

TRABAJO ESPECIAL DE GRADO

**PROPUESTA DE UN PLAN DE GESTIÓN PARA LOS RESIDUOS MINEROS
VALORIZABLES, DISPUESTOS EN LAGUNAS DE COLAS POR LA
EMPRESA C.V.G. MINERVEN C.A. ESTADO BOLÍVAR**

Presentado ante la Ilustre
Universidad Central de Venezuela
por los Brs. Villegas Toro, José Luis
y Briceño Vázquez, Carlos Arturo
para optar por el título de Ingeniero de Minas

Caracas, noviembre del 2019

TRABAJO ESPECIAL DE GRADO

**PROPUESTA DE UN PLAN DE GESTIÓN PARA LOS RESIDUOS MINEROS
VALORIZABLES, DISPUESTOS EN LAGUNAS DE COLAS POR LA
EMPRESA C.V.G. MINERVEN C.A. ESTADO BOLÍVAR**

Tutor académico: Prof. Katherine Silva

Cotutor académico: Prof. Alba Castillo

Presentado ante la Ilustre
Universidad Central de Venezuela
por los Brs. Villegas Toro, José Luis
y Briceño Vázquez, Carlos Arturo
para optar por el título de Ingeniero de Minas

Caracas, noviembre del 2019

Caracas, noviembre del 2019

Los abajo firmantes, miembros del jurado designado por el Consejo de la Escuela de Geología, Minas y Geofísica, para evaluar el Trabajo Especial de Grado presentado por los Bachilleres José Luis Villegas Toro y Carlos Arturo Briceño Vázquez, titulado:

**“PROPUESTA DE UN PLAN DE GESTIÓN PARA LOS RESIDUOS MINEROS
VALORIZABLES, DISPUESTOS EN LAGUNAS DE COLAS POR LA
EMPRESA C.V.G. MINERVEN C.A. ESTADO BOLÍVAR”**

Consideran que el mismo cumple con los requisitos exigidos por el plan de estudios conducente al Título de Ingeniero de Minas, y sin que ello signifique que se hacen solidarios con las ideas expuestas por los autores, lo declaran APROBADO.

Prof. Aurora Piña
Jurado

Prof. Trino Baloa
Jurado

Prof. Katherine Silva
Jurado

Villegas T. José L. y Briceño V. Carlos A.

**PROPUESTA DE UN PLAN DE GESTIÓN PARA LOS RESIDUOS MINEROS
VALORIZABLES, DISPUESTOS EN LAGUNAS DE COLAS POR LA
EMPRESA C.V.G. MINERVEN C.A. ESTADO BOLÍVAR**

Tutora Académica: Prof. Katherine Silva, Cotutora: Prof. Alba Castillo. Caracas,
Universidad Central de Venezuela. Facultad de Ingeniería. Escuela de Geología, Minas
y Geofísica. Departamento de Minas. Año 2019, 171 p.

Palabras claves: residuos mineros - depósito, residuos mineros valorizables - uso industrial, Bolívar (estado), C.V.G. Minerven, *RecMin V. 6,05* y *Slide V. 6,005*.

Resumen

En la etapa final del proceso de beneficio de minerales metálicos se generan los residuos mineros de tipo relave, los cuales conforman el remanente del proceso; en esta investigación se estudian los residuos mineros valorizables que provienen de las plantas de procesamiento de mineral aurífero de la Empresa C.V.G. Minerven C.A., para plantear conceptualmente alternativas de gestión, debido a que durante décadas el remanente del proceso de beneficio ha sido dispuesto en estructuras de almacenamiento denominadas por la Empresa como lagunas de colas; según las tasas de crecimiento observadas, se estima que estas lagunas podrían contener actualmente alrededor de 15 millones de toneladas de material y para la fecha estimada del cese de operaciones pudieran alcanzar los 22 millones de toneladas. En esta investigación se realizaron diferentes ensayos para caracterizar el residuo en estudio, entre ellos análisis químicos para la determinar el contenido de oro, cianuro libre, potencial de hidrógeno y composición química a través de FRX; ensayos físicos que permitieron estudiar la granulometría, densidad, y fueron empleadas técnicas de DRX y observaciones en medio seco y húmedo utilizando una lupa binocular para caracterizar el residuo en el contexto mineralógico. El material analizado fue identificado como un residuo minero de tipo relave, derivado del proceso de

cianuración, con componentes activos con potencial contaminante, fue categorizado dentro del sistema unificado de clasificación de suelos (USCS) como limo de baja plasticidad (ML) con un d_{80} de 0,055, y una mineralogía mayoritaria compuesta por Albita, Cuarzo, Ankerita, se determinó una concentración de 0,88 mg/L de cianuro libre, sobrepasando los límites ambientales permitidos, y un contenido de oro promedio de 0,51 g/t. En función de las características físicas, químicas y mineralógicas propias del residuo se planteó un plan de gestión que contempla alternativas para mejorar la disposición de los residuos priorizando en la menor afectación ambiental posible, proponiendo la neutralización de efluentes mediante el proceso INCO, la aplicación de técnicas de filtrado para reducir el máximo porcentaje de líquidos del material y se realizó una simulación para estudiar posibles alternativas de disposición empleando técnicas de confinamiento para los futuros residuos, adicionalmente se hizo uso del *software Slide V. 6,005* para evaluar tanto la técnica de confinamiento, como para estudiar el pronóstico conceptual de estabilidad de las estructuras diseñadas, y se contemplaron estrategias aliadas de gestión como un posible uso industrial en donde se vislumbró potencial para el uso de estos residuos mineros en la industria alfarera.

Agradecimientos

Agradezco a toda la comunidad científica de profesores del Departamento de Minas, por quienes siento gran admiración y quienes me brindaron todas las herramientas para lograr realizar este trabajo.

Al Prof. Luis Alejandro Sánchez de la Universidad Nacional Experimental Francisco de Miranda, por siempre responder amablemente las consultas y por todo el apoyo.

A Cesar A. Peña, por su paciencia y disposición para ayudarnos con los ensayos en el laboratorio y a Yllevic M. Bastidas por su colaboración con algunos datos para los estudios topográficos.

Al Prof. Lenin González del Departamento de Geología, por el apoyo con la interpretación de difractogramas y correlaciones en el área de las ciencias geológicas.

Al Prof. Marcial Pérez de la escuela de Metalurgia y al Prof. William Meléndez de la Facultad de Ciencias, por el apoyo en la parte química analítica e instrumental.

A la Prof. Mónica Pereira del Instituto de Materiales y Modelos Estructurales (IMME), por su amabilidad y colaboración para realizar los ensayos de hidrometría.

A la Prof. Luisa María Ríos, quién me apoyó en uno de los momentos más difíciles de mi vida cuando quería abandonarlo todo, le estaré eternamente agradecido por su orientación y cariño.

Especial agradecimiento a los profesores que más admiro, a la Prof. Aurora Piña por su infinita paciencia, a la Prof. Katherine Silva por abrirme las puertas a la escuela de Geología, Minas y Geofísica, a la Prof. Gladys Martínez por siempre apoyarnos y nunca dudar de nosotros, al Prof. Omar Márquez por siempre ofrecernos apoyo cuando estábamos desesperados buscando pasantías, y a la Prof. Alba Castillo quien nos enamoró de la rama de ambiente con sus excelentes presentaciones.

Me siento increíblemente satisfecho por haber tenido la oportunidad de conocerlos, me esforcé constantemente para aprender algo de cada uno de ustedes.

Carlos Arturo.

Agradezco primero a Dios por permitirme superar cada etapa, en los momentos difíciles de este largo proceso de formación y darme la fortaleza mental y física para llegar hasta aquí.

Agradezco en especial a la Profesora Katherine Silva quien con toda su paciencia y cariño me brindó de manera incondicional, profesional y humana los conocimientos académicos y consejos a nivel personal los cuales influyeron de manera importante en mí.

Agradezco a la Profesora Alba Castillo quien siempre con su carisma y amplio conocimientos siempre fue inspiración para enamorarme de esta carrera tan bonita.

Al Prof. Lenin González del Departamento de Geología, por el apoyo con la interpretación de difractogramas y correlaciones en el área de las ciencias geológicas.

Al Prof. Marcial Pérez de la escuela de Metalurgia y al Prof. William Meléndez de la Facultad de Ciencias, por el apoyo en la parte química analítica e instrumental.

Agradezco a Newbraska Gil quien ha estado en momentos difíciles dándome aliento para seguir y culminar esta etapa importantes para mí

Agradezco a una persona me ha acompañado desde el inicio de la carrera, Pedro Osorio amigo y hermano de vida quien me ha brindado su amistad de manera incondicional.

Agradecido inmensamente con la Universidad Central de Venezuela que más allá de formarme como profesional me formo como persona y ser humano.

José Luis Villegas Toro.

Dedicatorias

Dedico este trabajo y todo mi esfuerzo principalmente a Dios, mi norte y mi guía siempre, a mis padres incondicionales, y a todas las personas que contribuyeron a que lograra culminar este estudio, en especial a dos personas extraordinarias que ya no se encuentran con nosotros, mamá Carmen y Marisol, a quienes les debo los momentos más felices de mi infancia, nunca las olvidaré.

Carlos Arturo.

Este trabajo va dedicado a mis padres José Villegas y María Toro pilares fundamentales y el motor que me impulsa cada día a ser mejor, a mi tía Ydalmy Villegas quien ha sido una persona que junto a mis padres ha influido de manera importante en mi formación profesional y personal, ayudándome a culminar esta primera etapa de muchas que están por venir.

José Luis Villegas Toro

Contenido

Introducción.....	1
Capítulo I – Generalidades de la investigación.....	3
1.1 Planteamiento del problema	3
1.2 Objetivo general	4
1.3 Objetivos específicos.....	4
1.4 Justificación de la investigación.....	5
1.5 Limitaciones	6
Capítulo II – Generalidades de la zona de estudio.....	7
2.1 Ubicación de la zona de estudio	7
2.2 Reseña histórica de la Empresa C.V.G. Minerven C.A.....	8
2.2.1 Instalaciones	9
2.2.2 Mina Colombia.....	9
2.2.3 Plantas de beneficio Caratal y El Perú	10
2.3 Características de la zona de estudio	13
2.3.1 Clima	13
2.3.2 Vegetación.....	13
2.3.3 Topografía	14
2.3.4 Suelos	14
2.3.5 Hidrografía	14
2.3.6 Drenaje	15
2.4 Geología de la zona de estudio.....	15
2.4.1 Provincia La Pastora.....	16
2.4.2 Vetas y fallas mineralizadas	21
2.4.2.1 Fallas transversales mineralizadas.....	22
2.4.2.2 Geología local.....	23
Capítulo III – Marco teórico	25
3.1 Bases teóricas	26
3.1.1 Tipos de residuos generados por la actividad minera.....	26
3.1.1.1 Nuevo paradigma: Los residuos como recursos.....	29
3.1.2 Pasivos ambientales.....	30
3.1.3 Depósitos de residuos mineros	31
3.1.3.1 Tranques de relaves	31
3.1.3.2 Depósito de residuos mineros de tipo relaves espesados	33
3.1.3.3 Depósito de relaves en pasta	34
3.1.3.4 Depósito de residuos mineros de tipo relaves filtrados	34
3.1.4 Medio ambiente.....	34
3.1.5 Manejo integral de residuos sólidos	35
3.1.6 Tecnologías limpias en la industria minera.....	36
3.1.7 El cianuro y sus posibilidades de tratamiento	38
3.1.7.1 Breve reseña del uso del cianuro en la minería	38

3.1.7.2 El cianuro	39
3.1.7.3 Cianuro libre.....	41
3.1.7.4 Complejos del cianuro.....	43
3.1.7.5 Complejos débiles y fuertes del cianuro.....	44
3.1.7.6 Degradación natural de cianuro.....	45
3.1.7.7 Tecnologías en el tratamiento del cianuro.....	47
3.1.8 Concepto de desarrollo sustentable	50
3.2 Marco legal.....	51
3.2.1 Ley orgánica del ambiente	52
3.2.2 Ley penal del ambiente.....	54
3.2.3 Normativa ambiental Venezolana para la actividad industrial.....	56
3.2.4 Decreto con rango, valor y fuerza de ley orgánica.....	57
3.2.5 Perspectivas hacia el futuro.....	58
Capítulo IV – Marco metodológico.....	59
4.1 Tipo de investigación	59
4.2 Diseño de la investigación.....	59
4.3 Objeto de estudio.....	59
4.4 Metodología de trabajo empleada	60
4.4.1 Primera etapa metodológica	61
4.4.2 Segunda etapa metodológica.....	61
4.4.2.1 Ensayos de laboratorio	63
4.4.3 Tercera etapa metodológica.....	70
Capítulo V - Resultados y discusión	72
5.1 Caracterización química de las muestras estudiadas	72
5.1.2 Oro contenido en las muestras estudiadas	72
5.1.3 Potencial de hidrógeno	73
5.1.4 Cianuro libre.....	74
5.1.5 Fluorescencia de rayos X	75
5.2 Caracterización física de las muestras estudiadas	75
5.2.1 Resultados de la determinación de densidad.....	76
5.2.2 Granulometría.....	78
5.2.2.1 Granulometría en seco.....	79
5.2.2.2 Granulometría en húmedo.....	83
5.3 Caracterización mineralógica de las muestras estudiadas	87
5.3.1 Difracción de rayos X.....	87
5.3.2 Análisis empleado lupa binocular	90
5.4 Identificación del residuo en estudio.....	91
5.5 Evolución de las lagunas de colas	92
5.5.1 Contenido de oro	97
5.5.2 Cuantificación volumétrica de residuos mineros valorizables	97
5.6 Plan de gestión en el marco del desarrollo sustentable	102
5.6.1 Continuidad de la gestión de residuos mineros actual	107

5.6.2 Neutralización de residuos mineros de tipo relave.....	116
5.6.3 Tecnología de filtrado de residuos mineros de tipo relave.....	118
5.6.4 Simulación de alternativas de disposición temporal	124
5.6.4.1 Parámetros de ubicación estratégica.....	127
5.6.4.2 Simulación geométrica del volumen	128
5.6.4.3 Simulación geométrica del muro de tierra	130
5.6.4.4 Impermeabilización del depósito de residuos mineros	148
5.6.3 Alternativas del posible uso, nuevos paradigmas.....	155
5.6.3.1 Análisis y evaluación de severidad y riesgos	156
5.6.3.2 Residuos mineros como recursos	159
5.6.3.3 Posible aplicación como retrolenado de cámaras.....	165
5.6.4 Tecnología limpia.....	167
Conclusiones.....	168
Recomendaciones.....	170
Referencias bibliográficas.....	172
Anexos.....	184
Anexo A. Planos de la simulación del depósito de residuos mineros.....	184
Anexo B. Curvas granulométricas y clasificación USCS.....	187

Lista de figuras

Figura 1. Ubicación de la zona de estudio, Empresa C.V.G Minerven..	8
Figura 2. Referencia de ubicación geográfica de la laguna de colas I.	12
Figura 3. Referencia de ubicación geográfica relativa de la laguna de colas II.	12
Figura 4. Provincias geológicas del Escudo de Guayana.	16
Figura 5. Fallas geológicas de la Mina Colombia.	22
Figura 6. Método de construcción aguas arriba.	32
Figura 7. Método de construcción eje central.	33
Figura 8. Método de construcción aguas abajo.	33
Figura 9. Tecnología limpia y tecnología de limpieza.	36
Figura 10. Prioridades e impacto ambiental en la industria minera.	37
Figura 11. Cianuro total, complejo y libre.	39
Figura 12. Degradación del cianuro.	46
Figura 13. Ciclo del cianuro.	46
Figura 14. Componentes del desarrollo sostenible.	50
Figura 15. Puntos de muestreo.	60
Figura 16. Metodología del plan de trabajo general.	61
Figura 17. Segunda etapa, caracterización.	62
Figura 18. Homogenización, cuarteo e identificación de las muestras.	63
Figura 19. Equipos de pulverización y fluorescencia.	68
Figura 20. Microscopio Zeiss Stemi V11.	69
Figura 21. Esquema de análisis de datos.	70
Figura 22. Gráfico de dispersión, caja y bigotes para ensayo de densidad.	77
Figura 23. Curva granulométrica en seco.	81
Figura 24. Curva granulométrica promedio en medio seco.	82
Figura 25. Curvas granulométricas en húmedo de cada una de las muestras en estudio.	85
Figura 26. Curva granulométrica promedio para ensayo en húmedo.	86
Figura 27. Difractograma del grupo de muestras (1,5,6).	87
Figura 28. Difractograma del grupo de muestras (2,3,4).	88
Figura 29. Mineralogía y configuración de las vetas Colombia y América.	89
Figura 30. Inspección de las muestras en microscopio.	90
Figura 31. Imágenes satelitales de las lagunas de colas.	96
Figura 32. Tasa de crecimiento de volúmenes de residuos en las lagunas.	99
Figura 33. Simulación de volúmenes en las lagunas de colas.	99
Figura 34. Pronóstico del crecimiento de volúmenes de residuos mineros.	100
Figura 35. Producción de la Empresa período 2000-2004.	101
Figura 36. Concesiones de la Empresa.	101
Figura 37. Gestión de recursos minerales.	103
Figura 38. Plan de gestión en el marco del desarrollo sustentable.	106
Figura 39. Continuidad de la gestión actual.	107
Figura 40. Interpretación de visita satelital.	108

Figura 41. Área de afectación de la laguna de colas II.	110
Figura 42. Tecnologías de espesado y filtrado de relaves.....	119
Figura 43. Equipos utilizados para filtración en minería	121
Figura 44. Principales operaciones mineras de relaves filtrados en el mundo.....	123
Figura 45. Estimación del nivel freático.	127
Figura 46. Posible ubicación de la Depósito de residuos mineros.....	128
Figura 47. Evaluación altimétrica y estimación de volúmenes.....	129
Figura 48. Diseño geométrico del muro de tierra.	131
Figura 49. Componentes del muro de tierra.....	133
Figura 50. Pronóstico de estabilidad del depósito vacío, talud interno.....	135
Figura 51. Pronóstico de estabilidad del muro de tierra, talud externo.....	136
Figura 52. Pronóstico de estabilidad del talud externo lleno.	138
Figura 53. Pronóstico de estabilidad talud interno lleno.....	139
Figura 54. Comportamiento de la línea de saturación y vectores de flujo	141
Figura 55. Simulación alternativa depósito vacío..	143
Figura 56. Simulación alternativa depósito lleno.....	144
Figura 57. Infiltraciones en composición alternativa..	145
Figura 58. Modelamiento del núcleo de arcilla dentro del <i>software RecMin</i>	146
Figura 59. Modelamiento de espaldones dentro del <i>software RecMin</i>	146
Figura 60. Estructura de impermeabilización.	150
Figura 61. Curvas de intensidad, duración y frecuencia..	151
Figura 62. Área estimada de influencia de escorrentía superficial.	152
Figura 63. Metodología para obtener agregados para la construcción.....	165

Lista de tablas

Tabla 1. Condiciones climáticas de la zona de estudio.....	13
Tabla 2. Análisis de soluciones estériles.....	43
Tabla 3. Coordenadas del muestreo.....	62
Tabla 4. Resultados de los ensayos para la determinación del contenido de oro.....	72
Tabla 5. Resultados de la medición del pH justamente después de la agitación.....	73
Tabla 6. Resultados de la medición del pH transcurridas 24 horas.....	73
Tabla 7. Resultados de la determinación de cianuro libre en las muestras.....	74
Tabla 8. Química analítica a través de fluorescencia de rayos X.....	75
Tabla 9. Resultados de las mediciones del ensayo de densidad para las muestras.....	76
Tabla 10. Criterio de <i>Chauvenet's</i> para descartar valores anómalos.....	76
Tabla 11. Estadística descriptiva del ensayo de densidad.....	78
Tabla 12. Distribución granulométrica en seco de la muestra 1.....	79
Tabla 13. Distribución granulométrica en seco de la muestra 2.....	79
Tabla 14. Distribución granulométrica en seco de la muestra 3.....	80
Tabla 15. Distribución granulométrica en seco de la muestra 4.....	80
Tabla 16. Distribución granulométrica en seco de la muestra 5 y 6.....	81
Tabla 17. Distribución granulométrica promedio en seco.....	82
Tabla 18. Distribución granulométrica en húmedo de la muestra 1.....	83
Tabla 19. Distribución granulométrica en húmedo de la muestra 2.....	83
Tabla 20. Distribución granulométrica en húmedo de la muestra 3.....	84
Tabla 21. Distribución granulométrica en húmedo de la muestra 4.....	84
Tabla 22. Distribución granulométrica en húmedo de la muestra 5 y 6.....	84
Tabla 23. Resultados promedio del ensayo granulométrico en medio húmedo.....	85
Tabla 24. Compuestos determinados a través del DRX de la muestra (1,5,6).....	88
Tabla 25. Compuestos determinados a través del DRX de la muestra (2,3,4).....	89
Tabla 26. Identificación del residuo en estudio.....	91
Tabla 27. Tasas de crecimiento de volúmenes de residuos mineros.....	98
Tabla 28. Habitantes dentro de la zona de afectación de la laguna de colas II.....	110
Tabla 29. Operaciones de gestión de relaves en La Coipa.....	122
Tabla 30. Comparativo de costos en sistemas de filtrado.....	122
Tabla 31. Estudios geológico-geotécnicos para muros de tierra de residuos mineros...	126
Tabla 32. Estimación de datos como posibles componentes del muro de tierra.....	132
Tabla 33. Composición alternativa del muro de tierra.....	142
Tabla 34. Volúmenes de materiales necesarios para el muro de tierra.....	147
Tabla 35. Precipitaciones diarias máximas probables.....	150
Tabla 36. Caudal de la zona de afectación.....	153
Tabla 37. Ventajas y desventajas en tranques de residuos mineros de tipo relave.....	154
Tabla 38. Descripción cualitativa de ocurrencia de un evento.....	156
Tabla 39. Descripción cualitativa de la severidad de un suceso.....	157
Tabla 40. Matriz de riesgo y probabilidad empleada.....	157

Tabla 41. Descriptores de sucesos empleados.	158
Tabla 42. Matriz de probabilidad y severidad aplicada.	159
Tabla 43. Efluente y diluyente según concentración de cianuro libre.	162
Tabla 44. Comparativo de FRX para alfarería.	162

Introducción

La extracción y procesamiento de mineral aurífero influye directamente en la economía de nuestro país, por lo tanto, su estudio en conjunto con todos los procesos que implica genera gran interés. Existen muchos métodos para obtener concentrados de oro, una de las vías para obtener como beneficio final los lingotes de oro son los métodos hidrometalúrgicos como lixiviación apoyado por otros métodos como el de precipitación *Merrill Crowe* o el uso de carbón activado. La principal empresa estatal que se encarga de la extracción y procesamiento de mineral aurífero en Venezuela es C.V.G. Minerven C.A. la cual utiliza el método de lixiviación en tanque empleando cianuro combinado con precipitación.

En la etapa final del proceso de beneficio mineral de elementos metálicos se generan los residuos mineros de tipo relave, los cuales son considerados como el remanente del proceso, sin embargo, en ocasiones, estos residuos pudieran continuar optando por procesos de beneficio secundarios para extraer el máximo aprovechamiento de los recursos. Durante décadas, el remanente del proceso de beneficio de mineral aurífero ha generado residuos, los cuales han sido dispuestos en estructuras denominadas por la empresa como lagunas de colas sin embargo, no se tiene registro bibliográfico oficial del procesamiento de este material. Con el paso del tiempo las condiciones de las laguna de colas han cambiado acumulando metales pesados y compuestos que pudieran resultar contaminantes por lo tanto, es prudente estudiar las características que presentan estos residuos para gestionarlos adecuadamente.

La siguiente investigación estudia a través de una exhaustiva revisión bibliográfica el panorama expuesto, para proceder a analizar tanto química como físicamente los residuos mineros contenidos en la laguna de colas de la Empresa C.V.G. Minerven C.A., a fin de evaluar los elementos contaminantes que se encuentran presente, del mismo modo se

realizó una caracterización mineralógica de este material, considerando la forma o asociaciones en las que se encuentran presentes sus componentes, para finalmente generar una propuesta de un plan de gestión en el marco de la ingeniería conceptual para los residuos mineros, priorizando en la minimización de afectaciones ambientales.

En el capítulo I de este proyecto se presentan las generalidades de la investigación, los objetivos y la justificación de este trabajo. En el capítulo II se exponen las generalidades de la zona de estudio, para dar entrada al capítulo III, en donde se presenta el marco teórico y las bases sobre las que se sustenta este estudio, por otra parte, que el capítulo IV se describe la metodología que será utilizada en el desarrollo de la investigación, el diseño, técnicas y procedimientos empleados y el análisis de los datos, para posteriormente presentar el análisis de los resultados.

Capítulo I – Generalidades de la investigación

1.1 Planteamiento del problema

En la etapa final del proceso de beneficio mineral de elementos metálicos se origina un concentrado útil y los residuos mineros de tipo relave; la Empresa C.V.G. Minerven C.A. ha dispuesto durante casi cinco décadas este material en estructuras diseñadas como lagunas de colas, cuyos volúmenes continúan creciendo directamente proporcional a la producción de la mina.

El proceso de alimentación de las plantas de beneficio no es homogéneo, las variaciones en la alimentación, y el uso de acomplejantes en los procesos de cianuración, producen una acumulación de elementos metálicos, que pudieran resultar contaminantes, debido a que el cianuro tiene una alta capacidad para combinarse con metales pesados, formando complejos con metales como Fe, Ag, Au, Ni, Zn, Cd, Hg que pudieran bioacumularse con el paso de los años en la cadena biótica circundante.

En la actualidad se busca encontrar el equilibrio en el marco del desarrollo sustentable, priorizando la reducción del impacto negativo que ocasione la minería sobre el medio ambiente, según las tasas de crecimiento observadas, se generan en promedio alrededor de 352.381.45 toneladas de residuos mineros al año, y actualmente se desconoce de algún registro documentado sobre el reprocesamiento de este material. Se documentaron propuestas para concentrar las piritas auríferas contenida en los residuos mineros, pero este procedimiento no soluciona la gestión, debido a que se requiere un proceso adicional que logre liberar y concentrar el oro de la pirita aurífera incrementando el uso de reactivos y propiciando la continuidad de la acumulación de posibles contaminantes; adicionalmente en caso de que se realizaran ambos procesos, y se lograra recuperar la totalidad del oro contenido en las lagunas de colas, surgen las interrogantes, ¿dónde será

dispuesto el remanente de los procesos?, ¿la disposición de estos residuos mineros vincula con los planes de cierre de mina de la empresa?, ¿cuándo se llevará a cabo la gestión?

En función del panorama anteriormente expuesto, este estudio tiene como objetivo realizar una caracterización química, física y mineralógica del material tomado como muestra de las lagunas de colas de la Empresa C.V.G. Minerven C.A., para proponer en el marco de la ingeniería conceptual, una alternativa de gestión, orientada hacia una adecuada disposición contemplando las características de estos residuos mineros y al mismo tiempo priorizando en la minimización de posibles afectaciones ambientales contemplando alternativas enmarcadas en los nuevos paradigmas.

1.2 Objetivo general

Proponer un plan de gestión para los residuos mineros valorizables, dispuestos en lagunas de colas por la Empresa C.V.G. Minerven C.A., estado Bolívar.

1.3 Objetivos específicos

1. Evaluar los cambios producidos en las lagunas de colas de la Empresa C.V.G. Minerven C.A. durante los últimos años, mediante el análisis de información documentada.
2. Cuantificar el porcentaje de los elementos contenidos en los residuos mineros valorizables, generados por el procesamiento de mineral aurífero a través de análisis químicos.
3. Estudiar las propiedades físicas del material proveniente de la laguna de colas por medio de análisis físicos.
4. Caracterizar las muestras en el contexto mineralógico, mediante métodos de difracción, fluorescencia de rayos X.

5. Establecer consideraciones relacionadas con el manejo de residuos mineros, orientado hacia el control de posibles afectaciones ambientales, a través del estudio de la disposición de los elementos que se presentan en las estructuras minerales que conforman las muestras.
6. Establecer el posible uso de los residuos mineros valorizables, dispuestos en las lagunas de colas, por la Empresa C.V.G. Minerven C.A. para el desarrollo de los posibles planes de gestión.
7. Elaborar una propuesta en el marco de la ingeniería conceptual que permita definir un plan de gestión para los residuos mineros valorizables, generados por el proceso de beneficio de mineral aurífero de la Empresa C.V.G. Minerven C.A.

1.4 Justificación de la investigación

El proceso de beneficio mineral empleado por la Empresa C.V.G. Minerven genera residuos mineros de tipo relave, los cuales han sido dispuestos en lagunas de colas durante décadas. Con el paso del tiempo, este material ha cambiado por diversas razones como la eficiencia del proceso o posibles fuentes alternativas de alimentación, afectando directamente su composición química y mineralógica, por lo tanto es pertinente estudiar las características actuales que presentan estos residuos mineros y sobre todo la forma en la que son dispuestos, debido a que durante las últimas décadas pudieran haberse incorporado elementos o nuevas asociaciones minerales influyendo en las consideraciones asociadas al proceso de beneficio en el futuro, acumulando adicionalmente cantidades de metales pesados y compuestos generando contaminación con el paso del tiempo.

Contar con un plan de gestión para el manejo de estos residuos mineros que provienen de las plantas de procesamiento de mineral aurífero, beneficia tanto a los planes de sustentabilidad de la Empresa C.V.G. Minerven como al Estado venezolano, considerando el cumplimiento de las regulaciones ambientales tanto regionales como nacionales, que procuran disminuir las posibles afectaciones al ambiente, generando propuestas para disponer adecuadamente estos residuos mineros; adicionalmente el estudio enfatiza en la

disminución de elementos contaminantes que pudieran infiltrarse indirectamente hacia ríos o quebradas reduciendo el riesgo de afectación a las comunidades cercanas, permitiendo adicionalmente vislumbrar alternativas de un posible uso industrial como estrategia aliada para gestionar este material en función del tiempo útil de la mina, vinculado a los planes de cierre en el marco del desarrollo sustentable.

1.5 Limitaciones

La investigación es transversal en el tiempo y desde la academia se realiza una evaluación con las muestras que fueron suministradas por la Empresa cuando se realizó la solicitud, por este motivo esta investigación presentará resultados referenciales condicionados por el factor económico que requieren los distintos ensayos y análisis para realizar este estudio.

La propuesta del plan de gestión estará circunscrita en el marco de la ingeniería conceptual orientada hacia la tecnología de limpieza, a través de la cual se establecerán los lineamientos y pautas de gestión para estos residuos mineros valorizables. Algunos datos relacionados con el área de las geociencias, geotecnia, hidrología, estudios topográficos, necesarios para las propuestas que implican un diseño, son asumidos u obtenidos de investigaciones previas, por este motivo, están sujetos a observaciones, modificaciones y/o actualizaciones, en consecuencia, algunas propuestas se establecen en condiciones paramétricas o ideales.

Otra limitación importante es el tiempo para el desarrollo del trabajo de investigación debido a que abarca diferentes áreas como geotecnia ambiental, obras hidráulicas, procesos químicos de neutralización de efluentes para minería, valorización de residuos mineros, entre otras y cada una de ellas requiere especialistas adecuados para cada particularidad con miras al óptimo proceso de toma de decisiones, por esta razón el plan de gestión estará enmarcado en un contexto de diseño conceptual que permitirá explorar las alternativas para la gestión de estos residuos.

