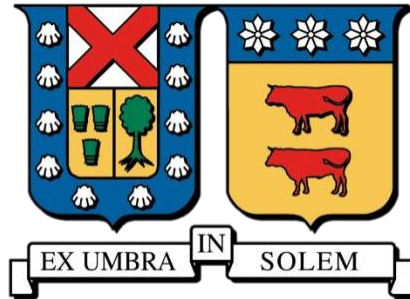


UNIVERSIDAD TÉCNICA FEDERICO SANTA MARÍA
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA QUÍMICA Y AMBIENTAL
VALPARAÍSO - CHILE



CARACTERIZACIÓN DE LA DOSIFICACIÓN DE AGUA DE MAR ÓPTIMA EN LA ETAPA
DE AGLOMERADO DE MINERA ANTUCOYA, PARA DISTINTAS MEZCLAS DE UGM's

Por

ADRIANA DENNISE SOTO MADARIAGA

Memoria para optar al Título de Ingeniera Civil Química

Profesor Guía

JUAN YIANATOS

Profesor Correferente

PAULINA VALLEJOS

Tutor Guía Antucoya

RICARDO GARRIDO G.

APOYO

BENEDICTO LETELIER A.

JAVIERA ALFARO E.

Marzo 2023

Adriana Soto Madariaga

RESUMEN

En el siguiente informe se presentan los resultados obtenidos de un estudio enfocado en la caracterización de la dosificación óptima de agua de mar en el proceso de Aglomerado en Minera Antucoya. El estudio tuvo como objetivo procurar una calidad óptima del glómero según el mineral alimentado en planta, en este caso, las unidades geometalúrgicas (UGM) 10, 20, 21, 24, 30 y 40, otorgando un método predictivo con el fin de suprimir la constante dependencia del control del operador a través de la prueba del guante en las pilas de lixiviación.

Para ello, se implementó el método de determinación de la dosis de agua requerida a partir de pruebas de densidad aparente o barrido de agua para mineral puro y mezclas, simulando módulos industriales de lixiviación con el objetivo de obtener el mejor ajuste para los resultados experimentales y posteriormente aplicar el modelo seleccionado en pruebas de lixiviación en columnas para evaluar el efecto en términos de recuperación, cinética de extracción y compactación del mineral.

Para los resultados experimentales de las pruebas de densidad aparente, se propuso la evaluación de 3 ajustes. Se determinó que una dosis calculada, a partir del aporte másico por UGM en la alimentación, y la dosis de agua de mar requerida para cada uno de estos minerales en su estado puro, se trata de la mejor opción. Esto, debido a que limita el rango de operación, y por ende, previene problemas operacionales ocasionados por la humedad del glómero. Además, requiere de menor tiempo, mano de obra y recursos volver a reajustar la caracterización frente a cambios en el comportamiento del mineral, considerando que durante los próximos años se pronostica la apertura de otras Fases en la mina.

Para la evaluación, se realizaron 4 experimentos de pruebas de lixiviación en columnas, dos de ellas con dimensiones planta (4 metros de altura) y dos a 2 metros de altura. En cada experimento se evaluaron 3 columnas con distintas condiciones de aglomeración: la primera con la dosis de agua añadida en planta, la segunda con la dosis calculada a partir de la caracterización y la tercera con una dosis de 5 [kg/t] menos la dosis calculada. De las pruebas exploratorias se determinó que no hubo un efecto significativo en términos de recuperación; en el caso de la cinética de extracción a medida que el glómero poseía una menor dosis de agua añadida la velocidad durante los primeros días (aproximadamente 10 a 13 días) era menor, no obstante al término del ciclo las cinéticas alcanzadas fueron similares; en cuanto al nivel de compactación se observó que a medida que la humedad del glómero disminuyó, la compactación aumentó (diferencia de 2% entre cada columna), no obstante, al existir un mineral de alta razón de solubilidad en agua el efecto fue contrario, lo que conversa con la fenomenología.

Finalmente, tras realizar la implementación de una prueba industrial y el hallazgo de un posible factor de escalamiento (1,04) de la dosis de agua de mar desde lo experimental a nivel planta, se estima un ahorro de 5,5 [kg/t] para el año 2024 de los 57 [kg/t] presupuestados por área seca desde un comienzo.

ABSTRACT

The following report presents the results obtained from a study focused on the characterization of the optimal dosage of seawater in the Agglomerate process at Minera Antucoya. The study aimed to ensure optimal quality of the glomer according to the mineral fed in the plant, in this case, the geometallurgical units (UGM) 10, 20, 21, 24, 30 and 40, providing a predictive method in order to suppress the constant dependence on operator control through the glove test on leach heaps.

For this, the method of determining the required water dose was implemented from apparent density tests or water sweep for pure mineral and mixtures, simulating industrial leaching modules with the aim of obtaining the best fit for the experimental results and subsequently apply the selected model in column leaching tests to evaluate the effect in terms of recovery, extraction kinetics and mineral compaction.

For the experimental results of the apparent density tests, the evaluation of 3 settings was proposed. It was determined that a dose calculated from the mass contribution per UGM in the diet, and the dose of seawater required for each of these minerals in its pure state, is the best option. This, because it limits the operating range, and therefore, prevents operational problems caused by the humidity of the glomer. Furthermore, it requires less time, labor and resources to readjust the characterization in the face of changes in the behavior of the mineral, considering that in the coming years the opening of other Phases in the mine is forecast.

For the evaluation, 4 column leaching test experiments were carried out, two of them with plant dimensions (4 meters high) and two at 2 meters high. In each experiment, 3 columns were evaluated with different agglomeration conditions: the first with the dose of water added in the plant, the second with the dose calculated from the characterization and the third with a dose of 5 [kg/t] minus the calculated dose. From the exploratory tests it was determined that there was no significant effect in terms of recovery; In the case of the extraction kinetics, as the glomer had a lower dose of added water, the speed during the first days (approximately 10 to 13 days) was lower, however at the end of the cycle the kinetics achieved were similar; Regarding the level of compaction, it was observed that as the humidity of the glomer decreased, the compaction increased (difference of 2% between each column), however, since there was a mineral with a high solubility ratio in water, the effect was opposite. what talks with phenomenology.

Finally, after carrying out the implementation of an industrial test and the discovery of a possible scaling factor (1.04) of the seawater dose from the experimental level at the plant level, a saving of 5.5 [kg/t] for the year 2024 of the 57 [kg/t] budgeted per dry area from the beginning.

AGRADECIMIENTOS

A mis padres, quiero darles las gracias por todo el amor entregado, el esfuerzo, la preocupación y la compañía que me han brindado en cada uno de mis logros en lo que llevo de vida. Quiero decirles lo orgullosa que estoy de ser su hija y lo feliz que me hace ser quien soy gracias a sus consejos, enseñanzas, sus valores, sentimientos y anhelo por crecer como persona y profesional.

A mi hermano por ser tan compañero de vida, por su sabiduría compartida, la hermosa infancia que llevamos juntos y por todo el camino que nos queda uno al lado del otro.

Quiero agradecerle a la familia que he ido formando en el camino; a Alexander por el cariño y por la compañía durante mis días y noches de estudio, mis amigos de universidad: Catalina, Sebastián, Soledad, Roxana, Joaquín, por el apoyo fraternal durante mis días buenos y malos, y las increíbles anécdotas que compartimos en este pedacito de vida llamada universidad.

Quiero agradecer a mis profesores guías por brindarme el espacio de trabajar con ellos, por la paciencia, los conocimientos entregados y la comprensión para guiarme en este proceso.

A Rubén Macaya y Ricardo Garrido por la oportunidad de pertenecer a un gran equipo de trabajo, área seca, por la confianza, los consejos y preocupación por mi bienestar, la cálida acogida y toda la ayuda brindada.

Gracias a Benedicto Letelier y Javiera Alfaro por la increíble disposición en ayudarme día a día, ya sea disponibles o con agenda ocupada. Gracias por hacerme parte y reconocerme habilidades que ni yo misma conocía en mí. Por la amistad, el compañerismo, los viajes, por enseñarme lo que es ser un buen líder y profesional, y la importancia de mantener los valores y cultivar un buen ambiente laboral.

A metalurgia, Carolina Zuanic por permitirme participar de su área, sus actividades y por brindarme apoyo en mis pruebas experimentales.

Muchas gracias a Laboratorio Químico por ayudarme con mis análisis, a Muestrera por brindarme apoyo en preparar mis muestras, y en especial, gracias a Planta Piloto y sus operadores: Juan Allard, Pedro Vergara, Karime Carvajal y Mauricio Vargas por acompañarme en la difícil tarea de hacer mis pruebas experimentales, el tiempo y el desgaste físico que conlleva. Gracias por la disposición, y los buenos momentos pasados a su lado.

Finalmente, quiero agradecer a mis tres angelitos: Mami Gordis, Corito y Rex. A mi Gordis por convertirse en mi segunda mamá y cuidarme toda la vida, por su linda sonrisa, su paz y entregarme todo su amor. A Corito, por su lealtad, su inocencia, su encanto para entregarnos amor y compañía durante toda mi infancia. Y a Rex, por ser mi gran amor, tu cariño y compañía durante mis estudios en la cama, por pedirme cada noche con la patita que te abra la puerta para subirte en mis piernas, por tu agitada bienvenida cuando no te veía por meses o solo horas, por tu energía, tu felicidad y por darme mucho más de lo que yo podría haberte dado nunca. Besos al cielo y los amo.

TABLA DE CONTENIDO

RESUMEN	2
ABSTRACT	3
AGRADECIMIENTOS	4
TABLA DE CONTENIDO	5
ÍNDICE DE TABLAS	8
ÍNDICE DE FIGURAS	11
NOMENCLATURA	13
1. Introducción	14
1.1. Motivación y Problemática	14
1.2. Objetivos	15
1.2.1. Objetivos Generales	15
1.2.2. Objetivos específicos	15
1.3. Alcances	15
2. Antecedentes	16
2.1. Minera Antucoya	16
2.2. Planta de Óxidos	16
3. Marco Teórico.	17
3.1. Caracterización mineralógica.....	17
3.1.1. Criterio de alimentación	18
a) Restricción de mezcla para UGM 21 y 24.....	18
b) Restricción de mezcla de minerales según contenido de nitratos	19
3.1.2. Definición criterio por Solubilidad en agua.....	20
• Solubilidad en agua	20
3.1.3. Datos mineralógicos reportados en pozos.....	21
3.2. Aglomeración	22
3.2.1. Métodos de Aglomeración	23
3.2.2. Variables del proceso de Aglomeración	24
3.2.3. Mecanismos de Enlace	25
3.2.4. Tipos de Aglomeración	27
3.2.5. Tambor Aglomerador	28
3.3. Curado Ácido.....	30
3.3.1. Importancia de la ganga en la lixiviación	32
3.3.2. Influencia de la Ganga en el grado de penetración en las partículas	33

3.4.	Modelo de ácido en Minera Antucoya.....	34
3.5.	Conductividad Hidráulica.....	35
3.6.	Suministro de agua en las instalaciones.....	35
4.	Descripción del proceso productivo.....	36
4.1.	Chancado.....	36
4.2.	Aglomeración.....	39
4.3.	Lixiviación.....	40
4.3.1.	Criterio de evaluación de módulos.....	41
4.3.2.	Modelo de Recuperación en minera Antucoya.....	42
4.4.	Extracción por Solventes (SX).....	42
4.5.	Electro-obtención (EW).....	45
4.6.	Diagrama general del proceso productivo.....	47
5.	Definición de los casos de estudio.....	47
6.	Trabajo experimental.....	48
6.1.	Pruebas de Densidad Aparente.....	48
6.1.1.	Muestreo y preparación mecánica.....	51
6.1.2.	Leyes de cabeza.....	52
6.1.3.	Análisis mineralógico NIR.....	52
6.1.4.	Perfil Granulométrico.....	53
6.2.	Pruebas de lixiviación en columnas.....	54
6.2.1.	Descripción del circuito experimental.....	55
6.2.2.	Mineral utilizado.....	58
6.2.3.	Leyes de cabeza y análisis mineralógico NIR.....	58
6.2.4.	Aglomeración mineral.....	59
6.2.5.	Carguío de columnas.....	60
6.2.6.	Control operativo.....	61
6.2.7.	Descarga de columnas.....	62
6.3.	Prueba Industrial.....	62
7.	Resultados.....	64
7.1.	Pruebas de densidad aparente.....	64
7.1.1.	Dosificación en base a UGM puras.....	64
7.1.2.	Determinación de la dosificación en base a conjunto de pruebas para mezclas de UGM...66	66
7.1.3.	Caracterización para la dosificación de agua de mar de los datos experimentales.....67	67
7.2.	Pruebas de lixiviación en columnas.....	72
7.2.1.	Recuperación.....	73

7.2.2.	Cinética de extracción.....	75
7.2.3.	Compactación.....	76
7.3.	Prueba Industrial	77
7.4.	Ahorro o pérdida en utilización de modelo	79
8.	Conclusiones	80
9.	Recomendaciones.....	81
10.	Referencias	82
11.	Anexos.....	83
	Anexo A	83
	Anexo B.....	96
	Anexo C.....	102
	Anexo D	143
	Anexo E.....	146

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Límites de Procesamiento según UGM (Antucoya, 2019).....	19
Tabla 2. Límites de Procesamiento según contenido de NO ₃ (Antucoya, 2019).....	19
Tabla 3. Límites de Procesamiento según Gravas (Antucoya, 2019).....	20
Tabla 4. Información de solubilidad en agua para compuestos metálicos simples. (Domic, 2001)......	20
Tabla 5. Criterio de alimentación vigente 2021.	21
Tabla 6. Datos mineralógicos reportados en pozos.	22
Tabla 7. Reacciones de principales de la ganga en el curado ácido en Minera Antucoya (Antucoya, 2023).	33
Tabla 8. Casos de estudio.	48
Tabla 9. Análisis químico de cabeza. Pruebas de densidad aparente.	52
Tabla 10. Análisis mineralógico NIR. Pruebas densidad aparente.....	53
Tabla 11. Resumen pruebas columnares	55
Tabla 12. Mineral utilizado en pruebas columnares.....	58
Tabla 13. Leyes de cabeza pruebas de columnas.	59
Tabla 14. Análisis mineralógico. Pruebas lixiviación en columnas.	59
Tabla 15. Condiciones de Aglomeración. Prueba de columnas.	60
Tabla 16. Resumen control de Carguío de columnas.	61
Tabla 17. Soluciones de riego. Pruebas de columnas.....	61
Tabla 18. Resumen información prueba industrial.....	64
Tabla 19. Resumen pruebas de densidad aparente UGM puras.	65
Tabla 20. Coeficientes simples, ajuste lineal pruebas de densidad aparente.....	69
Tabla 21. Análisis químico Ripio pruebas exploratorias.....	73
Tabla 22. Recuperaciones de % Cu. Resultados.	74
Tabla 23. Resumen resultados pruebas exploratorias.....	77
Tabla 24. Control Operacional prueba industrial.	77
Tabla 25. Pesos muestras de Módulos. Experimento n°1.....	98
Tabla 26. Pesos muestras de Módulos. Experimento n°2.....	98
Tabla 27. Pesos muestras de Módulos. Experimento n°3.....	98
Tabla 28. Pesos muestras de Módulos. Experimento n°4.....	99
Tabla 29. Perfil granulométrico UGM 10.	102
Tabla 30. Perfil granulométrico UGM 20.	102
Tabla 31. Perfil granulométrico UGM 21.	103
Tabla 32. Perfil granulométrico UGM 24.	103
Tabla 33. Perfil granulométrico UGM 30.	104
Tabla 34. Perfil granulométrico UGM 40.	104
Tabla 35. Casos de estudio. Pruebas densidad aparente.....	105
Tabla 36. Composición de módulos industriales por UGM.	105
Tabla 37. Composición química módulos industriales.....	107
Tabla 38. Origen Mina de módulos industriales.....	110
Tabla 39. Información de Aglomeración módulos industriales.....	112
Tabla 40. Composición por UGM. Experimento 1.	114
Tabla 41. Composición por UGM. Experimento 2.	114

Tabla 42. Composición por UGM. Experimento 3.	115
Tabla 43. Composición por UGM. Experimento 4.	115
Tabla 44. Dosificación de reactivos. Experimento 1.....	115
Tabla 45. Dosificación de reactivos. Experimento 2.....	116
Tabla 46. Dosificación de reactivos. Experimento 3.....	116
Tabla 47. Dosificación de reactivos. Experimento 4.....	116
Tabla 48. Resultados Homogenización. Experimento 1.....	116
Tabla 49. Resultados Homogenización. Experimento 2.....	117
Tabla 50. Resultados Homogenización. Experimento 3.....	117
Tabla 51. Resultados Homogenización. Experimento 4.....	117
Tabla 52. Detalle de leyes de cabeza para pruebas de columnas.....	119
Tabla 53. Detalle análisis mineralógico. Prueba de lixiviación en columnas.	119
Tabla 54. Aglomerado de mineral total. Experimento 1.	119
Tabla 55. Aglomerado de mineral total. Experimento 2.	120
Tabla 56. Aglomerado de mineral total. Experimento 3.	120
Tabla 57. Aglomerado de mineral total. Experimento 4.	121
Tabla 58. Control de carguío de columnas.	121
Tabla 59. Control de Humedad de Aglomerado en columnas.....	121
Tabla 60. Planilla flujo de riego. Experimento 1.....	124
Tabla 61. Planilla flujo de riego. Experimento 2.....	125
Tabla 62. Planilla flujo de riego. Experimento 3.....	127
Tabla 63. Planilla flujo de riego. Experimento 4.....	128
Tabla 64. Balance de soluciones Columna 1.....	129
Tabla 65. Balance de soluciones Columna 2.....	130
Tabla 66. Balance de soluciones Columna 3.....	131
Tabla 67. Balance de soluciones Columna 4.....	131
Tabla 68. Balance de soluciones Columna 5.....	132
Tabla 69. Balance de soluciones Columna 6.....	133
Tabla 70. Balance de soluciones Columna 7.....	134
Tabla 71. Balance de Soluciones Columna 8.	135
Tabla 72. Balance de Soluciones Columna 9.	135
Tabla 73. Balance de Soluciones Columna 10.	136
Tabla 74. Balance de Soluciones Columna 11.	137
Tabla 75. Balance de Soluciones Columna 12.	137
Tabla 76. Resultados descarga de columnas, columna 1.....	138
Tabla 77. Resultados descarga de columnas, columna 2.....	138
Tabla 78. Resultados descarga de columnas, columna 3.....	139
Tabla 79. Resultados descarga de columnas, columna 4.....	139
Tabla 80. Resultados descarga de columnas, columna 5.....	140
Tabla 81. Resultados descarga de columnas, columna 6.....	140
Tabla 82. Resultados descarga de columnas, columna 7.....	141
Tabla 83. Resultados descarga de columnas, columna 8.....	141
Tabla 84. Resultados descarga de columnas, columna 9.....	141
Tabla 85. Resultados descarga de columnas, columna 10.....	142

Tabla 86. Resultados descarga de columnas, columna 11.....	142
Tabla 87. Resultados descarga de columnas, columna 12.....	142
Tabla 88. Características Chancador de mandíbulas Planta Piloto.....	147

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Ubicación minera Antucoya.....	16
Figura 2. Esquema de UGM de Antucoya (Antucoya, 2019).	17
Figura 3. Necesidad de Aglomerar. (Bertoni, 2018)	22
Figura 4. Disminución de canales preferenciales por aglomeración, comparación. (Lewandowski, 2008) (Adaptado).....	23
Figura 5. Etapas de un proceso de compactación en función de la presión aplicada. (García, 2010).	24
Figura 6. Diferentes estados de equilibrio en la formación de aglomerado y representación antes y durante la lixiviación no-inundada. (Domic, 2001).	28
Figura 7. Representación esquemática de la operación de un tambor Aglomerador. Fuente: (Bertoni, 2018)	29
Figura 8. Tipos de movimiento de carga en un tambor peletizador (Bizhanov & Chizhikova, 2019). a) modo de ejecución; b) modo de retroceso; c) modo cascada; d) modo cíclico. (Adaptado).	29
Figura 9. Campo de estabilidad para el cobre Eh vs pH.....	31
Figura 10. Representación del efecto del curado ácido en la superficie de la partícula (Olivares, 2013).	32
Figura 11. Mecanismo de reacción de una partícula de óxido de cobre y sulfuro de cobre (Olivares, 2013).	34
Figura 12. Recuperación de cobre en presencia de ganga consumidora de ácido, versus el Fe+2 disuelto hasta el centro, debido a los diferentes pH y Eh de estabilidad del Cu+2 y Fe+2 (Domic, 2001).	34
Figura 13. Distribución de suministro de agua de mar en Antucoya. Fuente (Antucoya, 2003).....	36
Figura 14. Diagrama Planta de Chancado. Elaboración propia.....	38
Figura 15. Diagrama Proceso de Aglomerado. Elaboración propia.	39
Figura 16. Diagrama proceso de Lixiviación, distribución de flujos. Elaboración propia.	40
Figura 17. Esquema General de Extracción por Solventes. Elaboración propia.	44
Figura 18. Proceso de Extracción por Solventes. Elaboración propia.....	45
Figura 19. Diagrama Electro-obtención. Elaboración propia.....	46
Figura 20. Diagrama General del proceso productivo Minera Antucoya.....	47
Figura 21. Densidad aparente vs % humedad. Fuente: (Ibañez, 2023)	49
Figura 22. Dosificación de agua de mar en módulos industriales, composición y proveniencia.	51
Figura 23. Stock UGM pura. Planta Piloto.....	51
Figura 24. Perfil granulométrico. Pruebas de densidad aparente	53
Figura 25. Perfil granulométrico de mezclas.....	54
Figura 26. Piso 1. Sistema de drenaje.....	55
Figura 27. Sistema de alimentación a columnas.....	56
Figura 28. a) Esquema pruebas de columnas. b) Edificio prueba de columnas.	57
Figura 29. Estanques de almacenamiento de soluciones lixiviantes (ISO).	57
Figura 30. Rotulación columna 1. a) Tope. b) Fondo.....	60
Figura 31. Pilas de Lixiviación minera Antucoya. Fuente: (Google Earth, 2023).	63
Figura 32. Curva característica. a) UGM 10. b) UGM 20.	64
Figura 33. Curva característica. c) UGM 21. d) UGM 24.	65
Figura 34. Curva característica. e) UGM 30. f) UGM 40.	65
Figura 35. Resultados Experimentales para recreación de módulos industriales. Pruebas de densidad aparente.	66

Figura 36. Determinación de datos atípicos con gráfico de caja y bigotes.....	67
Figura 37. Ajuste por ponderación de dosificaciones de mineral puro	68
Figura 38. Ajuste por ponderación de dosificaciones de mineral puro con aplicación de factor.	68
Figura 39. Ajuste lineal de coeficientes simples.	69
Figura 40. Dosificación histórica ene 2022 - abr 2023.....	71
Figura 41. Dosificación de agua de mar histórica en aglomeración Módulos 3822 - 6922.	71
Figura 42. Dosificación de agua de mar histórica en aglomeración. Módulos 7724 – 3125.....	71
Figura 43. Dosificación de agua de mar histórica en aglomeración. Módulos 3526 – 5026.....	72
Figura 44. Dosificación de agua de mar histórica en aglomeración Módulos 3027 - 6527.	72
Figura 45. Resultados: Recuperación % Cu, Cabeza-solución. a) Exp1, b) Exp2, c) Exp3, d) Exp4.	74
Figura 46. Resultados: Cinética de Extracción. a) Exp1, b) Exp2, c) Exp3, d) Exp4.	75
Figura 47. Resultados: Compactación de mineral. a) Exp1, b) Exp2, c) Exp3, d) Exp4.....	76
Figura 48. Resultados prueba industrial. a) Módulo 69. b) Módulo 77.....	78
Figura 49. Composición alimentación 2024 - 2040	79
Figura 50. Tolva de alimentación divisor rotatorio.	85
Figura 51. Homogenización. Secuencia de apilamiento de bolsas.	86
Figura 52. Homogenización. Continuación procedimiento.....	86
Figura 53. Esquematización preparación mecánica.	87
Figura 54. a) Determinación altura del lecho mineral. b) Determinación diámetro efectivo de columna.....	90
Figura 55. Esquema del torpedo.....	91
Figura 56. Medición altura de vacío. Vista superior.	92
Figura 57. Malla filtrante con esferas de polipropileno. Prueba de columnas.....	94
Figura 58. Descarga de columna con ayuda de gancho estridente.	94
Figura 59. Muestreo para análisis químico por bandeja de ripio.....	94
Figura 60. Dimensiones columnas experimentales	96
Figura 61. Rotulación. a) Columna 1. b) Columna 2.	122
Figura 62. Rotulación. c) Columna 3. d) Columna 4.	122
Figura 63. Rotulación. e) Columna 5. f) Columna 6.	123
Figura 64. Rotulación. g) Columna 7. h) Columna 8.	123
Figura 65. Rotulación. i) Columna 9. j) Columna 10.....	123
Figura 66. Rotulación. k) Columna 11. l) Columna 12.	124
Figura 67. Harnero Gilson.....	146
Figura 68. Chancador de mandíbulas Planta Piloto.....	147
Figura 69. Divisor Rotatorio Planta Piloto.	148

NOMENCLATURA

Símb.	Nombre	Unidad	Símb.	Nombre	Unidad
a	Distancia entre partículas		m_r	Masa del recipiente	[g]
C	Velocidad de rotación tambor	[RPM]	m_{total}	Masa total	[g]
CAA	Consumo de ácido	[kg/t]	N	Velocidad de rotación normal	[RPM]
CuSw	Cobre soluble en agua	[-]	OC	Orgánico cargado	[-]
CuT	Cobre Total	[-]	OD	Orgánico Descargado	[-]
d	Diámetro medio de las partículas		PLS	Solución de lixiviación cargada	[-]
D	Diámetro tambor	[m]	q	Caudal por sección de medio poroso	[cm ³ /s/cm ²]
dh/dl	Gradiente hidráulico	[cm/cm]	Q	Caudal de Aglomerado	[tpd]
ECM	Error cuadrático medio	[-]	R	Cociente entre fuerzas de adhesión y fuerzas disruptivas	[-]
Eh	Electro potencial	[V]	R²	Coeficiente de determinación	[-]
EP	Electrolito Pobre	[-]	RIns	Razón de Insolubilidad	[%]
ER	Electrolito Rico	[-]	RL	Razón de Lixiviación	[m ³ /t]
EW	Electro-winning	[-]	RP	Refino Pobre	[-]
f	Retención de sólidos en tambor	[m ³ /m ³]	RR	Refino Rico	[-]
Fa	Fuerzas de adhesión	[N]	RS	Razón de Solubilidad	[%]
FR	Frecuencia de riego	[h/día]	RSw	Razón de Solubilidad en agua	[%]
FeS	Fierro soluble	[-]	S	Inclinación tambor desde horizontal	[°]
FeT	Fierro total	[-]	SX	Extracción por Solventes	[-]
g	Aceleración de gravedad	[m/min ²]	Szo	Szomolnokita	[-]
H BH	Humedad base húmeda	[%]	t	Tiempo de residencia de partículas en tambor	[min]
H BS	Humedad base seca	[%]	TR	Tasa de Riego	[L/h m ³]
ILS	Solución intermedia de lixiviación	[-]	UGM	Unidad geometalúrgica	[-]
IQR	Intercuartil	[%]	ρ	Densidad de masa retenida en tambor	[t/m ³]
IQS	Índice de contenido de sílica	[-]	ρ_{ap}	Densidad aparente	[g/ml]
k	Fuerzas interparticulares	[N]	θ	Ángulo ajustado para tambor (80° - 90°)	[°]
K	Conductividad hidráulica	[cm/s]	θ'	Ángulo de reposo de glómeros en tambor (45°)	[°]
L	Largo tambor	[m]			

1. Introducción

La Hidrometalurgia es una disciplina de la metalurgia extractiva, que utiliza la ciencia de la extracción de metales por medios acuosos, la cual permite la extracción y obtención de metales y/o compuestos desde sus minerales o materiales de reciclaje.

Esta rama, se subdivide en 3 procesos importantes: lixiviación, concentración y purificación, y la precipitación de la especie de interés. Dentro de sus ventajas, proporciona una vía de recolección de los metales de manera más directa, lo cual permite reducir el capital de inversión, disminuir el impacto ambiental, y la automatización de sus etapas.

Para aumentar la efectividad de lixiviación, existe un tratamiento previo correspondiente a la Aglomeración, el cual busca mejorar la percolación de las soluciones lixiviantes en el mineral en forma de glómero, homogenizar la pila y evitar la migración de finos a su base.

Actualmente, no existe una regla única de cómo se debe constituir un glómero, si no que depende de los parámetros de operación y el tipo de mineral.

El presente trabajo busca caracterizar un modelo de dosificación de agua de mar en la etapa de Aglomerado para Minera Antucoya que sea capaz de mejorar la calidad del glómero y evaluar si su implementación no presenta efectos negativos en el posterior proceso de lixiviación.

1.1. Motivación y Problemática

Minera Antucoya al ser un yacimiento de baja ley, de alrededor de 0,35% en promedio, requiere de un proceso selectivo, en conjunto con un modelo de negocios sustentable, eficiente e innovador para hacer rentable su operación, utilizando de mejor manera los recursos disponibles.

Actualmente se presenta una oportunidad de mejora en la etapa de Aglomerado, pues, existen dos fluidos partícipes del proceso, ácido sulfúrico y agua de mar, siendo este último añadido con una dosificación en mayor medida constante, sujeta a modificaciones según criterio del operador a través de la llamada “prueba del guante”, sin considerar las características mineralógicas complejas que alimentan el proceso en línea y cómo estas afectan en la calidad del glómero y etapas posteriores como la lixiviación del mineral.

En el presente trabajo se buscará caracterizar una relación o polinomio para la dosificación de agua de mar en el proceso de Aglomerado en base a la dosificación óptima de variadas mezclas de unidades geometalúrgicas (caracterizadas por minera Antucoya) determinada por una nueva técnica utilizada para su determinación (pruebas de densidad aparente), y evaluar su implementación en columnas de lixiviación con dimensiones de planta piloto y condiciones de operación industrial, en contraste con la adición de agua añadida hasta la actualidad.

1.2. Objetivos

1.2.1. Objetivos Generales

El objetivo general de este trabajo corresponde a la caracterización de la dosificación de agua de mar añadida en la etapa de Aglomerado a partir de UGM's complejas, mediante pruebas de densidad aparente con el fin de mejorar la calidad del glómero en Minera Antucoya.

1.2.2. Objetivos específicos

- Evaluar dosificación óptima de agua de mar para la etapa de Aglomerado para UGM's puras.
- Evaluar dosificación óptima de agua de mar para la etapa de Aglomerado para mezclas de UGM.
- Determinar dosificación recomendada en base a resultados experimentales a partir de pruebas de densidad aparente.
- Evaluar el efecto en la recuperación de cobre alcanzada en columnas de lixiviación con dosificación de agua de mar obtenida a partir de caracterización, dosificación industrial y modelo -5 [kg/ton].
- Evaluar el efecto en la compactación del mineral en pruebas columnares.
- Evaluar el efecto en el drenaje de las pruebas columnares.
- Determinar el ahorro o pérdida monetario al implementar caracterización.

1.3. Alcances

Este estudio se basa en el comportamiento físico del glómero a través de su dosificación de agua, bajo el supuesto de aditividad de soluciones, refiriéndose a que el modelo obtenido es una regresión lineal de carácter aditivo, descartando elementos cruzados que puedan afectar en los resultados.

La variable principal será el tipo de mineral de entrada al proceso productivo, considerando, además, que cada mineral es clasificado por un abanico de cualidades físicas y químicas, que serán abarcadas más adelante en el análisis de resultados.

Para este estudio se utilizará una nueva técnica para la determinación de la dosificación de agua de mar en la etapa de Aglomerado llamada prueba de densidad aparente o barrido de agua. La técnica anteriormente planteada, es un método de determinación reciente que utiliza minera Antucoya experimentalmente, pero que no ha sido implementado a nivel industrial, por ende, en el presente estudio se extenderá la efectividad del procedimiento para el mineral evaluado y su comportamiento en condiciones Planta.

2. Antecedentes

2.1. Minera Antucoya

Minera Antucoya, perteneciente al grupo minero Antofagasta Minerals, uno de los principales grupos mineros privados del país, se encuentra situada al noreste de Antofagasta y a 1.700 metros de altura. En el año 2010, comienza el estudio de factibilidad del proyecto, el cual finalmente se inaugura en julio del año 2017, con un desafío de producción de 80 a 85 mil toneladas de cobre fino anuales y una vida útil de 20 años.

Actualmente más de 800 personas forman parte de la dotación propia de la empresa y alrededor de mil quinientas personas trabajadoras de empresas colaboradoras.

2.2. Planta de Óxidos

Antucoya es un yacimiento de óxidos de cobre ubicado aproximadamente a 125 km al noreste de la ciudad de Antofagasta limitando con las comunas de María Elena y Mejillones. Se constituye como una mina de cobre que extrae minerales oxidados de baja ley (0,35% promedio) desde Open Pit, el cual es procesado a través de pilas de lixiviación, extracción por solventes y electro-obtención para la formación de cátodos de alta pureza (99,9% de cobre).

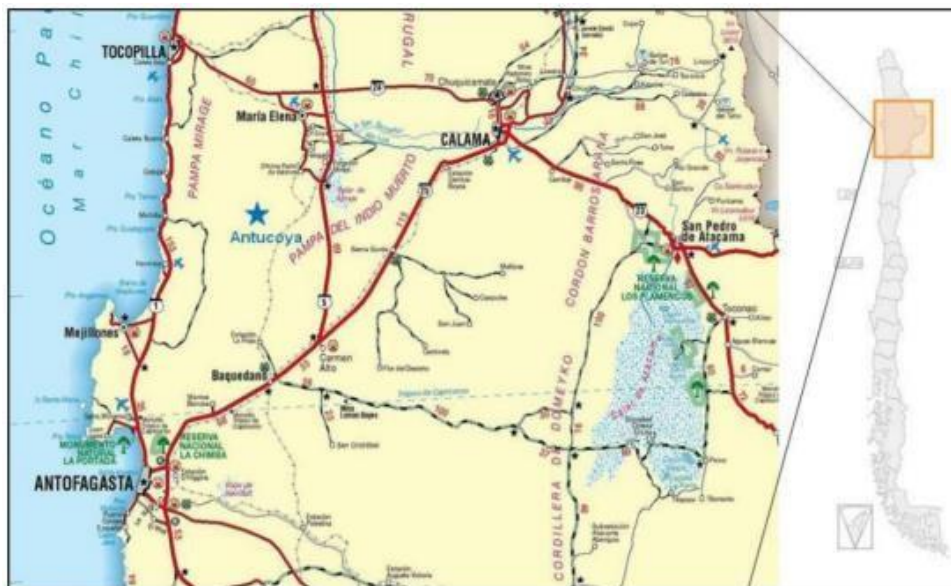


Figura 1. Ubicación minera Antucoya.

3. Marco Teórico.

3.1. Caracterización mineralógica.

La mineralogía es uno de los parámetros más importantes, pues afecta directamente en las condiciones de operación y en la recuperación del metal de interés en el proceso de lixiviación. Esta puede variar significativamente desde un yacimiento a otro, entre fases, e incluso en una misma fase del rajo.

El caso de Antucoya no es diferente al resto, la variabilidad del yacimiento ha impulsado a realizar continuamente estudios del comportamiento y características de la roca, con tal de maximizar la recuperación de cobre a través del procesamiento efectivo del material alimentado.

Durante el primer año de operación, producto de un incidente de apozamiento en las pilas de lixiviación, específicamente el módulo 49 de la vuelta n°1, comenzó el estudio y clasificación del mineral de acuerdo con el parámetro IQS (índice de contenido de silicita), el cual indica el grado de degradación de la plagioclasa. El rango de evaluación tiene una variación de 0 – 3, siendo el menor valor una mejor calidad de roca y 3 una roca con mayor grado de alteración, con un alto contenido de silicita.

Al cabo de un año, el estudio del mineral sufre un cambio, pues el IQS se trata de un parámetro subjetivo, de qué tan mala o buena es una roca cuando se realiza mapeo en la mina. De lo anterior, nacen las primeras caracterizaciones del mineral como unidades geometalúrgicas o UGM.

Los minerales de Antucoya se dividen en cuatro UGM, según su mena, ganga, consumo de ácido y competencia de la roca. De la Figura 2, se puede observar que la UGM 20, cuya mena es Sulfato, se subdivide en 3 categorías según el contenido de sulfatos, específicamente Szomolnokita (tipo de sulfato de hierro). En el caso de las UGM 30 y 40 se catalogan como óxidos y la UGM 10 como un mineral de transición entre óxido y sulfato.

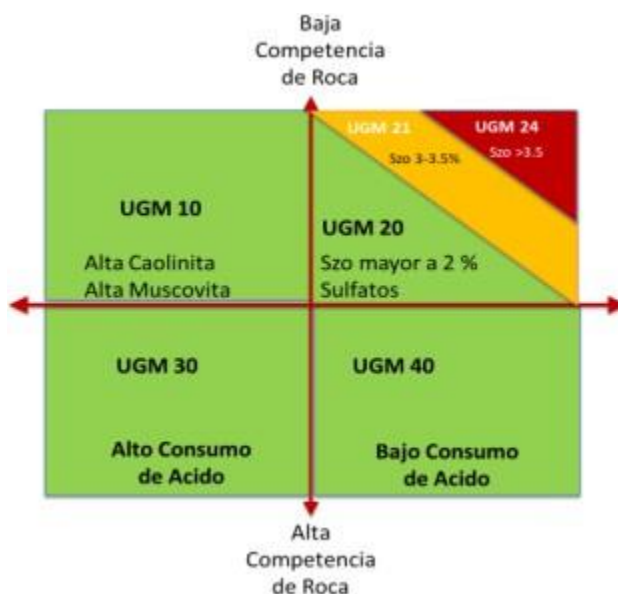


Figura 2. Esquema de UGM de Antucoya (Antucoya, 2019).

Tras múltiples estudios a través de pruebas metalúrgicas, columnas de lixiviación y módulos industriales, sólo las UGM 21 y 24 poseen restricción de alimentación. Sin embargo, también existen otras restricciones, ya sea por falta de información o problemas de salud y límites medioambientales, para aquellos minerales con alto contenido de nitrato. De esta manera, las restricciones consideradas por minera Antucoya corresponden a:

- UGM 21
- UGM 24
- Contenido de nitrato en mineral
- Gravas mineralizadas
- Minerales provenientes desde Stock

3.1.1. Criterio de alimentación

Para que los minerales complejos no ocasionen problemas en la pila de lixiviación donde la permeabilidad y conductividad hidráulica se vean afectadas, es necesario que el material se encuentre homogéneamente distribuido y en baja proporción, de manera de que no se comporten como la fase dominante del lecho apilado.

Minera Antucoya no cuenta con una “Stock pile” dosificadora que alimente al proceso, para mantener un control de la alimentación planta, por esto se definió la dosificación camión a camión que descargan en chancado primario, a modo de conseguir por ejemplo proporciones del 25% o 20% como 1x4 o 1x5 camiones respectivamente, lo cual denomina la definición de **Mezcla Instantánea**.

a) Restricción de mezcla para UGM 21 y 24

De los estudios metalúrgicos a través de pruebas columnares y comportamiento industrial, se determinó que las UGM 20, 21 y 24, debido a su alta solubilidad en agua, pueden provocar disminución en la permeabilidad y escurrimiento de las soluciones lixiviantes y, por ende, apozamiento de las pilas.

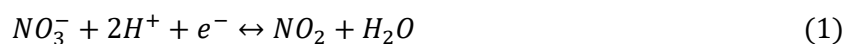
Para evitar los incidentes anteriormente mencionados, en el año 2019 se definieron los criterios de alimentación planta de acuerdo con la Tabla 1:

Tabla 1. Límites de Procesamiento según UGM (Antucoya, 2019).

Mineral		Destino	
UGM	Restricción de Mezcla	Mezclar con UGM	
10/20/30/40	No posee	-	Directo a Planta
21	40%	10/30/40	Mezcla Instantánea con camiones al 40%
21+20	40%	10/30/40	Mezcla Instantánea con camiones al 40%
24	25%	10/30/40	Mezcla Instantánea con camiones al 25%
24+20	25%	10/30/40	Mezcla Instantánea con camiones al 25%
24+21	25%	10/30/40	Mezcla Instantánea con camiones al 25%
24+21+20	25%	10/30/40	Mezcla Instantánea con camiones al 25%

b) Restricción de mezcla de minerales según contenido de nitratos

Los nitratos presentan riesgo para la salud de las personas cuando toman contacto con el ácido sulfúrico y agua en el tambor Aglomerador generando gas nitroso (NO_2) producto de las reacciones en las etapas de aglomeración y apilamiento como se observa en la Ecuación 1:



Al respecto, que se requiere establecer los límites de alimentación a planta que son descargados de forma directa, los criterios de alimentación que deben procesarse por medio de mezclas y aquellas composiciones que no permiten su alimentación.

De acuerdo con la data histórica, cuando el contenido de NO_3 supera el 0,25% aumenta considerablemente la probabilidad de generar gases nitrosos en los procesos de aglomeración y lixiviación, lo cual impacta en la instalación de los Drena-Flex y tiempo de armado de mallas de riego. A continuación, en la Tabla 2, se presentan los límites de procesamiento según la concentración de nitratos, considerando, además, que bajo las condiciones actuales de carguío y transporte no es posible procesar bloques con un contenido de nitrato superior al 0,8%.

Tabla 2. Límites de Procesamiento según contenido de NO_3 (Antucoya, 2019).

Material/UGM	Restricción Mezcla	Es posible mezclar UGM	Destino
%NO_3 (0 – 0,4%)	-	10/20/21/24/30/40	Directo a planta máximo de 0,25% en mezcla entrando a chancado
%NO_3 (0,4 – 0,8%)	25%	10/20/21/24/30/40	Mezcla Instantánea al 25% con máximo 0,25% en módulo

c) Gravas mineralizadas

Las gravas corresponden a depósitos sedimentarios formados por clastos (partícula en una roca sedimentaria) de tamaño comprendidos entre 2 a 64 mm. La mayor parte de las gravas provienen de la desintegración de la roca madre por meteorización y erosión. Dentro de los componentes más comunes en su mineralogía corresponden al cuarzo y la cuarcita.

Se dice que las gravas se encuentran mineralizadas, puesto que, parte de los clastos y sedimentos poseen minerales asociados a óxidos. En cuanto a sus características físicas, se tratan de materiales predominantemente finos con un 20% a 30% de clastos, es por ello, que por su elevado porcentaje de finos se deben alimentar como mezclas. De esta manera a través de pruebas se define una alimentación como la mostrada en la Tabla 3:

Tabla 3. Límites de Procesamiento según Gravas (Antucoya, 2019).

Material	Restricción de Mezcla	Es posible mezclar con	Destino
Gravas	20%	10/30/40	Mezcla Instantánea al 25%

3.1.2. Definición criterio por Solubilidad en agua

- Solubilidad en agua

La solubilidad de una sustancia en el agua se relaciona con la polaridad del agua y la asociación de H₂O entre sí, a través de la formación de enlaces de hidrógeno.

Las soluciones acuosas se producen al dispersarse una sustancia en el agua para dar una mezcla homogénea sin producirse una reacción química, es decir, sin romperse los enlaces o transferirse electrones (Domic, 2001). La Tabla 4, presenta las reglas generales para la solubilidad de diversos sólidos, nitratos, cloruros, etc.

Tabla 4. Información de solubilidad en agua para compuestos metálicos simples. (Domic, 2001).

Compuestos	Solubles	Levemente Solubles	Insolubles
Nitratos	Todos	-	-
Cloruros	Todos, con pocas excepciones	PbCl ₂ (en agua fría)	AgCl – CuCl HgCl – TlCl
Sulfatos	Todos, con pocas excepciones	CaSO ₄ – Hg ₂ SO ₄ Ag ₂ SO ₄ – PbSO ₄	BaSO ₄ – SrSO ₄ RaSO ₄
Sulfuros	Metales alcalinos	-	Todos los otros, algunos hidrolizan y precipitan como hidróxidos: p. ej. Al y Cr
Hidróxidos	Metales alcalinos	Ca(OH) ₂ – Sr(OH) ₂ Ba(OH) ₂	Todos los demás
Carbonatos	Metales alcalinos excepto Li ₂ CO ₃	Li ₂ CO ₃	Todos los demás
Fosfatos	Metales alcalinos y algunos fosfatos ácidos como: Ca(H ₂ PO ₄) ₂	-	Todos los demás
Fluoruros	Metales alcalinos, excepto LiF, y los fluoruros: InF, TlF, BeF ₂ , CdF ₂ , ZnF ₂	LiF	Todos los demás
Silicatos	Metales alcalinos	-	Todos los demás

Al igual que los primeros criterios de restricción, se analizaron pruebas metalúrgicas para analizar el efecto de la razón de solubilidad en agua de las distintas UGM. La razón de solubilidad en agua se define como:

$$RSw = \frac{CuSw}{CuT} \cdot 100\% \quad (2)$$

Se realizaron resultados de pruebas de sulfatación para evaluar la pérdida de masa y cómo se relaciona con el CuS en agua, razón de solubilidad en agua y contenido de Szo (%). Del estudio, se concluye que para razones de solubilidad mayores a 55%, la pérdida de masa supera un valor del 5%, el cual es considerado como el límite aceptable para no causar mayores problemas en las pilas de lixiviación como apozamientos por migración de finos, pues esa cantidad de masa corresponde a un bloque de módulo industrial de 95 kton promedio.

Finalmente, los límites de restricción vigentes desde el año 2021 hasta la fecha corresponde a la información mostrada en la Tabla 5:

Tabla 5. Criterio de alimentación vigente 2021.

UGM	Restricción de mezcla	Mezcla UGM	Destino
30 – 40	Sin Restricción	No aplica	Destino a planta
10 – 20	Sin Restricción	No aplica	Si $RSw < 55\%$ directo a planta
	60%		Si $RSw > 55\%$ mezcla instantánea 3x5
21	40%	10 – 30 - 40	Mezcla Instantánea 2x5
20 – 21	40%		Mezcla Instantánea 2x5
24	25%		Mezcla Instantánea 1x4
20 – 24	25%		Mezcla Instantánea 1x4
21 – 24	25%		Mezcla Instantánea 1x4
20 – 21 – 24	25%		Mezcla Instantánea 1x4

3.1.3. Datos mineralógicos reportados en pozos

Las unidades geometalúrgicas no solo son clasificadas como se menciona en la sección 3.1, sino que también cada una de ellas tiene una subclasificación en cuanto a las especies mineralógicas que contiene el mineral. La clasificación por UGM no es exacta, pues la amplia variabilidad en el yacimiento obliga a crear rangos delimitados o en este caso variables, según el sondaje y control constante de las distintas fases de la mina a medida que la explotación avanza.

En la Tabla 6, se presenta uno de los reportes presentados donde se detalla el rango de clasificación de cada UGM:

Tabla 6. Datos mineralógicos reportados en pozos.

