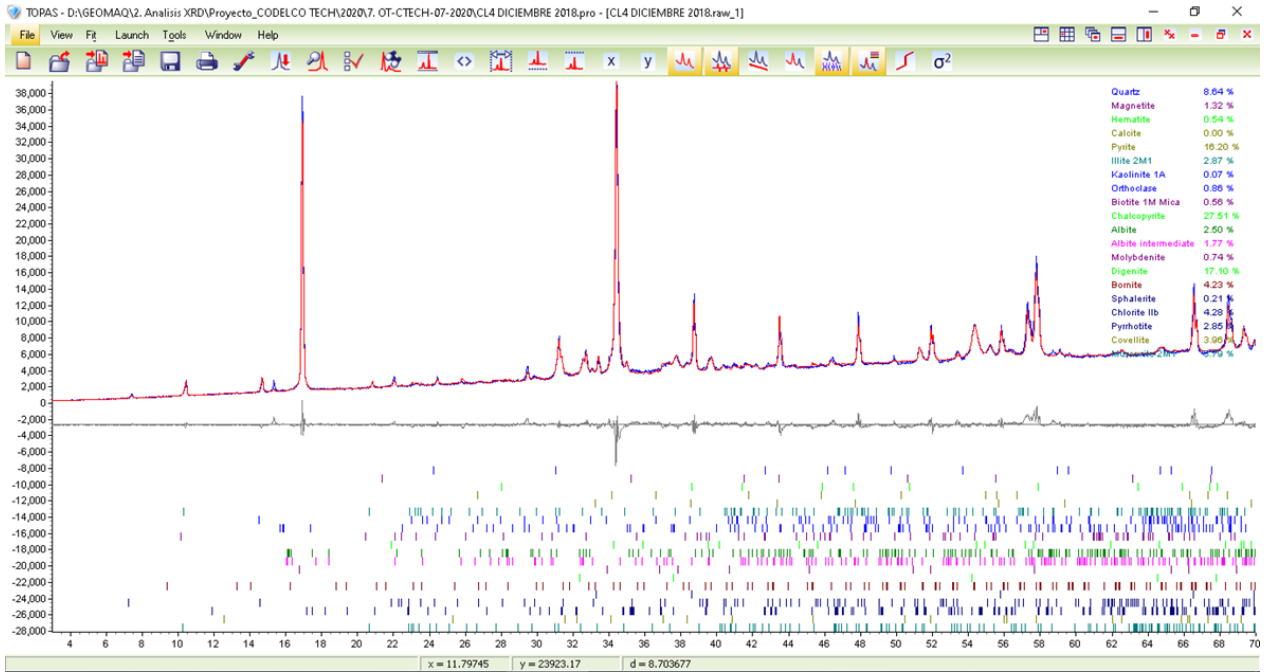


Figura A.9. Difractograma muestra F_11 Diciembre Fracción Gruesa

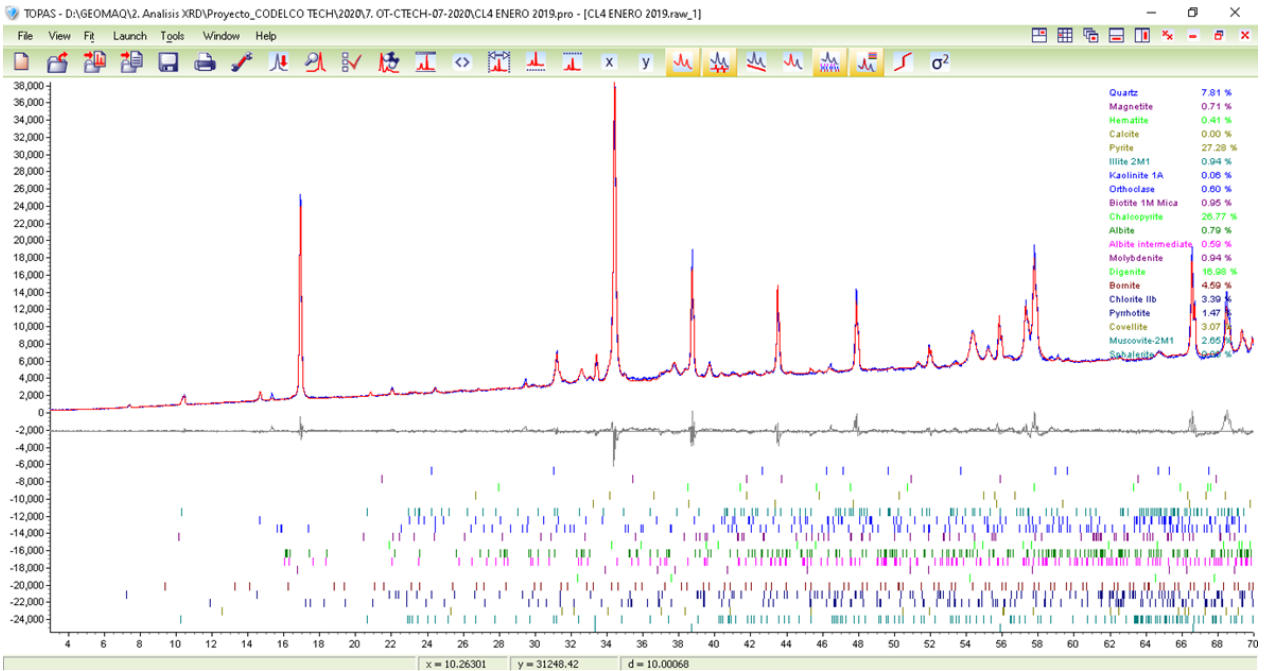
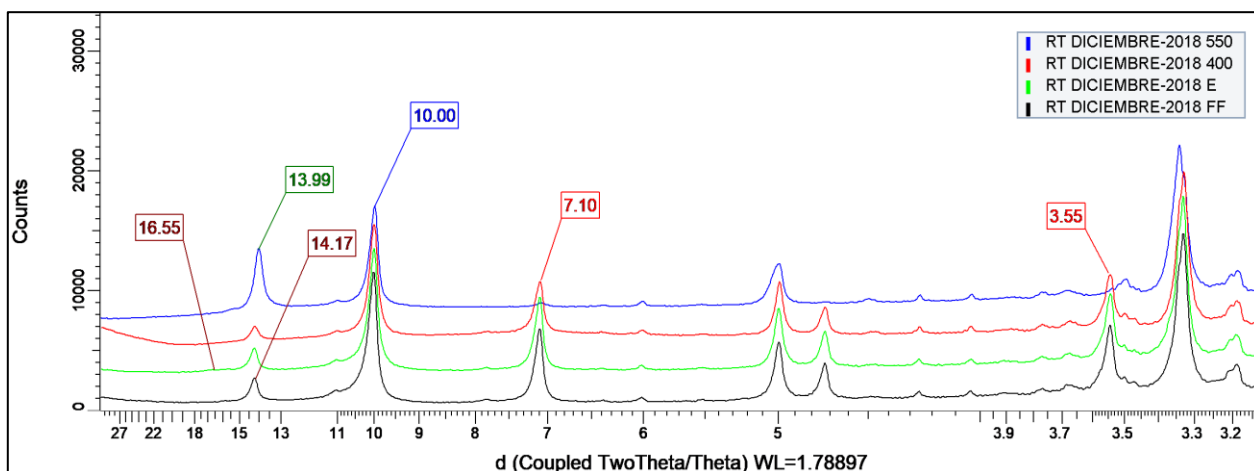


Figura A.10. Difractograma muestra F_11 Enero Fracción Gruesa.



LEYENDA		
Fracción Fina <2 um	FF	█
Tratamiento con Etilenglicol	E	█
Tratamiento Térmico 400°C	400	█
Tratamiento Térmico 550°C	550	█

CALCULO DE FRACCIONES	
Fracciones	%
Fracción Gruesa >2 um	95,26
Fracción Fina <2 um	4,74

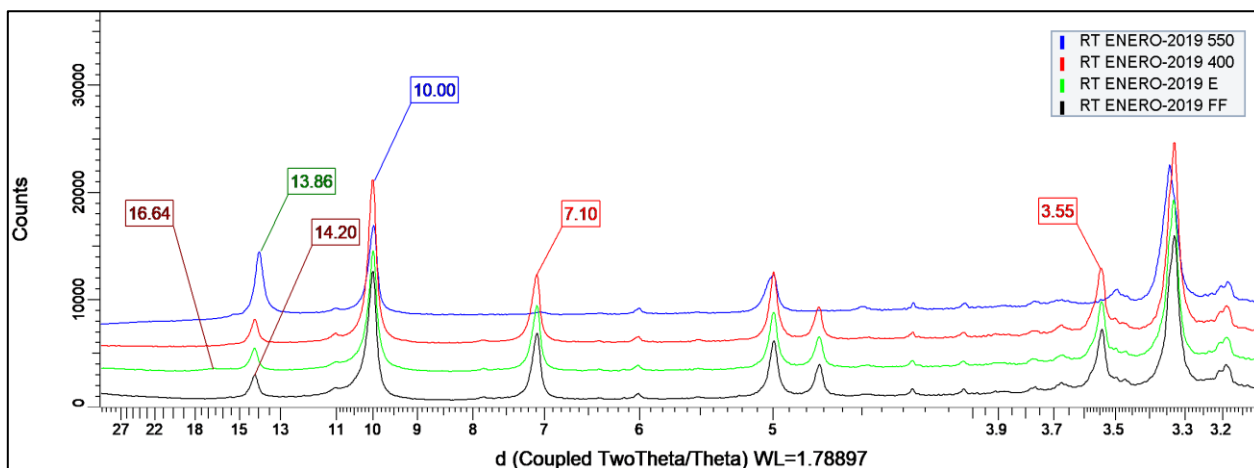
ANALISIS CUALITATIVO						
"d" Fino	Etilenglicol	400°C	550°C	Grupo	d 060	Especie
7.10-3.55 Å	Sin cambios	Sin cambios	Destruye 7.10	Caolin	1,790	Caolinita
10 Å	Sin cambio simétrico	Leve incremento	Disminución	Micas	1,499	Illita
13.99 Å	Sin cambios	Leve incremento	Incremento	Clorita	1,538-1,549	Clorita
14.17 Å	Desplaza a 16.55 Å	Colapso	Colapso	Esmectitas	1,492-1,504	Montmorillonita-Illita

ANALISIS SEMICUANTITATIVO			
Fracción <2 um	% relativo	% en peso	
Caolinita	Basado en peak 001	47,57%	2,25
Illita	Basado en peak 001	37,84%	1,79
Clorita	Basado en peak 001	13,62%	0,65
Mont.-Illita	Basado en peak 001	0,97%	0,05

Basado en el método de la aproximación al 100% mediante MIF
Valores de MIF tomados de Biscaye 1965

GLOBAL

Figura A.11. Difractograma muestra H_1 Diciembre Fracción Fina.



LEYENDA		
Fracción Fina <2 um	FF	█
Tratamiento con Etilenglicol	E	█
Tratamiento Térmico 400°C	400	█
Tratamiento Térmico 550°C	550	█

CALCULO DE FRACCIONES	
Fracciones	%
Fracción Gruesa >2 um	96
Fracción Fina <2 um	4

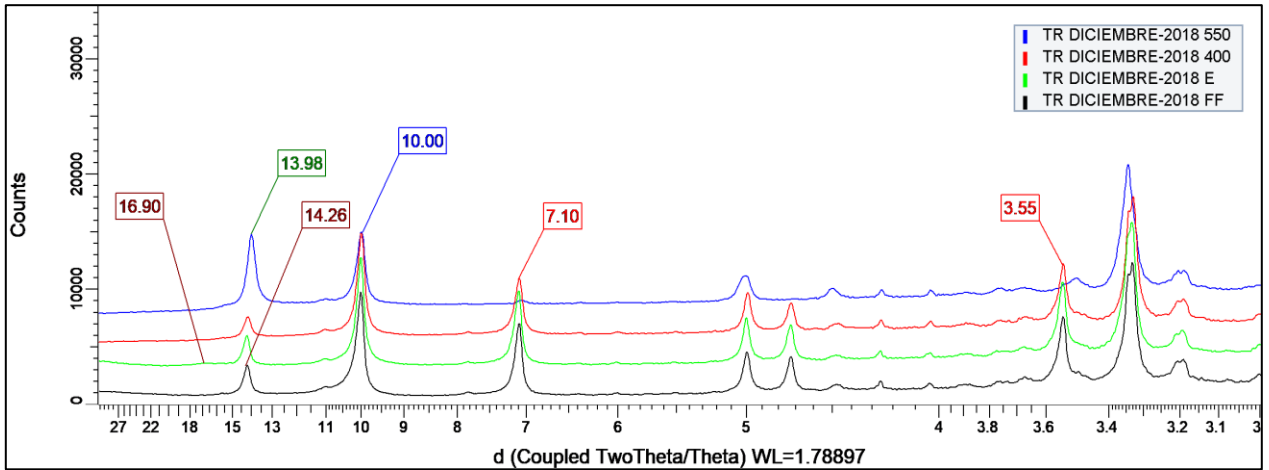
ANALISIS CUALITATIVO						
"d" Fino	Etilenglicol	400°C	550°C	Grupo	d 060	Especie
7.10-3.55 Å	Sin cambios	Sin cambios	Destruye 7.10	Caolin	1,790	Caolinita
10 Å	Sin cambio simétrico	Leve incremento	Disminución	Micas	1,499	Illita
13.86 Å	Sin cambios	Leve incremento	Incremento	Clorita	1,538-1,549	Clorita
14.20 Å	Desplaza a 16.64 Å	Colapso	Colapso	Esmectitas	1,492-1,504	Montmorillonita-Illita

ANALISIS SEMICUANTITATIVO			
Fracción <2 um	% relativo	% en peso	
Caolinita	Basado en peak 001	43,83%	1,75
Illita	Basado en peak 001	39,61%	1,58
Clorita	Basado en peak 001	15,38%	0,62
Mont.-Illita	Basado en peak 001	1,18%	0,05

Basado en el método de la aproximación al 100% mediante MIF
Valores de MIF tomados de Biscaye 1965

GLOBAL

Figura A.12. Difractograma muestra H_1 Enero Fracción Fina.