Capítulo II – Generalidades de la zona de estudio

En este capítulo se describen los aspectos generales que circunscriben la zona de estudio, ubicación, características físico-naturales, clima, suelos, entre otras.

2.1 Ubicación de la zona de estudio

Mina Colombia es una mina de oro subterránea, ubicada en Venezuela, específicamente en la población de El Callao que se encuentra en el estado Bolívar, explotada por el método de cámaras y pilares. La mina se ubica en el caserío Caratal a unos 3,2 km al sureste del municipio autónomo El Callao. Con coordenadas 61°61' de Longitud Oeste y 7°18' de Latitud Norte, a una altura de 188 m sobre el nivel del mar. El Callao está ubicado al sureste del estado Bolívar, en la margen derecha del río Yuruari, a 277 km de Ciudad Bolívar, tiene una superficie de 2.223 km².

El área minera pertenece a la región hidrográfica número 15 Cuyuní, específicamente en la cuenca del río Yuruari, que drena sus aguas al Océano Atlántico y representa un 1,2 % del caudal medio anual de país con un 483 m³/s. Se puede acceder por vía terrestre por la carretera asfaltada de primer orden hacia Brasil; recorriendo desde la ciudad de San Félix las poblaciones de Upata, Guasipati y El Callao.

En la Figura 1 se puede observar una referencia de imágenes satelitales de la ubicación de la población de El Callao, al Sur se aprecia la planta Caratal y al Oeste se pueden apreciar las lagunas de colas I y II, en las cuales se deposita el remanente del proceso de beneficio del mineral aurífero que procesa la mina.



Figura 1. Ubicación de la zona de estudio, Empresa C.V.G. Minerven. Fuente: *Google earth* modificado por los autores.

2.2 Reseña histórica de la Empresa C.V.G. Minerven C.A.

La Compañía general de minería de Venezuela C.V.G. Minerven, es una Empresa del Estado adscrita a la Corporación Venezolana de Guayana (C.V.G.), cuya misión es desarrollar íntegramente y de forma eficiente toda actividad relacionada con la industria de oro en Venezuela. Minerven fue constituida como una empresa mixta el 4 de febrero de 1970, con la participación de capital nacional, extranjero y del Estado Venezolano a través de la Corporación Venezolana de Fomento. Está ubicada en la zona industrial Caratal, el Callao, estado Bolívar, y tiene asignadas doce concesiones de 500 hectáreas cada una. La base principal para el desarrollo del Proyecto C.V.G. Minerven fue la elaboración de un documento denominado *Informe General Mining*, el cual consistía en la excavación de un pozo vertical para la posterior preparación, planificación y desarrollo de dicha mina, la cual hoy posee una profundidad de 479 m y consta de siete niveles.

El Ministerio de Minas e Hidrocarburos otorgó el 9 de enero de 1973, por un plazo de 25 años doce concesiones de 500 hectáreas a Minerven, cada una de las cuales le dan derecho a explorar, explotar y procesar el mineral aurífero de veta presente en dichas concesiones. A mediados de 1974 la Corporación Venezolana de Fomento adquirió la totalidad de las acciones de la compañía y C.V.G. Minerven se convirtió en una empresa del Estado. En el año 1976 el Fondo de inversiones de Venezuela adquirió el 100 % de las acciones, situación que se mantuvo hasta 1986 cuando C.V.G. Ferrominera del Orinoco C.A. obtiene el 75 % de las acciones de la Empresa. (García V., 1999)

2.2.1 Instalaciones

Las actividades operativas de la empresa C.V.G. Minerven C.A. comprenden la exploración geológica del yacimiento, la explotación subterránea de la Mina Colombia y el procesamiento del mineral en las plantas Caratal y El Perú mediante el proceso de cianuración *Merril Crowe*.

2.2.2 Mina Colombia

La exploración del yacimiento se lleva a cabo de forma permanente, esta actividad incluye trabajos de campo, sondeos geoexploratorios superficiales y subterráneos, mapeo de frentes e interpretación de datos geológicos.

La Mina Colombia posee tres pozos, el principal pozo de acceso recibe el nombre de Pozo Minerven I con 479 metros de profundidad con un diámetro de 6,05 m y dos compartimientos por donde se desplazan las jaulas (Skips) usadas para la entrada y salida del persona, materiales y equipos de trabajo, así como el desalojo del material extraído, y dos pozos de servicios: el Pozo Minerven II o Pozo Mucupia y el Pozo América, ambos con ventiladores axiales de 3.000 m³/min de capacidad por donde se extrae el aire viciado de la mina.

La Mina Colombia consta de siete niveles, el primero se encuentra a 134 m de profundidad y los restantes cada 50 m. En la actualidad se encuentran en explotación los primeros 5 niveles. (García V., 1999)

2.2.3 Plantas de beneficio Caratal y El Perú

La planta de tratamiento “Caratal” y el pozo “Colombia” se construyeron entre los años de 1973 y 1980, El procesamiento de mineral se realiza por cianuración, con una capacidad instalada de 1.100 t día incluyendo ambas plantas: 700 t/día por parte de la Planta Caratal y 400 t/día que provienen de la planta El Perú. Las operaciones principales de las plantas son las siguientes:

- a) Trituración y molienda: La trituración primaria se lleva a cabo a través de la reducción de tamaño del mineral de 30,48 cm (12”) a 10,16 cm (4”) como máximo por medio de una trituradora de mandíbula con capacidad de 102 t/h. La trituración secundaria se realiza mediante una clasificación y reducción de tamaño del mineral a un tamaño de 15,875 mm (5/8”) a través de su paso por una criba vibratoria y una trituradora de cono Symons y la pila de almacenamiento cubierta es de aproximadamente 2.000 t. La molienda primaria se realiza en un molino de barras para reducir el tamaño de las partículas de 15,875 mm (5/8”) a una granulometría de 6 a 1 mm; la molienda secundaria se realiza en dos molinos de bolas para reducir el tamaño de las partículas de 1mm a 38 micrómetros, posteriormente se emplean cuatro hidrociclones en un circuito cerrado, en dos baterías cuatro unidades para cada línea de molinos de bolas.
- b) Concentración y tratamiento: Para llevar a cabo el proceso de cianuración las menas entran en lixiviación en el sumidero de producto de molienda, se utilizan dos espesadores de 32 m de ancho cada uno. La Lixiviación es llevada a cabo usando el clarificador que viene instrumentado por 4 agitadores de lixiviación concurrentes de 7,5 m de diámetro por 7,5 m de alto, el período de agitación es

aproximadamente 40 horas. Se introduce aire en cada agitador a través de un compresor, para asegurar la presencia de oxígeno y el control del tiempo de retención requerido para la lixiviación. Para la desecación se usan 4 unidades DCC (decantación en contra corriente continua) en serie, para la clarificación se emplea un tanque de almacenamiento de solución y un tanque de clarificación que incluye dos filtros de presión. En el proceso de aireación se utiliza un sistema *Crowe* de vacío en el que la solución es retirada del fondo de la torre por una bomba centrífuga de una sola etapa y para el proceso de precipitación de Zinc se utiliza polvo metálico de Zn para la precipitación de oro utilizando 3 filtros de presión para la recolección del precipitado de zinc y oro.

- c) Refinación: El concentrado de la precipitación del zinc se trata con ácido sulfúrico cuando está calcinado y la carga se funde en un horno de fundición. El bullón resultante de 85 a 87 % de oro es entonces refinado por copelación, y el remanente del proceso de beneficio del mineral aurífero es enviado a la laguna de colas.

Laguna de colas I

La laguna de colas I es el espacio diseñado para la disposición del remanente del proceso de beneficio mineral de las plantas de procesamiento más cercanas como Planta Caratal, y actualmente para Revemin, contiene un estimado para el año 2000 de 2,7 millones de toneladas acumuladas (Sanchez B. y Vásquez G., 2000), con un tenor de oro de 0,829 g/t para el año 1999 (García V., 1999). Sus coordenadas geográficas son aproximadamente latitud 7°19'51.45"N y longitud 61°48'14.87"O, con una elevación aproximada de 190 m sobre el nivel del mar, en la Figura 2 se describe una referencia de la ubicación.



Figura 2. Referencia de ubicación geográfica de la laguna de colas I. Fuente: *Google earth* modificado por los autores.

Laguna de colas II

La laguna de colas II es el lugar estructurado para la disposición del remanente del proceso de beneficio mineral de las plantas de procesamiento como Revemin. Sus coordenadas geográficas son aproximadamente latitud $7^{\circ}20'6.13''N$ y longitud $61^{\circ}47'28.64''O$, con una elevación aproximada a 190 m sobre el nivel del mar. Fue diseñada en dos fases para albergar aproximadamente $5.920.000 \text{ m}^3$ de residuos mineros. En la Figura 3 se puede observar una referencia de la ubicación de la laguna de colas II, la cual dista 577 m al oeste de la laguna de colas I aproximadamente.



Figura 3. Referencia de ubicación geográfica relativa de la laguna de colas II. Fuente: *Google earth* modificado por los autores.

2.3 Características de la zona de estudio

2.3.1 Clima

A partir de los estudios realizados por CVG Tecmin en 1994, en el proyecto de inventario de la Región Guayana, se obtienen los datos suministrados por la estación meteorológica Puente Blanco perteneciente al Ministerio del Ambiente, ubicado según siguientes coordenadas geográficas: Latitud Norte 7°22'07" y Longitud Oeste 61°49'41" con una altitud de 188 metros sobre el nivel del mar. Entre los años 1974 y 1985, las condiciones climáticas de la zona de estudio se pueden observar en la Tabla 1.

Tabla 1. Condiciones climáticas de la zona de estudio.

Precipitación total media anual	1050 mm
Evaporación total media anual	1743 mm
Temperatura media anual	35,7° C
Temperatura máxima media anual	31,4° C
Temperatura mínima media anual	21,5° C

Fuente: (Bastidas, 2017)

2.3.2 Vegetación

La vegetación de la zona es de tipo bosque tropical, con excepción de aquellas áreas donde se ha desarrollado la actividad minera. El valle de la quebrada Mocupia se encuentra recubierta por las colas arenosas del proceso de beneficio del mineral aurífero. Dicha zona presenta mayormente arbustos de sabana. Está principalmente influenciada por caracteres climáticos, antropogénicos y edáficos. La marcada alternancia de un período seco y uno lluvioso, determina la presencia de formaciones vegetales con caracteres siempre verdes, deciduos a semideciduos. Las formaciones deciduas a semideciduas son características de las formaciones boscosas del noreste de la cuenca, comprendida entre los ríos Supamo y Yuruari. En este sector, por condiciones de suelos e intervenciones antropogénicas se observan formaciones herbáceas de raíces someras como matorrales y sabanas arbustivas.

2.3.3 Topografía

El Pozo principal de la Mina Colombia está ubicado en las coordenadas 810.443,058 N y 631.961,405 E del levantamiento topográfico del País. El pozo se encuentra a una altura de 187,5 sobre el nivel del mar. El terreno es montañoso, en las cercanías inmediatas se alcanzan alturas de 350 metros sobre el nivel del mar (Cerro el Brujo), está atravesado por varios arroyos cercanos a la Mina, están los llamados; Caratal y Polvorín. Las vías de comunicación o de enlace están en buen estado.

2.3.4 Suelos

En una forma general, los suelos predominantes en la cuenca pertenecen a las órdenes de los Ultisoles y Entisoles, los cuales ocurren en distintos tipos de paisajes y evolucionan a partir de rocas y/o materiales transportados, incluidos dentro de las provincias geológicas de Pastora, Imataca y Roraima. Por lo general los suelos se caracterizan por exhibir un avanzado a poco desarrollo pedogenético, de profundidades variables, que van de superficie (menor a 25 cm) a profundos (mayor a 1,50 m); su textura es franco a franco-arcillosa en superficie y franco-arcillosa a arcillosa con la profundidad; el pH es moderadamente ácido, y los colores son marrón - rojizos a rojizos y rojos, en la mayoría de los casos están asociados con afloramientos rocosos en superficie.

Químicamente presentan bajo contenido de carbono orgánico, pH fuerte a extremadamente ácido y de baja a muy baja capacidad de intercambio catiónico, lo cual les confiere a estos suelos un estado nutricional pobre con bajo o muy baja fertilidad.

2.3.5 Hidrografía

Como se mencionó anteriormente el área minera está ubicada en la cuenca del río Yuruari que aporta su caudal directamente al río Cuyuní el cual pertenece a la cuenca baja del río Esequibo y drena un área de 48.169 km², de la cual aproximadamente el 80 % corresponde al territorio venezolano, además presenta un volumen medio de escurrimiento anual de 26 millardos de m³.

2.3.6 Drenaje

El drenaje de la zona pertenece a la cuenca del Esequibo, las quebradas drenan por las zonas de debilidad de la formación superficial, originando un control del drenaje por las fallas locales. Las quebradas de mayor importancia que drenan el área son: Mocupia y la Iguana, ambas son afluentes del río Yuruari, el cual bordea a la población de El Callao y fluye hacia el Norte, desembocando a su vez, en el río Cuyuní.

2.4 Geología de la zona de estudio

Guayana es una zona de alta complejidad geológica, debido a su gran diversidad de rocas; está constituida por rocas ígneas, metamórficas y sedimentarias, tales como gneises y esquistos, intrusionados por granitos y otras rocas de carácter básico. Este complejo constituye una parte del cratón precámbrico denominado Escudo de Guayana, cubriendo una extensa área al sur de Venezuela. Debido a su complejidad geológica, dicho Escudo ha sido dividido en una serie de provincias geológicas con el propósito de hacer más fácil y detallado su estudio, los cuales son: Provincia de Imataca, Provincia Pastora, Provincia Cuchivero y Provincia Roraima (Hurtado, 2003). En la Figura 4 se puede visualizar una imagen que hace referencia a las provincias geológicas del Escudo de Guayana.

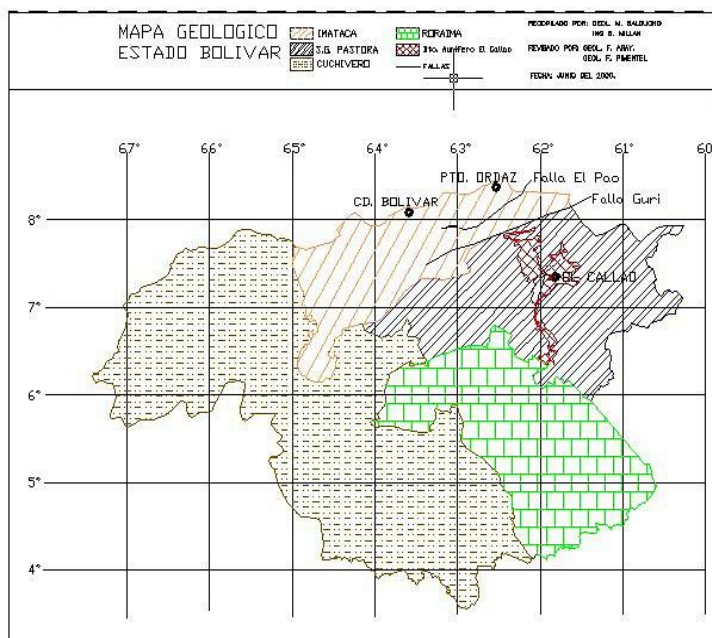


Figura 4. Provincias geológicas del Escudo de Guayana. Fuente: (Hurtado, 2003)

De todas estas provincias geológicas, se toma como centro de atención a la provincia Pastora, ya que en ésta se encuentra tanto la Mina Colombia como las lagunas de colas donde es dispuesto el remanente del proceso de beneficio mineral de las plantas de procesamiento de la Empresa C.V.G. Minerven C.A.

2.4.1 Provincia La Pastora

El término Grupo Pastora fue empleado formalmente por Zuloaga y Tello (1939). Las rocas han sido descritas por Duparc (1922) como "rocas verdes" y por Zuloaga (1934) como tobas andesíticas verdes depositadas subacuáticamente. Descripciones posteriores, Martín B. y Bellizzia (1959) y Korol (1965) quien subdividió la unidad en las Formaciones Yuruari, El Callao y Caballape, en secuencia ascendente.

Según Menéndez (1972), a partir del estudio detallado de la localidad tipo de la unidad, en la región de Guasipati, estado Bolívar, distinguió una unidad de rocas volcánicas máficas en su parte inferior y una unidad de rocas volcánicas félsicas y sedimentarias

asociadas en su parte superior. La unidad máfica la identificó como Grupo Carichapo, constituida por las Formaciones El Callao y Cicapra, y la félsica como Formación Yuruari, y elevó la unidad al rango de Supergrupo, excluyendo a la Formación Caballape, que señaló como separada del mismo por una discordancia angular. Adicionalmente, Menéndez (1994) diferenció en la base del Grupo Carichapo a la Formación Florinda.

A partir de los trabajos de Benaím, (1972 , 1974) las unidades del Supergrupo han sido identificadas, fuera del cinturón de rocas verdes de Guasipati, hacia el este hasta la frontera con Guyana y hacia el sur hasta las cabeceras del río Cuyuni, en los cinturones de rocas verdes de La Introducción y de El Dorado (Menéndez, 1994 , 1995), donde infrayace discordantemente al Grupo Botanamo.

- Grupo Carichapo: El Grupo consiste de metalava y metatoba basálticas, toleíticas y comatiíticas, y una menor proporción de rocas volcánicas ultramáficas de afinidad química comatiítica y de meta jaspe; en las zonas de mayor metamorfismo está constituida de anfibolitas y cornubianitas hornbléndicas y meta cuarcitas mangano-ferríferas. En la región de Guasipati, donde sus unidades constitutivas han sido diferenciadas, la Formación Florinda, consistente de lavas toleíticas normales a magnesianas con menores cantidades de comatiitas, ocupa la parte inferior del Grupo, y las Formaciones El Callao, de lavas toleíticas normales a ferruginosas, y Cicapra, formada por volcánicas de composición basáltico-comatiítica, ocupan la parte superior de la unidad. La unidad aflora al oeste del río Caroní en la región de Santa Bárbara (Kalliokoski, 1965-a, b; McCandless, 1976), hasta los límites con Guayana al este (Benaím, 1972), y desde las estribaciones meridionales de la serranía de Imataca al norte (Falla de Guri), hasta las estribaciones septentrionales de la serranía de Lema al sur (Benaím, 1972).
- Grupo Botanamo: Originalmente se introdujo el nombre Grupo Botanamo, Benaím (1972); para incluir a la Formación Caballape, caracterizada principalmente por un conjunto de rocas epiclásticas volcánicas: limolitas, grauvacas, conglomerados y rocas volcánicas generalmente de composición

intermedia, tobas, brechas y lavas, con un metamorfismo bajo, facie de los esquistos verdes y con estructuras sedimentarias primarias que indican una sedimentación por corrientes turbias. Esta unidad se intergirdita con la Formación Caballape en el río Cuyuní en sentido del rumbo hacia el oeste y es concordante con dichas formaciones en el río Botanamo, donde ambas formaciones conforman un sinclinal, cuya zona axial y en su flanco sur aflora la Formación Los Caribes.

- Formación El Callao: La localidad tipo de esta formación se encuentra en el Río Yuruari desde la desembocadura de la quebrada Iguana hasta 1,5 kilómetros aguas arriba, municipio autónomo El Callao del estado Bolívar. En cuanto a su descripción litológica, la unidad consiste casi en su totalidad de metalavas de composición basáltica (Menéndez, 1972); comúnmente exhiben estructuras en almohadillas hasta de 2 m de diámetro, que presentan amígdalas principalmente de cuarzo que se concentran en el tope de los flujos, además de fracturas radiales rellenas de epidoto y cuarzo; algunas coladas presentan estructura columnar. Las lavas almohadilladas son afaníticas y alternan con coladas no almohadilladas, de grano más grueso y textura subofítica. Brechas de flujo de hasta 40 cm de espesor alternan con las coladas de lava. En la parte superior contiene jaspe y metaftanitas ferruginosas y manganesíferas. La unidad ha sido afectada por metamorfismo regional de bajo grado, facies del esquistos verde, que localmente, en las zonas de contacto con masas graníticas, pasa a facies de la anfibolita. Las lavas y rocas básicas intrusivas asociadas cambian gradualmente a color más oscuro al aproximarse a las masas graníticas del Complejo de Supamo, cambio que es paralelo a un cambio en la mineralogía metamórfica y en la textura. Korol (1965) describió originalmente la unidad como constituida por lavas espilíticas. Menéndez (1994) ilustró la tendencia de cristalización magmática de las rocas volcánicas de las unidades del Grupo Carichapo, donde indicó que las lavas de El Callao son esencialmente toleitas normales con tendencia a toleitas ferruginosas. La formación aflora en escala kilométrica en el estado Bolívar, al oeste y sudeste

de la Pastora en una franja de hasta tres (3) kilómetros de ancho, al sur y sudeste del Callao; al nordeste y noroeste de la región de Guasipati; al noroeste de El Dorado en la Región Yuruán-Ave Chica (Benaím, 1982).

- Formación Cicapra: La localidad tipo de esta formación se encuentra en el Río Yuruari; sector comprendido entre un punto situado a 500 metros de distancia al este del Paso Morichito y otro a un kilómetro al este de la quebrada Cicapra, estado Bolívar. Según Menéndez (1968; 1994), tiene una litología distintiva de esquistos anfibólicos (80%) derivados de brechas y tobas de composición basáltico-comatiítica, y de lodolitas, areniscas y conglomerados grauváquico-volcánicos, muy pobres en cuarzo. Los conglomerados y las brechas son usualmente de estratificación espesa y están constituidos de fragmentos de lavas máficas y ultramáficas con afinidades comatiíticas, en una matriz rica en blastocristales de anfíbol aparentemente pseudomorfo de piroxeno. Las limolitas y arenisca son de estratificación delgada. Localmente se intercalan en la secuencia, basaltos comatiíticos y jasperoides recristalizados (cuarcitas manganesíferas y ferruginosas). La unidad está intrusionada por sills y diques de pórfido de cuarzo y felsitas, más abundantes cerca de los plutones de Mandingal y Cerro Pelón que también intrusionan a la unidad. Presenta metamorfismo en la facies de los esquistos verdes; aumentando el metamorfismo hacia el norte y nordeste de Guasipati a la facies de la anfibolita.
- Formación Yururi: Sector del río Yuruari, situado entre un punto 1 Km al este de la desembocadura de la quebrada Cicapra y otro unos 5 Km al este del caserío de Pastora, municipio autónomo Roscio del estado Bolívar. La litología es esencialmente un producto de volcanismo dacítico o riodacítico muy bien desarrollado en su parte media y superior donde contiene lavas, brechas y tobas, además de areniscas y limolitas feldespáticas de estratificación delgada (Menéndez, 1994). En la parte inferior contiene filitas manganesíferas y grafíticas de estratificación fina, interlaminada con limolitas feldespáticas y con filitas

cloríticas. Las rocas epiclásticas de estratificación delgada a laminadas se presentan comúnmente en paquetes hasta de 5 m de espesor; están constituidas por metareniscas feldespáticas de grano fino a medio que gradan a metalimolitas y que alternan rítmicamente con láminas de filitas grises a negras, o con láminas de esquistos sericítico cloríticos. Metareniscas volcánicas son comunes en la parte media a superior de la sección expuesta de la unidad y están asociadas a tobas, brechas y lavas dacíticas en paquetes de hasta metros de espesor aparente. Las metalavas dacíticas contienen abundantes fenocristales de feldespato y de cuarzo. Espejo (*op. cit.*) encuentra una composición litológica semejante de la unidad en la región de El Manteco-Guri, y hace énfasis en que en la parte inferior hay mayor participación de material volcánico redepositado y que la presencia de estructuras turbidíticas sugiere que corrientes de turbiedad actuaron durante el depósito de esta parte de la secuencia. La secuencia presenta plegamiento isoclinal, esquistosidad paralela a la estratificación y metamorfismo regional de intensidad variable dentro de la facies del esquisto verde y localmente metamorfismo térmico, hasta la facies de la corneana hornbléndica, en el contacto con rocas graníticas.

- Formación Caballape: La localidad tipo de esta formación se encuentra representada por sabanas situadas a ambos lados de la quebrada Dividival, por 10 kilómetros de distancia hacia el norte a partir de su desembocadura en el río Caballape. Korol (1965) describió lodolitas laminadas, limolitas y grauvacas de grano fino a medio, con algunos sedimentos conglomeráticos (hasta 10 % de guijarros), con predominio de lodolitas y en la base describió capas características de jaspe rojizo, mediana a finamente estratificadas y a veces brechadas. Según Menéndez (1968) la descripción original no destaca los abundantes fragmentos volcánicos contenidos en la unidad y los jaspes de la base pertenecen en realidad a la Formación El Callao y las brechas son de origen tectónico y describió la litología como rocas epiclásticas volcánicas: limolitas, grauvacas y conglomerados (80 %) y probables rocas piroclásticas: tobas y brechas (20 %). Benaím (1972)

describió rocas volcánicas en el río Botanamo en esta unidad: lavas, brechas y tobas de composición intermedia, interestratificadas con la secuencia de rocas epiclásticas volcánicas descritas por Menéndez (1968), quien destacó además la presencia de estructuras sedimentarias, que indican una sedimentación por corrientes de turbiedad, señalando que el conjunto litológico de esta unidad se presenta levemente metamorfizados.

2.4.2 Vetas y fallas mineralizadas

Las principales estructuras presentes en la mina Colombia, se encuentran en una zona que alcanza hasta 100 m de espesor, las vetas principales son la Veta Colombia y Veta América, actualmente también se explotan como estructuras secundarias la Veta B y Veta Hansa, otra estructura secundaria es Veta D se explotó en los niveles 4, 3, y 2; en los niveles 1 y 5 no arrojo resultados económicamente rentables. Las vetas principales tienen extensiones como Colombia Extensión (al este de la falla Gloria) y América desplazada (al Este de la Falla Gloria); otras vetas importantes son Veta Mocupia y Veta Santa Elena. La veta Colombia es un enjambre continuo y complejo de vetas y vetillas de cuarzo, carbonatos y sulfuros con una dirección de N50-70 y buzamientos Sur 75. El sistema está compuesto por una sucesión de lentejones, vetas y vetillas alargados de 1,5 a 2,0 m de espesor de cuarzo con carbonatos y sulfuros. En la roca caja por encima y por debajo del sistema Colombia se encuentra una red de vetas y vetillas de cuarzo carbonatos y pirita la cual aparece como relleno de las fracturas paralelas al plano de foliación, oblicua a la orientación general del sistema Colombia. Las andesitas encajantes son foliadas sobre 1 a 2 m mostrando una alteración hidrotermal.

La veta América tiene un espesor de 1 a 5 m y está compuesta por un enjambre complejo de vetas, vetillas y lentejones de cuarzo, carbonatos y sulfuros de dirección paralela u oblicua a la dirección general de la estructura. En algunos sitios de la parte Este de la mina, la veta tiene un aspecto bandeado, constituido por alternancias de niveles centimétricos de argilita con clorita negra a verde oscuro, niveles de cuarzo fino, de

carbonatos (dolomitas, ankerita y siderita) y de chert, también se puede observar un enjambre de vetas y vetillas perpendiculares a la veta principal bandeada. El Bolsón es una estructura de mineralización masiva, que pudo ocurrir por un mayor volumen de fluidos mineralizantes en vías de cristalización; por la actividad tectónica de la zona, se crearon condiciones favorables de porosidad y permeabilidad secundaria para su disposición. Características macroscópicas que se observan en la roca que contiene la mineralización, como el color gris oscuro y su densidad, indican un aumento en los minerales ferromagnesianos, por lo que se deduce un cambio en la roca caja de basandesitas toleíticas a rocas basálticas.

2.4.2.1 Fallas transversales mineralizadas

Estructuralmente el área de la mina se encuentra atravesada por una serie de fallas geológicas descritas en la Figura 5, la Falla Gloria es definida como una falla inversa, ubicada al Este de la mina, de tal forma que la veta América choca con esta falla, presenta un buzamiento 45° NE, con azimut N 145° , fue la falla mineralizada más productiva se explotó del nivel 1 a superficie, del nivel 2 al 1, y del nivel 3 al 2, pero ya sus reservas están agotadas. Otras fallas mineralizadas, pero no económicamente explotables son: Falla Isbelia es una falla inversa ubicada a 270 m al Este de la falla Gloria con un rumbo aproximado de N 10° W, de buzamiento aproximado de 40° hacia el Este.

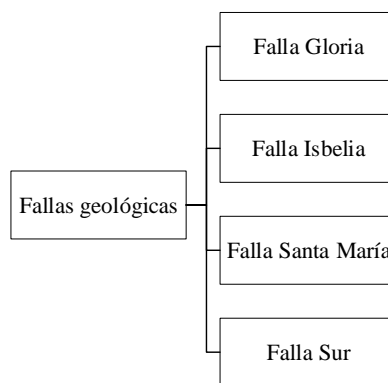


Figura 5. Fallas geológicas de la Mina Colombia. Fuente: Elaboración propia empleando información de Bastidas, (2018).

La Falla Santa María se presenta al Oeste de la mina como una falla inversa dextral, desplazando a las vetas Colombia y América hacia el Norte. Tiene una dirección azimutal desde el nivel 1 hasta el nivel 4 de N 175° - 180° con un buzamiento de 45° - 50° NE, a partir del nivel 5 es donde existe un cambio en su dirección a consecuencia de la rotación sufrida por la falla. La Falla Sur es la que marca el límite al Oeste de la mina Colombia, presenta un buzamiento de 40° a 45° Noroeste. (Bastidas, 2018)

2.4.2.2 Geología local

En la Mina Colombia perteneciente a la empresa C.V.G. Minerven C.A., afloran rocas pertenecientes a la Formación El Callao. Se observaron rocas que macroscópicamente son andesitas porfídicas, en algunos casos se observaron rocas de granulometría tan gruesa que pudiesen tratarse de dioritas. En el nivel 6, fueron realizadas tres perforaciones de 10 m cada una, para un total de 30 metros lineales de perforación vertical descendente, así mismo se recolectaron muestras de mano. Mesoscópicamente las muestras son de colores grises intensos, con restos de costras de oxidación, de granulometría fina con pórfidos de feldespatos y de pirita, presentan zonas que reaccionan ante la presencia de ácido clorhídrico, por lo que se deduce la presencia de carbonatos en la muestra; esto último puede explicarse por medio de cambios mineralógicos (sustitución deutérica del ion carbonato en las plagioclasas). (Márquez M., 2005)

Es una muestra de colores grises intensos, con restos de costras de oxidación, de granulometría fina con pórfidos de feldespatos y de pirita. Presenta zonas de un color verde poco intenso, posiblemente evidencia la presencia de epidoto; algunas zonas efervescen ante la presencia de ácido clorhídrico, por lo que se presume la presencia de carbonatos en la muestra.

Texturas presentes: porfídica (plagioclasas y pirita), zonación en plagioclasas.

Minerales presentes

Plagioclasas (andesina)	60 %
Calcita (alteración de plagioclasas)	15 %
Pirita	10 %
Epídoto (alteración de plagioclasa Sericita)	5 %
Feldespatos potásicos (microclino)	5 %
Moscovita	<1 %
Apatito	<1 %

El índice de color (I.C.) para la muestra corresponde al 10 %. Con estos datos, según la clasificación de Streckeisen (1967) corresponde a una diorita porfídica, ya que la cristalinidad es holocristalina, pueden observarse en prácticamente su totalidad los cristales que componen la roca. Información recopilada del estudio de Márquez M., (2005).