	UGM 10	UGM 20	UGM 21	UGM 24	UGM 30	UGM 40
Plagioclasa	15,3% ± 15%	11,7% ± 12%	9,1% ± 12%	5,8% ± 11%	26,0% ± 11%	21,2% ± 13%
Cuarzo	35,4% ± 9%	35,9% ± 6%	36,9% ± 6%	38,4% ± 6%	29,6% ± 6%	31,8% ± 7%
Sericita	22,1% ± 8%	21,0% ± 7%	21,0% ± 6%	20,8% ± 7%	17,9% ± 6%	18,6% ± 6%
Caolinita	8,86% ± 7%	5,68% ± 4%	4,91% ± 5%	3,94% ± 5%	7,50% ± 4%	6,99% ± 5%
Clorita	4,95% ± 4%	5,38% ± 3%	5,07% ± 3%	4,81% ± 3%	6,81% ± 2%	6,73% ± 2%
Calcita	1,69% ± 2%	1,75% ± 2%	1,47% ± 1%	1,01% ± 1%	3,68% ± 1%	2,81% ± 2%
Óxidos de Fe	1,80% ± 2%	1,98% ± 1%	2,36% ± 1%	2,85% ± 1%	0,43% ± 0,5%	0,86% ± 1%
Szomolnoquita	0,73% ± 1%	2,15% ± 1%	2,73% ± 1%	3,76% ± 2%	0,38% ± 0,5%	0,87% ± 1%

3.2. Aglomeración

El proceso de Aglomeración consiste en la preparación del material mineralizado para la etapa de lixiviación. Para ello, el mineral es sometido a un proceso de rodadura en conjunto con agua, provocando la agregación de las fracciones finas generando partículas de mayor tamaño. El objetivo es producir un volumen importante de intersticios en el lecho, mejorando la permeabilidad de la pila, una distribución homogénea de los gases y soluciones lixiviantes, y capaz de proporcionar una estructura física estable en el apilamiento.

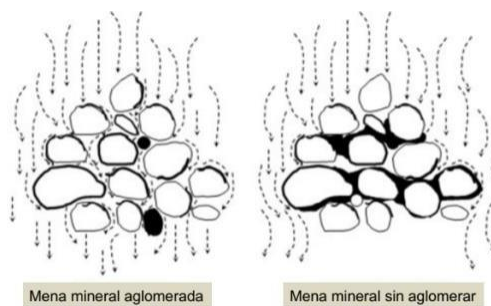


Figura 3. Necesidad de Aglomerar. (Bertoni, 2018)

La permeabilidad depende de las características físicas del material en cuanto a la proporción de poros, lo que a su vez depende de la proporción de lamas (menor a 5-10 micrones), finos (menor a 100-150 micrones) y gruesos, además del método de apilamiento.

Cuando la proporción de finos se encuentran en un rango de 10-20%, pueden manifestarse problemas con la permeabilidad producto de la segregación de dichos finos en el fondo de la pila, causando

disminución en la percolación de las soluciones; zonas en las cuales no hay contacto ni disolución y, por ende, no hay extracción de valores; la formación de canales preferenciales ocasionando puntos ciegos en el lecho (ver Figura 3 y 4) y compactación.

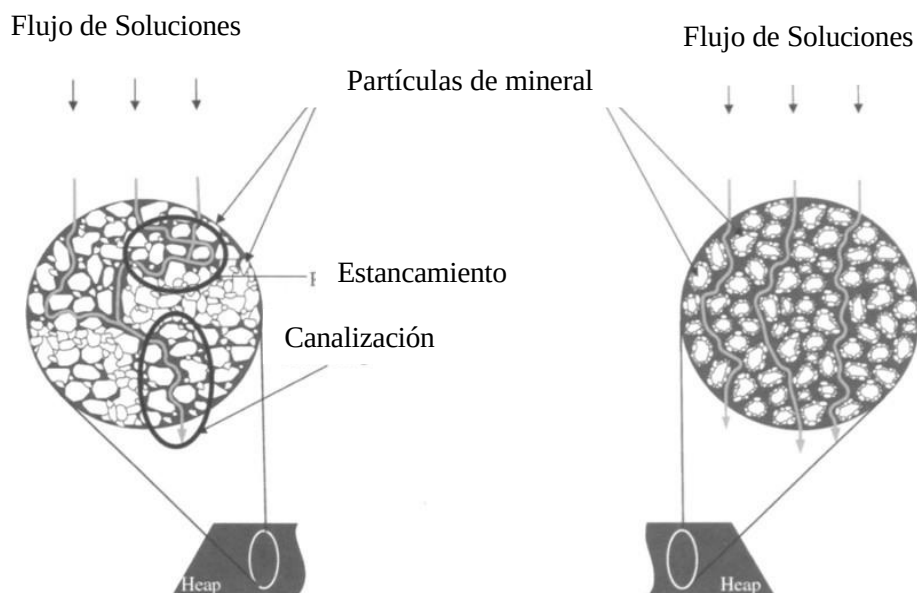


Figura 4. Disminución de canales preferenciales por aglomeración, comparación. (Lewandowski, 2008) (Adaptado).

El proceso de aglomeración cumple un rol fundamental para la eliminación de finos, siendo uno de los procesos más empleados en la actualidad para solucionar este inconveniente, puesto que, de no ser empleado, el tiempo de lixiviación podría aumentar innecesariamente, al igual que el consumo de reactivos, hasta llegar a concluir que finalmente un proyecto no sea rentable.

3.2.1. Métodos de Aglomeración

El proceso de aglomeración puede realizarse de dos maneras:

a) Por presión:

En los métodos de compactación existe una fuerza externa que actúa sobre las partículas sólidas. Este fenómeno puede provocar que la densidad relativa pueda llegar a ser el doble que el producto de un proceso de granulación, ya que las presiones de trabajo pueden llegar a ser cientos de veces más altas (García, 2010).

El método por presión se caracteriza por ser versátil, producir alta densificación y que su producto presente una baja porosidad. Los equipos utilizados en este método se pueden distinguir entre rodillos y equipos de briqueteado, y los fenómenos que limitan la velocidad de compactación y, por ende, capacidad de equipos son el aire atrapado en los poros y la recuperación elástica del material.

El proceso de compactación busca la disminución de la permeabilidad al disminuir el aire

atrapado en el seno del material sólido. Por ello, según el contexto de minería y el fin que requiere un proceso de aglomeración, este método no se considera en este estudio.

En la Figura 5, se presentan las propiedades de un compacto en función de la presión a medida que avanza el proceso.

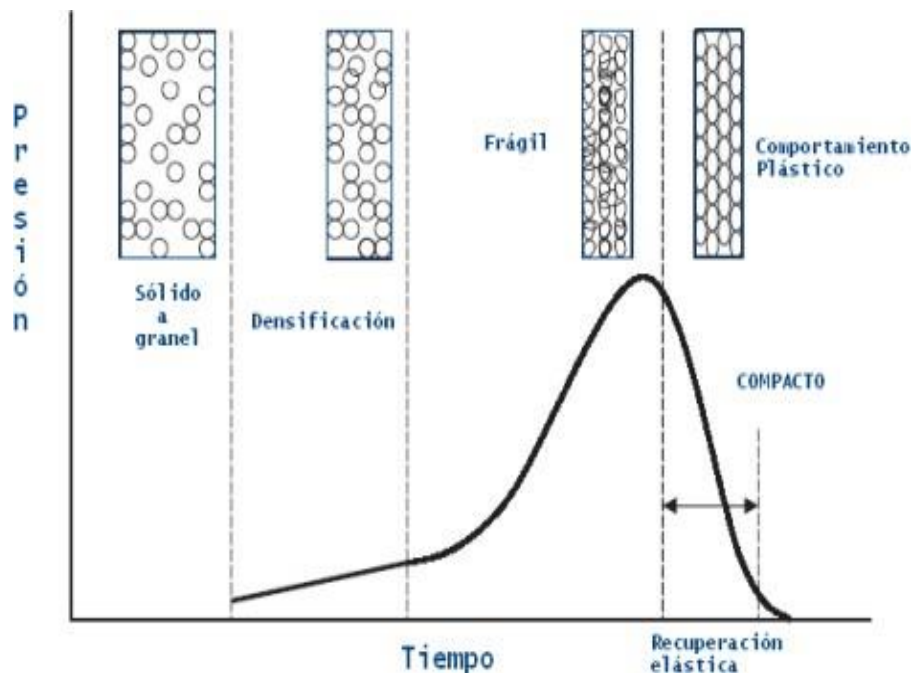


Figura 5. Etapas de un proceso de compactación en función de la presión aplicada. (García, 2010).

b) Por roleo:

En un proceso de granulación por agitación mecánica el mineral es sometido a un fenómeno de rodadura en conjunto con ligantes o aditivos, con el fin de homogeneizar el mineral mediante el contacto y roce entre partículas. Tal y como es mencionado en la sección 3.2, este método tiene como objetivo aumentar el volumen de los intersticios mediante la agregación de finos en partículas más grandes, dentro de los equipos comúnmente utilizados se encuentra el **Tambor Aglomerador**, el cual será descrito en la sección 3.2.5.

3.2.2. Variables del proceso de Aglomeración

- **Geometría de las partículas:** La geometría del mineral se traduce principalmente en un efecto físico en la aglomeración, aunque también causa un efecto en la velocidad de reacción. De esta variable, depende el grado de adherencia de las partículas finas a aquella más grandes. Con un material representativo, esta variable puede considerarse constante.
- **Granulometría:** Su influencia fundamentalmente radica en el aspecto químico, ya que influye fuertemente en la velocidad de la transformación química. En cuanto al efecto físico, cuando existe un mayor porcentaje de finos, las cualidades físicas disminuyen y los

aglomerados pueden erosionar, provocando la posible segregación de finos los cuales pueden impermeabilizar distintas zonas de la pila, formando canalizaciones. En el ámbito químico, las partículas finas son mejormente atacadas por el ácido.

- **Características Geológicas:** La mineralización y la ganga asociada al mineral pueden afectar en la capacidad de absorber humedad (Higroscopía) o en el consumo de ácido y el grado de sulfatación.
- **Condiciones ambientales:** Es una variable que no se puede controlar. Cuando las temperaturas son muy altas y el clima seco, la evaporación del agua aumenta, lo que influye en el tiempo de curado, y las propiedades fisicoquímicas del lecho. Por el contrario, cuando la temperatura disminuye considerablemente y la humedad del aire aumenta, generalmente en las noches, la calidad física del lecho disminuye y el tiempo de curado aumenta.
- **Cantidad de agua:** La ausencia de agua en el proceso de aglomerado inhabilita por completo la función de la Aglomeración. En cuanto al aspecto físico, no existen formaciones de puentes líquidos y fuerzas capilares que adhieran las partículas finas con las más gruesas. En el aspecto químico, el agua funciona como transporte para los iones de H^+ a través de las partículas, si no hay presencia de ella, se dificulta el contacto ácido-mineral, y disminuye la recuperación, teniendo en cuenta que los iones cúpricos utilizan ese medio para emerger a la superficie de la partícula.
- **Tiempo de curado:** El tiempo de curado influye en la aglomeración y sulfatación del mineral, y depende cantidad de agua presente en el proceso y, también del efecto que ocasionan las temperaturas en la evaporación de ésta.

3.2.3. Mecanismos de Enlace

Para que el glómero mantenga una estructura estable y consistente, existen diversos mecanismos por los cuales las partículas se mantienen unidas formando el producto requerido.

Como es mencionado anteriormente, la adhesión y enlaces partícula-partícula engloba aspectos tanto físicos como químicos, y es necesario comprender la fenomenología microscópica antes de proponer cualquier modelo que considere representar el comportamiento del glómero a nivel macroscópico.

Para hacer efectivo el proceso de adhesión, la intensidad de los enlaces debe superar las fuerzas que perturban dicha deformación (García, 2010). Las fuerzas pueden ser representadas de la siguiente manera:

$$F_a = \frac{k \cdot d}{a^2} \quad (3)$$

Donde “k” representa las fuerzas interparticulares, “d” el diámetro medio de las partículas y “a” la distancia entre ellas.

Debido a que las fuerzas que se oponen a la aglomeración generalmente dependen del volumen o tamaño de la partícula, a modo de generalización R en la Ecuación 4, representa el cociente entre las fuerzas de adhesión mencionadas anteriormente y las fuerzas disruptivas y sirve para clasificar los distintos procesos de granulación según las fuerzas implicadas:

$$R = \frac{k \cdot d}{a^2 d^3} \quad (4)$$

De lo anterior, cuando las partículas se encuentran en medio seco, k debería representar interacciones por fuerzas de Van der Waals o Culómbicas. Si no es lo suficientemente intenso para promover la adhesión, se dice que es requerido acudir a agentes que actúen como adhesivos o ligantes y de esta manera reducir la distancia partícula-partícula, o en su defecto, aplicar presión (García, 2010).

A continuación, se mencionan los distintos tipos de mecanismos de enlace que pueden operar en un proceso de Aglomeración, los cuales pueden ocurrir de manera simultánea, o alternativa.

A. Puentes sólidos:

- Enlaces minerales y puentes mediante sinterización:
- Reacción química
- Fundido parcial
- Ligantes endurecedores
- Cristalización de sustancias disueltas

B. Fuerzas de adhesión o cohesión mediante uso de ligantes viscosos:

- Ligantes de alta viscosidad.
- Capas de adsorción.

C. Fuerzas interfaciales y presión capilar en líquidos con movimiento libre:

- Puentes líquidos
- Fuerzas capilares en la superficie del agregado

D. Fuerzas de atracción entre partículas sólidas:

- Fuerzas moleculares (fuerzas de valencia, fuerzas de Van der Waals)
- Fuerzas electrostáticas
- Fuerzas magnéticas

E. Enlaces de acoplamiento:

- Acoplamientos cruzados
- Homoacoplamientos

3.2.4. Tipos de Aglomeración

En la aglomeración de mineral triturado, cuando es asistida por un aglutinante, predominan las fuerzas de adhesión y cohesión, y en la aglomeración húmeda sin aglutinantes, las fuerzas capilares y tensión superficial (Dhawan et al., 2012).

Los aglomerados pueden formarse de dos maneras: las partículas finas adheridas a las más gruesas y partículas finas adheridas entre sí. De acuerdo con la investigación de Tibbals (1987), se informan dos tipos de aglomerado: en primer lugar, las partículas de igual o mayor tamaño a 1 mm conforman el núcleo donde son rodeados por material fino (aglomerados de borde); en segundo caso los glómeros se conforman de gránulos sin un núcleo claramente definido (nucleados/conglomerados). Para la lixiviación, el glómero más estable mecánicamente corresponde a los aglomerados de borde (Dhawan et al., 2012).

Un ejemplo de conglomerados se produce en los relaves, los cuales deben rociarse con gotas grandes para que funcionen de núcleo para la adherencia de las partículas. Por otro lado, en minerales triturados las partículas más gruesas funcionan como núcleo para aquellas más finas.

Luego del proceso de aglomeración, se pueden reconocer dos estados de cohesión por las fuerzas de tensión superficial, aquellos denominados **pendular** y **funicular**.

El estado **pendular** corresponde al estado en que los espacios vacíos del glómero se encuentra parcialmente con líquido. En este caso las partículas se unen dado que las superficies se encuentran mojadas por el líquido y, además, se producen tensiones interfaciales en las superficies líquido-gas.

El estado **funicular** aún posee vacíos entre partículas, pero en comparación con el estado pendular, la fase líquida forma una continuidad dentro del aglomerado. Se trata de un estado de transición entre el pendular y el estado **capilar** mencionado a continuación.

Una vez formada la pila de lixiviación y comienza el riego por aspersión o goteo se reconoce el estado **capilar** del glómero, en esta condición si bien aumenta la cantidad de líquido disponible en torno a las partículas individuales, continúa manteniéndolas en su sitio (Domic, 2001). A diferencia de los estados anteriores, el estado capilar posee sus espacios llenos de solución. Las partículas se unen, dado que existen fuerzas o tensiones interfaciales en la superficie externa del aglomerado. Las partículas en el interior del aglomerado se mantienen unidas por las presiones negativas desarrolladas a través de las superficies cóncavas, formadas por el líquido que rodea a cada partícula (Ibañez, 2023).

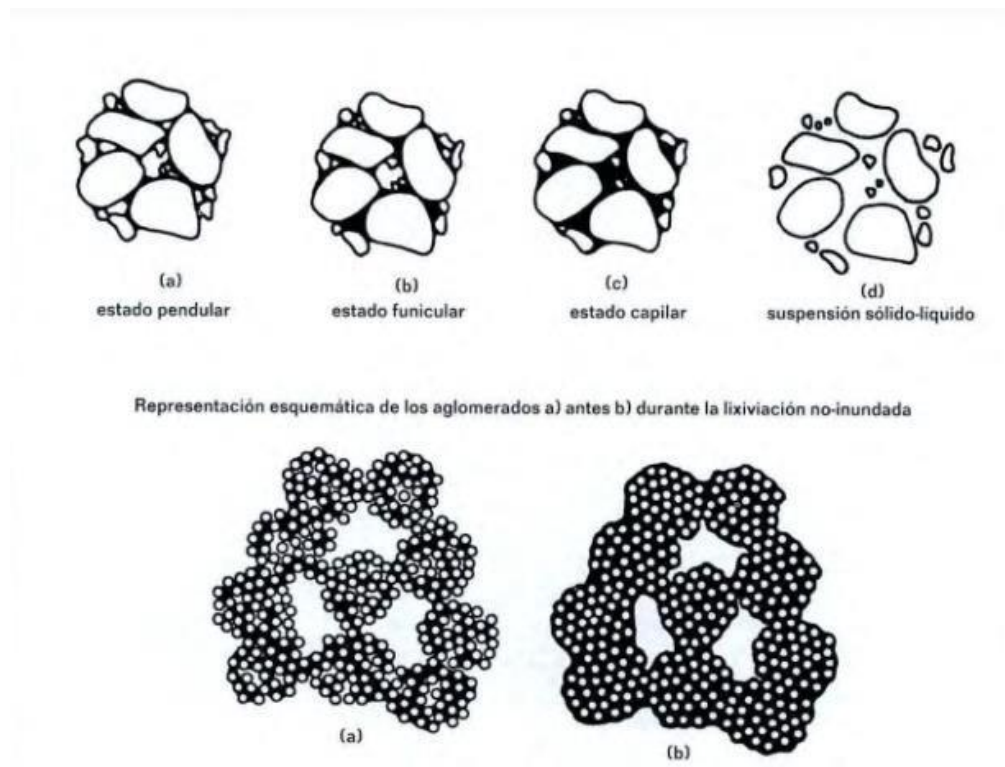


Figura 6. Diferentes estados de equilibrio en la formación de aglomerado y representación antes y durante la lixiviación no-inundada. (Domic, 2001).

3.2.5. Tambor Aglomerador

El equipo para lograr el efecto tanto de mezcla como de aglomeración es llamado **tambor Aglomerador**. Este equipo consiste en un cilindro metálico, el cual posee un revestimiento interno de neopreno o goma antiácida, además de levantadores o **lifters** para hacer efectiva la acción de rodadura del mineral en su interior, además del equilibrio entre las fuerzas gravitatorias y centrífugas capaces de brindarle movimiento a las partículas de mineral.

En el interior del tambor, se incluyen tuberías perforadas o **flautas**, las cuales se encargan de suministrar las dosificaciones de ácido y agua, siendo este último fluido el primero en añadirse para humedecer el mineral (ver Figura 7).

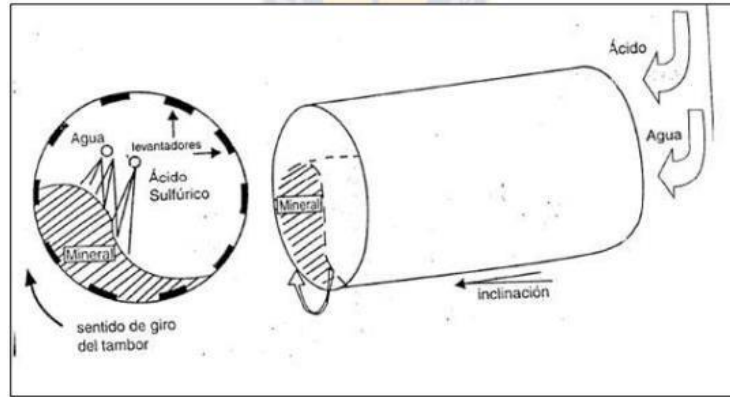


Figura 7. Representación esquemática de la operación de un tambor Aglomerador. Fuente: (Bertoni, 2018)

Existen tres pasos involucrados en el cálculo del rendimiento del tambor, comenzando con el cálculo de la velocidad de rotación normal y crítica del tambor, luego el tiempo de residencia y, por último, su rendimiento (Bouffard, 2004).

La velocidad crítica hace referencia a la velocidad en la que una sola partícula se mantiene estacionaria en el tambor debido a las fuerzas centrípetas, y es representada como se muestra en la Ecuación 5:

$$C = \frac{\sqrt{g \sin \theta}}{2 \pi D} \sim \frac{42,3}{\sqrt{D}} \quad (5)$$

Donde,

C = Velocidad crítica de rotación[rpm].

D = Diámetro de tambor [m].

g = aceleración gravitacional [m/min²].

θ = ajustado a 80° y 90° para tambor Aglomerador.

La velocidad de rotación normal, N , es una fracción (α) de la velocidad crítica, C . Dicha fracción es equivalente a un 30% hasta 50%. Al tener una velocidad lenta de rotación, permite que el aglomerado ruede en vez de caer en cascada (ver Figura 8, **b**)), considerado el modo de roleo más favorable (Bizhanov & Chizhikova, 2019).

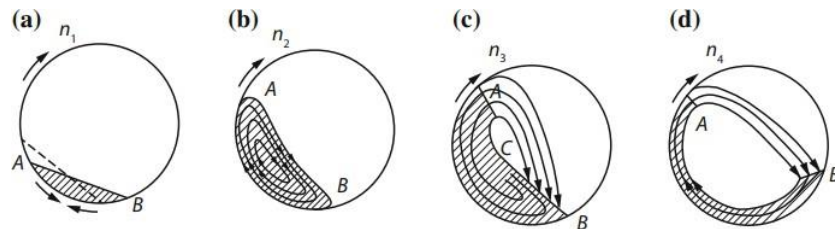


Figura 8. Tipos de movimiento de carga en un tambor peletizador (Bizhanov & Chizhikova, 2019). a) modo de ejecución; b) modo de retroceso; c) modo cascada; d) modo cíclico. (Adaptado).

La Ecuación empírica 6, derivada del secador rotatorio, indica el tiempo de residencia de partículas en el tambor en función del largo del tambor, diámetro, velocidad de rotación normal, inclinación del equipo y ángulo de reposo del glómero.

$$t = \frac{1,77\sqrt{\theta'}L}{SDN} \quad (6)$$

Donde,

t = Tiempo de residencia de partículas en tambor[min].

θ' = ángulo de reposo de los glómeros [app. 45°].

L = Largo de tambor Aglomerador [m].

S = Inclinación de tambor Aglomerador (dentro de un rango de $1 - 12,5^\circ$) desde la horizontal.

D = Diámetro del tambor Aglomerador [m].

N = Velocidad de rotación normal [rpm].

Finalmente, asumiendo un flujo pistón a través del tambor del mineral alimentado (Bouffard, 2004), se obtiene el caudal como:

$$Q = 1440 \cdot \frac{\pi D^2 L}{4} \cdot \frac{\rho f}{t} \quad (7)$$

Donde

f = Retención de sólidos en volumen (nivel de llenado con sólidos [m^3]/ volumen total del tambor [m^3]), generalmente entre 10% a 20%.

ρ = densidad de masa retenida en el tambor [t/m^3].

Q = Caudal de Aglomerado [tpd].

3.3. Curado Ácido

Al regar la pila con solución lixiviante, en la parte superior se debe observar que inicialmente la solución presenta condiciones de Eh y de pH dentro del campo de estabilidad del ion Cu^{+2} como se observa en la Figura 9.

No obstante, el mineral lixiviado presenta ganga la cual puede ser reactiva o moderadamente reactiva y a medida que las soluciones escurren por la pila, el ácido se va consumiendo. Si el lecho es lo suficientemente alto, el ácido podría consumirse incluso antes de llegar al fondo de éste.

Si la velocidad de reacción entre las soluciones lixiviantes con el mineral y ganga es mayor a la reposición, se pueden llegar a perder la totalidad de los iones férricos y posteriormente consumirse

los protones disponibles para la lixiviación (H^+). Cuando esto suceda, el campo de estabilidad ya no corresponderá al ion Cu^{+2} , si no que podría encontrarse en el campo de estabilidad de la crisocola, cobre nativo (Cu) o calcosina (Cu_2S) (Marín, 2007), campo en el cual el cobre es insignificamente soluble.

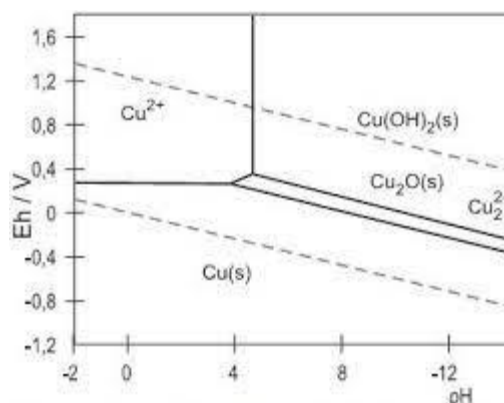


Figura 9. Campo de estabilidad para el cobre Eh vs pH.

Si el frente ácido se produce en la parte superior del lecho del mineral cuando es regado, la baja solubilidad del cobre en las soluciones neutralizadas por la reactividad de la ganga puede provocar a la precipitación de todo el cobre disuelto en la parte superior, producto de un frente de acidez descendente. Solo si la neutralización ocurriese en la parte inferior de la pila podría ser que el cobre no alcance a precipitar, pero aun así sería difícil disolver el cobre remanente en la base del lecho.

De lo anterior es necesario de distribuir el ácido de manera uniforme en la pila, para mantener un ambiente de acidez lo más homogéneo posible a lo largo del paso de las soluciones lixiviantes. Sin embargo, para alcanzar este objetivo obligaría a agregar ácido en exceso en las soluciones de entrada, aumentando el consumo global, limitar la altura del lecho o aceptar menores recuperaciones. Es aquí donde aparece el término de **curado ácido**, para solucionar la disyuntiva anteriormente planteada.

El **curado ácido** consiste en la incorporación de un pretratamiento con ácido concentrado al mineral que será apilado. El proceso de curado al igual que el aglomerado, tiene lugar en el tambor Aglomerador, para que de esta manera la distribución sea uniforme. El rol que cumple el curado es la modificación de la composición mineralógica del mineral, evitando la disolución de sílices (SiO_2) y permitiendo la sulfatación de los minerales de cobre, lo cual aumenta la solubilidad de especies mineralógicas en medio ácido; fracturar químicamente el mineral lo cual se traduce en mayor área disponible para las reacciones con soluciones lixiviantes y favorecer la cinética de extracción en la pila de lixiviación.

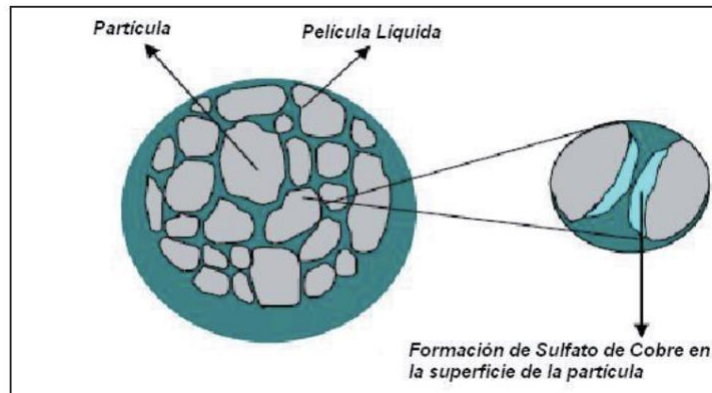


Figura 10. Representación del efecto del curado ácido en la superficie de la partícula (Olivares, 2013).

3.3.1. Importancia de la ganga en la lixiviación

Cuando los minerales de cobre, ya sea oxidados o sulfurados se lixivian en un ambiente ácido, la velocidad y cantidad de cobre disueltos no depende solamente de las condiciones del sistema viéndolo como una caja negra desde afuera, tampoco de las condiciones de Eh y pH de las soluciones lixiviantes o soluciones efluentes. Por otro lado, tampoco es determinante la mineralogía para pronosticar la efectiva extracción de cobre, si no que, se trata de una situación más compleja.

Durante el proceso de lixiviación existe una variedad de reacciones posibles a ocurrir y que incluso, ocurren en todo momento, entre las soluciones lixiviantes y la ganga antes de reaccionar producto de las condiciones ambientales impuestas de Eh y pH, y que son continuamente modificadas.

En un trozo de roca se pueden distinguir **microambientes** en su interior con el paso de las soluciones a través de la ganga porosa para alcanzar un grano mineralizado ocluido (Domic, 2001).

A medida que la solución lixiviante avanza, producto de la reactividad de la ganga puede verse alterada respecto a sus condiciones originales e incluso inhibir su capacidad lixiviadora, en términos de Eh y pH, por ejemplo, una reacción hidrolítica. Por otro lado, también se puede presentar una detención física del avance de la solución por un bloqueo irreversible.

Existen también los **macroambientes**, que se producen por la reacción de numerosos trozos de roca en áreas extensas. Si se trata de rocas altamente reactivas, pueden formar “bolsones ciegos”, refiriéndose a espacios donde las soluciones no pueden acceder. Lo anterior puede deberse tanto a aspectos físicos como químicos, como lo son la segregación de finos como las reacciones de hidrólisis respectivamente.

A continuación, en la Tabla 7 se presentan las reacciones de especies mineralógicas con el ácido sulfúrico durante el proceso de curado ácido en minera Antucoya:

Tabla 7. Reacciones de principales de la ganga en el curado ácido en Minera Antucoya (Antucoya, 2023).

Mineral	Reacción
Plagioclasa	$AlNaSi_3O_8 + H_2SO_4 \rightarrow SiO_2 + Na_{0,33}Al_2Si_4O_{10}(OH)_2 + Na^+$
Cuarzo	$SiO_2 + H_2SO_4 \rightarrow SiO_2$
Sericita	$Al_3H_2KSi_3O_{12} + H_2SO_4 \rightarrow SiO_2 + Al_2SiO_2(OH)_4 + K^+ + H_2O$
Caolinita	$Al_2SiO_2(OH)_4 + H_2SO_4 \rightarrow SiO_2 + Al^{+3} + H_2O$
Clorita	$Mg_5Al_2Si_3O_{10}(OH)_8 + H_2SO_4 \rightarrow SiO_2 + (Mg, Al)_8(Si, Al)_8O_{20}(OH)_4 \cdot 8H_2O$
Calcita	$CaCO_3 + H_2SO_4 \rightarrow CaSO_4 \cdot H_2O + CO_2$
Óxidos de Fe	$Fe_2O_3 + H_2SO_4 \rightarrow Fe_2O_3$
Szomolnoquita	$FeSO_4(H_2O) + H_2O \rightarrow Fe^{+3} + H_2SO_4$

Los silicatos de la ganga se pueden clasificar en cinco categorías en cuanto a su reactividad y consumo de ácido, y junto con incrementar su capacidad consumidora de ácido, la posibilidad de neutralizar soluciones de lixiviación cada vez más ácidas.

De la Tabla 7 mostrada anteriormente, la calcita al ser una especie mineral carbonatada pertenece a las **gangas altamente reactivas** y, por ende, consumidora de ácido. Por otro lado, se encuentran las **gangas medianamente reactivas**, y en este caso la plagioclasa pertenece a esta clasificación, la cual se disuelve relativamente rápido en comparación a otros silicatos. El cuarzo y la clorita pertenece a las **gangas moderadamente reactivas**, y al tener una disolución más lenta, las soluciones van perdiendo su ácido y oxidante de manera más lenta, permitiendo una mejor disolución del cobre y con mayor uniformidad para una misma altura de lecho de mineral, en comparación con los casos anteriores. La caolinita y sericita se encuentran en el grupo de las **gangas levemente reactivas**, se trata de minerales que están casi en equilibrio con las soluciones de lixiviación, disolviéndose lentamente en ellas, por lo que, son ideales para mantener el Eh y pH de las soluciones lixiviantes. Por último, en las **gangas no reactivas** se encuentran las areniscas cuarcíferas, las cuales son casi inertes respecto a las soluciones lixiviantes, lo que permite que el comportamiento de la cinética de disolución de cobre se acerque al ideal (Domic, 2001).

3.3.2. Influencia de la Ganga en el grado de penetración en las partículas

Las soluciones lixiviantes al ponerse en contacto con la especie mineralizada, reaccionan tanto con el cobre como con la ganga asociada, y como es mencionado en el apartado anterior, dependiendo de la especie la velocidad de reacción será distinta.

Para entender el mecanismo de reacción en la lixiviación (Figura 11), a continuación, el paso a paso del contacto de las soluciones lixiviantes con la partícula (Olivares, 2013):

- El reactivo lixiviante (H^+ , Fe^{+3}) difunde a través de la capa límite hacia la superficie de la partícula.
- El reactivo lixiviante difunde en el interior de la partícula hasta la zona de reacción.
- Los productos solubles de la reacción difunden en el interior de la partícula hacia la superficie de esta.
- Los productos solubles difunden a través de la capa límite hacia el seno de la solución.

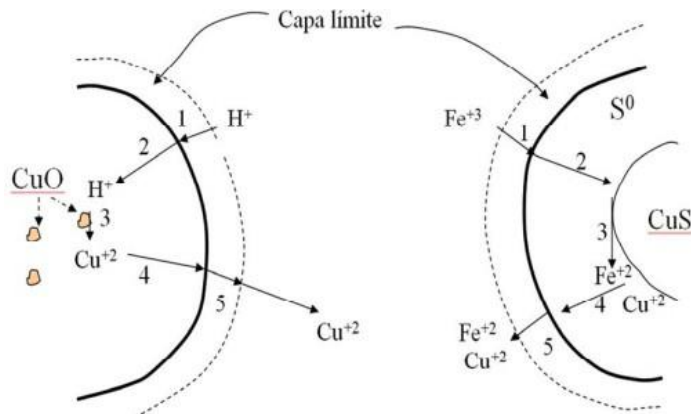


Figura 11. Mecanismo de reacción de una partícula de óxido de cobre y sulfuro de cobre (Olivares, 2013).

Desde el punto de vista del grado de penetración de las soluciones en la partícula, a nivel microscópico existe una influencia de la ganga en la penetración de poros. La Figura 12 representa cómo se comporta el frente de reacción hacia el interior de una partícula.

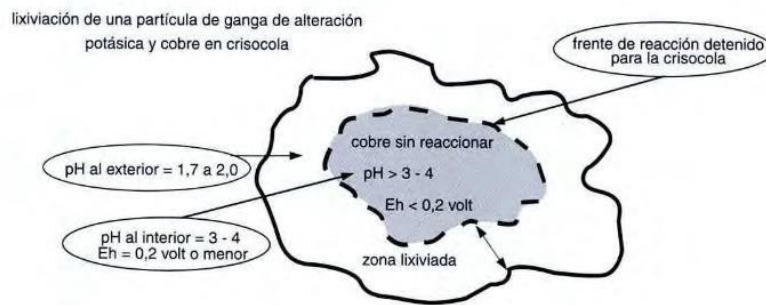


Figura 12. Recuperación de cobre en presencia de ganga consumidora de ácido, versus el Fe^{+2} disuelto hasta el centro, debido a los diferentes pH y Eh de estabilidad del Cu^{+2} y Fe^{+2} (Domic, 2001).

En ocasiones ocurre que la partícula sea atacada en términos de las especies que contienen hierro y que se disuelvan completamente. Sin embargo, es frecuente observar que el cobre es lixiviado hasta cierto límite, donde se ve un contorno o **rim**, en forma de anillo que indica el límite de la reacción, y más allá de él, el cobre permanece intacto, esto provocado cuando la ganga va consumiendo el reactivo.

3.4. Modelo de ácido en Minera Antucoya

El modelo de ácido utilizado en minera Antucoya, está basado en diversas pruebas metalúrgicas, las cuales se traducen en las siguientes ecuaciones para su determinación, dependiendo del mineral alimentado (Antucoya, 2019):

$$\text{Modelo ácido (UGM 10 - 30 - 40): } 12,53 \cdot \%CuT + 6,98 \cdot \%CO_3 + 6,16$$

$$\text{Modelo ácido (UGM 20): } 12,53 \cdot \%CuT + 6,98 \cdot \%CO_3 - 1,783 \cdot 3,0 + 3,16$$

Modelo ácido (UGM 21): $12,53 \cdot \%CuT + 6,98 \cdot \%CO_3 - 1,783 \cdot 3,5 + 3,16$

Modelo ácido (UGM 24): $12,53 \cdot \%CuT + 6,98 \cdot \%CO_3 - 1,783 \cdot 4,5 + 3,16$

3.5. Conductividad Hidráulica

La conductividad hidráulica es una función de las propiedades del medio, tales como tamaño de partícula, fracción de huecos, composición, estructura, y grado de saturación, además de propiedades como la densidad y viscosidad de un fluido las cuales dependen directamente de la temperatura y presión. El concepto de conductividad hidráulica hace referencia a la facilidad con la que un fluido atraviesa un medio poroso. En el caso de una pila de lixiviación, esta propiedad resulta de gran relevancia para determinar la existencia de vías preferenciales de drenaje de las soluciones lixiviantes a través del lecho.

Si bien se espera que el lecho de la pila sea homogéneo posterior al proceso de Aglomerado, es inevitable que durante el apilamiento del mineral se desarrollen capas y regiones con estructura distinta en su interior. Esto es debido al proceso natural de segregación que se produce durante el volcado y acomodamiento del mineral sobre la plataforma de lixiviación, es por ello, que la conductividad hidráulica en la pila resulta ser heterogénea. De acuerdo con esto, el flujo a través del lecho no puede ser descrito a nivel microscópico, si no que se describe en términos de un vector macroscópico que abarca un área determinada del suelo (Pfeiffer, 2008).

La aproximación de un flujo en términos macroscópicos fue establecida por primera vez por Henry Darcy en 1856 a través de un estudio en el que buscaba abastecer de agua a la ciudad francesa de Dijon, haciendo fluir agua por medios porosos utilizando filtros de arena. Mediante la repetición experimental con distintos materiales porosos dedujo que el caudal que atravesaba el medio era directamente proporcional a la sección transversal y gradiente hidráulico y que la constante era característica de cada material utilizado. Aquí es donde nace el valor (K) correspondiente a la conductividad hidráulica descrito en la Ecuación 8:

$$q = -K \cdot \left(\frac{dh}{dl} \right) \quad (8)$$

En resumen, los factores que modifican la conductividad hidráulica o permeabilidad, es el aumento del porcentaje de finos debido al chancado químico, la densificación de los materiales depositados por efecto del peso propio o por una sobre adición de ácido y agua, apilamiento inadecuado, y migración de finos en la base de la pila.

3.6. Suministro de agua en las instalaciones

El suministro de agua de mar en las instalaciones de minera Antucoya se realiza a través de la estación de bombeo Antucoya (EBA), la cual es operada por minera Centinela. El agua, proveniente de la red principal de bombeo es desviada por una cañería de 20" desde una cota de 1.429 m.s.n.m. hasta 1.740 m.s.n.m. por un trayecto de 12 km hasta una piscina con una capacidad de hasta 45.000 m³, de los cuales 36.000 m³ son destinados al uso industrial, mientras que 4.000 m³ y 5.000 m³ para rebalse y

red contra incendios respectivamente. La piscina de agua de mar distribuye agua a los tambores aglomeradores, piscina de refino y piscina de ILS.

Previo a la llegada del suministro a la piscina de agua de mar, como se observa en la Figura 13, existe un arranque en la cañería de 315 mm con el fin de alimentar la planta de osmosis reversa.

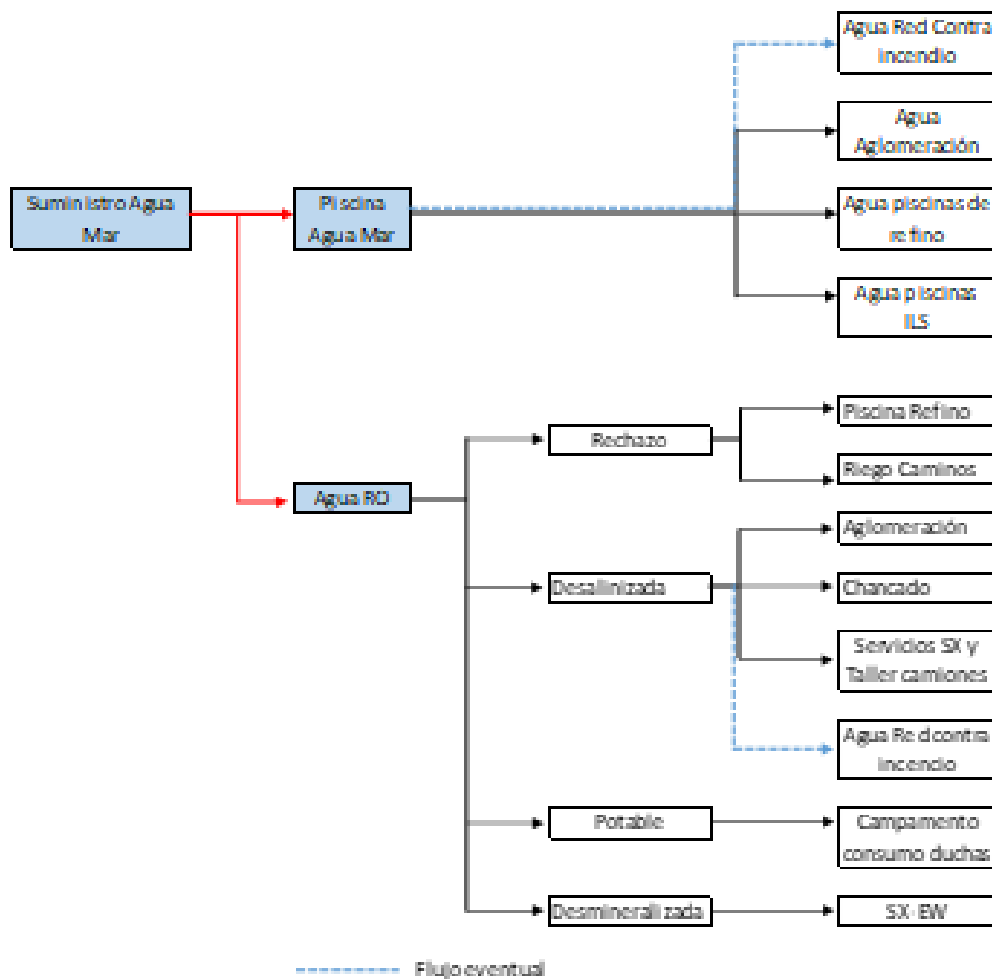


Figura 13. Distribución de suministro de agua de mar en Antucoya. Fuente (Antucoya, 2003).

4. Descripción del proceso productivo

4.1. Chancado

El proceso de Chancado tiene como principal objetivo disminuir el tamaño de los fragmentos de roca mineralizada hasta una granulometría adecuada para alimentar la etapa de lixiviación, de manera de liberar el mineral, y favorecer la penetración de las soluciones lixiviantes bajo una mayor superficie de contacto.

Para el proceso de Chancado se contemplaron líneas independientes en paralelo para cada una de las

etapas; 2 para el chancado primario, 3 para el chancado secundario y 12 para el chancado terciario. Lo anterior, permite ajustar la capacidad de planta según el mineral procesado y la mantención de alguna de sus líneas sin detener la operación.

La estación de chancado primario cuenta con tolvas primarias con capacidad de 720 toneladas cada una para la recepción del mineral, un alimentador de placas, un harnero grizzly, chancador de mandíbulas y una correa transportadora que recibe la descarga de finos del alimentador de placas, del harnero grizzly y el producto del chancador. Posteriormente ambas líneas descargan en la correa con cabezal móvil que alimenta las tolvas secundarias, distribuyendo uniformemente el mineral.

La estación de chancado secundario contempla un circuito abierto con 3 líneas. Cada una de ellas consta de una tolva secundaria las cuales poseen alimentadores de correas o **Feeders** en la parte inferior. Los **Feeders** descargan en un harnero secundario, los que, a su vez, alimentan con el sobre tamaño un chancador secundario de cono Sandvik. El producto de los chancadores es transportado por la correa que recibe el producto de los chancadores terciarios con destino a otra correa con cabezal móvil para alimentar uniformemente las tolvas terciarias.

La etapa terciaria se compone de 12 líneas en configuración de circuito cerrado, donde al igual que en la estación secundaria, cada línea contempla una tolva, alimentador de correa, harnero y chancador terciario de cono Sandvik. A diferencia de la etapa anterior, el producto de los chancadores es retornado al proceso para ser clasificado nuevamente, en conjunto con el producto de los chancadores secundarios. Mientras que el bajo tamaño, se combina con el material fino proveniente de la etapa secundaria rumbo a los tambores Aglomeradores.

A continuación, en la Figura 14 se pueden observar la distribución de los flujos:

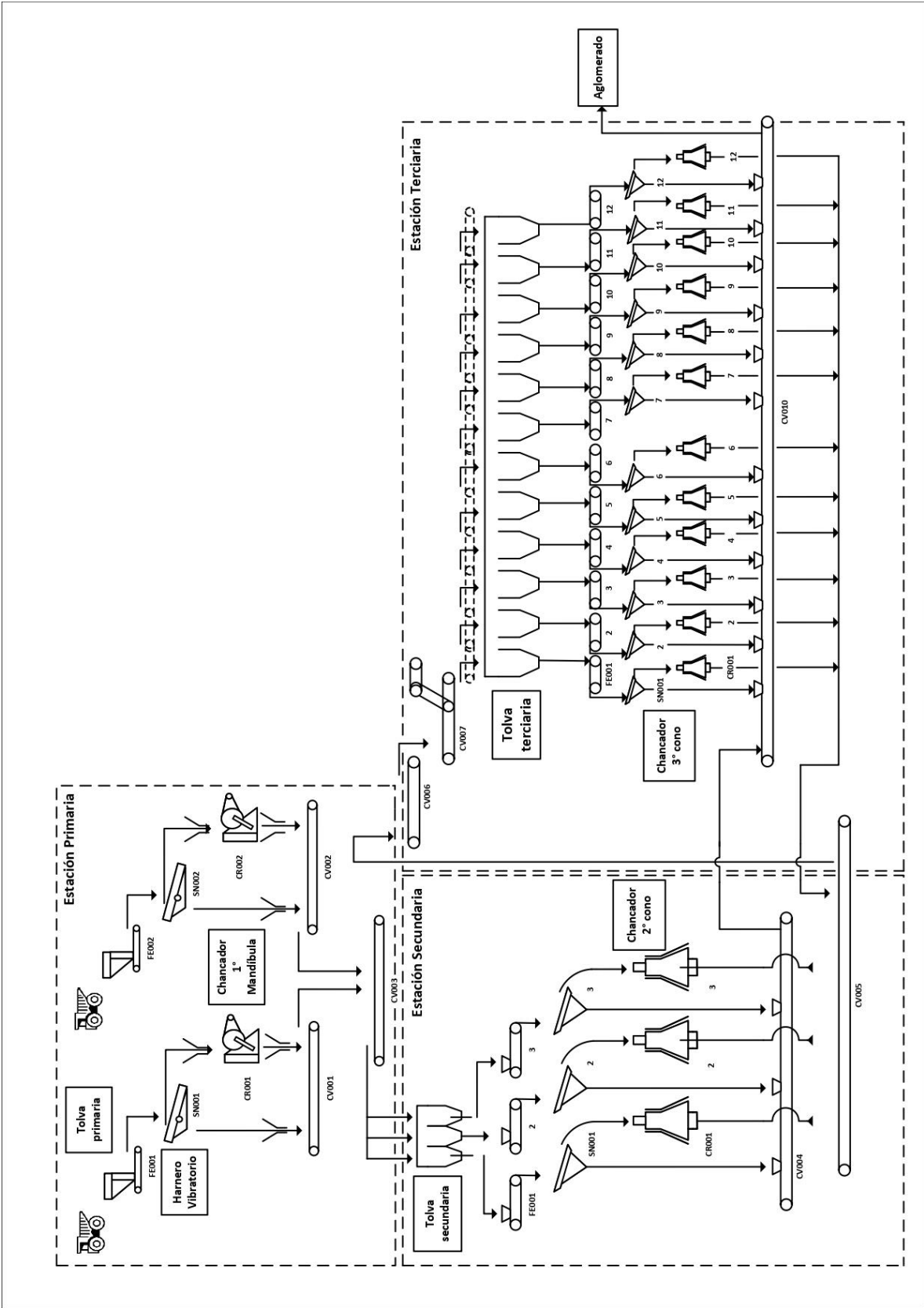


Figura 14. Diagrama Planta de Chancado. Elaboración propia.