LEYENDA		
Fracción Fina <2 um	FF	
Tratamiento con Etilenglicol	E	
Tratamiento Térmico 400°C	400	
Tratamiento Térmico 550°C	550	

ANÁLISIS CUALITATIVO						
"d" Fino	Etilenglicol	400°C	550°C	Grupo	d 060	Especie
7.10-3.55 Å	Sin cambios	Sin cambios	Destruye 7.10	Caolin	1,790	Caolinita
10 Å	Sin cambio simétrico	Leve incremento	Disminución	Micas	1,499	Illita
13.98 Å	Sin cambios	Leve incremento	Incremento	Clorita	1,538-1,549	Clorita
14.26 Å	Desplaza a 16.90 Å	Colapso	Colapso	Esmectitas	1,492-1,504	Montmorillonita-Illita

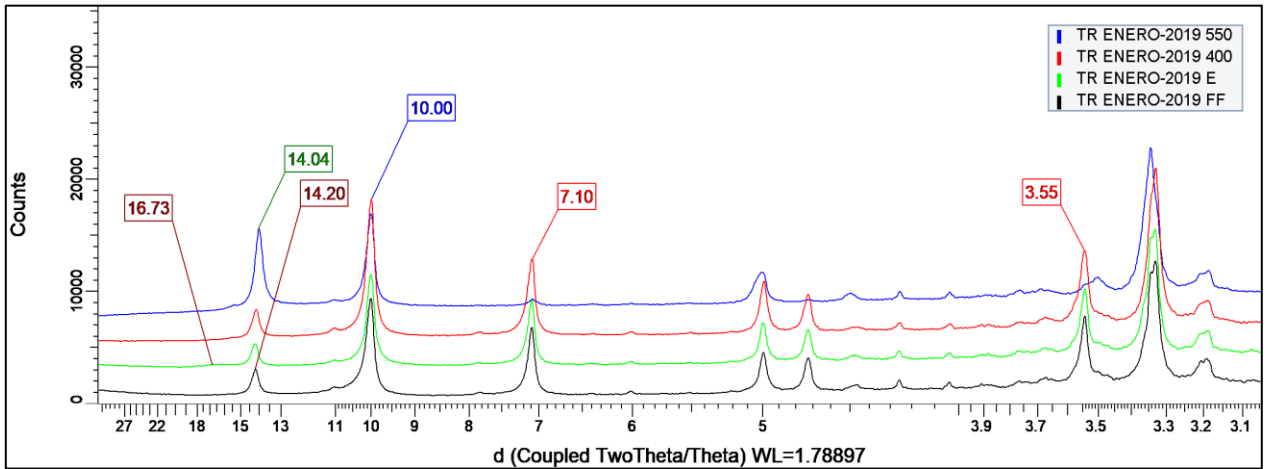
CÁLCULO DE FRACCIONES	
Fracciones	%
Fracción Gruesa >2 um	96,31
Fracción Fina <2 um	3,69

ANÁLISIS SEMICUANTITATIVO			
Fracción <2 um	% relativo	% en peso	
Caolinita	Basado en peak 001	45,96%	1,70
Illita	Basado en peak 001	34,47%	1,27
Clorita	Basado en peak 001	17,97%	0,66
Mont.-Illita	Basado en peak 001	1,60%	0,06

Basado en el método de la aproximación al 100% mediante MIF
Valores de MIF tomados de Biscaye 1965

GLOBAL

Figura A.14. Difractograma muestra C_2 Diciembre Fracción Fina.



LEYENDA		
Fracción Fina <2 um	FF	
Tratamiento con Etilenglicol	E	
Tratamiento Térmico 400°C	400	
Tratamiento Térmico 550°C	550	

ANÁLISIS CUALITATIVO						
"d" Fino	Etilenglicol	400°C	550°C	Grupo	d 060	Especie
7.10-3.55 Å	Sin cambios	Sin cambios	Destruye 7.10	Caolin	1,790	Caolinita
10 Å	Sin cambio simétrico	Leve incremento	Disminución	Micas	1,499	Illita
14.04 Å	Sin cambios	Leve incremento	Incremento	Clorita	1,538-1,549	Clorita
14.20 Å	Desplaza a 16.73 Å	Colapso	Colapso	Esmectitas	1,492-1,504	Montmorillonita-Illita

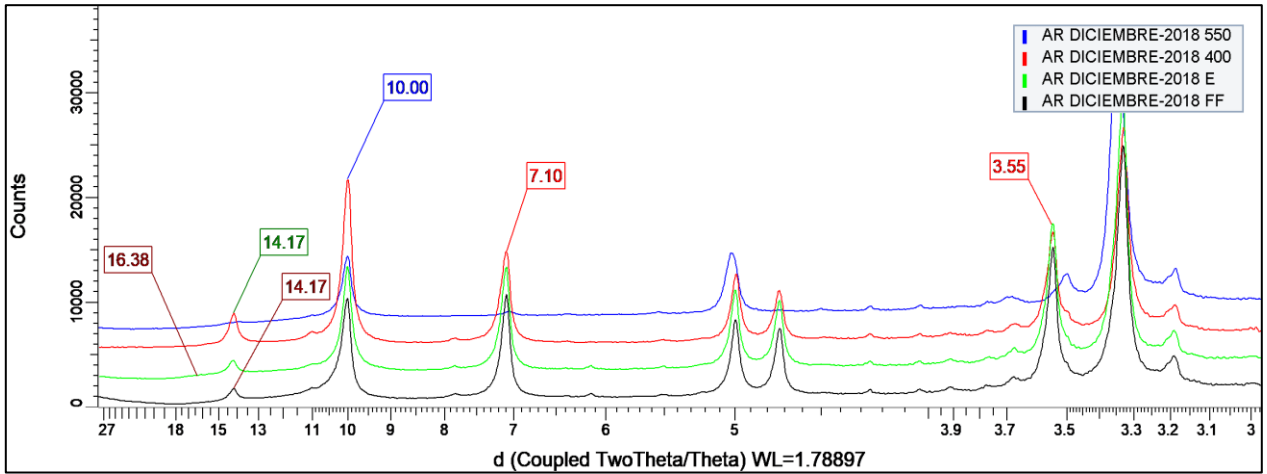
CÁLCULO DE FRACCIONES	
Fracciones	%
Fracción Gruesa >2 um	96,07
Fracción Fina <2 um	3,93

ANÁLISIS SEMICUANTITATIVO			
Fracción <2 um	% relativo	% en peso	
Caolinita	Basado en peak 001	48,27%	1,90
Illita	Basado en peak 001	33,48%	1,32
Clorita	Basado en peak 001	16,92%	0,66
Mont.-Illita	Basado en peak 001	1,32%	0,05

Basado en el método de la aproximación al 100% mediante MIF
Valores de MIF tomados de Biscaye 1965

GLOBAL

Figura A.13. Difractograma muestra C_2 Enero Fracción Fina.



LEYENDA	
Fracción Fina <2 um	FF
Tratamiento con Etilenglicol	E
Tratamiento Térmico 400°C	400
Tratamiento Térmico 550°C	550

CALCULO DE FRACCIONES	
Fracciones	%
Fracción Gruesa >2 um	95,67
Fracción Fina <2 um	4,33

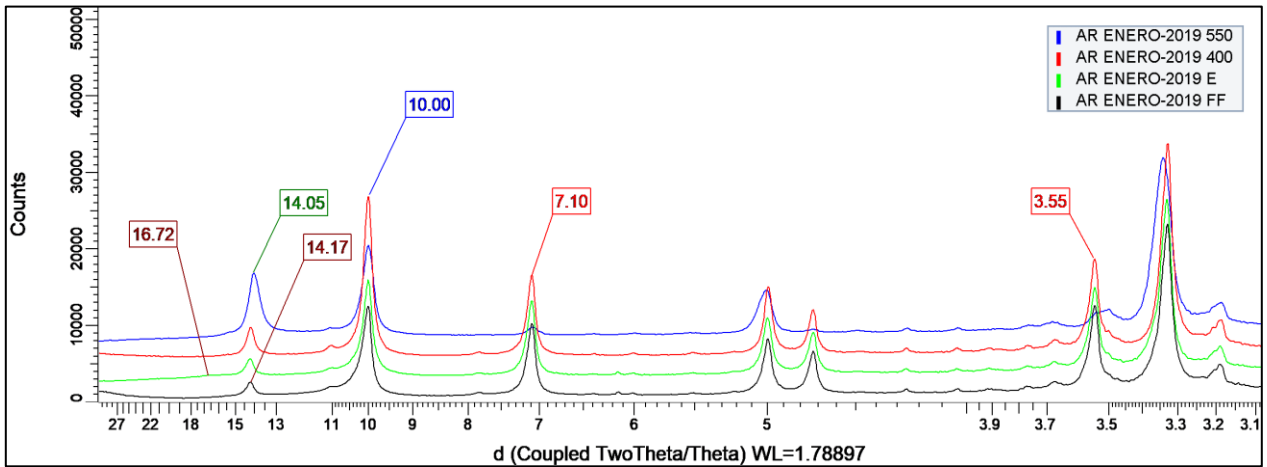
ANALISIS CUALITATIVO						
"d" Fino	Etilenglicol	400°C	550°C	Grupo	d 060	Especie
7.10-3.55 Å	Sin cambios	Sin cambios	Destruye 7.10	Caolin	1,790	Caolinita
10 Å	Sin cambio simétrico	Leve incremento	Disminución	Micas	1,499	Illita
14.17 Å	Sin cambios	Leve incremento	Incremento	Clorita	1,538-1,549	Clorita
14.17 Å	Desplaza a 16.38 Å	Colapso	Colapso	Esmectitas	1,492-1,504	Montmorillonita-Illita

ANALISIS SEMICUANTITATIVO			
	Fracción <2 um	% relativo	% en peso
Caolinita	Basado en peak 001	60,50%	2,62
Illita	Basado en peak 001	30,60%	1,32
Clorita	Basado en peak 001	8,19%	0,35
Mont-Illita	Basado en peak 001	0,70%	0,03

Basado en el método de la aproximación al 100% mediante MIF
Valores de MIF tomados de Biscaye 1965

GLOBAL

Figura A.16. Difractograma muestra F_1 Diciembre Fracción Fina.



LEYENDA	
Fracción Fina <2 um	FF
Tratamiento con Etilenglicol	E
Tratamiento Térmico 400°C	400
Tratamiento Térmico 550°C	550

CALCULO DE FRACCIONES	
Fracciones	%
Fracción Gruesa >2 um	96,36
Fracción Fina <2 um	3,64

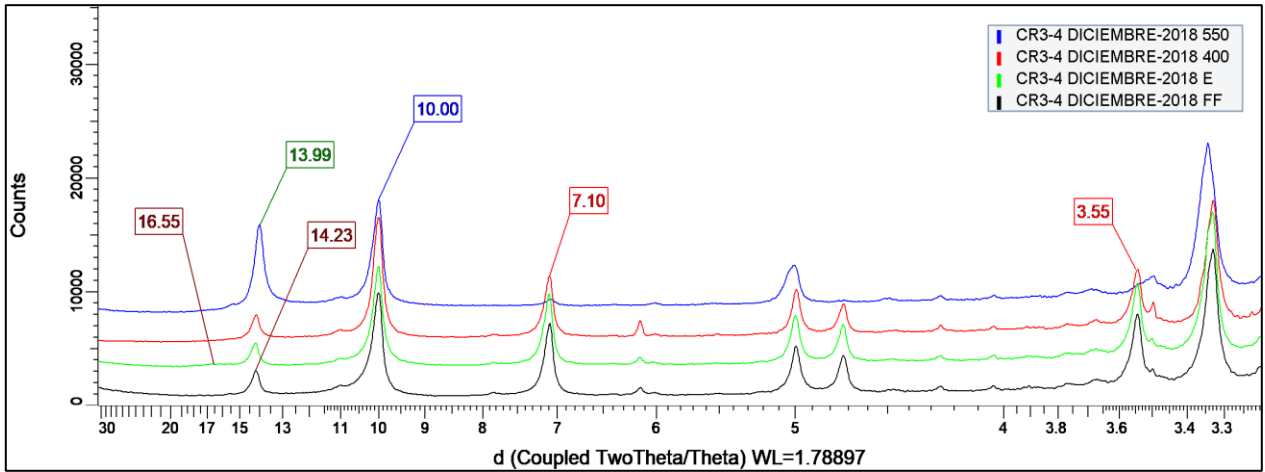
ANALISIS CUALITATIVO						
"d" Fino	Etilenglicol	400°C	550°C	Grupo	d 060	Especie
7.10-3.55 Å	Sin cambios	Sin cambios	Destruye 7.10	Caolin	1,790	Caolinita
10 Å	Sin cambio simétrico	Leve incremento	Disminución	Micas	1,499	Illita
14.05 Å	Sin cambios	Leve incremento	Incremento	Clorita	1,538-1,549	Clorita
14.17 Å	Desplaza a 16.72 Å	Colapso	Colapso	Esmectitas	1,492-1,504	Montmorillonita-Illita

ANALISIS SEMICUANTITATIVO			
	Fracción <2 um	% relativo	% en peso
Caolinita	Basado en peak 001	52,42%	1,91
Illita	Basado en peak 001	34,45%	1,25
Clorita	Basado en peak 001	12,17%	0,44
Mont-Illita	Basado en peak 001	0,97%	0,04

Basado en el método de la aproximación al 100% mediante MIF
Valores de MIF tomados de Biscaye 1965

GLOBAL

Figura A.15. Difractograma muestra F_1 Enero Fracción Fina.