Capítulo III – Marco teórico

La minería es una actividad necesaria para el desarrollo de todas las civilizaciones, todo lo inorgánico que nos rodea proviene de actividad minera, es por ello que la minería forma parte de las geociencias; para un adecuado desarrollo de las actividades mineras son imprescindibles numerosos estudios, pero principalmente se debe contar con una adecuada estimación de los recursos geológicos que se pretenden extraer para el futuro beneficio.

Los procesos mineralúrgicos, emplean diferentes maquinarias y tecnologías para transformar los recursos extraídos del subsuelo en materia prima para la construcción, industria siderúrgica, entre otras aplicaciones; sin embargo en estos procesos en ocasiones no se tienen las suficientes consideraciones en relación a la disposición final de los residuos mineros; durante el siglo XVIII y XIX los diagramas y diseños de plantas de beneficio mineral concluían en “colas”, “relaves”, presumiendo que los nichos pensados para la disposición de estos, naturalmente mitigarían las posibles afectaciones.

La tierra al igual que algunos organismos pluricelulares tienen la capacidad de mitigar ciertas afectaciones en el tiempo, pero ¿hasta qué punto esta podría corregir naturalmente estas alteraciones?, es por ello que surgió la investigación en esta área para lograr reducir los posibles efectos adversos de actividades antrópicas. En la actualidad los diseños pensados para la disposición final de los residuos mineros requieren diferentes estudios y un diseño que garantice la menor afectación ambiental posible, para lograr esto se parte principalmente de la caracterización del residuo que será dispuesto en estos espacios para evaluar la integración con el entorno biótico/abiótico, posteriormente se realizan diferentes estudios que garantizan la estabilidad, y durabilidad en función del tiempo de las estructuras.

3.1 Bases teóricas

Las bases teóricas que sustentan esta investigación parten de la tipificación de los residuos mineros estudiados y culminan con las alternativas de gestión circunscritas en el marco de la tecnología de limpieza, que procura la corrección o mitigación de posibles afectaciones ambientales.

3.1.1 Tipos de residuos generados por la actividad minera

Por su naturaleza, los procesos mineros generan grandes cantidades de residuos, para los cuales existen varias maneras de clasificarlos, como pueden ser según su origen, peligrosidad, características físicas y químicas o su cantidad. En este último caso se pueden encontrar los residuos masivos en los que se encuentran los estériles, relaves, ripios, escorias, y los de tipo industrial, el cual reúne reactivos químicos, neumáticos, aceites, chatarra, entre otros. (Lagos,2002) op. cit. Valenzuela Toro, (2015).

También Valenzuela Toro, (2015) señala una clasificación comúnmente utilizada que considera el estado físico de los residuos (sólido, líquido o gaseoso) en actividades mineras de polimetálicos.

1. Residuos líquidos

Agua de mina: Esta agua puede tener diferentes características, las que dependen de su origen, en general este residuo se produce en las minas subterráneas, a partir de la percolación de precipitaciones o del acuífero del lugar. Esta agua se utiliza preferentemente en los procesos de lixiviación.

Solución de lavado de gases de fundición: En algunas fundiciones, parte de la solución ácida de lavado de los gases previa a su paso por la planta de ácido es directamente descartada sin proceder a una precipitación de las impurezas. Estas soluciones ácidas medianamente concentradas son comercializadas para su uso en procesos de lixiviación.

Aguas claras: Aguas libres, en gran medida, de partículas en suspensión que se ubican en un sector de la cubeta de los depósitos de relaves mineros, una vez decantados naturalmente los sólidos finos de la pulpa de relaves; esta agua generalmente es reutilizada en los procesos de producción.

2. Emisiones atmosféricas

Generalmente se ha considerado que estas emisiones consisten principalmente en material particulado que se generan en todas las operaciones de carguío, transferencia, transporte y procesamiento de minerales, estériles y en gases en las distintas etapas del proceso de fundición. En los últimos años se han incorporado las emisiones que se generan en los depósitos de residuos, como la volatilización producida en los tranques de relaves.

3. Residuos sólidos

Estériles y roca de baja ley: Estos residuos se generan en la etapa de explotación y se presentan en grandes volúmenes de material con una amplia distribución granulométrica y no homogéneos, los que se depositan en botaderos cercanos a la mina; estos residuos se caracterizan principalmente por su litología, composición mineralógica y permeabilidad.

Relaves de flotación: Estos residuos se generan en el proceso de extracción de polimetálicos en forma de sulfuros (flotación), y en términos de volumen son los más importantes que se generan en los procesos de planta. Dentro de las características más importantes de estos residuos mineros de tipo relave destaca la composición química y mineralógica, permeabilidad y granulometría.

Ripios de lixiviación: estos residuos se generan en el proceso de extractivo en la minería de polimetálicos en forma de óxidos, se caracterizan por una alta permeabilidad e impregnación por soluciones ácidas con altos contenidos de

metales. Se debe distinguir entre los rípios provenientes de pilas dinámicas, que se remueven una vez finalizada la lixiviación del material y se disponen en botaderos, de aquellos que se producen en las pilas permanentes que permanecen en el mismo lugar donde fueron lixiviados y sobre los cuales se construyen nuevas pilas, quedando el material ya lixiviado aislado por una carpeta impermeable.

Escorias: Proviene del proceso de fundición o directamente de la etapa de fusión (horno reverbero) o de una etapa intermedia de limpieza de escoria. En algunas fundiciones, parte de las escorias se muele y pasa por un proceso de flotación que permite recuperar parte de algún elemento metálico de interés, el resto del material permanece contenido en los residuos de tipo relave. Las escorias presentan generalmente una estructura vidriosa, muy escasamente cristalizada y por lo tanto relativamente insoluble. La concentración de impurezas en las escorias depende directamente de la composición del concentrado tratado, de los equipos utilizados y del tipo de fundente.

Polvos de fundición: Estos residuos se generan en las distintas etapas de limpieza de los gases que se producen en la etapa de fundición. Estos polvos están constituidos por finas partículas de concentrado arrastradas por los gases y por partículas producidas por la condensación de compuestos volátiles durante el enfriamiento progresivo de los gases. Tomado Valenzuela Toro, (2015) y adaptado por los autores.

Es importante destacar que al no existir un marco oficial al cual regirse en nuestro país, también usamos nomenclaturas de países vecinos en los que se manejan términos como relaves o colas.

Relave: Es el área ocupada por los desechos de roca molida, minerales, agua, metales pesados y químicos como cianuro, arsénico, plomo, cadmio, zinc, mercurio, entre otros, que se obtienen producto de procesos de concentración de minerales. Estos relaves se depositan en forma de torta o tranque, en donde el material sólido va decantando en el fondo de una laguna artificial. (Carcoa , Vallejo, y Medvinsky-Roa, s.f.)

Constantemente surgen conceptos en todo el mundo que especifican aún más cada caso en función del tipo de residuo, y el proceso que lo genera, sin embargo a pesar que actualmente existe en otros países una naciente de una connotación metalúrgica para los residuos que son generados en el proceso de cianuración, las consecuencias asociadas a las malas prácticas, afectaciones, o accidentes son atañidas a la minería como actividad primaria, lo cual podría tener sentido porque los proyectos mineros son la punta de la pirámide en todos los procesos relacionados con el beneficio de los minerales, por lo tanto en este estudio se hace uso de la denominación de residuos mineros.

Residuos mineros: son aquellos residuos sólidos, acuosos o en pasta que quedan tras la investigación y aprovechamiento de un recurso geológico, tales como son los estériles de mina, gangas del todo uno, rechazos, y las colas de proceso e incluso la tierra vegetal y cobertera en determinadas condiciones. (Ministerio para la transición ecológica, Gobierno de España., s.f.)

3.1.1.1 Nuevo paradigma: Los residuos como recursos

El incremento en las normativas ambientales en beneficio de mantener un ambiente limpio para las generaciones actuales y futuras ha facilitado un importante cambio de paradigma en el mundo minero de hoy, cual es considerar los residuos mineros como nuevas fuentes de recursos. De hecho, en el caso de la industria del cobre, el criterio aplicado para eliminar los desechos es que su contenido en el metal no sea superior a la ley de la cabeza (esto es, valores cercanos a 1 %). Sin embargo, un desecho con ese

contenido del metal es de por sí un nuevo recurso de cobre; adicionalmente, existen otros elementos y compuestos que pueden contribuir aún más a dar un valor a estos desechos. Estos nuevos recursos tienen varias ventajas, se encuentran dispuestos ya en superficie y por de pronto no hay faenas mineras y geológicas necesarias como las hay en el tratamiento corriente de los minerales. Adicionalmente estos residuos se encuentran relativamente caracterizados, lo que minimiza también los costos en su especificación como recurso. (Sánchez, 2006)

La ventana a los nuevos conceptos

Interesante este panorama que se puede visualizar en esta ventana de nuevos conceptos en minería. Muchos de ellos se dan con tan solo cambiar la perspectiva. Debido a la creciente “necesidad” de recursos, a las consecuencias de su obtención en huellas ecológicas hay mucha discusión en la comunidad científica sobre estos conceptos que emplean herramientas y técnicas de la minería. (Piña, 2019)

Cossu y Williams, (2015) op. cit. Piña D., (2019), realizan una breve exposición sobre cómo surgen los conceptos que se mencionaron anteriormente:

Minería de vertederos (*Landfill mining*): representan las actividades relativas a la extracción y procesamiento de desechos, los cuales previamente se encuentran agrupados (*stocked*) y depositados en ciertos lugares (o lugares dispuestos para ello). Entre ellos se mencionan: vertederos municipales, relaves mineros, entre otros.

3.1.2 Pasivos ambientales

El término “pasivo ambiental” está logrando una rápida difusión a nivel mundial. En América Latina a partir del primer taller panamericano sobre minas abandonadas, realizado en Santiago de Chile en Junio de 2001, se discutió respecto de la mejor terminología que se puede aplicar en este tema, se determinó que cada país debía usar su propia terminología debido al sistema legal y definiciones existentes, sin embargo, también se propuso una definición de pasivos ambientales mineros, indicando que

corresponden a “los impactos negativos generados por las operaciones mineras abandonadas con o sin dueño u operador identificable y donde no se haya realizado un cierre de minas regulado y certificado por la autoridad correspondiente” (Yupari, 2003). Asimismo, en la Segunda Conferencia Internacional sobre pasivos ambientales mineros, desarrollada en Santiago de Chile en mayo del año 2005, se determinó que esta definición podía extenderse a aquellos impactos que pueden ser causados por los residuos (sólidos, líquidos o gaseosos) generados en el curso de las distintas fases del proceso minero, y que han sido depositados en presas u otra forma de almacenamiento, sin un adecuado manejo ambiental (Gonzalez A. , 2008).

3.1.3 Depósitos de residuos mineros

Según el Servicio Nacional de Geología y Minería, (2018) existen diferentes formas en que se realiza la disposición de los residuos mineros de tipo relave, que dependiendo de variados factores como son la cercanía al concentrador, la capacidad de almacenamiento de relaves, la topografía del lugar y/o el nivel de producción del yacimiento, se deberá seleccionar la forma más apropiada para disponer de estos residuos mineros de tipo relave.

3.1.3.1 Tranques de relaves

Son aquellas estructuras que utilizan la parte gruesa de los relaves para la construcción del muro perimetral, mientras que la parte fina (lomas) se descarga en el interior de la obra. La construcción del muro se puede hacer mediante 3 formas de crecimiento o métodos constructivos:

- **Método aguas arriba:** Consiste en un muro inicial construido con material de empréstito compactado sobre el cual se inicia la disposición de los relaves, utilizando clasificadores o hidrociclones; donde la fracción más gruesa se descarga por el flujo inferior del hidrociclón y se deposita junto al muro inicial, mientras que la fracción más fina, que sale por el flujo superior del hidrociclón se deposita hacia el centro del tranque en un punto más alejado, de tal modo

que se va formando una especie de playa, formándose el pozo o laguna de sedimentación, la que una vez libre de partículas en suspensión es evacuada mediante un sistema de estructura de descarga. Una vez que el depósito se encuentre próximo a llenarse, se procede a levantar el muro, desplazando los hidrociclones a una mayor elevación en la dirección de aguas arriba y comenzando así, una nueva etapa de descarga de relaves. Si bien este método requiere un menor volumen de material arenoso, es el tipo de muro menos resistente frente a los sismos, por lo que en Chile su construcción está totalmente prohibida. En la Figura 6 se presenta un esquema del método.

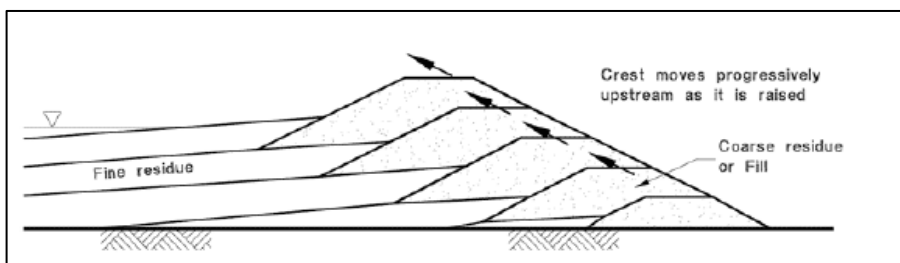


Figura 6. Método de construcción aguas arriba. Fuente: (Servicio Nacional de Geología y Minería, 2018)

- Método eje central o mixto: Se inicia con un muro de partida de material empréstito compactado, sobre el cual se deposita la parte gruesa hacia el lado de aguas abajo y la parte fina o lamas hacia el lado de aguas arriba. Una vez completado el vaciado de material, se eleva la línea de alimentación de la parte gruesa y fina, siguiendo el mismo plano vertical inicial de la berma de coronamiento del muro de partida. Lo que permite lograr un muro de arenas donde el eje se mantiene en el mismo plano vertical, el talud de aguas arriba relativamente vertical, y el talud aguas abajo puede tener la inclinación que se considere adecuada. Este método requiere disponer un volumen suficiente de arenas que permitan lograr muros estables sísmicamente. En la Figura 7 se ilustra un esquema del método.

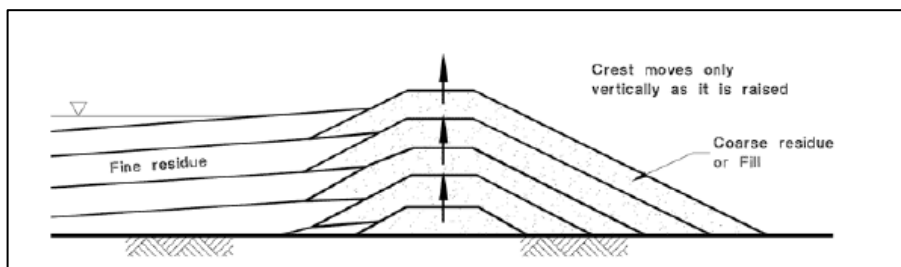


Figura 7. Método de construcción eje central. Fuente: (Servicio Nacional de Geología y Minería, 2018)

- Método aguas abajo: La construcción se inicia con un muro de partida de material de empréstito compactado, a partir del cual se inicia el levantamiento del muro con la arena del relave, donde la parte gruesa se vacía hacia el lado del talud de aguas abajo y la parte fina se deposita hacia el talud aguas arriba. Cuando el muro se ha peraltado lo suficiente (2 a 4 metros), se inicia la elevación del muro, desplazando a los hidrociclones a una mayor elevación en dirección aguas abajo, y así, comenzando una nueva etapa de descarga de relaves. Este método requiere disponer un gran volumen de material arenoso, pero permite lograr una mayor estabilidad sísmica. En la Figura 8 se describe un esquema del método.

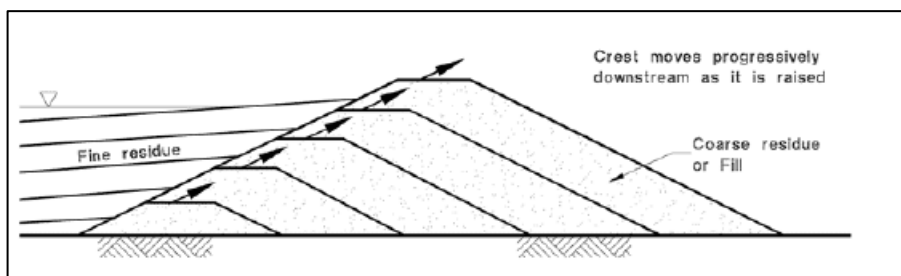


Figura 8. Método de construcción aguas abajo. Fuente: (Servicio Nacional de Geología y Minería, 2018)

3.1.3.2 Depósito de residuos mineros de tipo relaves espesados

Depósitos en el que la superficie es previamente sometida a un proceso de sedimentación, en equipo denominado espesador, que favorece la sedimentación de los sólidos (de manera similar a la limpieza de agua de ríos para hacer agua potable), con el

objetivo de retirar parte importante del agua contenida, la que puede ser reutilizada para reducir el consumo hídrico de fuentes de agua limpia. El depósito de relave espesado se construye de forma tal que impida que el relave fluya a otras áreas distintas a las del sitio autorizado, y contar con un sistema de piscinas de recuperación de agua remanente que pudiese fluir fuera del depósito.

3.1.3.3 Depósito de relaves en pasta

Tipo de depósito de relave que corresponden a una mezcla de agua con sólido, que contiene abundantes partículas finas y bajo contenido de agua, de modo que la mezcla tenga una consistencia espesa, similar a una pulpa de alta densidad.

3.1.3.4 Depósito de residuos mineros de tipo relaves filtrados

Tipo de depósito de relave donde, antes de ser depositados, son sometidos a un proceso de filtración, mediante equipos determinados, donde se asegure que la humedad será menor a un 20 %. El relave una vez filtrado se transporta al lugar de depósito mediante cintas transportadores o por equipos de movimiento de tierra y/o camiones. En el primer caso, se logra un sistema de disposición en forma de cono similar al método anterior, mientras que en el segundo caso se construyen módulos de material compactado, los cuales permiten conformar un depósito aterrizado de gran volumen. Cabe señalar que en este método es probable que se produzcan infiltraciones de las aguas contenidas en estos relaves si el suelo de fundición es relativamente permeable.

3.1.4 Medio ambiente

Es un sistema global, constituido por elementos naturales y artificiales de naturaleza física, química, biológica y socioculturales que considera, además, sus influencias e interacciones, todos ellos en permanente modificación, sea por la acción natural y/o humana. Este conjunto de elementos, influencias e interacciones rige y acondiciona la existencia y desarrollo de la vida en sus múltiples manifestaciones. (Vega, 1996)

- Impacto ambiental: Es posible hablar de impacto ambiental, cuando una acción o actividad produce cambios o modificaciones, positivas o negativas, en el

medio o en alguno de sus componentes. Esta acción puede ser un proyecto de ingeniería, un plan, una ley o una disposición administrativa con implicaciones ambientales; el término “impacto” no necesariamente implica negatividad. (Guerrero, 2009)

- Contaminación ambiental: Se denomina contaminación ambiental a la presencia en el ambiente de cualquier agente (físico, químico o biológico) o bien de una combinación de varios agentes en lugares, formas y concentraciones tales que sean o puedan ser nocivos para la salud, la seguridad o para el bienestar de la población, o bien, que puedan ser perjudiciales para la vida vegetal o animal, o impidan el uso normal de las propiedades y lugares de recreación y goce de los mismos. La contaminación ambiental es también la incorporación a los cuerpos receptores de sustancias sólidas, líquidas o gaseosas, o mezclas de ellas, siempre que alteren desfavorablemente las condiciones naturales del mismo, o que puedan afectar la salud, la higiene o el bienestar del público (Gonzalez y Alcalá, 2006).

3.1.5 Manejo integral de residuos sólidos

El manejo integral y sustentable de los residuos sólidos combina flujos de residuos, métodos de recolección y procesamiento, de lo cual derivan beneficios ambientales, optimización económica y aceptación social en un sistema de manejo práctico para cualquier región. Esto se puede lograr combinando opciones de manejo que incluyen esfuerzos de rehúso y reciclaje, tratamientos que involucran compostaje, biogasificación, incineración con recuperación de energía, así como la disposición final en rellenos sanitarios. El punto clave no es cuántas opciones de tratamiento se utilicen, o si se aplican todas al mismo tiempo, sino que sean parte de una estrategia que responda a las necesidades y contextos empresariales, locales y regionales, así como a los principios básicos de las políticas ambientales de la materia. (Medina, y otros, 2001)

3.1.6 Tecnologías limpias en la industria minera

Conviene reflexionar en este punto sobre el concepto de tecnología limpia, por esta técnica se entiende a la que va dirigida a atacar las causas del problema ambiental y no a las consecuencias, como se presenta esquemáticamente en la Figura 9.

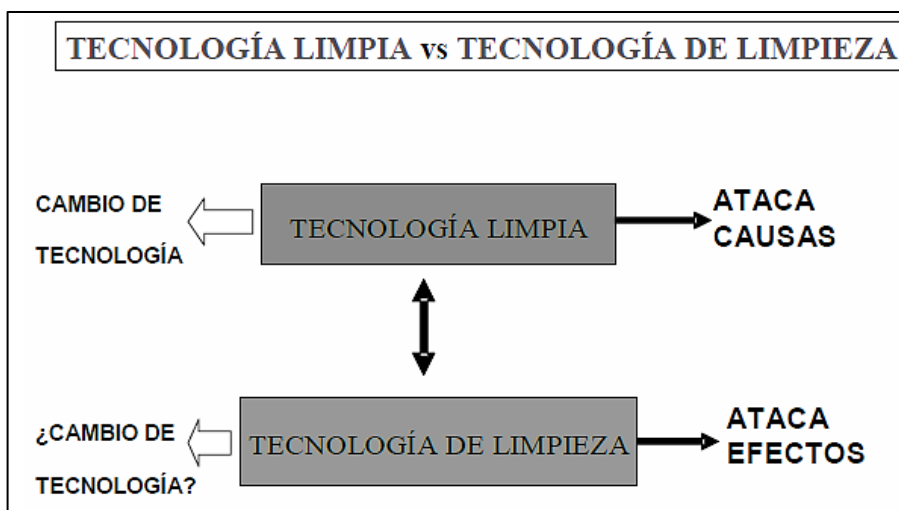


Figura 9. Tecnología limpia y tecnología de limpieza. Fuente: (Sánchez, 2006)

En efecto, en la gran mayoría de los casos, la solución a los problemas de la contaminación en la industria minera y también en otras industrias, se reduce a realizar un tratamiento de los efluentes al final del proceso. Es la conocida técnica de “fin de tubo” (*end of pipe treatment*) que no contribuye a solucionar el problema en su raíz. La aplicación de una tecnología limpia sigue una pauta de prioridades, tal como se puede observar en la Figura 10, siendo la de mayor relevancia la reducción en las fuentes, ya que ataca el problema en su raíz. Sin embargo, es esta alternativa la que demanda también mayor tiempo y dinero y es la razón porque en la gran mayoría de los casos se opta por la últimas y menos prioritarias (tratamiento y disposición).

La primera alternativa, demanda mayores recursos ya que para solucionar el problema se desarrollan cambios drásticos en el proceso, tales como cambios de tecnología o

modificaciones profundas. Ello significa indudablemente desarrollar un trabajo de investigación fundamental y aplicado, de largo plazo, escalando consecutivamente desde las etapas de laboratorio a plantas pilotos y más tarde industriales, e involucrando grupos de investigadores en su desarrollo. Es la alternativa que han empleado países más desarrollados, que disponen de mayores recursos y por ende son capaces de correr también los riesgos de invertir en investigación que no siempre conduce a los resultados esperados. La última opción, muy utilizada en los países más pobres, significa involucrar menos recursos, pero también mantener un problema no resuelto y prolongarlo en el tiempo. Conviene aclarar dentro de este esquema, que una alternativa muy válida es el reciclaje, que puede significar solucionar el problema realimentando el propio circuito de producción; también hay que señalar que no siempre es posible, ya que en muchos casos puede significar acumular dentro del circuito material contaminante no deseado o un contenido de finos que interfiera con los procesos de recuperación en el caso de los polimetálicos. (Sánchez, 2006)

En nuestro país se realiza poca inversión en la tecnología limpia, se utiliza en su gran mayoría la tecnología de limpieza empleando métodos de disposición para los efluentes. En la Figura 10 se esquematizan las prioridades e impacto ambiental en la industria minera.

ALTA PRIORIDAD ↑ ↓ BAJA PRIORIDAD	GESTIÓN	ACTIVIDADES	APLICACIONES
	REDUCCIÓN EN FUENTES	-MODIFICACIONES AL PROCESO -CAMBIOS TECNOLÓGICOS -CAMBIOS ALIMENTACIÓN -CAMBIOS EN PRODUCTO -MEJORA PROCEDIMIENTOS	-MODIFICACIONES EQUIPO / -AUMENTO EFICIENCIA -USO DE ENERGÍA / -AUMENTO MINERÍA IN -USO MAT. NO
RECICLAJE	-REUTILIZACIÓN -RECICLAJE EN CIRCUITO CERRADO	-RECICLAJE -REPROCESAMIENTO COLA -RECUPERACIÓN	
TRATAMIENTO	-ESTABILIZACIÓN -NEUTRALIZACIÓN -PRECIPITACIÓN -EVAPORACIÓN -INCINERACIÓN	-DESTRUCCIÓN DE -TRATAMIENTO AGUAS DESECHO	
DISPOSICIÓN	-DISPOSICIÓN EN SITIOS PERMITIDOS	-DISPOSICIÓN RELAVE	

Figura 10. Prioridades e impacto ambiental en la industria minera. Fuente: (Sánchez, 2006)

3.1.7 El cianuro y sus posibilidades de tratamiento

Esta investigación se encuentra orientada hacia la tecnología de limpieza, tomando en cuenta como foco, la prevención de futuras afectaciones ambientales que pudieran tener cabida dentro del contexto evaluado, y las posibles alternativas para la mitigación de los posibles impactos que pudieran tener cabida, en tal sentido, es preciso abordar los conceptos que se refieren al contenido de cianuro en este tipo de residuos mineros y sus posibilidades de tratamiento.

3.1.7.1 Breve reseña del uso del cianuro en la minería

Aunque las preocupaciones ambientales por el uso del cianuro en minería se han hecho más públicas sólo en los últimos años, realmente existe una larga historia sobre el uso del cianuro en procesos metalúrgicos y otros procesos en todo el mundo. Dippel y Diesbach descubrieron el “azul de Prusia” (ferrocianuro de hierro) en 1704. El primer trabajo bien documentado fueron los estudios de Scheele sobre la solubilidad del oro en soluciones de cianuro que datan de 1783 en Suecia. La química oro-cianuro se estudió activamente a mediados del siglo XIX en Inglaterra (Faraday), Alemania (Elsner) y Rusia (Elkington y Bagration). Alrededor de 1840, Elkington obtuvo una patente por el uso de soluciones de cianuro de potasio para galvanoplastiar oro y plata. Elsner lideró la evaluación del papel del oxígeno en la disolución del oro mediante soluciones de cianuro. La “Ecuación de Elsner”, que describe la extracción del oro del mineral mediante el cianuro, se conoció en 1846.

Las patentes formalizadas por McArthur y los hermanos Forrest en 1887 y 1888 efectivamente establecieron el proceso vigente de cianuración, el uso de la disolución del cianuro y la precipitación por medio del zinc. Sin embargo, existían patentes anteriores en los Estados Unidos relacionadas con la lixiviación con cianuro (Rae en 1869) y la recuperación a partir de soluciones cloradas utilizando carbón vegetal (Davis en 1880). La primera planta de cianuración a escala comercial comenzó a funcionar en la Mina

Crown en Nueva Zelanda en 1889, y hacia 1904 los procesos de cianuración también estaban en marcha en Sudáfrica, Australia, Estados Unidos, México y Francia. Por consiguiente, a comienzos de siglo, el uso del cianuro para extraer oro de mineral de baja ley ya era una tecnología metalúrgica plenamente establecida.

3.1.7.2 El cianuro

Para Arévalo, (2011), el término cianuro sirve para designar a una familia de compuestos químicos que se caracterizan por la presencia de un átomo de carbono enlazado a un átomo de nitrógeno mediante un enlace triple. La familia del cianuro comprende un grupo de compuestos inorgánicos que se caracterizan por la presencia del grupo $-C\equiv N$. Los compuestos orgánicos que contienen este grupo se denominan nitrilos. El cianuro puede ser un gas incoloro como el cianuro de hidrógeno (HCN), o el cloruro de cianógeno (ClCN), o encontrarse en forma de cristales como el cianuro de sodio (NaCN) o el cianuro de potasio (KCN). El cianuro se describe con un olor a “almendras amargas”, pero no siempre emana olor y no todas las personas pueden detectarlo, además el límite de detección del olor es cercano a la concentración donde comienza a ser tóxico. El cianuro puede presentarse de muchas formas y la clasificación de estos puede hacerse como sigue: Cianuro total, Cianuro WAD y Cianuro libre. Un esquema recopilado por Arévalo, (2011) se indica en la Figura 11.

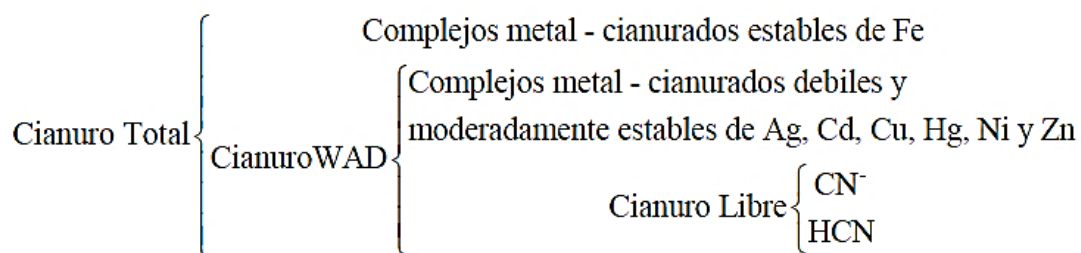


Figura 11. Cianuro total, complejo y libre. Fuente: (Arévalo, 2011)

La palabra cianuro tiene connotaciones negativas debido a que muchos de sus compuestos presentan propiedades sumamente tóxicas o letales, como lo demuestra su aplicación en venenos. El cianuro es una sustancia química, que actúa como tóxico a través de la inhibición de ciertas proteínas mitocondriales bloqueando el Ciclo de Krebs, sistema central del proceso de respiración celular. Si bien su efectividad a bajas concentraciones es fulminante, el individuo muere bajo dolorosos espasmos y convulsiones que pueden tardar entre diez segundos a unos minutos. También es conocido por su denominación militar AN (para el cianuro de hidrógeno) y CK (para el cloruro de cianógeno). El cianuro de hidrógeno, bajo el nombre de Zyklon B, se utilizó como agente genocida por los alemanes durante la Segunda Guerra Mundial. Según lo indican varios informes, es posible que el cianuro de hidrógeno gaseoso haya sido utilizado junto con otros agentes químicos contra los habitantes de la ciudad kurda de Halabja, al noreste de Irak, durante la Guerra Irán-Irak en la década de 1980.