4.2. Aglomeración

El material chancado es recibido por una tolva a través del chute de traspaso la cual se encarga de acumular y transferir el mineral a los alimentadores de correa por medio de los chutes de transferencia (ver Figura 15). La cantidad de material contenido en las tolvas es regulada mediante el aumento o disminución de velocidad de los variadores de frecuencia de cada alimentador, los cuales cuentan con un pesómetro cada uno para medir la cantidad de mineral transportado.

Los Tambores Aglomeradores son dos y tienen como propósito aglomerar el mineral chancado a tasas de diseño de 2858 mtph, de tonelaje seco cada uno.

Cada tambor posee una dimensión interior de 3,8 m de diámetro y 14,1 m de longitud. Estas dimensiones, en conjunto con el sistema operando a 8° de inclinación y 6,5 RPM, aseguran un tiempo de residencia especificado de 45 segundos y un 14,68% de nivel de llenado en condiciones operativas (Antucoya, 2013).

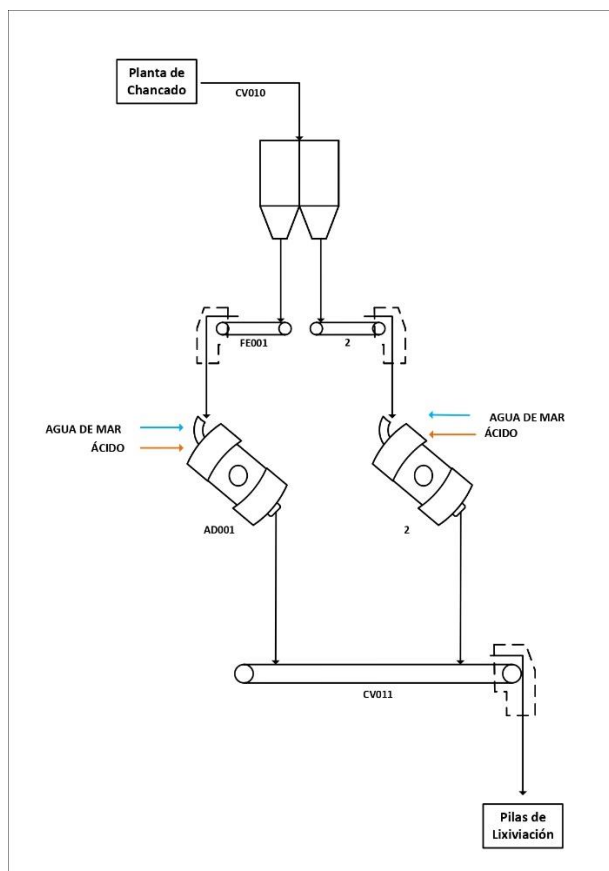


Figura 15. Diagrama Proceso de Aglomerado. Elaboración propia.

4.3. Lixiviación

El proceso de lixiviación tiene como objetivo la recuperación del cobre por medio de su disolución selectiva en solución acuosa como disolvente, en el caso de Antucoya, una solución ácida. El mineral luego de ser aglomerado se monta en pilas donde es regado con una solución de baja concentración de cobre y con un contenido calculado de ácido sulfúrico.

El sistema de apilamiento consiste en la montura de 84 módulos totales donde 42 se encuentran por el lado este de la correa 17 y los otros 42 por el oeste, con dimensiones de 49,5 m de ancho, 302 m de largo y 4 m de altura cada uno.

Los módulos industriales se componen de 3 paños y 4 franjas o avances, esto para facilitar el reconocimiento de las distintas zonas de cada módulo industrial. Los paños se tratan de la subdivisión del módulo en 3 zonas a lo largo, por ende, con una dimensión aproximada de 49,5 m de ancho por 100 m de largo y 4 metros de altura cada uno. En el caso de las franjas, consiste en el avance de un 25% del mineral apilado a lo ancho del módulo, por ende, cada franja posee dimensiones de aproximadamente 12,5 m de ancho, 302 m de largo y 4 m de altura.

Para que el puente apilador de seis orugas pueda descargar en el suelo, éste se debe preparar previamente. Para ello, antes de la puesta en marcha del proyecto se impermeabilizó con carpetas de plástico o geomembranas con un espesor que varía gradualmente, entregándole al piso una leve inclinación dirigida hacia una canaleta abierta para facilitar su recolección. Además, se utilizan cañerías perforadas o Drenaflex, los cuales son armados en la superficie impermeable previo al apilamiento de un módulo.

El ciclo de riego de las pilas se completa en un período de 65 días, de los cuales 50% de ellos corresponde a un riego con ILS y el otro 50% con refino, lo que permite alcanzar una razón de lixiviación de operación de $1.84 \text{ [m}^3\text{/ton]}$ a una tasa de riego de $7 \text{ [L/h m}^2\text{]}$.

En la Figura 16, se describe la distribución de flujos del proceso de lixiviación:

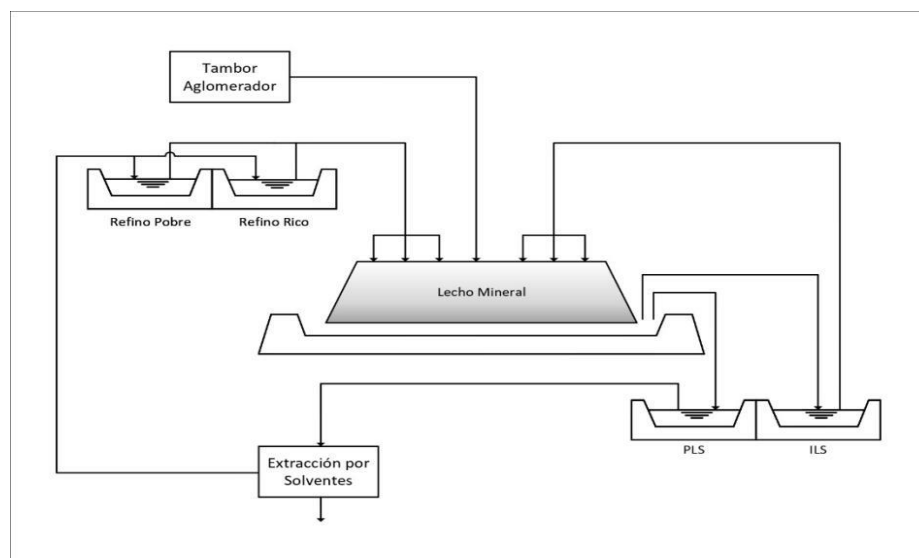


Figura 16. Diagrama proceso de Lixiviación, distribución de flujos. Elaboración propia.

4.3.1. Criterio de evaluación de módulos

Para controlar la calidad del glómero apilado en las pilas de lixiviación, el área de Control de Procesos maneja diversos criterios de evaluación, de manera de categorizar con valores de 1 a 3 distintas variables críticas que pudiesen ser afectadas por una aglomeración deficiente, siendo el valor 3 la mejor categorización. Estos criterios mencionados anteriormente corresponden a:

- a) Homogeneidad en la superficie del módulo
 - i. Cordones de carga simétricos sin generación de valles hasta 20 cm (3)
 - ii. Presencia de hasta 2 cordones de carga con sobre relieves o bajo relieves mayor a 20 cm (2)
 - iii. Presencia de más de dos cordones de carga con sobre relieves o bajo relieves mayor a 20 cm (1)
- b) Singularidades en la superficie de carguío
 - i. No se observa presencia de depresiones o sobre niveles puntuales (3)
 - ii. Presencia de dos depresiones o sobrenivel (2)
 - iii. Presencia de tres o más depresiones o sobreniveles (1)
- c) Granulometría en la superficie del módulo
 - i. No se observan sobre tamaños (3)
 - ii. Se observan sobre tamaños mayores a 1" (2)
 - iii. Se observan sobre tamaños mayores a 2" (1)
- d) Humedad del glómero
 - i. Glómero sin segregación (3)
 - ii. Glómero con segregación (2)
 - iii. Glómero muy seco - muy húmedo (1)
- e) Prueba del guante
 - i. Glómero consistente (3)
 - ii. Glómero tiende a desarmarse con apertura del guante (2)
 - iii. Glómero no se desarma y se compacta o glómero se desarma completamente (1)
- f) Homogeneidad en frente de carguío (talud)

- i. Totalidad del área homogénea o pareja (3)
- ii. Una zona con irregularidad en perfil de talud (2)
- iii. Dos o más zonas con irregularidades en perfil de talud (1)

Finalmente, tras asignar el valor correspondiente a cada criterio, la suma total de todos ellos corresponderá a la nota asignada al módulo.

4.3.2. Modelo de Recuperación en minera Antucoya

El modelo de Recuperación de CuT vigente durante los años 2018 – 2019, estaba en función solamente de la razón de solubilidad, lo cual para ese período resultó apropiado debido a las altas solubilidades y consecuente bajo aporte del Cu Insoluble. Sin embargo, con el pasar de los años fue necesario estimar un modelo en base a Cu Soluble (RS) y Cu Insoluble (RIns) que pueda ajustarse apropiadamente a las recuperaciones obtenidas en los módulos de lixiviación desde el último semestre del año 2019 hasta la fecha.

Para el ajuste de parámetros del modelo RS/RIns, se emplearon 44 pruebas de columnas de 1 m de altura, desarrolladas por la empresa SGS, considerando 7 muestras de UGM 10, 18 de UGM 20, 12 UGM 30 y 7 de UGM 40. Las muestras utilizadas para cada prueba fueron seleccionadas de tal manera de que sean representativas para el quinquenio próximo correspondientes a los años comprendidos entre 2020 y 2024 según indica el Plan Minero Caso Base 2019, específicamente muestras que presentan RS mayoritariamente entre 70% y 83%.

Finalmente, considerando una mejora en las condiciones operacionales de la planta, mejora en la capacidad de drenaje, porosidad del lecho y aireación natural, se decidió aplicar al modelo obtenido un factor de escalamiento correspondiente a un 0,98, en coherencia con el modelo anterior.

A continuación, el modelo vigente de recuperación por UGM corresponde a:

$$UGM\ 10\ Rec\% = \frac{0,9624 \cdot 0,98 \cdot CuS + 0,08 \cdot 0,98 \cdot CuIns}{CuT} \quad (9)$$

$$UGM\ 20\ Rec\% = \frac{1,00 \cdot 0,98 \cdot CuS + 0,08 \cdot 0,98 \cdot CuIns}{CuT} \quad (10)$$

$$UGM\ 30\ Rec\% = \frac{0,9624 \cdot 0,98 \cdot CuS + 0,03 \cdot 0,98 \cdot CuIns}{CuT} \quad (11)$$

$$UGM\ 40\ Rec\% = \frac{0,9624 \cdot 0,98 \cdot CuS + 0,08 \cdot 0,98 \cdot CuIns}{CuT} \quad (12)$$

4.4. Extracción por Solventes (SX)

El proceso de SX tiene dos objetivos principales, purificación y concentración. En la etapa de purificación de la solución PLS, se utiliza una oxima selectiva al cobre que impide el paso de las

impurezas contenidas en el PLS al electrolito que alimenta la etapa de EW, como es el caso de especies como el cloro, hierro, magnesio, entre otros.

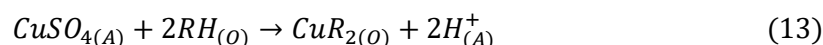
El cobre extraído de las pilas de lixiviación se encuentra contenido en el PLS a concentraciones entre 2 a 10 gpl. Estas concentraciones no son adecuadas para un proceso de electrólisis para la obtención de cátodos de alta pureza, por lo que este proceso busca transferir el cobre desde la solución de PLS a una solución de electrolito donde la concentración en Cu^{+2} puede alcanzar valores de hasta 55 gpl de cobre.

Para alcanzar los objetivos mencionados anteriormente, Antucoya hace uso de reactivos orgánicos tipo oxima, o también llamados extractante de cobre. Estos reactivos permiten la transferencia y selectividad del Cu^{+2} a un pH de operación definido.

La transferencia anteriormente descrita se separa en 2 etapas:

- Extracción:

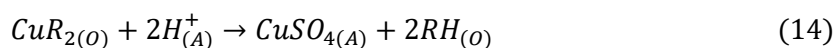
El proceso de extracción se conforma por dos equipos principales, mezcladores y decantadores. En los mezcladores, la fase acuosa, que en este caso es el PLS se pone en contacto con la fase orgánica para provocar la transferencia de cobre según la siguiente reacción:



Como producto de la reacción y posterior despojo de acuoso en forma de microgotas en los decantadores, se obtiene un orgánico cargado, el cual es conducido posteriormente a la etapa de reextracción con el fin de extraer el cobre contenido en el orgánico hacia el electrolito. En cuanto al acuoso, al descargarse de cobre, su concentración de ácido incrementa transformándose en refino, el cual es retornado a las pilas de lixiviación (Antucoya, 2013).

- Reextracción:

En el caso de la reextracción, la reacción se representa como:



El orgánico cargado ($\text{CuR}_{2(O)}$) se pone en contacto con el electrolito pobre proveniente de la planta de electro-obtención acondicionado con alta concentración de ácido sulfúrico, lo que permite descargar el contenido de cobre en la fase orgánica hacia el electrolito hasta alcanzar una concentración aproximada de hasta 55 gpl de Cu^{+2} , este producto finalmente es enviado a la planta de EW para reducir el cobre en forma de cátodos.

El orgánico, abandona la etapa como “orgánico descargado” para volver a iniciar el ciclo de captura del mineral de interés. A continuación, se describe la operación general en la Figura 17:

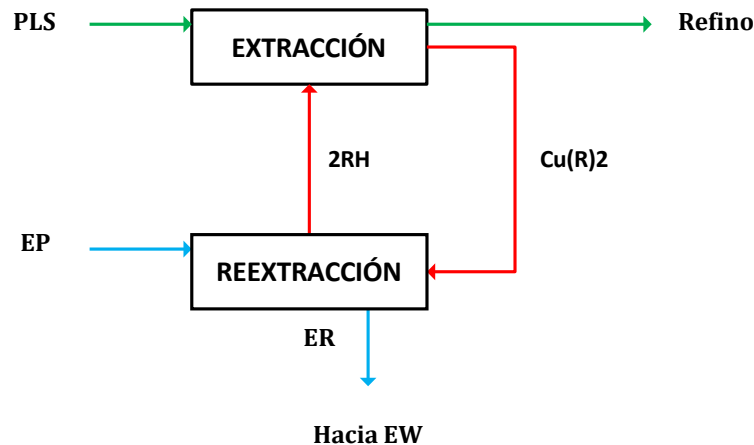


Figura 17. Esquema General de Extracción por Solventes. Elaboración propia.

El proceso de extracción por solventes en Minera Antucoya, ver Figura 18, se compone de 2 trenes idénticos, tren A y tren B, los que, a su vez, se componen de etapas de extracción, lavado y reextracción conformados por un conjunto de mezcladores y un decantador (Mixer-Settler). Para cada uno de los trenes, existen dos alimentaciones de PLS, las cuales ingresan paralelamente a las etapas E1 y E1P, posteriormente el semi refino atraviesa las etapas E2 y E2P respectivamente. De lo anterior, se obtienen 2 refinados, el producto de E2 que es llevado hacia un Post Decantador de Refino Rico (PDRR) y el producto de E2P hacia un Post Decantador de Refino Pobre (PDRP).

A diferencia de las soluciones de PLS y refino, la circulación del orgánico a través de las etapas de extracción es en serie. El orgánico proveniente de E1 es considerado como orgánico cargado (OC), pues, ya atravesó anteriormente 3 etapas de concentración y es conducido a un Post Decantador de Orgánico Cargado para permitir un tiempo de residencia adecuado de 20 minutos según criterios de diseño, y que de esta manera las gotas de acuoso contenidas en el orgánico (A/O) alcancen a decantar y puedan ser descartadas hacia él nuevamente.

Posteriormente, el orgánico debe atravesar un proceso de lavado compuesto por 2 lavadores en serie, L1 y L2, con el objetivo de purificar la solución y evitar impurezas en el electrolito. En esta ocasión, el orgánico se pone en contacto con **agua acidulada**, que consiste en agua destilada con una baja concentración de ácido sulfúrico [g/L] para diluir el arrastre de acuoso y retirarlo en el Descarte de Agua de Lavado.

A la salida del proceso de lavado, el orgánico pasa de ser orgánico cargado sucio a orgánico cargado limpio, y es aquí cuando se encuentra preparado para ponerse en contacto con electrolito pobre (EP) en la etapa de Reextracción (S1). El cobre contenido en el orgánico es descargado generando el electrolito rico (ER).

Finalmente, el orgánico descargado (OD) circula en serie por las etapas de extracción en la secuencia E2P, E1P, E2, E1 (Figura 18) para volver a enriquecerse de cobre y repetir el ciclo.

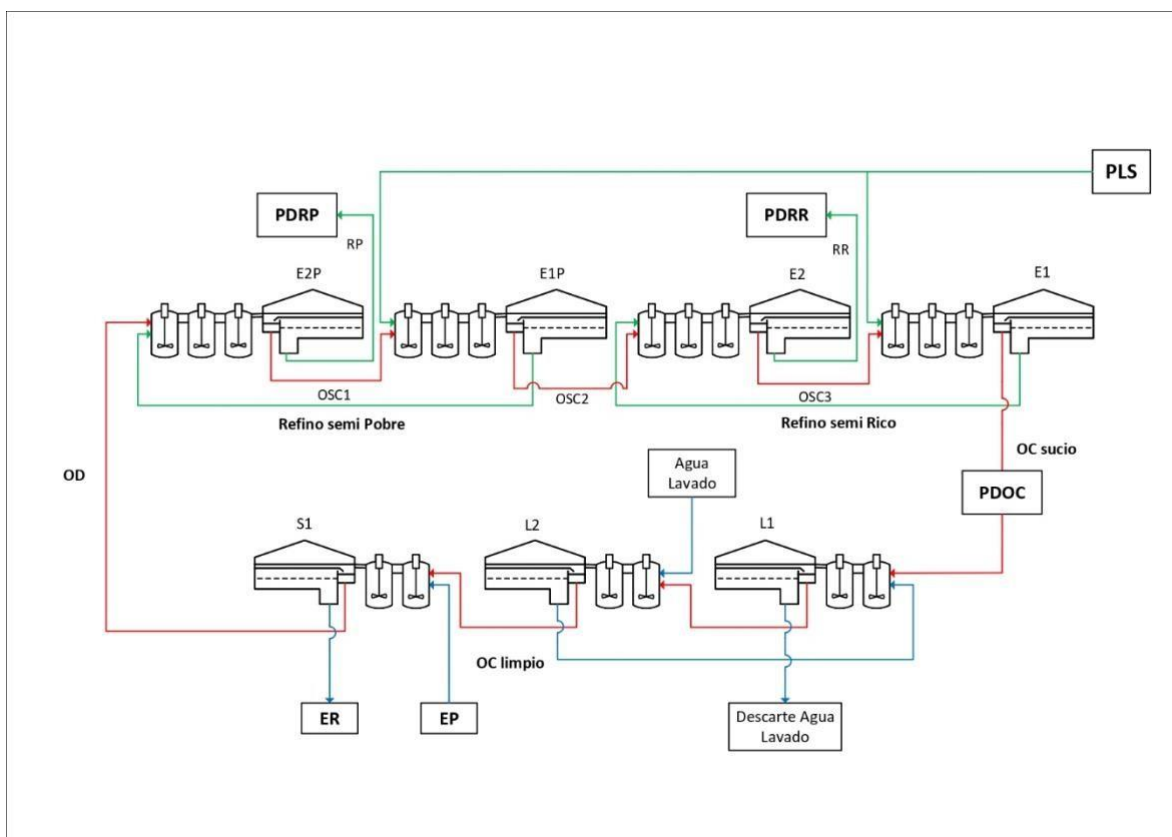
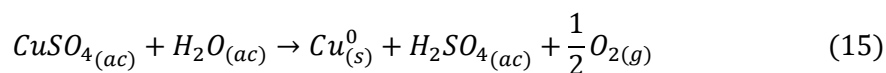


Figura 18. Proceso de Extracción por Solventes. Elaboración propia.

4.5. Electro-obtención (EW)

El electrolito rico proveniente de la etapa de SX, es llevado a las celdas de electro-obtención. En su interior, se encuentran dispuestos de forma intercalada ánodos y cátodos. El ánodo consiste en una placa constituida principalmente por plomo y corresponde al polo positivo en las celdas. Por otro lado, el cátodo consiste en una placa de acero inoxidable correspondiente al polo negativo, y es por donde se emiten electrones.

En estas celdas, se aplica una corriente continua la cual circula desde los ánodos hacia los cátodos inmersos en el electrolito. El cobre presente en la solución se ve atraído por la carga negativa del cátodo, depositándose en la superficie de acero como cobre metálico Cu^0 . La reacción global que ocurre en las celdas corresponde a:



Luego de transcurrir los días correspondientes al ciclo catódico, comienza la cosecha de cátodos. El orden establecido para la cosecha es de tercios de celdas, lo que se traduce en levantar 20 cátodos por cada 60 contenidos en la celda.

Antes de remover las placas de cobre de los cátodos, éstos últimos deben pasar por un proceso de lavado con agua caliente para remover electrolito e impurezas adheridas a la superficie

Finalmente, los cátodos de cobre con una pureza del 99,99% son apilados, pesados y enzunchados para su despacho.

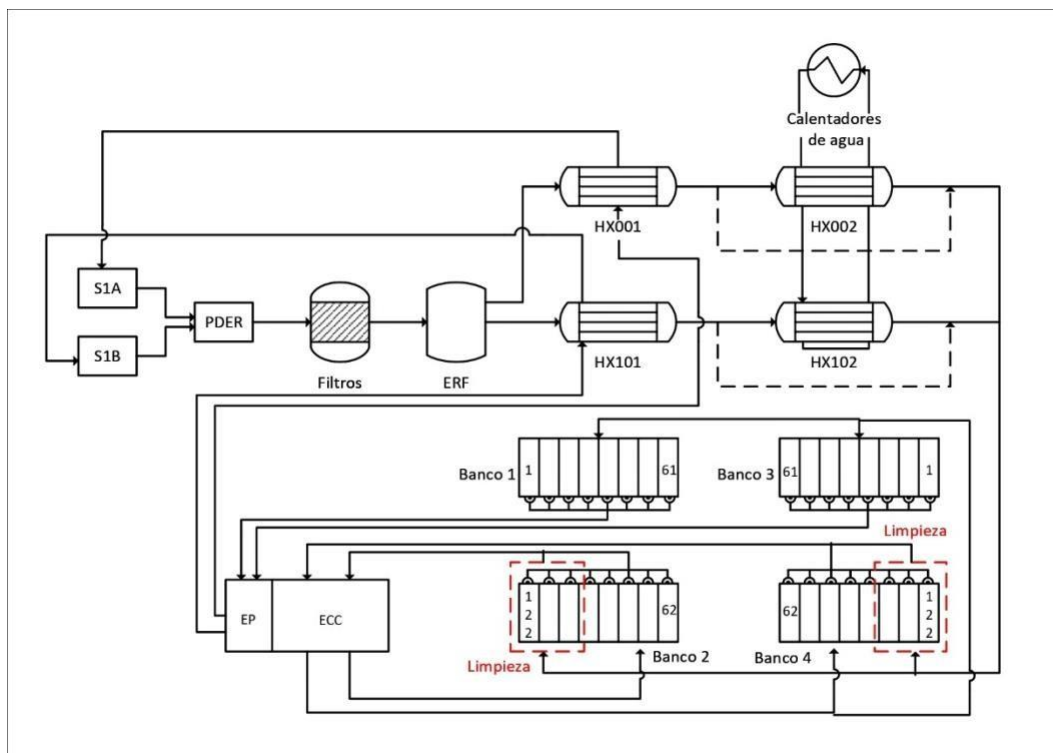


Figura 19. Diagrama Electro-obtención. Elaboración propia.

4.6. Diagrama general del proceso productivo

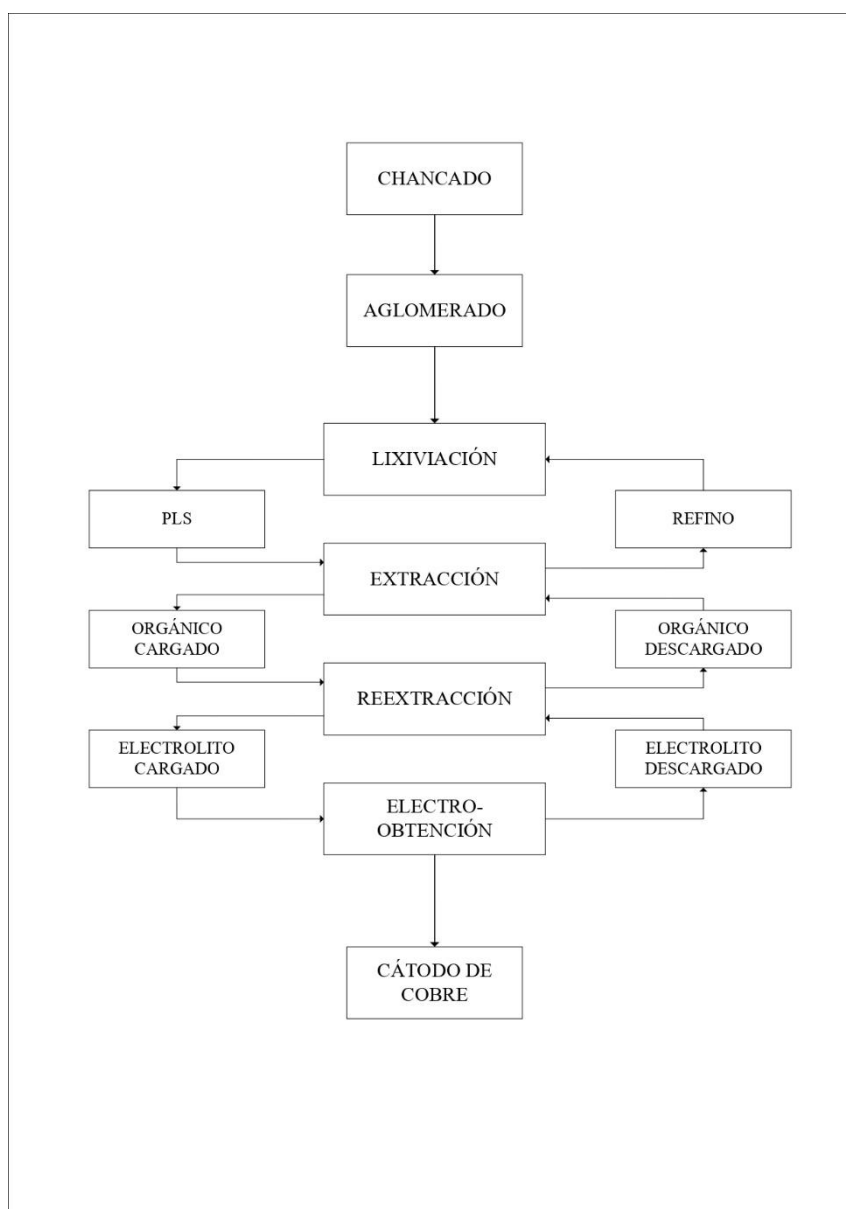


Figura 20. Diagrama General del proceso productivo Minera Antucoya.

5. Definición de los casos de estudio

El estudio busca determinar una caracterización para la dosificación de agua de mar en los Tambores Aglomeradores que beneficie la calidad del glómero en base a una menor densidad aparente, y para conseguirlo, se realizará una serie de pruebas metalúrgicas, en este caso, pruebas de densidad aparente o también llamado barrido de agua.

El material de estudio en este caso será la recreación de módulos apilados con anterioridad utilizando

mineral disponible en los acopios de planta piloto, de manera de contrastar la dosificación óptima con la industrial añadida en cada módulo.

De esta manera, el período de estudio seleccionado corresponde al comprendido desde enero 2022 hasta abril 2023, período catalogado como de operación óptima según personal de Antucoya.

Sin embargo, producto del amplio rango de evaluación y considerando que los módulos son apilados dentro de un margen de tiempo aproximado de 19 horas, se busca reducir los casos de estudio mediante los criterios de alimentación planta mencionados en la sección 3.1.1.

Entonces, la selección de módulos a evaluar se realizó bajo los siguientes criterios:

- a. Restricción de mezcla para las UGM 21 y 24
- b. Restricción de mezcla de minerales con alto contenido de nitratos. Para este caso en particular con un contenido de nitratos máximo de 20% (criterio aplicado durante período de memoria).

Finalmente, tras reducir la cantidad de módulos industriales, fueron seleccionados los presentados en la Tabla 8, donde la numeración indica el número del módulo industrial (del 1 al 84) y posteriormente el número de vueltas completas realizadas por el puente apilador.

Tabla 8. Casos de estudio.

Módulos industriales									
38-22	42-22	45-22	50-22	57-22	58-22	59-22	60-22	61-22	62-22
68-22	69-22	77-22	81-22	84-22	4-25	7-25	11-25	14-25	17-25
21-25	24-25	28-25	31-25	34-25	36-25	38-25	45-25	51-25	53-25
56-25	60-25	62-25	69-25	70-25	73-25	76-25	77-25	78-25	79-25
80-25	11-26	12-26	13-26	14-26	15-26	16-26	21-26	22-26	23-26
24-26	26-26	27-26	30-26	32-26	33-26	34-26	35-26	37-26	39-26
39-26	40-26	41-26	42-26	43-26	44-26	45-26	50-26	51-26	53-26
54-26	55-26	57-26	60-26	9-27	12-27	27-27	30-27	32-27	37-27
39-27	48-27	52-27	58-27	60-27	64-27	65-27	71-27	74-27	78-27
80-27	5-28								

6. Trabajo experimental

6.1. Pruebas de Densidad Aparente

Las pruebas de densidad aparente o barrido de agua realizadas en minera Antucoya tienen como objetivo la identificación de la dosis óptima de agua que debe agregarse en la etapa de aglomerado para un mineral determinado, y funciona como una base para las futuras pruebas planteadas en este trabajo.

Al realizar un barrido de agua, la idea es construir una curva propia de un mineral determinado, dadas las características “cambiantes” del mineral. Para este caso en particular, considerando la amplia

variabilidad del material alimentado resulta una opción atractiva para lograr predecir una dosificación como respuesta de pruebas experimentales, e incluso, crear una base de datos que funcione como antecedente para la predicción de diversas circunstancias en el futuro. De esta manera estudiar las variables más significativas a la hora de crear un modelo más exacto.

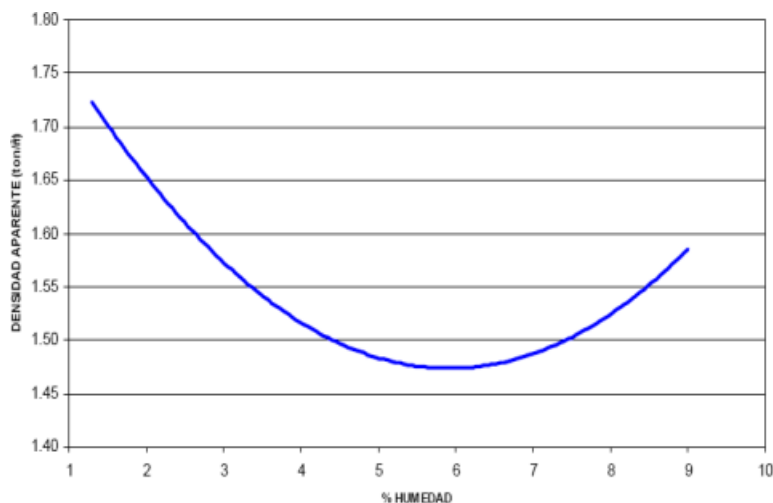


Figura 21. Densidad aparente vs % humedad. Fuente: (Ibañez, 2023)

La fenomenología de las pruebas de densidad aparente supone que el punto óptimo corresponde a aquella dosificación en que la densidad aparente del aglomerado alcance el menor valor (punto mínimo de la curva de la Figura 21). Cuando la dosificación excede de la recomendada, el mineral se comporta como un barro y tiende a compactarse durante el proceso de apilamiento, dificultando el paso de las soluciones lixiviantes a medida que la altura de apilado aumenta. Además, como fue mencionado en la sección 3.2.4., el Estado Funicular se considera el mejor estado del glómero, pues si el glómero llega a la pila en Estado Capilar, corre el riesgo de comportarse como un sólido en suspensión al momento de iniciar el riego y aumenta la probabilidad de que migren los finos. Por otro lado, cuando el glómero se encuentra muy seco, la pila pierde estabilidad, puesto que no se trata de un glómero consistente y tiende a desarmarse (desde la expertiz del operador). El mineral se “hincha” cuando se añaden los reactivos en el tambor Aglomerador y posteriormente en la pila. Cuando comienza el riego, se compacta por la débil adherencia de las partículas entre sí.

Se realizaron 112 pruebas totales de densidad aparente, 18 de ellas considera 3 pruebas para cada UGM pura y 92 para mezclas de UGM seleccionadas del registro histórico alimentado en planta para el período comprendido entre enero 2022 y abril 2023, ver Tabla 36), con el fin de representar módulos industriales. El mineral se sometió a 5 dosificaciones distintas de agua de mar, sin contar el caso base (sin adición de agua), con el objetivo de construir una gráfica de densidad aparente vs dosificación. Las dosificaciones consideradas para el estudio experimental fueron: 30 [kg/t], 40 [kg/t], 50 [kg/t], 60 [kg/t] y 70 [kg/t]; teniendo en cuenta un rango de operación de 40 a 60 [kg/t] en minera Antucoya.

Luego de aplicar procedimiento descrito en el Anexo A.4., la densidad aparente de cada una de las pruebas se obtiene como la relación entre la masa del aglomerado y el volumen que ocupa dentro del recipiente en que se encuentra, según la siguiente relación:

$$\rho_{ap} = \frac{m_{total} - m_r}{V} \quad (16)$$

Donde,

m_{total} = masa del aglomerado + masa del recipiente [g].

m_r = masa del recipiente [g].

V = volumen ocupado por el mineral en el recipiente [ml].

Como primer estudio, el objetivo es hallar una relación empírica para predecir la dosificación de agua de mar en base al tipo de mineral alimentado, a partir de un amplio set de pruebas experimentales, y evaluar la efectividad y exactitud que proporcione. Por otro lado, las pruebas para UGM puras, plantea como supuesto el principio de aditividad, donde se otorga una dosificación característica por cada unidad geometalúrgica y se pondera según su predominancia en la alimentación. Si bien en secciones anteriores se menciona la amplia variabilidad de la caracterización por cada UGM en la mina, en este caso se consideraron como variables fijas, pues la composición mineralógica exacta del mineral alimentado no se trata de un dato en línea.

El modelo de Antucoya se basa en cualidades físicas del mineral. Por lo tanto, los minerales se reducen solo a 6 clases, aun existiendo una amplia variabilidad entre cada uno de ellos. De lo contrario, se trataría de un modelo de mena y las variables de entrada en la alimentación planta incluirían la mineralogía y otras características químicas. Esto conlleva a que en este estudio se consideren las unidades geometalúrgicas como las principales variables de entrada, pero sin ser excluyentes.

No obstante, aunque la predicción de agua de mar en el aglomerado, en base a las UGM como variable de entrada, no posea un comportamiento preciso con respecto a los datos experimentales, se lograron reconocer períodos temporales en que la dosificación de agua de mar en los tambores presentó tendencias en base a si el mineral era un óxido o sulfato, y además, dependiendo del lugar de origen de cada mineral.

Como es indicado en la sección 3.1., los minerales se pueden dividir en UGM y, además, si es que corresponden a óxidos o sulfatos, en este caso las UGM 20's pertenecen a la clasificación de sulfatos por su contenido de Szomolnokita y las UGM 10, 20 y 30 como óxidos, siendo la UGM 10 considerada también como una de transición entre óxido y sulfato.

Por otro lado, se tiene que las Fases 2 y 4 de la mina poseen una mayor proporción de sulfatos a diferencia de la Fase 5 que contiene una mayor cantidad de minerales óxidos, y es por esto que se tiene en conocimiento que aquellos sulfatos provenientes de la Fase 5 no posee el mismo comportamiento que uno proveniente de las Fase 2 y 4, y del mismo modo un óxido ubicado en una fase con mayor proporción de sulfatos no se comporta del mismo modo que cuando proviene de una fase con mayor proporción de óxidos

La Figura 22 representa el agua añadida para los módulos industriales apilados durante los meses de enero y octubre del año 2022, aquí se considera además donde se pueden reconocer 4 períodos en que se observa una tendencia respecto al tipo de mineral y del lugar del que provienen.

- Período 1: Existe una alta proporción de sulfatos (respecto al criterio de alimentación a planta para las mezclas) y a la vez provienen en mayor medida de las fases 2 y 4, de esto se observa una disminución pronunciada en la adición de agua para los módulos industriales.
- Período 2: Existe una proporción de sulfatos similar al caso anterior, pero con un mayor origen de la Fase 5. Se cumple un aumento en la dosis de agua por existir sulfatos con características de óxidos por el lugar de proveniencia.
- Período 3: Disminuye levemente la proporción de sulfatos y aumentan los óxidos, además existe una disminución pronunciada de la Fase 2 y 4, por ende, el mineral alimentado correspondió en mayor medida a aquel proveniente de la Fase 5. Se cumple un aumento considerable en la dosificación de agua en los tambores por una mayor presencia de óxidos y desde la fase donde se encuentran en mayor cantidad.
- Período 4: Mayor predominancia en sulfatos, conversa con disminución de dosificación de agua de mar.

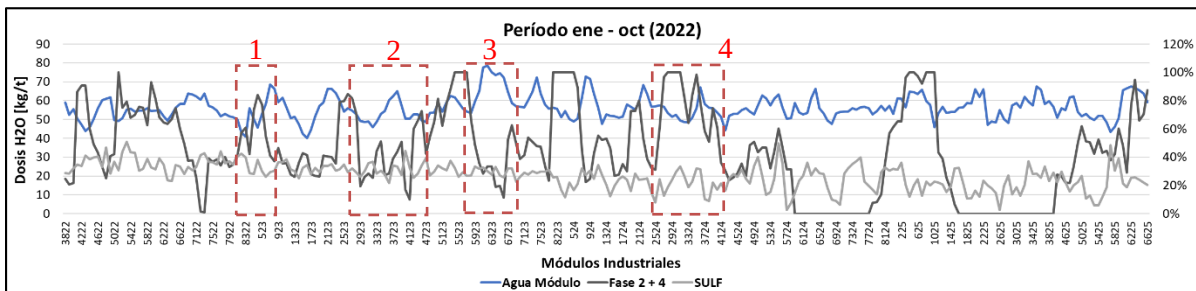


Figura 22. Dosificación de agua de mar en módulos industriales, composición y proveniencia.

6.1.1. Muestreo y preparación mecánica

El mineral de los módulos apilados anteriormente no se encontraba disponible, por lo que se optó por recrearlos utilizando unidades geometalúrgicas puras. Para conseguir UGM pura, se gestionó el transporte del mineral directamente desde mina Antucoya hacia la plataforma de Planta Piloto (ver Figura 23), destinada al acopio de minerales puros para futuras pruebas metalúrgicas.



Figura 23. Stock UGM pura. Planta Piloto.

Como los módulos a evaluar se encuentran definidos e identificados, la masa requerida para las pruebas, y, por ende, la masa muestreada, correspondió a 5 muestras de 1 kg para cada uno de los 92 módulos evaluados.

Tras recolectar el mineral requerido, se realizó la preparación mecánica, lo cual incluye tanto una reducción de tamaño a través de un chancador de mandíbula y la clasificación con harnero vibratorio, con el fin de trabajar con una granulometría bajo las $\frac{3}{4}$ ", perfil que alimenta el tambor Aglomerador en condición planta.

6.1.2. Leyes de cabeza

Una vez homogenizado el mineral para cada una de las UGM, se seleccionaron muestras representativas para la determinación del análisis de cabeza para CuT, Cu soluble en ácido y agua, consumo de ácido, FeT, FeS en ácido y agua, contenidos de nitrato y carbonato, a través de Laboratorio químico, obteniéndose los siguientes resultados:

Tabla 9. Análisis químico de cabeza. Pruebas de densidad aparente.

	CuT	CuS (H⁺)	CuS (H₂O)	CAA	FeT	FeS	FeS (H₂O)	%NO3	%CO3
	%	%	%	kg/ton	%	%	%		
UGM 10	0,225	0,156	0,002	35	3,32	0,09	0,004	0,1	0,82
UGM 20	0,239	0,179	0,134	24	3,08	0,68	0,34	0,1	0,11
UGM 21	0,321	0,263	0,177	29	3,44	0,62	0,287	0,1	0,1
UGM 24	0,327	0,262	0,183	17	4,04	0,88	0,579	0,1	0,1
UGM 30	0,242	0,167	0,002	52	2,56	0,24	0,003	0,1	1,69
UGM 40	0,186	0,124	0,002	32	2,81	0,42	0,003	0,1	1,00

De la Tabla 9, se observa que poseen mayor ley de cobre los minerales del tipo sulfato, además de que poseen mayor solubilidad tanto en ácido como en agua en comparación con los óxidos. Por otro lado, las UGM 10, 30 y 40 son mayores consumidoras de ácido, lo cual es reflejado también con su mayor contenido de carbonatos, una ganga altamente reactiva con el ácido sulfúrico.

6.1.3. Análisis mineralógico NIR

Dentro de la caracterización solicitada para el mineral a utilizar, se añadió un análisis mineralógico para cada UGM pura, para conocer los posibles factores que pudiesen modificar la dosificación de reactivo. En la Tabla 10, se presentan los resultados del análisis mineralógico, el cual utiliza la espectroscopía para la identificación de cada una de las especies: calcita, caolinita, clinocloro, cuarzo, limonita, muscovita, plagioclasa, szomolnoquita.

Tabla 10. Análisis mineralógico NIR. Pruebas densidad aparente.

	UGM 10	UGM 20	UGM 21	UGM 24	UGM 30	UGM 40
Calcita	1,41	1,48	1,69	1,17	3,78	3,56
Caolinita	4,47	7,27	5,35	1,25	5,93	5,93
Clinocloro	1,53	4,75	4,17	3,40	7,13	7,62
Cuarzo	46,36	45,88	43,65	47,01	34,28	37,57
Limonita	5,05	2,54	3,22	4,86	1,43	1,56
Muscovita	24,26	26,08	22,30	20,80	20,39	21,85
Plagioclasa	2,30	1,80	4,35	0,97	23,95	19,64
Szomolnoquita	0,81	2,65	2,90	4,92	0,62	0,80

De la Tabla 10 se observa que los valores se encuentran en su mayoría dentro de los rangos presentados en la Tabla 6 de los datos mineralógicos reportados en pozos, lo que da cuenta que la definición por UGM es acertada, pese a que posee amplia variabilidad.

6.1.4. Perfil Granulométrico

Se realizó un análisis granulométrico a cada una de las UGM por separado (Figura 24), mediante una serie de tamices Tyler. En el Anexo C, se encuentran los resultados.

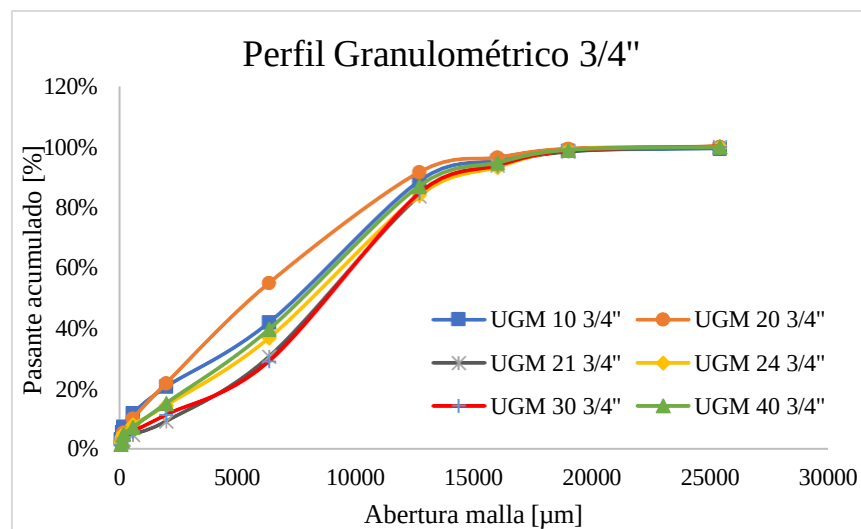


Figura 24. Perfil granulométrico. Pruebas de densidad aparente

Como se observa en la Figura 24, la UGM 20 posee mayor proporción de finos, en comparación con la UGM 30, y las UGM 24 y 40 poseen un perfil granulométrico similar.