LEYENDA	
Fración Fina <2 um	FF
Tratamiento con Etilenglicol	E
Tratamiento Térmico 400°C	400
Tratamiento Térmico 550°C	550

CALCULO DE FRACCIONES	
Fraciones	%
Fración Gruesa >2 um	95,55
Fración Fina <2 um	4,45

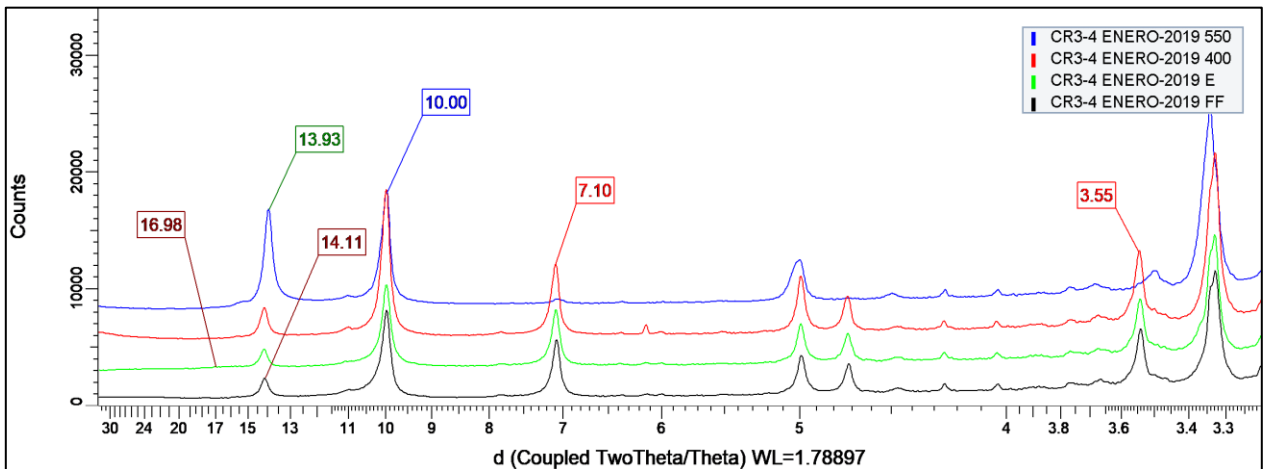
ANÁLISIS CUALITATIVO						
"d" Fino	Etilenglicol	400°C	550°C	Grupo	d 060	Especie
7.10-3.55 Å	Sin cambios	Sin cambios	Destruye 7.10	Caolin	1,790	Caolinita
10 Å	Sin cambio simétrico	Leve incremento	Disminución	Micas	1,499	Illita
13.99 Å	Sin cambios	Leve incremento	Incremento	Clorita	1,538-1,549	Clorita
14.23 Å	Desplaza a 16.55 Å	Colapso	Colapso	Esmectitas	1,492-1,504	Montmorillonita-Illita

ANÁLISIS SEMICUANTITATIVO			
	Fración <2 um	% relativo	% en peso
Caolinita	Basado en peak 001	48,60%	2,16
Illita	Basado en peak 001	34,39%	1,53
Clorita	Basado en peak 001	16,03%	0,71
Mont.-Illita	Basado en peak 001	0,98%	0,04

Basado en el método de la aproximación al 100% mediante MIF
Valores de MIF tomados de Biscaye 1965

GLOBAL

Figura A.18. Difractograma muestra F_3 Diciembre Fracción Fina.



LEYENDA	
Fración Fina <2 um	FF
Tratamiento con Etilenglicol	E
Tratamiento Térmico 400°C	400
Tratamiento Térmico 550°C	550

CALCULO DE FRACCIONES	
Fraciones	%
Fración Gruesa >2 um	96,34
Fración Fina <2 um	3,66

ANÁLISIS CUALITATIVO						
"d" Fino	Etilenglicol	400°C	550°C	Grupo	d 060	Especie
7.10-3.55 Å	Sin cambios	Sin cambios	Destruye 7.10	Caolin	1,790	Caolinita
10 Å	Sin cambio simétrico	Leve incremento	Disminución	Micas	1,499	Illita
13.93 Å	Sin cambios	Leve incremento	Incremento	Clorita	1,538-1,549	Clorita
14.11 Å	Desplaza a 16.98 Å	Colapso	Colapso	Esmectitas	1,492-1,504	Montmorillonita-Illita

ANÁLISIS SEMICUANTITATIVO			
	Fración <2 um	% relativo	% en peso
Caolinita	Basado en peak 001	47,76%	1,75
Illita	Basado en peak 001	35,39%	1,30
Clorita	Basado en peak 001	16,06%	0,59
Mont.-Illita	Basado en peak 001	0,80%	0,03

Basado en el método de la aproximación al 100% mediante MIF
Valores de MIF tomados de Biscaye 1965

GLOBAL

Figura A.17. Difractograma muestra F_3 Enero Fracción Fina.

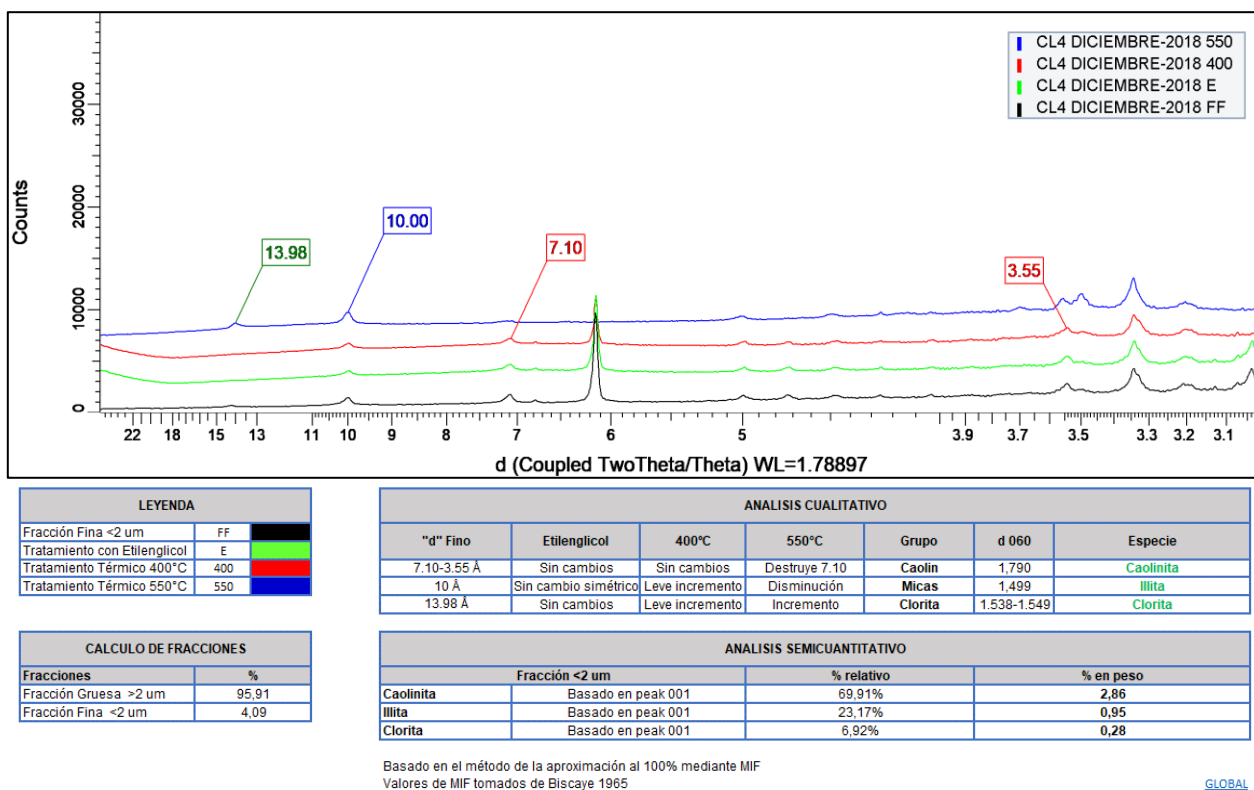


Figura A.19. Difractograma muestra F_11 Diciembre Fracción Fina.

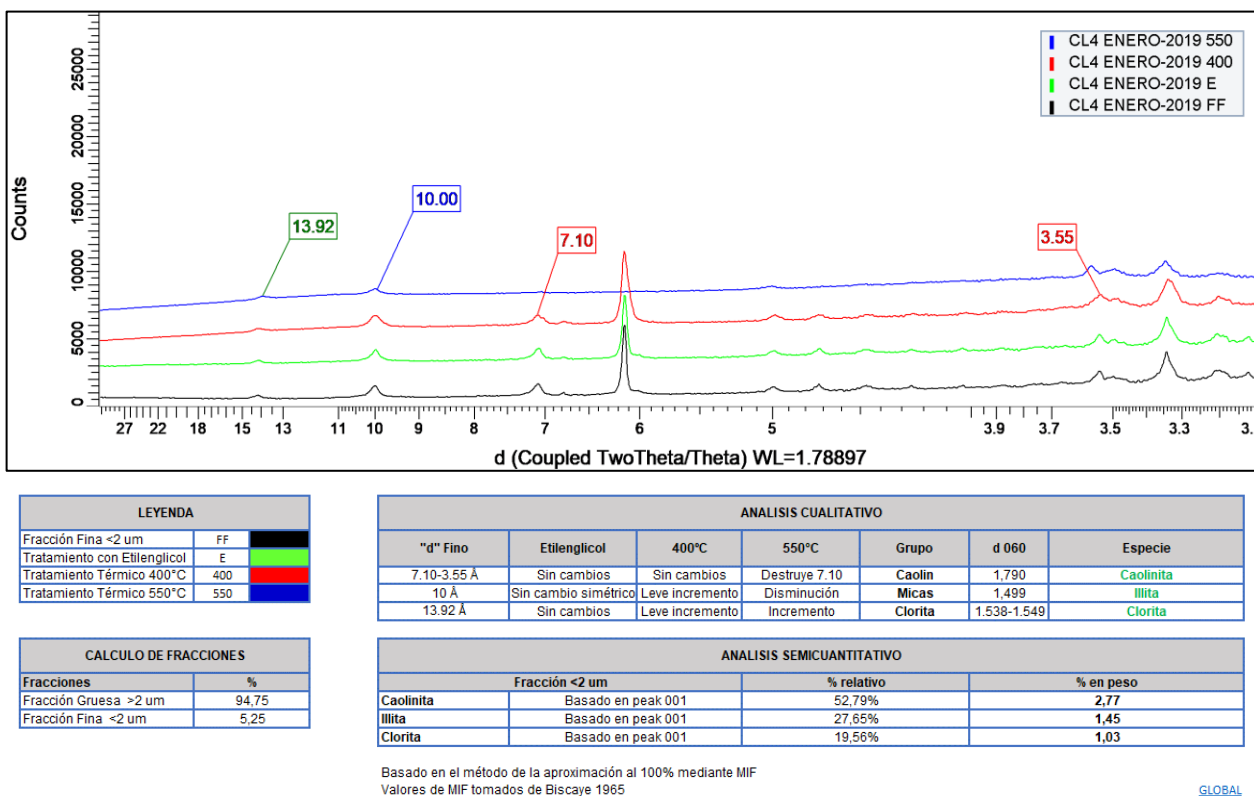


Figura A.20. Difractograma muestra F_11 Enero Fracción Fina.

A.3.3 QEMSCAN (Mineralogía Modal)

Fase	F_11 ENERO (%)	F_11 DIC. (%)	Fase	F_11 ENERO (%)	F_11 DIC. (%)
Chalcopyrite	36,031	34,181	Tourmaline	0,146	0,177
Bornite	3,258	2,827	Biotite	0,624	0,892
Covellite	0,787	0,820	Chlorite	1,892	2,441
Chalcocite-Digenite	17,079	16,973	Muscovite	5,722	8,895
Enargite/Tennantite	0,247	0,243	Serpentine	0,000	0,000
Atacamite	0,000	0,000	Talc	0,001	0,001
Brochantite	0,006	0,009	Kaolinite	0,165	0,231
Chrysocolla	0,001	0,001	Corrensite	0,000	0,000
Cu Wad	0,000	0,000	Vermiculite	0,000	0,000
Malachite/Azurite	0,002	0,002	Nontronite	0,000	0,000
Others Cu Oxides Mineral	0,065	0,231	Zircon	0,012	0,016
Gold	0,000	0,000	Magnetite-Hematite	0,477	0,958
Pyrite	23,243	18,060	Rutile	0,453	0,463
Arsenopyrite	0,045	0,016	Ilmenite	0,012	0,023
Sphalerite	0,086	0,113	Sphene	0,010	0,007
Molybdenite	1,742	2,387	Calcite	0,137	0,081
Galena	0,021	0,016	Dolomite-Ankerite	0,032	0,045
Quartz	3,909	5,055	Siderite	0,070	0,069
K-Feldspar	1,026	1,352	Gypsum-Anhydrite	0,441	0,280
Albite	0,979	1,601	Apatite	0,036	0,082
Plagioclase	1,144	1,355	Gormanite	0,000	0,000
Garnet	0,000	0,000	Natrodumfrenite	0,000	0,000
Epidote	0,050	0,050	Jarosite	0,000	0,003
Olivine	0,001	0,002	Alunite	0,000	0,000
Amphibole	0,013	0,006	Others	0,033	0,032
Pyroxenes	0,003	0,001	Total	100	100

Tabla A.8. Fases mineralógicas encontradas en el punto F_11 para los meses de diciembre y enero.