La combustión de un gran número de sustancias naturales y sintéticas como la lana, seda, acrílicos y poliuretanos produce desprendimiento de cianuro de hidrógeno. Se cree que el envenenamiento por cianuro sea una de las principales causas mortales entre las víctimas de los incendios. Los compuestos de cianuro poseen un gran número de propiedades beneficiosas, lo que ha dado lugar a su producción comercial y aplicación industrial. Es un subproducto de la fabricación de fibras acrílicas, o bien generado por la combinación de gas natural con amoníaco. Su fabricación primaria es de 1,4 millones de toneladas y se produce en EE. UU., Inglaterra y Alemania. La industria minera y del plástico en general consume el 82 % del cianuro producido en el mundo.

Su uso está basado principalmente en las áreas industrial, minero, en la galvanoplastia de electro deposición de zinc, oro, cobre y especialmente plata. La minería lo utiliza para hidrometalurgia en solución a base de agua para extraer y recuperar metales como el oro y la plata mediante el proceso llamado lixiviación, que sustituyó al antiguo método de

extracción por amalgamado de metales preciosos con mercurio. El cianuro de sodio es el compuesto de cianuro que se utiliza con mayor frecuencia en la industria minera, seguido del cianuro de calcio. El cianuro de sodio se obtiene por reacción de hidróxido de sodio con el cianuro de hidrogeno. Las concentraciones de los compuestos sintéticos de cianuro que se emplean en los procesos industriales son muchos más elevadas que aquellas que se encuentran en la naturaleza y son tóxicos para una serie de organismos. En consecuencia, el empleo industrial de los compuestos de cianuro debe ser controlado, con el fin de evitar su descarga en concentraciones que excedan la capacidad de asimilación del medio ambiente. La Agencia de Protección del Medio Ambiente de EE. UU. (EPA) regula los niveles permitidos de cianuro en el agua potable. El nivel máximo de cianuro permitido en el agua potable es 0,2 partes de cianuro por millón de partes de agua (0,2 ppm). La Administración de Seguridad y Salud Ocupacional de EE. UU. (OSHA, por sus siglas en inglés) ha establecido un límite para el cianuro de hidrógeno y la mayoría de las sales de cianuro de 10 partes de cianuro por un millón de partes de aire (10 ppm) en el aire del trabajo.

3.1.7.3 Cianuro libre

Según Logsdon, Hagelstein, y Mudder, (2001), el “cianuro libre” es el término utilizado para describir tanto el ion de cianuro (CN^-) que se disuelve en el agua del proceso como cualquier cianuro de hidrógeno (HCN) que se forma en la solución. Las briquetas sólidas de cianuro de sodio se disuelven en el agua para formar el ion de sodio y el anión de cianuro (CN^-). El anión de cianuro se combina luego con el ion de hidrógeno para formar HCN molecular. La concentración del ion de hidrógeno en el agua del proceso se expresa mediante el conocido parámetro pH. Casi todo el cianuro libre está presente como HCN cuando hay abundantes iones de hidrógeno presentes, es decir, a un valor de pH de 8 o menos. Este HCN, entonces, puede volatilizarse y dispersarse en el aire. Cuando el pH es superior a 10,5, hay pocos iones de hidrógeno presentes y casi todo el cianuro libre está

presente como CN^- . En condiciones normales de temperatura y presión, las concentraciones de HCN y CN^- son iguales a un valor de pH de aproximadamente 9,4.

Estas formas de cianuro libre son importantes porque se consideran como los cianuros más tóxicos. Sin embargo, también son las formas que se eliminan más fácilmente de las soluciones mediante elaborados procesos de tratamiento y mecanismos naturales de atenuación. Los procesos biológicos, químicos y físicos que afectan a las concentraciones de cianuro en el agua, el suelo y el aire han sido extensamente estudiados durante las dos décadas pasadas, de modo que su comportamiento en el ambiente es bien conocido. Una de las reacciones más importantes que afectan a la concentración de cianuro libre es la volatilización de HCN , que, al igual que la mayoría de los gases, se separa del agua y escapa al aire. El cianuro libre no es persistente en la mayoría de las aguas superficiales porque el pH de dichas aguas generalmente es de 8, de modo que el HCN se volatiliza y dispersa. La volatilidad del cianuro de hidrógeno y su posterior transformación en compuestos benignos en el aire son importantes porque actúan como un mecanismo natural que controla las concentraciones de cianuro libre en los efluentes residuales y de los procesos en las minas. Los procesos naturales pueden reducir por sí solos a valores muy bajos la concentración de cianuro libre de las soluciones en lugares al aire libre en las instalaciones de producción de oro, tales como estanques para procesamiento y depósitos de relaves, a menudo a niveles por debajo de lo establecido en los reglamentos o incluso por debajo de los límites de detección. Sin embargo, en la planta de extracción de oro, los operadores mantienen el pH de la solución a valores cercanos a 10,5 con el fin de impedir la volatilización. Esto preserva el cianuro en el sistema de extracción de oro, donde es necesario y, al mismo tiempo, limita el riesgo de inhalación por parte de los trabajadores de altas concentraciones de HCN gaseoso en un espacio cerrado.

3.1.7.4 Complejos del cianuro

Según Logsdon, Hagelstein, y Mudder, (2001), aunque las soluciones que contienen cianuro se utilizan en minería porque reaccionan con el oro, también reaccionan con otros metales. El mineral aurífero casi siempre contiene otros metales, entre ellos hierro, cobre, zinc, níquel y plata, así como otros elementos, como el arsénico. En la mayoría de los cuerpos mineralizados, las concentraciones de otros metales típicamente son mayores que la concentración de oro en varios órdenes de magnitud. Por ejemplo, un mineral aurífero de baja ley apropiado para lixiviación con cianuro podría contener 0,5 a 1 gramo de oro por tonelada (0,5 a 1 ppm de oro); por el contrario, la concentración de hierro de las rocas cristalinas promedio es de aproximadamente 3,5 %. Los metales como el cobre, el zinc y el níquel pueden estar presentes en concentraciones que varían entre decenas y miles de partes por millón. La Tabla 2 muestra que pueden disolverse cantidades significativas de otros metales cuando el mineral que los contiene se lixivia con soluciones de cianuro.

Tabla 2. Análisis de soluciones estériles.

	Rango de concentración (mg/L)
Cianuro total	50 - 2.000
Arsénico	0 – 115
Cobre	0,1 - 300
Hierro	0,1 - 100
Plomo	0 – 0,1
Molibdeno	0 – 4,7
Níquel	0,3 - 35
Zinc	13 - 740

En estudios ambientales, las concentraciones de cianuros y otros solutos en soluciones generalmente se presentan en términos de masa por unidad de volumen, o algunas veces como la unidad adimensional de “parte por millón” (ppm). Las concentraciones en miligramos por litro (mg/L) son las mismas que las concentraciones en gramos por metro cúbico (g/m^3), y ambas son esencialmente idénticas a las concentraciones en ppm (debido a que la densidad de las soluciones generalmente está muy cerca de 1 kilogramo por litro). Fuente: (Logsdon y otros, 2001)

Los análisis químicos de las soluciones utilizadas en los procesos y de los efluentes residuales derivados del procesamiento indican que la mayor parte del cianuro en solución

está químicamente ligado a metales distintos de las pequeñas cantidades de oro o plata. Cuando los elementos químicos se combinan en una solución para formar especies solubles, los químicos se refieren a ellas como “complejos”. Existe una amplia gama de interacciones químicas y físicas entre los componentes de los complejos, algunos complejos son muy estables, mientras que otros se destruyen fácilmente. Los químicos analíticos pueden definir la estabilidad relativa de los complejos de cianuro de diferentes metales con gran precisión. La evaluación de la cantidad y los tipos de cianuro es importante para todos los aspectos del uso del cianuro. Es particularmente importante poder distinguir tanto con exactitud como con precisión entre los distintos compuestos de cianuro para asegurar la elección de una metodología eficaz de detoxificación.

3.1.7.5 Complejos débiles y fuertes del cianuro

Según Logsdon y otros, (2001) convencionalmente, los químicos en cianuro distinguen entre los complejos “débiles” y “fuertes” de cianuro. Los complejos débiles de cianuro, con frecuencia denominados cianuros “disociables en ácidos débiles” o cianuros DAD (WAD), pueden disociarse en solución y producir concentraciones ambientalmente significativas de cianuro libre. Los complejos débiles incluyen complejos de cianuro de cadmio, cobre, níquel, plata y zinc. El grado al cual se disocian estos complejos depende en gran medida del pH de la solución. Por otra parte, los complejos fuertes de cianuro se degradan mucho más lentamente que el cianuro DAD en condiciones químicas y físicas normales. Los complejos de cianuro con oro, cobalto y hierro son fuertes y estables en solución. Esta estabilidad del complejo oro-cianuro es un factor clave en el uso del cianuro para la extracción del oro del mineral. Una vez que el oro entra a la solución ligado al cianuro, permanece acomplejado con el cianuro hasta que las condiciones del proceso se cambian con el fin de removerlo de la solución. El cobalto está presente únicamente en trazas, pero el hierro está virtualmente presente en todos los materiales geológicos. Para la mayoría de las situaciones mineras, los complejos fuertes de cianuro son predominantemente cianuros de hierro. La velocidad a la cual los complejos se disocian y

liberan cianuro libre en la solución depende de varios factores, entre ellos, la concentración inicial del complejo de cianuro, la temperatura, el pH de la solución y la intensidad de la luz, especialmente de la radiación ultravioleta.

3.1.7.6 Degradación natural de cianuro

El principal mecanismo de degradación natural es la volatilización con posteriores transformaciones atmosféricas a sustancias químicas menos tóxicas. Otros factores como la oxidación biológica, la precipitación y los efectos de la luz solar también contribuyen a la degradación del cianuro. Las especies de cianuro pueden ser adsorbidas sobre las superficies de los minerales o del desecho de carbono orgánico en los suelos del terraplén de un estanque, en un recubrimiento de arcilla o a lo largo de una vía de agua subterránea. En los suelos, las bacterias asimilan el cianuro mediante diversas reacciones aeróbicas y anaeróbicas; en algunos casos, la combinación de estos procesos de degradación natural es suficientes para satisfacer los requisitos que reglamentan la descarga de soluciones que contienen cianuro. En los depósitos de relaves, la gran superficie permite la descomposición del cianuro DAD. La Figura 12 ilustra una situación típica en la cual la mitad del cianuro total (CNT) se degradó naturalmente en menos de tres semanas a partir de la concentración inicial de 20 miligramos por litro. El CNT desapareció casi completamente en aproximadamente 100 días. Las velocidades reales de degradación deben determinarse mediante ensayos basados en la especificidad del emplazamiento y empleando condiciones que imiten, tanto como sea posible, los tipos de soluciones y los procesos naturales que probablemente ocurran en ese lugar.

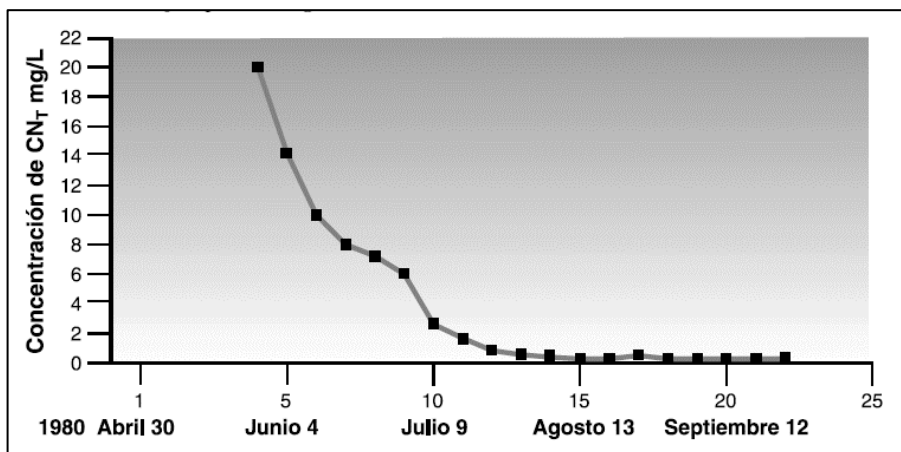


Figura 12. Degradación del cianuro. Fuente: (Logsdon, Hagelstein, y Mudder, 2001)

En la Figura 13 se puede apreciar un esquema que ilustra la degradación natural del cianuro en un depósito de relaves.

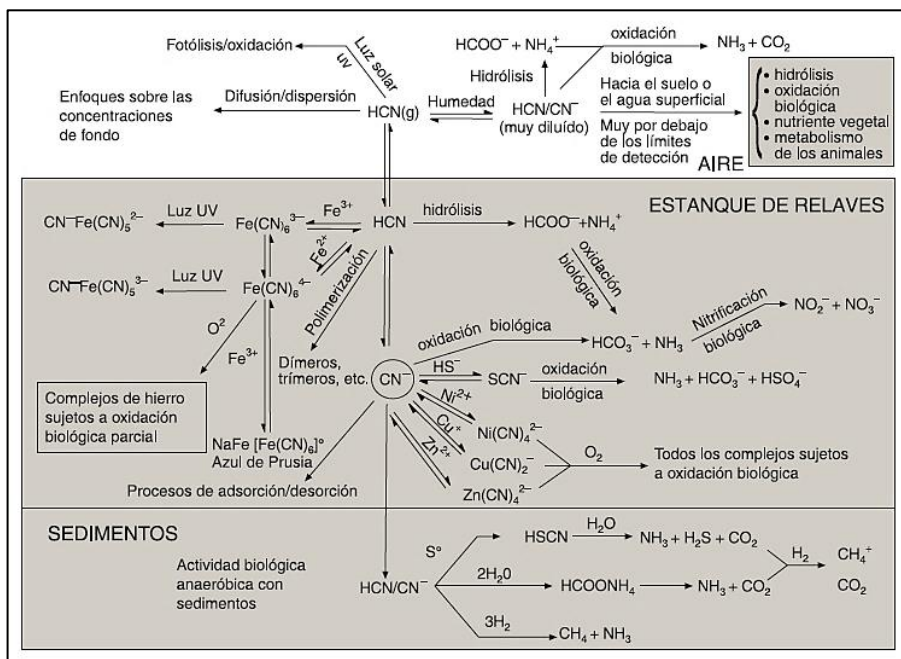


Figura 13. Ciclo del cianuro. Fuente: (Smith y Mudder, 1991) op. cit. Logsdon, Hagelstein, y Mudder, (2001).

3.1.7.7 Tecnologías en el tratamiento del cianuro

- Adsorción por carbón activado: El empleo de la adsorción por carbón activado se debe a los intentos de emplearlo como catalizador en la oxidación del cianuro con oxígeno. Se observó que el cianuro era en primer lugar adsorbido y después oxidado catalíticamente. La presencia de iones metálicos, especialmente cobre, intensificaba la eliminación de cianuro mediante la formación de un cianuro complejo de cobre. Posteriormente se investigó la eliminación del cianuro utilizando carbón granular activado sin oxidación (Reed, 1971) op. cit. Arévalo, (2011). Se encontró que para la eliminación del cianuro era necesaria la adición de cobre o níquel. El proceso consiste en la adición de iones metálicos seguido de un período de formación de complejos y de la adsorción en una columna de carbón activado granular. Sin embargo el costo inherente a la adquisición de carbón nuevo y su regeneración hacía el proceso inaplicable en la mayor parte de los casos en la que había contenidos elevados de cianuro disociable en ácido débil. (Arévalo, 2011)
- Procesos biológicos: Aunque históricamente los procesos biológicos han demostrado ser eficaces para el tratamiento de concentraciones elevadas de cianuro libre, su utilización en el tratamiento de aguas residuales estériles o de embalses de estériles que contengan cianuros complejos de metales es muy reciente. A finales de la década de los 80', fue diseñada y puesta en servicio una instalación de depuración biológica a escala industrial en la mina Homestake, Dakota del sur (USA). La instalación ha estado en funcionamiento seis años sin interrupción ni disminución apreciable de su rendimiento. (Arévalo, 2011)
- Proceso INCO: Hay dos versiones patentadas del proceso de destrucción del cianuro por dióxido de azufre y aire. El primer proceso patentado, que es el más conocido, es el que ha comercializado INCO, mientras que el segundo proceso se ha desarrollado en Heath Steel Mines Ltd. Habiéndose concedido la patente a *Noranda Incorporated* (Ferguson y Walter, 1985) op. cit. Arévalo, (2011). El

proceso INCO está basado en la conversión de cianuro disociable en ácido débil a cianato, utilizando mezclas de SO_2 y oxígeno del aire, en presencia de concentraciones elevadas de cobre y controlando el pH dentro de un cierto intervalo. El proceso *Noranda* difiere en que se utiliza dióxido de azufre puro y no se necesita aire. En el método INCO las distintas formas de cianuro se eliminan por procesos diferentes. Uno de los procesos efectúa la conversión del cianuro disociable en ácido débil a cianato. Los cianuros complejos de hierro se reducen al estado ferroso y se precipitan de modo continuo. (Arévalo, 2011)

- Cloración alcalina: La cloración alcalina es un proceso químico consistente en la oxidación y destrucción de las formas de cianuro libre y cianuro disociable en ácido débil en medio alcalino (pH 10,5 a 11,5). El cloro se suministra o bien en forma líquida o bien como hipoclorito sódico o cálcico en forma sólida. La cloración alcalina es el proceso de destrucción del cianuro más antiguo y más conocido. Las primeras aplicaciones industriales se hicieron en el tratamiento de aguas residuales de galvanostegia y acabado de metales, que contenían también cianuros y metales. La utilización de la cloración alcalina en la depuración de agua residual de mina se debió a la semejanza química observada entre las aguas residuales de galvanostegia y de mina. Todavía existen algunas aplicaciones en minería, si bien, la tendencia predominante en la depuración de las aguas residuales excedentes de tratamiento metalúrgico y de embalses de estériles, es hacia otros procesos de oxidación. El diseño del proceso se hace directamente a partir de la información sobre diseño de procesos obtenida por lo general mediante un programa de ensayos a escala de laboratorio o en instalación experimental. El proceso de cloración alcalina se ha empleado a escala industrial en unas ocho explotaciones mineras en Canadá y Estados Unidos. (Arévalo, 2011)
- Degradación usando peróxido de hidrógeno: Durante los últimos años se han desarrollado y patentado dos procesos que utilizan el peróxido de hidrógeno para la destrucción del cianuro libre y de los cianuros complejos metálicos mediante la

oxidación. El primer proceso conocido como proceso KASTONE, fue propuesto originalmente por DUPONT (Du-Pont Industrial Products, Bulletin N°20; y Mathre y DeVries, 1981) op. cit. Arévalo, (2011). El proceso se realizaba con una disolución de peróxido de hidrógeno al 41 por ciento especialmente estabilizada el que contenía unos gramos de formaldehído y cobre. Dicho proceso, se ensayó primero en una unidad experimental en marcha continua en Homestake Mining Company (Mudder, 1983) op. cit. Arévalo, (2011). El segundo proceso desarrollado por DEGUSSA (Degussa Corporation, 1983), utiliza peróxido de hidrógeno y sulfato de cobre en concentraciones variables, habiéndose comprobado que no es necesario el formaldehído. Aunque se había diseñado un sistema de tratamiento con peróxido de hidrógeno a escala industrial para la Mina Homestake se dio la circunstancia que no se llevó a cabo. La primera instalación de una planta de tratamiento con peróxido de hidrógeno a escala industrial fue construida y explotada por Degussa en la Mina Ok Tedi, situada en Papua Nueva Guinea (Knorre y Griffith, 1984) op. cit. Arévalo, (2011). En esta aplicación se ha utilizado solamente cobre, junto con peróxido de hidrógeno al 70 por ciento. El mineral en pulpa extraído en la planta de oro de Ok Tedi en Papua Nueva Guinea es aproximadamente 22.500 t/día de operación, del cual se procesa y extrae oro y cobre. La mina está situada a 2000 sobre el nivel del mar, en una región caracterizada por su alejamiento y acceso sumamente pesado. La difícil y única geografía de la mina ha hecho que las consideraciones medioambientales empiecen a tener mucha importancia. El estado de Papua nueva guinea ha tocado el caso de protección medioambiental muy seriamente, apreciando evidentemente el tipo de naturaleza que envuelve el área, donde el primer hombre blanco llego hace no más de 20 años atrás y por tanto ha planteado los límites en los niveles de cianuro en el río Ok Tedi los cuales deben ser uno de los más bajos en el mundo 5 partes por billón de cianuro libre (5ppb). Una remota estipulación hecha por el estado era que deben proporcionar algún medio de eliminación de cianuro como

respaldo del sistema para la presa planificada de desechos de cianuro. Después de la consideración de varias alternativas, Ok Tedi Mining Limited decidió usar el peróxido de hidrógeno y DEGUSSA estuvo de acuerdo con diseñar una planta de detoxificación basado en su experiencia ganada en el trato de efluentes de muchas industrias diferentes en Europa.

3.1.8 Concepto de desarrollo sustentable

El concepto de desarrollo sustentable enunciado por el informe Brundtland (1987) por la Comisión Mundial sobre Medio Ambiente y Desarrollo para la Organización de las Naciones Unidas (ONU), indica que el desarrollo sustentable se define como “Satisfacer las necesidades del presente sin comprometer las necesidades de las futuras generaciones”

Duque (2014) interpreta este concepto como el proceso mediante el cual se busca el mejoramiento continuo de la calidad de vida de las presentes y futuras generaciones, para lo cual debe existir una armonía entre el progreso social y el desarrollo económico, de forma tal que las actividades humanas se procesen dentro de límites que no pongan en peligro el equilibrio ecológico y perdure la vida sobre el planeta, respetando las diferencias culturales y fortaleciendo las instituciones. Para Duque (2014), el desarrollo sustentable comprende ciertos componentes, los cuales se pueden observar en la Figura 14.

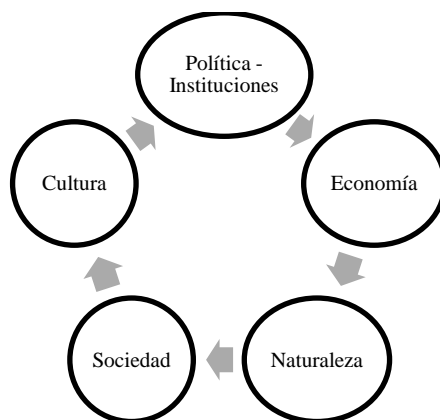


Figura 14. Componentes del desarrollo sostenible. Fuente: Basado en información de Duque, (2014) y editado por los autores.

- **Componente económico:** Busca la estabilidad y solidificación de las actividades económicas de forma que se generen empleos productivos que permitan a los ciudadanos tener una alta calidad de vida. Hoy en día muchos países están yendo hacia una economía verde, la cual PNUMA (Programa de las Naciones Unidas para el Medio Ambiente) define como: “Una economía que produce bienestar social y equidad y que al mismo tiempo debe reducir los riesgos ambientales y los impactos a la naturaleza”.
- **Componente ambiental:** Busca el mantenimiento de la integridad y la productividad de los recursos naturales y ecosistemas, de modo que permita proveer al ser humano de los recursos necesarios para su supervivencia y calidad de vida. En esta dimensión se encuentra la preservación de las aguas, suelos, aire, bosques, entre otros.
- **Componente social:** Busca que el progreso social sea inclusivo y equitativo de modo que todas las personas puedan tener las mismas oportunidades para tener alta calidad de vida. En esta dimensión se incluye el acceso a educación, salud, seguridad, entre otros.
- **Componente político:** Se refiere al desarrollo y mantenimiento de todas las instituciones que garantizan la democracia y la justicia en una nación.
- **Componente cultural:** Esta dimensión se refiere a dos aristas. La primera, el respeto, mantenimiento y promoción de todas las manifestaciones artísticas de una sociedad. La segunda se refiere a la promoción de las costumbres, conductas y comportamientos de individuos y de colectivos que permitan el desarrollo sostenible. Por ejemplo: la promoción de la cultura del reciclaje, del uso bicicletas y transporte público.

3.2 Marco legal

En el siguiente apartado se exponen los principales artículos correspondientes a la legislación vigente en Venezuela, que enmarcan esta investigación.

3.2.1 Ley orgánica del ambiente

Según la ley orgánica del ambiente decreto N° 5.833, (2006), establecido en la Gaceta Oficial de la República Bolivariana de Venezuela, algunos artículos señalan lo siguiente:

Artículo 3

Contaminante: Toda materia, energía o combinación de éstas, de origen natural o antrópico, que al liberarse o actuar sobre la atmósfera, agua, suelo, flora, fauna o cualquier otro elemento del ambiente, altere o modifique su composición natural o la degrade.

- Control ambiental: Conjunto de actividades realizadas por el Estado conjuntamente con la sociedad, a través de sus órganos y entes competentes, sobre las actividades y sus efectos capaces de degradar el ambiente.
- Daño ambiental: Toda alteración que ocasione pérdida, disminución, degradación, deterioro, detrimento, menoscabo o perjuicio al ambiente o a alguno de sus elementos.
- Desarrollo sustentable: Proceso de cambio continuo y equitativo para lograr el máximo bienestar social, mediante el cual se procura el desarrollo integral, con fundamento en medidas apropiadas para la conservación de los recursos naturales y el equilibrio ecológico, satisfaciendo las necesidades de las generaciones presentes sin comprometer las generaciones futuras.
- Guardería ambiental: Acción de vigilancia y fiscalización de las actividades que, directa o indirectamente, puedan incidir sobre el ambiente para la verificación del cumplimiento de las disposiciones relativas a la conservación de un ambiente sano, seguro y ecológicamente equilibrado.
- Restablecer: Aplicación de un conjunto de medidas y acciones a objeto de restaurar las características de los elementos del ambiente que han sido alteradas o degradadas, por un daño ambiental de origen antrópico o natural.
- Medidas ambientales: Son todas aquellas acciones y actos dirigidos a prevenir, corregir, restablecer, mitigar, minimizar, compensar, impedir, limitar, restringir

o suspender, entre otras, aquellos efectos y actividades capaces de degradar el ambiente.

Artículo 57

Para la conservación de la calidad del agua se tomarán en consideración los siguientes aspectos:

1. La clasificación de las aguas atendiendo a las características requeridas para los diferentes usos a que deba destinarse.
2. Las actividades capaces de degradar las fuentes de aguas naturales, los recorridos de éstas y su represamiento.
3. La reutilización de las aguas residuales previo tratamiento.
4. El tratamiento de las aguas.
5. La protección integral de las cuencas hidrográficas

Artículo 79

El Estado, a través de sus organismos competentes, debe desarrollar y promover programas, planes y proyectos de medición y control de la calidad ambiental. Actividades capaces de degradar el ambiente.

Artículo 80

Se consideran actividades capaces de degradar el ambiente:

1. Las que directa o indirectamente contaminen o deterioren la atmósfera, agua, fondos marinos, suelo y subsuelo o incidan desfavorablemente sobre las comunidades biológicas, vegetales y animales.
2. Las que aceleren los procesos erosivos y/o incentiven la generación de movimientos morfodinámicos, tales como derrumbes, movimientos de tierra, cárcavas, entre otros.
3. Las que generen sedimentación en los cursos y depósitos de agua.
4. Las que alteren las dinámicas físicas, químicas y biológicas de los cuerpos de agua.
5. Las que afecten los equilibrios de los humedales.

6. Las vinculadas con la generación, almacenamiento, transporte, disposición temporal o final, tratamiento, importación y exportación de sustancias, materiales y desechos peligrosos, radiactivos y sólidos.
7. Las relacionadas con la introducción y utilización de productos o sustancias no biodegradables.
8. Las que produzcan ruidos, vibraciones y olores molestos o nocivos.
9. Las que contribuyan con la destrucción de la capa de ozono.
10. Las que modifiquen el clima.
11. Las que produzcan radiaciones ionizantes, energía térmica, energía lumínica o campos electromagnéticos.
12. Las que propendan a la acumulación de residuos y desechos sólidos.

Artículo 100

La guardería ambiental será ejercida por los ministerios con competencia en materia de: Ambiente, Industrias Básicas y Minería, Infraestructura, Salud, Agricultura y Tierra, Energía y Petróleo y por la Fuerza Armada Nacional, por órgano de la Guardia Nacional, y por los demás órganos y entes del Poder Público Nacional, Estadal y Municipal en el marco de sus competencias. Igualmente ejercerán la guardería ambiental, como órganos auxiliares, las comunidades organizadas, los consejos comunales y demás organizaciones y asociaciones civiles con fines ambientales, de conformidad con la presente ley y demás normativa que regule la materia. La Guardería que ejerce la Fuerza Armada Nacional, a través del componente Guardia Nacional, es realizada en calidad de órgano de policía administrativa especial.

3.2.2 Ley penal del ambiente

Según la ley penal del ambiente, (2011) señala varios artículos que catigan las prácticas antrópicas que ocasionan la degradación del ambiente.

Artículo 38

La persona natural o jurídica que provoque la degradación o alteración nociva de la topografía o el paisaje por actividades mineras, industriales, tecnológicas, forestales, urbanísticas o de cualquier tipo, en contravención de los planes de ordenación del territorio y de las normas técnicas que rigen la materia, será sancionada con arresto de tres a nueve meses o multa de trescientas unidades tributarias (300 U.T.) a novecientas unidades tributarias (900 U.T.)

Artículo 39

La persona natural o jurídica que provoque la degradación o alteración nociva de la topografía o el paisaje en zonas montañosas, en sierras o mesetas por actividades mineras, industriales, tecnológicas, forestales, urbanísticas o de cualquier tipo, en contravención de los planes de ordenación del territorio y de las normas técnicas que rigen la materia, será sancionada con prisión de uno a dos años o multa de unas mil unidades tributarias (1.000 U.T.) a dos mil unidades tributarias (2.000 U.T.).

Artículo 56

La persona natural o jurídica que modifique el sistema de control o las escorrentías de las aguas, obstruya el flujo o el lecho natural de los ríos, o provoque su sedimentación en contravención a las normas técnicas vigentes y sin la autorización correspondiente, será sancionada con prisión de uno a cinco años o multa de unas mil unidades tributarias (1.000 U.T.) a cinco mil unidades tributarias (5.000 U.T.).

Artículo 85

La persona natural o jurídica que realice trabajos que puedan ocasionar daños, contaminación o alteración de aguas subterráneas o de las fuentes de aguas minerales, será sancionada con prisión de dos a cuatro años o multa de dos mil unidades tributarias (2.000 U.T.) a cuatro mil unidades tributarias (4.000 U.T.).

3.2.3 Normativa ambiental Venezolana relacionada con la actividad industrial

Según la normativa ambiental Venezolana relacionada a la actividad industrial del año 1998, se establecen parámetros específicos en lo que se refiere a límites de concentración de complejos de cianuro, cianuro libre, y cianuro total respectivamente.

Capítulo II: Disposiciones técnicas

Establece los lineamientos y directrices de carácter técnico a seguir para controlar las alteraciones e impactos inevitables al ambiente

1. Compatibilizar el desarrollo de la actividad con los valores escénicos del área a intervenir.
2. La apertura de picas y construcción de vías se efectuará tratando de reducir los anchos de dichos accesos. La maquinaria a utilizar será la menos impactante al medio.
3. Se utilizarán calicatas y trincheras sólo en el caso de áreas degradadas cuando no impliquen afectación de la capa vegetal.
4. Directrices para cuando sea procedente la construcción de calicatas y trincheras.
5. Directrices para minimizar el área total a afectar, mediante adecuado manejo del sólido remanente y colas resultantes.
6. Establece el uso intensivo del reciclaje de las aguas de proceso.
7. Directrices para el diseño de lagunas de colas (tiempo de retención, capacidad).
8. Límites específicos de los vertidos cianurados:

Cianuro libre	0,1 mg/L
Cianuro total	1,0 mg/L
Cianuro disociable en ácido débil	0,5 mg/L
9. Directrices para el diseño de lagunas de colas (períodos de retorno, lagunas de contingencia, etc.) para períodos de lluvia excepcionales.
10. Durante períodos de lluvias excepcionales se podrá solicitar autorización de descarga de emergencia (colas cianuradas).