Por otro lado, como las muestras seleccionadas para la evaluación corresponden a una mezcla de estas UGM puras (ver Tabla 37), si bien la dosificación de agua de mar dependerá del tipo de mineral, existirá además un factor de error asociado a que el perfil granulométrico para cada muestra será diferente según las composiciones de cada muestra seleccionada. De esta manera, el perfil granulométrico para el plan de 92 pruebas se puede observar en la Figura 25:

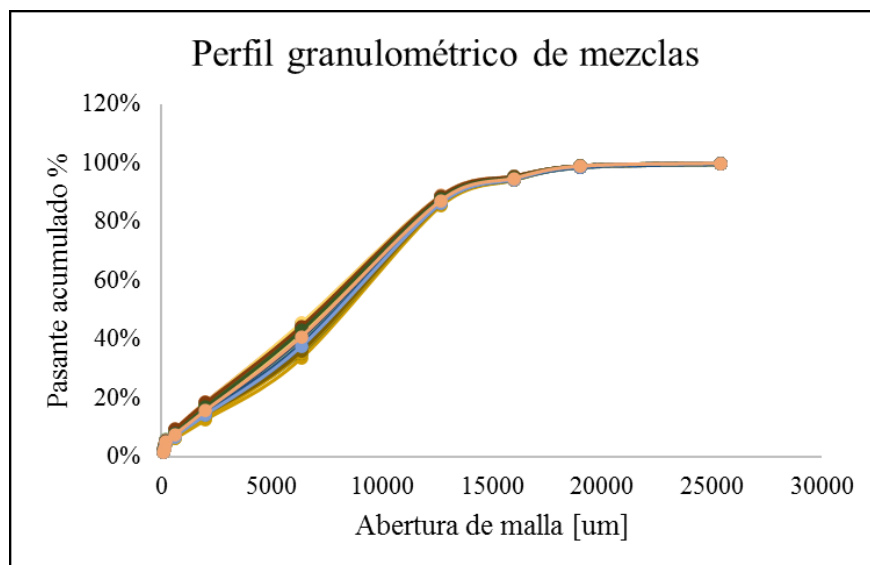


Figura 25. Perfil granulométrico de mezclas.

6.2. Pruebas de lixiviación en columnas

Se realizaron 4 experimentos en columnas de lixiviación (12 columnas en total): los experimentos 1 y 2 en columnas de 4 metros de altura y los experimentos 3 y 4 en columnas de 2 metros de altura. En cada uno de ellos, se evaluaron 3 condiciones de dosificación de agua de mar en la aglomeración: dosificación planta, dosificación recomendada por modelo caracterizado, y una dosificación de modelo menos 5 [kg/t], con el fin de evaluar el comportamiento fisicoquímico en el proceso de lixiviación, como el nivel de compactación, efecto en el drenaje de las columnas, cinética de extracción y recuperación de cobre. Lo anterior, a diferencia de la dosificación de agua, fue operado bajo condiciones de operación planta, con ILS, Refino Rico (RR) y Refino Pobre (RP) como soluciones de riego, con una razón de lixiviación objetivo de 1,84 [m³/t] y una tasa de riego de 7[L/h m³].

El objetivo de incluir una prueba con una dosificación de 5 [kg/t] por debajo de la dosificación recomendada, es observar el comportamiento de los 3 casos de la curva de densidad aparente vs dosificación: el punto considerado como óptimo, una prueba con una dosis menor y otra con una dosis mayor.

A cada columna se le asignó un código de identificación según: Col (Columna), #número (número de columna) y – M (memorista), para facilitar el reconocimiento de pruebas por parte del personal y registro de datos del análisis químico de las soluciones de alimentación y drenaje del sistema.

En la Tabla 11, se encuentra un resumen de las columnas montadas para las pruebas experimentales.

Tabla 11. Resumen pruebas columnares

ID Columna	Experimento	Altura [m]	H ⁺ [kg/t]	H ₂ O [kg/t]	Soluciones de riego
Col #1 – M	Exp. 1	4	Planta	Planta	ILS/RR/RP
Col #2 – M		4	Planta	Modelo	ILS/RR/RP
Col #3 – M		4	Planta	(-) 5 [kg/t]	ILS/RR/RP
Col #4 – M	Exp. 2	4	Planta	Planta	ILS/RR/RP
Col #5 – M		4	Planta	Modelo	ILS/RR/RP
Col #6 – M		4	Planta	(-) 5 [kg/t]	ILS/RR/RP
Col #7 – M	Exp. 3	2	Planta	Planta	ILS/RR/RP
Col #8 – M		2	Planta	Modelo	ILS/RR/RP
Col #9 – M		2	Planta	(-) 5 [kg/t]	ILS/RR/RP
Col # 10 – M	Exp. 4	2	Planta	Planta	ILS/RR/RP
Col #11 – M		2	Planta	Modelo	ILS/RR/RP
Col #12 – M		2	Planta	(-) 5 [kg/t]	ILS/RR/RP

6.2.1. Descripción del circuito experimental

El sistema utilizado para las 12 columnas montadas es idéntico y se compone de 3 partes; la columna donde ocurre el proceso de lixiviación del mineral aglomerado, la alimentación de las soluciones lixiviantes y el drenaje.

La columna consiste en una estructura cilíndrica de PVC con dimensiones de 4,54 metros de altura aproximadamente y un diámetro de 18,2 centímetros para todas las pruebas, pues, la variable que determinó la diferenciación fue la altura de llenado de las columnas (2 y 4 metros según correspondió). En su base se encuentra adherida una reducción del diámetro en forma de un tronco de cono, donde se posiciona el medio filtrante y atornillado a él, un sistema de embudo y manguera para recolectar la solución de drenaje hacia bidones de 20 litros respectivamente identificados (ver Figura 26).



Figura 26. Piso 1. Sistema de drenaje.

Las columnas utilizadas se encuentran ubicadas en una planta piloto de la empresa, en una edificación sólida de 3 pisos de alto, para facilitar el acceso a la alimentación de las columnas (ver Figura 28.b). La alimentación consiste en un recipiente (bidón de 9 litros) con solución lixivante en su interior, ya sea ILS, RR o RP según corresponda, la cual es impulsada por una bomba dosificadora hacia el tope de la columna, regándola por método de goteo, todo conectado por mangueras (ver Figura 27).



Figura 27. Sistema de alimentación a columnas.

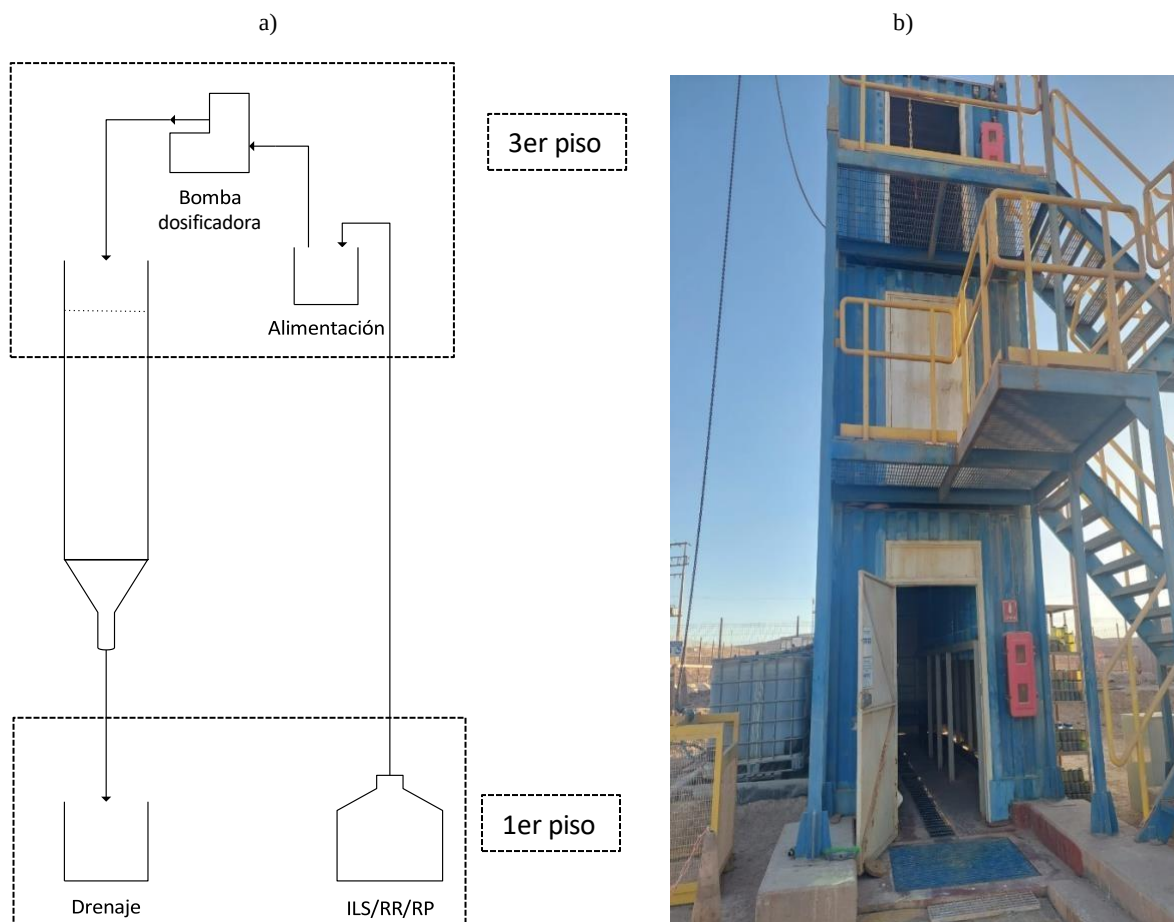


Figura 28. a) Esquema pruebas de columnas. b) Edificio prueba de columnas.

Las soluciones de riego utilizadas provienen directamente de planta y cada una es almacenada en un ISO con capacidad de 1000 L en el patio de planta piloto (ver Figura 29), por ende, los recipientes de alimentación ubicados en el 3er piso del sistema deben ser llenados manualmente a medida que se consumen.



Figura 29. Estanques de almacenamiento de soluciones lixiviantes (ISO).

6.2.2. Mineral utilizado

El mineral utilizado para estas pruebas fueron módulos industriales provenientes de la torre de muestreo. Dicha torre se encarga de realizar cortes periódicos cada 12 minutos durante todo el proceso de apilamiento del módulo y, de esta manera, obtiene una muestra representativa para los controles diarios de planta piloto correspondientes al análisis químico y perfil granulométrico. Como el control tanto físico como químico es importante para el funcionamiento del proceso productivo, el mineral recopilado para las pruebas columnares se trata del rechazo del material utilizado en el perfil granulométrico. Sin embargo, éste no es suficiente para cargar 3 columnas con un mismo mineral (mismo experimento). Por lo tanto, se utilizó más de 1 módulo industrial por experimento, teniendo que recurrir a la homogenización del conjunto de ellos.

Al utilizar mineral proveniente directamente de planta, posterior a las estaciones de chancado y previo al tambor Aglomerador, los resultados representan el comportamiento que pudiese tener el mineral en la pila en condiciones ideales, para aquellas columnas con dimensiones de 4 metros de altura, y de esta manera, obtener una conclusión cercana a la realidad.

A continuación, para cumplir con un peso de carguío de aproximadamente 166 [kg] de mineral para las columnas de 4 metros y 83 [kg] para columnas de 2 metros, tal y como se indica en el Anexo B, los módulos utilizados para cada prueba fueron:

Tabla 12. Mineral utilizado en pruebas columnares.

ID columnas	Experimento N°	Módulo industrial de procedencia	N° vuelta apilador
Col #1 – M	Exp. 1	45, 46, 47, 48, 49, 50, 51, 52	28
Col #2 – M			
Col #3 – M			
Col #4 – M	Exp. 2	53, 54, 55, 56, 57, 58, 59, 60, 61	28
Col #5 – M			
Col #6 – M			
Col #7 – M	Exp. 3	63, 65, 67, 70, 71	28
Col #8 – M			
Col #9 – M			
Col #10 – M	Exp. 4	66, 75, 76, 78, 79	28
Col #11 – M			
Col #12 – M			

Para mayor detalle de los módulos seleccionados para cada prueba y su homogenización, ver el Anexo B, Tablas 26 - 29.

6.2.3. Leyes de cabeza y análisis mineralógico NIR

Luego de aplicar el procedimiento de homogenización para cada experimento, según el mineral utilizado, se solicitó la preparación mecánica y pulverización de 3 muestras por experimento, con el fin de verificar que la homogenización se realizó correctamente. Esto fue evidenciado a través de los resultados del análisis químico de cabeza solicitado al personal de Laboratorio.

Finalmente, se consideró un análisis químico de cabeza promedio de las 3 muestras analizadas en cada caso (para mayor detalle ver Anexo C, Tabla 53).

A continuación, en la Tabla 14 se presenta un resumen de los resultados finales del análisis químico, considerando que, para cada experimento se cuenta con 3 columnas.

Tabla 13. Leyes de cabeza pruebas de columnas.

N° Exp	CuT %	CuS (H+)	CuS (H₂O)	CAA [kg/t]	FeT %	FeS % (H+)	FeS % (H₂O)	% NO₃	% CO₃
1	0,339	0,240	0,029	29,7	3,16	0,56	0,058	0,1	0,80
2	0,369	0,264	0,154	32,3	3,00	0,64	0,299	0,1	0,82
3	0,358	0,262	0,040	30,0	3,21	0,78	0,215	0,1	0,84
4	0,350	0,236	0,024	26,3	2,68	0,64	0,113	0,1	1,10

Aplicando el mismo criterio anterior, en la Tabla 15, se observan los resultados del análisis mineralógico:

Tabla 14. Análisis mineralógico. Pruebas lixiviación en columnas.

N° Exp	Calcita %	Caolinita %	Clinocloro %	Cuarzo %	Limonita %	Muscovita %	Plagioclasa %	Szo %
1	3,03	6,84	7,05	40,70	1,69	23,07	14,31	1,46
2	2,73	6,61	6,64	42,67	2,07	23,18	10,77	1,85
3	2,72	6,66	6,28	41,58	1,93	23,74	11,81	1,56
4	3,33	5,58	6,34	37,01	1,59	20,87	18,90	1,21

6.2.4. Aglomeración mineral

El proceso de aglomeración en minera Antucoya incluye la adición tanto de agua de mar como de ácido sulfúrico con una pureza del 98%. El objetivo de las pruebas en columnas es evaluar el comportamiento del mineral a distintas condiciones de aglomeración variando únicamente la dosificación de agua. A continuación, se presentan las condiciones de aglomeración para cada columna de prueba, según su peso seco, producto de la homogenización. Se debe tener en cuenta que, la dosificación de ácido se obtuvo de la ponderación de las dosificaciones añadidas a nivel planta de los módulos considerandos para cada prueba (ver Anexo C, Tablas 45 - 48).

Tabla 15. Condiciones de Aglomeración. Prueba de columnas.

ID columna	Peso seco [g]	Dosis Agua [kg/tms]	Dosis Ácido [kg/tms]	V Ácido añadido [L]	V Agua añadida [L]
Col 1 – M	156,635	50,7	12,9	1,119	7,71
Col 2 – M	156,500	47,3	12,9	1,118	7,19
Col 3 – M	155,835	42,3	12,9	1,113	6,40
Col 4 – M	158,700	49,2	12,8	1,075	7,32
Col 5 – M	160,600	46,6	12,8	1,088	7,02
Col 6 – M	159,925	41,6	12,8	1,113	6,41
Col 7 – M	90,820	54,6	12,7	0,579	4,41
Col 8 – M	91,605	46,8	12,7	0,579	3,78
Col 9 – M	89,565	41,8	12,7	0,579	3,38
Col 10 – M	88,000	56,3	12,8	0,580	4,52
Col 11 – M	87,605	48,9	12,8	0,579	3,92
Col 12 – M	87,105	43,9	12,8	0582	3,53

Ver Anexo B.2.2. para cálculo de peso seco y Anexo B.2.3. para cálculo de reactivos a utilizar.

6.2.5. Carguío de columnas

Una vez realizada la Aglomeración, el mineral aglomerado fue trasladado al Edificio Torre de Columnas, con ayuda de una carretilla, y mediante el equipo de izaje, trasladado hacia la parte superior de las columnas.

Tras haber completado el procedimiento de carguío de columnas, el cual se detalla en el Anexo A.6., cada una de las columnas fue identificada con sus respectivas condiciones de aglomeración en la parte superior e inferior de la columna, para un mayor acceso a la información operacional (ver Figura 30).



Figura 30. Rotulación columna 1. a) Tope. b) Fondo.

Finalmente, en la Tabla 17 se observan los datos de carguío registrados por cada columna.

Tabla 16. Resumen control de Carguío de columnas.

ID Columna	Agglomerado cargado [kg]	Mineral seco cargado [kg]	Altura Lecho [m]	Densidad [g/ml]	[kg/t] H+	[kg/t] H2O
Col 1 – M	162,620	155,43	4,00	1,56	12,9	50,7
Col 2 – M	162,460	154,88	4,00	1,57	12,9	47,3
Col 3 – M	157,740	151,10	4,00	1,52	12,9	42,3
Col 4 – M	153,225	144,85	4,00	1,47	12,8	49,2
Col 5 – M	155,130	146,43	4,00	1,49	12,8	46,6
Col 6 – M	158,700	150,55	4,00	1,53	12,8	41,6
Col 7 – M	83,250	78,59	2,01	1,60	12,7	54,6
Col 8 – M	83,250	78,87	2,00	1,60	12,7	46,8
Col 9 – M	83,250	79,33	2,00	1,60	12,7	41,8
Col 10 – M	82,725	78,85	1,99	1,60	12,8	56,3
Col 11 – M	82,600	79,25	2,01	1,58	12,8	48,9
Col 12 – M	82,895	78,89	2,11	1,51	12,8	43,9

6.2.6. Control operativo

Las pruebas fueron operadas bajo condiciones de operación planta, lo que quiere decir que operan bajo un flujo diario de riego 24x0, es decir, 24 horas de riego con 0 horas de detención, con soluciones de ILS, Refino Rico y Refino Pobre según corresponda. En la Tabla 18 se observa un resumen de las condiciones de riego para cada columna para alcanzar una razón de lixiviación de 1,84 [m³/t].

Tabla 17. Soluciones de riego. Pruebas de columnas.

ID Columna	Flujo Alimentación [ml/min]	Riego con ILS [días]	Riego con RR [días]	Riego con RP [días]
Col 1 – M	2,9	33	16	16
Col 2 – M	2,9	33	16	16
Col 3 – M	2,9	33	16	16
Col 4 – M	2,9	33	16	16
Col 5 – M	2,9	33	16	16
Col 6 – M	2,9	33	16	16
Col 7 – M	2,9	17	8	9
Col 8 – M	2,9	17	8	9
Col 9 – M	2,9	17	8	9
Col 10 – M	2,9	17	8	9
Col 11 – M	2,9	17	8	9
Col 12 – M	2,9	17	8	9

El control operativo consistió en reponer diariamente de solución lixiviante en la alimentación, puesto

que, de acuerdo con el flujo de alimentación, se consumía aproximadamente 4,180 litros de solución de un total de 9 litros de capacidad del recipiente. Por otro lado, mediante la técnica de aforo volumétrico, se controló y corrigió el flujo de alimentación, tanto en la mañana como en la tarde, pues la exposición de las mangueras de las bombas dosificadoras, a altas temperaturas durante el día y bajas temperaturas durante la noche, provocaban alteración en el flujo de alimentación debido a la dilatación y contracción de dichas mangueras, respectivamente.

En cuanto a la compactación del lecho, se hicieron mediciones diarias de la altura de vacío con ayuda de un flexómetro, con tal de verificar algún efecto en la compactación del mineral a distintas condiciones de aglomeración.

En el caso de las soluciones de salida de las columnas, a partir del primer drenaje se construyeron planillas de flujo representadas en el Anexo C.3.1., definiéndose que, entre los primeros 7 a 9 días, se debiese medir el volumen de la solución drenante y realizar un corte de muestra para su análisis químico. Posterior a esos días, se debe repetir procedimiento cada 3 días, con el fin de construir las curvas de recuperación para cada prueba, siendo los primeros puntos, los más importantes para observar efectos en la cinética de extracción.

Para mayor detalle, el Anexo A.7. muestra el procedimiento del control operacional de las pruebas de lixiviación en columnas.

6.2.7. Descarga de columnas

Tras culminar con los ciclos de lixiviación para cada prueba de columnas, se realizó la descarga del ripio. Para ello, se aplicó el procedimiento de descarga de columnas descrito en el Anexo A.8. Con esto se busca analizar el cobre retenido en el ripio para finalmente obtener una recuperación global del cobre extraído del mineral cargado en la columna inicialmente.

6.3. Prueba Industrial

A petición de minera Antucoya, se coordinó la implementación de una prueba industrial, con el objetivo de verificar in situ el comportamiento del glómero en la pila. Para ello, se elaboró un protocolo de trabajo, donde se especificó el módulo industrial y el porcentaje de avance a evaluar, fecha y hora de apilado, dimensiones del módulo, rendimiento de chancado, para tener un inicio y término de la prueba estimativo, ácido en aglomerado, y personal involucrado, para facilitar la comunicación de las alteraciones del proceso durante la prueba. Con el objetivo de evitar un problema operacional, se acordó, en conjunto con supervisores, un factor de seguridad/escalamiento, y así evitar acumulación de carga en los traspasos, lo cual puede conllevar a una detención de planta para despejar los chutes acumulados con mineral.

En un principio, los módulos evaluados corresponderían al 59 y 77 vuelta 28, específicamente a la 3ra y 4ta franja en el caso del módulo 59, y la 2da y 4ta franja, para el módulo 77 (avance de apilado: 50-75% y 75%-100%, 25-50% y 75-100%, respectivamente para cada módulo, Figura 31). El objetivo de evaluar 2 franjas consistía en que la primera zona evaluada sea aglomerada con una dosificación de agua calculada, dependiendo del mineral alimentado a planta, y la última franja funcione como

referencia para conocer un poco más el ojo del operador, para finalmente trazar el agua añadida en los tambores Aglomeradores con el mineral alimentado respectivo. Sin embargo, el segundo análisis fue descartado debido a la complejidad en la trazabilidad de una dosificación para un mineral puntual, y por la sensibilidad en la dosificación al variar minutos en el sistema en línea.

Tal y como funciona el modelo de ácido, la dosificación de agua de mar en el tambor se obtuvo del cálculo realizado al mineral entrando a planta, con una hora de anticipación. Dado que no existe una estimación automática aplicada al sistema del estudio realizado, se determinó manualmente dependiendo del tipo de mineral alimentado por cada camión durante un período de una hora. Posteriormente, se entregó la dosificación al operador de sala de control para efectuar el cambio a lo largo de la prueba.

El control operacional por parte del operador, el cual se realiza cada una hora luego de iniciada la franja respectiva, consiste en aplicar uno de los criterios de evaluación de módulos descrito en la sección 4.3.1., la prueba del guante. Para el glómero evaluado, debieron indicar con una nota de 1 a 3 la calidad del glómero y, de ser necesario, registrar comentarios en una plantilla entregada previamente al operador. Por otro lado, se registró la densidad aparente del aglomerado, todo esto bajo una constante inspección de los traspasos. En caso de existir acumulación de carga, se debió detener la dosificación de agua calculada.

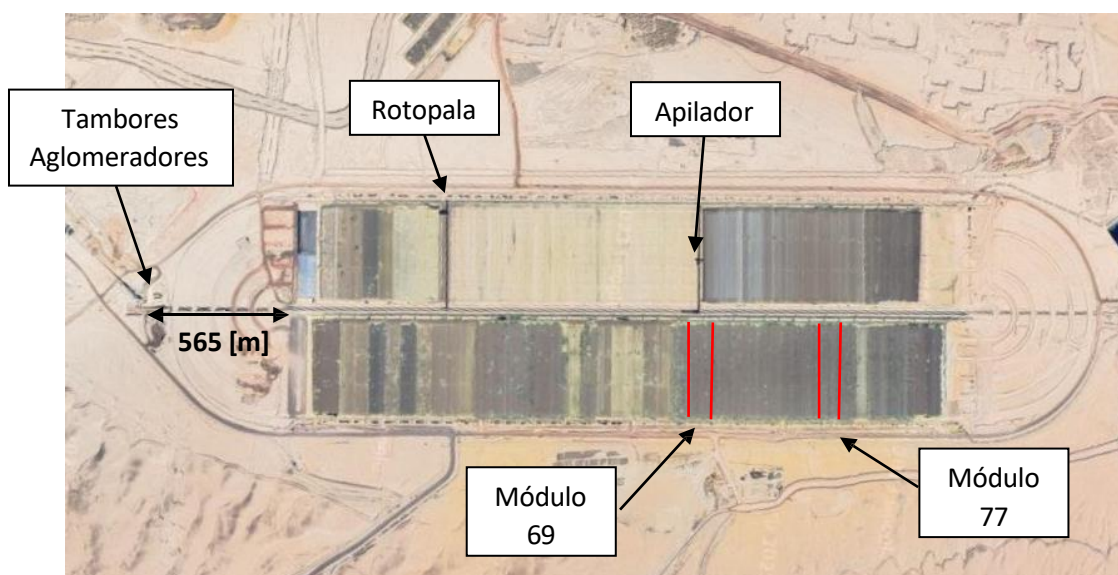


Figura 31. Pilas de Lixiviación minera Antucoya. Fuente: (Google Earth, 2023).

A continuación, la Tabla 19 muestra un resumen de las condiciones de la prueba realizada.

Tabla 18. Resumen información prueba industrial.

Módulo	Franja evaluada	Inicio apilado	Término apilado	Rendimiento chancado [tph]	Ácido	Agua
69-28	3ra (50-75%)	04-jul 3:20:00	07-jul 23:15:00	5.500	Modelo	Calculada
77-28	2da (25-50%)	12-jul 7:30:00	13-jul 4:20:00	5.500	Modelo	Calculada

La alimentación en planta queda registrada en el sistema en línea por medio de la plataforma Jigsaw, donde es posible extraer la UGM alimentada camión a camión. A través de esta herramienta, y mediante la asignación de una dosificación de agua propia de cada UGM, se determinó una dosis a partir de la ponderación de las UGM alimentadas en un período de una hora. Ésta fue informada al operador de sala de control de turno para proceder con el cambio del dato en línea, todo esto cada una hora, durante el proceso de apilamiento de la franja asignada para la prueba industrial.

7. Resultados

7.1. Pruebas de densidad aparente

7.1.1. Dosificación en base a UGM puras.

Utilizando el procedimiento correspondiente a las pruebas de barrido de agua, se determinó una curva característica para cada UGM, según se observa en las Figuras 32 – 34 mostradas a continuación.

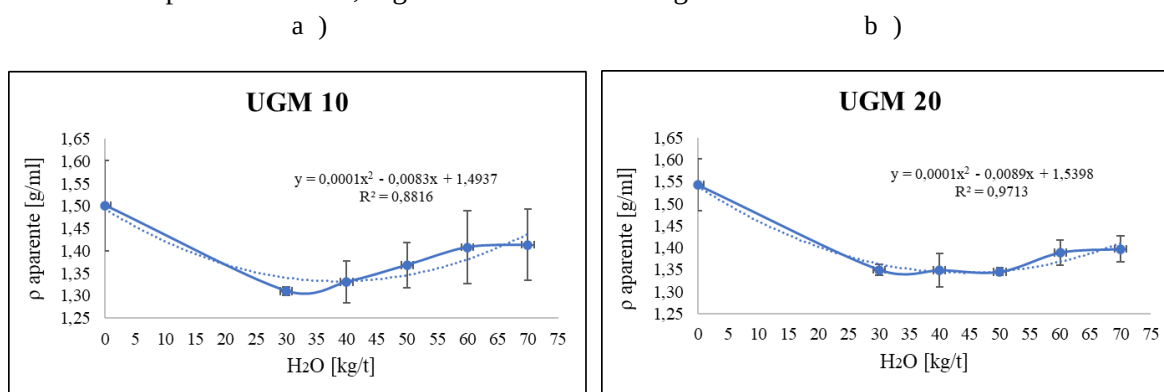


Figura 32. Curva característica. a) UGM 10. b) UGM 20.

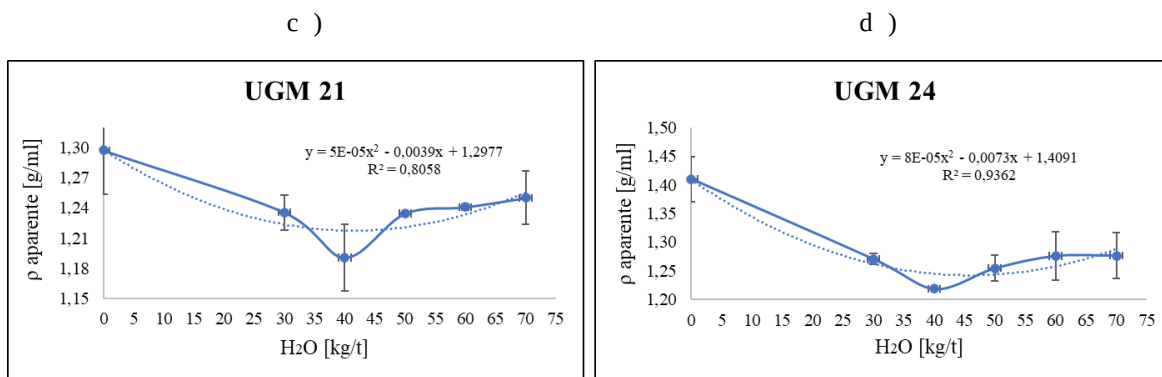


Figura 33. Curva característica. c) UGM 21. d) UGM 24.

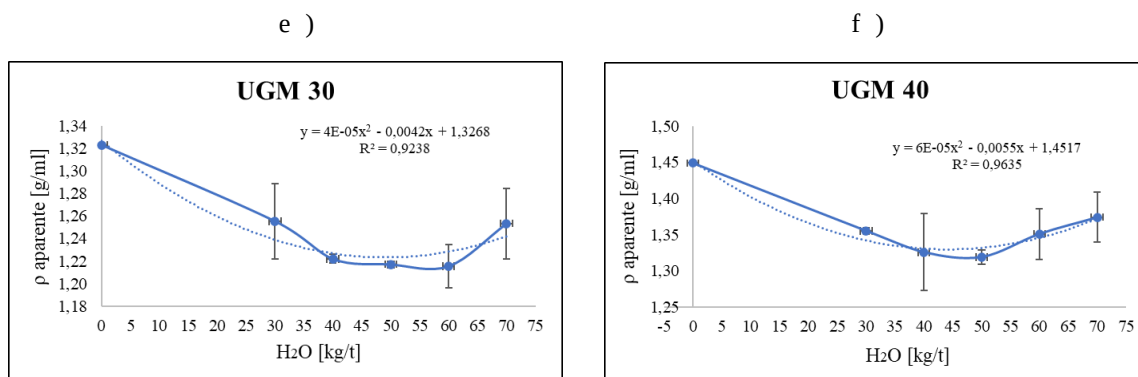


Figura 34. Curva característica. e) UGM 30. f) UGM 40.

La dosificación para cada UGM puede obtenerse de manera gráfica (hallando visualmente el punto mínimo de la curva) o calculada. En este caso, los datos experimentales se ajustaron a un polinomio de segundo orden, luego, tras utilizar la herramienta Solver de Excel minimizando la densidad aparente del aglomerado, se hallaron las dosificaciones de agua de mar que requiere el mineral según el supuesto de las pruebas de barrido de agua.

De las figuras se observa que, si bien existe un único punto de inflexión, las curvas muestran que el comportamiento del mineral dentro de un rango es similar, en términos de densidad aparente. Por esto, se definió un rango de ± 2 [kg/t] en que el glómero puede considerarse como óptimo. No obstante, para efectos de seguridad operacional, y dado el fundamento y propósito del proceso de aglomeración, se determina que la dosificación óptima para cada muestra de mineral, en que el glómero aumenta su calidad, correspondería al punto de inflexión $+2$ [kg/t].

A continuación, se obtuvieron los siguientes resultados de las pruebas de densidad aparente:

Tabla 19. Resumen pruebas de densidad aparente UGM puras.

	UGM 10	UGM 20	UGM 21	UGM 24	UGM 30	UGM 40
H2O [kg/t]						
(Solver)	41	44	44	46	52	47
+ 2 [kg/t]	43	46	46	48	54	49
R²	0,882	0,971	0,806	0,936	0,993	0,979

Se observa que, para los óxidos, excluyendo la UGM 10, los resultados indican que requieren de una

dosificación de agua mayor que en el caso de los sulfatos (UGM 20, 21 y 24), sin embargo, el coeficiente de determinación tanto para la UGM 10 como para la UGM 21 se encuentra por debajo de un 90% (88,2% y 80,6% respectivamente), un valor significativo considerando que un leve desplazamiento de la curva puede conllevar a cambiar la dosificación óptima requerida por el mineral evaluado.

7.1.2. Determinación de la dosificación en base a conjunto de pruebas para mezclas de UGM

Se determinó una curva característica para cada una de las 92 muestras en evaluación, con el fin de trazar la relación de la predominancia de distintas UGM en la alimentación y la dosificación de agua de mar en la aglomeración. La Figura 35 recopila cada una de las dosificaciones óptimas halladas para las 92 muestras.

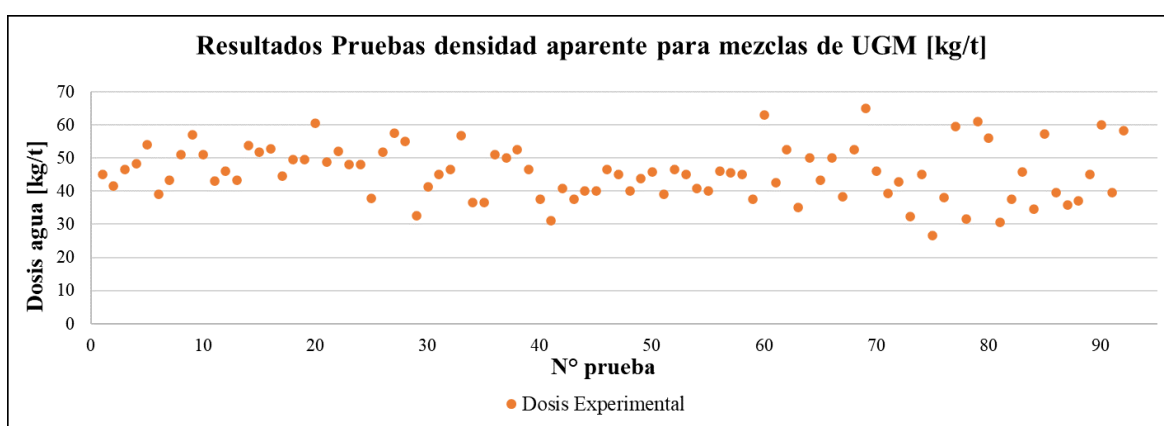


Figura 35. Resultados Experimentales para recreación de módulos industriales. Pruebas de densidad aparente.

Con el objetivo de recolectar datos válidos de las pruebas realizadas y evitar una distorsión del análisis, hay que identificar la presencia de valores atípicos (outliers), para posteriormente tomar la decisión de considerarlos o descartarlos. Si bien cada punto hallado corresponde a una dosificación característica de un mineral determinado, y en cada prueba realizada, la caracterización química y mineralógica es variable entre sí, el rango de operación no debiese ser tan extenso. Lo anterior se debe a que las mezclas evaluadas se encuentran bajo un criterio de alimentación previamente estudiado para evitar cambios de comportamiento repentinos durante su estadía en las pilas de lixiviación, brindando estabilidad al mineral alimentado. De esta manera, dosificaciones bajo los 30 [kg/t] o sobre 70 [kg/t], por ejemplo, pueden ser indicios de información experimental errónea.

Tras realizar un análisis estadístico de caja y bigotes, se determinó que no existe presencia de datos atípicos, pues todos los datos se encuentran dentro del rango entre la frontera superior e inferior, delimitada por el rango intercuartil (IQR), que indica el rango entre el primer y tercer cuartil de los datos ($Q_3 - Q_1$), siendo la frontera superior, $Q_3 + 1,5 \cdot IQR$ y la frontera inferior, $Q_1 - 1,5 \cdot IQR$. Sin embargo, de la Figura 36 se observa que el 50% de los datos se encuentran concentrados en un rango de 40 [kg/t] a 51 [kg/t] aproximadamente. Además, el 25% de información por debajo de los 40 [kg/t] posee mayor variabilidad que los datos pertenecientes al 25 % por sobre los 51 [kg/t].

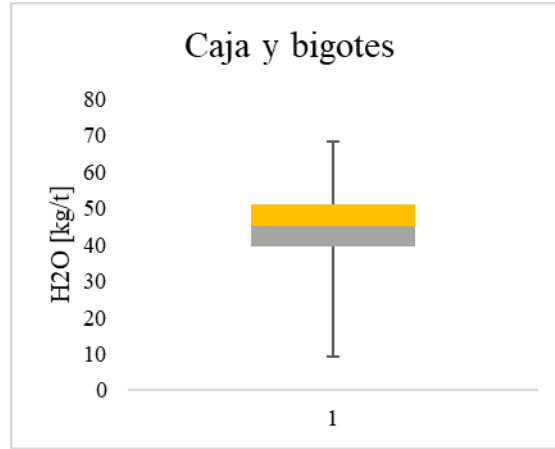


Figura 36. Determinación de datos atípicos con gráfico de caja y bigotes.

De los datos recolectados, se obtiene una media de 45,6 [kg/t] y una mediana de 45 [kg/t].

7.1.3. Caracterización para la dosificación de agua de mar de los datos experimentales

Con el fin de obtener una relación empírica o caracterización de la dosificación de agua de mar en el proceso de aglomerado, en base a la información experimental, se asume una relación lineal bajo el supuesto de aditividad, pues el proceso de aglomeración húmeda se traduce principalmente en un efecto físico, como debido a su proporción de finos. No obstante, se reitera la variable UGM como principal parámetro para la dosificación pues el modelo Antucoya se basa en el modelo de ganga en que su caracterización física como la competencia de la roca es abarcada por el modelo de unidades geometalúrgicas, e históricamente el perfil granulométrico en planta ha mostrado un comportamiento estable.

- **Primer caso:**

Se espera que la ponderación de las dosificaciones obtenidas para cada UGM individual, pueda predecir la dosificación de la mezcla de UGMs, de acuerdo con su proporción másica.

$$Dosis\ H_2O\ \left[\frac{kg}{t}\right]\ (caso\ 1) = \%UGM_{10} \cdot 43\ \left[\frac{kg}{t}\right] + \%UGM_{20} \cdot 46\ \left[\frac{kg}{t}\right] + \%UGM_{21} \cdot 46\ \left[\frac{kg}{t}\right] + \\ \%UGM_{24} \cdot 48\ \left[\frac{kg}{t}\right] + \%UGM_{30} \cdot 54\ \left[\frac{kg}{t}\right] + \%UGM_{40} \cdot 49\ \left[\frac{kg}{t}\right] \quad (17)$$

Con los datos obtenidos de la sección 7.1.1. para cada UGM, se realiza una comparación de los datos experimentales vs una dosificación calculada a partir de la ponderación de mineral, como se muestra en la Figura 37.

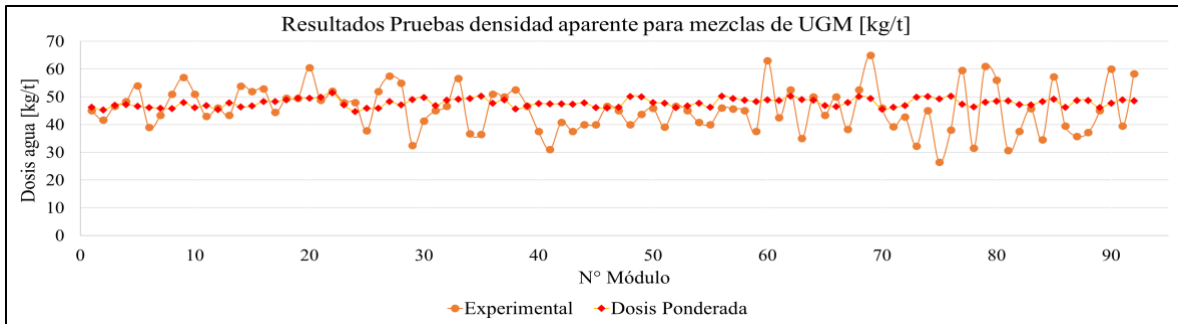


Figura 37. Ajuste por ponderación de dosificaciones de mineral puro

El error cuadrático medio (ECM) entre la información experimental y los datos obtenidos a partir de la ponderación de una dosificación característica por UGM es de 70,9. Este valor indica que utilizar este método de predicción no corresponde a un buen ajuste, ya que, cuanto más se acerquen los valores previstos a los reales, menor será el ECM (Automate Excel, 2022) (valor 0 corresponde a un ajuste perfecto). Si, además, se revisa la desviación estándar de los errores punto a punto de cada dato, los valores experimentales poseen una desviación de 8,16. Esto se debe a que el ajuste se basa en el cálculo de las dosificaciones de agua según la proporción másica de las muestras y las dosificaciones halladas para las UGMs puras, lo cual limita el rango de operación desde los 43 [kg/t] hasta los 54 [kg/t] de agua de mar.

- **Segundo caso:**

En segundo caso, respetando el supuesto de aditividad, se evaluó el uso de un factor como pendiente (f) aplicado al caso anterior, obteniéndose una relación con la siguiente forma:

$$Dosis\ H_2O\ \left[\frac{kg}{t}\right]\ (caso\ 2) = f \cdot \left(Dosis\ H_2O\ \left[\frac{kg}{t}\right]\ (caso\ 1)\right) \quad (18)$$

El factor f se obtuvo de la minimización de la sumatoria de los errores cuadráticos entre los datos experimentales y la nueva dosificación predictiva, obteniendo un factor de 1,02. En la Figura 38 se observa el resultado de aplicar el factor:

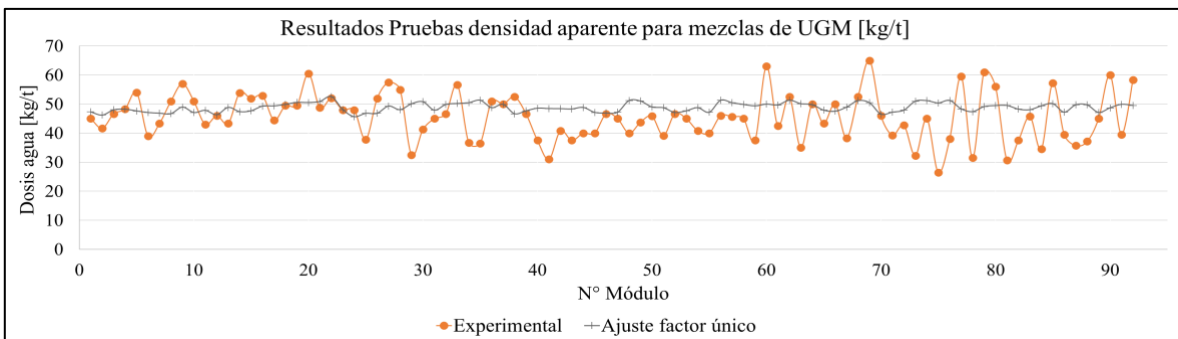


Figura 38. Ajuste por ponderación de dosificaciones de mineral puro con aplicación de factor.

Este caso no mejora la sensibilidad respecto al anterior, pues, solo desplaza la curva. El ECM obtenido fue de 76,7 con una desviación estándar de 8,11. Si bien, la desviación estándar de los errores es levemente menor, el error cuadrático aumenta, y, por ende, se descarta como alternativa para predecir la dosificación de agua de mar añadida en el proceso de aglomerado.

- **Tercer caso:**

Si bien un modelo predictivo como el caso anterior no es lo suficientemente exacto, se desea evaluar el mismo ajuste, pero esta vez considerando coeficientes simples en el mismo polinomio de 1er orden. La finalidad es ajustar las dosificaciones puras anteriormente halladas y buscar una mejor representación de la información experimental, sin que los coeficientes que acompañan a la predominancia de cada UGM posean una interpretación física. De esto se obtiene la siguiente relación:

$$Dosis\ H_2O\ \left[\frac{kg}{t}\right] (caso\ 3) = a \cdot \%UGM_{10} \cdot 43\ \left[\frac{kg}{t}\right] + b \cdot \%UGM_{20} \cdot 46\ \left[\frac{kg}{t}\right] + c \cdot \%UGM_{21} \cdot 46\ \left[\frac{kg}{t}\right] + d \cdot \%UGM_{24} \cdot 48\ \left[\frac{kg}{t}\right] + e \cdot \%UGM_{30} \cdot 54\ \left[\frac{kg}{t}\right] + f \cdot \%UGM_{40} \cdot 49\ \left[\frac{kg}{t}\right] \quad (19)$$

Minimizando el error cuadrático total, obtenido de la sumatoria de errores cuadráticos de todos los puntos evaluados (experimental – predictivo), se obtienen los resultados mostrados en la Figura 39.

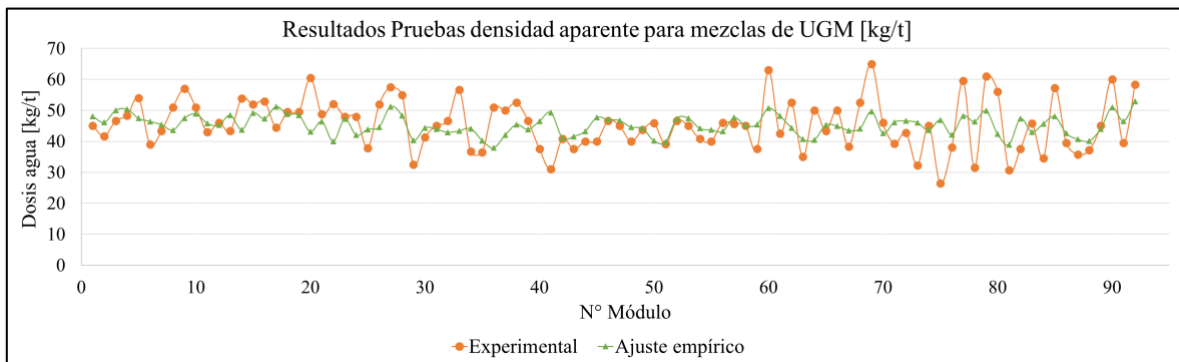


Figura 39. Ajuste lineal de coeficientes simples.

Para este caso, los coeficientes hallados que mejor se ajustan a la información experimental corresponden a:

Tabla 20. Coeficientes simples, ajuste lineal pruebas de densidad aparente.

Coeficientes Simples Ajuste Lineal	
a	0,87
b	1,29
c	0,89
d	0,01
e	0,65
f	1,09

De los coeficientes se puede observar que el coeficiente “d” dio como resultado un valor cercano a 0, lo cual provoca que se anule la presencia de la UGM 24 para la sensibilidad del cálculo de la dosificación de agua.

Por ende, la caracterización se puede apreciar como:

$$Dosis\ H_2O\ \left[\frac{kg}{t}\right] = 37,4 \cdot \%UGM_{10} + 59,3 \cdot \%UGM_{20} + 40,9 \cdot \%UGM_{21} + 0,5 \cdot \%UGM_{24} + 35,1 \cdot \%UGM_{30} + 53,4 \cdot \%UGM_{40} \quad (20)$$

Al aplicar los coeficientes ajustados, se obtiene un error cuadrático medio de 55,9, valor igualmente considerado alto pero menor que el primer y segundo caso propuesto. Por ende, el caso 3 se considera como mejor ajuste.

Si bien, visible y numéricamente la tercera caracterización representa un mejor ajuste al tener un menor ECM y mejora la sensibilidad según los resultados experimentales, esta opción se descartó por criterio operacional, ya que existen puntos donde la dosificación tiene una tendencia completamente opuesta, marcando hasta 15 [kg/t] de diferencia. Además, considerando que los óxidos pueden ser alimentados a planta en proporción pura, como es el caso de la UGM 30, significaría dosificar en los tambores aglomeradores una dosis de 35 [kg/t] versus los 54 [kg/t] que indican las pruebas experimentales, lo cual está fuera de rango.