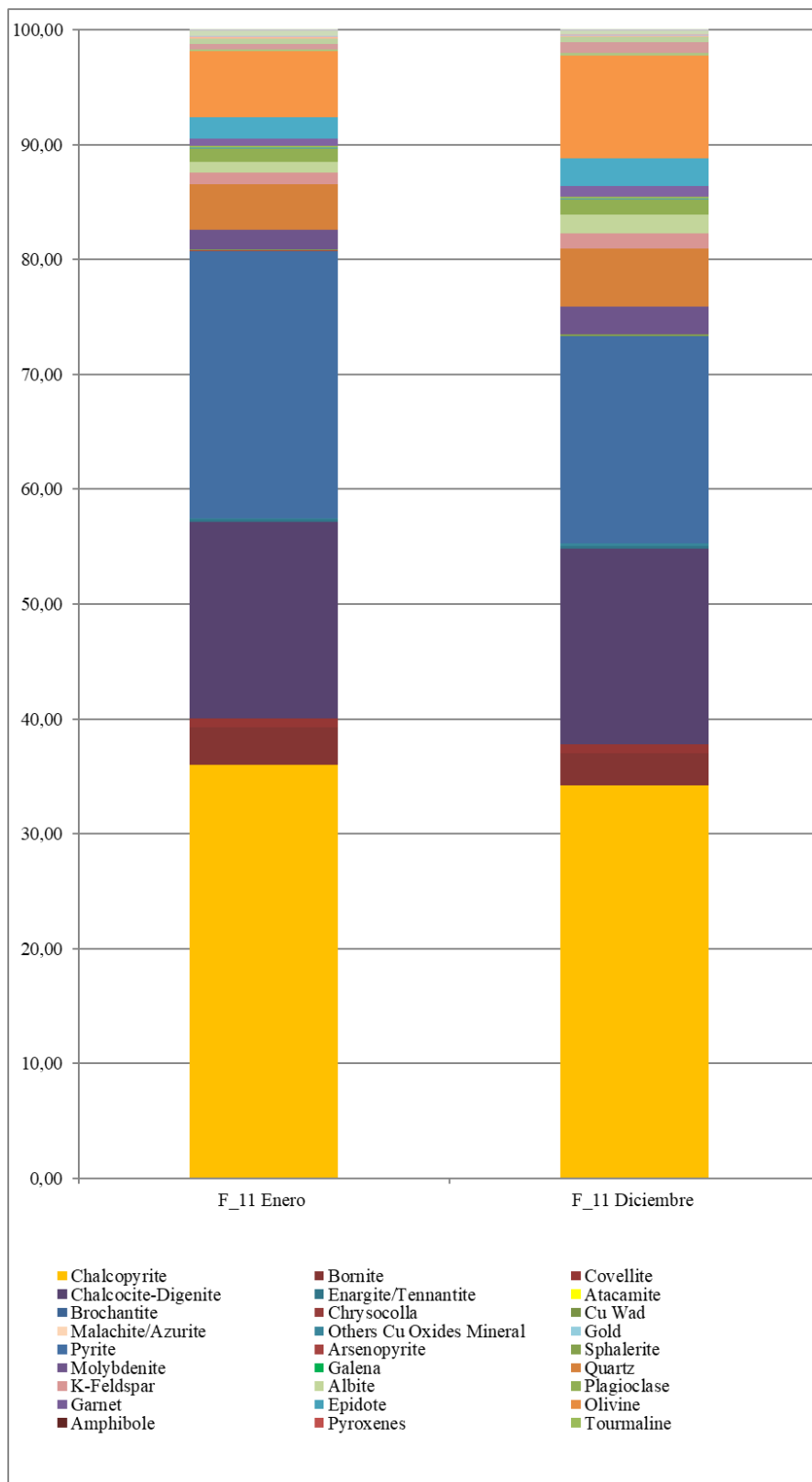


Figura A.21. Gráfico de la mineralogía modal encontrada para la muestra F_11.

A.3.4 QEMSCAN (Aporte de Cu por Especies)

Fase	F_11 ENERO (%)	F_11 DICIEMBRE (%)
Chalcopyrite	12,201	11,638
Bornite	2,029	1,760
Covellite	0,523	0,545
Chalcocite-Digenite	13,416	13,328
Enargite/Tennantite	0,116	0,114
Brochantite	0,003	0,005
Chrysocolla	0,000	0,000
Malachite/Azurite	0,001	0,001
Others Cu Oxides Mineral	0,034	0,198
GNG	0,056	0,078

Tabla A.9. Aporte de cobre en función de cada fase mineral encontrada para la muestra F_11.

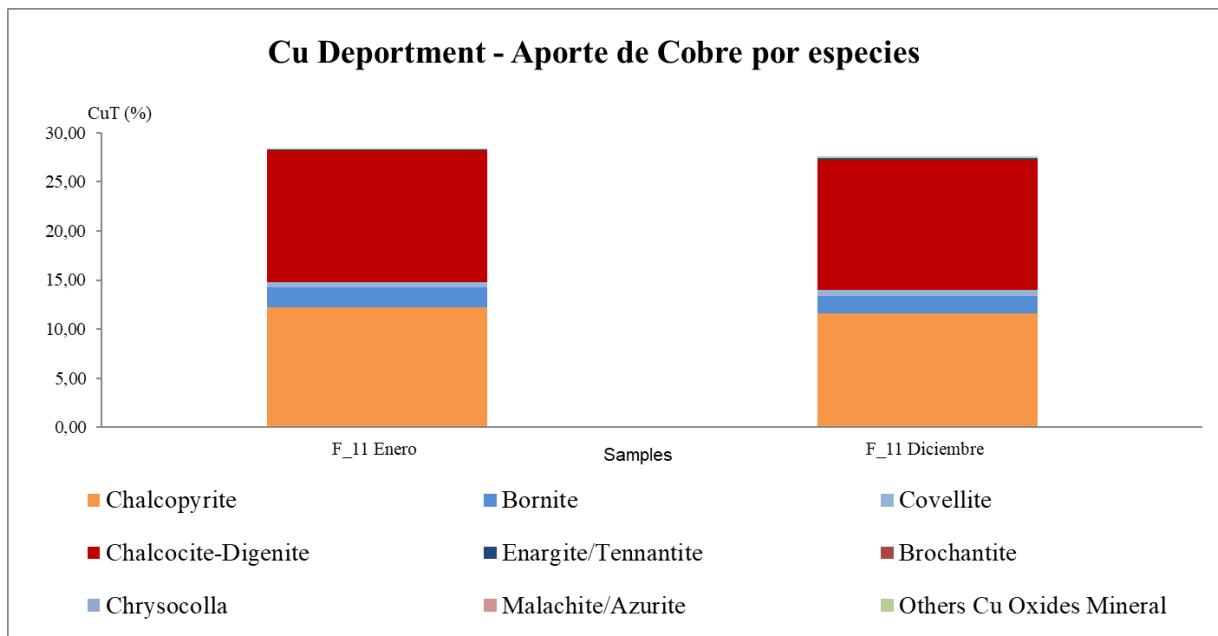


Figura A.22. Gráfico de aporte de Cu en función de cada fase mineral encontrada para la muestra F_11.

A.4 Artículo por Enviar a Revista

Title:

Metal and mineral enrichment processes associated with the recovery of copper and molybdenum in tailings. Case applied to Minera Valle central, an opportunity to recover pyrite and cobalt.

Authors:

Sebastián García^{a,b}, Lorena Camus^{b,c}, Erika Gonzalez-Diaz^{b,c}, Roberto Collao^d, Brian Townley^{b,c}, Annika Parviainen^e, Manuel A. Caraballo^{a,b*}

^a Mining Engineering Department, University of Chile, Avda. Tupper 2069, Santiago, Chile.

^b Advanced Mining Technology Center, University of Chile, Avda. Tupper 2007, 8370451 Santiago, Chile

^c Geology Department, University of Chile, Plaza Ercilla 803, Santiago, Chile

^d CodelcoTech

^e Universidad de Granada, Instituto Andaluz de Ciencias de la Tierra (IACT, UGR-CSIC), Avda. de las Palmeras 4, Armilla, Granada E-18100, Spain

Graphical Abstract

Declaration of interest: None

Corresponding authors:

Manuel A. Caraballo and Sebastián García

Phone: (+56) 2 29784479

E-mails: macaraballomonge@gmail.com (Manuel A. Caraballo).

sebalejgarcia@gmail.com (Sebastian García)

Highlights:

Abstract:

Mining in Chile is mainly focused on the extraction of metals such as Cu and Mo, being a process focused on the extraction of Cu-Fe sulfide minerals, generating massive tailings deposits as waste.

This work analyzes the metal concentrations in twenty points of the Minera Valle Central (MVC) process plant, it analyzes how the concentration of the elements with economic/environmental

interests varies. From mineral and elemental analysis, it is recognized that the process is focused on the recovery of Cu-Fe sulfides, which also have significant concentrations of other elements such as Ag, Al, As, Ba, Cd, Co, Cr, Fe, Mn, Pb, Sb, Sn, V and Zn. Cobalt is particularly interesting, because is associated to pyrite, a mineral with an environmental connotation. This mineral is naturally concentrated in the plant process, making its recovery feasible.

It highlights the importance of these enrichments occurring in the “natural” way that the plant is designed for, where the concentration of secondary elements with an economic/environmental interest is carried out without intervention. In case of optimizing the process to obtain better concentrations, it can be done by improving specific areas of the plant to obtain a better recovery of all these elements, instead of a complete redesign.

1. Introduction

Globally, the mining industry processes millions of tons of ore daily, generating a large amount of waste. More than 95% of these are deposited as dumps or tailings (Falagán, Grail, and Johnson 2017), causing between 5 and 7 billion tons of mine tailings annually worldwide (Edraki et al. 2014). In the case of Chile, the mining industry is strongly developed. In this context, the extraction of basic metals such as copper, molybdenum, gold, silver and iron stands out. As a result of the extraction of these metals, several million tons of waste are generated throughout the country.

A mining tailings deposit is defined as a finely ground solid, between sand and silt, that is discarded from mining operations. These residues are composed of a fine suspension of solids and made up of the same material present in-situ in the deposit, from which the fraction with the valuable mineral has been mainly extracted. In this way a pulp is generated and discarded in plants with a humid concentration of mineral and sterile species (Ramirez 2007).

Tailings and mining dumps usually contain potentially toxic metals and metalloids such as As, Cd, Cu, Fe, Ni, Pb, Sb and Zn (Anawar 2015), which can occur in high concentrations reaching values between 0.3 to 5 wt% (Falagán et al. 2017). In this context, mining waste can be considered a toxic waste that poses an impact and risk to the environment, since the release of potentially toxic elements, from their carrier mineral phase, can be transported to the surrounding ecosystems and contaminate soils, systems of surface water and aquifers, which may even affect the health of the population (Dold and Fontboté 2002; Shahhosseini et al. 2019).

Trying to describe the Chilean tailings, the National Geology and Mining Service (SERNAGEOMIN) during 2019, samples were taken from the tailings deposits present throughout the Chilean territory. A total of 742 mining waste deposits were registered, distributed in 67 of the 346 communes in the country (SERNAGEOMIN 2019).

In addition, SERNAGEOMIN (2019) analyzed each of the tailings deposits present in Chile, finding that 99% of the total mass of the samples corresponds to elements that form the minerals that make up the rocks, being these practically harmless in environmental terms. Only the rest of the elements (1%) could affect ecosystems and/or human health. Currently, there are projects focused on reusing, recycling and reprocessing mine tailings, which focus on the extraction of metals of economic importance (eg Cu), while generating waste of better environmental quality at low economic cost (compared to the exploitation of a mining deposit).

Within this category, the company Minera Valle Central (MVC) stands out, a leading tailing reprocessing company in Chile, located in the commune of Requínoa, Cachapoal Province, VI

Libertador Bernardo O'Higgins Region in central Chile. It is located at latitude 34 ° 14 'S and longitude 70 ° 41' W at 663 masl.

MVC has been recovering copper and molybdenum from fresh tailings from Codelco-Chile El Teniente Division since 1992, and old tailings from the Cauquenes deposit, also owned by Codelco, since 2015 (Amerigo Resources, 2019). The Cauquenes tailings dam is one of the four mining waste deposits owned by the Codelco-El Teniente, which is currently inactive, has a volume of more than 1,275 tons (SERNAGEOMIN, 2019) and a copper grade of 0.31 % (CODELCO, 2015).

Considering all these antecedents, this work studies the chemistry and mineralogy of the tailings that are processed by the MVC treatment plant. For a better understanding of the enrichment processes that occur in the plant, strategic points have been selected to evaluate where and under what circumstances elemental and/or mineral enrichments occurs. These results will allow a better understanding of the environmental impact of the generation of a new tailings deposit from pre-existing tailings.

Similarly, it is interesting to evaluate how the conventional Cu-Mo recovery process applied by MVC also extracts other metals of economic/environmental interest. As well as determining which processes could be optimized to obtain a greater recovery these elements.

The results from this research is relevant for future companies in this area, since it is estimated that in Chile the amount of tailings generated only as a result of the concentration of copper sulfides reaches an amount of over 480 million tons per year, a figure which will continue to increase as the availability of minerals in the deposits decreases (SERNAGEOMIN, 2019). For this reason, it is of utmost importance to implement methodologies to reduce these minerals and elements, in order to generate smaller volume and chemically stable deposits.

2. Mineral Valle Central (MVC) Operational Background

MVC is one of the leading companies in Chile processing tailings from copper mining activities. It has been in operation since 1992 and produces copper - molybdenum concentrates from mining tailings generated by a porphyry copper deposit from CODELCO -El Teniente Division (Brzovic and Villaescusa 2007; Fernandez 2018). To carry out its objective, MVC has all the rights to exploit the old tailings of the El Teniente Division, called Colihues and Cauquenes tailings dams, in addition to the waste material currently generated by the same mine (fresh tailings) up to 2037. They started working with the material present in the Colihues tailings dam until all its contents were removed. In 2015, the Cauquenes tailings dam began to be extracted together with fresh tailings from the El Teniente Division (Amerigo Resources, 2019).