11. Instalaciones de medición diaria de volúmenes de colas cianuradas, concentraciones, promedio mensual, entre otros.
12. Para corregir los cambios en el drenaje natural, se preverá la construcción de desagües de las aguas.
13. Recuperación de áreas intervenidas conforme a evaluaciones y autorizaciones ambientales
14. Establecer medidas para evitar la fuga de polvo en el transporte de material.
15. La utilización de explosivos debe efectuarse de forma de no producir ruidos ni vibraciones que afecten a los trabajadores, poblaciones humanas, fauna silvestre e infraestructura.
16. Aplicar medidas necesarias para la protección de la diversidad biológica, conservación y restauración de las formaciones vegetales, poblaciones de fauna silvestre y acuática y fuentes de agua.

En cuanto al vertido de aguas residuales con contenido de cianuro libre, según el Instituto Internacional para el manejo del cianuro, los niveles de cianuro libre de 0,022 mg/L pueden no ser adecuados en todos los casos, ya que la sensibilidad de la vida acuática al cianuro varía según la especie y las características de la masa de agua receptora. Por lo general será necesario tratar o regenerar el cianuro antes de su descarga, a fin de alcanzar un nivel de cianuro libre de 0,022 mg/L aguas abajo de la zona de mezclado.

3.2.4 Decreto con rango, valor y fuerza de ley orgánica

Decreto con rango, valor y fuerza de ley orgánica que reserva al Estado las actividades de exploración y explotación del oro y demás minerales estratégicos. En la Gaceta Oficial N° 6.210 Extraordinario del 30 de diciembre de 2015, se declaran unos artículos que sujetan las actividades mineras, a una regulación racional, que se enmarca en los lineamientos de desarrollo sustentable.

Artículo 40

La ejecución de las actividades dispuestas en este Decreto con Rango, Valor y Fuerza de Ley, se hará empleando prácticas científicas y tecnológicas que minimicen el impacto ambiental y en armonía con las garantías y derechos constitucionales a un ambiente sano, seguro y ecológicamente equilibrado, cumpliendo la legislación ambiental, el ordenamiento territorial y el control ambiental.

Artículo 60

Las actividades mineras reguladas por este Decreto con Rango, Valor y Fuerza de Ley, se realizarán científica y racionalmente procurando la óptima recuperación del recurso minero, atendiendo a los principios de desarrollo sustentable, afectación tolerable, corresponsabilidad, prevención, precaución, participación ciudadana, tutela efectiva, ordenación territorial y responsabilidad ambiental, sin menoscabo de otros principios establecidos en la Constitución de la República Bolivariana de Venezuela y la Ley. Los criterios sectoriales mineros, serán definidos por el Ministerio del Poder Popular con competencia en minería, como máxima autoridad en la materia.

3.2.5 Perspectivas hacia el futuro

El marco legal de Venezuela en el ámbito minero se encuentra aún en constante desarrollo, sin embargo es preciso hacer mención sobre la necesidad de una normativa técnica que oriente a los profesionales de las geociencias dentro del marco técnico de las prácticas de minería responsable, se precisa de una lista de categorización de los diferentes tipos de residuos mineros para la sincronización de labores que se avecinan, enfocadas en el máximo aprovechamiento de los recursos minerales de la nación.

Del mismo modo, es pertinente la gestión administrativa para estandarizar algunos procedimientos, de prevención y mitigación de afectaciones ambientales para fomentar las prácticas responsables dentro de los especialistas que practican la actividad minera, y al mismo tiempo contar con herramientas sencillas de toma de decisiones para la sanción, y distribución de responsabilidades dentro de cada proyecto.

Capítulo IV – Marco metodológico

4.1 Tipo de investigación

El tipo de investigación realizada es de tipo exploratoria, debido a que el tema que abarca ha sido poco referenciado bibliográficamente en Venezuela, adicionalmente es un tópico novedoso que actualmente se encuentra en gran auge, buscando el equilibrio entre la sustentabilidad y la rentabilidad, con miras hacia el máximo aprovechamiento de los recursos. Al mismo tiempo es de campo, debido a que los datos se obtuvieron a partir de muestras tomadas de la laguna de colas.

4.2 Diseño de la investigación

La investigación es de tipo no experimental- transversal porque las variables que se evaluarán no son controlables, son tomadas en un instante de tiempo y sus características son propias de los residuos mineros provenientes de las lagunas de colas, sin embargo sus asociaciones mineralógicas en conformidad con la disposición de los elementos que se pudieran hallar, si pueden ser interpretadas.

4.3 Objeto de estudio

El objeto de estudio de la investigación está conformado por las lagunas de cola pertenecientes a la Empresa C.V.G. Minerven C.A., las cuales fueron diseñadas para disponer el remanente del procesamiento de mineral aurífero de Mina Colombia, ubicada en el estado Bolívar. En la Figura 15 se aprecia la zona de estudio en una vista de planta en donde se destaca la zona de muestreo.

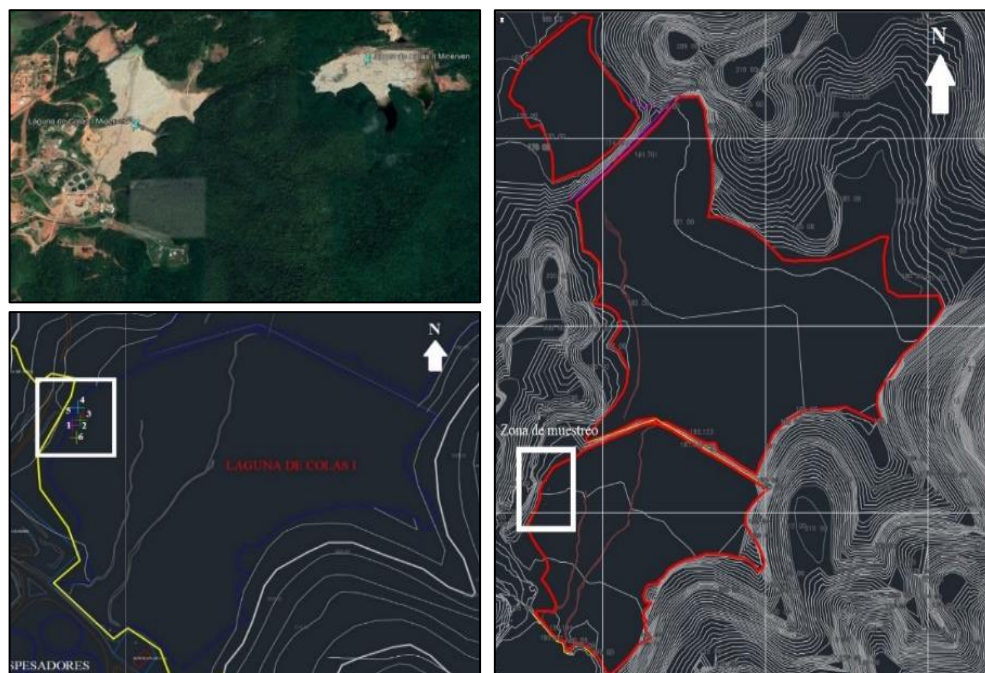


Figura 15. Puntos de muestreo. Fuente: Planos de la Empresa C.V.G. Minerven.

4.4 Metodología de trabajo empleada

La metodología de trabajo se divide en tres etapas, una etapa de exhaustiva recopilación bibliografía de la zona de estudio, en la que se realiza un diagnóstico de la situación y se analiza el panorama, una segunda etapa de análisis químicos, físicos, mineralógicos, en donde se estudia la composición y comportamiento del residuo, y una tercera etapa de propuestas conceptuales, que se enmarcan en el desarrollo sustentable, y que enfatizan en las prácticas responsables de la minería. En la Figura 16 se diagrama un resumen de las etapas de la metodología de trabajo general, y posteriormente se describen.

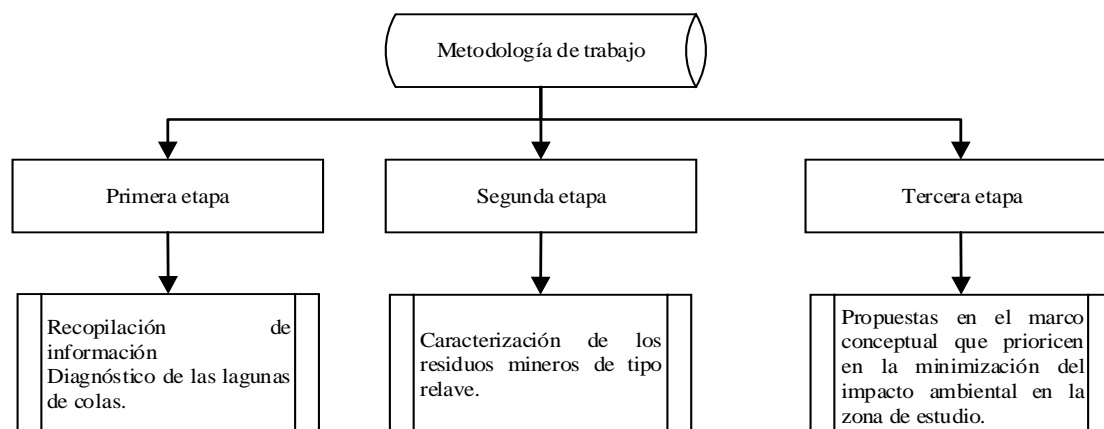


Figura 16. Metodología del plan de trabajo general. Fuente: Elaboración propia.

4.4.1 Primera etapa metodológica

Para el desarrollo de la primera etapa se recopiló toda la información disponible sobre las lagunas de colas de la Empresa, algunos planos topográficos, y trabajos especiales de grado en los que se estudian las características de los residuos mineros de tipo relave, que han sido almacenados en estas estructuras por décadas. Adicionalmente se realizó la investigación de las posibles afectaciones que pudieran causar los residuos mineros de tipo relaves, provenientes del proceso de cianuración, para estudiar la evolución de las lagunas de colas, y el posible impacto de la continuidad de la gestión ambiental actual.

4.4.2 Segunda etapa metodológica

En esta etapa se realizaron todos los análisis necesarios y disponibles para la caracterización de los residuos mineros de tipo relave, en la Figura 17 se aprecia el diagrama de flujo resumen que contiene las etapas y procesos que se llevaran a cabo en el desarrollo de la etapa instrumental de la investigación.

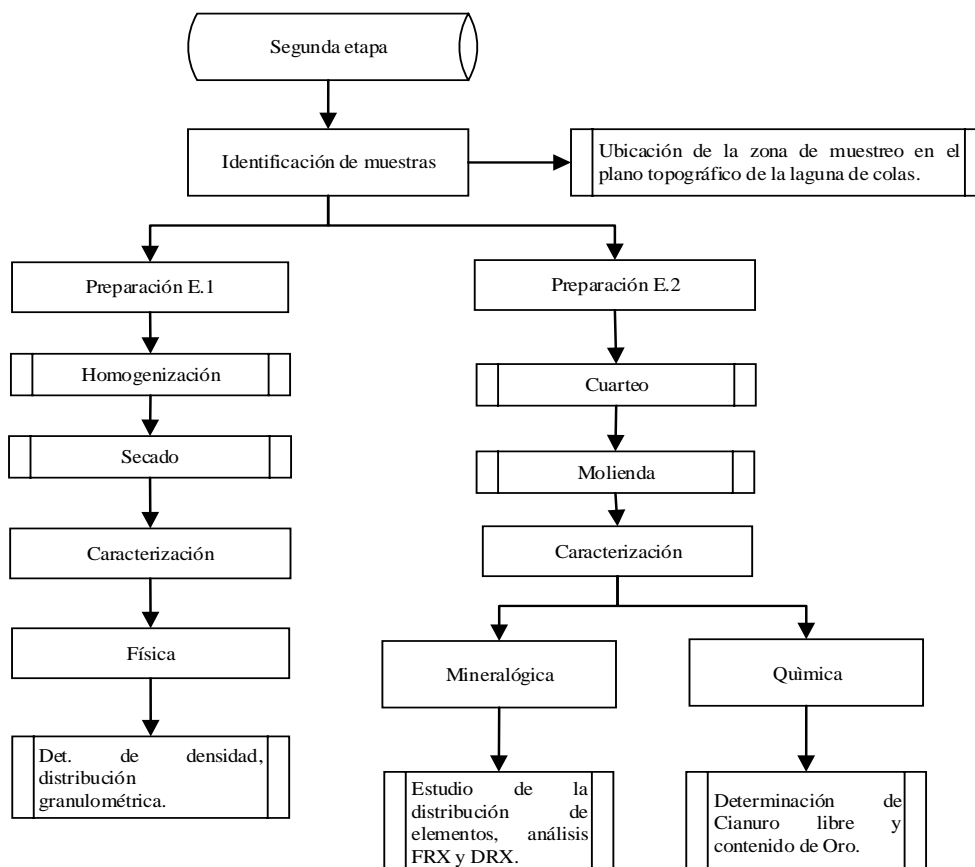


Figura 17. Segunda etapa, caracterización. Fuente: Elaboración propia.

En la Tabla 3 se indican las coordenadas de los puntos de muestreo en conjunto con la profundidad a la que fueron tomadas las muestras.

Tabla 3. Coordenadas del muestreo.

Muestra	Este	Norte	Profundidad
1	631.949	810.836	2,6 m
2	631.940	810.830	3,0 m
3	631.952	810.840	3,5 m
4	631.946	810.851	3,2 m
5 y 6	631942	810.847	3,5 m

Coordenadas UTM. Fuente: Elaboración propia.

4.4.2.1 Ensayos de laboratorio

En esta sección se describen las técnicas empleadas en el proceso de recolección de datos sobre el comportamiento físico, químico y mineralógico de las muestras que corresponden a los residuos mineros. Las muestras fueron secadas al aire libre a temperatura ambiente (25° a 28°) por alrededor de tres semanas, para retirar la humedad y proceder a realizar los ensayos granulométricos en seco, y la determinación de densidad. En la Figura 18 se describe el proceso de homogenización, cuarteo e identificación de las muestras.



Figura 18. Homogenización, cuarteo e identificación de las muestras. Fuente: Elaboración propia.

1. Análisis físicos

En este apartado se describen los ensayos físicos que fueron realizados como herramientas para estudiar los residuos mineros valorizables que han sido dispuestos en lagunas de colas por décadas.

Ensayo granulométrico en seco

Se emplearon los lineamientos de Londoño Escobar, y otros, (2010) para llevar a cabo el ensayo granulométrico en seco, se utilizaron 200 g de cada una de las muestras para realizar el ensayo, se conformaron una serie de tamices ASTM (10, 18, 35, 100, 200) respectivamente para realizar el tamizaje, posteriormente se introdujo la serie de tamice

al equipo de sacudimiento por alrededor de 20 minutos cada muestra para propiciar la menor cantidad de finos en los retenidos debido a que las muestras provienen de residuos mineros de tipo relave con alto contenido de partículas finas, finalmente se realizó el almacenamiento de cada uno de los retenidos en bolsas plásticas, y posteriormente se realizó el pesaje de cada uno para relajar las curvas a través del uso de una hoja de cálculo.

Ensayo granulométrico en condiciones húmedas

Para realizar el ensayo granulométrico en húmedo se emplearon los lineamientos de Londoño Escobar, y otros, (2010), pero en condiciones de humedad, recibiendo el pasante del último tamiz con un contenedor grande por la cantidad de agua, se utilizaron 50 g de cada muestra para llevar a cabo el ensayo, la serie de tamices empleada ASTM (100, 200, 325, 400) respectivamente. Se introdujo la serie de tamices al equipo de sacudimiento mientras se hacía pasar agua a través de la serie de tamices, posteriormente se colocaron los retenidos en bandejas de aluminio y se dejaron sedimentar por 3 días para extraer la mayor cantidad de líquido posible. Posteriormente se llevaron las bandejas al horno a una temperatura menor a 60° por 3 días para secar las muestras y finalmente se procedió al pesaje y cálculo de curvas a través de una hoja de cálculo.

Ensayo de granulometría por sedimentación e hidrometría

Se realizaron ensayos bajo la norma ASTM D-422 para clasificar los residuos en función de su granulometría y según el sistema unificado de clasificación de suelos (USCS), los ensayos fueron realizados bajo la supervisión de la Prof. Mónica Pereira del Instituto de Materiales y Modelos Estructurales.

Ensayo para la determinación de densidad

El ensayo para la determinación de la densidad se realizó bajo las normas COVENIN 2224-84, el procedimiento en términos generales se realiza empleando un picnómetro para cuantificar las diferencias de volumen cuando se encuentra lleno de agua destilada, cuando se encuentra vacío, cuando contiene 5 g de cada una de las muestras y cuando se encuentra

lleno en conjunto con agua destilada. El ensayo se realizó tres veces por cada una de las muestras, para un total entre todas las muestras de 15 veces, obteniendo así una mayor representatividad. La expresión para representar las relaciones entre los pesos es la siguiente.

$$\text{Ecuación 1 : } \text{GER } t/t' = \frac{W-P}{(W_1-P)-(W_2-W)}$$

GER: Gravedad específica real.

t: Temperatura del material en °C.

t': Temperatura del agua en °C.

P: Peso del picnómetro (g).

W: Peso del picnómetro y la muestra (g).

W1: Peso del picnómetro lleno de agua (g).

Se realizó de forma complementaria un análisis bajo la norma ASTM C-128-88 para la determinación del peso específico y verificar los resultados experimentales obtenidos previamente. Este análisis fue realizado bajo la supervisión de la Prof. Mónica Pereira del Instituto de Materiales y Modelos Estructurales.

2. Análisis químicos

Los análisis químicos realizados consistieron en la determinación de la concentración del cianuro libre y la cuantificación del tenor de oro en las muestras.

Determinación de cianuro libre

Se determinó la concentración de cianuro libre contenido en las muestras empleando técnicas de volumetría, el CN^- es titulado con una solución de nitrato de plata estándar (AgNO_3) para formar el complejo $\text{Ag}(\text{CN})_2^-$. Tan pronto como todo el CN^- se ha acomplejado y se ha agregado un pequeño exceso de Ag^+ , el exceso de Ag^+ se detecta mediante el indicador sensible a la plata, p-dimetilaminobenzalrodamina, que cambia inmediatamente de un color amarillo a un color salmón. La destilación ha proporcionado una concentración 2:1. El indicador es sensible a aproximadamente 0.1 mg de Ag / L . Si la titulación muestra que el CN^- está por debajo de 1 mg / L, emanar otra porción

colorimétrica o potenciométricamente. Se empleó el procedimiento regido por las normas de Greenberg, Clescerl, y Eaton, (1992), el ensayo fue realizado con el apoyo del Prof. Marcial Pérez Jefe del Laboratorio de Análisis Químico Instrumental de la Escuela de Metalurgia U.C.V.

Determinación de oro contenido en las muestras

La técnica empleada digestión en agua regia con extracción por MIBK. La medición se realiza por espectroscopia de absorción atómica de llama. Las normas y procedimientos bajo los cuales fueron realizados son los siguientes:

- ASTM E300-03: Standard Practice for Sampling Industrial Chemicals.
- ASTM E 663-1986: Practice for Flame Atomic Absorption Analysis.
- ASTM E 1024-97 (2004): Guide for Chemical Analysis of Metals and Metal Bearing Ores by Flame Atomic Absorption Spectrophotometry.
- ASTM C136 / C136M – 14: “Standard Test Method for Sieve Analysis of Fine and Coarse Aggregates”.
- S.L. Ramesh, et. al.; Determination of Gold in Rocks, Ores and Other Geological Materials by Atomic Absorption Techniques, At. Spectrosc., 22(1) (2001) 263–269.
- Analysis of Ores, Feeds, Tailings, and Concentrates: Silver and Gold Assay, Code: GC-6. Analytical Methods for Atomic Absorption Spectroscopy, The Perkin-Elmer Corporation, 1996, p. 229.

Los equipos y materiales empleados en el procedimiento son los siguientes:

- Espectrofotómetro de absorción atómica, marca Perkin-Elmer, modelo AAnalyst 300.
- Plancha de calentamiento, marca Thermo Scientific 2200 Series 12" X 24" 120V.
- Balanza analítica, marca Sartorius-Werke GMBH Göttingen, modelo 2462.

El ensayo fue realizado en el Laboratorio de Análisis Químico Instrumental de la Escuela de Ingeniería Metalúrgica, bajo la supervisión del Prof. Marcial Pérez.

Determinación del potencial de hidrógeno

Para la determinación del potencial de hidrógeno se empleó un procedimiento operativo estandar siguiendo los lineamientos de Cáceres, (2013). El procedimiento consiste en colocar en vasos precipitados de 250 ml, diluciones de las muestras en agua destilada con relaciones 1:1, 1:2, y 1:5 respectivamente, agitar manualmente por un lapso de 30 minutos, calibrar el pH-metro con una solución buffer de 7,0, y posteriormente realizar las mediciones. Se realizaron mediciones inmediatamente transcurridos los 30 minutos, y adicionalmente como variación de la norma se realizaron pasadas 24 horas para evaluar las condiciones de variaciones de pH que pudieran tener los residuos mineros y el espejo de agua en la estructura de tierra diseñada.

3. Caracterización mineralógica

Para caracterizar mineralógicamente las muestras se emplearon los métodos de fluorescencia y difracción de rayos X.

Fluorescencia de rayos x

El procedimiento inicia con la pulverización de las muestras fue realizada usando un equipo de marca *Shatterbox*, el cual se describe a la izquierda de la Figura 19, el equipo de espectrometría empleado para el análisis FRX es marca Philips modelo Minipal 2 el cual se ilustra como referencia en el lado derecho de la Figura 19.



Figura 19. Equipos de pulverización y fluorescencia. Fuente: Elaboración propia.

Debido a las limitaciones económicas del estudio, se decidió homogenizar las muestras más cercanas entre sí para la realización de dos análisis, obteniéndose así dos grupos de muestras el grupo (1,5,6) y el grupo (2,3,4) respectivamente. El análisis fue realizado en el laboratorio de la Escuela de Geología, Minas y Geofísica, bajo la supervisión del Prof. Lenin González.

Difracción de rayos x

Este método en muchos casos es el único método capaz de suministrar la mineralogía asociada de manera irrefutable al geólogo, minerólogo, mineros, metalúrgicos, entre otros, a un bajo costo. Es un método de análisis instrumental basado en rayos X, siendo esos rayos descubiertos por el físico alemán Roentgen en el año 1895, pero en el año 1912 los físicos Laue, Knipping y Friedrich junto al inglés Bragg, los aplicaron en la cristalografía y aclararon la naturaleza del fenómeno que ocurre (Wolf, 1980). La difracción es un fenómeno de dispersión de rayos X donde se incluyen todos los átomos de las sustancias irradiadas. Esta comprende un campo de aplicaciones muy amplio debido a su tecnología que posibilita determinar la identidad de una especie mineral, material cristalino, natural (orgánica e inorgánica) o sintética. Este es un ensayo relativamente “no destructivo” donde se pueden interpretar sus resultados de medición por medio de un difractograma de acuerdo a las intensidades que la muestra presenta en función de la longitud de onda de la radiación X empleada, realizando una comparación con una colección o base de datos establecida o datos de referencia. (Barrile B y Cortez, 2019)

Esta técnica se complementa con el análisis de fluorescencia de rayos X debido a que permite determinar las estructuras minerales que componen la matriz, la forma en la que está compuesta y como ha cristalizado la misma, ya que dos cuerpos mineralizados pudieran tener la misma composición química pero diferentes usos, porque se diferencian en la fase de cristalización lo que define sus propiedades mineralógicas y determina su constitución. Al igual que en el análisis DRX se agruparon las tres muestras más cercanas conformando dos grupos homogeneizados para el análisis, el grupo (1,5,6) y el grupo (2,3,4) debido a que estas muestras distan menos de 50 metros entre sí y con el fin de reducir los costos involucrados, posteriormente los difractogramas fueron analizados haciendo uso del *software X'pert HighScore.V 2.0.1*; el análisis fue realizado en el laboratorio de la Escuela de Geología, Minas y Geofísica, bajo la supervisión del Prof. Lenin González.

Análisis por microscopía óptica

Fueron observados los retenidos de cada una de las muestras bajo un microscopio de tipo Carl Zeiss Stemi V11, para estudiar la mineralogía y realizar comparaciones con los resultados FRX y DRX, al mismo tiempo se evaluó la presencia de oro libre en cada uno de los retenidos. Se usó como fondo una hoja milimetrada para observar una escala apreciativa como se aprecia en la Figura 20.

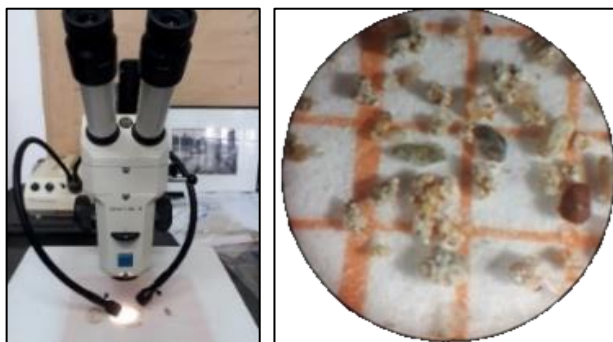


Figura 20. Microscopio Zeiss Stemi V11. Fuente: Elaboración propia.

4.4.3 Tercera etapa metodológica

En esta etapa se realizó una propuesta en el marco de la ingeniería conceptual proponiendo una serie de alternativas para gestionar los residuos mineros de tipo relave que son generados por el procesamiento de mineral aurífero, los cuales actualmente son dispuestos en lagunas de colas por la Empresa C.V.G. Minerven C.A. Los planes propuestos surgen como resultado de los análisis y evaluaciones realizadas en las etapas previas, las cuales permitieron explorar las alternativas dentro de las herramientas y posibilidades económicas que se encuentran para el desarrollo de esta investigación. En la Figura 21 se diagraman las etapas que se vieron involucradas en el proceso de elaboración de la propuesta.



Figura 21. Esquema de análisis de datos. Fuente: Elaboración propia.

En la sección siguiente se describe la metodología empleada para el desarrollo de la propuesta que fue diseñada a través del uso de diversas herramientas para el cómputo y procesamiento de datos, como distintos *softwares*, *Slide V. 6,005*, *RecMin V. 6,05*, *Google Earth*, hojas de cálculo, entre otros.

Metodología de estudio de las lagunas de colas

Por medio de una exhaustiva revisión bibliográfica, se recopiló la información necesaria para estudiar las condiciones de la disposición actual de los residuos mineros de tipo relave que son generados por el procesamiento de mineral aurífero de las plantas,

adicionalmente se emplearon diferentes herramientas informáticas para realizar visitas satelitales a la zona de estudio, y observar a través de imágenes históricas, el comportamiento de las lagunas de colas desde el año 1969. También se evaluaron las tasas de crecimiento de las lagunas de colas a través de información documentada por distintos autores y se estimó el volumen actual de las mismas a través del *software RecMin V. 6,05*.

En virtud de la información recaudada, se propuso el plan de gestión el cual toma en consideración distintos factores como la neutralización de los efluentes, técnicas de filtración, una adecuada disposición temporal, y estrategias aliadas como un posible uso industrial que contemplan consideraciones que tienen como marco central la sustentabilidad.

Capítulo V - Resultados y discusión

En este capítulo se presentan los resultados obtenidos en este estudio en conjunto con los análisis y/o discusiones pertinentes para cada caso, los cuales influyen directamente en la propuesta del plan de gestión para los residuos mineros.

5.1 Caracterización química de las muestras estudiadas

En esta sección se presentan los resultados obtenidos de la caracterización química de las muestras que fueron analizadas en este estudio, las muestras fueron analizadas en grupos o individualmente de acuerdo a criterios económicos.

5.1.2 Oro contenido en las muestras estudiadas

Se analizaron cinco (5) muestras a las que se les practicaron ensayos de espectroscopía de absorción atómica, arrojando los resultados que se presentan a continuación en la Tabla 4, en donde se puede observar que en promedio las muestras contienen 0,51 g/t.

Tabla 4. Resultados de los ensayos para la determinación del contenido de oro en las muestras.

Muestra	g/t	± s
1	0,64	0,12
2	0,21	0,06
3	0,28	0,10
4	0,60	0,15
5 y 6	0,84	0,08

Los resultados obtenidos podrían no guardar relación explícita con la representatividad del contenido aurífero presente en la laguna de colas I. Fuente: Elaboración propia.

García V., (1999) analizó una muestra cabeza proveniente de la laguna de colas I, en la cual se observó un contenido aurífero de 0,829 g/t; en el presente estudio se analizó una muestra proveniente de la misma laguna de colas arrojando un contenido de oro similar de alrededor de 0,51 g/t en promedio, no se puede garantizar la representatividad del

muestreo empleado ya que se requiere un mayor grado de certidumbre y conocimiento geocientífico, sin embargo ambas muestras fueron tomadas con una brecha de espacio temporal de 20 años lo que podría ofrecer empíricamente un grado de certidumbre adicional a los resultados obtenidos.

5.1.3 Potencial de hidrógeno

En la Tabla 5 se presentan los resultados del ensayo del potencial de hidrógeno (pH) justamente después de la agitación, en cada una de las preparaciones con relaciones de 1:1, 1:2 y 1:5 respectivamente.

Tabla 5. Resultados de la medición del pH justamente después de la agitación.

	Muestra 1		Muestra 2		Muestra 3		Muestra 4		Muestra 5 y 6	
R	pH-metro	C	pH-metro	C	pH-metro	C	pH-metro	C	pH-metro	C
1:05	7,4	7	7,8	8	7,6	8	7,8	8	8	8
1:02	7,3	7	7,8	8	7,5	8	7,7	8	7,9	8
1:01	7,4	7	7,6	8	7,7	8	7,7	8	8	8
P	7,4		7,7		7,6		7,7		8	

C: Cinta, R: Relaciones, P: Promedio, se utilizó un pH -metro con incertidumbre de 0,1. Fuente: Elaboración propia.

En la Tabla 6 se muestran las mediciones del pH para cada una de las soluciones con relación 1:1, 1:2 y 1:5 transcurridas 24 horas de realizar el proceso de agitación.

Tabla 6. Resultados de la medición del pH transcurridas 24 horas.

	Muestra 1		Muestra 2		Muestra 3		Muestra 4		Muestra 5 y 6	
R	pH-metro	C	pH-metro	C	pH-metro	C	pH-metro	C	pH-metro	C
1:05	6,6	7	6,8	7	7	7	7,1	7	7,3	7
1:02	6,7	7	6,6	7	7,1	7	7,2	7	7,3	7
1:01	6,8	7	6,7	7	7,1	7	7,2	7	7,4	7
P	6,7		6,7		7,1		7,2		7,3	

C: Cinta, R: Relaciones, P: Promedio, se utilizó un pH -metro con incertidumbre de 0,1. Fuente: Elaboración propia.