Por esto, para la segunda parte experimental, que incluye la implementación de la nueva dosis en columnas de lixiviación, se seleccionó el primer ajuste, basado en una ponderación de dosificaciones puras de acuerdo con la proporción de UGM que ingresa a planta. Este caso es amigable con el proceso, en cuanto a la sensibilidad de su respuesta, al limitar su rango de operación desde 43 a 54 [kg/t]. Se requieren menos recursos, tiempo y mano de obra para reajustar las dosificaciones en caso de presentarse un cambio en el mineral, a medida que avanza la explotación en la mina.

En la Figura 40, la línea azul indica la dosis de agua de mar que ha sido añadida en planta para los distintos módulos apilados en el proceso de lixiviación (abscisa), y la línea naranja corresponde a la dosis de agua calculada mediante el ajuste del caso 1.

Como se puede observar, a partir del módulo 16-26 apilado en diciembre del año 2022 (desde línea roja), el mineral ha presentado una tendencia a disminuir su requerimiento de agua. En este nuevo período, si bien las pruebas experimentales no reflejan las mismas características químicas o mineralógicas de los módulos, al tratarse de reconstrucciones de estos, el mineral utilizado es reciente, así como el mineral utilizado para cargar los módulos que han requerido menor dosis de agua. Por otro lado, los puntos rojos reflejan algunas pruebas de densidad aparente realizadas por planta piloto con mineral representativo de los módulos evaluados (mineral desde torre de muestreo), y se puede apreciar una mayor similitud con respecto a la cantidad de agua añadida industrialmente previo a la línea roja (previo a diciembre 2022). Esto respalda al ajuste del caso 1 como favorable, pues permite actualizar el requerimiento de agua del mineral en un menor tiempo frente situaciones donde el comportamiento del mineral en planta sufra cambios.

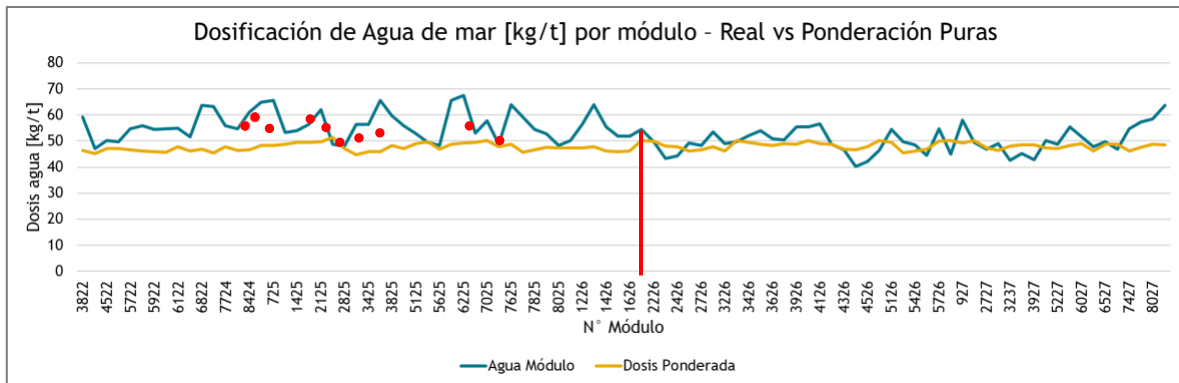


Figura 40. Dosificación histórica ene 2022 - abr 2023.

Por otro lado, como estas dosificaciones a nivel planta contabilizan el total de agua durante el apilamiento de los módulos, se realizó una limpieza en el detalle hora a hora de la información, eliminando las horas en que el contenido de nitrato superase el límite permitido y períodos en que la dosis se encontrase fuera del rango 40 – 70 [kg/t].

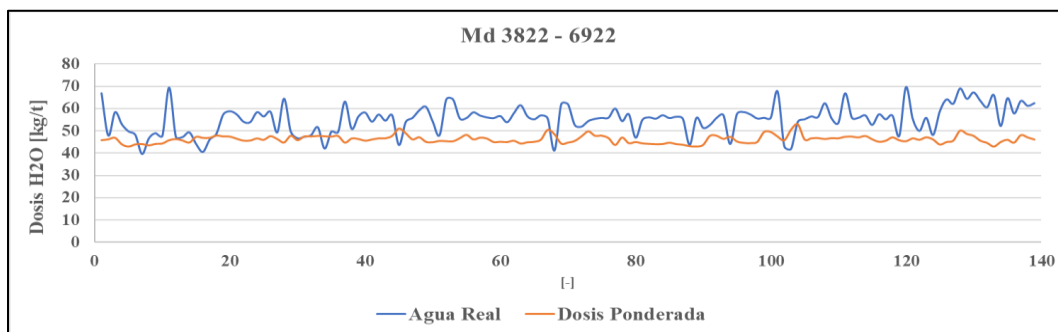


Figura 41. Dosificación de agua de mar histórica en aglomeración Módulos 3822 - 6922.

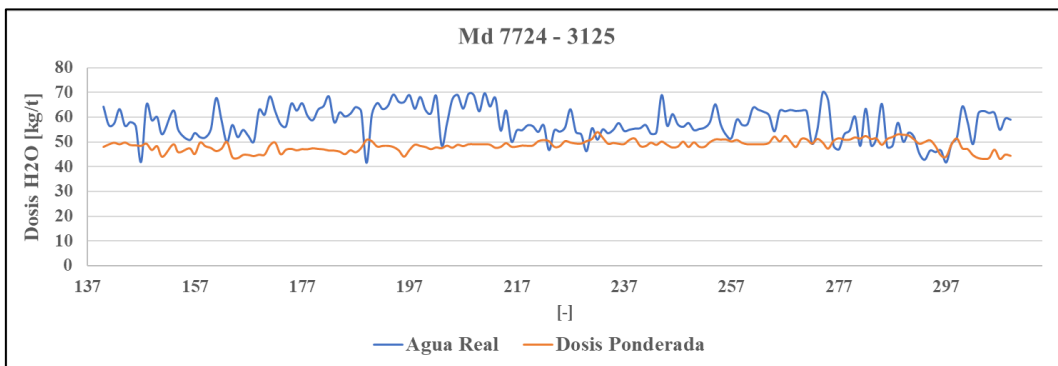


Figura 42. Dosificación de agua de mar histórica en aglomeración. Módulos 7724 – 3125.

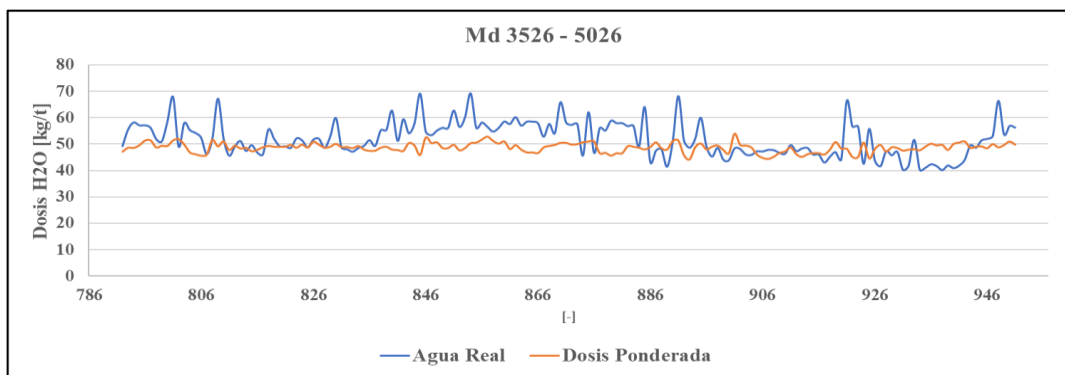


Figura 43. Dosificación de agua de mar histórica en aglomeración. Módulos 3526 – 5026.

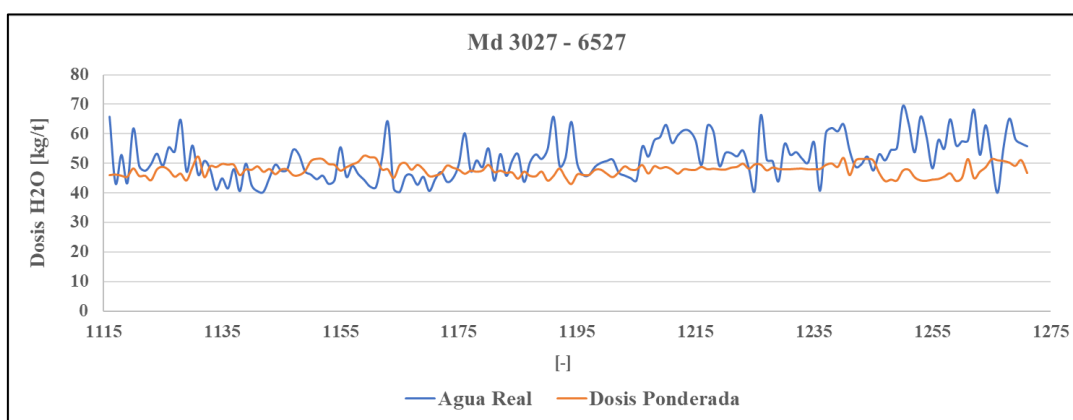


Figura 44. Dosificación de agua de mar histórica en aglomeración Módulos 3027 - 6527.

Tras esto, nuevamente se mantiene la tendencia de la gráfica anterior, en que para los módulos más recientes (Figuras 41 – 44) hay una mayor similitud con las pruebas experimentales, en comparación con los módulos apilados antes de diciembre del año 2022. De la reciente información, suponiendo que esta nueva disminución en la dosis, según la recomendación del operador, se encuentra ligada a un factor de escalamiento operacional en relación con las pruebas industriales, se estima que para llegar a aplicar la caracterización industrialmente hay una diferencia de un 13%.

7.2. Pruebas de lixiviación en columnas

Como se describe en el desarrollo experimental, las pruebas de lixiviación en columnas consistieron en 4 experimentos evaluando 3 condiciones de aglomeración, variando únicamente la dosificación de agua de mar. Para comprender el efecto tanto físico como químico de las pruebas realizadas, se analizarán los resultados para 3 casos, cinética de extracción, recuperación de cobre y compactación del lecho de mineral en cada columna. Para ello, se consideró el siguiente análisis químico del ripio.

Tabla 21. Análisis químico Ripio pruebas exploratorias.

Ripio	CuT	CuS (H+)	CuS (H2O)	FeT	FeS
	%	%	%	%	%
Col 1 – M	0,075	0,031	0,014	3,07	0,30
Col 2 – M	0,065	0,023	0,008	3,10	0,33
Col 3 – M	0,069	0,025	0,014	3,18	0,34
Col 4 – M	0,061	0,019	0,005	3,02	0,36
Col 5 – M	0,063	0,019	0,002	3,21	0,34
Col 6 – M	0,061	0,018	0,010	3,12	0,87
Col 7 – M	0,076	0,033	0,021	2,95	0,55
Col 8 – M	0,070	0,026	0,004	2,96	0,58
Col 9 – M	0,069	0,029	0,003	3,10	0,50
Col 10 – M	0,088	0,038	0,005	2,76	0,35
Col 11 – M	0,079	0,027	0,007	2,90	0,35
Col 12 – M	0,084	0,029	0,002	2,87	0,38

Si bien la razón de lixiviación que se alcanza en condiciones industriales corresponde a 1,84 [m³/t], los resultados mostrados a continuación son aquellos alcanzados para una RL de 1,69 [m³/t], debido a que experimentalmente fue la menor RL alcanzada, y de esta manera, se realizó una comparación en igualdad de condiciones entre pruebas experimentales.

7.2.1. Recuperación

La mayor preocupación, en términos industriales, era el efecto en la recuperación al variar la dosificación de agua en la aglomeración. La recuperación puede obtenerse de 3 maneras: cabeza-solución, cabeza-ripio y ripio-solución. Para efectos de este estudio, la primera recuperación fue importante, pues, permitió observar el comportamiento de la recuperación de cobre mientras las columnas se encontraban en beneficio, ya que durante el ciclo de lixiviación no se conocía el estado del ripio.

La recuperación de cobre cabeza-ripio, corresponde a la recuperación de cobre global, la cual considera el cobre inicial en el mineral y el cobre remanente del ripio al final del proceso de lixiviación. En caso de minera Antucoya, esta información no es comúnmente utilizada pues se necesitaría muestrear una cantidad de ripio por cada módulo lo suficientemente representativa como para poder realizar la comparación de cobre presente en el sistema.

Por último, la recuperación ripio-solución permite corregir la ley de cobre de cabeza, lo que se denomina cabeza calculada, para poder cerrar el balance de masa. Con el cobre recopilado en el PLS y el cobre remanente en el ripio, es posible recalculer el cobre fino inicial presente en el sistema. Como en un principio, el mineral utilizado para cada una de las tres columnas en cada experimento proviene de una misma homogenización. Considerar una misma ley inicial para todas, si bien es posible de suponer, no es exacta, pues conlleva un margen de error asociado a la efectividad de la homogenización, por lo que no se considera determinante en los resultados.

A continuación, se presentan los resultados para cada uno de los experimentos, en términos de

recuperación cabeza-solución.

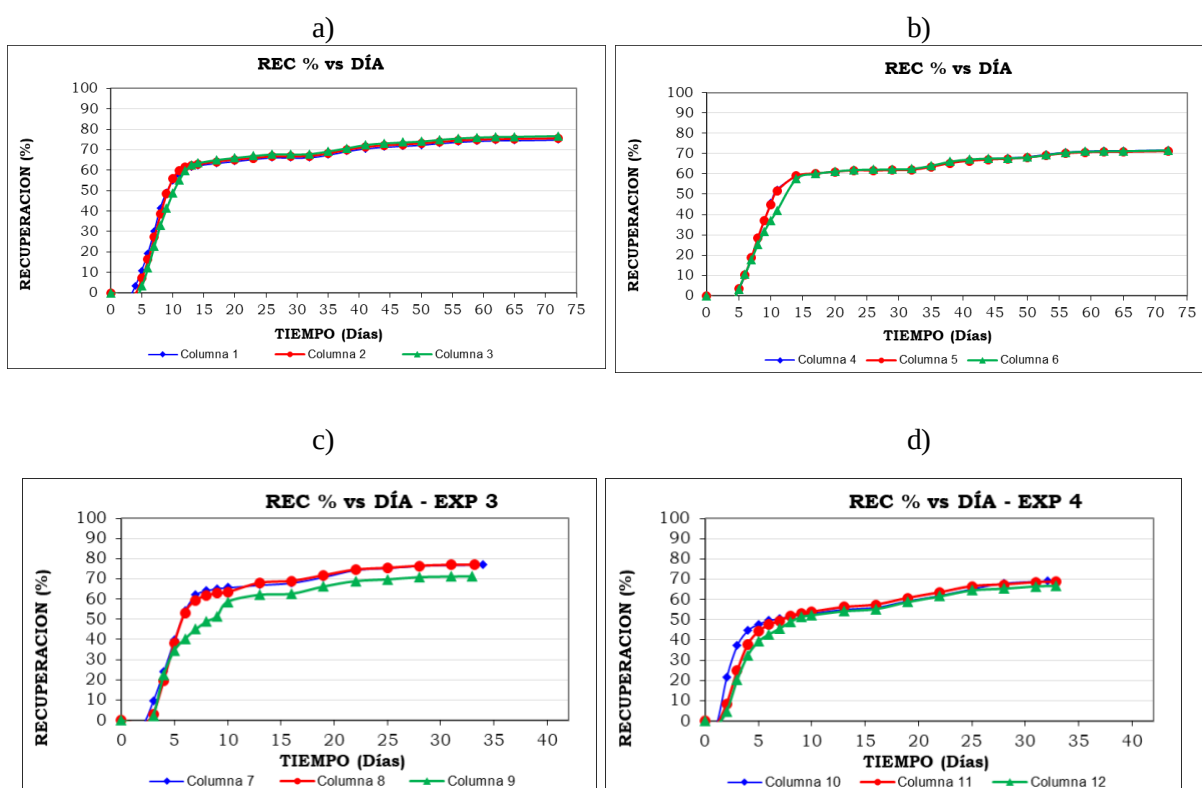


Figura 45. Resultados: Recuperación % Cu, Cabeza-solución. a) Exp1, b) Exp2, c) Exp3, d) Exp4.

Las recuperaciones obtenidas se muestran en la Tabla 23:

Tabla 22. Recuperaciones de % Cu. Resultados.

Recuperación de Cu%			
Nº columna	Cabeza-Solución	Cabeza-Ripio	Ripio-solución
1	74,50	77,80	77,05
2	75,29	80,64	79,55
3	76,42	79,29	78,68
4	71,31	82,68	80,36
5	70,76	82,94	80,57
6	71,21	83,07	80,79
7	77,02	78,50	78,17
8	76,89	80,31	79,61
9	71,23	80,47	78,48
10	69,02	74,45	72,98
11	68,60	76,96	74,86
12	66,73	75,77	73,36

De la Tabla 23, tomando en cuenta la recuperación de cobre por ripio-solución, en 3 de los 4 experimentos se obtiene una mayor recuperación en aquella columna aglomerada con una

dosificación calculada a partir del modelo (columna de en medio), a excepción de la experiencia 2, por ende, se puede decir que utilizar una dosis calculada a través del ajuste presentó mejores resultados en comparación con las otras dos columnas. No obstante, la variabilidad entre recuperaciones es mínima, por lo que se concluye que el efecto en recuperación no es significativo (diferencia menor de un 5%), pues esta variación puede estar sujeta a otros factores operacionales, teniendo en cuenta que existen casos en que la diferencia de agua entre columnas es entre 3 a 8 [kg/t] de diferencia.

7.2.2. Cinética de extracción

La cinética de extracción es un parámetro relevante para el análisis, pues permite evaluar el comportamiento de las distintas condiciones de aglomeración en la columna durante el ciclo de lixiviación. A continuación, se presentan los resultados de la cinética de extracción calculada a partir del análisis químico de las soluciones de drenaje.

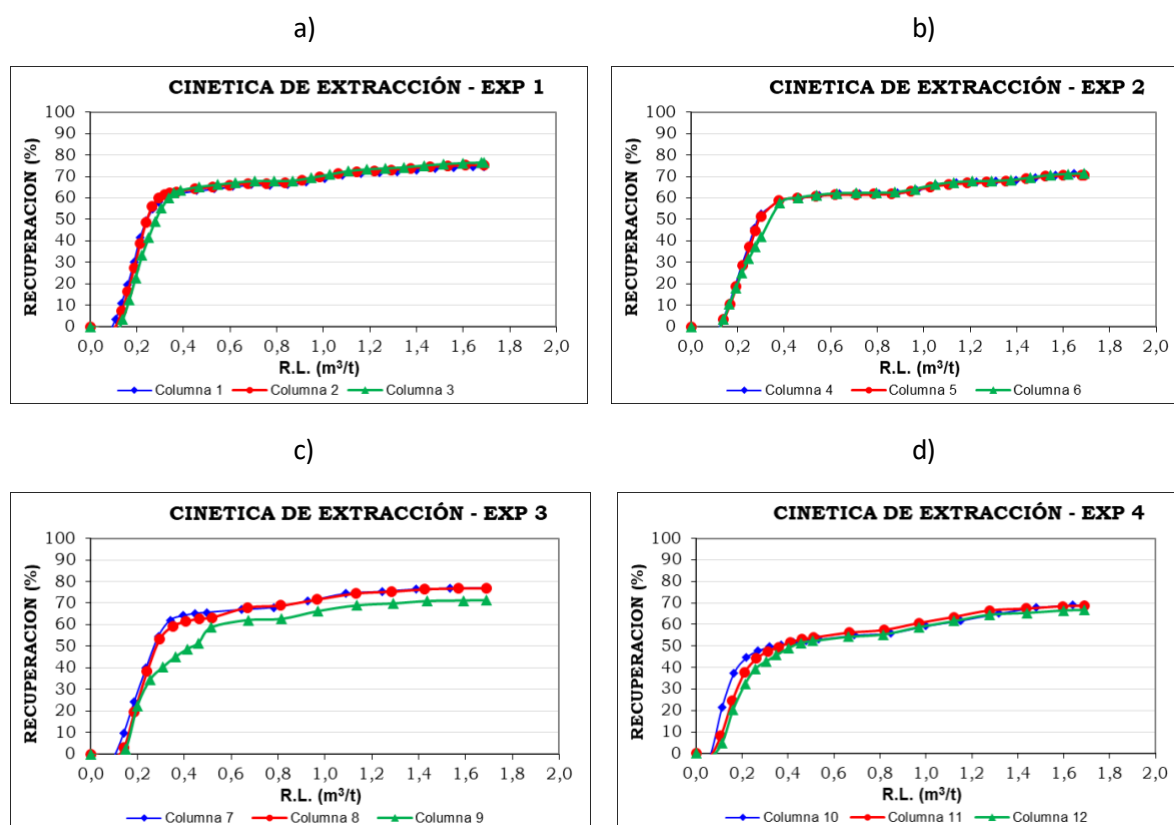


Figura 46. Resultados: Cinética de Extracción. a) Exp1, b) Exp2, c) Exp3, d) Exp4.

De la Figura 46, se observa una clara tendencia entre la disminución de la humedad del aglomerado y disminución de la velocidad de extracción, durante los primeros días del ciclo. No obstante, la disminución en la cinética no presenta un problema, pues al cabo de un par de días, o hasta alcanzar una RL de aproximadamente 0,3 – 0,5 [m³/t], todas las columnas toman el mismo comportamiento. Dado el extenso ciclo de lixiviación, la cinética finalmente no afecta al resultado.

7.2.3. Compactación

El continuo control de la compactación del lecho permite verificar el comportamiento que tendrá el mineral durante los días de riego, especialmente los iniciales. La compactación del mineral no solo depende de la aglomeración, sino que también del apilado, por lo que el método de carguío cumple un rol importante para evitar que los resultados se vean alterados por la segregación debido a la deformación de los glómeros durante el carguío de columnas. Luego, una mayor compactación puede indicar una mayor segregación de finos, ya sea por un glómero muy seco o muy húmedo, lo que posteriormente podría generar canalizaciones de las soluciones lixiviantes por la disminución en la permeabilidad del lecho. En el caso de las columnas de lixiviación, las canalizaciones no son un problema, pues se trata de condiciones ideales que, por las dimensiones de las mismas, no son perceptibles. Sin embargo, si bien las canalizaciones en columnas no son detectables, el nivel de compactación registrado entrega un antecedente importante conocer cómo se comportaría el mineral en mismas condiciones de aglomeración a escala industrial y sus posibles afectaciones.

A continuación, se presentan los resultados en la Figura 47:

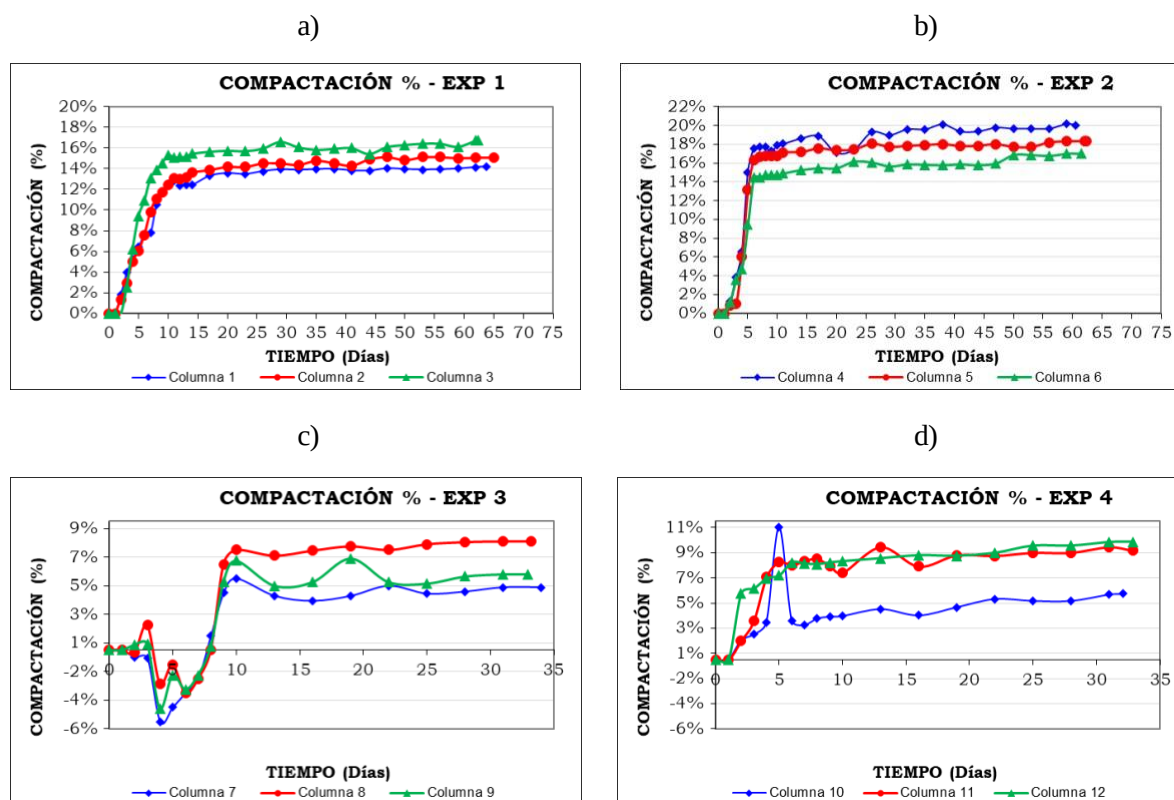


Figura 47. Resultados: Compactación de mineral. a) Exp1, b) Exp2, c) Exp3, d) Exp4.

En esta parte del estudio, el análisis se centró preferentemente en los experimentos a dimensiones industriales de 4 metros, es decir, las experiencias 1 y 2. De la figura 47 a), se observa que a medida que el glómero cargado fue más seco, su nivel de compactación fue mayor, en comparación con las columnas con mayor dosificación de agua. Por otro lado, en la experiencia n°2, se presentó el efecto contrario, pues a medida que la dosis de agua de mar en el aglomerado aumentaba, también lo hacía su nivel de compactación. Una explicación para este fenómeno es que justamente el mineral utilizado

para la segunda experiencia poseía una alta razón de solubilidad en agua en comparación con el experimento n°1, con un 41,7% y 8,4% respectivamente. El hecho de que la columna con mayor cantidad de agua, en el segundo experimento, se asiente en mayor proporción, conversa con lo esperado por la posible pérdida de mineral por los drenajes.

Finalmente, la Tabla 24 presenta un resumen de los resultados para cada uno de los experimentos.

Tabla 23. Resumen resultados pruebas exploratorias.

N° Exp	N° Columna	Ley Cu inicial %	Ley Cu calculada %	Dosis H2O [kg/t]	RL alcanzada [ton/m3]	Rec Cu % (R-S)	Compactación %
1	1	0,339	0,328	50,7	1,69	77,05	13,7
	2	0,339	0,321	47,3	1,69	79,55	14,6
	3	0,339	0,330	42,3	1,69	78,68	15,9
2	4	0,369	0,325	49,2	1,69	80,36	19,0
	5	0,369	0,324	46,6	1,69	80,57	17,6
	6	0,369	0,325	41,6	1,69	80,79	16,2
3	7	0,358	0,353	54,6	1,69	78,17	2,0
	8	0,358	0,346	46,8	1,69	79,61	3,5
	9	0,358	0,325	41,8	1,69	78,48	2,4
4	10	0,350	0,331	56,3	1,69	72,98	2,5
	11	0,350	0,321	48,9	1,69	74,86	4,0
	12	0,350	0,318	43,9	1,69	73,36	4,6

7.3. Prueba Industrial

A continuación, en la Tabla 25, se presenta una planilla completada por personal de operaciones durante la prueba industrial. Dicha Tabla, incluye la categorización del glómero formado en los tambores con una dosificación calculada a través del ajuste hallado, en la cual el operador iba registrando cómo se comportó el glómero con la nueva dosis.

Tabla 24. Control Operacional prueba industrial.

Módulo	Hora pronóstico	Hora real	Prueba del Guante	Comentarios (operador)	Densidad Aparente		Traspasos
					Peso [g]	V [ml]	
69-28	10:00	11:25	3	Bueno	7550	4375	s/obstrucción
	11:00	12:23	1	Húmedo	7800	4375	s/obstrucción
	12:00	13:35	1	Húmedo	8400	4375	s/obstrucción
	13:00	15:35	1	Seco	7100	4375	s/obstrucción
	14:00	16:25	1	Seco	7200	4375	s/obstrucción
	15:00	17:35	2	Bueno	7560	4375	s/obstrucción
77-28	10:00	13:57	2	Húmedo	6900	4375	s/obstrucción
	11:00	14:43	3	Bueno	7200	4375	s/obstrucción

12:00	15:59	3	Bueno	7300	4375	s/obstrucción
13:00	18:45	3	Bueno	7200	4375	acumulación

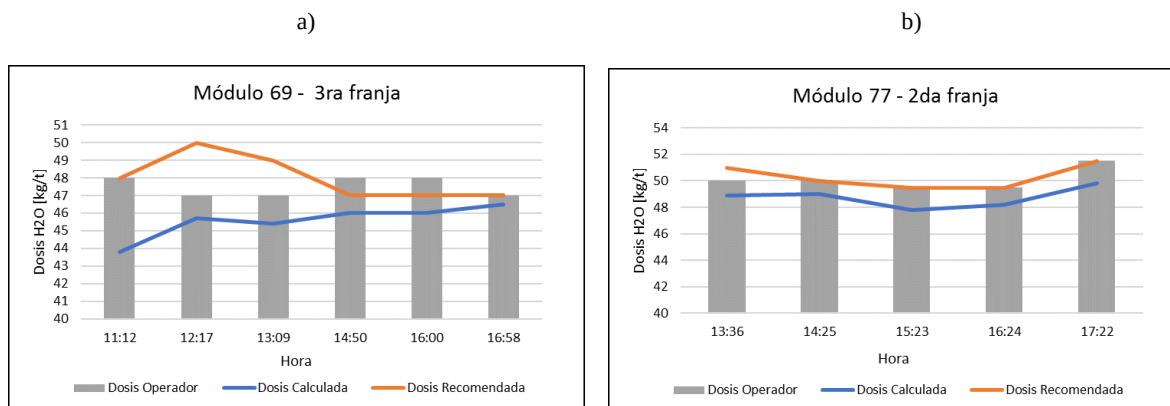


Figura 48. Resultados prueba industrial. a) Módulo 69. b) Módulo 77.

En esta parte del estudio, se buscó evaluar la calidad del glómero conformado a través de la dosificación predicha por el modelo según el ojo del operador. Para ello, al igual que el modelo de ácido, la dosis es calculada según el mineral alimentado durante la hora anterior (tiempo de residencia aproximado).

En la Figura 48, la línea azul corresponde a la dosis de agua calculada con la caracterización para el mineral que ingresó durante la hora anterior, y la línea naranja corresponde a la dosis entregada a operador de sala de control para efectuar el cambio de la dosis en el sistema. Tras realizar el cambio de la dosis, los operadores tuvieron la instrucción de evaluar el glómero que estuvo siendo apilado en ese horario utilizando su criterio de evaluación del glómero con la prueba del guante, lo cual corresponde a las barras grises.

Al observar la Figura 48, se aprecia que la segunda prueba tuvo un comportamiento más estable respecto con el factor de escalamiento, que cumpliera con una calidad del glómero adecuada según la evaluación del operador, a diferencia del primer caso en que se trató de una prueba exploratoria para hallar este factor. De esto, se obtuvo un factor de escalamiento alrededor de 2 a 4%, a diferencia del 13% supuesto según el estudio de los datos históricos versus la información experimental. Si bien no es posible extrapolar fielmente el comportamiento de la dosificación a través del modelo a nivel planta con dos pruebas, la aplicabilidad de la caracterización permite entregar el antecedente para continuar aplicando el modelo antes de introducirlo en el sistema en línea.

Por otro lado, en el primer punto de la Figura 48a), se respalda la necesidad de incluir la determinación de una dosis óptima de agua de mar para cada UGM pura, proveniente de las distintas fases de la mina. Esto se debe a que el mineral alimentado predominante fue la UGM 10, la cual requiere de una dosis añadida experimental de 43 [kg/t], y al haber aplicado un factor de escalamiento de un 4 o 5%, hubiese sido catalogado como un glómero seco según el ojo del operador.

7.4. Ahorro o pérdida en utilización de modelo

Si bien los resultados de las pruebas de lixiviación en columnas parecen, a simple vista, favorables, se buscó cuantificar el efecto de aplicar la nueva dosis para el año 2024 según la proyección del tipo de mineral que será alimentado, teniendo como antecedente los factores hallados en la prueba industrial.

El consumo específico de agua de mar, para los 92 módulos evaluados en este estudio, fue de 53,3 [kg/t]. En caso de haber aplicado la caracterización a nivel planta, sin un factor de escalamiento, el consumo se hubiese reducido a 47,8 [kg/t], significando un ahorro de poco más de 5 [kg/t]. Teniendo en cuenta el costo unitario de agua de mar presupuestado para minera Antucoya 2023 (2,4 [US\$/m³]) obtenido desde el libro de gestión, el ahorro correspondería a aproximadamente US\$ 111.685.

Por otro lado, para el año 2024, el consumo específico presupuestado es de 57 [kg/t]. De acuerdo con la proyección de mineral alimentado a planta (Figura 49), entregado por el área de Geología, se estima un consumo específico de 49,5 [kg/t]. No obstante, considerando el antecedente de la prueba industrial y aplicando en el mejor de los casos un 4% como factor de escalamiento a nivel planta, el consumo asciende a 51,5 [kg/t], con un ahorro de 5,5 [kg/t]. En otras palabras, se obtendrá un ahorro de alrededor de US\$ 410.097, considerando una planificación de 32 millones de toneladas.

La Figura 49 indica la composición por UGM proyectada de las alimentaciones anuales a planta desde el año 2024 a 2040.

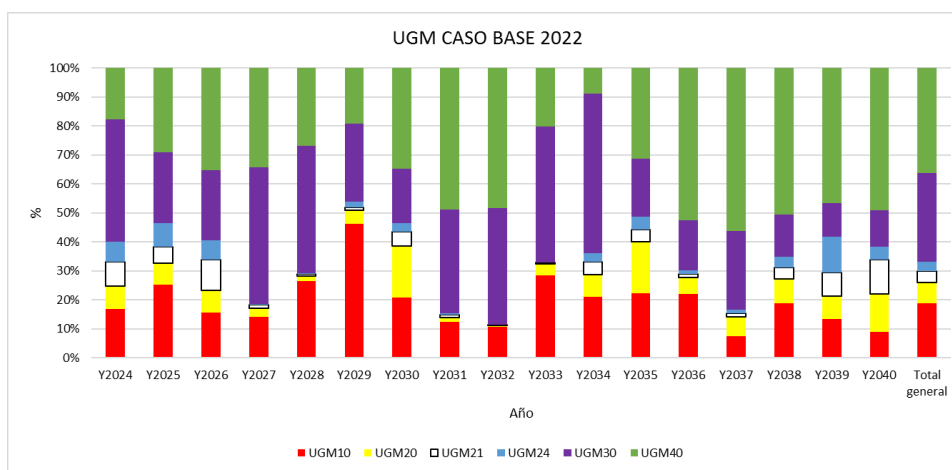


Figura 49. Composición alimentación 2024 - 2040

8. Conclusiones

A partir de los resultados, se concluye que, al calcular la dosificación de agua de mar en la etapa de aglomerado a partir de la caracterización de las UGM, no posee un efecto significativo en términos de recuperación. En cuanto a la cinética, si bien los resultados demuestran una disminución en la velocidad de extracción cuando el glómero posee una menor humedad, para efectos de minera Antucoya y sus condiciones de operación, no afecta en los resultados. Esto se debe a que la diferencia es apreciable aproximadamente durante los primeros 10 a 15 días de su ciclo de lixiviación, de un total de 65 días considerados para el beneficio del mineral. En el caso de la compactación del mineral, considerando los resultados obtenidos en dimensiones planta, se observa que a medida que disminuye la dosis de agua en el aglomerado, el nivel de compactación aumenta. Sin embargo, al evaluar un mineral con alta razón de solubilidad en agua, el efecto se invierte, asentándose más aquel mineral con una mayor dosis añadida en el aglomerado.

Desde el punto de vista de la caracterización, cada muestra evaluada, para la determinación de una dosificación considerada como óptima, posee un error asociado en la lectura del punto de inflexión (menor densidad aparente de la curva). Esto debido a que al tratarse de muestras de una cantidad reducida de mineral (experimentos con muestras de 1 [kg]), y que, además, la lectura del volumen que ocupa el glómero dentro del recipiente consiste en medir una superficie irregular de la masa de material, el punto óptimo puede hallarse en realidad en un rango de valores. Considerar un modelo en base a la dosificación óptima de mezclas de mineral, no solo puede suponer un problema a nivel operacional por un ajuste erróneo en algunos puntos, si no que proporciona ruido en la caracterización, al no tratarse de un método preciso de determinación de una dosis de agua. Es por ello que, se determinó que una caracterización a partir de los minerales puros permite asignar una dosificación de manera más sencilla, bajo un rango de operación acotado, según la caracterización física del mineral. Se trata de una opción que disminuye el tiempo, mano de obra y recursos requeridos para reajustar el modelo, en caso de existir una variación en el mineral alimentado a planta.

Si bien el modelo no se ajusta con exactitud a la dosis de agua que requiere el glómero para maximizar su calidad (glómero óptimo), de acuerdo con los resultados de las pruebas exploratorias en columnas. Aplicarlo significa un ahorro en agua, y se trata de una buena alternativa de predicción, pues no se apreciaron cambios significativos. Además, permite automatizar el proceso sin depender constantemente del operador, lo cual le permite enfocar su atención en otras áreas del proceso.

9. Recomendaciones

Tras analizar los resultados experimentales e identificar tendencias en los datos históricos respecto al mineral alimentado a planta y fases de origen, se recomienda ampliar el estudio para la determinación de la cantidad de agua para cada una de las UGM caracterizadas de cada fase en la mina, esto debido a que no se tiene conocimiento del origen del mineral utilizado en la experiencia de Laboratorio. Además, la UGM 30 proveniente de una fase de mayoritariamente óxidos como la Fase 5, no posee el mismo comportamiento al provenir de las Fases donde hay mayor presencia de sulfatos (Fase 2 y 4). De igual manera, un sulfato proveniente de una Fase 5 de óxidos tiende a comportarse como uno.

Se recomienda, además, la determinación de las dosificaciones óptimas de agua de mar por UGM pura de cada fase, con muestras de mayor tamaño, utilizando un tambor aglomerador piloto. El objetivo es que los resultados sean más representativos a la magnitud del tonelaje procesado en planta pues los experimentos se realizaron con muestras de 1 [kg], y de esta manera, se puede disminuir el ruido en los resultados.

Como siguiente paso, se recomienda implementar el modelo caracterizado, en conjunto con control avanzado en proceso de desarrollo de la empresa, y evaluar su funcionamiento en planta.

10. Referencias

- Antucoya. (2013). Manual de operaciones. Antofagasta.
- Antucoya. (2019). Criterio de alimentación planta. María Elena.
- Automate Excel. (29 de Agosto de 2022). Cómo calcular el error cuadrático medio (ECM). Obtenido de <https://www.automateexcel.com/es/stats/calcular-el-error-cuadratico-medio/>
- Bertoni, J. (2018). Pruebas de lixiviación en columnas de mineral oxidado Doña Elba, Compañía Minera Las Cenizas, Taltal. Concepción: Universidad de Concepción.
- Bizhanov, A., & Chizhikova, V. (2019). Agglomeration in Metallurgy. Moscow: Springer.
- Bouffard, S. C. (2004). Review of Agglomeration Practice and Fundamentals in Heap Leaching. Vancouver: Journal Minerals Processing and Extractive Metallurgy Review.
- Dhawan, N., & Sadegh, M., & Miller, J., & Fosos, M., & Rajamani, R. (2012). Crushed ore agglomeration and its control for heap leach operations. Elsevier, 53-70.
- Domic, M. (2001). Hidrometalurgia: fundamentos, procesos y aplicaciones. Santiago.
- García, P. (2010). Avances en aglomeración y compactación de partículas. Santiago de Compostela: Universidad de Santiago de Compostela - Departamento de Ingeniería Química.
- Google Earth. (Septiembre de 2023). Google Earth. Obtenido de <https://earth.google.com/web/search/Ruta+Minera+Antucoya,+Maria+Elena,+Chile/@-22.61728643,-69.86192506,1660.18550963a,652.67044357d,35y,262.07967406h,0t0r/data=CigiJgokCXgCuWjXTTRAEXYCuWjXTTTAGftDV5juYmRAIYt98PIPw1fA>
- Ibañez, J. P. (2023). Procesos previos de Lixiviación. Chile.
- Labtech Hebro Limitada. (2023). Catálogo de productos. Santiago, Chile.
- Lewandowski, K. A. (2008). Development of experimental procedures to analyze copper agglomerate stability. Minerals & Metallurgical processing, 110 - 116.
- Marín, L. (2007). Aglomerado y curado en el proceso de lixiviación de minerales. Metsolver.com.
- Olivares, H. H. (2013). Lixiviación columnar de minerales mixtos de cobre de baja ley con alto contenido de impurezas proveniente de la minera Hugo Ibarra Zenteno. Valparaíso: Pontificia Universidad Católica de Valparaíso - Facultad de Ingeniería.
- Pfeiffer. (2008). Comparación de dos métodos de campo y uno de laboratorio para la medición de conductividad hidráulica saturada en el suelo. Santiago: Universidad de Chile.

11. Anexos

Anexo A

Procedimientos Experimentales

Antes de realizar cualquier procedimiento experimental, se deberá realizar el análisis de riesgo de la tarea planificada y posteriormente presentar al jefe de Turno de Planta Piloto para su revisión y recepción de firma.

A.1. Procedimiento Experimental muestreo de mineral

Materiales:

- Bolsas plásticas 200 micrones 50 x 70
- Pala
- Plumón permanente
- Carretilla y/o camioneta

Elementos de protección personal:

- Casco de seguridad
- Lentes oscuros
- Respirador
- Filtros mixtos
- Guantes de cabritilla
- Zapatos de seguridad

Procedimiento:

1. Identificar sector de punto de acopio en planta piloto donde se encuentra el mineral y reconocer a que tipo de UGM corresponde cada stock apilado.
2. Con plumón permanente enumerar bolsas plásticas e identificar el tipo de mineral a ser muestreado.
3. Recolectar mineral por todo el contorno del acopio con una pala y cargar bolsas con un peso máximo de 20 [kg].
4. Dependiendo de la cantidad de bolsas muestreadas, transportar con ayuda de una carretilla el mineral hasta galpón de planta piloto para un posterior proceso de preparación mecánica. Si se considera apropiado, solicitar ayuda con el transporte del mineral mediante el uso de una camioneta.

A.2. Procedimiento Experimental Preparación mecánica

El proceso de preparación mecánica se lleva a cabo cuando el mineral a utilizar en pruebas experimentales es recolectado desde el punto de acopio de planta piloto, debido a que el mineral que se encuentra ahí proviene directamente de la mina, por ende, no posee un perfil granulométrico representativo del proceso industrial. Este procedimiento se utilizó para preparar mineral de UGM's puras para pruebas de densidad aparente, con el fin de recrear mezclas de UGM a voluntad con el material disponible.

Materiales:

- Harnero Vibratorio Gilson de 6 bandejas
- Chancador de mandíbula HEBRO (alimentación máxima 4")
- Mallas $\frac{3}{4}$ ", $\frac{1}{2}$ ", base
- Bolsas plásticas 200 micrones 50 x 70
- Plumón permanente
- Balde 20 L (2)
- Embudo o carpeta de caucho para formar cono.

Elementos de protección personal:

- Casco de seguridad
- Lentes de seguridad claros
- Respirador
- Filtros mixtos
- Guantes de cabritilla
- Protectores auditivos/orejeras
- Tapones para oído
- Zapatos de seguridad

Procedimiento:

1. Verificar que los equipos a utilizar se encuentran limpios y operativos.
2. Clasificar mineral previamente muestreado en Harneo Gilson con mallas $\frac{3}{4}$ ", $\frac{1}{2}$ " y base, con el fin de distribuir la masa en cada una de las bandejas.
3. Aquel mineral retenido en malla $\frac{3}{4}$ ", vaciar en balde de 20 L con ayuda de un embudo o cono, y transportar mineral a chancador de mandíbulas, el cual simula un proceso de chancado en planta industrial.
4. Con ayuda de un segundo balde, vaciar mineral retenido en malla $\frac{1}{2}$ " y bandeja base y verter contenido en bolsas plásticas de no más de 20 [kg] como peso máximo.
5. El mineral que atravesó por un proceso de chancado, recolectarlo también en bolsas plásticas, para continuar próximamente por un proceso de homogenización.

A.3. Procedimiento Experimental Homogenización de muestras

Procedimiento utilizado para homogenizar unidades geometalúrgicas puras para pruebas de densidad aparente y en mezclas de módulos utilizados para pruebas de columnas, con el fin de obtener

columnas espejos con idéntica caracterización química, mineralógica y granulometría.

Materiales:

- Bolsas plásticas 200 micrones 50 x 70 (30)
- Plumón permanente
- Balanza 0 – 30 [kg]
- Planilla para registro de pesos
- Divisor rotatorio (Pros Plitter) de 30 tachos

Elementos de protección personal:

- Lentes de seguridad claros
- Respirador
- Filtros mixtos
- Guantes de cabritilla
- Zapatos de seguridad

Procedimiento:

1. Verificar que los equipos a utilizar se encuentran operativos y limpios, para evitar contaminación de la muestra.
2. Cargar tolva de alimentación de divisor rotatorio con mineral deseado.



Figura 50. Tolva de alimentación divisor rotatorio.

3. Encender equipo. Puesta en marcha en el siguiente orden de secuencias: Encender sistema rotatorio de tachos, para verificar que no exista obstrucción en la plataforma giratoria. Encender correa.
4. Continuar alimentación de mineral en la tolva hasta observar que los tachos están por completar su capacidad (4 [kg] aproximadamente).
5. Detener correa. Detener plataforma giratoria.
6. Separar 30 tachos en 6 bolsas plásticas en igual cantidad, y posicionar bolsas en el suelo una

al lado de la otra.

7. Repetir pasos anteriores hasta pasar todo el mineral por el divisor rotatorio y apilar nuevas 6 bolsas verticalmente sobre las anteriores (ver Figura 51).

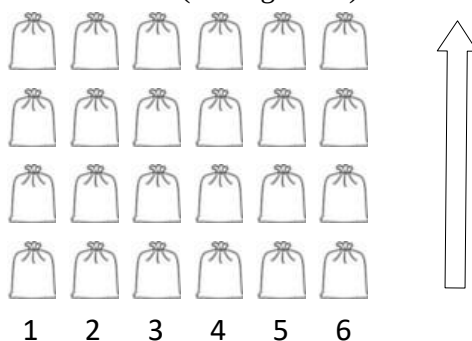


Figura 51. Homogenización. Secuencia de apilamiento de bolsas.