The MVC plant has the capacity to process up to 185,000 tons per day of material from both tailings, through different physical and chemical processes, such as classification, milling, collective flotation, cascade flotation and selective flotation processes. The final objective is to obtain a Cu-Mo concentrate. The residual material is transported to the Carén tailings dam, also owned by Codelco - Chile El Teniente Division, which is located 50 km west of the MVC site (Amerigo Resources, 2019).

Reports made by MVC in December of 2018, indicate the estimated mineral resources has 749 million pounds of recoverable copper and 24 million pounds of recoverable molybdenum in the Cauquenes dam. In the same year, fresh tailings produced 65 million pounds and 1.9 million pounds of recoverable copper and molybdenum, respectively (Amerigo Resources, 2019).

From the Environmental Qualification Resolutions of the National System of Environmental Inspection Information of the Superintendence of the Environment of the Government of Chile it is known in broad strokes how the MVC treatment plant works and what is detailed below is based on the information obtained in SEA (2002, 2004, 2006, 2011, 2014).

The MVC project can be separated into two large areas: The Mineral Extraction Area and the Mineral Processing Plant. The first one can be divided into three zones: Colihues Reservoir, Cauquenes Tailings Dam and fresh tailings from El Teniente. The extraction area seeks to extract and conditionate the mining waste material to enter the MVC treatment plant. On the other hand, the Processing Plant can be separated into three zones: the Hydrocyclone Zone (blue section, Figure 1), where the physical treatment of the tailings is carried out; the Flotation Zone (green section, Figure 1), in which tailings, previously classified by mechanical processes, are physical and chemical beneficiated ; and finally, the Cascade Zone (orange section, Figure 1), where an attempt is made to recover ore before generate the final tailings. A more detailed and exhaustive explanation of the Mineral extraction area and de Mineral Processing Plant is offered in the supplementary information (Section A.1).

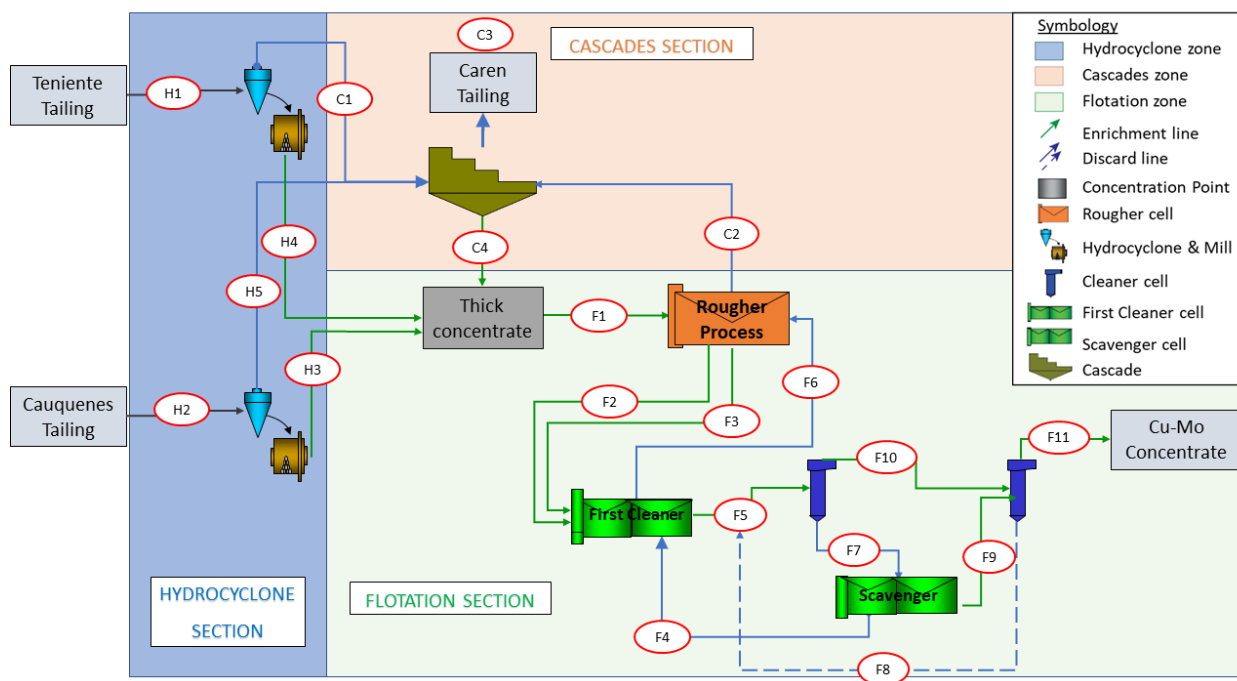


Figure 1: Mineral processing plant general scheme and their 20 sample points. Green lines indicate de concentration path and the blue lines indicate the discarded/recycled material. The dotted line simplifies a recycle process.

3. Materials and Methods

3.1. Selection of the chemical elements with potential environmental or economic interest in the tailings at Minera Valle Central

Based on the elements found in chemical analyzes through multi-acid digestion and ICP-MS analysis, those that were considered as contaminants in the literature were selected (Alloway 2013;

Jamieson, Walker, and Parsons 2015; Lottermoser 2010) and in the studies carried out by SERNAGEOMIN (2019) to geochemically characterize the tailings deposits present in the country.

From the collected information it was defined that the elements with some environmental connotation are Ag, Al, As, Ba, Cd, Co, Cr, Cu, Fe, Hg, Mn, Mo, Ni, Pb, S, Sb, Se, Sn, V and Zn. Within this group it was found that the concentrations of mercury and selenium are found in very low concentrations throughout the plant (0.46 ppm and 7.01 ppm in average, respectively), so they will not be considered for the present study.

Finally, the elements that circulates through the MVC treatment plant are Ag, Al, As, Ba, Ca, Cd, Co, Cr, Fe, K, Mg, Mn, Na, Ni, Pb, Sb, Sn, Ti, V and Zn.

3.2. Sampling Methodology

To carry out the sampling campaigns, a total of 20 sampling points were selected (Figure 1 and Table A.1.1 in supplementary material). These points were strategically chosen to represent the most critical outputs and/or inputs of the different mineral processing steps comprising the plant. Five sampling points were located at the Hydrocyclone Area, 11 points at the Flotation Area and 4 at the Cascade Area.

Three sampling campaigns were carried out, with a lapse time of two months between each of them. Within each sampling campaigns, two samples were obtained at each sampling point with a month of lapse time between each sample. In other words, the samples were obtained in the following months: April and May 2018 (1st campaign), August - September 2018 (2nd campaign), and December 2018 and January 2019 (3rd campaign) generating a total of 120 samples.

This sampling strategy was chosen to cover a plant operation period of approximately one year and thus evaluate possible variations in the characteristics of the material entering the plant as well as on the mineral processing efficiency of the plant itself.

The samples obtained were subjected to the following preparation: Drying of the sample in an oven at 35 ° C for 24 hours. Then approximately 300 grams from the original sample, were obtained by rifle quartet. Then, depending on the case, the samples were divided representatively for different purposes, and according to the type of analysis to be performed.

3.3. Chemical and mineralogical analyses

All the samples were analyzed by chemical characterization through multi-acid digestion followed by analysis of major and trace elements by ICP-OES and ICP-MS, respectively at an external analytical company (Actlabs). A commercial analytical package (i.e., Ultratrace 7- Peroxide Fusion- ICP and ICP/MS) was used. The specific detection limits for each element are offered in table A.2.1 included in the supplementary information.

X-ray diffraction (XRD) analyses were obtained at an external analytical company (Geomaq). These additional mineral analyses were obtained on a limited set of samples corresponding to the most crucial points of the mineral processing plant (i.e., H1, C2, F1, F3 and F11). The characterization by XRD was performed using a 3KW Bruker® D8 Endeavor Diffractometer (Mining Configuration latest generation), with geometry goniometer θ / θ . All samples are swept

in range angle from 3 to 70 degrees θ . Measurements were made with 0.02 degrees theta of Step in a speed of 12 minutes per diffractogram, using a cobalt radiation tube that has 35 kV voltage and 40mA current. The generated diffractograms are shown in the supplementary Information (figures A.3.1 to A.3.10).

In addition, mineralogical and chemical analyzes were obtained using two samples (i.e., El Teniente tailings (H1) and Scavenger ‘tail) corresponding to the sampling from April 2018. This study was performed a QEMSCAN™ scanning electron microscope using the BMA (Bulk Mineralogical Analysis) commercial package at an external analytical company (Geomaq). The specific detection limits for each element are offered in section A.3.1 included in the supplementary information

4. Results

4.1. Tailings geochemical associations

The ICP results were subjected to a Principal Component Analysis (PCA) to identify and group the elements that are correlated and/or show similar tendencies along the processing plant. This statistical study could also be used to anticipate the most probable mineral or minerals where the studied elements are hosted.

PCA transforms the set of original variables into another group with a smaller number of variables, which are called “principal components”. If the database consists of highly dependent variables between them, it is common for a small number of the new variables to explain most of the original variability of the database (Filzmoser and Croux 2003). The PCA accounts for the maximum variance between all variables and the new variables, or principal components, are defined as linear combinations of the original variables. The components are ordered in decreasing order according to the percentage of variability explained by each one. In this sense, the first main component is the one that explains the highest percentage of the variance of the data (Reimann et al. 2008). The components obtained with PCA were rotated using the Varimax rotation method (Kaiser 1958).

Based on this analysis, the first 2 principal components accounted for 78% of the data variance (Figure 2). PC1 (42.68%) could be attributed to the variability of the data corresponding to an increase tendency of the elemental concentrations along the mineral processing plant, whereas PC2 (35.11%) could be assigned to the opposite process (i.e., decrease trend of the elemental concentrations along the mineral processing plant). This interpretation is also validated by the fact that elements with an opposite location on the PCA graphic (Figure 2) also exhibit opposite trends on the mineral processing plant (Figure 3). Two mains (an opposite) Groups can be observed. The first one corresponds to the elements that exhibit a general increasing tendency in their concentration and are marked with greenish colors in figure 2; whereas the second one corresponds to the elements that show a general decreasing tendency in their concentration along the mineral processing plant and are marked with yellowish and orange colors in figure 2. In addition, more specific subgroups could be made within the two general Groups: 1) As, Ag, Fe and Cd; 2) Co and Ni; 3) Pb, Sb and Zn; 4) Al, K, Mg and V; and 5) Mn, Ti and Na.

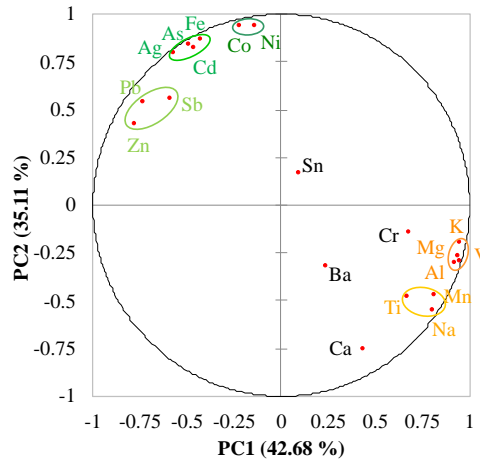


Figure 2 Principal Component Analyses of the selected elements considered in this study. Colored areas have been used to highlight the presence of different groups.

4.2. Chemical evolution of the tailings as it flows through the mineral processing plant

The discussion of the present section will be organized according to the groups and sub-groups identified in the PCA of the previous section. The ICP results are presented as elements concentrations (mg of element/kg of tailing) along the different sampling points of the mineral processing plant (Figure 3). These points were organized on a way that a general trend from the input to the output of the plant can be observed; moving from the hydrocyclone area (samples points marked as Hn), to the cascade area (samples points marked as Cn), and finally to the flotation area (samples points marked as Fn). However, it is important to notice that the complex and intricate plant scheme make impossible to have a clear and simple path along the processing plants. The implications of the discrepancies between the real plant scheme flow and the graphic representation will be clarified along the discussion of this section.

Three general groups will be discussed based on the trends showed by the elements along the processing plant. For the sake of clarity, only one element will be shown and discussed as representative of each one of the sub-groups assigned by the PCA study (i.e., Pb, As, Co, Al, Mn and Cr sub-Groups in Figure 3). The first group includes almost half of the studied elements, that is, Pb, Sb, Zn, As, Ag, Cd, Fe, Co, Ni. The elements within this group exhibited low concentrations in the Hydrocyclone and Cascade Area that progressively increase within the Flotation Zone. Regarding the specific dissimilarities among the specific sub-groups, it can be observed how the groups represented by Pb and As reach their peaks concentrations at the Flotation Area, specifically at the Scavenger Concentrate (F9) and the last Cleaning Concentration (F11), where the process ends and the copper-molybdenum concentrate is obtained. However, the As sub-Group shows a progressive and continuous increment of its concentration since the very beginning of the flotation area (F2, Rougher concentrate), whereas the increment shown by the Pb sub-Group is restricted to the end of the flotation Area (F9). On the other hand, the Co sub-Group displays its higher increment at the very beginning of the Flotation Area (F2, Rougher concentrate) and remains approximately constant until the output of the processing plant. In addition, all the elements show a “zigzag” tendency is highly noticeable in the points at the Flotation Area. This behavior is due to the fact that samplings were carried out at the tail and concentrate of each sampling point. As a result, the fraction corresponding to the concentrate has a higher content of elements associated with sulfide

minerals (because the flotation plant is designed to concentrate sulfides, mainly Cu-bearing sulfides) than the fraction corresponding to the tailing of each flotation cell.

The second group includes almost the other half of the elements under study, that is Al, K, Mg, V, Mn, Na and Ti (graphics on the lower section of figure 3). All these elements share the same general behavior, presenting their higher concentrations at the initial points of the Hydrocyclone Area and the final zone of the Cascade. The peaks or points of maximum concentration are found in the Hydrocyclone Area, specifically in the fresh tailings of El Teniente (H1), the tailings from the Cauquenes dam (H2) and in the fine fraction of the Cauquenes tailings (H5). Contrary to the elements of the first Group, the elements of the second group begin to impoverish after passing through the Rougher flotation cells in the Flotation Zone. The “zigzag” trend showed by these elements along the whole processing plant could be attributed to both measuring uncertainties and to slight differences on the composition of fine vs coarse grain fraction (input and output of the hydrocyclones) and slight mineralogical differences of the flotation cells inputs and outputs.