Se puede observar como en promedio justamente después de la agitación se observan valores semi alcalinos alrededor de 7,7 y transcurridas 24 horas se observa como la solución se torna ligeramente ácida alrededor de 6,9, esto podría estar relacionado con el

CO₂ atmosférico, pero es un dato que es útil observarlo y considerarlo a la hora de la evaluación del proceso de disposición, debido a que en los valores de pH observados el cianuro de hidrógeno volatiliza y se favorece la degradación natural.

5.1.4 Cianuro libre

Según García V., (1999) el contenido de cianuro contenido de las aguas residuales del proceso de cianuración se determinó resultando 0,229 ppm, superando los niveles ambientales establecidos por la legislación de Venezuela para la fecha en la que se realizó el estudio en 1999, y superando adicionalmente los niveles internacionales estipulados según el Instituto Internacional para el manejo del cianuro, adicionalmente García midió un pH de 7,78 sugiriendo la ligera alcalinidad del agua. En esta investigación fueron analizadas cinco (5) muestras tomadas de la laguna de colas I de la Empresa en las que se obtuvieron los resultados de la Tabla 7, asociados al cianuro libre contenido en los residuos mineros valorizables.

Tabla 7. Resultados de la determinación de cianuro libre en las muestras de este estudio.

Muestra	V(ml) AgNO ₃ 0,02 N	V (ml) muestra	mg CN ⁻ / L
1	1	10	0,9
2	1,1	10	1,0
3	0,8	10	0,7
4	1,1	10	1,0
5 y 6	0,9	10	0,8
Control	0,1	10	-
Promedio			0,88

La cantidad de 1 mg/L equivale aproximadamente a 1 ppm. Fuente: Elaboración propia.

Según la normativa ambiental Venezolana relacionada a la actividad industrial del año 1998, la cual estipula los siguientes límites para los vertidos cianurados:

Cianuro libre	0,1 mg/L
Cianuro total	1,0 mg/L

Cianuro disociable en ácido débil 0,5 mg/L

Se puede observar como el contenido de cianuro libre obtenido en esta investigación, supera los límites para los vertidos cianurados según la legislación venezolana, sin embargo existen variables como la baja representatividad del muestreo en este estudio y la posible degradación natural que pudiera tener cabida, debido a que este estudio fue realizado de forma trasversal en el tiempo.

5.1.5 Fluorescencia de rayos X

A continuación, en la Tabla 8 se visualizan los resultados obtenidos por el análisis de fluorescencia de rayos X para los grupos de muestras más cercanos, grupo (1,5,6) y grupo (2,3,4) respectivamente.

Tabla 8. Química analítica a través de fluorescencia de rayos X.

M	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	MnO	MgO	CaO	Na ₂ O	K ₂ O	TiO ₂	P ₂ O ₅	Total
(1,5,6)	52,34	13,965	14,439	0,21	0,001	8,964	0,408	0,41	0,99	0,001	91,73
(2,3,4)	49,064	13,191	15,413	0,222	0,001	9,18	0,392	0,392	1,026	0,001	88,88

Porcentajes totales para los grupos de muestras más cercanas, incertidumbre instrumental 0,001.
Fuente: Elaboración propia.

Se puede observar que a pesar de que los grupos de muestras distan aproximadamente de 50 metros, presentan características similares en cuanto a la composición química. El diferencial que no alcanza completar el 100 % se debe a que se presentan posibles óxidos que no son identificados por la sensibilidad del equipo de medición, el porcentaje de alúmina y el óxido de potasio pudiera asociarse a micas o aluminosilicatos que fueron observados en el apartado del análisis con la lupa binocular, el porcentaje de calcio y magnesio pudieran estar relacionados con plagioclasas.

5.2 Caracterización física de las muestras estudiadas

A continuación, se presentan los resultados obtenidos en la caracterización física de las muestras estudiadas.

5.2.1 Resultados de la determinación de densidad

En la Tabla 9 se presentan los resultados de las mediciones para la densidad de los residuos mineros estudiados aplicando la ecuación 1, posteriormente se aplican criterios para el descarte de valores anómalos.

Tabla 9. Resultados de las mediciones del ensayo de densidad para las muestras estudiadas.

Muestra ^a	P ^b	S ^c	W ^d	W2 ^e	W1 ^f	GER ^g	D ^h
1,1	30,9740	5,0130	35,6103	83,4378	80,7123	2,4264	2,4198
1,2	31,0746	5,0078	35,9945	83,8522	80,7376	2,7253	2,7179
1,3	31,1101	5,0100	36,1189	83,9674	80,5629	3,1221	3,1137
2,1	31,1023	5,0233	36,1143	84,0156	80,8472	2,7186	2,7112
2,2	31,1118	5,0213	35,5374	83,6321	80,8217	2,7400	2,7326
2,3	31,1008	5,0001	36,0724	83,9612	80,8161	2,7219	2,7146
3,1	31,0817	5,0074	36,0482	83,8614	80,7924	2,6174	2,6103
3,2	31,0742	5,0129	36,0322	84,0473	80,7932	2,9098	2,9019
3,3	31,0723	5,0575	35,5811	83,7013	80,7532	2,8890	2,8811
4,1	31,0548	5,0007	35,5362	83,7031	80,7156	2,9998	2,9917
4,2	31,1436	5,0321	35,6571	83,6802	80,8149	2,7384	2,7310
4,3	31,0916	5,0847	35,6374	83,7229	80,7468	2,8960	2,8881
(5 y 6),1	31,0704	5,0473	36,1065	84,0310	80,7998	2,7902	2,7827
(5 y 6),2	31,0815	5,0473	35,5842	83,6104	80,7113	2,8079	2,8003
(5 y 6),3	31,0687	5,0298	35,5589	83,6273	80,7143	2,8469	2,8392

Datos obtenidos a partir de una balanza con 0,1 mg de incertidumbre. Fuente: Elaboración propia.

^a Se destaca el número de muestra y el número de medición.

^b Peso del Picnómetro vacío

^c Peso del sólido (g)

^d Peso del picnómetro y el peso del sólido (g)

^e Peso del picnómetro más el peso del sólido y el peso del agua destilada.

^f Peso del picnómetro lleno de agua destilada.

^g Gravedad específica real.

^h Densidad de la muestra expresada en g/cm³.

En la Tabla 10 se indica el criterio para el descarte de valores anómalos empleado, se realiza este procedimiento para intentar disminuir el error experimental.

Tabla 10. Criterio de *Chauvenet's* para descartar valores anómalos.

Criterio <i>Chauvenet's</i>		Aplicación	
n	Criterio	DM ^a	Pch ^b

2	1,15	0,3693	2,2665 ^d
3	1,38	0,0712	0,4371
4	1,54	0,3246	1,9920
5	1,65	0,0779	0,4778
6	1,73	0,0565	0,3470
7	1,8	0,0745	0,4574
10	1,96	0,1788	1,0973
15 ^c	<u>2,13</u>	0,1128	0,6925
25	2,33	0,0920	0,5649
50	2,57	0,2026	1,2434
100	2,81	0,0581	0,3564
300	3,14	0,0990	0,6078
500	3,29	0,0064	0,0393
1000	3,48	0,0112	0,0686
-	-	0,0501	0,3078

Criterio de *Chauvenet's* aplicado para descartar valores anómalos. Fuente: Elaboración propia.

^a Diferencia de los datos con la media.

^b Punto crítico de *Chauvenet's*.

^c Se utilizó como criterio el valor 2,13 correspondiente a la cantidad del número de datos.

^d Valor anómalo u *Outlier*.

En la Figura 22 se presentan los gráficos de dispersión, caja y bigotes descartando los valores anómalos que fueron detectados con el criterio de *Chauvenet's*.

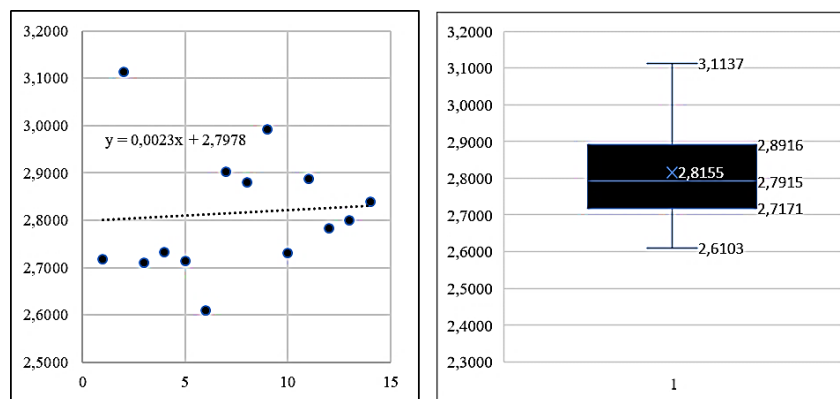


Figura 22. Gráfico de dispersión, caja y bigotes para ensayo de densidad. Fuente: Elaboración propia.

Después de aplicar el criterio de *Chauvenet's* para valores anómalos conocidos como *outliers*, se resalta que se descartó la primera medición, el caso 1.1 de la Tabla 9, posteriormente en la Tabla 11 se señala la estadística descriptiva de los valores obtenidos incluyendo una comparación incluyendo valores anómalos y excluyéndolos.

Tabla 11. Estadística descriptiva del ensayo de densidad.

Incluyendo outliers^a		Excluyendo outliers^b	
Media	2,79	Media	2,82
Error típico	0,04	Error típico	0,04
Mediana	2,78	Mediana	2,79
Desviación estándar	0,16	Desviación estándar	0,13
VM ^c	0,03	VM ^c	0,02
Curtosis	1,35	Curtosis	0,69
CA ^d	-0,23	CA ^d	0,80
Rango	0,69	Rango	0,50
Mínimo	2,42	Mínimo	2,61
Máximo	3,11	Máximo	3,11
Suma	41,84	Suma	39,42
Cuenta ^e	15	Cuenta ^e	14

Estadística descriptiva calculada empleando una hoja de cálculo. Fuente: Elaboración propia.

^a Estadística descriptiva incluyendo el caso 1,1.

^b Estadística descriptiva excluyendo el caso 1,1.

^c Varianza de la muestra.

^d Coeficiente de asimetría.

^e Número de datos analizados.

Se empleará como referencia para el manejo de densidad en los escenarios posteriores el valor de 2,82 g/cm³ para los cálculos, es prudente hacer mención de que este valor podría variar en campo tomando en consideración el contenido de líquido que presente la muestra, es decir será inferior cuando se encuentre en estado de pulpa.

5.2.2 Granulometría

Se presenta a continuación los resultados de los ensayos granulométricos, en conjunto con los análisis pertinentes para cada caso, se analizó la granulometría tanto en vía seca como en húmeda, el análisis granulométrico en medio seco permitió evaluar el

comportamiento del material proveniente de la laguna de colas, se observó alto grado de aglutinamiento de las partículas, por lo tanto los resultados en seco fueron tomados como resultados referenciales.

5.2.2.1 Granulometría en seco

En la Tabla 12 se presenta la distribución granulométrica en seco de la muestra 1 y en la Figura 22 se describe la curva granulométrica correspondiente.

Tabla 12. Distribución granulométrica en seco de la muestra 1.

Muestra 1					
# Tamiz	A (mm)	R (g)	R (%)	Racum (%)	Pacum (%)
10	2,000	46,2	23,62	23,62	76,38
18	1,000	21,2	10,84	34,46	65,54
35	0,500	16,9	8,64	43,1	56,9
100	0,149	30,2	15,44	58,54	41,46
200	0,074	23,1	11,81	70,35	29,65
-200	0,060	58,0	29,65	100	0,00
Peso total		198,2	195,6	100	

A: Abertura, R: Retenido, Racum: Retenido acumulado, Pacum: Pasante acumulado. Error experimental 2,2 %, \pm 4,4 g. Fuente: Elaboración propia.

En la Tabla 13 se indica la distribución granulométrica en seco de la muestra 2, en la Figura 23 se incluye la curva granulométrica correspondiente.

Tabla 13. Distribución granulométrica en seco de la muestra 2.

Muestra 2					
# Tamiz	A (mm)	R (g)	R (%)	Racum (%)	Pacum (%)
10	2,000	94,0	47,67	47,67	52,33
18	1,000	23,9	12,12	59,79	40,21
35	0,500	11,8	5,98	65,77	34,23
100	0,149	15,7	7,96	73,73	26,27
200	0,074	9,9	5,02	78,75	21,25
-200	0,060	41,9	21,25	100,00	0,00
Peso total		198,2	197,2	100	

A: Abertura, R: Retenido, Racum: Retenido acumulado, Pacum: Pasante acumulado. Error experimental 1,4 %, \pm 2,8 g. Fuente: Elaboración propia.

En la Tabla 14 se presenta la distribución granulométrica en seco de la muestra 1, en la Figura 23 se visualiza la curva granulométrica correspondiente.

Tabla 14. Distribución granulométrica en seco de la muestra 3.

Muestra 3					
# Tamiz	A (mm)	R (g)	R (%)	Racum (%)	Pacum (%)
10	2,000	52,0	26,20	26,20	73,80
18	1,000	13,1	6,60	32,80	67,20
35	0,500	9,2	4,63	37,43	62,57
100	0,149	15,7	7,91	45,34	54,66
200	0,074	13,4	6,75	52,09	47,91
-200	0,060	95,1	47,91	100,00	0,00
Peso total		198,2	198,2	198,5	

A: Abertura, R: Retenido, Racum: Retenido acumulado, Pacum: Pasante acumulado. Error experimental 0,75 %, $\pm 1,5$ g. Fuente: Elaboración propia.

En la Tabla 15 se indica la distribución granulométrica en seco de la muestra 1, en la Figura 23 se señala la curva granulométrica correspondiente.

Tabla 15. Distribución granulométrica en seco de la muestra 4.

Muestra 4					
# Tamiz	A (mm)	R (g)	R (%)	Racum (%)	Pacum (%)
10	2,000	25,8	12,90	12,90	87,10
18	1,000	13,3	6,65	19,55	80,45
35	0,500	12,6	6,30	25,85	74,15
100	0,149	23,3	11,65	37,50	62,50
200	0,074	37,4	18,70	56,20	43,80
-200	0,060	87,6	43,80	100,00	0,00
Peso total		198,2	198,2	200,0	

A: Abertura, R: Retenido, Racum: Retenido acumulado, Pacum: Pasante acumulado. Error experimental 0 %, ± 0 g. Fuente: Elaboración propia.

En la Tabla 16 se puede observar la distribución granulométrica en seco de la muestra 1, en la Figura 23 se muestra la curva granulométrica correspondiente.

Tabla 16. Distribución granulométrica en seco de la muestra 5 y 6.

Muestra 5 y 6					
# Tamiz	A (mm)	R (g)	R (%)	Racum (%)	Pacum (%)
10	2,000	13,0	6,51	6,51	93,49
18	1,000	6,4	3,20	9,71	90,29
35	0,500	7,9	3,96	13,67	86,33
100	0,149	21,4	10,72	24,39	75,61
200	0,074	42,9	21,48	45,87	54,13
-200	0,060	108,1	54,13	100,00	0,00
Peso total		198,2	198,2	199,7	

A: Abertura, R: Retenido, Racum: Retenido acumulado, Pacum: Pasante acumulado. Error experimental 0,15 %, \pm 0,3 g. Fuente: Elaboración propia.

En la Figura 23 se presentan las curvas granulométricas de todas las muestras en seco, en el eje de las abscisas se puede observar la abertura en escala logarítmica y el eje de las ordenadas se presenta el porcentaje pasante acumulado.

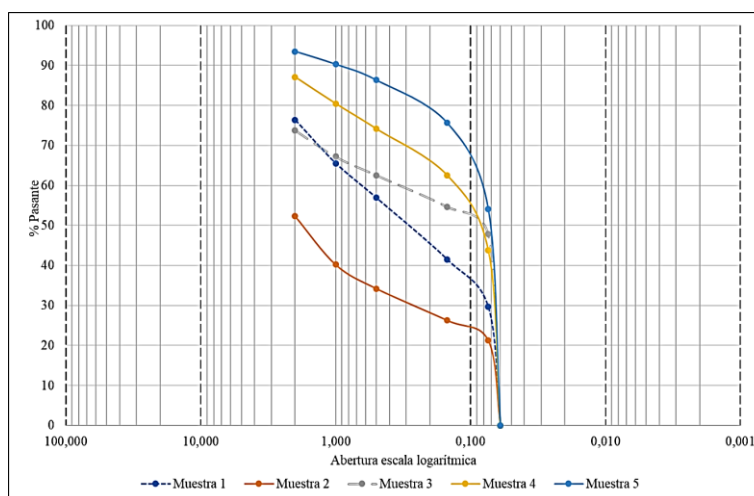


Figura 23. Curva granulométrica en seco. Fuente: Elaboración propia.

En la Tabla 17 se puede visualizar el análisis promedio del ensayo granulométrico en seco, que se obtuvo como resultado del empleo de los tamices 10, 18, 35, 100, 200 respectivamente. En la curva promedio el $d_{80} = 2,0$ mm en medio seco, en la Figura 24 se indica la curva granulométrica correspondiente.

Tabla 17. Distribución granulométrica promedio en seco.

Promedio en seco					
# Tamiz	A (mm)	R (g)	R (%)	Racum (%)	Pacum (%)
10	2,000	46,2	23,38	23,38	76,62
18	1,000	15,6	7,88	31,26	68,74
35	0,500	11,7	5,90	37,16	62,84
100	0,149	21,3	10,74	47,90	52,10
200	0,074	25,3	12,75	60,65	39,35
-200	0,060	78,1	39,35	100,00	0,00
Peso total		198,2	198,2	100,00	

A: Abertura, R: Retenido, Racum: Retenido acumulado, Pacum: Pasante acumulado. Error experimental 0,9 %, \pm 1,8 g. Fuente: Elaboración propia.

Los resultados obtenidos son considerados empíricos debido a que se observó la aglomeración de partículas finas que impedían la correcta clasificación en los tamices empleados, se puede observar en la Figura 24 que el $d_{80} = 2,0$ mm aproximadamente en la clasificación granulométrica en seco, adicionalmente el 39,35 % del residuo seco resulto pasante a través del tamiz número 200 ASTM.

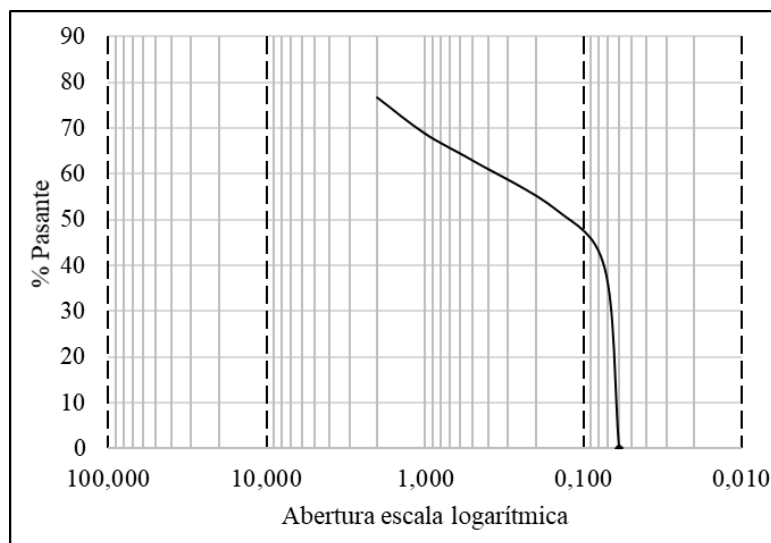


Figura 24. Curva granulométrica promedio en medio seco. Fuente: Elaboración propia.

5.2.2.2 Granulometría en húmedo

En la Tabla 18 se presenta la distribución granulométrica en húmedo de la muestra 1, en la Figura 25 se indica la curva granulométrica correspondiente.

Tabla 18. Distribución granulométrica en húmedo de la muestra 1.

Muestra 1					
# Tamiz	A (mm)	R (g)	R (%)	Racum (%)	Pacum (%)
100	0,149	3,8	8,94	8,94	91,06
200	0,074	3,2	7,53	16,47	83,53
325	0,044	2,9	6,82	23,29	76,71
400	0,037	7,3	17,18	40,47	59,53
-400	0,038	25,3	59,53	100,00	0,00
Peso total		42,5	100,00	100,00	

A: Abertura, R: Retenido, Racum: Retenido acumulado, Pacum: Pasante acumulado. Error experimental 15 %, $\pm 7,5$ g. Fuente: Elaboración propia.

En la Tabla 19 se describe la distribución granulométrica en húmedo de la muestra 2, en la Figura 25 se indica la curva granulométrica correspondiente.

Tabla 19. Distribución granulométrica en húmedo de la muestra 2.

Muestra 2					
# Tamiz	A (mm)	R (g)	R (%)	Racum (%)	Pacum (%)
100	0,149	0,6	1,38	1,38	98,62
200	0,074	0,5	1,15	2,53	97,47
325	0,044	3,1	7,13	9,66	90,34
400	0,037	1,9	4,37	14,02	85,98
-400	0,038	37,4	85,98	100,00	0,00
Peso total		42,5	42,5		

A: Abertura, R: Retenido, Racum: Retenido acumulado, Pacum: Pasante acumulado. Error experimental 13 %, $\pm 6,5$ g. Fuente: Elaboración propia.

En la Tabla 20 se señala la distribución granulométrica en húmedo de la muestra 3, en la Figura 25 se ilustra la curva granulométrica correspondiente.

Tabla 20. Distribución granulométrica en húmedo de la muestra 3.

Muestra 3					
# Tamiz	A (mm)	R (g)	R (%)	Racum (%)	Pacum (%)
100	0,149	2,5	5,54	5,54	94,46
200	0,074	0,9	2,00	7,54	92,46
325	0,044	6,2	13,75	21,29	78,71
400	0,037	3,3	7,32	28,60	71,40
-400	0,038	32,2	71,40	100,00	0,00
Peso total		42,5	42,5	45,1	

A: Abertura, R: Retenido, Racum: Retenido acumulado, Pacum: Pasante acumulado. Error experimental 9,8 %, \pm 4,9 g. Fuente: Elaboración propia.

En la Tabla 21 se puede observar la distribución granulométrica en húmedo de la muestra 4, en la Figura 25 se indica la curva granulométrica correspondiente.

Tabla 21. Distribución granulométrica en húmedo de la muestra 4.

Muestra 4					
# Tamiz	A (mm)	R (g)	R (%)	Racum (%)	Pacum (%)
100	0,149	4,4	9,89	9,89	90,11
200	0,074	2,8	6,29	16,18	83,82
325	0,044	9,2	20,67	36,85	63,15
400	0,037	4,6	10,34	47,19	52,81
-400	0,038	23,5	52,81	100,00	0,00
Peso total		42,5	42,5	44,5	

A: Abertura, R: Retenido, Racum: Retenido acumulado, Pacum: Pasante acumulado. Error experimental 11 %, \pm 5,5 g. Fuente: Elaboración propia.

En la Tabla 22 se presenta la distribución granulométrica en húmedo de la muestra 5 y 6, en la Figura 25 se ilustra la curva granulométrica correspondiente a todas las muestras.

Tabla 22. Distribución granulométrica en húmedo de la muestra 5 y 6.

Muestra 5 y 6					
# Tamiz	A (mm)	R (g)	R (%)	Racum (%)	Pacum (%)
100	0,149	4,79	10,84	10,84	89,16
200	0,074	3,71	8,39	19,23	80,77
325	0,044	11,4	25,79	45,02	54,98

400	0,037	5	11,31	56,33	43,67
-400	0,038	19,3	43,67	100,00	0,00
Peso total		42,5	42,5	44,2	

A: Abertura, R: Retenido, Racum: Retenido acumulado, Pacum: Pasante acumulado. Error experimental 11,6 %, \pm 5,8 g. Fuente: Elaboración propia.

En la Figura 25 se presenta la distribución granulométrica de cada una de las muestras estudiadas en esta investigación en medio húmedo.

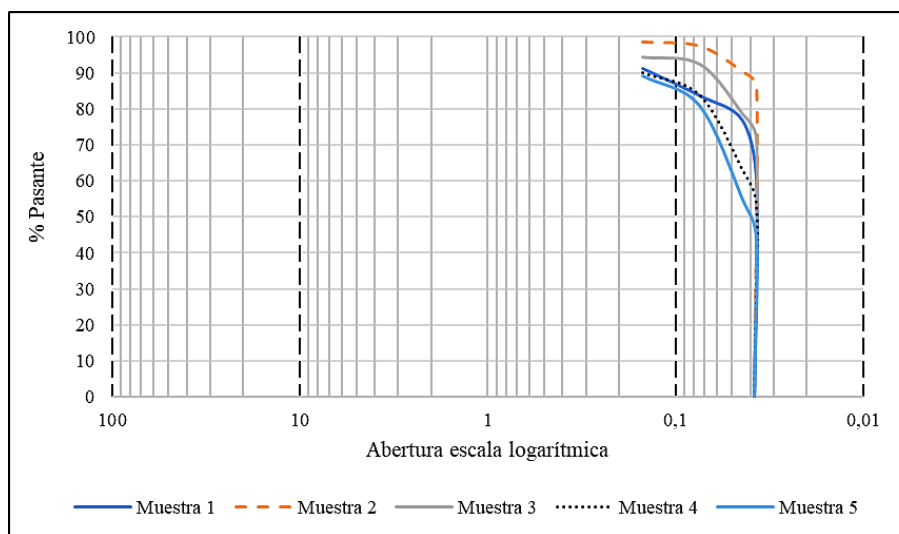


Figura 25. Curvas granulométricas en húmedo de cada una de las muestras en estudio. Fuente: Elaboración propia.

En la Tabla 23 se aprecia la distribución granulométrica promedio en medio húmedo, la cual representa a todas las muestras estudiadas.

Tabla 23. Resultados promedio del ensayo granulométrico en medio húmedo.

Promedio en húmedo					
# Tamiz	A (mm)	R (g)	R (%)	Racum (%)	Pacum (%)
100	0,149	3,218	7,32	7,32	92,68
200	0,074	2,222	5,07	12,39	87,61
325	0,044	6,56	14,83	27,22	72,78
400	0,037	4,42	10,10	37,32	62,68

-400	0,038	27,54	62,68	100,00	0,00
Peso total		42,5	43,96	100,00	

A: Abertura, R: Retenido, Racum: Retenido acumulado, Pacum: Pasante acumulado. Error experimental 12,08 %, \pm 6,04 g. Fuente: Elaboración propia.

En la Figura 26 se puede observar la curva granulométrica promedio del ensayo en vía húmeda, en la cual se puede observar aproximadamente el $d_{80}=0,055$ mm.

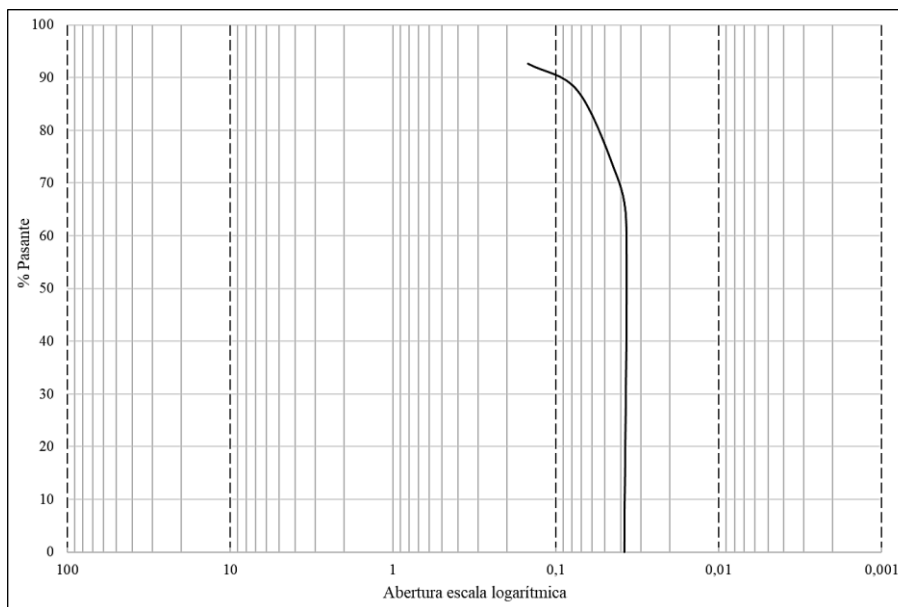


Figura 26. Curva granulométrica promedio para ensayo en húmedo. Fuente: Elaboración propia.

Se puede apreciar en la Tabla 23, que el 62,68 % del residuo minero valorizable, resultó pasante del tamiz número 400 ASTM, lo cual sugiere que el material contiene una granulometría del 62,68 % inferior a 38 micrones, el $d_{80} = 0,0556$ mm según la curva granulométrica obtenida en la Figura 26. El 72,78 % corresponde a una granulometría de tamaño tipo limo. Se observó con el ensayo en húmedo que las partículas finas fueron clasificadas correctamente, no se visualizó aglutinamiento de partículas finas en los fragmentos mineralizados observados. En el Anexo B se aprecia en detalle las curvas granulométricas obtenidas en cada una de las muestras por el ensayo a través de la norma

ASTMD-422 por sedimentación e hidrometría, en las que se caracterizó el residuo en el intervalo de limo según la clasificación de suelos en función de su granulometría, adicionalmente según las características observadas fue clasificado según el sistema unificado de clasificación de suelos (USCS) como limo de baja plasticidad (ML). Se hizo uso de la clasificación de suelos debido a que según esta clasificación el *software RocData V 3.013* permite estimar de forma referencial los valores de fricción y cohesión, variables referenciales que fueron empleadas en el proceso de simulación de alternativas de disposición temporal en el plan de gestión.

5.3 Caracterización mineralógica de las muestras estudiadas

5.3.1 Difracción de rayos X

1. Muestra homogénea (1,5,6): En la Figura 27 se presenta el resultado del análisis de difracción de rayos X que fue realizado a la homogeneización de las muestras 1, 5 y 6 respectivamente.

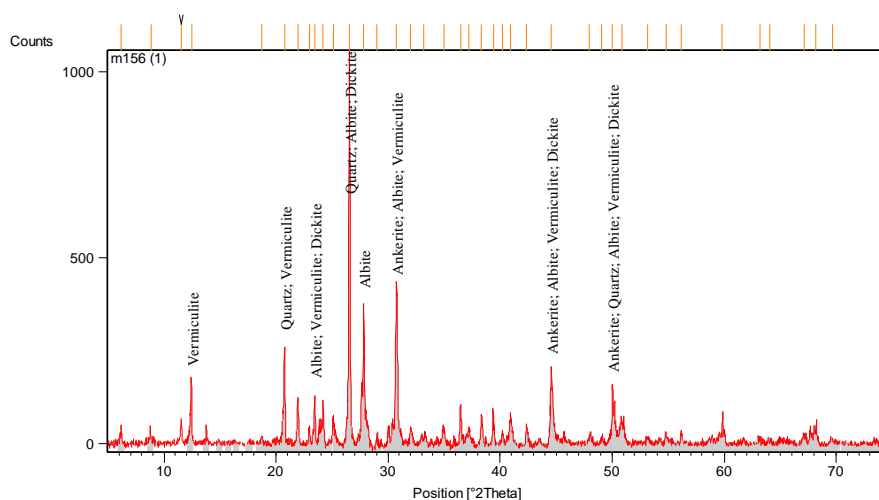


Figura 27. Difractograma del grupo de muestras (1,5,6). Fuente: Elaboración propia utilizando el *software X'pert HighScore.V 2.0.1*.

Los minerales identificados se describen en la Tabla 24 en donde se indica su fórmula química.