8. Tras pasar todo el mineral por el divisor, comenzar a pasar mineral nuevamente por el equipo mezclando bolsas verticalmente a como fueron apiladas en un comienzo (ver Figura 52), beneficiando una interacción completa de todo el mineral. Se mantiene apilado horizontal de bolsas.

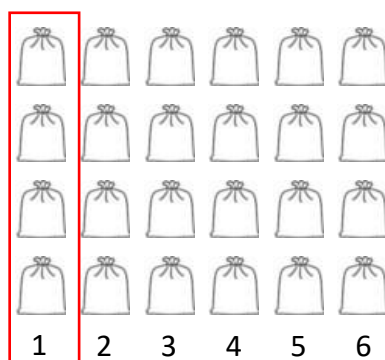


Figura 52. Homogenización. Continuación procedimiento.

9. Repetir procedimiento hasta completar 4 vueltas completas del mineral por el divisor.
10. Enumerar con plumón permanente 30 bolsas de la 1 a la 30.
11. Tras completar 4 vueltas completas del mineral por el equipo, pasar el mineral una quinta vez, con la diferencia de que cada tacho le corresponderá una bolsa diferente de las 30 previamente enumeradas.
12. Finalmente, tras separar en 30 bolsas todo el mineral, pesar cada una de las bolsas en una balanza e identificar peso en la bolsa con marcador y en papel para registrar los datos en el sistema.

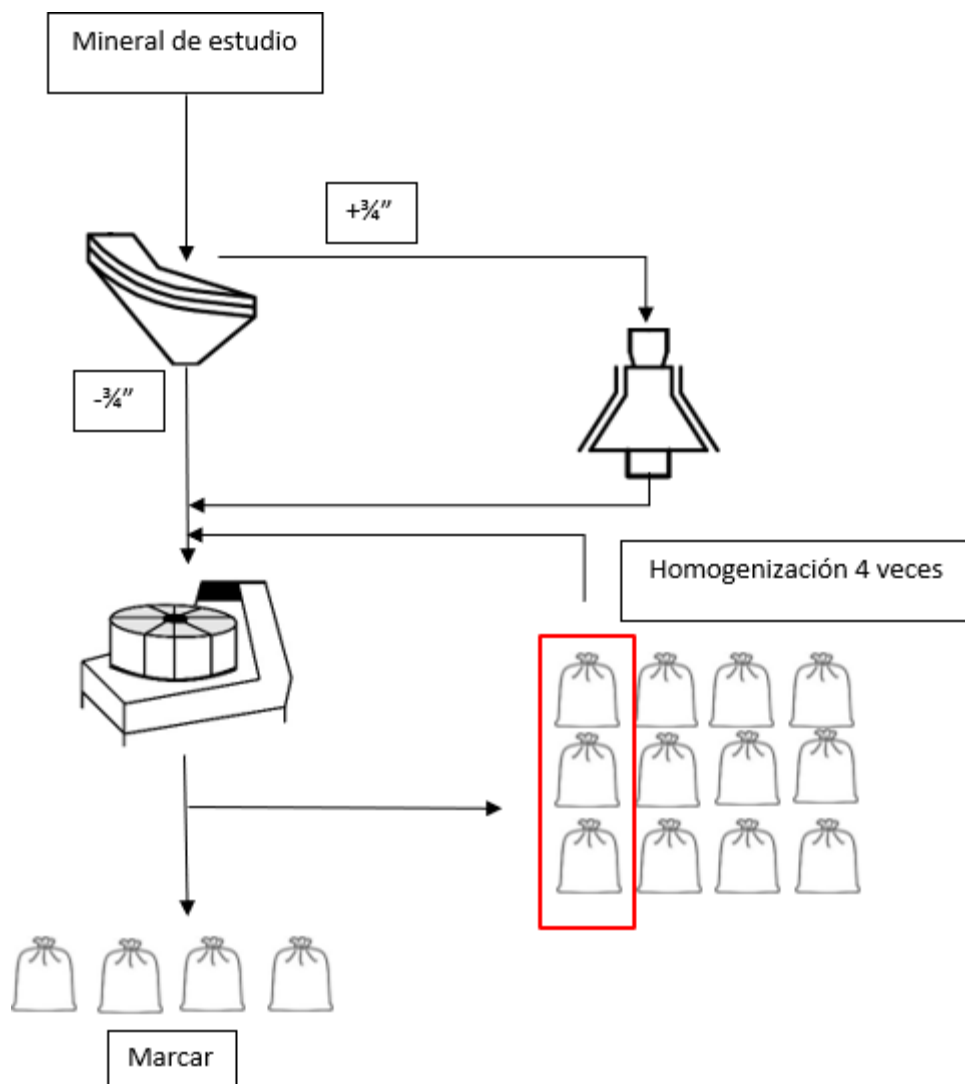


Figura 53. Esquematización preparación mecánica.

A.4. Procedimiento Experimental pruebas de densidad aparente

Materiales:

- Bolsa plástica 200 micrones 50 x 70
- Bolsa plástica 100 micrones 20 x 20
- Agua de mar
- Piseta
- Probeta 10 [ml]
- Probeta 50 [ml]
- Probeta 1000 [ml]

- Espátula
- Balanza 30 [kg]

Elementos de protección personal:

- Lentes de seguridad claros
- Respirador
- Filtros mixtos
- Guantes quirúrgicos

Procedimiento:

1. Antes de comenzar con las pruebas de densidad aparente o barrido de agua registrar peso seco de cada una de las 5 muestras utilizadas para la experiencia.
2. Tras obtener el peso de las muestras calcular cantidad de agua requerida para 5 condiciones de aglomeración; 30 [kg/t]; 40 [kg/t]; 50 [kg/t]; 60 [kg/t] y 70 [kg/t].
3. Medir cantidad de agua correspondiente en probeta de 50 [ml] o 10 [ml] según sea necesario.
4. Colocar muestra seca sobre bolsa de 50 x 70 cm y añadir la mitad de la dosis de agua de mar sobre ella.
5. Rolear mineral en bolsa 2 veces por esquina.
6. Añadir la mitad restante del reactivo y repetir roleo de mineral.
7. Descargar mineral en probeta de 1000 [ml], registrar volumen que ocupa la muestra aglomerada dentro del recipiente y pesar. Restar tara de la probeta del peso total.
8. Con los datos registrados, ingresar información en una hoja de cálculo mediante la herramienta Excel y graficar densidad aparente del glómero versus dosificación de agua añadida.

A.5. Procedimiento Experimental Aglomeración de mineral

Materiales:

- Ácido Sulfúrico, pureza 98%
- Agua de mar
- Probeta 4 [L]
- Probeta 50 [ml]
- Tambor Aglomerador, escala piloto
- Bolsas plásticas 200 micrones 50 x 70
- Bolsas plásticas 100 micrones 20 x 20
- Plumón Permanente
- Balanza 0 – 30 [kg]
- Escobillón
- Pala
- Bandeja metálica

- Carretilla
- Canastillo
- Sistema de izaje
- Servicio de Electricidad

Elementos de protección personal:

- Lentes de seguridad claros
- Respirador con filtros mixtos
- Careta facial o full face
- Guantes quirúrgicos
- Guantes de Cabritilla
- Vestimenta antiácida
- Casco de seguridad
- Zapatos de seguridad

Procedimiento:

1. Antes de comenzar, realizar cálculos pertinentes con respecto a las condiciones de aglomerado. En caso de no contar con ellas, se deberán realizar pruebas de barrido de agua y ácido. La operación debe ser realizada siempre por al menos dos operadores, aquel que adicione el agua y el ácido deberá usar traje antiácido, careta facial y respirador.
2. Una vez realizado el cálculo del requerimiento de reactivos en volumen, proceder a la medición de ellos en probetas según corresponda.
3. Con el tambor apagado, cargar mineral previamente identificado y pesado.
4. Encender tambor Aglomerador.
5. El operador encargado de los reactivos deberá adicionarlos en simultáneo para que terminen juntos la adición.
6. Mantener la operación durante 3 minutos.
7. Una vez pasado el tiempo detener el tambor.
8. Colocar protector de HEDP en la flauta que identifica la salida de ácido para evitar caída de gotas mientras se retira mineral aglomerado del tambor.
9. Ubicar bolsa plástica 50 x 70 en la descarga del tambor y realizar retiro de mineral aglomerado. Repetir procedimiento hasta terminar descarga de mineral. Pesar y registrar cada bolsa.
10. En una bolsa 20 x 20 sacar aproximadamente 2 kg de muestra para realizar medición de % de humedad. Pesar muestra.
11. Disponer de la muestra en bandeja metálica previamente pesada e introducir en horno por al menos 24 horas.
12. Pasadas las 24 horas pesar bandeja con masa seca para posteriormente realizar cálculo de determinación de humedad del glómero.
13. Repetir procedimiento completo si se desea realizar otra prueba de lixiviación en columnas.
14. Una vez finalizado el procedimiento de aglomeración, trasladar bolsas con carga hasta canastillo de sistema de izaje a través e una carretilla.
15. Finalmente, mediante el uso del sistema de izaje dejar bolsas en 3er piso de “Edificio Torre de columnas” para proceder al carguío de dichas columnas. La persona que ejecute la

maniobra debe contar con el curso respectivo del procedimiento de izaje.

A.6. Procedimiento Experimental Carguío de Columnas

Materiales:

- Torpedo
- Flexómetro

Elementos de protección personal:

- Casco de seguridad
- Lentes de seguridad claros
- Zapatos de seguridad
- Guantes de cabritilla
- Respirador con filtros mixtos
- Traje antiácido

Procedimiento:

1. Antes de comenzar, verificar que el área de trabajo se encuentra limpia, en caso contrario limpiar y frente a detección de anomalías avisar a supervisor.
2. Identificar cada columna con un letrero en la parte superior e inferior que indique al menos el N° de columna, fecha de carga, tiempo de reposo, fecha de inicio de riego, tasa de riego [L/h/m²], nombre de muestra, flujo (ml), tipo de soluciones de riego, régimen de riego, etc.
3. Verificar que la corona o sistema de filtrado estén posicionadas correctamente al interior y fondo de la columna.
4. Con ayuda del flexómetro medir la altura de la columna sin medio filtrante. Registrar valor.
5. Ingresar a columna sistema filtrante, el cual consiste en pequeños sacos con esferas de polipropileno.
6. Medir altura útil de columna desde el medio filtrante hasta el tope de la columna. Registrar valor.
7. Medir diámetro efectivo de la o las columnas. Registrar valor.

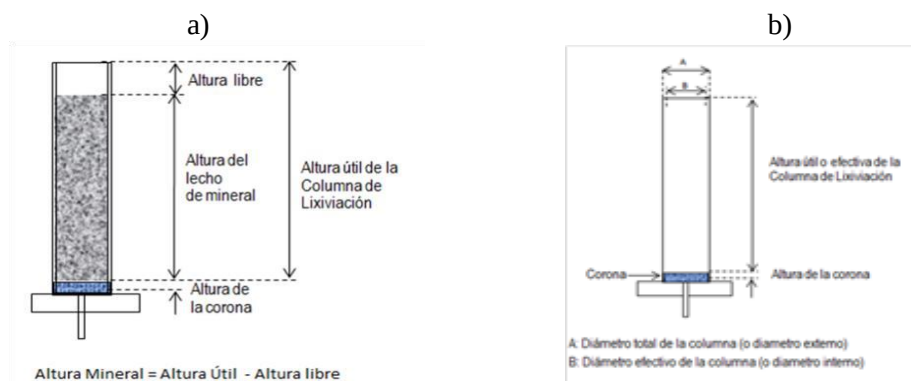


Figura 54. a) Determinación altura del lecho mineral. b) Determinación diámetro efectivo de columna

8. Verter contenido de las bolsas de mineral en torpedo previamente instalado en columna a cargar.
9. A continuación, introducir torpedo cargado y con tapa cerrada hacia el interior de la columna, luego soltar lentamente la cuerda que maneja la tapa del torpedo hasta abrir su tapa por completo con el fin de acomodar el aglomerado en la columna y evitar una caída brusca que compacte el mineral y evitar la segregación de las partículas.
10. Luego de la primera carga de mineral utilizando el torpedo, evitar que el torpedo se apoye en el mineral durante las siguientes cargas.
11. Continuar procedimiento hasta completar con carga un $\frac{3}{4}$ de la columna para el caso de las pruebas de lixiviación en columnas de 4 metros, para posteriormente terminar carga directamente evitando que el mineral caiga de golpe.
12. Luego de terminar con el carguío, medir altura de vacío y registrar valor.
13. Registrar peso de aglomerado remanente en caso de sobrar.
14. Tapar tope de la columna con bolsa de plástico para evitar contaminación.

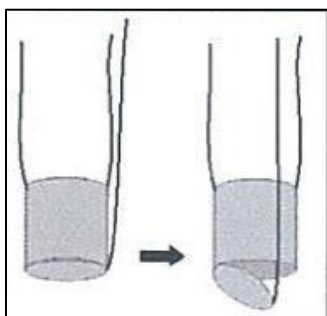


Figura 55. Esquema del torpedo.

A.7. Procedimiento Experimental Control Operacional columnas

Materiales:

- Probeta 4 [L]
- Probeta 250 [ml]
- Probeta 2 [L]
- Probeta 10 [ml]
- Flexómetro
- Cronómetro
- Frascos 250 [ml]
- Plumón permanente
- Planilla de control operacional

Elementos de protección personal:

- Casco de seguridad
- Lentes de seguridad claros
- Guantes quirúrgicos

Procedimiento:

1. Antes de poner en servicio las pruebas y conectar las bombas dosificadoras a una fuente principal de energía, se debe chequear que toda conexión eléctrica se encuentre en buen estado, en caso contrario avisar a supervisor quien deberá comunicarse con el personal del área eléctrica y dar solución al problema.
2. Cebear bombas con solución lixivante hacia un recipiente para posteriormente devolver solución a bidones con solución de alimentación.
3. Luego de cebear bombas, controlar flujo utilizando el método de aforo volumétrico con ayuda de una probeta de 10 [ml] y un cronómetro, durante 1 minuto. Repetir control de flujo hasta alcanzar el flujo de alimentación deseado.
4. Tras corregir flujos de alimentación, devolver solución a recipientes de 9 [L] con solución lixivante y posicionar mangueras para la alimentación de columnas de lixiviación. Tener en cuenta horario en que inicia el riego de las columnas para realizar los controles los días posteriores y cumplir con las 24 horas de riego efectivo cada día.
5. Tras finalizar el primer día de riego efectivo en el horario determinado con anterioridad, se deberá medir el volumen de alimentación (ON) que se obtiene entre los 9 [L] dispuestos inicialmente para la alimentación y la solución remanente del recipiente. Llenar bidones con solución de alimentación previamente medida en una probeta de 4 [L] y registrar volumen alimentado en planilla de control de columnas. Repetir medición durante todos los días de riego efectivo hasta completar el ciclo.
6. Llenar bidones de 20 [L] con solución de alimentación desde isocontenedores ubicados al costado de edificio torre de columnas. Transportar hasta 3er piso de edificación utilizando sistema de izaje para tener a disposición solución para alimentación diaria.
7. Mientras los volúmenes de alimentación son medidos por un operador, el segundo operador deberá medir volúmenes de salida o drenaje en probeta de 4 [L] y registrar valor en planilla de control columnar, en caso de no contar con 2 operadores, desviar drenaje a otros recipientes individuales por columnas en el horario de riego efectivo para no retrasar medición y medir alimentación de forma calmada.
8. Tras medir volumen de salida para cada columna, cortar muestra en 2 frascos de 250 [ml] por prueba, uno de ellos será enviado a análisis químico por Cu^{2+} , FeT , Fe^{2+} , H^+ , pH y Eh, y el segundo frasco guardado como testigo. El día de medición de drenaje y corte de muestra será regido por la planilla de flujo de riego elaborada el día del primer drenaje como es mostrado en el Anexo C.
9. Cuando el drenaje sea controlado, devolver solución desviada durante la medición desde los otros recipientes a los bidones principales para no contar con pérdidas.
10. Lavar cada instrumento utilizado con agua.
11. Con ayuda de un flexómetro, medir altura de vacío de cada columna diariamente, la medición consiste en medir 3 puntos distintos por el borde de la columna y promediar. Registrar valor en planilla de control operacional (ver Figura 56).

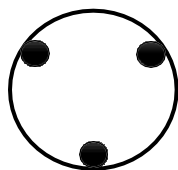


Figura 56. Medición altura de vacío. Vista superior.

12. Se deberá enviar muestra de alimentación a análisis químico cada vez que se realice un corte de muestra de drenaje y cuando se realice un cambio en la solución almacenada en el isocontenedor.

A.8. Procedimiento Experimental Descarga de Columnas

Materiales:

- Balanza 0 – 30 [kg]
- Bandejas de aluminio
- Plumón permanente
- Bolsas de papel de muestreo
- Espátula
- Llave ajustable
- Mesa
- Elemento que funcione como tapón durante la descarga (bolsa con cualquier tipo de relleno)
- Carretilla
- Carro de traslado
- Gancho estridente
- Camioneta

Elementos de protección personal:

- Casco de seguridad
- Lentes de seguridad claros
- Guantes de Cabritilla
- Guantes quirúrgicos
- Tenida antiácida o buzo piloto
- Zapatos de seguridad
- Respirador con filtros mixtos

Procedimiento:

1. Antes de comenzar a realizar el procedimiento, posicionar todas las herramientas al alcance de la mano, la balanza sobre una superficie estable (mesa), y revisar que todos los implementos se encuentren limpios.
2. Puesto que la ley estipula un peso de manipulación máximo de 20 [kg], el número de bandejas para realizar la descarga dependerá de la cantidad de masa cargada en cada columna según su altura de carguío. Una vez reconocida la cantidad de bandejas, trasladar en carretilla desde mostrera hasta Edificio Torre de columnas.
3. Pesar cada bandeja y registrar valor en Planilla de Descarga de Columnas. Asignarle una numeración a cada una de ellas para mayor reconocimiento de la información, con ayuda de un plumón permanente y un sobre de papel para muestreo.
4. Una vez pesadas las bandejas, soltar base de la columna con ayuda de una llave ajustable con precaución.
5. Introducir la mano con guante de cabritilla en la estructura para extraer malla filtrante con esferas de polipropileno, tener en cuenta la cantidad de filtros insertos en el carguío para

reconocer el término de la extracción.



Figura 57. Malla filtrante con esferas de polipropileno. Prueba de columnas.

6. Con una bandeja posicionada debajo de la columna abierta, soltar el mineral con un gancho estridente para ir recopilando ripio en la bandeja.



Figura 58. Descarga de columna con ayuda de gancho estridente.

7. Cuando se considere un peso adecuado por bandeja, se debe muestrear mineral de cada una de ellas en una bandeja aparte, previamente identificada, la cual será destinada para realizar análisis químico. A continuación, en la figura 61, una representación de los puntos de muestreo por cada bandeja:

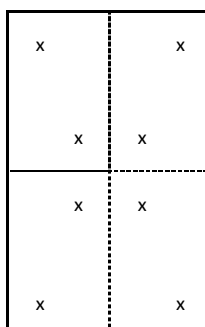


Figura 59. Muestreo para análisis químico por bandeja de ripio.

8. Tras el muestreo de mineral, pesar bandeja, registrar valor (el cual corresponderá al peso húmedo + bandeja), y colocar identificación física del número de columna y de bandeja según corresponda.
9. Luego de repetir los pasos anteriores hasta descargar por completo la columna y obtener todos los incrementos del muestro para AQ, pesar finalmente la bandeja para análisis químico y registrar valor.
10. Tras desocupar los implementos utilizados, lavar con agua. En el caso de las columnas, ubicar balde debajo de ellas y verter agua desde su tope para arrastrar todo rastro de mineral adherido a las paredes de la estructura (para esta maniobra se requiere de 2 operadores, uno en el tope y otro en el fondo).
11. Con la camioneta, transportar bandejas hasta edificio de muestrera y con ayuda de un carro de traslado, llevar bandejas a sala de hornos. Ubicar bandejas con mineral en repisas de metal e introducirlas con precaución en hornos de secado, los cuales alcanzan una temperatura de 105°C. Dejar secar por 24 horas.
12. Una vez pasadas las 24 horas, pesar cada una de las bandejas y registrar valor, el cual corresponderá al peso seco + bandeja.
13. Finalizado el pesado, botar ripio en container de descartes y mandar a pulverización la bandeja con ripio destinado para análisis químico.

Anexo B

Detalle de cálculos y determinación de datos

B.1. Pruebas de densidad aparente

B.1.1. Cantidad de agua requerida en aglomeración:

$$\text{Agua añadida [ml]} = \frac{\text{muestra[g]} \cdot \text{dosis H}_2\text{O} \left[\frac{\text{kg}}{\text{t}} \right]}{1,03 \left[\frac{\text{g}}{\text{ml}} \right]}$$

B.2. Pruebas de lixiviación en columnas

B.2.1. Masa requerida por columnas:

La masa requerida por cada columna dependerá de sus dimensiones, tomando como supuesto una densidad aparente del mineral cargado de 1,6 [g/cc], valor correspondiente a la densidad aproximada obtenida en planta por parte del operador.

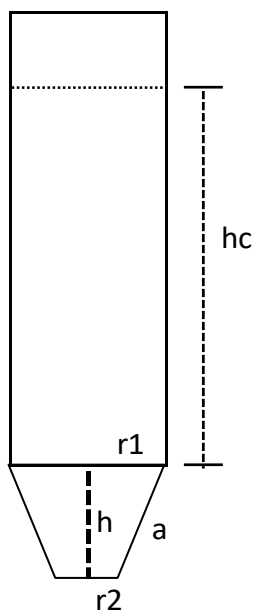


Figura 60. Dimensiones columnas experimentales

Previo al carguío de las columnas, se añade el medio filtrante compuesto por pequeñas bolsas con esferas de polipropileno en la base de la estructura (de 6 a 7 bolsas), con tal de facilitar principalmente el drenaje de las soluciones y evitar la pérdida de masa y/o descarga repentina de materia por el fondo. Se asume que el medio filtrante terminará por ocupar el volumen del tronco de cono observado en la Figura 60, es por ello que, finalmente la cantidad de masa sólo dependerá de la altura de carguío deseada, en este caso 4 y 2 metros.

$$\text{Peso carguío [kg]} = V_{\text{carga}}[\text{m}^3] \cdot \rho \left[\frac{\text{g}}{\text{ml}} \right] \cdot \frac{1}{1000} \left[\frac{\text{kg}}{\text{g}} \right] \cdot 1000 \left[\frac{\text{ml}}{\text{L}} \right] \cdot \left[\frac{\text{L}}{\text{m}^3} \right]$$

$$V_{\text{carga}}[\text{m}^3] = \pi \cdot (r_1)^2 \cdot h_c$$

Siendo,

r_1 = Radio cilindro [m].

r_2 = Radio menor, tronco de cono [m].

a = Generatriz.

h = altura de tronco de cono [m].

h_c = Altura de carga (2 ó 4 [m]).

Considerando que el diámetro de la columna corresponde a 18,2 [cm] y, por ende, un radio de 9,1 [cm], entonces:

$$\text{Columna (4m): } V_{\text{carga}}[\text{m}^3] = \pi \cdot (0,091[\text{m}])^2 \cdot 4[\text{m}] = 0,1041[\text{m}^3]$$

$$\text{Columna (2m): } V_{\text{carga}}[\text{m}^3] = \pi \cdot (0,091[\text{m}])^2 \cdot 2[\text{m}] = 0,052[\text{m}^3]$$

Reemplazando, se obtiene un peso de carguío de app. 166 [kg] para las columnas de 4 metros y 83 [kg] para aquellas columnas de 2 metros.

B.2.2. Mineral utilizado en pruebas de columnas:

Considerando que, para cada experimento, se requiere que las 3 columnas contengan el mismo mineral, se seleccionaron los módulos de tal manera de que el mineral alcance para el experimento en su totalidad, además de un margen de aproximadamente 80 kg para realizar análisis químico de cabeza, análisis mineralógico y posibles pruebas como densidad aparente, sulfataciones y/o conductividad hidráulica.

$$\text{Columnas 4 m} \rightarrow 166 [\text{kg}] \cdot 3 = 498 [\text{kg}]$$

$$498 [\text{kg}] + 80[\text{kg}] = 578 [\text{kg}]$$

$$\text{Masa requerida Exp 1 y 2} > 578 [\text{kg}]$$

$$\text{Columnas 2 m} \rightarrow 83 [\text{kg}] \cdot 3 = 249 [\text{kg}]$$

$$249 + 80 [\text{kg}] = 329 [\text{kg}]$$

$$\text{Masa requerida Exp 3 y 4} > 329 [\text{kg}]$$

Tabla 25. Pesos muestras de Módulos. Experimento n°1.

Experimento N°1							
ID Módulo	n° Bolsas	Peso [kg]	Peso [kg]	Peso [kg]	Peso [kg]	Peso [kg]	Total [kg]
45-28	5	14,765	11,745	13,195	17,310	17,365	74,380
46-28	5	16,190	16,030	13,185	13,425	17,325	76,155
47-28	5	19,165	20,915	16,780	15,880	11,660	84,400
48-28	4	16,430	21,250	19,620	19,805	-	77,105
49-28	5	10,020	15,615	19,440	16,415	8,415	78,905
50-28	3	24,885	20,865	19,035	-	-	64,785
51-28	5	19,970	17,160	15,185	23,235	5,890	81,440
52-28	3	21,435	14,550	18,450	-	-	54,435
Total [kg]							591,605

Tabla 26. Pesos muestras de Módulos. Experimento n°2.

Experimento N°2						
ID Módulo	n° Bolsas	Peso [kg]	Peso [kg]	Peso [kg]	Peso [kg]	Total [kg]
53-28	4	20,400	19,440	23,655	18,590	82,085
54-28	2	17,385	17,625	-	-	35,010
55-28	4	13,840	19,135	13,960	18,090	65,025
56-28	4	21,250	15,570	21,610	19,680	78,110
57-28	4	18,025	17,775	17,715	20,385	73,900
58-28	4	17,030	20,875	17,940	19,665	75,510
59-28	4	18,145	18,610	16,265	14,005	67,025
60-28	4	22,345	13,335	15,270	17,470	68,420
61-28	4	17,350	17,345	14,970	20,070	69,735
Total [kg]						614,735

Tabla 27. Pesos muestras de Módulos. Experimento n°3.

Experimento N°3						
ID Módulo	n° Bolsas	Peso [kg]	Peso [kg]	Peso [kg]	Peso [kg]	Total [kg]
63-28	4	22,755	21,040	15,240	12,895	71,930
65-28	4	19,080	14,915	18,155	20,400	72,550
67-28	3	17,265	16,780	17,895	-	51,940
70-28	4	22,925	13,560	21,640	20,255	78,380
71-28	4	19,285	18,530	15,365	15,690	68,870
Total [kg]						343,670

Tabla 28. Pesos muestras de Módulos. Experimento n°4.

Experimento N°4						
ID Módulo	n° Bolsas	Peso [kg]	Peso [kg]	Peso [kg]	Peso [kg]	Total [kg]
66-28	4	17,770	17,730	18,000	23,240	76,740
75-28	4	15,875	21,885	14,020	15,870	67,654
76-28	3	22,445	13,890	20,245	-	56,583
78-28	4	22,745	20,495	24,125	17,870	85,239
79-28	3	18,835	16,775	-	19,360	54,974
Total [kg]						341,190

B.2.3. Cálculo de reactivos en proceso de aglomeración

- Volumen ácido:

Considerando que el ácido utilizado para las pruebas de lixiviación en columnas posee una pureza del 98% y una densidad de 1,843 [g/ml], se tiene que:

$$V_{H^+} [L] = \frac{Dosis\ ácido \left[\frac{kg}{t} \right] \cdot peso\ seco [kg]}{1,843 \left[\frac{g}{ml} \right] \cdot 98[\%] \cdot 1000}$$

- Volumen agua:

Considerando una densidad de 1,03 [g/ml] para el agua de mar:

$$V_{H_2O} = \frac{Dosis\ agua \left[\frac{kg}{t} \right] \cdot peso\ seco [kg]}{1,03 \left[\frac{g}{ml} \right]}$$

B.2.4. Control de humedad en proceso de aglomeración

- Humedad base seca:

$$H\% BS = \frac{(Mh - T_B) - (M_S - T_B)}{M_S - T_B} \cdot 100\%$$

- Humedad base húmeda:

$$H\% BH = \frac{(Mh - T_B) - (M_S - T_B)}{Mh - T_B} \cdot 100\%$$

Donde,

Mh = Masa húmeda.

Ms = Masa seca.

T_B = Tara bandeja.

- Mineral seco a columna:
- $Mx \text{ seco a columna } [kg] = \text{Aglomerado a columna} - (\text{Aglomerado a columna} \cdot \%H \text{ BS})$

Donde,

Mx = Mineral.

B.2.5. Flujo de Alimentación

Considerando para todas las columnas un mismo diámetro de 18,2 [cm], se tiene que:

$$F_{\text{Alimentación}} \left[\frac{ml}{min} \right] = T_R \cdot A_T$$

$$F_{\text{Alimentación}} \left[\frac{ml}{min} \right] = T_R \cdot \pi \cdot \frac{D^2}{4}$$

$$F_{\text{Alimentación}} \left[\frac{ml}{min} \right] = 7 \left[\frac{L}{h \cdot m^2} \right] \cdot \pi \cdot \frac{(0,182[m])^2}{4} \cdot \frac{1}{60} \left[\frac{h}{min} \right]$$

$$F_{\text{Alimentación}} \left[\frac{ml}{min} \right] 3,0 \left[\frac{ml}{min} \right]$$

B.2.6. Razón de lixiviación

$$RL \left[\frac{m^3}{t} \right] = \frac{TR \left[\frac{L}{h \cdot m^3} \right] \cdot ciclo [día] \cdot FR \left[\frac{h}{día} \right]}{\rho_{ap} \left[\frac{t}{m^3} \right] \cdot H[m] \cdot 1000 \left[\frac{L}{m^3} \right]}$$

Donde,

TR = Taza de Riego.

FR = Frecuencia de Riego.

H = Altura pila de lixiviación.

B.2.7. Recuperación de cobre

- Recuperación de Cu %, Cabeza-Solución (c-s):

$$Cu \text{ Fino drenaje } [g] = V_{\text{drenaje}} [L] \cdot CuT \left[\frac{g}{L} \right]$$

$$Cu \text{ Fino Alimentación } [g] = V_{alimentación}[L] \cdot CuT \left[\frac{g}{L}\right]$$

$$Cu \text{ Fino en PLS } [g] = Cu \text{ Fino drenaje} - Cu \text{ Fino Alimentación}$$

$$Cu \text{ Fino cabeza } [g] = Ley \ CuT_{cabeza} [\%] \cdot Peso \ Seco [g]$$

$$Rec \%Cu_{c-s} = \frac{Cu \text{ Fino en PLS}}{Cu \text{ Fino cabeza}} \cdot 100 \%$$

- Recuperación de Cu %, Cabeza-Ripio (c-r):

$$Cu \text{ Fino en Ripio } [g] = Ley \ CuT_{ripio} [\%] \cdot Peso \ seco \ ripio [g]$$

$$Rec \%Cu_{c-r} = \frac{Cu \text{ Fino cabeza } [g] - Cu \text{ Fino en Ripio } [g]}{Cu \text{ Fino cabeza } [g]} \cdot 100 \%$$

- Recuperación de Cu %, Ripio-Solución (r-s):

$$Rec \%Cu_{r-s} = \frac{Cu \text{ Fino en PLS } [g]}{Cu \text{ Fino en PLS } [g] + Cu \text{ Fino en Ripio } [g]} \cdot 100 \%$$

B.2.8. Ley cabeza calculada

$$Ley \ Cu \ \% \ calculada = \frac{Cu \text{ Fino en PLS } [g] + Ley \ Ripio [\%] \cdot Peso \ seco \ Ripio [g]}{Peso \ seco [g]} \cdot 100 [\%]$$

Anexo C

Detalle de Datos y Resultados

C.1. Pruebas de densidad aparente

C.1.1. Perfil Granulométrico por UGM

Tabla 29. Perfil granulométrico UGM 10.

Malla	Abertura malla [μm]	Peso retenido [g]	Parcial retenido [%]	Retenido acumulado [%]	Pasante acumulado [%]
1"	25400	28	0,6%	1%	99%
¾"	19000	36	0,8%	1%	99%
5/8"	16000	140	3,2%	5%	95%
½"	12700	296	6,7%	11%	89%
¼"	6350	2060	46,8%	58%	42%
#10	2000	934	21,2%	79%	21%
#28	589	386	8,8%	88%	12%
#65	208	194	4,4%	93%	7%
#100	150	84	1,9%	94%	6%
#200	74	102	2,3%	97%	3%
-#200	-74	144			

Tabla 30. Perfil granulométrico UGM 20.

Malla	Abertura malla [μm]	Peso retenido [g]	Parcial retenido [%]	Retenido acumulado [%]	Pasante acumulado [%]
1"	25400	0	0%	0%	100%
¾"	19000	100	0,7%	1%	99%
5/8"	16000	424	2,9%	4%	96%
½"	12700	702	4,8%	8%	92%
¼"	6350	5308	36,6%	45%	55%
#10	2000	4800	33,1%	78%	22%
#28	589	1704	11,8%	90%	10%
#65	208	670	4,6%	95%	5%
#100	150	212	1,5%	96%	4%
#200	74	236	1,6%	98%	2%
-#200	-74	342			

Tabla 31. Perfil granulométrico UGM 21.

Malla	Abertura malla [μm]	Peso retenido [g]	Parcial retenido [%]	Retenido acumulado [%]	Pasante acumulado [%]
1"	25400	0	0,0%	0%	100%
$\frac{3}{4}"$	19000	80	1,7%	2%	98%
5/8"	16000	216	4,6%	6%	94%
$\frac{1}{2}"$	12700	464	10,0%	16%	84%
$\frac{1}{4}"$	6350	2476	53,1%	69%	31%
#10	2000	996	21,4%	91%	9%
#28	589	206	4,4%	95%	5%
#65	208	74	1,6%	97%	3%
#100	150	38	0,8%	98%	2%
#200	74	40	0,9%	98%	2%
-#200	-74	72			

Tabla 32. Perfil granulométrico UGM 24.

Malla	Abertura malla [μm]	Peso retenido [g]	Parcial retenido [%]	Retenido acumulado [%]	Pasante acumulado [%]
1"	25400	0	0,0%	0%	100%
$\frac{3}{4}"$	19000	134	1,2%	1%	99%
5/8"	16000	640	5,7%	7%	93%
$\frac{1}{2}"$	12700	1038	9,2%	16%	84%
$\frac{1}{4}"$	6350	5332	47,2%	63%	37%
#10	2000	2518	22,3%	86%	14%
#28	589	730	6,5%	92%	8%
#65	208	318	2,8%	95%	5%
#100	150	126	1,1%	96%	4%
#200	74	182	1,6%	98%	2%
-#200	-74	278			

Tabla 33. Perfil granulométrico UGM 30.

Malla	Abertura malla [μm]	Peso retenido [g]	Parcial retenido [%]	Retenido acumulado [%]	Pasante acumulado [%]
1"	25400	0	0,0%	0%	100%
$\frac{3}{4}"$	19000	74	1,3%	1%	99%
5/8"	16000	270	4,9%	6%	94%
$\frac{1}{2}"$	12700	500	9,1%	15%	85%
$\frac{1}{4}"$	6350	3066	55,6%	71%	29%
#10	2000	974	17,7%	89%	11%
#28	589	308	5,6%	94%	6%
#65	208	120	2,2%	96%	4%
#100	150	60	1,1%	97%	3%
#200	74	54	1,0%	98%	2%
-#200	-74	86			

Tabla 34. Perfil granulométrico UGM 40.

Malla	Abertura malla [μm]	Peso retenido [g]	Parcial retenido [%]	Retenido acumulado [%]	Pasante acumulado [%]
1"	25400	16	0,1%	0%	100%
$\frac{3}{4}"$	19000	144	1,0%	1%	99%
5/8"	16000	622	4,2%	5%	95%
$\frac{1}{2}"$	12700	1128	7,7%	13%	87%
$\frac{1}{4}"$	6350	6936	47,4%	60%	40%
#10	2000	3574	24,4%	85%	15%
#28	589	1176	8,0%	93%	7%
#65	208	304	2,1%	95%	5%
#100	150	330	2,3%	97%	3%
#200	74	180	1,2%	98%	2%
-#200	-74	238	1,7%		

C.1.2. Casos de estudio

Tabla 35. Casos de estudio. Pruebas densidad aparente.

Módulos industriales									
38-22	42-22	45-22	50-22	57-22	58-22	59-22	60-22	61-22	62-22
68-22	69-22	77-22	81-22	84-22	4-25	7-25	11-25	14-25	17-25
21-25	24-25	28-25	31-25	34-25	36-25	38-25	45-25	51-25	53-25
56-25	60-25	62-25	69-25	70-25	73-25	76-25	77-25	78-25	79-25
80-25	11-26	12-26	13-26	14-26	15-26	16-26	21-26	22-26	23-26
24-26	26-26	27-26	30-26	32-26	33-26	34-26	35-26	37-26	39-26
39-26	40-26	41-26	42-26	43-26	44-26	45-26	50-26	51-26	53-26
54-26	55-26	57-26	60-26	9-27	12-27	27-27	30-27	32-27	37-27
39-27	48-27	52-27	58-27	60-27	64-27	65-27	71-27	74-27	78-27
80-27	5-28								

C.1.3. Caracterización casos de estudio

Tabla 36. Composición de módulos industriales por UGM.

Módulo	UGM 10	UGM 20	UGM 21	UGM 24	UGM 30	UGM 40
38-22	31%	16%	12%	0%	0%	41%
42-22	46%	22%	12%	0%	0%	20%
45-22	14%	20%	19%	0%	1%	46%
50-22	12%	19%	17%	0%	1%	50%
57-22	30%	23%	9%	0%	9%	29%
58-22	34%	24%	15%	0%	7%	20%
59-22	42%	21%	12%	0%	7%	19%
60-22	46%	15%	17%	0%	8%	15%
61-22	14%	25%	14%	0%	19%	29%
62-22	31%	25%	10%	0%	0%	34%
68-22	25%	10%	24%	0%	7%	34%
69-22	45%	15%	15%	0%	0%	24%
77-22	15%	6%	14%	0%	7%	59%
81-24	42%	25%	8%	0%	19%	6%
84-24	29%	29%	2%	0%	7%	34%
4-25	20%	9%	3%	0%	17%	51%
7-25	5%	1%	11%	0%	0%	82%
11-25	3%	8%	14%	1%	14%	61%
14-25	5%	18%	1%	1%	27%	50%
17-25	9%	0%	21%	0%	34%	36%

21-25	8%	11%	1%	0%	34%	46%
24-25	0%	0%	18%	0%	61%	21%
28-25	31%	27%	0%	0%	16%	26%
31-25	65%	2%	10%	0%	0%	22%
34-25	39%	0%	28%	0%	0%	33%
36-25	40%	4%	21%	0%	1%	34%
38-25	2%	7%	16%	0%	2%	74%
45-25	28%	30%	0%	0%	13%	28%
51-25	31%	8%	2%	0%	45%	13%
53-25	13%	0%	6%	0%	34%	47%
56-25	43%	18%	1%	0%	21%	18%
60-25	17%	1%	21%	0%	29%	33%
62-25	14%	9%	17%	0%	35%	27%
69-25	19%	2%	1%	1%	33%	45%
70-25	10%	7%	14%	2%	50%	18%
73-25	44%	0%	15%	0%	37%	5%
76-25	21%	2%	17%	0%	33%	27%
77-25	42%	16%	13%	1%	1%	27%
78-25	33%	3%	21%	1%	8%	34%
79-25	24%	5%	12%	0%	10%	49%
80-25	24%	5%	2%	0%	2%	66%
11-26	33%	10%	17%	2%	24%	14%
12-26	33%	2%	17%	3%	18%	28%
13-26	26%	9%	18%	0%	24%	23%
14-26	36%	21%	7%	0%	3%	34%
15-26	39%	17%	8%	0%	1%	35%
16-26	37%	17%	9%	0%	4%	33%
21-26	3%	12%	11%	1%	40%	33%
22-26	6%	9%	10%	1%	38%	36%
23-26	31%	4%	22%	0%	32%	11%
24-26	35%	5%	21%	0%	32%	7%
26-26	36%	14%	9%	0%	0%	41%
27-26	35%	5%	4%	0%	1%	54%
30-26	37%	0%	0%	0%	19%	44%
32-26	40%	0%	20%	0%	5%	35%
33-26	6%	1%	15%	0%	41%	38%
34-26	6%	0%	8%	0%	21%	65%
35-26	17%	4%	11%	0%	25%	43%
36-26	15%	1%	19%	0%	17%	47%
37-26	7%	2%	0%	0%	9%	81%
39-26	11%	28%	3%	0%	26%	32%
40-26	4%	31%	5%	0%	52%	7%
41-26	17%	10%	23%	0%	42%	8%

42-26	21%	10%	22%	0%	40%	6%
43-26	33%	11%	12%	0%	11%	33%
44-26	30%	11%	25%	0%	8%	27%
45-26	24%	11%	17%	0%	25%	22%
50-26	1%	15%	17%	0%	43%	24%
51-26	0%	0%	9%	0%	14%	76%
53-26	47%	11%	21%	0%	8%	13%
54-26	35%	8%	15%	1%	0%	42%
55-26	28%	13%	13%	0%	8%	37%
57-26	8%	8%	3%	0%	34%	47%
60-26	8%	1%	11%	0%	39%	40%
9-27	7%	21%	7%	0%	32%	33%
12-27	0%	1%	29%	0%	41%	29%
27-27	21%	14%	7%	1%	6%	50%
30-27	25%	22%	25%	0%	7%	21%
32-27	11%	13%	8%	0%	8%	60%
37-27	23%	11%	16%	0%	33%	16%
39-27	30%	8%	19%	0%	42%	0%
48-27	19%	19%	20%	0%	10%	33%
52-27	29%	4%	27%	0%	15%	25%
58-27	6%	2%	19%	6%	8%	59%
60-27	5%	11%	10%	0%	21%	52%
64-27	44%	21%	14%	0%	19%	3%
65-27	25%	4%	17%	0%	37%	16%
71-27	27%	1%	18%	0%	37%	17%
74-27	36%	1%	27%	0%	2%	34%
78-27	14%	21%	5%	0%	5%	56%
80-27	3%	0%	27%	0%	17%	53%
5-28	1%	9%	7%	0%	1%	82%

Tabla 37. Composición química módulos industriales.

Módulo	Humedad % (BH)	CuT %	CuS %	RS % (H+)	RS % (H2O)	FeT %	FeS %	NO3 %	CO3 %	CAA kg/t
38-22	0,65	0,282	0,195	69	18	3,61	0,49	0,19	0,37	22
42-22	0,43	0,374	0,290	78	50	3,07	0,55	0,10	0,73	17
45-22	0,50	0,317	0,241	76	57	3,50	0,80	0,19	0,37	19
50-22	0,88	0,274	0,201	73	19	3,43	0,63	0,14	0,57	30
57-22	0,53	0,309	0,221	72	18	3,42	0,66	0,10	0,63	27
58-22	0,64	0,278	0,203	73	18	3,35	0,55	0,10	0,71	23
59-22	0,43	0,377	0,299	79	22	3,53	0,59	0,10	0,79	27
60-22	0,88	0,332	0,245	74	17	3,73	0,65	0,10	0,60	26

61-22	0,40	0,286	0,207	72	20	3,46	0,69	0,10	0,60	22
62-22	0,77	0,296	0,199	67	36	3,67	0,74	0,18	0,38	27
68-22	0,52	0,257	0,186	72	14	3,43	0,54	0,14	0,52	22
69-22	0,69	0,284	0,194	68	17	3,28	0,39	0,10	0,42	13
77-22	0,70	0,310	0,220	71	4	2,81	0,43	0,10	0,67	21
81-24	0,68	0,343	0,254	74	43	3,55	0,63	0,10	0,36	22
84-24	0,77	0,276	0,214	78	18	3,16	0,50	0,10	0,57	37
4-25	0,74	0,367	0,266	72	25	3,12	0,56	0,10	0,42	25
7-25	0,67	0,416	0,300	72	29	2,86	0,58	0,10	0,56	26
11-25	0,48	0,341	0,235	69	17	3,23	0,61	0,10	0,64	21
14-25	0,75	0,341	0,233	68	1	2,50	0,37	0,10	0,88	25
17-25	0,65	0,390	0,276	71	1	2,39	0,32	0,10	0,73	22
21-25	0,73	0,375	0,270	72	1	2,79	0,42	0,10	1,03	28
24-25	0,61	0,303	0,205	68	1	2,45	0,33	0,10	0,83	37
28-25	0,80	0,460	0,316	69	2	3,21	0,43	0,10	0,70	34
31-25	0,60	0,337	0,225	67	23	3,51	0,47	0,10	0,47	24
34-25	0,87	0,317	0,218	69	20	3,22	0,46	0,10	0,45	23
36-25	0,40	0,374	0,275	74	43	3,11	0,55	0,10	0,48	18
38-25	0,62	0,286	0,192	67	4	2,55	0,37	0,10	0,66	18
45-25	0,46	0,302	0,211	70	4	3,01	0,46	0,10	0,83	29
51-25	0,78	0,310	0,234	75	1	3,24	0,40	0,10	0,89	25
53-25	0,46	0,425	0,288	68	0	2,96	0,41	0,10	0,93	29
56-25	0,71	0,396	0,281	71	32	3,75	0,55	0,10	0,35	23
60-25	0,92	0,338	0,245	72	31	4,12	0,69	0,12	0,29	34
62-25	0,75	0,295	0,203	69	30	3,51	0,66	0,10	0,51	30
69-25	0,55	0,370	0,269	73	1	2,91	0,42	0,10	1,31	38
70-25	0,48	0,295	0,200	68	1	3,04	0,49	0,10	1,68	33
73-25	0,69	0,304	0,207	68	1	3,46	0,65	0,10	1,21	31
76-25	0,63	0,282	0,175	62	1	3,34	0,51	0,10	1,23	32
77-25	0,41	0,349	0,229	66	21	3,52	0,68	0,11	0,72	31
78-25	0,59	0,295	0,217	74	20	3,41	0,78	0,10	0,78	30
79-25	0,78	0,265	0,183	69	26	3,22	0,62	0,16	0,58	32
80-25	0,58	0,255	0,165	65	9	3,53	0,57	0,10	0,77	26
11-26	0,30	0,383	0,271	71	1	2,54	0,33	0,17	1,51	37
12-26	0,58	0,371	0,247	67	15	3,33	0,61	0,11	0,66	31
13-26	0,73	0,328	0,242	74	8	2,97	0,61	0,11	0,82	19
14-26	0,51	0,387	0,304	79	35	2,59	0,50	0,10	0,35	15
15-26	0,72	0,402	0,287	71	30	3,00	0,56	0,10	0,40	23
16-26	0,59	0,352	0,256	73	29	2,72	0,64	0,10	0,54	23
21-26	0,65	0,426	0,310	73	23	3,13	0,59	0,12	0,81	20
22-26	0,51	0,383	0,265	69	1	3,30	0,58	0,10	1,26	34
23-26	0,40	0,437	0,318	73	2	2,99	0,50	0,10	1,18	30
24-26	0,54	0,382	0,284	74	23	3,39	0,86	0,10	1,01	32

26-26	0,55	0,395	0,285	72	21	3,21	0,59	0,10	0,64	25
27-26	0,35	0,349	0,268	77	7	3,06	0,51	0,10	0,62	22
30-26	0,58	0,329	0,236	72	5	3,12	0,49	0,10	0,67	21
32-26	0,46	0,350	0,266	76	9	2,95	0,49	0,10	0,68	20
33-26	0,25	0,376	0,250	66	1	2,60	0,37	0,10	0,99	26
34-26	0,83	0,339	0,243	72	1	2,87	0,32	0,10	1,20	33
35-26	0,63	0,448	0,306	68	6	2,67	0,43	0,10	1,19	36
36-26	0,75	0,598	0,411	69	2	2,82	0,39	0,10	1,03	36
37-26	0,70	0,430	0,285	66	0	2,47	0,30	0,13	1,09	33
39-26	0,55	0,458	0,337	74	0	2,72	0,42	0,10	1,07	29
40-26	0,66	0,386	0,276	72	2	2,77	0,46	0,10	0,89	30
41-26	0,67	0,377	0,285	76	10	2,84	0,57	0,10	0,86	29
42-26	0,59	0,382	0,259	68	8	2,76	0,44	0,10	0,88	17
43-26	0,65	0,366	0,267	73	17	2,73	0,54	0,10	1,24	29
44-26	0,62	0,401	0,317	79	23	2,58	0,46	0,10	0,71	30
45-26	0,71	0,387	0,280	72	24	2,66	0,49	0,10	0,36	18
50-26	0,68	0,382	0,294	77	1	2,78	0,38	0,09	0,96	29
51-26	0,67	0,330	0,243	74	3	3,08	0,51	0,09	0,75	35
53-26	0,72	0,375	0,284	76	8	2,80	0,45	0,10	0,58	29
54-26	0,60	0,375	0,269	72	13	2,78	0,47	0,10	0,76	29
55-26	0,34	0,427	0,314	74	15	2,77	0,45	0,10	0,73	25
57-26	0,85	0,342	0,238	70	1	3,07	0,67	0,10	0,77	22
60-26	0,74	0,394	0,269	68	1	3,19	0,45	0,10	0,72	34
9-27	0,73	0,287	0,198	69	1	3,34	0,51	0,10	0,84	30
12-27	0,50	0,306	0,214	70	24	3,75	0,63	0,10	0,71	27
27-27	0,64	0,315	0,223	71	27	3,61	0,66	0,10	0,47	26
30-27	0,81	0,275	0,202	73	31	3,54	0,79	0,10	0,61	26
32-27	0,57	0,351	0,245	70	4	2,82	0,75	0,10	1,04	32
37-27	0,64	0,415	0,29	70	13	3,38	0,64	0,10	0,77	22
39-27	0,57	0,293	0,197	67	4	3,17	0,76	0,10	0,97	29
48-27	0,73	0,303	0,229	76	23	3,54	1,08	0,10	0,34	22
52-27	0,61	0,327	0,255	78	15	3,42	0,70	0,10	0,51	43
58-27	0,87	0,395	0,254	64	4	3,17	0,49	0,10	0,70	27
60-27	0,71	0,314	0,201	64	1	2,67	0,49	0,10	0,85	31
64-27	0,48	0,311	0,226	73	13	3,20	0,84	0,10	0,62	25
65-27	0,44	0,331	0,230	69	1	3,10	0,71	0,10	1,13	34
71-27	0,92	0,326	0,231	71	31	3,80	0,63	0,10	0,53	26
74-27	0,59	0,297	0,205	69	21	4,16	0,85	0,10	0,52	26
78-27	0,87	0,403	0,306	76	19	2,54	0,60	0,10	0,45	34
80-27	0,64	0,314	0,233	74	16	3,25	0,85	0,10	0,62	32
5-28	0,67	0,358	0,273	76	8	2,43	0,33	0,10	0,60	27

Tabla 38. Origen Mina de módulos industriales.