The third group (made by Cr, Ba, Ca Sn) it is a miscellaneous group comprised by the elements that did not show any clear increasing or decreasing tendency. Cr was shown in figure 3 due to its potential economic and environmental interest, but it cannot be considered as representative of the other elements in this Group. The reader is referred to the Supplementary Information for detail additional information on Ba, Ca, and Sn (Table A.2.2 and A.2.3).

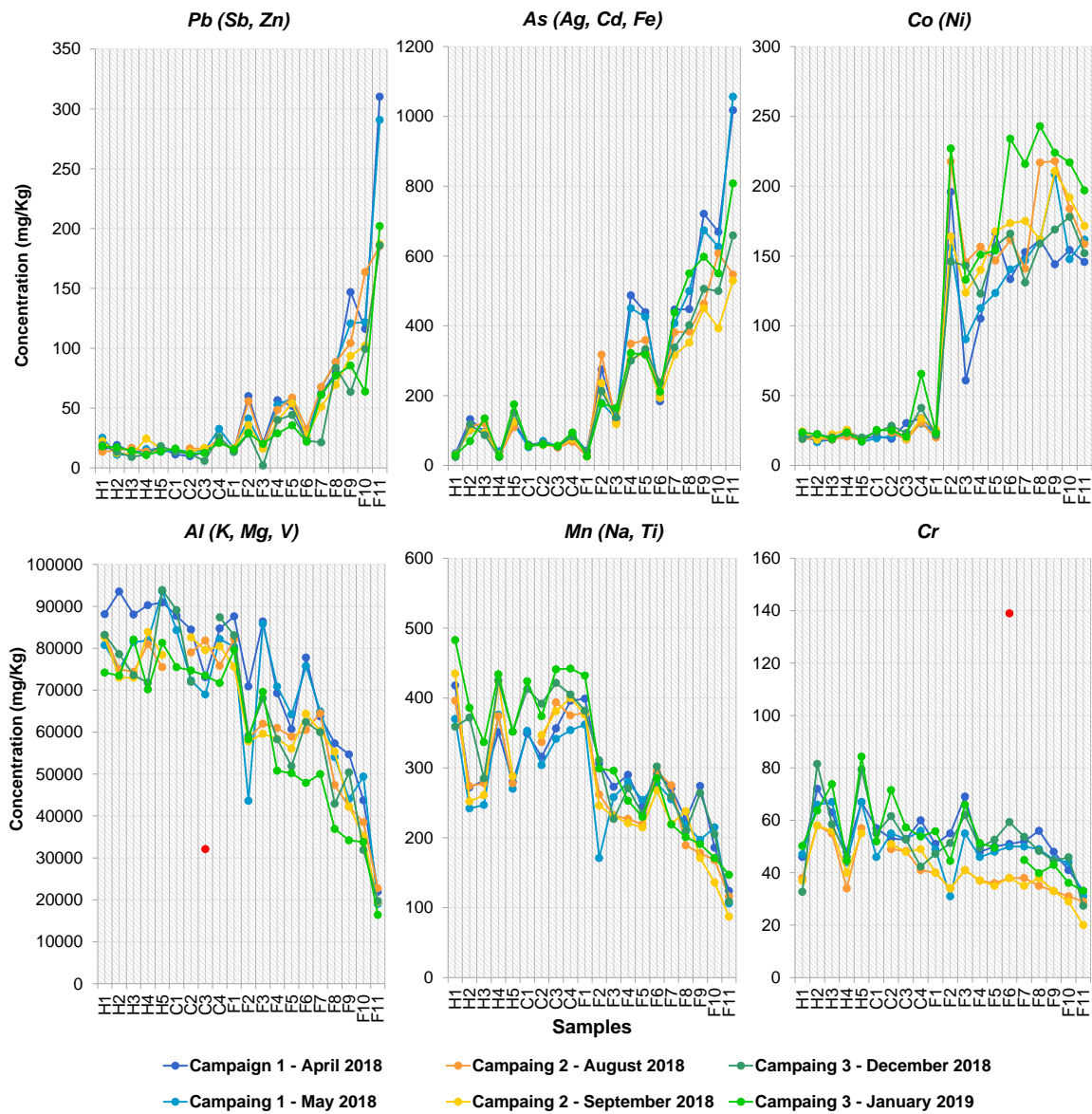


Figure 3. Spatial trends of representative elements from the different sub-groups obtained after the PCA study

4.3. Mineralogical characterization of the tailings at the main Areas of the mineral processing plant

The following five representative sampling points were selected to study the mineralogy of the tailings along the mineral processing plant: fresh tailings from El Teniente (H1), tailings of the Rougher flotation (also and one of the inputs of the Cascades, C2), feeding of the flotation Rougher (F1), concentrate of Rougher flotation (F3) and Cu-Mo concentrate (F11). This study was restricted to the third sampling campaign (i.e., December 2018 and January 2019), generating a total of 10 samples to be mineralogically characterized.

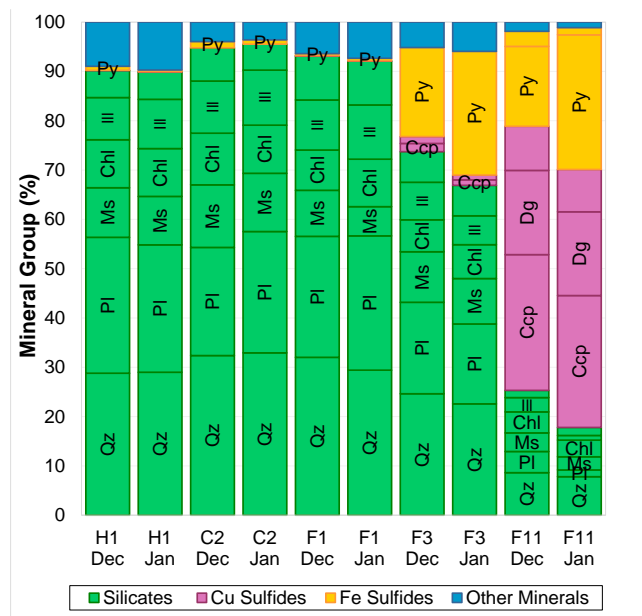


Figure 4. Mineral phases identified and semiquantified by XRD. Ccp: Chalcopyrite, Cct: Chalcocite, Chl: Chlorite, Dg: Digenite, Ill: Illite, Mol: Molybdenite, Ms: Muscovite, Pl: Plagioclases, Py: Pyrite, Qz: Quartz.

As could be anticipated for a mineral processing plant treating mine tailings from a Cu porphyry ore deposit, incoming tailings are predominately characterized by the presence of silicates (mainly quartz, different types of plagioclases, muscovite, chlorite and illite) and also have a residual (but profitable) concentration of ore minerals in the form of sulfides (samples H1 in Figure 4 and Table A.3.1 in supplementary material). This mineral composition remains similar at the output (tailings) and input of the Rougher flotation (sampling points C2 and F1, respectively) where the first selective flotation and concentration of sulfides takes place. On the other hand, the samples corresponding to the concentrate generated by the Rougher flotation (F3) shows the first signs of sulfides enrichment. These samples showed pyrite concentrations ranging from 18 wt% to 25 wt% and chalcopyrite concentrations between 1 wt% and 1.7 wt%. The consecutive flotation and concentration steps along the processing plant generate a final concentrate (F11) characterized by a high content of sulfides (ranging from 73 wt% to 81 wt%). These sulfides are mainly comprised by Cu-rich and Fe-rich sulfides, spanning from 51-53 wt% and 19-29 wt%, respectively.

To obtain a deeper characterization of the final concentrate generated at the mineral processing plant, the two F11 samples were also studied by QEMSCAN. As a QA/QC study of the elemental concentrations obtained by the QEMSCAN study, Cu, Fe and S (main components of the samples) concentrations were compared with additional analysis obtained by X-ray Fluorescence (FRX). This reconciliation study showed particularly good results, with most samples exhibiting percent errors lower than 5% and a couple of samples showing percent errors close to 10% (Table A.3.2, Supplementary Information).

34 mineral species were identified spanning various mineral groups like silicates, sulfides, sulfates, carbonates, iron oxides and titanium oxides, among others (Table A.3.3, Supplementary Information). However, almost 98 wt% of the samples correspond to sulfides and silicates (Figure 5). Specifically, 55.2-57.5 wt% of the minerals of the samples corresponds to copper sulfides, where the presence of chalcopyrite stands out with a 34-36 wt% and chalcocite/digenite (16.97 wt% - 17.08 wt%) and bornite (2.83% - 3.26%) also presenting relevant concentrations. Similarly, but in a secondary way, the presence of other sulfides (20-25 wt%) is also significant, with pyrite

as its main constituent (18.06-23.24wt%) followed by molybdenite (1.74-2.39wt%). Lastly, silicates are the third most important mineral group with contents ranging from 15.7wt% and 22.08wt%. These results are in agreement with the XRD results previously presented for this sample but at the same time offers additional details of the mineral phases identification and distributions.

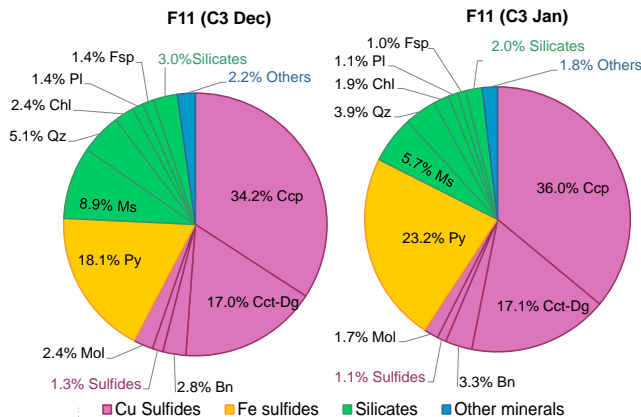


Figure 5. Mineral phases identified and semiquantified by QEMSCAN. Bn: Bornite Ccp: Chalcopyrite, Cct: Chalcocite, Chl: Chlorite, Dg: Digenite, Fsp: Feldspar, Ilt: Illite, Mol: Molybdenite, Ms: Muscovite, Pl: Plagioclases, Py: Pyrite, Qz: Quartz.

Between 2017 and 2019 cobalt tripled in market value (Trading Economics, 2020), sparking worldwide interest in mining it. Cobalt is widely used in the technology and battery industry (Sun et al. 2019; Wang et al. 2018), which added to its relative low abundance has caused an increase in its value (Crundwell et al. 2011). Mudd et al. (2013) reported Co grades of ore deposits around the world ranging from 0.019 wt% to 0.24 wt%. Although the Co concentrations of the initial tailings entering the processing plant (typically close to 0.005 wt%) could be considered too low to justify its revalorization and reprocessing, the much higher concentrations (around 0.025 wt%) already observed at different steps of the processing plant encourage to evaluate a possible selective recovery of this element to increase the present economic and environmental benefits of the plant. The feasibility of this revalorization is also boosted by the possibility of lowering the Capex thanks to the existing processing infrastructure and by the high mass flowrate currently treated by the mineral processing plant (i.e., a total mass of Co as high as 57 kg/day currently circulating the plant). Complementary, it is common knowledge in the field of mineral and geochemical exploration that Co-rich minerals are very infrequent in the geological setting of Cu Porphyry ore deposits but Co can frequently substitute Fe in pyrite (Liu et al. 2020; Morin and D'Hugues 2007).

Taking into account all these considerations, it was decided to study the relationship between Co and pyrite in the tail of the Scavenger process (F4, Figure 1). This sampling point ensures a minimum interference with the current line of Cu enrichment but at the same time it shows some Co enrichment (between 0.01 wt% and 0.015 wt% compared with the 0.0025 wt% of the initial tailing entering the processing plant, Figure 3). The sample was separated according to its grain size into 5 aliquots, namely: >149 μm , 149-74 μm , 74-44 μm , 44-37 μm and <37 μm .

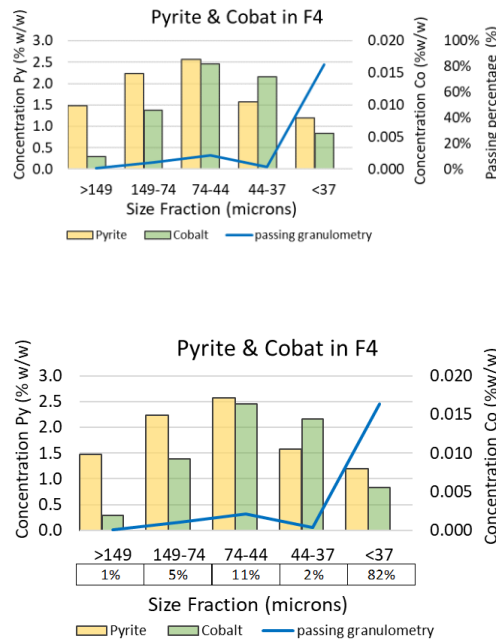


Figure 6. Pyrite and Cobalt concentrations in five different size fractions of sample F4 (April 2018) obtained by XRD and 4 acids digestion followed by ICP-MS analysis, respectively.

5. Discussions

5.1. Inclusion of a depyritization process on the current mineral processing plant and their environmental impacts.

Santander and Valderrama (2019) propose a design for a depyritization plant fed with ~ 5% pyrite grade, which resembles the concentration of the Scavenger tail (F4), and due to its pyrite concentration and lower flow than previous points, this one corresponds to an efficient place to design a process that removes pyrite from the system.