Tabla 24. Compuestos determinados a través del DRX de la muestra (1,5,6)

Puntuación	NC	SF	Fórmula química	% SC
50	Ankerita	0,381	CaMg _{0.32} Fe _{0.68} (CO ₃) ₂	22
41	Cuarzo	0,367	SiO ₂	21
29	Albita	0,178	Na(AlSi ₃ O ₈)	52
16	Dickita	0,141	Al ₂ Si ₂ O ₅ (OH) ₄ (HCONH ₂)	5
17	Vermiculita	0,018	Mg _{3.41} Si _{2.86} Al _{1.14} O ₁₀ (OH) ₂ (H ₂ O) _{3.72}	-

NC: Nombre del compuesto, SF: Factor de la escala, % SC: Porcentaje semicuantitativo. Fuente: Elaboración propia reporte obtenido empleando el *software X'pert HighScore.V 2.0.1*

2. Muestra homogénea (2,3,4): En la Figura 28 se aprecia el resultado del análisis de difracción de rayos X que fue realizado a la homogenización de las muestras 2,3 y 4 respectivamente.

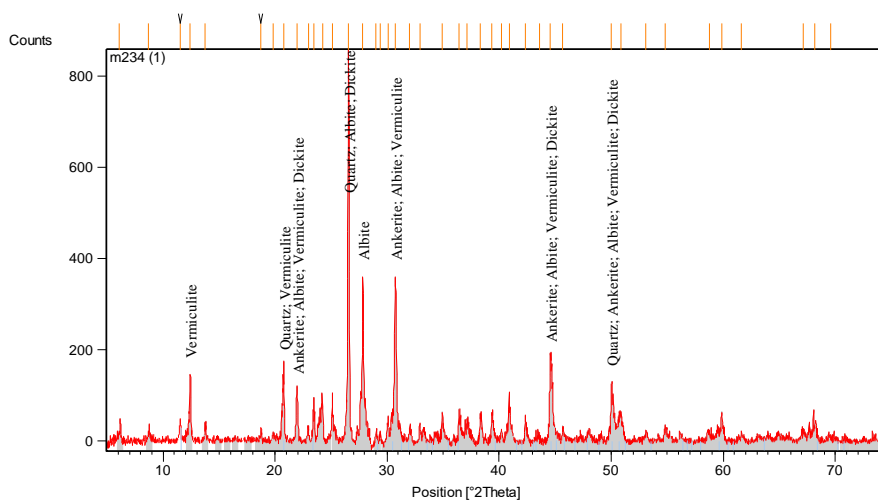


Figura 28. Difractograma del grupo de muestras (2,3,4). Fuente: Elaboración propia utilizando el *software X'pert HighScore.V 2.0.1*.

Los minerales identificados se indican en la Tabla 25 en donde se puede observar su fórmula química.

Tabla 25. Compuestos determinados a través del DRX de la muestra (2,3,4)

Puntuación	NC	SF	Fórmula química	% SC
53	Cuarzo	0,589	SiO ₂	27
45	Ankerita	0,410	CaMg _{0.32} Fe _{0.68} (CO ₃) ₂	18
33	Albita	0,215	Na(AlSi ₃ O ₈)	50
19	Dickita	0,149	Al ₂ Si ₂ O ₅ (OH) ₄ (HCONH ₂)	5
16	Vermiculita	0,019	Mg _{3.41} Si _{2.86} Al _{11.14} O ₁₀ (OH) ₂ (H ₂ O) _{3.72}	-

NC: Nombre del compuesto, SF: Factor de la escala, % SC: Porcentaje semicuantitativo. Fuente: Elaboración propia reporte obtenido empleando el *software X'pert HighScore.V 2.0.1*

Se observó el mineral Albita, un aluminosilicato de sodio con porcentaje mayoritario en ambos análisis, en segundo lugar abundante cuarzo, y un mineral del grupo de los carbonatos identificado como Ankerita, también se detectó en común un mineral perteneciente al grupo de las micas identificado como Vermiculita en este caso compuesto por magnesio. Dentro de las posibles inferencias que se pueden mencionar en función de la caracterización mineralógica realizada, se pudiera especular que la alimentación de la planta contempla mena aurífera de la veta América, o de la veta Colombia como se puede apreciar en la Figura 29 de igual forma se encuentra compatibilidad con la muestra de mano analizada por Márquez M., (2005).

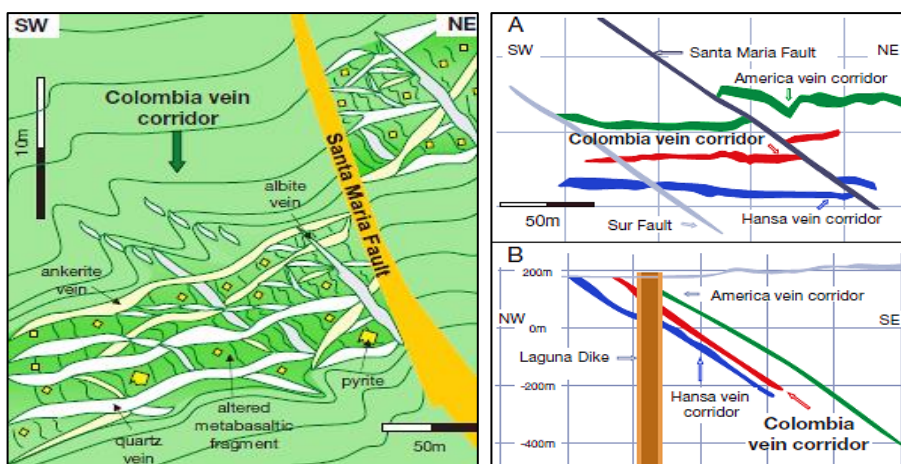


Figura 29. Mineralogía y configuración de las vetas Colombia y América.
Fuente: (Velásquez, 2016)

5.3.2 Análisis empleado lupa binocular

A continuación, se presentan las observaciones en lupa del laboratorio en la Figura 30, en donde se distribuyen las muestras según el retenido en los tamices respectivamente.

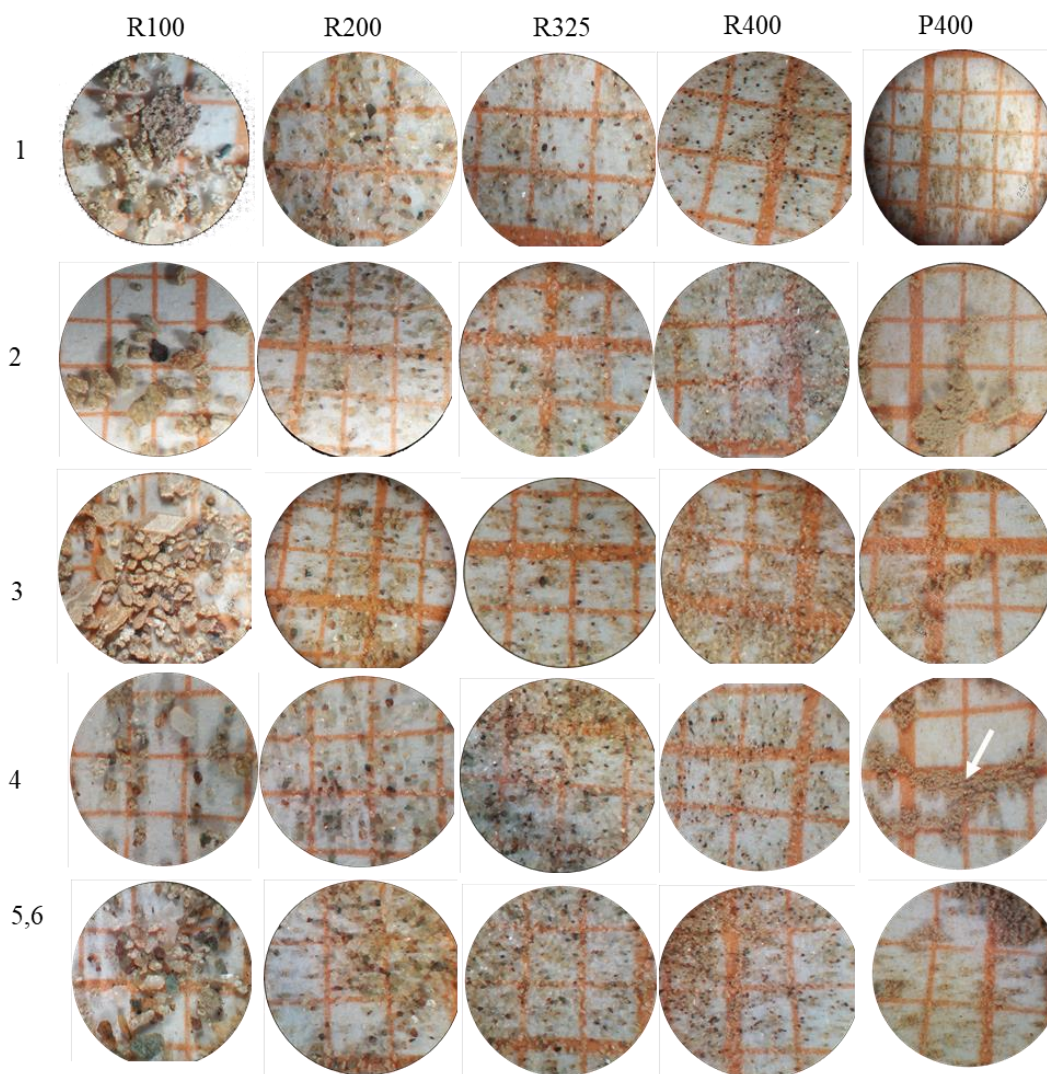


Figura 30. Inspección de las muestras en microscopio. Fuente: Elaboración propia.

En la mayoría de los retenidos y los pasantes no se detectó oro libre, a excepción de la muestra 4 en la cual se observó una pequeña partícula que pudiera considerarse oro liberado, se observó abundante cuarzo, micas, plagioclasas, abundante clorita, pequeña proporción de óxidos y minerales con hábito romboidal característico de la fractura de

rocas dolomíticas. La mayoría de las observaciones fueron realizadas después del tamizado en húmedo y posterior al secado, debido a que en vía seca, las partículas finas impedían una correcta visualización, sin embargo en vía seca se observó pirita en el retenido 100 ASTM de la muestra 3. Después de realizar el tamizado en vía húmeda fue más difícil detectar la pirita, se observó que esta no presentaba el hábito cúbico tan definido que la caracterizaba.

5.4 Identificación del residuo en estudio

En la Tabla 26 se puede observar la categorización del residuo de esta investigación; se decidió emplear la denominación de residuos mineros valorizables para referirse al material dispuesto en las lagunas de colas de la Empresa, adicionalmente se clasificó el material dentro del sistema unificado de clasificación de suelos porque esta clasificación a través del *software RocData V 3.013* permitió estimar parámetros de fricción y cohesión, los cuales fueron utilizados para evaluar la técnica de confinamiento propuesta.

Tabla 26. Identificación del residuo en estudio.

Residuo	Residuo minero
Tipo	Relave
Derivado	Cianuración
Inerte	No
C ^a	Posible
IRP ^b	No
G ^c	Limo
d80 ^d	0,055
Clasificación USCS	ML
Mineralogía ^e	Albita, Cuarzo, Ankerita
Valorizable	Si
Disposición	Depósito de residuos mineros

Breve resumen que explica la categorización de los residuos mineros en este estudio. Fuente: Elaboración propia.

^a Contaminante

^b Índice de representatividad de la muestra.

^c Granulometría.

^d d80 de la granulometría en mm.

^e Constituyentes mineralógicos mayoritarios.

Haciendo énfasis en el sentido valorizable porque los residuos mineros estudiados contienen un tenor aurífero por lo cual, en el futuro pudieran optar por un proceso secundario de beneficio mineral, para recuperar el oro que se encuentra presente; de igual forma el contenido de alúmina y sílice los identifica como elegibles para la industria alfarera, categorizando el residuo como refractario sílico-aluminoso; es preciso categorizar los residuos para posteriormente incluir subcategorías como tipo de residuo, derivado, inerte, disposición, lo cual contribuye a la adecuada gestión y a una correcta comunicación entre los profesionales de las geociencias para la selección estratégica de los planes de gestión.

5.5 Evolución de las lagunas de colas

Según Solorzano H., (2011), la Compañía General de Minería de Venezuela, C.V.G. Minerven C.A. es una Empresa explotadora y productora de Oro, constituida por el Estado venezolano a partir del 4 de febrero de 1970, como empresa mixta por inversionistas privados y nacionales (Corporación Venezolana de Fomento) y extranjeros, actualmente sus acciones pertenecen completamente a C.V.G.

C.V.G. Minerven C.A. en 1994 asume las operaciones de Planta El Perú, obteniéndose así una capacidad instalada de 1.150 t/día distribuidos entre Caratal y la misma (700 t/día Caratal y 450 t/día Planta El Perú) dicha planta era perteneciente a la empresa VENORCA, la cual inicia sus operaciones en la población de El Callao en el año 1974. Conscientes de los elementos susceptibles de contaminar el ambiente, que generan sus plantas de procesamiento C.V.G. Minerven C.A., desde el inicio de sus operaciones construyó la laguna de colas I, aun antes de entrar en vigencia la ley orgánica del ambiente en Venezuela.

La laguna de colas I es un área adecuada con la finalidad de albergar los remanentes del proceso productivo conocido como colas, las cuales están constituidas por roca molida,

cianuro, cal, hierro, pirita entre otros, tiene una superficie de 17 hectáreas, su muro de tierra de tierra es de 220 m., de largo y una altura de 15 metros, en la parte central, la parte superior tiene un ancho de 3 metros y sus paredes tienen una inclinación de 1:3 (18,43°). Está ubicada a 250 metros aguas abajo de la Planta Caratal. Se estimó que para el año 1999, el embalse anteriormente mencionado, llegara al límite de su capacidad de almacenamiento, lo que motivo a partir del año 1997, la construcción y puesta en marcha el proyecto laguna de colas II, la cual fue establecida para albergar las colas de la planta Caratal y El Perú.

La laguna de colas II se proyectó para contener alrededor de 5.920.000 m³ de material residual, proveniente del procesamiento de mineral aurífero de sus plantas, la construcción de esta infraestructura fue contemplado para concluirse en dos fases, en la primera, la superficie del embalse con un área de 26,90 hectáreas, la cota máxima de la cresta 189,50 m sobre el nivel del mar, la longitud de la cresta 364 metros, el ancho de la cresta 6 metros, la altura de la presa es de 20 metros con un volumen de almacenamiento de 2.100.000 m³. La segunda fase consistía en una superficie del embalse de 21,90 hectáreas, la cota máxima de la cresta 200 sobre el nivel del mar, la longitud de la cresta 393 metros, el ancho de la cresta 6 metros, la altura de la presa de 10 metros con un volumen de almacenamiento de 3.820.000m³. Para el año 2011, se ha realizado únicamente la construcción de la primera fase del proyecto y las colas de la laguna de colas II se estima que alcancen la cota 186,50 metros sobre el nivel del mar.

Adicionalmente, existen signos que revelan un diseño inadecuado de la misma, ya que esta se encuentra establecida en un área que recibe aportes de aguas superficiales, las cuales se depositan en el interior de la laguna y en temporadas de elevadas precipitaciones supera la evapotranspiración, generando contingencias relacionadas a un incremento excesivo del volumen de agua almacenado en la laguna, presentándose en algunas oportunidades la necesidad de solicitar ante el Ministerio del Poder Popular del Ambiente

(MPPAMB) la emisión de una autorización de descargas controladas del agua contenida en su interior.

Para estas contingencias, la empresa cuenta con un plan orientado a controlar las situaciones que se presenten ante la ocurrencia de una emergencia dentro de los límites de la laguna de colas II, ya sea por derrame o desborde de las colas debido a las lluvias de escorrentías, fallas en el dique, ruptura de las tuberías, entre otros. Sin embargo, este carece de algunos elementos importantes que debe contener un plan de emergencias tales como: descripción detallada de los procedimientos a ejecutarse para activar el plan, listado de los equipos, herramientas y personal necesario durante una emergencia, así como con los recursos con los cuales cuenta la empresa; puesto que fue elaborado como una propuesta coyuntural posterior a las descargas y contingencias suscitadas en el año 2006.

Además, es necesario atender a la situación que presenta la laguna de colas II, la cual para el año 2011, contenía gran cantidad de residuos acumulados, siendo su capacidad máxima 2.100.000 m³ por tanto, se encuentra cercana al límite de almacenamiento. Por tal motivo el embalse podría ser en el futuro designado no apto para cumplir con su función principal, en lo relacionado a sedimentar y degradar los desechos de un proceso productivo. Es prudente destacar, que un derrame de esta laguna puede ocasionar una erosión que a su vez podría generar grandes daños a la infraestructura, así como daños al ambiente y a la salud humana. Lo que en resumen representaría gastos económicos para la Empresa. (Solorzano, 2011)

En la Figura 31 aprecia un recuento de imágenes satelitales desde 1969 en donde se puede visualizar en el mes de noviembre del año 2012 por primera vez la laguna de colas II; también se puede observar que desde la fecha del 2012 hasta la actualidad las lagunas de colas no han sufrido grandes cambios en lo que se puede apreciar a nivel satelital, y en cuanto a sus rasgos en dos dimensiones (largo y ancho), pero podría evidentemente

presentarse variaciones en cuanto a la profundidad. La muestra analizada en 1999 proviene de la laguna de colas I del proceso de beneficio de mineral aurífero de la empresa C.V.G. Minerven C.A. Para el año 2000 se estima que dicha laguna contenía una cantidad de 2.716.939 m³ de residuos, con un tenor promedio de 0,829 gramos de oro por toneladas de material, lo que representaría una cantidad de 6,35 toneladas de oro diseminado.

Según Manrique y Morales (1983) en un estudio mineralógico de auríferas refractarias de las Minas del Callao, concluyeron que el oro en las colas se encuentra solamente asociado, aparentemente, formando una solución sólida con la pirita, conclusión a la que se llegó mediante un análisis por microscopía electrónica. (García V., 1999)

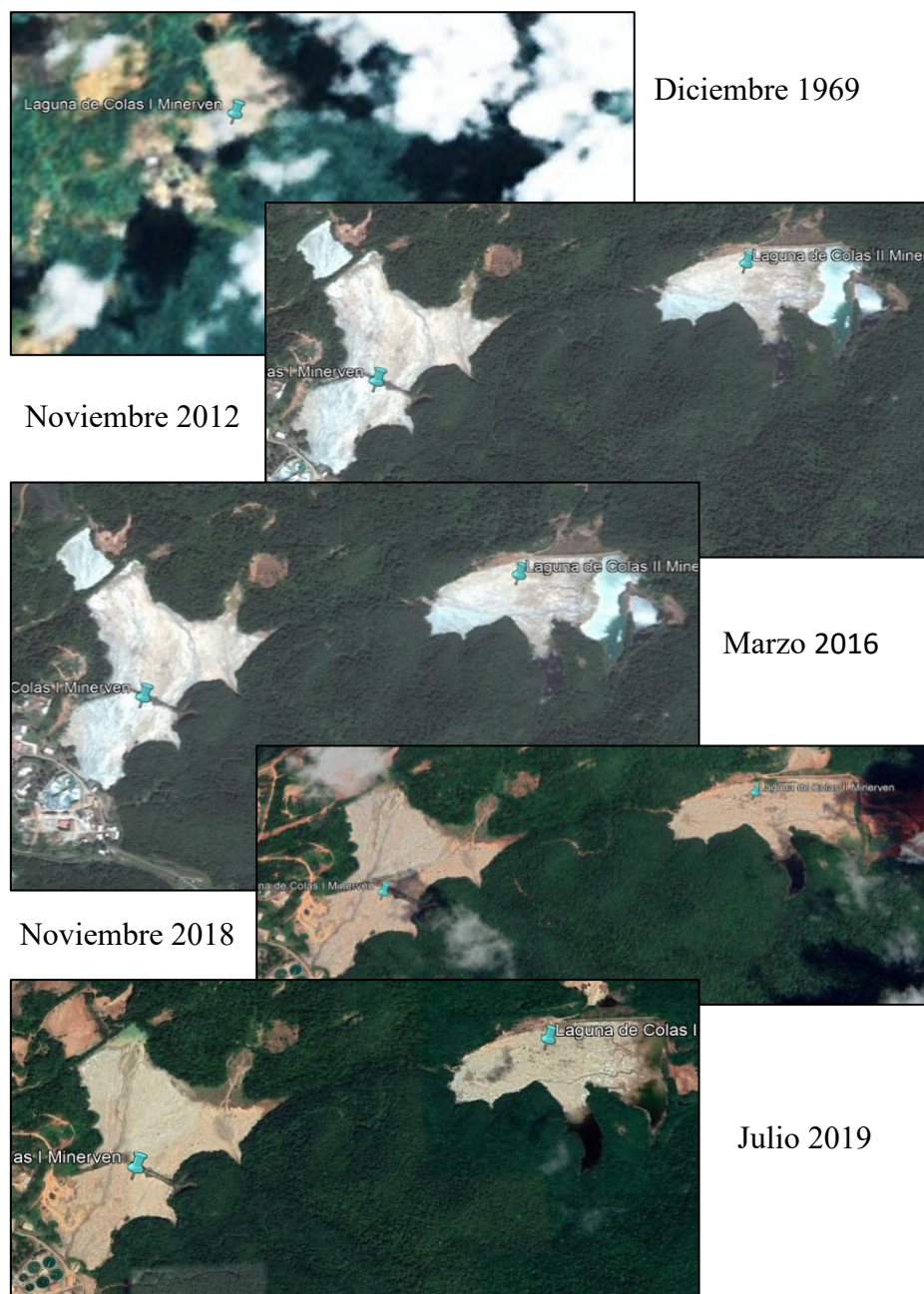


Figura 31. Imágenes satelitales de las lagunas de colas. Fuente: Elaboración propia, empleando herramientas de *Google earth*.

La muestra analizada por García V. (1999) corresponde a un material con alto contenido de partículas finas de tamaño menor a $106 \mu\text{m}$, siendo el 81,25 % de dicho

material menor a 38 μm (pasante del tamiz 400 ASTM), en esta investigación, se observó que el porcentaje pasante de la malla 400 disminuyó a 62,68 % en las muestras evaluadas. La pirita se encuentra liberada a 98,46 % en la fracción de muestra pasante a la malla 400 (menor a 38 micras). El contenido de cianuro en las aguas residuales del proceso de cianuración de la Empresa presente en las colas, supera los niveles ambientales debido a que contienen 0,229 ppm, y el contenido de oro es de 0,829 g/t. (García V., 1999)

5.5.1 Contenido de oro

Estudios previos han evaluado el proceso de concentración de la pirita aurífera contenida en estas lagunas de colas I, García V., (1999) determinó una concentración de oro de 0,829 g/t, un año después Calles y Peña, (2000) cuantificaron una concentración de 0,69 g/t oro reportando en su estudio una alimentación con una concentración de 10 g/t de oro. Actualmente según los resultados obtenidos en este estudio, se cuantificó una concentración de 0,51 g/t de oro, se podría decir que en promedio los residuos mineros almacenados en estas estructuras contienen 0,68 g/t de oro.

5.5.2 Cuantificación volumétrica estimada de residuos mineros valorizables

Según Solorzano, (2011), para el año 1999 se estimó que la laguna de colas I llegaría al límite de almacenamiento, por lo tanto se comenzó a construir en 1997 la laguna de colas II, Sanchez B. y Vásquez G., (2000) documentaron que para el año 2000 laguna de colas I contenía alrededor de 2.716.939 m^3 por lo tanto dividiendo esta cifra entre 32 que es el número de años transcurridos desde 1969 se obtiene la primera tasa de crecimiento anual de 87.643,19 m^3 , Según las impresiones de las imágenes satelitales evaluadas en la Figura 31, se puede observar que en dirección N-E se presume que se ha extendido la laguna de colas I para brindarle capacidad de albergar una mayor cantidad de residuos.

Para el año 2011 según Solorzano H., (2011) la laguna de colas II se encontraba al 85 % de su capacidad en la primera etapa de 2.100.000 m^3 , lo que indica que la misma

albergaría para ese entonces 1.785.000 m³ de residuos mineros valorizables, y alrededor de 2 años y 5 meses de vida máxima, lo que sugiere que para el año 2013 la laguna de colas II habría alcanzado el límite de su capacidad. Dividiendo 1.785.000 m³ entre 11 que representa el número de años transcurridos, se obtiene la segunda tasa de crecimiento anual de 162.272,73 m³. En la Tabla 27 se pueden observar las tasa de crecimiento según la información documentada disponible, la tasa de crecimiento III hace referencia a una proyección en promedio considerando las tasas de crecimiento que la anteceden.

Tabla 27. Tasas de crecimiento de volúmenes de residuos mineros.

Tasa de crecimiento	Volúmen (m³)	Período
Tasa I	87.643,19	1969 - 2000
Tasa II	162.272,73	2000 - 2013
Tasa III ^a	124.957,96	2013 - 2038

Estimaciones según datos obtenidos de investigaciones previas, tasa anual. Fuente: Elaboración propia.

^a Tasa estimada promedio del crecimiento de volúmenes de residuos mineros.

Según los análisis previos se podría preusmir que en total, los residuos mineros valorizables contenidos por ambas lagunas de colas podrían estar en torno a los 5.576.232,14 m³ los cuales equivaldrían aproximadamente a 15.724.974,63 t. Suponiendo un promedio de concentración de oro de 0,68 g/t con una densidad estimada de 2,82 g/cm³, equivaldría a un aproximado de 10,69 toneladas de oro contenida en estos residuos mineros valorizales. En la Figura 32 se presenta el gráfico de crecimiento de los volúmenes de residuos mineros en función del tiempo.

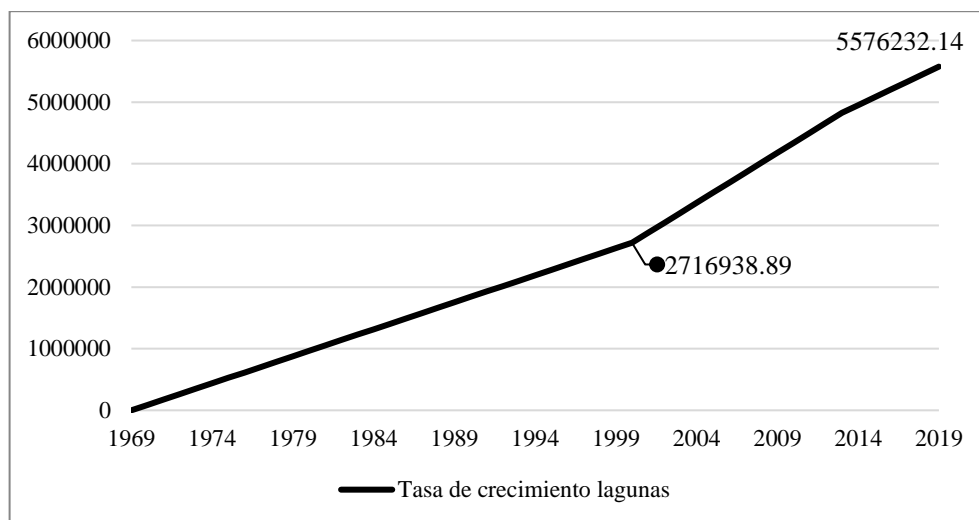


Figura 32. Tasa de crecimiento de volúmenes de residuos en las lagunas hasta la actualidad. Fuente: Elaboración propia.

En la Figura 33 se puede observar una simulación volumétrica realizada con el *software RecMin V. 6,05*, en función de las tasas de crecimiento observadas.

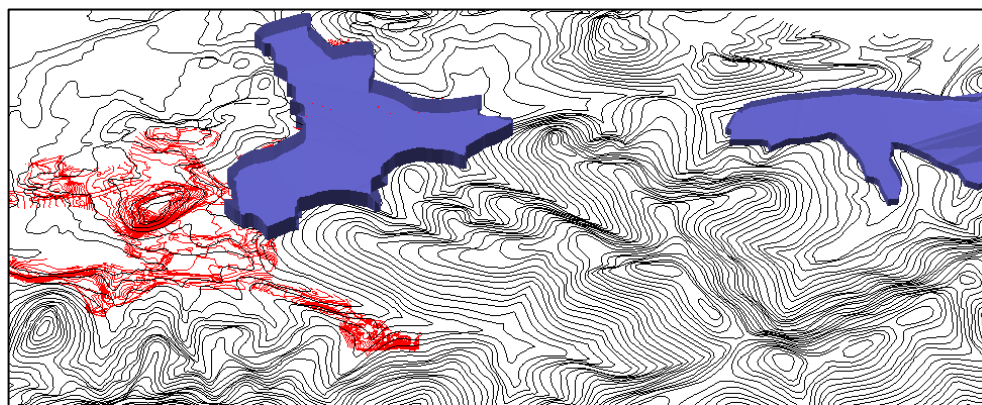


Figura 33. Simulación de volúmenes en las lagunas de colas. Fuente: Elaboración propia.

Bastidas, (2018) reportó que la empresa contaba con reservas para 20 años, en función de esta información se pronosticó el volumen de material para el año 2038, año de cierre teórico de la mina. Se pronostica un volumen de 7.950.433,38 m³ como se puede observar en la Figura 34 equivalente a 22.420.222,13 toneladas.

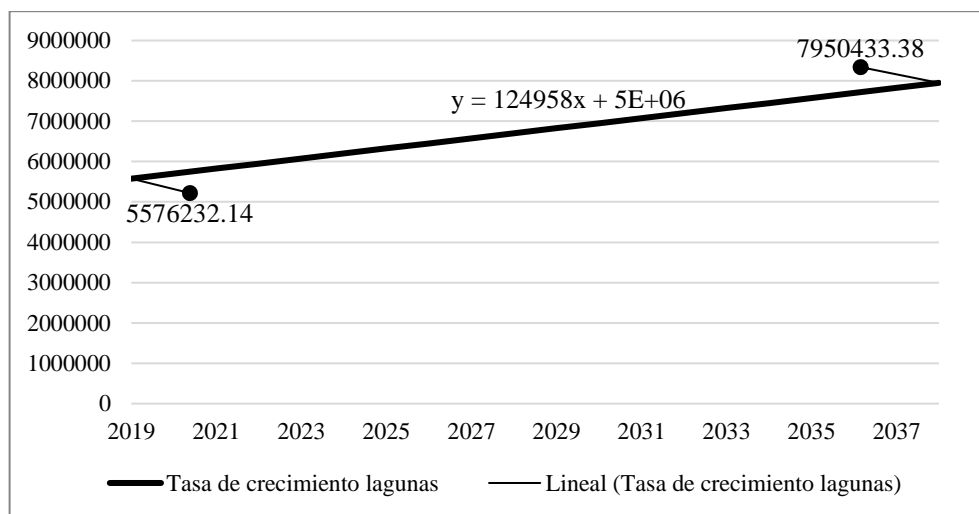


Figura 34. Pronóstico del crecimiento de volúmenes de residuos mineros para el año 2038. Fuente: Elaboración propia.