Módulo	Fase 1	Fase 2	Fase 3	Fase 4	Fase 5	Stock
38-22	0%	18%	0%	7%	7%	68%
42-22	0%	30%	0%	61%	0%	9%
45-22	0%	39%	0%	10%	0%	51%
50-22	0%	1%	0%	41%	0%	58%
57-22	0%	0%	0%	75%	10%	15%
58-22	0%	0%	0%	63%	25%	13%
59-22	0%	0%	0%	93%	1%	6%
60-22	0%	0%	0%	81%	4%	15%
61-22	0%	0%	0%	68%	28%	3%
62-22	0%	0%	0%	65%	21%	14%
68-22	0%	0%	0%	38%	31%	31%
69-22	0%	0%	0%	38%	30%	32%
77-22	0%	0%	0%	0%	87%	13%
81-24	0%	23%	0%	13%	38%	26%
84-24	0%	28%	0%	37%	0%	35%
4-25	0%	49%	0%	51%	0%	0%
7-25	0%	21%	0%	71%	0%	8%
11-25	0%	22%	0%	22%	56%	0%
14-25	0%	4%	0%	13%	80%	3%
17-25	0%	0%	0%	0%	80%	21%
21-25	0%	0%	0%	0%	58%	42%
24-25	0%	0%	0%	0%	74%	26%
28-25	0%	0%	0%	0%	68%	32%
31-25	0%	0%	0%	0%	0%	100%
34-25	0%	0%	0%	0%	0%	100%
36-25	0%	0%	0%	0%	0%	100%
38-25	0%	0%	0%	0%	0%	100%
45-25	0%	0%	0%	26%	74%	0%
51-25	0%	39%	0%	12%	42%	7%
53-25	0%	29%	0%	14%	57%	0%
56-25	0%	41%	0%	4%	56%	0%
60-25	0%	20%	0%	28%	31%	20%
62-25	0%	33%	0%	44%	0%	23%
69-25	0%	14%	0%	86%	0%	0%
70-25	0%	1%	0%	15%	0%	85%
73-25	0%	0%	0%	0%	0%	100%
76-25	0%	0%	0%	0%	72%	28%
77-25	0%	20%	0%	22%	53%	5%
78-25	0%	38%	0%	18%	41%	3%
79-25	0%	46%	0%	8%	38%	8%
80-25	0%	52%	0%	3%	14%	31%

11-26	0%	13%	0%	0%	73%	14%
12-26	0%	20%	0%	0%	62%	18%
13-26	0%	34%	0%	0%	40%	26%
14-26	0%	77%	0%	1%	0%	22%
15-26	0%	100%	0%	0%	0%	0%
16-26	0%	100%	0%	0%	0%	0%
21-26	0%	35%	0%	0%	20%	45%
22-26	0%	18%	0%	0%	82%	0%
23-26	0%	30%	0%	0%	52%	18%
24-26	0%	20%	0%	0%	55%	25%
26-26	0%	25%	0%	1%	53%	22%
27-26	0%	27%	0%	0%	43%	30%
30-26	0%	28%	0%	30%	38%	3%
32-26	0%	14%	0%	28%	34%	24%
33-26	0%	10%	0%	19%	53%	17%
34-26	0%	8%	0%	22%	65%	5%
35-26	0%	12%	0%	19%	68%	0%
36-26	0%	19%	0%	7%	71%	4%
37-26	0%	4%	0%	14%	81%	2%
39-26	0%	0%	0%	35%	58%	7%
40-26	0%	19%	0%	34%	36%	11%
41-26	0%	15%	0%	38%	37%	9%
42-26	0%	9%	0%	46%	42%	3%
43-26	0%	26%	0%	43%	17%	15%
44-26	0%	18%	0%	48%	24%	10%
45-26	0%	13%	0%	26%	60%	0%
50-26	0%	16%	0%	11%	43%	29%
51-26	0%	23%	0%	11%	30%	36%
53-26	0%	47%	0%	5%	3%	45%
54-26	0%	43%	0%	3%	0%	54%
55-26	0%	40%	0%	8%	22%	31%
57-26	0%	57%	0%	0%	43%	0%
60-26	0%	3%	0%	23%	74%	0%
9-27	0%	0%	0%	0%	54%	46%
12-27	0%	30%	0%	0%	2%	68%
27-27	0%	18%	0%	34%	48%	0%
30-27	0%	38%	0%	33%	29%	0%
32-27	0%	0%	0%	26%	74%	0%
37-27	-	4%	-	21%	72%	3%
39-27	0%	0%	0%	38%	62%	0%
48-27	0%	40%	0%	8%	38%	14%
52-27	0%	46%	0%	0%	54%	0%
58-27	0%	28%	0%	1%	71%	0%

60-27	0%	14%	0%	4%	83%	0%
64-27	0%	24%	0%	41%	30%	5%
65-27	0%	6%	0%	33%	51%	10%
71-27	0%	24%	0%	46%	3%	27%
74-27	0%	0%	0%	61%	18%	21%
78-27	0%	0%	0%	36%	64%	0%
80-27	0%	4%	0%	44%	22%	29%
5-28	0%	0%	0%	0%	71%	29%

Tabla 39. Información de Aglomeración módulos industriales.

N° Módulo	Ácido		Agua	
	Ton H+	Kg H+/ton	Ton	Kg/ton
38-22	565	5,8	5.745	59,1
42-22	1.035	11,1	4.389	47,1
45-22	677	7,2	4.746	50,1
50-22	944	9,6	4.894	49,8
57-22	1.045	10,7	5.325	54,8
58-22	1.049	10,7	5.493	55,9
59-22	1.207	12,2	5.395	54,5
60-22	1.128	11,5	5.372	54,8
61-22	1.090	11,0	5.447	54,9
62-22	774	7,6	5.257	51,7
68-22	641	6,3	6.495	63,8
69-22	678	7,0	6.092	63,3
77-22	1.120	11,8	5.339	56,0
81-24	932	9,6	5.272	54,6
84-24	966	10,7	5.512	61,2
4-25	1.135	11,5	6.370	64,8
7-25	710	7,0	6.640	65,7
11-25	1.071	11,1	5.149	53,3
14-25	1.294	13,0	5.383	54,0
17-25	1.175	12,5	5.310	56,4
21-25	1.474	14,9	6.133	62,0
24-25	1.301	13,3	4.795	48,8
28-25	1.325	13,8	4.624	48,1
31-25	1.166	12,0	5.467	56,3
34-25	932	9,6	5.584	57,5
36-25	1.166	10,9	7.007	65,7
38-25	1.232	10,8	6.811	59,7
45-25	1.261	11,0	6.411	56,0
51-25	1.396	14,8	4.981	52,9

53-25	1.524	15,5	4.859	49,6
56-25	1.247	13,1	4.622	48,4
60-25	1.099	11,0	6.522	65,5
62-25	1.062	10,7	6.675	67,5
69-25	1.549	16,9	4.859	53,1
70-25	1.387	14,7	5.440	57,7
73-25	1.402	14,5	4.724	48,8
76-25	1.421	14,9	6.099	63,9
77-25	961	9,9	5.740	59,3
78-25	1.203	12,4	5.293	54,4
79-25	1.093	11,2	5.156	52,7
80-25	1.100	12,5	4.248	48,4
11-26	1.207	14,1	4.296	50,3
12-26	775	8,8	4.947	56,3
13-26	774	8,7	5.673	63,9
14-26	951	11,0	4.794	55,3
15-26	1.113	12,5	4.613	51,9
16-26	1.182	13,6	4.524	51,9
21-26	646	7,7	4.557	54,5
22-26	1.377	15,5	4.400	49,7
23-26	1.400	16,2	3.740	43,3
24-26	1.346	16,0	3.728	44,2
26-26	1.092	12,9	4.164	49,3
27-26	1.173	13,6	4.167	48,3
30-26	1.151	13,5	4.557	53,4
32-26	1.090	12,7	4.223	49,0
33-26	1.442	17,4	4.112	49,7
34-26	1.278	15,8	4.223	52,1
35-26	1.422	16,6	4.623	54,0
36-26	1.567	18,0	4.425	50,9
37-26	1.520	18,0	4.255	50,4
39-26	1.363	15,8	4.767	55,3
40-26	975	11,8	4.575	55,5
41-26	1.205	13,1	5.210	56,6
42-26	1.327	14,2	4.572	48,8
43-26	1.292	15,6	3.870	46,7
44-26	1.243	14,2	3.533	40,3
45-26	1.131	12,9	3.710	42,2
50-26	1.185	13,7	4.020	46,5
51-26	1.293	15,1	4.649	54,4
53-26	1.299	11,8	5.506	49,8
54-26	1.351	12,5	5.246	48,5
55-26	1.471	13,7	4.779	44,6

57-26	1.415	12,3	6.295	54,6
60-26	1.148	9,9	5.205	44,9
9-27	1.286	12,5	5.966	58,1
12-27	1.264	12,2	5.138	49,6
27-27	1.103	11,8	4.361	46,8
30-27	939	10,0	4.629	49,1
32-27	1.437	16,7	3.663	42,5
37-27	1.085	12,35	3.983	45,32
39-27	1.352	16,0	3.613	42,8
48-27	964	10,3	4.727	50,3
52-27	1.453	15,4	4.609	48,8
58-27	1.353	14,0	5.338	55,3
60-27	1.145	12,4	4.772	51,6
64-27	1.037	10,9	4.550	47,9
65-27	1.350	14,8	4.832	53,0
71-27	1.031	11,8	4.078	46,8
74-27	867	9,3	5.082	54,6
78-27	1.118	11,2	5.705	57,3
80-27	1.102	10,3	6.280	58,5
5-28	1.121	11,13	6.407	63,56

C.2. Mineral utilizado en pruebas de lixiviación en columnas

C.2.1. Composición por UGM

Tabla 40. Composición por UGM. Experimento 1.

Módulo	Peso [kg]	UGM 10	UGM 20	UGM 21	UGM 24	UGM 30	UGM 40
45-28	74,380	32,7%	7,5%	9,5%	0,0%	10,4%	39,9%
46-28	76,155	26,5%	7,5%	6,5%	0,0%	20,4%	39,1%
47-28	84,400	30,8%	7,0%	11,3%	0,0%	21,2%	29,7%
48-28	77,105	13,6%	11,7%	15,3%	0,0%	33,4%	26,0%
49-28	78,905	28,8%	14,4%	20,2%	0,0%	8,0%	28,5%
50-28	64,785	37,6%	12,5%	12,9%	0,6%	11,3%	25,1%
51-28	81,440	35,8%	23,8%	0,6%	0,3%	11,4%	28,0%
52-28	54,435	30,9%	18,3%	13,0%	0,0%	5,3%	32,6%

Tabla 41. Composición por UGM. Experimento 2.

Módulo	Peso [kg]	UGM 10	UGM 20	UGM 21	UGM 24	UGM 30	UGM 40
53-28	82,085	27,7%	32,3%	4,9%	0,0%	4,3%	30,8%

54-28	35,010	30,5%	7,3%	24,4%	0,3%	24,8%	12,7%
55-28	65,025	23,9%	3,7%	22,0%	1,2%	21,7%	27,5%
56-28	78,110	38,8%	11,5%	13,0%	1,5%	10,1%	25,1%
57-28	73,900	20,5%	15,7%	23,5%	0,0%	14,2%	26,2%
58-58	75,510	20,2%	6,7%	22,3%	0,0%	12,6%	38,1%
59-28	67,025	53,8%	2,4%	24,3%	0,0%	0,6%	18,8%
60-28	68,420	47,1%	2,2%	35,3%	0,0%	9,0%	6,5%
61-28	69,735	36,5%	37,5%	7,0%	0,0%	7,9%	11,1%

Tabla 42. Composición por UGM. Experimento 3.

Módulo	Peso [kg]	UGM 10	UGM 20	UGM 21	UGM 24	UGM 30	UGM 40
63-28	71,930	43,8%	8,1%	24,0%	0,6%	17,7%	5,7%
65-28	72,550	9,4%	7,1%	29,2%	0,0%	26,9%	27,3%
67-28	51,940	24,1%	21,5%	20,5%	0,0%	15,2%	18,8%
70-28	78,380	49,5%	5,6%	17,9%	0,0%	2,3%	24,6%
71-28	68,870	32,2%	15,6%	17,3%	0,0%	10,6%	24,3%

Tabla 43. Composición por UGM. Experimento 4.

Módulo	Peso [kg]	UGM 10	UGM 20	UGM 21	UGM 24	UGM 30	UGM 40
66-28	76,740	23,8%	25,7%	19,4%	0,0%	8,9%	22,2%
75-28	67,654	15,2%	4,1%	15,9%	0,0%	13,3%	51,5%
76-28	56,583	0,6%	10,0%	9,7%	0,6%	26,5%	52,6%
78-28	85,239	5,0%	5,7%	26,4%	0,0%	43,8%	19,1%
79-28	54,974	3,8%	0,7%	33,4%	0,7%	56,0%	5,5%

C.2.2. Dosificación Planta de Reactivos

Tabla 44. Dosificación de reactivos. Experimento 1.

Módulo	H+ [kg/t]	H2O Planta [kg/t]	H2O Ponderada [kg/t]
45-28	13,2	43,4	47,0
46-28	13,1	46,6	48,0
47-28	11,5	45,8	47,7
48-28	13,4	57,8	49,0
49-28	10,4	56,3	46,6
50-28	15,3	55,0	46,5
51-28	14,2	52,2	46,7
52-28	12,6	48,1	46,5

Tabla 45. Dosificación de reactivos. Experimento 2.

Módulo	H+ [kg/t]	H2O Planta [kg/t]	H2O Ponderada [kg/t]
53-28	11,8	48,1	46,4
54-28	9,9	49,9	47,5
55-28	10,0	47,9	47,9
56-28	13,9	49,5	46,4
57-28	13,1	50,7	47,3
58-58	13,7	49,2	47,5
59-28	13,3	49,8	45,0
60-28	12,1	50,7	45,5
61-28	16,1	47,3	45,9

Tabla 46. Dosificación de reactivos. Experimento 3.

Módulo	H+ [kg/t]	H2O Planta [kg/t]	H2O Ponderada [kg/t]
63-28	14,1	60,1	46,3
65-28	12,3	59,5	48,7
67-28	12,5	61,0	47,1
70-28	12,7	46,9	45,4
71-28	11,8	47,7	46,6

Tabla 47. Dosificación de reactivos. Experimento 4.

Módulo	H+ [kg/t]	H2O Planta [kg/t]	H2O Ponderada [kg/t]
66-28	11,5	60,5	46,7
75-28	13,1	46,3	48,2
76-28	13,5	49,4	49,7
78-28	12,4	64,2	49,9
79-28	14,4	57,8	50,5

C.2.3. Homogenización de mineral. Pruebas de lixiviación en columnas

Tabla 48. Resultados Homogenización. Experimento 1.

N° Bolsa	Peso [kg]	N° Bolsa	Peso [kg]	N° Bolsa	Peso [kg]
1	19,455	11	20,460	21	17,990
2	18,975	12	18,635	22	20,255
3	19,810	13	19,385	23	19,365
4	19,220	14	19,035	24	18,825
5	20,020	15	20,615	25	19,445
6	19,345	16	19,000	26	18,815

7	20,065	17	19,755	27	19,490
8	19,575	18	19,615	28	19,100
9	19,625	19	19,000	29	19,395
10	19,540	20	19,350	30	19,435
Bolsas 1, 10, 19 para análisis químico y mineralógico					
Bolsas 21, 24, 26 rechazo destinado para otras pruebas					

Tabla 49. Resultados Homogenización. Experimento 2.

N° Bolsa	Peso [kg]	N° Bolsa	Peso [kg]	N° Bolsa	Peso [kg]
1	19,910	11	20,085	21	19,955
2	19,640	12	19,805	22	20,290
3	20,395	13	20,560	23	19,970
4	19,675	14	19,805	24	19,655
5	19,905	15	20,350	25	20,035
6	19,470	16	20,195	26	20,195
7	19,750	17	19,430	27	20,215
8	19,845	18	20,370	28	19,540
9	20,020	19	19,955	29	19,815
10	19,715	20	19,610	30	19,825
Bolsas 1, 10, 19 para análisis químico y mineralógico					
Bolsas 28, 29, 30 rechazo destinado para otras pruebas					

Tabla 50. Resultados Homogenización. Experimento 3.

N° Bolsa	Peso [kg]	N° Bolsa	Peso [kg]	N° Bolsa	Peso [kg]
1	11,090	11	11,845	21	10,970
2	11,550	12	11,035	22	11,170
3	11,155	13	11,465	23	10,975
4	11,380	14	11,445	24	10,980
5	11,355	15	11,385	25	11,385
6	11,570	16	11,645	26	11,270
7	11,460	17	11,455	27	11,530
8	11,335	18	11,330	28	11,980
9	11,015	19	11,655	29	11,440
10	11,200	20	11,285	30	11,255
Bolsas 1, 10, 19 para análisis químico y mineralógico					
Bolsas 28, 29, 30 rechazo destinado para otras pruebas					

Tabla 51. Resultados Homogenización. Experimento 4.

N° Bolsa	Peso [kg]	N° Bolsa	Peso [kg]	N° Bolsa	Peso [kg]
1	11,005	11	11,145	21	11,495
2	11,230	12	11,055	22	10,665
3	11,130	13	10,755	23	10,955
4	10,560	14	10,830	24	10,725
5	10,990	15	10,630	25	11,245
6	10,845	16	11,445	26	10,890
7	10,890	17	10,875	27	10,165
8	11,080	18	10,870	28	12,475
9	11,275	19	10,890	29	11,265
10	11,385	20	10,965	30	10,915
Bolsas 1, 10, 19 para análisis químico y mineralógico					
Bolsas 28, 29, 30 rechazo destinado para otras pruebas					

C.2.4. Leyes de cabeza de pruebas en columnas

Tabla 52. Detalle de leyes de cabeza para pruebas de columnas.

N° Exp	CuT %	CuS (H+)	CuS (H2O)	CAA [kg/t]	FeT %	FeS % (H+)	FeS % (H2O)	% NO3	% CO3
1	0,310	0,217	0,026	28	3,03	0,50	0,059	0,10	0,74
	0,346	0,243	0,031	31	3,20	0,59	0,064	0,10	0,80
	0,362	0,259	0,029	30	3,26	0,59	0,052	0,10	0,85
2	0,369	0,267	0,162	34	2,98	0,67	0,290	0,10	0,85
	0,378	0,267	0,162	34	3,00	0,67	0,292	0,10	0,80
	0,360	0,257	0,138	29	3,02	0,59	0,315	0,10	0,82
3	0,377	0,269	0,055	35	3,43	0,83	0,253	0,10	0,85
	0,366	0,269	0,042	26	3,21	0,81	0,22	0,10	0,91
	0,332	0,248	0,036	29	2,98	0,69	0,171	0,10	0,76
4	0,370	0,252	0,026	19	3,11	0,71	0,125	0,10	1,20
	0,328	0,224	0,019	31	3,01	0,60	0,080	0,10	1,10
	0,352	0,232	0,026	29	2,91	0,61	0,135	0,10	1,00

C.2.5. Análisis Mineralógico NIR. Pruebas en columnas

Tabla 53. Detalle análisis mineralógico. Prueba de lixiviación en columnas.

N° Exp	Calcita %	Caolinita %	Clinocloro %	Cuarzo %	Limonita %	Muscovita %	Plagioclasa %	Szo %
1	3,00	6,97	6,98	41,23	1,72	23,78	14,35	1,43
	3,07	6,96	7,01	40,50	1,53	22,82	14,88	1,46
	3,02	6,60	7,14	40,38	1,83	22,61	13,71	1,48
2	2,64	6,43	6,26	41,77	2,03	22,59	10,71	1,80
	2,81	6,62	6,86	42,12	1,95	23,31	11,89	1,77
	2,73	6,77	6,80	44,13	2,23	23,63	9,71	1,96
3	2,63	6,62	6,27	41,66	2,13	23,26	9,49	1,51
	2,79	6,56	6,57	42,03	1,96	23,68	12,52	1,74
	2,74	6,80	6,02	41,04	1,71	24,28	13,42	1,44
4	3,21	5,62	6,30	36,80	1,59	20,62	18,61	1,22
	3,58	5,51	6,42	37,44	1,58	21,38	19,49	1,18

C.2.6. Aglomeración

Tabla 54. Aglomerado de mineral total. Experimento 1.

Experimento 1

N° Bolsa	Peso Col #1-M [kg]	Peso Col #2-M [kg]	Peso Col #3-M [kg]
1	15,715	16,500	19,140
2	14,885	19,345	19,375
3	19,120	19,750	19,050
4	19,510	19,310	13,670
5	19,275	18,615	18,265
6	18,610	19,100	19,735
7	19,760	19,500	19,940
8	18,500	12,700	18,295
9	20,955	20,530	21,730
Remanente [kg]	-1,855	-1,530	-5,730
Total [kg]	162,620	162,460	157,740

Tabla 55. Aglomerado de mineral total. Experimento 2.

Experimento 2			
N° Bolsa	Peso Col #4-M [kg]	Peso Col #5-M [kg]	Peso Col #6-M [kg]
1	26,025	22,575	23,895
2	15,810	22,180	21,110
3	16,850	21,380	25,940
4	16,485	20,780	16,445
5	13,745	24,385	17,395
6	20,580	15,115	17,990
7	21,045	19,035	15,665
8	18,365	20,735	13,075
9	15,095	-	13,440
Remanente [kg]	-10,775	-11,055	-6,255
Total [kg]	153,225	155,130	158,700

Tabla 56. Aglomerado de mineral total. Experimento 3.

Experimento 3			
N° Bolsa	Peso Col #7-M [kg]	Peso Col #8-M [kg]	Peso Col #9-M [kg]
1	13,600	16,570	15,665
2	11,375	14,585	13,225
3	17,135	15,260	14,395
4	11,550	10,530	11,835
5	15,640	12,260	14,700
6	10,560	13,075	11,825
7	12,840	11,855	10,200
Remanente [kg]	-9,450	-10,885	-8,595
Total [kg]	83,250	83,250	83,250

Tabla 57. Aglomerado de mineral total. Experimento 4.

Experimento 4			
N° Bolsa	Peso Col #10-M [kg]	Peso Col #11-M [kg]	Peso Col #12-M [kg]
1	15,720	14,150	17,220
2	23,680	18,445	18,465
3	15,920	20,370	17,780
4	18,430	22,375	19,305
5	17,580	16,710	18,415
Remanente [kg]	-8,605	-9,450	-8,290
Total [kg]	82,725	82,600	82,895

C.2.7. Carguío de columnas

Tabla 58. Control de carguío de columnas.

ID Columna	Altura columna vacía	Altura con capa drenante	Altura de vacío inicial	Altura Real cargada	Volumen de columna	Densidad aparente columna
Col 1 – M	4,54	4,17	0,17	4,00	0,104	1,56
Col 2 – M	4,55	4,14	0,15	3,99	0,104	1,57
Col 3 – M	4,54	4,17	0,17	4,00	0,104	1,52
Col 4 – M	4,52	4,17	0,17	4,00	0,104	1,47
Col 5 – M	4,52	4,15	0,15	4,00	0,104	1,49
Col 6 – M	4,52	4,20	0,20	4,00	0,104	1,53
Col 7 – M	4,55	4,35	2,34	2,01	0,052	1,60
Col 8 – M	4,55	4,32	2,32	2,00	0,052	1,60
Col 9 – M	4,54	4,34	2,34	2,00	0,052	1,60
Col 10 – M	4,55	4,23	2,24	1,99	0,052	1,60
Col 11 – M	4,55	4,24	2,23	2,01	0,052	1,58
Col 12 – M	4,54	4,25	2,14	2,11	0,055	1,51

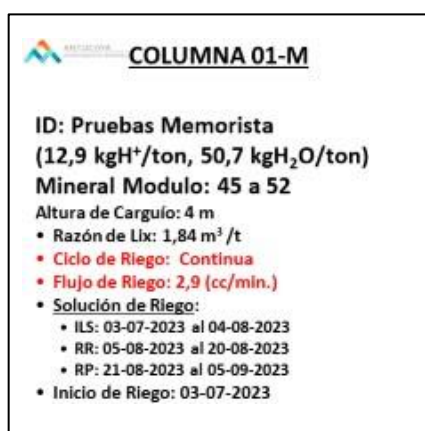
Tabla 59. Control de Humedad de Aglomerado en columnas.

ID Columna	Tara Bandeja [kg]	Mh [kg]	Ms [kg]	Humedad % BH Aglomerado	Humedad % BS Aglomerado
Col 1 – M	0,416	2,258	2,180	4,23	4,42

Col 2 – M	0,412	1,938	1,870	4,46	4,66
Col 3 – M	0,430	2,360	2,282	4,04	4,21
Col 4 – M	0,462	2,508	2,402	5,18	5,46
Col 5 – M	0,420	2,416	2,310	5,31	5,61
Col 6 – M	0,438	2,526	2,424	4,89	5,14
Col 7 – M	0,452	2,452	2,346	5,30	5,60
Col 8 – M	0,436	2,436	2,336	5,00	5,26
Col 9 – M	0,452	2,452	2,362	4,50	4,71
Col 10 – M	0,420	2,365	2,278	4,47	4,68
Col 11 – M	0,415	2,595	2,510	3,90	4,06
Col 12 – M	0,420	2,460	2,366	4,61	4,83

C.2.8. Rotulación columnas

a)



b)

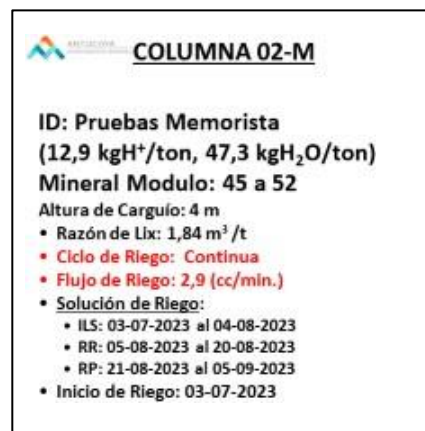
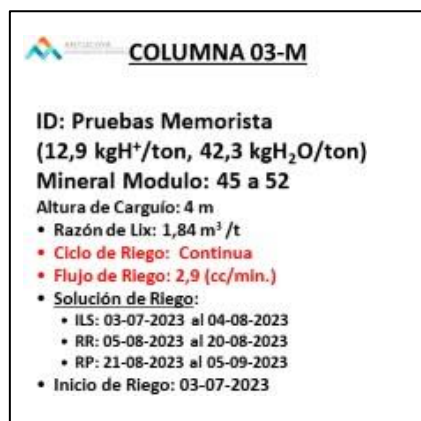


Figura 61. Rotulación. a) Columna 1. b) Columna 2.

c)



d)

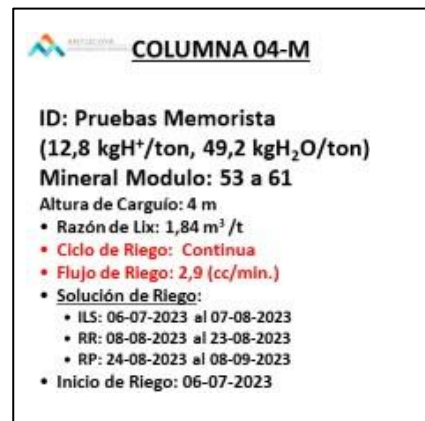


Figura 62. Rotulación. c) Columna 3. d) Columna 4.

e)

f)

 **COLUMNA 05-M**

ID: Pruebas Memorista
(12,8 kgH⁺/ton, 46,6 kgH₂O/ton)
Mineral Modulo: 53 a 61
 Altura de Carguío: 4 m

- Razón de Lix: 1,84 m³ /t
- Ciclo de Riego: Continua
- Flujo de Riego: 2,9 (cc/min.)
- Solución de Riego:
 - ILS: 06-07-2023 al 07-08-2023
 - RR: 08-08-2023 al 23-08-2023
 - RP: 24-08-2023 al 08-09-2023
- Inicio de Riego: 06-07-2023

 **COLUMNA 06-M**

ID: Pruebas Memorista
(12,8 kgH⁺/ton, 41,6 kgH₂O/ton)
Mineral Modulo: 53 a 61
 Altura de Carguío: 4 m

- Razón de Lix: 1,84 m³ /t
- Ciclo de Riego: Continua
- Flujo de Riego: 2,9 (cc/min.)
- Solución de Riego:
 - ILS: 06-07-2023 al 07-08-2023
 - RR: 08-08-2023 al 23-08-2023
 - RP: 24-08-2023 al 08-09-2023
- Inicio de Riego: 06-07-2023

Figura 63. Rotulación. e) Columna 5. f) Columna 6.

g)

h)

 **COLUMNA 07-M**

ID: Pruebas Memorista
(12,7 kgH⁺/ton, 54,6 kgH₂O/ton)
Mineral Modulo: 63, 65, 67, 70 y 71
 Altura de Carguío: 2 m

- Razón de Lix: 1,84 m³ /t
- Ciclo de Riego: Continua
- Flujo de Riego: 2,9 (cc/min.)
- Solución de Riego:
 - ILS: 22-07-2023 al 07-08-2023
 - RR: 08-08-2023 al 15-08-2023
 - RP: 16-08-2023 al 24-08-2023
- Inicio de Riego: 22-07-2023

 **COLUMNA 08-M**

ID: Pruebas Memorista
(12,7 kgH⁺/ton, 46,8 kgH₂O/ton)
Mineral Modulo: 63, 65, 67, 70 y 71
 Altura de Carguío: 2 m

- Razón de Lix: 1,84 m³ /t
- Ciclo de Riego: Continua
- Flujo de Riego: 2,9 (cc/min.)
- Solución de Riego:
 - ILS: 22-07-2023 al 07-08-2023
 - RR: 08-08-2023 al 15-08-2023
 - RP: 16-08-2023 al 24-08-2023
- Inicio de Riego: 22-07-2023

Figura 64. Rotulación. g) Columna 7. h) Columna 8.

i)

j)

 **COLUMNA 09-M**

ID: Pruebas Memorista
(12,7 kgH⁺/ton, 41,8 kgH₂O/ton)
Mineral Modulo: 63, 65, 67, 70 y 71
 Altura de Carguío: 2 m

- Razón de Lix: 1,84 m³ /t
- Ciclo de Riego: Continua
- Flujo de Riego: 2,9 (cc/min.)
- Solución de Riego:
 - ILS: 22-07-2023 al 07-08-2023
 - RR: 08-08-2023 al 15-08-2023
 - RP: 16-08-2023 al 24-08-2023
- Inicio de Riego: 22-07-2023

 **COLUMNA 10-M**

ID: Pruebas Memorista
(12,8 kgH⁺/ton, 56,3 kgH₂O/ton)
Mineral Modulo: 66, 75, 76, 78, 79
 Altura de Carguío: 2 m

- Razón de Lix: 1,84 m³ /t
- Ciclo de Riego: Continua
- Flujo de Riego: 2,9 (cc/min.)
- Solución de Riego:
 - ILS: 31-07-2023 al 16-08-2023
 - RR: 17-08-2023 al 24-08-2023
 - RP: 25-08-2023 al 02-09-2023
- Inicio de Riego: 31-07-2023

Figura 65. Rotulación. i) Columna 9. j) Columna 10.

k)

COLUMNA 11-M	
ID: Pruebas Memorista (12,8 kgH ⁺ /ton, 48,9 kgH ₂ O/ton)	
Mineral Modulo: 66, 75, 76, 78, 79	
Altura de Carguío: 2 m	
• Razón de Lix: 1,84 m ³ /t	
• Ciclo de Riego: Continua	
• Flujo de Riego: 2,9 (cc/min.)	
• Solución de Riego:	
• ILS: 31-07-2023 al 16-08-2023	
• RR: 17-08-2023 al 24-08-2023	
• RP: 25-08-2023 al 02-09-2023	
• Inicio de Riego: 31-07-2023	

l)

COLUMNA 12-M	
ID: Pruebas Memorista (12,8 kgH ⁺ /ton, 43,9 kgH ₂ O/ton)	
Mineral Modulo: 66, 75, 76, 78, 79	
Altura de Carguío: 2 m	
• Razón de Lix: 1,84 m ³ /t	
• Ciclo de Riego: Continua	
• Flujo de Riego: 2,9 (cc/min.)	
• Solución de Riego:	
• ILS: 31-07-2023 al 16-08-2023	
• RR: 17-08-2023 al 24-08-2023	
• RP: 25-08-2023 al 02-09-2023	
• Inicio de Riego: 31-07-2023	

Figura 66. Rotulación. k) Columna 11. l) Columna 12.

C.3. Control Operacional columnas

C.3.1. Planillas de flujo de riego

Tabla 60. Planilla flujo de riego. Experimento 1.

Corte		Columnas 4 [m] Memorista Módulos: 45, 46, 47, 48, 49, 50, 51, 52			
		Tasa de Riego: 7 L/h/m ²			
		Solución	Col #1 – M	Col #2 – M	Col #3 – M
		H+ [kg/t]	12,9	12,9	12,9
		H2O [kg/t]	50,7	47,3	42,3
Día de ciclo	Fecha	Solución	ILS/RR/RP	ILS/RR/RP	ILS/RR/RP
1	03-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
2	04-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
3	05-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
4	06-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
5	07-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
6	08-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
7	09-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
8	10-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
9	11-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
10	12-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
11	13-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
12	14-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
13	15-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
14	16-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
15	17-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
16	18-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
17	19-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
18	20-jul	ILS	24x0	24x0	24x0

19	21-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
20	22-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
21	23-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
22	24-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
23	25-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
24	26-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
25	27-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
26	28-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
27	29-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
28	30-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
29	31-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
30	01-ago	ILS	24x0	24x0	24x0
31	02-ago	ILS	24x0	24x0	24x0
32	03-ago	ILS	24x0	24x0	24x0
33	04-ago	ILS	24x0	24x0	24x0
34	05-ago	RR	24x0	24x0	24x0
35	06-ago	RR	24x0	24x0	24x0
36	07-ago	RR	24x0	24x0	24x0
37	08-ago	RR	24x0	24x0	24x0
38	09-ago	RR	24x0	24x0	24x0
39	10-ago	RR	24x0	24x0	24x0
40	11-ago	RR	24x0	24x0	24x0
41	12-ago	RR	24x0	24x0	24x0
42	13-ago	RR	24x0	24x0	24x0
43	14-ago	RR	24x0	24x0	24x0
44	15-ago	RR	24x0	24x0	24x0
45	16-ago	RR	24x0	24x0	24x0
46	17-ago	RR	24x0	24x0	24x0
47	18-ago	RR	24x0	24x0	24x0
48	19-ago	RR	24x0	24x0	24x0
49	20-ago	RR	24x0	24x0	24x0
50	21-ago	RP	24x0	24x0	24x0
51	22-ago	RP	24x0	24x0	24x0
52	23-ago	RP	24x0	24x0	24x0
53	24-ago	RP	24x0	24x0	24x0
54	25-ago	RP	24x0	24x0	24x0
55	26-ago	RP	24x0	24x0	24x0
56	27-ago	RP	24x0	24x0	24x0
57	28-ago	RP	24x0	24x0	24x0
58	29-ago	RP	24x0	24x0	24x0
59	30-ago	RP	24x0	24x0	24x0
60	31-ago	RP	24x0	24x0	24x0
61	01-sept	RP	24x0	24x0	24x0
62	02-sept	RP	24x0	24x0	24x0
63	03-sept	RP	24x0	24x0	24x0
64	04-sept	RP	24x0	24x0	24x0
65	05-sept	RP	24x0	24x0	24x0

Tabla 61. Planilla flujo de riego. Experimento 2.

		Columnas 4 [m] Memorista			
Corte		Módulos: 53, 54, 55, 56, 57, 58, 59, 60, 61			
		Tasa de Riego: 7 L/h/m2			
		Solución	Col #4 – M	Col #5 – M	Col #6 – M
		H+ [kg/t]	12,8	12,8	12,8
		H2O [kg/t]	49,2	46,6	41,6
Día de ciclo	Fecha	Solución	ILS/RR/RP	ILS/RR/RP	ILS/RR/RP
1	06-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
2	07-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
3	08-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
4	09-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
5	10-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
6	11-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
7	12-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
8	13-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
9	14-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
10	15-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
11	16-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
12	17-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
13	18-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
14	19-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
15	20-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
16	21-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
17	22-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
18	23-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
19	24-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
20	25-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
21	26-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
22	27-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
23	28-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
24	29-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
25	30-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
26	31-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
27	01-ago	ILS	24x0	24x0	24x0
28	02-ago	ILS	24x0	24x0	24x0
29	03-ago	ILS	24x0	24x0	24x0
30	04-ago	ILS	24x0	24x0	24x0
31	05-ago	ILS	24x0	24x0	24x0
32	06-ago	ILS	24x0	24x0	24x0
33	07-ago	ILS	24x0	24x0	24x0
34	08-ago	RR	24x0	24x0	24x0
35	09-ago	RR	24x0	24x0	24x0
36	10-ago	RR	24x0	24x0	24x0
37	11-ago	RR	24x0	24x0	24x0
38	12-ago	RR	24x0	24x0	24x0
39	13-ago	RR	24x0	24x0	24x0
40	14-ago	RR	24x0	24x0	24x0
41	15-ago	RR	24x0	24x0	24x0
42	16-ago	RR	24x0	24x0	24x0

43	17-ago	RR	24x0	24x0	24x0
44	18-ago	RR	24x0	24x0	24x0
45	19-ago	RR	24x0	24x0	24x0
46	20-ago	RR	24x0	24x0	24x0
47	21-ago	RR	24x0	24x0	24x0
48	22-ago	RR	24x0	24x0	24x0
49	23-ago	RR	24x0	24x0	24x0
50	24-ago	RP	24x0	24x0	24x0
51	25-ago	RP	24x0	24x0	24x0
52	26-ago	RP	24x0	24x0	24x0
53	27-ago	RP	24x0	24x0	24x0
54	28-ago	RP	24x0	24x0	24x0
55	29-ago	RP	24x0	24x0	24x0
56	30-ago	RP	24x0	24x0	24x0
57	31-ago	RP	24x0	24x0	24x0
58	01-sept	RP	24x0	24x0	24x0
59	02-sept	RP	24x0	24x0	24x0
60	03-sept	RP	24x0	24x0	24x0
61	04-sept	RP	24x0	24x0	24x0
62	05-sept	RP	24x0	24x0	24x0
63	06-sept	RP	24x0	24x0	24x0
64	07-sept	RP	24x0	24x0	24x0
65	08-sept	RP	24x0	24x0	24x0

Tabla 62. Planilla flujo de riego. Experimento 3.

		Columnas 4 [m] Memorista			
		Módulos: 63, 65, 67, 70, 71			
		Tasa de Riego: 7 L/h/m2			
		Solución	Col #7 – M	Col #8 – M	Col #9 – M
		H+ [kg/t]	12,7	12,7	12,7
		H2O [kg/t]	54,6	46,8	41,8
Día de ciclo	Fecha	Solución	ILS/RR/RP	ILS/RR/RP	ILS/RR/RP
1	22-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
2	23-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
3	24-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
4	25-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
5	26-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
6	27-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
7	28-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
8	29-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
9	30-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
10	31-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
11	01-ago	ILS	24x0	24x0	24x0
12	02-ago	ILS	24x0	24x0	24x0
13	03-ago	ILS	24x0	24x0	24x0
14	04-ago	ILS	24x0	24x0	24x0
15	05-ago	ILS	24x0	24x0	24x0
16	06-ago	ILS	24x0	24x0	24x0

17	07-ago	ILS	24x0	24x0	24x0
18	08-ago	RR	24x0	24x0	24x0
19	09-ago	RR	24x0	24x0	24x0
20	10-ago	RR	24x0	24x0	24x0
21	11-ago	RR	24x0	24x0	24x0
22	12-ago	RR	24x0	24x0	24x0
23	13-ago	RR	24x0	24x0	24x0
24	14-ago	RR	24x0	24x0	24x0
25	15-ago	RR	24x0	24x0	24x0
26	16-ago	RP	24x0	24x0	24x0
27	17-ago	RP	24x0	24x0	24x0
28	18-ago	RP	24x0	24x0	24x0
29	19-ago	RP	24x0	24x0	24x0
30	20-ago	RP	24x0	24x0	24x0
31	21-ago	RP	24x0	24x0	24x0
32	22-ago	RP	24x0	24x0	24x0
33	23-ago	RP	24x0	24x0	24x0
34	24-ago	RP	24x0	24x0	24x0

Tabla 63. Planilla flujo de riego. Experimento 4.

Corte		Columnas 4 [m] Memorista Módulos: 66, 75, 76, 79 Tasa de Riego: 7 L/h/m2			
		Solución	Col #10 – M	Col #11 – M	Col #12 – M
		H+ [kg/t]	12,8	12,8	12,8
		H2O [kg/t]	56,3	48,9	43,9
Día de ciclo	Fecha	Solución	ILS/RR/RP	ILS/RR/RP	ILS/RR/RP
1	31-jul	ILS	24x0	24x0	24x0
2	01-ago	ILS	24x0	24x0	24x0
3	02-ago	ILS	24x0	24x0	24x0
4	03-ago	ILS	24x0	24x0	24x0
5	04-ago	ILS	24x0	24x0	24x0
6	05-ago	ILS	24x0	24x0	24x0
7	06-ago	ILS	24x0	24x0	24x0
8	07-ago	ILS	24x0	24x0	24x0
9	08-ago	ILS	24x0	24x0	24x0
10	09-ago	ILS	24x0	24x0	24x0
11	10-ago	ILS	24x0	24x0	24x0
12	11-ago	ILS	24x0	24x0	24x0
13	12-ago	ILS	24x0	24x0	24x0
14	13-ago	ILS	24x0	24x0	24x0
15	14-ago	ILS	24x0	24x0	24x0
16	15-ago	ILS	24x0	24x0	24x0
17	16-ago	ILS	24x0	24x0	24x0
18	17-ago	RR	24x0	24x0	24x0
19	18-ago	RR	24x0	24x0	24x0
20	19-ago	RR	24x0	24x0	24x0
21	20-ago	RR	24x0	24x0	24x0

22	21-ago	RR	24x0	24x0	24x0
23	22-ago	RR	24x0	24x0	24x0
24	23-ago	RR	24x0	24x0	24x0
25	24-ago	RR	24x0	24x0	24x0
26	25-ago	RP	24x0	24x0	24x0
27	26-ago	RP	24x0	24x0	24x0
28	27-ago	RP	24x0	24x0	24x0
29	28-ago	RP	24x0	24x0	24x0
30	29-ago	RP	24x0	24x0	24x0
31	30-ago	RP	24x0	24x0	24x0
32	31-ago	RP	24x0	24x0	24x0
33	01-sept	RP	24x0	24x0	24x0
34	02-sept	RP	24x0	24x0	24x0

C.3.2. Balance pruebas de lixiviación en columnas

Tabla 64. Balance de soluciones Columna 1.