In this way, the authors propose to feed the system with a tailing material with 30% solids and conditioned during 10 minutes with the addition of 30 g/t of the Aero 404 collector (mixture of sodium dibutyl dithiophosphate and sodium mercaptobenzothiazole), 10 g/t of the frother DF-250 (propylene glycol methyl ether) and 10 g/t of MIBC (carbinol isobutyl methyl). The pH was set at 8 and it was regulated with sulfuric acid or lime.

In this way, Figure 7 represents a flotation circuit composed of rougher–scavenger–cleaner and recleaner stages. According to this design, fresh tailings can achieve a recovery of 94% of pyrite and generate a concentrate with a grade of 91.6%.

Finally, regarding the design presented by Santander and Valderrama (2019), it would be necessary to adjust the cell sizes to match the flow of the plant and to carry out new batch tests to determine the kinetic parameters and average times, to thus adjust the volumes and flows of the cells.

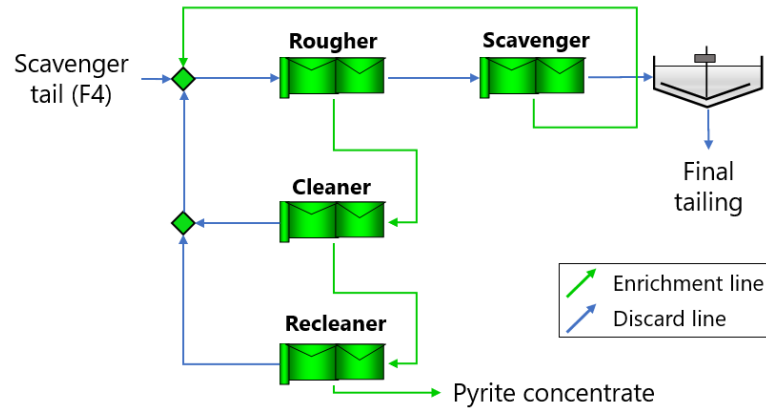


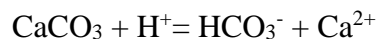
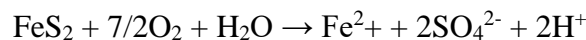
Figure 7 Schematic of a depyritization plant attached to the Scavenger tail flow (F4). Modified from Santander and Valderrama (2019).

Environmental impact of depyritization

Reprocessing the tailings would not only improve the concentrator plants profitability of copper minerals, but it would also avoid the generation of a future environmental problem such as the generation of acid mine drainage. This section will evaluate how much pyrite and/or acid could be removed with and without the implementation of a new depyritization section to the existing mineral processing plant.

According to the XRD and QEMSCAN results, together with the data presented by Amerigo Resources (2019), an estimation of the pyrite concentrations for the El Teniente (H1), Cauquenes (H2), rougher concentrate from Cauquenes (F3), scavenger tail (F4), and final concentrate (F11) can be obtained (Table 1). A few remarks need to be considered to understand the estimation of the amount of pyrite (or acid) reaching the final tailing at the output of the mineral processing plant: 1) A total of 187,500 tpd of tailings enters the plant with a grade of between 0.35% and 0.94% of pyrite, 2) between 4% and 5% of the pyrite that enters the system is recovered in the final concentrate, 3) 32 % of the pyrite that comes from the Cauquenes tailings is recovered in the rougher concentrate of this line (F3), a similar mass and recovery could be assumed for the concentrate of the El Teniente rougher line (F2), which suffers that 4) approximately 70% of the pyrite entering the system would be recovering from the rougher process.

Finally, to evaluate the impact of the acid generated by the system, the amount of pyrite was transformed into potential acid generation according to the following equations from Sobek et al. (1978) and White et al. (1999), where for each mol of pyrite dissolved it's required 2 moles of calcite to neutralize at pH above 6.4:



Currently, H1 and H2 feed produce between 41,000 and 64,000 tpd of acid equivalent (CaCO₃) are generated in total, of which 1-3 tpd are currently removed through the concentrate. According to the proposal of Santander and Valderrama (2019), if a process of depyritization is added to the tail of the scavenger process (F4), approximately 94% of the pyrite that is currently returned as

tailings could be recovered. Under this assumption, about 30% acid generation could be decreased since a significant amount of pyrite would be withdrawing from the system.

On the other hand, approximately 70% of the acid that enters the plant is found as concentrate from the rougher process (F2 & F3), so a management of this line could imply an even more important decrease in the generation of acidity, which is returned to tailings.

Table 1 Mass and recovery of pyrite in feed and concentrates. The acidity potential analysis was performed according to Sobek et al. (1978) and White et al. (1999).

Flows and recoveries	H1	H2	F3	F4	F11
Total mass (ton/day)	62,500	125,000	2,150	6,209	270
Pyrite concentration (%)	0.35-0.8	0.7-0.94	18.0-25.0	6.2	16.2-27.2
Pyrite mass (ton/day)	220-500	875-1175	390-540	385	45-75
Total pyrite recovery (%)			32-35	23-35	4-5
Potential Acid Generation (kton CaCO ₃ /day)	8-19	33-45	14-20	14-15	1-3

5.2. Current and potential future environmental benefits of the mineral processing plant through the geochemical stabilization of mine tailings

Considering the flows delivered by MVC and the ICP, XRD and QEMSCAN analyzes carried out on the Cu-Mo concentrates (F11), it is possible to estimate the elemental quantity that enters the plant and the quantity that is recovered from the concentrates. In this way, Table 2 indicates the flow of the 20 elements analyzed in this work and the recovery of them in the concentrates. For this, the mass flow, and the concentration of the ICP results were considered.

Table 2 Recovery of elements of environmental interest. Elements with the most significant recoveries are highlighted in bold

Element	Flotation Process recovery	Global recovery
Ag	37.7%	17.8%
Al	0.1%	0.0%
As	10.7%	2.0%
Ba	0.1%	0.0%
Cd	31.9%	10.2%
Co	3.6%	1.1%
Cr	0.3%	0.1%
Fe	2.4%	0.7%
K	0.1%	0.0%
Mg	-	-

Mn	0.1%	0.0%
Ni	0.1%	0.0%
Pb	1.5%	0.4%
Sb	6.3%	1.7%
Sn	11.0%	3.5%
Ti	0.5%	0.1%
V	0.1%	0.0%
Zn	0.1%	0.0%

In the case of the QEMSCAN analyzes, only the concentrate analysis was performed, so that only the amount of mineral removed from the system can be estimated, where the most relevant sulfides were chosen for this work. Pyrite (recovery between 45-75 tpd), Chalcopyrite (85-105 tpd) and Molybdenite (recovery between 4.5-7.0 tpd).

Although the total mass of pollutants and minerals with acidification potential entering and leaving could be considered similar in global terms. The enormous quantity of metals and minerals with acidification capacity that is removed from the tailings each year has a significant impact (even more after partial de-pyritization) on the chemical stability of the tailings. This generates a great environmental benefit.

In any case, it is clear that this analysis corresponds to a first approximation and a more detailed economic evaluation is needed, as well as a life cycle assessments that evaluate all the impacts associated with the construction of an attached plant or cell. This type of analysis involves an environmental balance that includes a study of the energy, water and carbon dioxide footprint, among others.

According to the enrichment of elements in the process plant and associated minerals, it is possible to improve the performance of the MVC process plant to obtain the following environmental and economic benefits:

- Reduce the pyrite concentration in the tailings sent to Caren deposit, decreasing in this way the acid mine drainage generation potential (Dold and Fontboté 2002; Moncur et al. 2009; Nordstrom 2015; Smuda, Morgenstern, and Glaesser 2007).
- Recover cobalt and increase the production of copper concentrates in the MVC process plant, increasing in this way the revenues of MVC.

The following are the proposals to get the benefits mentioned above:

- Optimize the stages of the existing flotation areas, in particular the Scavenger flotation step, in order to achieve a better separation between pyrite and copper sulfides and obtain Scavenger tailings with a high concentration of cobaltiferous pyrite (Praes, de Albuquerque, and Luz 2013; Santander and Valderrama 2019).
- Incorporate in the MVC process plant a new flotation area for the treatment of the fines generated in the hydrocyclones area. In this new area, with Rougher and Scavenger flotation steps, could be possible to obtain new copper-molybdenum concentrates and tailings rich in cobaltiferous pyrite. Flotation of material with fine and ultrafine particle size distributions required fine bubble flotation cells, for example columnar and auto-aspirant cells (Petzold and Martens 2016; Teague and Lollback 2012).

- Incorporate a bioleach process in the MVC process plant for the treatment of the Scavenger tailings generated, both in the improved current flotation area and in the new flotation fines area, aiming the release of cobalt. This technology has already been applied at an industrial level; for example, in the case of a process plant of Kasese Cobalt Company Ltd (Uganda), which bioleach pyrite in reactors to recover cobalt (Morin and D'Hugues 2007; Smith, Grail, and Johnson 2017).
- Condition the solutions generated in the bioleaching process, by means of pH adjustment, to precipitate iron and arsenic (Jia and Demopoulos 2008; Morin and D'Hugues 2007). Ferric is an interferer in the subsequent extraction process and arsenic is an element with negative environmental connotation.
- Recover cobalt, and other value elements as copper, from solutions, applying technologies such as solvent extraction and electrowinning, or other technologies to produce a marketable cobalt product (Habibzadeh et al. 2015; Lu, Dreisinger, and Glück 2018; Song et al. 2019).
- Evaluate the possibility of use a fraction of the treated tailings in construction and civil applications such as concrete preparation, brick making, mine backfilling, dam retaining walls and geopolymeric materials manufacturing (Romero Baylón and Flores Chávez 2014; Suazo, Fourie, and Hasan 2015).

A technical – economical evaluation is necessary to determine the feasibility of apply a technological process scheme as indicated in the previous points. In such evaluation must be considered a market study, environmental aspects, and the application of circular economic concepts (Kinnunen and Kaksonen 2019; Singh, Sukla, and Goyal 2020).

6. Conclusions

In the present study, the chemical and mineralogical behavior of the mining waste material that is treated by various physical and chemical processes in the Minera Valle Central facilities was analyzed. The material is obtained from the Cauquenes tailings dam and the fresh tailings from the El Teniente deposit.

The analyzes carried out revealed that the minerals that make up the initial tailings are mainly silicates and clays, with the presence of iron, copper, and copper-iron sulfides. As the material is processed through the Hydrocyclone and Flotation Areas, its chemical composition is modified to finally obtain a Cu-Mo concentrate. This is composed mainly of pyrite, chalcopyrite, chalcocine / digenite and, as a secondary product, molybdenite. The rest of the material, which was not recovered, is sent to the Carén tailings dam.

The behavior of chemical elements is directly correlated with the mineralogy of the material, where most of the elements considered as contaminants, that is, Ag, As, Cd, Co, Fe, Ni, Pb, Sb and Zn are enriched together with the sulfurized phases and are extracted by means of the final concentrate. On the other hand, the rest of the elements studied, such as Al, Ba, Ca, Cr, K, Mg, Mn, Na, Sn, Ti and V, are associated with silicates, sulfates, carbonates and oxides, reason why they constitute tailings and are deposited at the Carén tailings dam.

According to the XRD and QEMSCAN results obtained, from the analyzes carried out on the Cu-Mo Concentrate, it has approximate copper grades of 28%, 29% sulfur and 1% molybdenum. This implies that there is a recovery of elements considered as contaminants (Anawar 2015; Lottermoser 2010; Pabst et al. 2018), which are extracted from the tailings material.

Finally, it is feasible to optimize the design of the flotation plant with the aim of recovering more elements of commercial and environmental interest. This can be done by optimizing the Scavenger process to separate the pyrite from the rest of the sulfides. This would allow the pyrite to be removed from the system, while obtaining a cobalt concentrate (Morin and D'Hugues 2007; Zeka et al. 2015).

Likewise, a flotation process dedicated to the finest fraction that is discarded from the hydrocyclone stage can be implemented, where approximately two thirds of the total tailings mass is discarded.

Continuing with improvement options, a bioleaching stage could be added to the tail generated from the Scavenger process as in the fines produced as rejection in the hydrocyclones. By bioleaching it would be possible to extract the cobalt (Chen et al. 2020; Huang and Li 2014; Liu et al. 2020; Zeka et al. 2015). By adjusting the pH of the bioleaching process, it would also be possible to precipitate iron and arsenic, which are elements of environmental interest (Bosecker 1997; Ilyas et al. 2012; Lee et al. 2015; Rohwerder et al. 2003).

As the last possible improvement, there are studies (Romero Baylón and Flores Chávez 2014; Suazo et al. 2015) about treating tailings to obtain minerals in the preparation of cements and concrete for use in civil construction, as well as sterile for filling works.

Finally, tailings are massive materials with a relevant content of environmentally complex elements to deal with (Anawar 2015; Christou et al. 2017; Dold and Fontboté 2002; Hammarstrom et al. 2005; Lindsay et al. 2015). So, a reduction of its total mass or elements separately constitutes an environmental and economic improvement. Well, tailings with less content of polluting elements allow less invasive and cheaper management. On the same hand, waste with less mass means a longer useful life of the containers that contain them will be longer, which means that they can contain more volume, or require a smaller design.

In this work it is verified that the flotation process, adapted to obtain copper and molybdenum from tailings from copper-bearing porphyry deposits, recovers content of metals apart from Cu and Mo. These metals correspond mainly to Ag, As, Cd, Co, Fe, Ni, Pb, Sb and Zn; however, being a process that is not developed to obtain an economic / environmental benefit from this, it can be optimized to generate cleaner tailings and minimize their environmental impact, while generating an economic benefit.

7. Acknowledgments

This study was funded by CORFO and Codelco through the project 16PTECME-66524. It was also partially financed by the projects CONICYT/PIA Project AFB180004 and UNESCO-IUGS-IGCP-Project 682.