Fecha	Riego efectivo	Solución de Alimentación (ON)				Solución de Drenaje (OFF)			
		Volumen [L]	Cu [g/L]	H+ [g/L]	pH	Volumen [L]	Cu [g/L]	H+ [g/L]	pH
Inicio	Día								
03-jul	1	4,31	0,89	4,70	1,36				
04-jul	2	4,20	0,89	4,70	1,36				
05-jul	3	4,05	0,89	4,70	1,36				
06-jul	4	4,26	0,89	4,70	1,36	2,35	14,02	18,40	0,72
07-jul	5	3,94	0,89	4,70	1,36	3,12	13,81	12,70	0,97
08-jul	6	4,16	0,89	4,70	1,36	3,38	14,34	10,10	1,16
09-jul	7	4,25	0,89	4,70	1,36	4,17	14,38	5,80	1,36
10-jul	8	4,13	0,89	4,70	1,36	4,20	15,31	4,30	1,75
11-jul	9	4,17	0,89	4,70	1,36	4,25	10,55	2,90	1,74
12-jul	10	4,14	0,89	4,70	1,36	4,15	7,75	2,20	1,84
13-jul	11	4,00	0,89	4,70	1,36	3,50	5,70	2,00	1,87
14-jul	12	5,20	0,89	5,30	1,24	5,36	3,69	1,50	1,89
15-jul	13	3,50	0,89	5,30	1,24	3,55	2,21	1,30	2,10
16-jul	14	4,50	0,89	5,30	1,24	4,00	1,85	1,50	2,01
19-jul	17	12,17	0,89	5,30	1,24	12,10	1,38	1,30	1,95
22-jul	20	11,81	0,89	5,30	1,24	11,41	1,35	1,50	1,94
25-jul	23	12,28	0,89	5,30	1,24	11,80	1,38	1,50	1,93
28-jul	26	12,38	0,89	5,30	1,24	12,15	1,26	1,60	1,85
31-jul	29	12,14	1,19	4,90	1,39	11,82	1,16	1,80	1,89
03-ago	32	12,21	1,17	5,00	1,41	11,59	1,30	1,80	1,78
06-ago	35	12,88	0,72	6,05	1,17	11,49	1,30	1,50	1,79
09-ago	38	12,37	0,44	6,70	1,02	11,75	1,26	1,70	1,79
12-ago	41	12,12	0,44	6,70	1,02	11,60	1,08	2,60	1,76
15-ago	44	12,18	0,44	6,70	1,02	11,93	0,77	2,80	1,67
18-ago	47	12,60	0,44	6,70	1,02	12,17	0,68	3,50	1,67
21-ago	50	12,60	0,39	6,76	1,07	12,00	0,60	3,30	1,49

24-ago	53	12,43	0,29	6,90	1,19	12,10	0,68	3,00	1,56
27-ago	56	12,55	0,29	6,90	1,19	11,38	0,60	2,70	1,46
30-ago	59	12,53	0,29	6,90	1,19	12,25	0,50	2,60	1,52
02-sep	62	11,99	0,29	6,90	1,19	11,75	0,43	2,80	1,65
05-sep	65	12,40	0,29	6,90	1,19	11,20	0,36	3,10	1,65
12-sep						4,15	0,37	2,20	1,69

Tabla 65. Balance de soluciones Columna 2.

Fecha	Riego efectivo	Solución de Alimentación (ON)				Solución de Drenaje (OFF)			
Inicio	Día	Volumen [L]	Cu [g/L]	H+ [g/L]	pH	Volumen [L]	Cu [g/L]	H+ [g/L]	pH
03-jul	1	4,48	0,89	4,70	1,36				
04-jul	2	4,24	0,89	4,70	1,36				
05-jul	3	3,76	0,89	4,70	1,36				
06-jul	4	4,15	0,89	4,70	1,36	1,09	12,56	18,90	0,69
07-jul	5	4,17	0,89	4,70	1,36	3,20	13,19	14,00	0,86
08-jul	6	4,06	0,89	4,70	1,36	3,65	14,18	11,40	1,08
09-jul	7	4,11	0,89	4,70	1,36	4,16	14,69	6,70	1,31
10-jul	8	4,10	0,89	4,70	1,36	4,17	15,22	5,90	1,55
11-jul	9	3,92	0,89	4,70	1,36	4,00	14,06	3,50	1,65
12-jul	10	4,00	0,89	4,70	1,36	4,06	10,29	2,30	1,82
13-jul	11	4,25	0,89	4,70	1,36	4,23	5,94	1,80	1,90
14-jul	12	3,90	0,89	5,30	1,24	3,50	3,43	1,50	1,90
15-jul	13	3,68	0,89	5,30	1,24	3,00	2,28	1,40	2,09
16-jul	14	4,30	0,89	5,30	1,24	3,70	1,85	1,30	2,08
19-jul	17	12,39	0,89	5,30	1,24	12,38	1,46	0,80	1,98
22-jul	20	11,74	0,89	5,30	1,24	11,30	1,38	1,4	1,97
25-jul	23	11,17	0,89	5,30	1,24	10,34	1,36	1,30	1,99
28-jul	26	12,52	0,89	5,30	1,24	12,35	1,25	1,50	2,01
31-jul	29	12,02	1,19	4,90	1,39	11,72	1,21	1,70	1,92
03-ago	32	12,34	1,17	5,00	1,41	11,78	1,31	1,70	1,79
06-ago	35	11,86	0,72	6,04	1,17	10,89	1,35	1,50	1,82
09-ago	38	11,80	0,44	6,70	1,02	11,28	1,31	1,80	1,80
12-ago	41	12,26	0,44	6,70	1,02	11,84	1,06	2,40	1,81
15-ago	44	11,95	0,44	6,70	1,02	11,68	0,81	2,60	1,71
18-ago	47	11,49	0,44	6,70	1,02	11,45	0,69	3,20	1,70
21-ago	50	12,55	0,40	6,76	1,07	11,64	0,58	3,30	1,53
24-ago	53	12,64	0,29	6,90	1,19	11,36	0,69	2,80	1,59
27-ago	56	12,80	0,29	6,90	1,19	11,78	0,60	2,60	1,49
30-ago	59	11,99	0,29	6,90	1,19	11,74	0,49	2,60	1,60
02-sep	62	11,89	0,29	6,90	1,19	11,50	0,42	2,50	1,69
05-sep	65	11,88	0,29	6,90	1,19	10,90	0,37	2,70	1,67
12-sep						4,14	0,36	2,20	1,70

Tabla 66. Balance de soluciones Columna 3.

Fecha	Riego efectivo	Solución de Alimentación (ON)				Solución de Drenaje (OFF)			
		Volumen [L]	Cu [g/L]	H+ [g/L]	pH	Volumen [L]	Cu [g/L]	H+ [g/L]	pH
03-jul	1	4,51	0,89	4,70	1,36				
04-jul	2	4,38	0,89	4,70	1,36				
05-jul	3	4,14	0,89	4,70	1,36				
06-jul	4	3,83	0,89	4,70	1,36				
07-jul	5	4,17	0,89	4,70	1,36	3,04	11,61	15,50	0,78
08-jul	6	4,19	0,89	4,70	1,36	3,94	12,66	12,70	1,06
09-jul	7	4,14	0,89	4,70	1,36	4,26	13,61	6,80	1,34
10-jul	8	4,24	0,89	4,70	1,36	4,22	13,38	5,80	1,52
11-jul	9	4,25	0,89	4,70	1,36	4,27	10,88	4,10	1,59
12-jul	10	4,15	0,89	4,70	1,36	4,27	10,03	2,90	1,72
13-jul	11	4,17	0,89	4,70	1,36	4,50	7,80	2,30	1,80
14-jul	12	4,60	0,89	5,30	1,24	4,50	6,27	1,90	1,81
15-jul	13	3,66	0,89	5,30	1,24	4,22	4,04	1,70	1,98
16-jul	14	4,18	0,89	5,30	1,24	3,95	2,28	1,60	1,99
19-jul	17	12,10	0,89	5,30	1,24	12,05	1,54	1,10	1,93
22-jul	20	11,92	0,89	5,30	1,24	11,54	1,38	1,5	1,94
25-jul	23	11,38	0,89	5,30	1,24	10,90	1,37	1,30	1,98
28-jul	26	12,47	0,89	5,30	1,24	12,25	1,25	1,50	2,01
31-jul	29	12,77	1,19	4,90	1,39	12,38	1,19	1,70	1,91
03-ago	32	12,19	1,17	5,00	1,41	11,71	1,30	1,70	1,79
06-ago	35	12,73	0,73	6,04	1,17	11,32	1,32	1,50	1,84
09-ago	38	11,97	0,44	6,70	1,02	11,10	1,19	1,70	1,82
12-ago	41	12,16	0,44	6,70	1,02	11,80	1,16	2,40	1,81
15-ago	44	12,02	0,44	6,70	1,02	11,77	0,79	2,40	1,71
18-ago	47	12,17	0,44	6,70	1,02	11,82	0,65	2,80	1,70
21-ago	50	12,72	0,40	6,76	1,07	11,64	0,59	3,00	1,53
24-ago	53	13,06	0,29	6,90	1,19	11,90	0,70	2,90	1,60
27-ago	56	12,88	0,29	6,90	1,19	11,80	0,60	2,70	1,49
30-ago	59	12,59	0,29	6,90	1,19	12,32	0,48	2,40	1,61
02-sep	62	11,93	0,29	6,90	1,19	11,60	0,41	2,60	1,69
05-sep	65	11,91	0,29	6,90	1,19	10,92	0,37	2,70	1,68
12-sep						4,31	0,38	2,30	1,69

Tabla 67. Balance de soluciones Columna 4.

Fecha	Riego efectivo	Solución de Alimentación (ON)				Solución de Drenaje (OFF)			
		Volumen [L]	Cu [g/L]	H+ [g/L]	pH	Volumen [L]	Cu [g/L]	H+ [g/L]	pH
06-jul	1	3,63	0,89	4,70	1,36				
07-jul	2	3,94	0,89	4,70	1,36				
08-jul	3	4,00	0,89	4,70	1,36				
09-jul	4	4,03	0,89	4,70	1,36				

10-jul	5	3,93	0,89	4,70	1,36	3,00	11,25	17,30	0,77
11-jul	6	3,91	0,89	4,70	1,36	3,60	11,52	11,40	1,00
12-jul	7	3,81	0,89	4,70	1,36	3,88	12,45	8,10	1,17
13-jul	8	4,10	0,89	4,70	1,36	4,12	13,55	6,70	1,23
14-jul	9	4,21	0,89	5,30	1,24	4,00	12,68	4,50	1,27
15-jul	10	3,94	0,89	5,30	1,24	4,03	12,50	3,40	1,51
16-jul	11	4,00	0,89	5,30	1,24	3,80	10,20	2,60	1,61
19-jul	14	12,27	0,89	5,30	1,24	12,09	3,67	1,70	1,75
22-jul	17	12,18	0,89	5,30	1,24	11,77	1,53	1,80	1,85
25-jul	20	11,83	0,89	5,30	1,24	11,86	1,38	1,60	1,90
28-jul	23	12,63	0,89	5,30	1,24	12,26	1,23	1,70	1,95
31-jul	26	12,40	1,19	4,90	1,39	12,15	1,20	2,00	1,85
03-ago	29	12,25	1,17	5,00	1,41	11,71	1,29	1,90	1,72
06-ago	32	11,59	1,17	5,00	1,41	11,27	1,30	1,60	1,81
09-ago	35	11,79	0,69	6,12	1,15	11,26	1,38	1,80	1,80
12-ago	38	12,33	0,44	6,70	1,02	11,94	1,40	2,40	1,81
15-ago	41	12,57	0,44	6,70	1,02	12,23	0,97	2,90	1,70
18-ago	44	12,22	0,44	6,70	1,02	12,01	0,73	3,20	1,66
21-ago	47	12,32	0,44	6,70	1,02	12,08	0,59	3,60	1,50
24-ago	50	12,24	0,39	6,77	1,08	10,9	0,73	3,40	1,56
27-ago	53	12,41	0,29	6,90	1,19	11,42	0,87	3,20	1,42
30-ago	56	12,58	0,29	6,90	1,19	12,2	0,77	2,90	1,54
02-sep	59	11,60	0,29	6,90	1,19	11,371	0,54	3,00	1,63
05-sep	62	11,90	0,29	6,90	1,19	10,84	0,41	2,90	1,63
08-sep	65	12,97	0,29	6,90	1,19	10,68	0,36	3,20	1,64
15-sep	72					4,345	0,40	2,60	1,62

Tabla 68. Balance de soluciones Columna 5.

Fecha	Riego efectivo	Solución de Alimentación (ON)				Solución de Drenaje (OFF)			
Inicio	Día	Volumen [L]	Cu [g/L]	H+ [g/L]	pH	Volumen [L]	Cu [g/L]	H+ [g/L]	pH
06-jul	1	3,70	0,89	4,70	1,36				
07-jul	2	4,33	0,89	4,70	1,36				
08-jul	3	4,26	0,89	4,70	1,36				
09-jul	4	4,17	0,89	4,70	1,36				
10-jul	5	4,00	0,89	4,70	1,36	3,42	10,58	18,60	0,69
11-jul	6	3,98	0,89	4,70	1,36	3,65	11,22	11,60	0,97
12-jul	7	4,00	0,89	4,70	1,36	4,06	12,13	8,10	1,14
13-jul	8	4,10	0,89	4,70	1,36	4,22	13,19	6,60	1,24
14-jul	9	4,30	0,89	5,30	1,24	4,14	12,27	4,40	1,27
15-jul	10	3,35	0,89	5,30	1,24	3,50	12,70	3,30	1,50
16-jul	11	3,80	0,89	5,30	1,24	3,60	11,20	2,60	1,61
19-jul	14	11,47	0,89	5,30	1,24	11,50	4,36	1,80	1,74
22-jul	17	11,27	0,89	5,30	1,24	10,91	1,53	1,70	1,87
25-jul	20	11,59	0,89	5,30	1,24	10,50	1,40	1,50	1,94
28-jul	23	12,44	0,89	5,30	1,24	12,34	1,22	1,70	1,96
31-jul	26	13,00	1,19	4,90	1,39	12,69	1,17	1,90	1,86
03-ago	29	11,55	1,17	5,00	1,41	11,25	1,29	1,90	1,75

06-ago	32	10,99	1,17	5,00	1,41	10,62	1,29	1,60	1,81
09-ago	35	11,99	0,68	6,13	1,15	11,56	1,36	1,80	1,81
12-ago	38	12,06	0,44	6,70	1,02	11,70	1,36	2,40	1,82
15-ago	41	11,96	0,44	6,70	1,02	11,63	0,96	2,70	1,71
18-ago	44	11,52	0,44	6,70	1,02	11,42	0,74	3,00	1,67
21-ago	47	12,04	0,44	6,70	1,02	11,98	0,61	3,50	1,49
24-ago	50	12,26	0,39	6,77	1,08	10,8	0,73	3,1	1,55
27-ago	53	12,76	0,29	6,90	1,19	11,84	0,84	3,6	1,42
30-ago	56	12,47	0,29	6,90	1,19	12,2	0,73	3,1	1,53
02-sep	59	11,00	0,29	6,90	1,19	10,97	0,54	3,1	1,63
05-sep	62	11,72	0,29	6,90	1,19	10,8	0,4	2,7	1,67
08-sep	65	12,53	0,29	6,90	1,19	10,42	0,36	3,1	1,68
15-sep	72					4,405	0,38	2,6	1,64

Tabla 69. Balance de soluciones Columna 6.

Fecha	Riego efectivo	Solución de Alimentación (ON)				Solución de Drenaje (OFF)			
		Volumen [L]	Cu [g/L]	H+ [g/L]	pH	Volumen [L]	Cu [g/L]	H+ [g/L]	pH
06-jul	1	4,09	0,89	4,70	1,36				
07-jul	2	4,29	0,89	4,70	1,36				
08-jul	3	3,97	0,89	4,70	1,36				
09-jul	4	4,27	0,89	4,70	1,36				
10-jul	5	4,18	0,89	4,70	1,36	3,31	10,92	16,60	0,76
11-jul	6	4,00	0,89	4,70	1,36	4,16	10,80	10,10	1,05
12-jul	7	3,97	0,89	4,70	1,36	4,30	10,22	6,80	1,25
13-jul	8	4,00	0,89	4,70	1,36	4,45	9,84	6,50	1,32
14-jul	9	4,50	0,89	5,30	1,24	4,34	9,33	4,40	1,32
15-jul	10	4,00	0,89	5,30	1,24	3,60	9,31	3,60	1,49
16-jul	11	4,00	0,89	5,30	1,24	3,35	9,20	3,00	1,55
19-jul	14	12,28	0,89	5,30	1,24	11,39	8,55	3,10	1,53
22-jul	17	11,79	0,89	5,30	1,24	11,53	2,12	1,70	1,86
25-jul	20	12,08	0,89	5,30	1,24	11,98	1,46	1,40	1,99
28-jul	23	12,78	0,89	5,30	1,24	12,48	1,26	1,60	1,98
31-jul	26	12,73	1,19	4,90	1,39	12,47	1,27	1,80	1,90
03-ago	29	13,09	1,17	5,00	1,41	12,54	1,28	1,80	1,76
06-ago	32	12,08	1,17	5,00	1,41	11,85	1,31	1,50	1,83
09-ago	35	12,63	0,67	6,16	1,14	12,18	1,38	1,70	1,83
12-ago	38	13,44	0,44	6,70	1,02	12,00	1,46	2,30	1,85
15-ago	41	11,93	0,44	6,70	1,02	11,79	0,95	2,60	1,75
18-ago	44	12,13	0,44	6,70	1,02	11,95	0,66	2,70	1,70
21-ago	47	12,38	0,44	6,70	1,02	11,38	0,54	3,00	1,53
24-ago	50	12,20	0,39	6,77	1,08	10,8	0,65	3,10	1,58
27-ago	53	12,93	0,29	6,90	1,19	11,78	0,86	3,00	1,46
30-ago	56	13,09	0,29	6,90	1,19	12,75	0,83	2,90	1,56
02-sep	59	11,48	0,29	6,90	1,19	11,4	0,51	3,00	1,64
05-sep	62	12,36	0,29	6,90	1,19	11,9	0,40	2,70	1,67
08-sep	65	12,63	0,29	6,90	1,19	10,34	0,38	3,10	1,68

15-sep	72	4,92	0,42	2,70	1,61
--------	----	------	------	------	------

Tabla 70. Balance de soluciones Columna 7.

Fecha	Riego efectivo	Solución de Alimentación (ON)				Solución de Drenaje (OFF)			
Inicio	Día	Volumen [L]	Cu [g/L]	H+ [g/L]	pH	Volumen [L]	Cu [g/L]	H+ [g/L]	pH
22-jul	1	3,66	0,89	5,30	1,24				
23-jul	2	3,60	0,89	5,30	1,24				
24-jul	3	3,83	0,89	5,30	1,24	2,26	16,14	17,90	0,80
25-jul	4	3,56	0,89	5,30	1,24	3,15	14,21	11,30	1,06
26-jul	5	4,00	0,89	5,30	1,24	3,80	12,55	11,30	1,27
27-jul	6	4,00	0,89	5,30	1,24	4,10	10,80	5,30	1,48
28-jul	7	4,05	0,89	5,30	1,24	4,00	6,33	3,00	1,66
29-jul	8	4,27	0,89	5,30	1,24	4,19	2,28	2,40	1,76
30-jul	9	4,17	0,89	5,30	1,24	4,20	1,63	2,30	1,72
31-jul	10	3,98	1,19	4,90	1,39	3,89	1,55	1,80	1,74
03-ago	13	11,53	1,17	5,00	1,41	10,94	1,56	2,30	1,63
06-ago	16	10,71	1,17	5,00	1,41	10,48	1,48	1,80	1,72
09-ago	19	11,54	0,68	6,15	1,15	11,11	1,44	1,90	1,73
12-ago	22	12,65	0,44	6,70	1,02	12,10	1,27	3,20	1,66
15-ago	25	12,13	0,44	6,70	1,02	11,90	0,68	3,90	1,50
18-ago	28	11,58	0,29	6,90	1,19	11,45	0,56	4,00	1,47
21-ago	31	11,35	0,29	6,90	1,19	11,26	0,39	3,90	1,44
24-ago	34	12,47	0,29	6,90	1,19	11,14	0,37	3,70	1,49
29-ago						2,68	0,36	3,30	1,42

Tabla 71. Balance de Soluciones Columna 8.

Fecha	Riego efectivo	Solución de Alimentación (ON)				Solución de Drenaje (OFF)			
Inicio	Día	Volumen [L]	Cu [g/L]	H+ [g/L]	pH	Volumen [L]	Cu [g/L]	H+ [g/L]	pH
22-jul	1	3,85	0,89	5,30	1,24				
23-jul	2	3,50	0,89	5,30	1,24				
24-jul	3	3,83	0,89	5,30	1,24	1,14	15,94	23,40	0,66
25-jul	4	3,52	0,89	5,30	1,24	3,45	14,48	16,60	0,80
26-jul	5	4,29	0,89	5,30	1,24	4,30	13,25	9,00	1,28
27-jul	6	4,20	0,89	5,30	1,24	4,30	10,68	4,30	1,51
28-jul	7	4,45	0,89	5,30	1,24	4,40	4,83	3,10	1,65
29-jul	8	4,46	0,89	5,30	1,24	4,48	2,29	2,70	1,71
30-jul	9	4,44	0,89	5,30	1,24	4,22	1,75	2,50	1,69
31-jul	10	4,29	1,19	4,90	1,39	4,20	1,57	2,50	1,71
03-ago	13	12,06	1,17	5,00	1,41	11,49	2,38	1,90	1,60
06-ago	16	11,18	1,17	5,00	1,41	10,93	1,43	1,80	1,71
09-ago	19	12,13	0,68	6,13	1,15	11,80	1,37	2,20	1,69
12-ago	22	13,18	0,44	6,70	1,02	12,74	1,08	3,50	1,60
15-ago	25	11,86	0,44	6,70	1,02	11,53	0,66	4,40	1,44
18-ago	28	11,16	0,29	6,90	1,19	11,05	0,57	4,00	1,46
21-ago	31	11,55	0,29	6,90	1,19	11,54	0,40	4,10	1,38
24-ago	34	12,73	0,29	6,90	1,19	10,72	0,36	3,90	1,44
29-ago						2,48	0,36	3,50	1,44

Tabla 72. Balance de Soluciones Columna 9.

Fecha	Riego efectivo	Solución de Alimentación (ON)				Solución de Drenaje (OFF)			
Inicio	Día	Volumen [L]	Cu [g/L]	H+ [g/L]	pH	Volumen [L]	Cu [g/L]	H+ [g/L]	pH
22-jul	1	3,68	0,89	5,30	1,24				
23-jul	2	3,67	0,89	5,30	1,24				
24-jul	3	4,35	0,89	5,30	1,24	1,20	13,38	25,80	0,60
25-jul	4	4,10	0,89	5,30	1,24	4,62	13,36	14,10	0,93
26-jul	5	4,30	0,89	5,30	1,24	4,56	8,39	5,80	1,45
27-jul	6	4,27	0,89	5,30	1,24	4,24	4,74	4,00	1,57
28-jul	7	4,22	0,89	5,30	1,24	4,20	4,10	3,50	1,60
29-jul	8	4,20	0,89	5,30	1,24	4,22	3,41	3,20	1,61
30-jul	9	3,70	0,89	5,30	1,24	3,10	3,60	3,00	1,60
31-jul	10	4,31	1,19	4,90	1,39	3,93	6,44	2,80	1,63
03-ago	13	12,48	1,17	5,00	1,41	12,07	2,02	2,20	1,64
06-ago	16	11,40	1,17	5,00	1,41	11,07	1,34	1,80	1,72
09-ago	19	12,31	0,71	6,31	1,19	11,70	1,59	1,80	1,73
12-ago	22	13,19	0,44	6,70	1,02	12,96	1,03	3,10	1,65
15-ago	25	12,18	0,44	6,70	1,02	12,00	0,65	3,80	1,49
18-ago	28	11,50	0,29	6,90	1,19	11,46	0,57	3,90	1,47
21-ago	31	12,30	0,29	6,90	1,19	11,24	0,39	3,90	1,38
24-ago	34	12,15	0,29	6,90	1,19	11,10	0,37	3,70	1,45

29-ago	2,75	0,36	3,20	1,46
---------------	------	------	------	------

Tabla 73. Balance de Soluciones Columna 10.

Fecha	Riego efectivo	Solución de Alimentación (ON)				Solución de Drenaje (OFF)			
Inicio	Día	Volumen [L]	Cu [g/L]	H+ [g/L]	pH	Volumen [L]	Cu [g/L]	H+ [g/L]	pH
31-jul	1	4,50	1,19	4,90	1,39				
01-ago	2	4,45	1,19	4,90	1,39	3,60	19,45	17,00	0,83
02-ago	3	4,06	1,19	4,90	1,39	3,56	13,60	9,80	1,18
03-ago	4	4,26	1,17	5,00	1,41	3,79	6,61	4,60	1,33
04-ago	5	4,00	1,17	5,00	1,41	3,70	3,64	3,00	1,58
05-ago	6	3,95	1,17	5,00	1,41	3,76	2,54	2,40	1,62
06-ago	7	4,00	1,17	5,00	1,41	3,75	2,01	1,80	1,71
07-ago	8	4,25	1,17	5,00	1,41	3,90	2,01	1,80	1,71
08-ago	9	4,13	1,17	5,00	1,41	3,98	1,75	1,80	1,70
09-ago	10	4,30	1,17	5,00	1,41	4,16	1,61	1,80	1,75
12-ago	13	12,40	1,17	5,00	1,41	12,20	1,64	2,60	1,78
15-ago	16	12,45	1,17	5,00	1,41	12,02	1,44	3,00	1,74
18-ago	19	13,12	0,63	6,17	1,27	11,62	1,37	3,00	1,71
21-ago	22	12,21	0,29	6,90	1,19	11,98	0,90	3,90	1,43
24-ago	25	13,30	0,29	6,90	1,19	11,82	1,08	4,20	1,42
27-ago	28	12,93	0,29	6,90	1,19	11,98	0,96	3,00	1,46
30-ago	31	12,38	0,29	6,90	1,19	12,31	0,50	3,60	1,44
02-sep	34	11,43	0,29	6,90	1,19	11,35	0,39	3,70	1,47
08-sep						2,38	0,40	3,60	1,59

Tabla 74. Balance de Soluciones Columna 11.

Fecha	Riego efectivo	Solución de Alimentación (ON)				Solución de Drenaje (OFF)			
Inicio	Día	Volumen [L]	Cu [g/L]	H+ [g/L]	pH	Volumen [L]	Cu [g/L]	H+ [g/L]	pH
31-jul	1	4,23	1,19	4,90	1,39				
01-ago	2	4,24	1,19	4,90	1,39	1,86	17,90	22,80	0,64
02-ago	3	3,97	1,19	4,90	1,39	3,20	15,60	12,40	1,01
03-ago	4	4,26	1,17	5,00	1,41	3,98	10,37	6,90	1,22
04-ago	5	4,12	1,17	5,00	1,41	3,98	5,70	4,00	1,48
05-ago	6	3,82	1,17	5,00	1,41	3,58	3,81	2,90	1,57
06-ago	7	3,77	1,17	5,00	1,41	3,54	2,81	2,10	1,66
07-ago	8	4,03	1,17	5,00	1,41	3,90	2,81	1,90	1,66
08-ago	9	4,00	1,17	5,00	1,41	3,86	2,17	1,90	1,68
09-ago	10	4,00	1,17	5,00	1,41	4,00	1,71	1,90	1,75
12-ago	13	12,23	1,17	5,00	1,41	11,84	1,75	2,60	1,76
15-ago	16	12,06	1,17	5,00	1,41	11,75	1,49	2,70	1,74
18-ago	19	12,77	0,62	6,19	1,27	11,81	1,39	3,00	1,74
21-ago	22	11,85	0,29	6,90	1,19	11,64	0,95	3,60	1,47
24-ago	25	12,41	0,29	6,90	1,19	11,58	1,04	4,10	1,43
27-ago	28	12,58	0,29	6,90	1,19	11,13	0,54	4,30	1,29
30-ago	31	12,64	0,29	6,90	1,19	12,35	0,54	3,80	1,41
02-sep	34	11,83	0,29	6,90	1,19	11,45	0,38	4,10	1,44
08-sep						2,52	0,39	3,60	1,59

Tabla 75. Balance de Soluciones Columna 12.

Fecha	Riego efectivo	Solución de Alimentación (ON)				Solución de Drenaje (OFF)			
Inicio	Día	Volumen [L]	Cu [g/L]	H+ [g/L]	pH	Volumen [L]	Cu [g/L]	H+ [g/L]	pH
31-jul	1	4,50	1,19	4,90	1,39				
01-ago	2	4,31	1,19	4,90	1,39	1,32	17,85	20,10	0,71
02-ago	3	3,78	1,19	4,90	1,39	3,19	14,80	15,30	1,02
03-ago	4	4,25	1,17	5,00	1,41	3,76	10,32	7,30	1,17
04-ago	5	3,40	1,17	5,00	1,41	3,36	6,79	4,90	1,42
05-ago	6	3,69	1,17	5,00	1,41	2,95	4,76	3,50	1,50
06-ago	7	3,62	1,17	5,00	1,41	3,40	3,60	2,30	1,63
07-ago	8	4,17	1,17	5,00	1,41	3,88	3,60	2,10	1,63
08-ago	9	4,18	1,17	5,00	1,41	4,00	2,89	2,00	1,66
09-ago	10	4,12	1,17	5,00	1,41	4,00	1,77	1,90	1,75
12-ago	13	12,14	1,17	5,00	1,41	11,76	1,67	2,40	1,81
15-ago	16	12,02	1,17	5,00	1,41	11,65	1,46	2,70	1,76
18-ago	19	13,27	0,62	6,19	1,27	12,05	1,39	2,80	1,75
21-ago	22	11,95	0,29	6,90	1,19	11,74	0,95	3,80	1,47
24-ago	25	12,23	0,29	6,90	1,19	11,20	1,05	4,00	1,44
27-ago	28	12,76	0,29	6,90	1,19	11,34	0,53	4,00	1,29

30-ago	31	12,74	0,29	6,90	1,19	12,46	0,55	3,70	1,41
02-sep	34	11,24	0,29	6,90	1,19	11,10	0,39	3,90	1,45
08-sep						2,60	0,40	3,60	1,59

C.3.3. Descarga de columnas

Tabla 76. Resultados descarga de columnas, columna 1.

Col 1 - M	Peso Bandeja	Peso Húmedo + bandeja	Peso seco + bandeja	Humedad base húmeda	Humedad base seca
N° bandeja	[g]	[g]	[g]	%	%
1	1.580	16.645	14.864	11,8	13,4
2	1.715	18.455	16.116	14,0	16,2
3	1.735	18.610	16.912	10,1	11,2
4	1.740	19.115	17.074	11,7	13,3
5	1.745	17.640	15.582	12,9	14,9
6	1.715	17.370	15.590	11,4	12,8
7	1.735	17.805	15.810	12,4	14,2
8	1.750	16.860	15.096	11,7	13,2
9	2.080	16.385	14.704	11,8	13,3
10	1.695	16.955	15.248	11,2	12,6
11	2.010	17.985	16.310	10,5	11,7
Total	19.500	193.825	173.306	11,77	13,34

Tabla 77. Resultados descarga de columnas, columna 2.

Col 2 - M	Peso Bandeja	Peso Húmedo + bandeja	Peso seco + bandeja	Humedad base húmeda	Humedad base seca
N° bandeja	[g]	[g]	[g]	%	%
1	2.045	20.060	17.982	11,5	13,0
2	1.655	13.615	11.962	13,8	16,0
3	1.650	13.700	12.082	13,4	15,5
4	1.745	17.095	15.052	13,3	15,4
5	1.730	17.170	15.184	12,9	14,8
6	1.740	15.180	13.474	12,7	14,5
7	1.655	15.245	13.522	12,7	14,5
8	1.730	15.580	13.918	12,0	13,6
9	1.735	15.255	13.636	12,0	13,6
10	1.780	15.830	14.170	11,8	13,4
11	1.745	13.240	11.924	11,4	12,9
12	1.670	13.955	12.664	10,5	11,7

13	1.750	12.390	11.286	10,4	11,6
Total	22.630	198.315	176.856	12,2	13,9

Tabla 78. Resultados descarga de columnas, columna 3.

Col 3 - M	Peso Bandeja	Peso Húmedo + bandeja	Peso seco + bandeja	Humedad base húmeda	Humedad base seca
N° bandeja	[g]	[g]	[g]	%	%
1	1.660	14.865	13.300	11,9	13,4
2	1.925	18.570	16.730	11,1	12,4
3	1.735	15.155	13.332	13,6	15,7
4	1.745	17.765	15.646	13,2	15,2
5	1.805	17.895	15.864	12,6	14,4
6	1.765	17.050	15.080	12,9	14,8
7	1.805	16.825	15.072	11,7	13,2
8	1.790	17.250	15.286	12,7	14,6
9	1.975	18.205	16.264	12,0	13,6
10	1.880	14.625	13.162	11,5	13,0
11	1.725	15.610	14.088	11,0	12,3
12	1.575	10.250	9.320	10,7	12,0
Total	21.385	194.065	173.144	12,1	13,8

Tabla 79. Resultados descarga de columnas, columna 4.

Col 4 - M	Peso Bandeja	Peso Húmedo + bandeja	Peso seco + bandeja	Humedad base húmeda	Humedad base seca
N° bandeja	[g]	[g]	[g]	%	%
1	1.785	15.100	13.432	12,5	14,3
2	1.770	17.875	15.740	13,3	15,3
3	1.800	16.900	14.818	13,8	16,0
4	1.770	16.690	14.768	12,9	14,8
5	1.775	18.270	16.218	12,4	14,2
6	1.960	17.215	15.296	12,6	14,4
7	2.065	15.920	14.134	12,9	14,8
8	1.750	15.735	13.964	12,7	14,5
9	1.775	15.785	14.112	11,9	13,6
10	1.825	14.650	13.158	11,6	13,2
11	1.735	12.615	11.426	10,9	12,3
12	1.780	10.940	9.954	10,8	12,1
Total	21.790	187.695	167.020	12,5	14,2

Tabla 80. Resultados descarga de columnas, columna 5.

Col 5 - M	Peso Bandeja	Peso Húmedo + bandeja	Peso seco + bandeja	Humedad base húmeda	Humedad base seca
N° bandeja	[g]	[g]	[g]	%	%
1	2.120	16.055	14.362	12,1	13,8
2	1.775	17.060	14.896	14,2	16,5
3	1.890	16.700	14.914	12,1	13,7
4	1.590	15.075	13.288	13,3	15,3
5	2.030	16.795	14.800	13,5	15,6
6	1.700	15.930	14.080	13,0	14,9
7	1.735	18.930	16.730	12,8	14,7
8	1.750	18.225	16.180	12,4	14,2
9	1.870	16.075	14.378	11,9	13,6
10	1.725	14.425	12.960	11,5	13,0
11	1.710	15.355	13.806	11,4	12,8
12	1.750	9.190	8.398	10,6	11,9
Total	21.645	189.815	168.792	12,5	14,3

Tabla 81. Resultados descarga de columnas, columna 6.

Col 6 - M	Peso Bandeja	Peso Húmedo + bandeja	Peso seco + bandeja	Humedad base húmeda	Humedad base seca
N° bandeja	[g]	[g]	[g]	%	%
1	1.810	15.320	13.622	12,6	14,4
2	1.770	16.720	14.760	13,1	15,1
3	3.095	19.395	17.264	13,1	15,0
4	3.175	17.890	16.132	11,9	13,6
5	3.010	16.335	14.608	13,0	14,9
6	1.810	16.280	14.522	12,1	13,8
7	1.925	17.010	15.228	11,8	13,4
8	1.805	18.960	16.886	12,1	13,8
9	1.700	15.350	13.706	12,0	13,7
10	1.775	15.040	13.504	11,6	13,1
11	1.790	15.710	14.152	11,2	12,6
12	1.695	13.215	12.004	10,5	11,7
Total	25.360	197.225	176.388	12,1	13,8

Tabla 82. Resultados descarga de columnas, columna 7.

Col 7 - M	Peso Bandeja	Peso Húmedo + bandeja	Peso seco + bandeja	Humedad base húmeda	Humedad base seca
N° bandeja	[g]	[g]	[g]	%	%
1	1.740	8.925	8.022	12,6	14,4
2	1.685	16.020	13.986	14,2	16,5
3	1.760	15.275	13.424	13,7	15,9
4	1.725	13.855	12.258	13,2	15,2
5	2.025	15.470	13.732	12,9	14,8
6	2.050	12.755	11.628	10,5	11,8
7	1.560	14.910	13.364	11,6	13,1
8	1.745	6.870	6.292	11,3	12,7
Total	14.290	104.080	92.706	12,7	14,5

Tabla 83. Resultados descarga de columnas, columna 8.

Col 8 - M	Peso Bandeja	Peso Húmedo + bandeja	Peso seco + bandeja	Humedad base húmeda	Humedad base seca
N° bandeja	[g]	[g]	[g]	%	%
1	1.735	14.425	12.870	12,3	14,0
2	1.720	16.840	14.748	13,8	16,1
3	1.740	12.765	11.276	13,5	15,6
4	2.055	16.580	14.692	13,0	14,9
5	1.750	17.190	15.242	12,6	14,4
6	1.740	15.810	14.130	11,9	13,6
7	1.770	8.465	7.708	11,3	12,7
Total	12.510	102.075	90.666	12,7	14,6

Tabla 84. Resultados descarga de columnas, columna 9.

Col 9 - M	Peso Bandeja	Peso Húmedo + bandeja	Peso seco + bandeja	Humedad base húmeda	Humedad base seca
N° bandeja	[g]	[g]	[g]	%	%
1	1.740	18.900	16.750	12,5	14,3
2	2.050	15.640	13.776	13,7	15,9
3	1.900	12.720	11.260	13,5	15,6
4	1.760	12.820	11.390	12,9	14,8
5	1.600	13.345	11.758	13,5	15,6
6	1.760	13.425	12.008	12,1	13,8
7	2.030	12.200	11.042	11,4	12,8

8	1.760	5.785	5.342	11,0	12,4
Total	14.600	104.835	93.326	12,8	14,6

Tabla 85. Resultados descarga de columnas, columna 10.

Col 10 - M	Peso Bandeja	Peso Húmedo + bandeja	Peso seco + bandeja	Humedad base húmeda	Humedad base seca
N° bandeja	[g]	[g]	[g]	%	%
1	1.670	16.990	15.468	9,9	11,0
2	1.535	15.865	14.316	10,8	12,1
3	1.630	17.240	15.532	10,9	12,3
4	1.755	16.570	14.880	11,4	12,9
5	1.740	17.760	15.892	11,7	13,2
6	1.875	13.695	12.350	11,4	12,8
Total	10.205	98.120	88.438	11,0	12,4

Tabla 86. Resultados descarga de columnas, columna 11.

Col 11 - M	Peso Bandeja	Peso Húmedo + bandeja	Peso seco + bandeja	Humedad base húmeda	Humedad base seca
N° bandeja	[g]	[g]	[g]	%	%
1	1.705	11.980	10.978	9,8	10,8
2	1.750	16.765	15.176	10,6	11,8
3	1.775	17.345	15.640	11,0	12,3
4	1.735	16.800	15.198	10,6	11,9
5	1.790	17.150	15.516	10,6	11,9
6	1.755	19.110	17.214	10,9	12,3
Total	10.510	99.150	89.722	10,6	11,9

Tabla 87. Resultados descarga de columnas, columna 12.

Col 12 - M	Peso Bandeja	Peso Húmedo + bandeja	Peso seco + bandeja	Humedad base húmeda	Humedad base seca
N° bandeja	[g]	[g]	[g]	%	%
1	2.045	11.950	10.854	11,1	12,4
2	3.070	19.160	15.452	23,0	29,9
3	1.740	17.695	15.968	10,8	12,1
4	1.775	16.905	15.172	11,5	12,9
5	1.740	17.590	15.816	11,2	12,6
6	2.030	18.825	17.092	10,3	11,5

Total	12.400	102.125	90.354	13,1	15,1
--------------	---------------	----------------	---------------	-------------	-------------

Anexo D

Otros cálculos

Análisis químico

Muestreo Laboratorio

Las muestras son recepcionadas en bolsas, las que deben estar debidamente identificadas para proceder a ser registradas en el libro de recepción de muestras.

- Secado de Muestra:

Antes de ingresar el mineral al horno debe ser pesado, registrando la masa obtenida en un reporte.

Posteriormente, la muestra es ingresada por un período de 8 a 12 horas a una temperatura de 105°C. Tras cumplir el tiempo, se dejan enfriar los carros con las muestras a puertas abiertas

- Determinación de Humedad:

La cantidad de agua presente en la muestra se basa en la pérdida de peso por calentamiento del horno, refiriendo su peso al peso total de la muestra expresada como porcentaje.

Expresión de resultados:

$$Base\ seca = \frac{(Pmh - PB) - (Pms - PB)}{Pms - PB} \cdot 100\%$$

$$Base\ húmeda = \frac{(Pmh - PB) - (Pms - PB)}{Pmh - PB} \cdot 100\%$$

Donde,

Pmh = Peso muestra húmeda más peso de bandeja

PB = Peso bandeja

Pms = Peso muestra seca más peso de bandeja

- Chancado:

Posterior al secado del mineral, es llevado a un chancado primario. Para recibir el material chancado bajo #1/4 se coloca una bolsa para la recepción.

- División de muestra:

Luego de que el mineral atraviesa las etapas de secado y chancado, la muestra es depositada en el divisor rotatorio de 6 capachos hasta completar la homogenización

Leyes de cabeza

- Determinación cobre total:

La técnica utilizada corresponde a la absorción atómica. El espectrofotómetro consiste en un instrumento de medición, el cual su operación se basa en la medida de la absorbancia de una radiación electromagnética a una longitud de onda característica del elemento a medir. Se requiere que el elemento se encuentre en estado basal, realizando excitación con llama aire/acetileno o N₂O/Acetileno. En el caso del Cobre, su longitud de onda característica corresponde a 327,4 nm el cual es excitado por el gas aire/acetileno.

Expresión de resultados:

$$\%CuT = \frac{C \cdot V}{m \cdot 10000} \cdot D$$

Donde,

C = Lectura de cobre.

V = Volumen de aforo inicial en ml.

m = Masa de la muestra en g.

D = Dilución de la muestra.

Mínimo reportable: < 0,003% CuT

- Determinación cobre soluble:

Al igual que la determinación de cobre total, la técnica utilizada es la absorción atómica o espectrofotometría, con la diferencia de que el mineral se somete a una previa lixiviación con ácido sulfúrico 1N, que luego es atomizada en una llama de aire/acetileno, determinando la concentración de cobre soluble por comparación con soluciones patrones de concentración conocida.

Expresión de Resultados:

$$\%CuSol = \frac{C \cdot V}{m \cdot 10000} \cdot D$$

Donde,

C = Lectura de cobre.

V = Volumen de aforo inicial en ml.

m = Masa de la muestra en g.

D = Dilución de la muestra.

Mínimo reportable: < 0,002%

- Determinación consumo de ácido

Se realiza una previa lixiviación de una muestra de mineral con ácido sulfúrico, se efectúa una titulación potenciométrica hasta pH determinado con una solución de hidróxido de sodio. El resultado en volumen obtenido de la diferencia con el blanco es utilizado para el cálculo de la concentración del consumo de ácido en la muestra de mineral.

Expresión de resultados:

$$\frac{kg\ H_2SO_4}{Ton\ Mineral} = \frac{(Gasto\ NaOH\ Bco. - Gasto\ Muestra) \cdot N\ NaOH \cdot Peq\ H_2SO_4 \cdot 10}{m}$$

Donde,

N NaOH = Normalidad del hidróxido de sodio.

Peq H₂SO₄ = 49,04 g mol⁻¹

m = Masa de la muestra en g.

Mínimo reportable: 5 kg H₂SO₄/Ton mineral

- Determinación Carbonatos y Nitratos:

El método para la determinación de carbonatos consiste en la combustión de una muestra de minerales en un horno primario a 950°C, luego de este proceso los gases liberados pasan a un horno secundario para su posterior oxidación y eliminación de partículas por reactivos a 850°C. Una vez que los gases han sido previamente mezclados y homogenizados con oxígeno, una celda infrarroja mide el C como CO₂.

Para la determinación de nitratos, la misma alícuota de muestra de gases pasa a través de un circuito de helio, anhidrona, lecosorb y cobre con temperatura para reducir los NO_x a N₂, el cual es medido en una celda de conductividad térmica.

Expresión de resultados

%NO₃ = Lectura directa del equipo en %

%CO₃ = Lectura directa del equipo en %

Mínimos reportables: %NO₃ = 0,10% y %CO₃ = 0,10%

Análisis mineralógico (NIR)

Para obtener el análisis mineralógico de las muestras a utilizar, se recurre a la **Teoría del NIR** y el método de lectura utilizado corresponde a la espectroscopía.

Cuando una muestra es iluminada por una fuente de luz en el espectrómetro, existen algunas longitudes de onda que son absorbidas por los minerales que contiene la muestra, producto de vibraciones sub-moleculares debido al movimiento de sus enlaces moleculares. Dentro de las vibraciones se pueden clasificar como primarias/fundamentales (absorción característica visible en el infrarrojo medio), y armónicos de las vibraciones fundamentales (visibles por infrarrojo cercano).

A continuación, una lista de la interpretación UV-NIR de algunos compuestos:

- Agua y OH: ~1400 nm (también ~1550 nm y ~1750-1850nm en algunos minerales)
- Agua: ~1400 nm y ~1900 nm
- AlOH: ~2160 – 2228 nm
- FeOH: ~2230 – 2295 nm
- MgOH: ~2300 – 2370 nm
- CO₃: ~2300 – 2370 nm (además de ~1870 nm, ~1990 nm y 2155 nm)

Anexo E

Equipos utilizados

Harnero Gilson: Equipo vibratorio con capacidad de 6 bandejas o Deck con mallas, con la finalidad de clasificar hasta 7 productos con distinta granulometría. El equipo posee un sistema de fijación hidráulico.



Figura 67. Harnero Gilson.

Chancador de Mandíbulas HEBRO: Este chancador ha sido diseñado para reducir una muestra con granulometría de hasta 4", obteniendo hasta un 85% bajo #10 (1,7 mm), en una sola pasada. También se puede utilizar como chancador primario, obteniendo un producto cercano a ½" con el setting a su máxima abertura (Labtech Hebro Limitada, 2023).



Figura 68. Chancador de mandíbulas Planta Piloto.

Tabla 88. Características Chancador de mandíbulas Planta Piloto.

Motor	: 10 HP / 3 Ph / 380 V / 50 Hz
Boca de Alimentación	: 230 x 110 mm
Tamaño Máximo de Alimentación	: 4"
Rendimiento	
Cuarzo 3"	: 4 kg/min 85% malla #10 (set a 2 mm)
Cuarzo 3"	: 14 kg/min 95% malla ¼" (set a 6 mm)
Cuarzo 3"	: 24 kg/min 98% malla ½" (set a 12 mm)

Divisor rotatorio (Pros-Plitter): Equipo diseñado para dividir la muestra en fracciones iguales conservando la representatividad y homogeneidad de la carga inicial. Este equipo se compone principalmente por una tolva receptora, un alimentador vibratorio de velocidad variable, una tornamesa accionada por motorreductor, capachos plásticos y separadores de caucho.

El equipo presente en planta piloto es un modelo de Pros- Plitter M30 de 30 segmentos, la capacidad de aproximadamente 4 kg por capacho y capacidad de tolva a elección (ver Figura 69).



Figura 69. Divisor Rotatorio Planta Piloto.