8. References

- Alloway, Brian J. 2013. "Sources of Heavy Metals and Metalloids in Soils." Pp. 11–50 in.
- Amerigo Resources Ltd. 2019. 43-101 TECHNICAL REPORT. RANCAGUA, REGION VI, CHILE.
- Anawar, Hossain Md. 2015. "Sustainable Rehabilitation of Mining Waste and Acid Mine Drainage Using Geochemistry, Mine Type, Mineralogy, Texture, Ore Extraction and Climate Knowledge." *Journal of Environmental Management* 158.

- Bosecker, Klaus. 1997. "Bioleaching: Metal Solubilization by Microorganisms." Pp. 591–604 in *FEMS Microbiology Reviews*. Vol. 20.
- Brzovic, A. and E. Villaescusa. 2007. "Rock Mass Characterization and Assessment of Block-Forming Geological Discontinuities during Caving of Primary Copper Ore at the El Teniente Mine, Chile." *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences* 44(4):565–83.
- Chen, Wei, Shenghua Yin, Aixiang Wu, Leiming Wang, and Xun Chen. 2020. "Bioleaching of Copper Sulfides Using Mixed Microorganisms and Its Community Structure Succession in the Presence of Seawater." *Bioresource Technology* 297.
- Christou, Anastasis, Christodoulos P. Theologides, Costas Costa, Ioannis K. Kalavrouziotis, and Soterios P. Varnavas. 2017. "Assessment of Toxic Heavy Metals Concentrations in Soils and Wild and Cultivated Plant Species in Limni Abandoned Copper Mining Site, Cyprus." *Journal of Geochemical Exploration* 178:16–22.
- CODELCO. 2015. *Annual Report 2015*.
- Crundwell, Frank K., Michael S. Moats, Venkoba Ramachandran, Timothy G. Robinson, and William G. Davenport. 2011. "Cobalt – Occurrence, Production, Use and Price." Pp. 357–63 in *Extractive Metallurgy of Nickel, Cobalt and Platinum Group Metals*. Elsevier.
- Dold, Bernhard and Lluís Fontboté. 2002. "A Mineralogical and Geochemical Study of Element Mobility in Sulfide Mine Tailings of Fe Oxide Cu - Au Deposits from the Punta Del Cobre Belt, Northern Chile." *Chemical Geology*.
- Edraki, Mansour, Thomas Baumgartl, Emmanuel Manlapig, Dee Bradshaw, Daniel M. Franks, and Chris J. Moran. 2014. "Designing Mine Tailings for Better Environmental, Social and Economic Outcomes: A Review of Alternative Approaches." *Journal of Cleaner Production* 84(1):411–20.
- Falagán, Carmen, Barry M. Grail, and D. Barrie Johnson. 2017. "New Approaches for Extracting and Recovering Metals from Mine Tailings." *Minerals Engineering* 106:71–78.
- Fernandez, Viviana. 2018. "Copper Mining in Chile and Its Regional Employment Linkages." *Resources Policy*.
- Filzmoser, P. and C. Croux. 2003. *Dimension Reduction of the Explanatory Variables in Multiple Linear Regression*. Vol. 14.
- Habibzadeh Moradi, E., K. Jafarzadeh, S. Borji, and H. Abbaszadeh. 2015. "Pulse Electrodeposition as a New Approach in Electrowinning of High Purity Cobalt from WC-Co Scraps. Part I: The Effect of Frequency and Duty Cycle." *Minerals Engineering* 77:10–16.
- Hammarstrom, J. M., R. R. Seal, A. L. Meier, and J. M. Kornfeld. 2005. "Secondary Sulfate Minerals Associated with Acid Drainage in the Eastern US: Recycling of Metals and Acidity in Surficial Environments." *Chemical Geology*.
- Huang, Tao and Dongwei Li. 2014. "Presentation on Mechanisms and Applications of Chalcopyrite and Pyrite Bioleaching in Biohydrometallurgy - A Presentation." *Biotechnology Reports* 4(1):107–19.
- Ilyas, Sadia, Ru'An Chi, Jae Chun Lee, and Haq Nawaz Bhatti. 2012. "One Step Bioleaching of Sulphide Ore with Low Concentration of Arsenic by *Aspergillus Niger* and *Taguchi*

- Orthogonal Array Optimization.” *Chinese Journal of Chemical Engineering* 20(5):923–29.
- Jamieson, Heather E., Stephen R. Walker, and Michael B. Parsons. 2015. “Mineralogical Characterization of Mine Waste.” *Applied Geochemistry* 57:85–105.
- Jia, Yongfeng and George P. Demopoulos. 2008. “Coprecipitation of Arsenate with Iron(III) in Aqueous Sulfate Media: Effect of Time, Lime as Base and Co-Ions on Arsenic Retention.” *Water Research* 42(3):661–68.
- Kaiser, Henry F. 1958. *The Varimax Criterion for Analytic Rotation in Factor Analysis*.
- Kinnunen, Päivi H. M. and Anna H. Kaksonen. 2019. “Towards Circular Economy in Mining: Opportunities and Bottlenecks for Tailings Valorization.” *Journal of Cleaner Production* 228:153–60.
- Lee, Eunseong, Yosep Han, Jeonghyun Park, Jeongsik Hong, Rene A. Silva, Seungkon Kim, and Hyunjung Kim. 2015. “Bioremediation of Arsenic from Highly Contaminated Mine Tailings Using *Acidithiobacillus Thiooxidans*.” *Journal of Environmental Management* 147:124–31.
- Lindsay, Matthew B. J., Michael C. Moncur, Jeffrey G. Bain, John L. Jambor, Carol J. Ptacek, and David W. Blowes. 2015. “Geochemical and Mineralogical Aspects of Sulfide Mine Tailings.” *Applied Geochemistry* 57:157–77.
- Liu, Ronghui, Zhenhua Mao, Wenxian Liu, Yuguang Wang, Haina Cheng, Hongbo Zhou, and Kaifang Zhao. 2020. “Selective Removal of Cobalt and Copper from Fe (III)-Enriched High-Pressure Acid Leach Residue Using the Hybrid Bioremediation Technique.” *Journal of Hazardous Materials* 384:121462.
- Lottermoser, Bernd G. 2010. “Introduction to Mine Wastes.” Pp. 1–41 in *Mine Wastes*. Springer Berlin Heidelberg.
- Lu, Jianming, David Dreisinger, and Thomas Glück. 2018. “Cobalt Electrowinning – A Systematic Investigation for High Quality Electrolytic Cobalt Production.” *Hydrometallurgy* 178:19–29.
- Moncur, M. C., J. L. Jambor, C. J. Ptacek, and D. W. Blowes. 2009. “Mine Drainage from the Weathering of Sulfide Minerals and Magnetite.” *Applied Geochemistry* 24(12):2362–73.
- Morin, Dominique Henri Roger and Patrick D’Hugues. 2007. “Bioremediation of a Cobalt-Containing Pyrite in Stirred Reactors: A Case Study from Laboratory Scale to Industrial Application.” Pp. 35–55 in *Biomining*. Springer-Verlag Berlin Heidelberg.
- Mudd, G.M., Weng, Z., Jowitt, S.M., Turnbull, I.D., Graedel, T.E., 2013. Quantifying the recoverable resources of by-product metals: the case of cobalt. *Ore Geol. Rev.* 55, 87–98.
- Nordstrom, D. Kirk. 2015. “Baseline and Premining Geochemical Characterization of Mined Sites.” *Applied Geochemistry* 57.
- Pabst, Thomas, Bruno Bussière, Michel Aubertin, and John Molson. 2018. “Comparative Performance of Cover Systems to Prevent Acid Mine Drainage from Pre-Oxidized Tailings: A Numerical Hydro-Geochemical Assessment.” *Journal of Contaminant Hydrology* 214(2017):39–53.
- Petzold, Lukas and Jan Martens. 2016. “Application of the Hybrid Flotation in Iron Ore - Pneumatic Flotation for Removal of Sulfur.” 7TH EUROPEAN COKE AND IRONMAKING CONGRESS - ECIC 2016.

- Praes, Plinio Eduardo, Rodrigo Oscar de Albuquerque, and Antonio Furquim Oliveira Luz. 2013. "Recovery of Iron Ore Tailings By Column Flotation." *Journal of Minerals and Materials Characterization and Engineering* 01(05):212–16.
- Ramirez, Nelson. 2007. *Guía Técnica de Operación y Control de Depósitos de Relaves*. Servicio Nacional de Geología y Minería. Departamento de Seguridad Minera. .
- Reimann, Clemens, Peter Filzmoser, Robert Garrett, and Rudolf Dutter. 2008. *Statistical Data Analysis Explained : Applied Environmental Statistics with R*. John Wiley & Sons.
- Rohwerder, T., T. Gehrke, K. Kinzler, and W. Sand. 2003. "Bioleaching Review Part A: Progress in Bioleaching: Fundamentals and Mechanisms of Bacterial Metal Sulfide Oxidation." *Applied Microbiology and Biotechnology* 63(3):239–48.
- Romero Baylón, Alfonso and Silvana Flores Chávez. 2014. "Reuso de Relaves Mineros Como Insumo Para La Elaboración de Agregados de Construcción Para Fabricar Ladrillos y Baldosas." *Industrial Data* 13(2):075.
- Santander, Mario and Luis Valderrama. 2019. "Recovery of Pyrite from Copper Tailings by Flotation." *Journal of Materials Research and Technology* 8(5):4312–17.
- SEA. 2002. RCA N°124. Modificación En El Consumo de Reactivos. Región del Libertador Bernardo O'Higgins, Chile, 24 de mayo del 2004.
- SEA. 2004. RCA N°151. Recuperación Del Molibdeno Desde Concentrados Colectivos de MVC. Región del Libertador Bernardo O'Higgins, Chile.
- SEA. 2006. RCA N°83. Proyecto de Capacidad de Recuperación de Aguas de Los Relaves de MVC. , Región del Libertador Bernardo O'Higgins, Chile.
- SEA. 2011. RCA N°197. Aumento En La Capacidad de Tratamiento de Los Relaves Finos Del Embalse Colihues. , Región del Libertador Bernardo O'Higgins, Chile.
- SEA. 2014. RCA N°132. Aumento de La Capacidad de Beneficio. Región del Libertador General Bernardo O'Higgins, Chile,.
- SERNAGEOMIN. 2019. "Geoquímica de Superficies de Depósitos de Relaves de Chile (01/2019)." Retrieved (<https://www.sernageomin.cl/datos-publicos-deposito-de-relaves/>).
- Shahhosseini, Majid, Faramarz Doulati Ardejani, Mehdi Amini, Luna Ebrahimi, and Abbas Mohebi Poorkani. 2019. "Environmental Geochemistry of As and Pb in a Copper Low-Grade Dump, Miduk Copper Mine, Kerman Province, SE Iran." *Journal of Geochemical Exploration* 198:54–70.
- Singh, S., L. B. Sukla, and S. K. Goyal. 2020. "Mine Waste & Circular Economy." *Materials Today: Proceedings*.
- Smith, Sarah L., Barry M. Grail, and D. Barrie Johnson. 2017. "Reductive Bioprocessing of Cobalt-Bearing Limonitic Laterites." *Minerals Engineering* 106:86–90.
- Smuda, Jochen, Peter Morgenstern, and Walter Glaesser. 2007. "Mineralogical and Geochemical Study of Element Mobility at the Sulfide-Rich Excelsior Waste Rock Dump from the Polymetallic Zn–Pb–(Ag–Bi–Cu) Deposit, Cerro de Pasco, Peru." *Journal of Geochemical Exploration* 92(2–3):97–110.

- Sobek, A., W. Schuller, J. Freeman, AND R. Smith. FIELD AND LABORATORY METHODS APPLICABLE TO OVERBURDENS AND MINESOIL. U.S. Environmental Protection Agency, Washington, D.C., EPA/600/2-78/054 (NTIS PB280495), 1978.
- Song, Qiushi, Yan Zhao, Cheng Wang, Hongwei Xie, Huayi Yin, and Zhiqiang Ning. 2019. "Bubble-Assisted Densification of Cobalt Deposit during Electrowinning in CoCl_2 Solution." *Hydrometallurgy* 189:105111.
- Suazo, Gonzalo, Andy Fourie, and Alsidqi Hasan. 2015. Experimental Study of the Geomechanical Response of Cemented Paste Backfills Used in Underground Mining.
- Sun, Xin, Han Hao, Zongwei Liu, Fuquan Zhao, and Junnan Song. 2019. "Tracing Global Cobalt Flow: 1995–2015." *Resources, Conservation and Recycling* 149:45–55.
- Teague, A. J. and M. C. Lollback. 2012. "The Beneficiation of Ultrafine Phosphate." *Minerals Engineering* 27–28:52–59.
- Trading Economics. 2020. "Cobalt 2010-2020 Data." [https://Tradingeconomics.Com/Commodity/Cobalt](https://tradingeconomics.com/commodity/cobalt). Retrieved (https://tradingeconomics.com/commodity/cobalt).
- Wang, Chenggang, Pengxiao Sun, Guangmeng Qu, Jiangmei Yin, and Xijin Xu. 2018. "Nickel/Cobalt Based Materials for Supercapacitors." *Chinese Chemical Letters* 29(12):1731–40.
- White III, W.W., Lapakko, K.A., Cox, R.L., 1999. Static-test methods most commonly used to predict acid-mine drainage: Practical guidelines for use and interpretation. In: Plumlee, G.S., Logsdon, M.J. (Eds.), *The Environmental Geochemistry of Mineral Deposits, Part A. Processes, Techniques, and Health Issues, Reviews in Economic Geology*, vol. 6A. Society of Economic Geologists Inc., pp. 325–338. P.L. Hageman et al./*Applied Geochemistry* 57 (2015) 125–139
- Zeka, Léon, Fanny Lambert, Jean Frenay, Stoyan Gaydardzhiev, and Augustin Ilungandala. 2015. "Possibilities for Co(III) Dissolution from an Oxidized Ore through Simultaneous Bioleaching of Pyrite." *Minerals Engineering* 75:54–62.