Dentro de algunas apreciaciones en función de la información documentada, se destaca que las tasas de producción reportadas en el reporte anual de la Empresa C.V.G. Compañía General de Minería de Venezuela C.A., (2004) indirectamente indican la generación del remanente del proceso de beneficio del mineral aurífero, según la eficiencia y el material procesado en el período 2000 – 2004 se determinó que se generó una cantidad de 229.203,07 toneladas de residuos mineros año, y la tasa de crecimiento observada según la documentación hallada para ese período indica 457.609,09 toneladas, la densidad del residuo minero podría influir, ya que en este estudio se tomó como referencia una mínima cantidad de muestras, pero para que coincidan las tasas, la densidad del residuo minero debería ser 1,41 g/cm³. En la Figura 35 se adjunta un gráfico de la producción de la Empresa en el período 2000 - 2004 en kilogramos de oro.

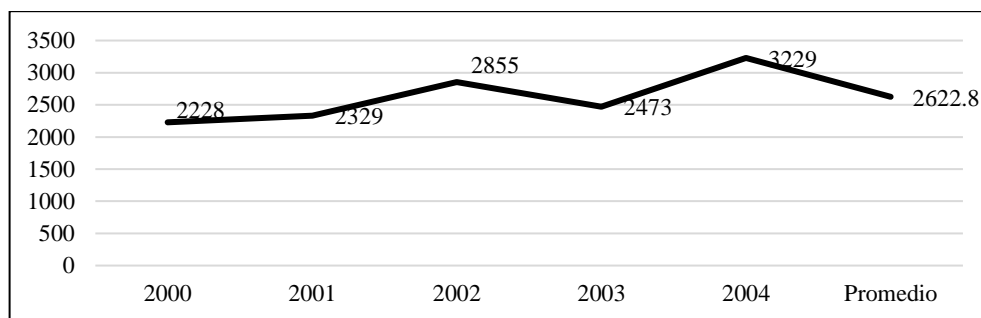


Figura 35. Producción de la Empresa período 2000-2004. Fuente: C.V.G. Compañía General de Minería de Venezuela C.A. (2004).

Adicionalmente según información tomada de López J, (2005), dentro de las concesiones de la empresa, existe otra laguna de colas que se encuentra en la zona norte la cual se observa en la Figura 36, sobre la cual no se tiene información documentada, los volúmenes de residuos dispuestos en esta laguna influirían directamente en las tasas de crecimiento de volúmenes observados, pudiendo así alejar aún más de la realidad los volúmenes de material reportados por el informe anual de la Empresa oficialmente para el período 2000 al 2004.

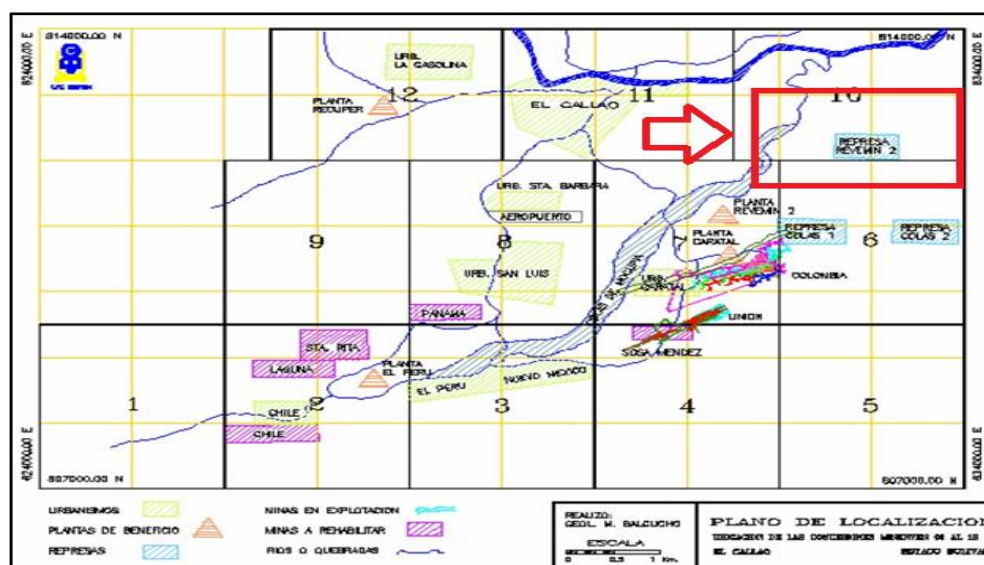


Figura 36. Concesiones de la Empresa. Fuente: (López J, 2005).

En función de los resultados obtenidos, el análisis de la información documentada, y las tasas de crecimiento de los volúmenes de residuos mineros, surgen las preocupaciones en el marco del desarrollo sustentable.

5.6 Plan de gestión en el marco del desarrollo sustentable

El concepto de desarrollo sustentable enunciado por el informe Brundtland (1987) por la Comisión Mundial sobre Medio Ambiente y Desarrollo para la Organización de las Naciones Unidas (ONU), indica que el desarrollo sustentable se define como “Satisfacer las necesidades del presente sin comprometer las necesidades de las futuras generaciones”. En función de este concepto surgen las principales preocupaciones sobre la gestión de los principales activos de las empresas mineras, el máximo aprovechamiento de los recursos minerales y las reservas, En la Figura 37 se puede apreciar un esquema que destaca los aspectos fundamentales de un proyecto minero en desarrollo.

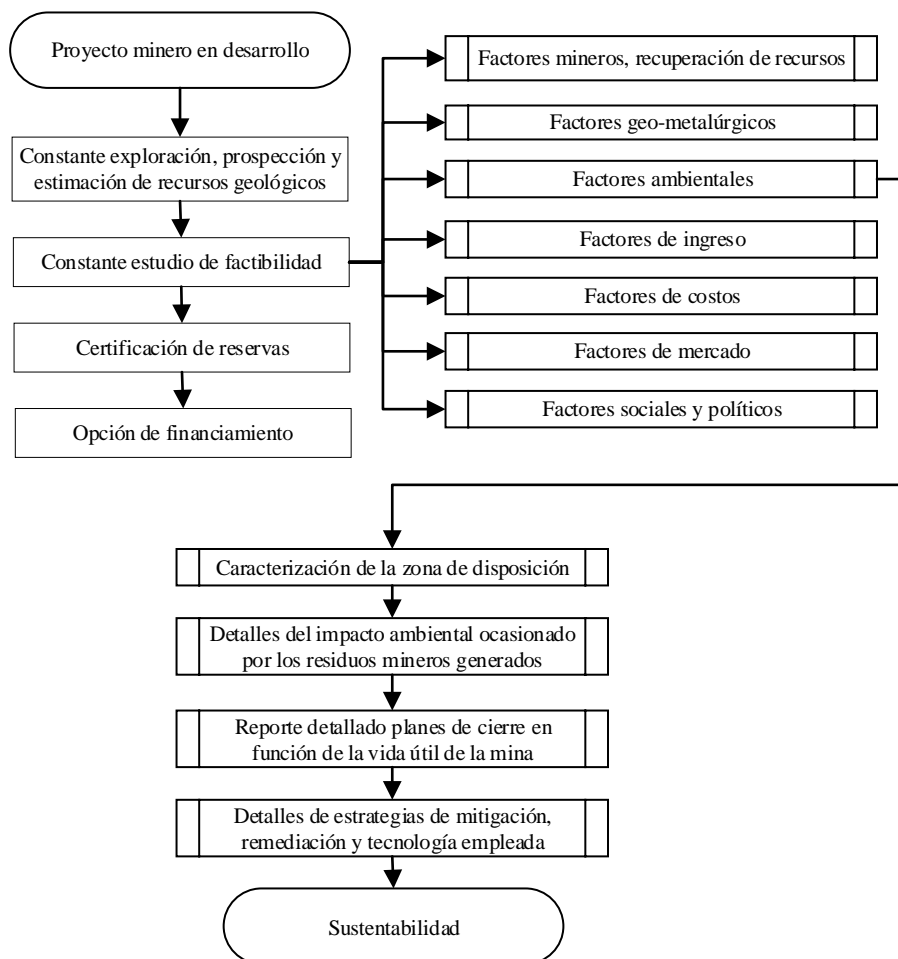


Figura 37. Gestión de recursos minerales. Fuente: Elaboración propia interpretando información del código JORC 2012.

Durante el desarrollo de algunos proyectos mineros se incrementan o reducen los recursos geológicos, ya sea por el descubrimiento de nuevas fuentes de depósitos minerales, o por la continua extracción de los recursos planificados. Para una gestión óptima de recursos minerales se realizan constantes estudios de factibilidad ya sea para optimizar el proceso productivo o sea para estimar los ingresos en función de la planificación programada. Todos los factores señalados en la Figura 37 enmarcan la sustentabilidad, pero este estudio se enfoca en los factores ambientales debido al crecimiento de regulaciones ambientales a nivel mundial. Para la debida gestión de los

recursos de la nación surgen los requerimientos para la certificación de reservas y optar en algunos casos a financiamiento adicional; dentro de estos factores estipulados por el código JORC 2012, destacan los ambientales, en los que se estipula como requisito un informe detallado sobre las zonas de disposición de residuos mineros, posibles afectaciones ambientales, tecnologías para mitigar los posibles efectos adversos, y el plan de cierre de mina.

Chaparro., (s.f) estableció que las definiciones de pasivos ambientales mineros (conocidos por sus siglas como PAM) en países aledaños se definen como:

1. En Perú los pasivos ambientales mineros son instalaciones, efluentes, emisiones, restos ó depósitos de residuos producidos por operaciones mineras, en la actualidad abandonadas o inactivas y que constituyen un riesgo permanente y potencial para la salud de la población, el ecosistema circundante y la propiedad, según la ley No.28271.
2. En Chile se definen como una faena minera, abandonada o paralizada, incluyendo sus residuos, que constituye un riesgo significativo para la vida o salud de las personas o para el medio ambiente.
3. En Bolivia son considerados como el conjunto de impactos negativos perjudiciales para la salud y/o el medio ambiente, ocasionados por determinadas obras y actividades existentes en un determinado período de tiempo y los problemas ambientales en general no solucionados por determinadas obras o actividades.

Actualmente en nuestro país la legislación minera se encuentra en desarrollo en esta área, sin embargo, lo que surge en común de estas definiciones, es que parten del principio del cese de operaciones, o se da por hecho a la no solución de los problemas generados para la declaración de pasivos ambientales mineros, por lo tanto, incluso si presentan un inminente peligro contaminante, hasta que no cesen las opraciones mineras, la Empresa tiene oportunidad de aplicar estrategias de remediación, mitigación de efectos adversos en

primera instancia, en función de este panorama que se vislumbra hacia los 20 años de reservas remanentes de la Empresa, se plantean las estrategias de gestión que se pueden visualizar en la Figura 38 en el marco de la sustentabilidad.

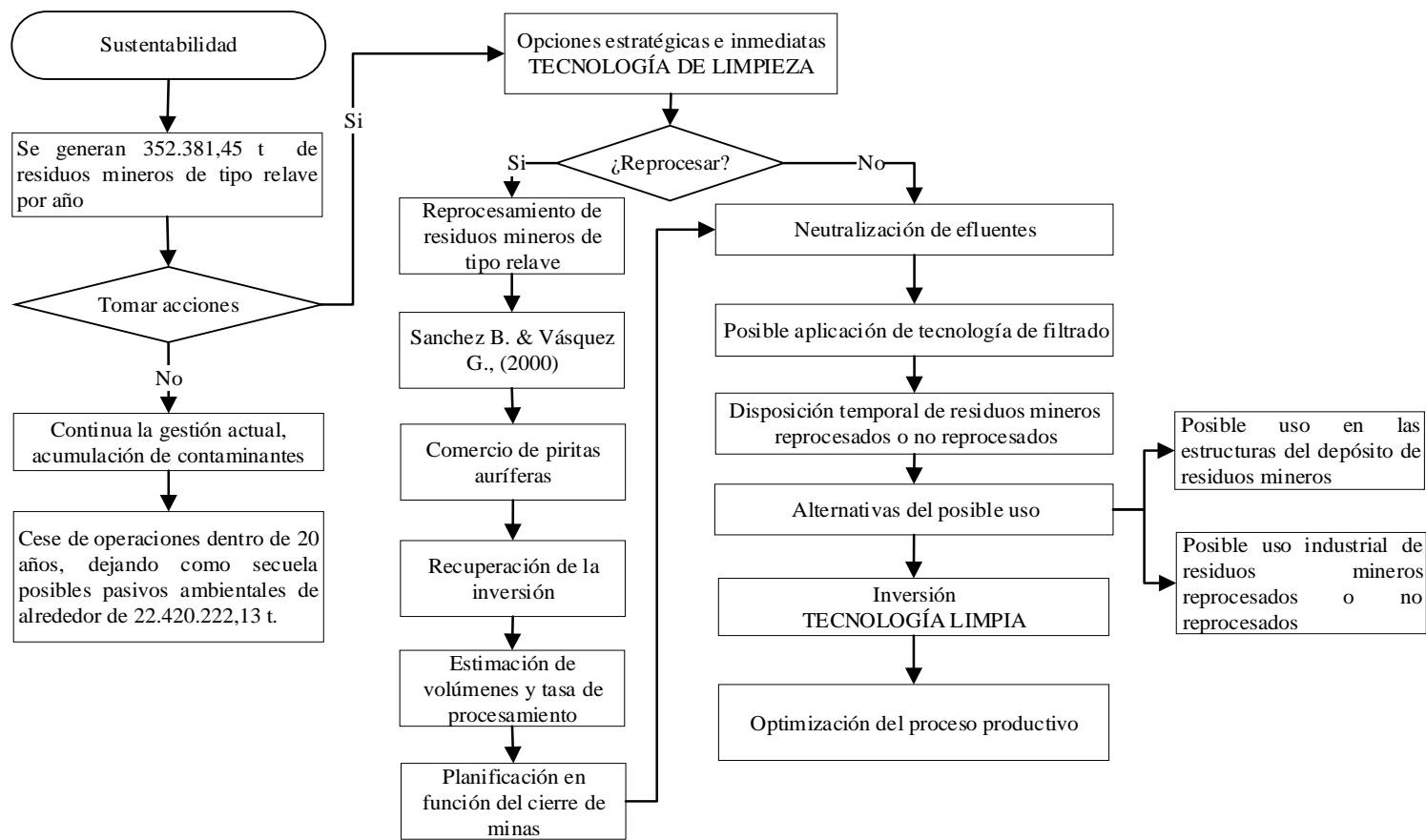


Figura 38. Plan de gestión en el marco del desarrollo sustentable. Fuente: Elaboración propia.

La primera decisión, es la decisión de no tomar acciones al respecto, y continuar la gestión ambiental actual.

5.6.1 Continuidad de la gestión de residuos mineros actual

Se describe un panorama de afectaciones que permitirán visualizar ciertos escenarios, debidos a la continuidad del mecanismo actual de disposición final de residuos y a la gestión actual. En la Figura 39 se resumen las posibles afectaciones enmarcada sen la tecnología de limpieza empleada, y el mecanismo de disposición actual.

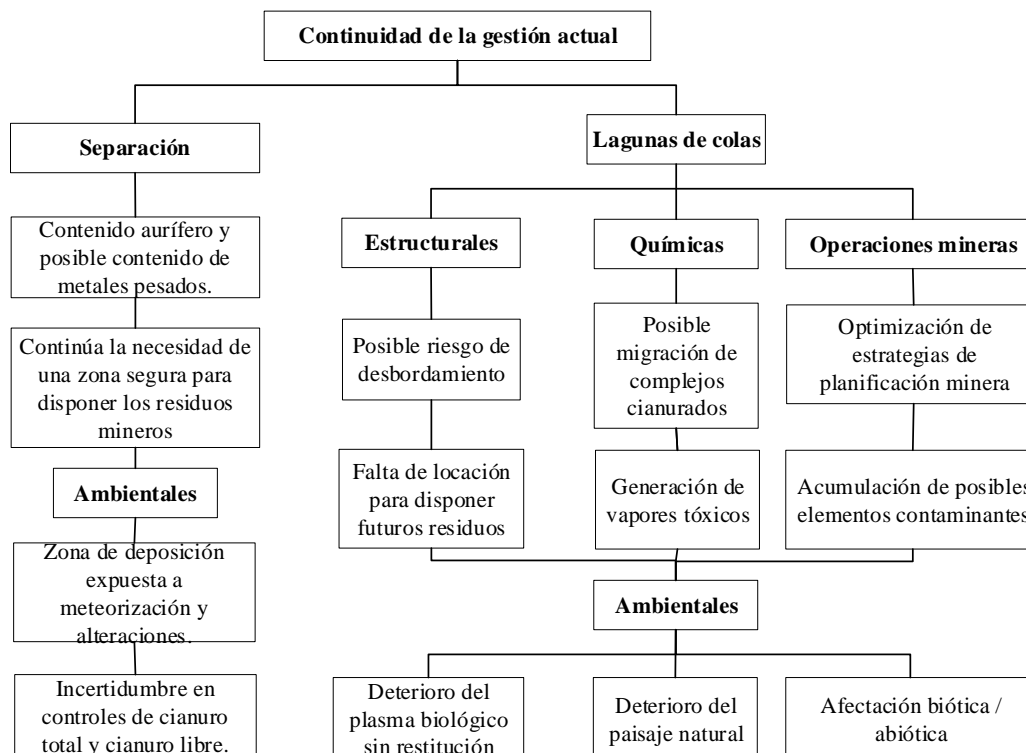


Figura 39. Continuidad de la gestión actual. Fuente: Elaboración propia.

a) Etapa primaria de separación sólido-líquido

Venezuela instala tecnología para eliminar lagunas de colas auríferas mediante el uso de separadores sólido-líquido en el Arco Minero del Orinoco, a fin de eliminar lagunas de colas (Lucena, 2018). Este proceso permite reducir los niveles de líquido en la pulpa pero no se tiene certeza si actualmente se está implementando esta tecnología, según interpretaciones satelitales como se observa en la Figura 40 se tiene idea de que posiblemente los residuos mineros continúan siendo dispuestos en la laguna de colas I.



Figura 40. Interpretación de visita satelital. Fuente: Elaboración propia empleando herramientas de *Google Earth*.

De igual forma no existen garantías de que en caso de que se esté aplicando esta tecnología de separación sólido-líquido, exista un adecuado control de niveles de cianuro total, cianuro libre, u otros, por lo tanto persiste la necesidad de una ubicación para disponer los residuos con posibles características contaminante. El cianuro tiene una alta capacidad para combinarse con metales pesados, formando complejos con metales como Fe, Ag, Au, Ni, Zn, Cd, Hg (Gonzalez y Sahores., s.f.), que pudieran del mismo modo en resultar contaminantes a largo plazo; adicionalmente se desconoce si solo se realiza la separación de los residuos mineros o se realiza algún proceso de espesamiento en el cual se emplea un floculante. En la minería, los floculantes utilizados son polímeros sintéticos de alto peso molecular, cuyas moléculas son de cadena larga y con gran afinidad por las superficies sólidas (Gomez P., 2012); en ese caso es preciso estudiar la influencia del

proceso de floculación sobre el caso particular de los residuos mineros valorizables estudiado en esta investigación, debido a que si se emplea algún proceso de floculación, pudiera afectar negativamente el proceso de beneficio al que pudieran optar en el futuro estos residuos mineros para extraer el contenido aurífero.

b) Lagunas de colas

El espacio diseñado para la disposición de los residuos mineros generados como remanente del proceso de beneficio de mineral aurífero ha sido catalogado por la Empresa con el nombre de “Lagunas de colas”, los residuos mineros que son dispuestos en estos espacios no se encuentran estrictamente confinados, ya que se ven afectados por la escorrentía superficial, acciones abióticas, meteorización, que en determinadas circunstancias podrían movilizar los flujos del material hacia zonas que no están adecuadas para este propósito (rebosamiento).

Aspectos estructurales

La laguna de colas II presenta problemas de diseño según Solorzano, (2011), quien señala que para el año 2011 dicha laguna se encontraba llegando al límite de su capacidad y presentaba problemas en épocas de lluvia, lo que ocasionaba migraciones y rebosamiento de la estructura. En el diseño de estas estructuras intervienen equipos de profesionales multidisciplinarios para prevenir este tipo de incidentes, realizando estudios de escorrentía superficial para diseñar un sistema de canalización que a través de ciertas modificaciones topográficas, puedan canalizar el caudal de aporte de la escorrentía superficial hacia reservorios o alguna otra localización, este diseño es clave para mantener los residuos mineros confinados o contenidos evitando alteraciones, el rebosamiento de las estructuras entre otras circunstancias deben ser consideradas como una emergencia debido a las posibles implicaciones ambientales que podría causar en relación a las quebradas y vertientes adyacentes.

Una de las alternativas que se plantea dentro de la información recopilada por Solorzano, (2011), es la construcción de la segunda fase de la Laguna de colas II, lo cual

a simple vista podría no resultar viable, debido a que cuando fue diseñada no se contemplaron las consideraciones hidrológicas necesarias para su adecuado funcionamiento. De igual manera la corrección de este inconveniente a nivel de manejo de aguas de escorrentía superficial en esta zona no se considera viable debido a que implicaría la deforestación de zonas adyacentes debido a la ubicación topográfica en la que se encuentra. Adicionalmente En la Figura 41 se identifica la zona de afectación de la laguna de colas II, en la que se destaca la ubicación de asentamientos irregulares, caseríos circundantes en la zona norte, lo cual empeora el panorama de esta estructura.

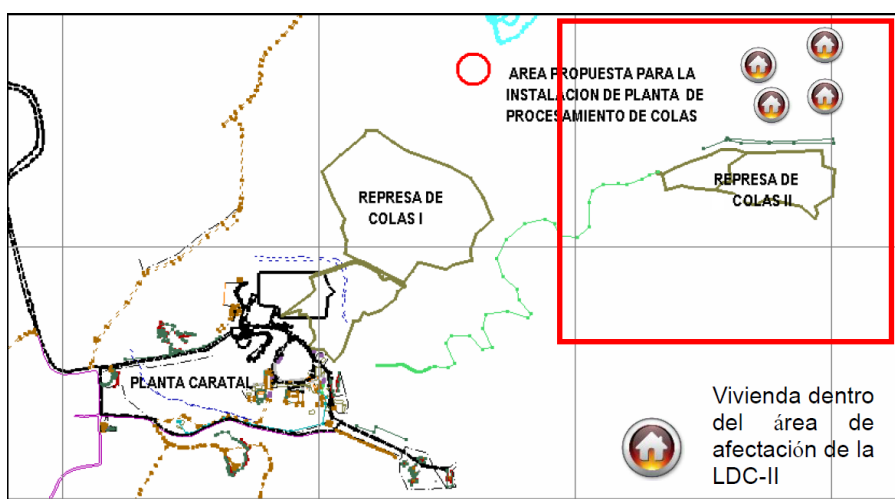


Figura 41. Área de afectación de la laguna de colas II. Fuente: (Solorzano H., 2011)

En la Tabla 28 se enumeran los habitantes censados ubicados al norte de la Figura 41, en la que se puede observar la cercanía con respecto al dique de la laguna de colas II.

Tabla 28. Habitantes dentro de la zona de afectación de la laguna de colas II.

Nº	Jefe del hogar	Habitantes del hogar	Coordenadas UTM
1	Elis Crespo	02 personas (adultos)	E 634.590 ; N 812.053
2	Orlando Albornos	01 persona (adulto)	E 634.764 ; N 813.830
3	Juan Lichu	03 personas (adultos)	E 634.152 ; N 812.200
4	Hugo Lascano	02 personas (adultos)	E 635.047 ; N 812.822

Fuente: (Solorzano H., 2011)

Interpretando la documentación consultada de análisis de fallas de presas de residuos mineros, existe un alto número de fallas en presas entre 5 a 10 m , 15 a 20 m y 20 a 25 m , en su mayoría por fallos de pendiente y causas desconocidas según De la Cruz., (2017), por lo tanto no consideramos pertinente aumentar la altura del muro original de la laguna de colas II, el cual cuenta actualmente con 20 metros de altura, aumentar dicha altura podría incrementar el problema estructural y las afectaciones a las zonas circundantes, a raíz de esto podría surgir cierta hipótesis: ¿es realmente casualidad que el mayor número de fallo de presas de residuos mineros esté encabezado por muros pequeños de 5 a 10 metros?, o ¿por ser muros pequeños no se le presta la adecuada atención en el diseño y planificación?; otro aspecto que se considera importante, es que existe la posibilidad de que la permeabilidad del suelo donde se encuentran estas estructuras de tierra sea baja y se haya decidido no aplicar la capa de impermeabilización, pero las infiltraciones en el subsuelo son impredecibles, si fuera el caso, de igual forma debería cumplirse la debida impermeabilización ya que inclusive contando con esta misma, por agrietamiento, movimientos de tierra, fallas estructurales, y eventos aleatorios podrían producirse infiltraciones en el subsuelo.

Durante las décadas de 1950 y 1960, desde Norteamérica se empezaron a aplicar y refinar principios fundamentales de ingeniería sobre presas de relaves, las fallas de origen sísmico de varias presas de relaves en Chile recibieron gran atención y demostraron ser un factor clave en las primeras investigaciones del fenómeno de la licuefacción sísmica. Por ejemplo, la falla por licuefacción de la presa El Cobre (1965) ocurrida durante el sismo de La Ligua, provocó que los relaves viajaran 12 km aguas abajo destruyendo completamente la municipalidad de El Cobre y dejando un saldo de 200 muertos. La preocupación por posible contaminación del agua subterránea y las medidas para reducirla se abordaron entre las décadas de 1970 y 1980 particularmente en relación con relaves de uranio. En efecto, durante este tiempo el foco de atención se volcó no solo sobre la

estabilidad geotécnica de las estructuras de tierra, sino también sobre posibles efectos químicos y transporte de contaminantes. Como consecuencia, alrededor de 1990 se reconoció que los depósitos de relaves, aún aquéllos geotécnicamente estables, no pueden abandonarse sin considerar posibles efectos de largo plazo sobre el ambiente, la salud y la seguridad (Beltran R., Larrahondo, y Cobos, 2018).

Estructuralmente las lagunas de colas de la Empresa se encuentran expuestas a fenómenos abióticos que por causas de rebosamiento y/o déficit de gestión de aguas superficiales, podrían causar migración de residuos mineros hacia zonas adyacentes, lo cual podría ser imperceptible a simple vista; según Gonzalez y Sahores las estructuras de almacenamiento son diseñadas para resistir grandes tormentas y crecidas, pero, no siempre impiden los desbordamientos, y los metales pesados y el agua contaminada con cianuro que escapan de la estructura de almacenamiento pueden ser suficientes para matar peces y otras formas de vida acuática, o para contaminar recursos de agua potable. En conclusión, podría decirse que estos residuos fueron dispuestos empleando un diseño estructural que podría no contener completamente sus posibles afectaciones, debido a que al mismo tiempo según la exhaustiva información bibliográfica consultada, no se menciona información relacionada con el proceso de impermeabilización que debió tener cabida en los inicios de su diseño. Relacionando la información documentada con la información recopilada por Beltran R., Larrahondo, y Cobos, (2018) en la que se hace referencia a que a preocupación por posible contaminación del agua subterránea y las medidas para reducirla se abordaron entre las décadas de 1970 y 1980, surge otra hipótesis, ¿es probable que para la época en la que fue constituida la laguna de colas I, no se tomaran en consideración fases de impermeabilización para prevenir la migración de contaminantes o infiltración de elementos hacia el subsuelo?, ya que para el año 1969 la laguna de colas I se encontraba construida.

Aspectos químicos

El uso de cianuro en los procesos mineralúrgicos produce una afectación ambiental negativa, ya sea a corto o mediano plazo (Gonzalez y Sahores, s.f.). Por este motivo, también es prudente invertir en investigación para tratar de conocer los alcances de estas afectaciones y proceder con una adecuada gestión que permita minimizar las afectaciones negativas e incluso compensarlas. Según Gonzalez y Sahores (s.f.), a corto plazo se pueden producir accidentes o derrames durante las operaciones, también pudiera infiltrarse dentro de las aguas o cauces de ríos adyacentes. A largo plazo los residuos cianurados inyectados en las estructuras de tierra y adicionalmente la movilización de metales pesados que pudiera estar acompañada de drenajes ácidos por el proceso de oxidación de sulfuros o drenaje de tipo alcalino.

Del mismo modo según Gonzalez y Sahores (s.f.) se puede interpretar que el cianuro tiene una alta capacidad para combinarse con metales pesados, formando complejos con metales como Fe, Ag, Au, Ni, Zn, Cd, Hg, entre otros, los cuales resultan solubles en agua y de esta forma se pueden bioacumular en seres vivos, produciendo un nuevo efecto negativo para la biodiversidad. Adicionalmente Gonzalez y Sahores describen que no existe riesgo cero en los residuos mineros de tipo relave generados por el proceso de cianuración, ya que incluso empleando geomembranas para la impermeabilización de las estructuras, se producen filtraciones que podrían introducir contaminantes hacia el subsuelo con riesgo contaminante hacia aguas subterráneas.

Aspectos relacionados con operaciones mineras

Las operaciones mineras en ocasiones ofrecen soluciones a diferentes problemáticas que se vinculan con las plantas de beneficio mineral; una adecuada alimentación con conocimiento del tipo de roca, composición química, caracterización geológica y geoquímica, permitiendo organizar adecuadamente pilas de homogeneización para la alimentación, esto permitirá conocer con mayor representatividad el tipo de roca que será sometida tanto al proceso de conminución como al proceso de cianuración, lo cual

conduce a la optimización de parámetros específicos pudiendo generarse beneficios como mayor recuperación de oro, menor generación de residuos mineros de tipo lodo, entre otros.

Aspectos ambientales

Según el Servicio Nacional de Geología y Minería, (2018), un depósito de residuos mineros de tipo relave mal diseñado, abandonado o gestionado de forma deficiente podría provocar efectos en su entorno, estos efectos pueden ser:

1. Potencial contaminación del aire: el aire puede contaminarse con impurezas sólidas, como lo son por ejemplo el polvo y material particulado más fino, que posee el potencial de afectar el sistema respiratorio de la población cercana y acumularse en la superficie del suelo.
2. Potencial contaminación del suelo: en caso de no existir control adecuado, la migración del material más fino ubicado en la superficie del depósito, debido al viento, podría provocar cambios en las características de los suelos cercanos. Los principales efectos podrían ser la acidificación del suelo o la acumulación de metales pesados. Cambios en la calidad del suelo podrían generar efectos en las plantas y ecosistemas cercanos.
3. Potencial contaminación de las aguas superficiales: los residuos provenientes de la zona del depósito podrían dar lugar a la alteración de cuerpos de agua superficiales mediante su acidificación o al aumentar la concentración de metales disueltos en ella, los que podría afectar la salud de las personas, especies y/o ecosistemas presentes.
4. Potencial contaminación de las aguas subterráneas: los residuos sólidos finos metálicos provenientes de la zona del depósito de relaves podrían infiltrar a través del subsuelo hasta alcanzar cuerpos de aguas subterráneas, afectando la salud de las personas que utilicen este recurso.

Plan de cierre de mina

¿Se encuentra la empresa preparada para gestionar en 20 años el pronóstico de 7.950.433,38 m³ equivalente a 22.420.222,13 toneladas de residuos mineros antes del cese de operaciones?; si se deciden tomar acciones al respecto las propuestas se encuentran enmarcadas en la tecnología de limpieza, en donde la Empresa tomará decisiones para decidir la factibilidad de la reprocesamiento de estos residuos mineros, en función del tiempo disponible para el cierre de la mina, adicionalmente la reprocesamiento no resuelve la gestión, porque una vez extraído el oro, debe gestionarse el remanente adecuadamente. Existen propuestas por parte de la Facultad de Ingeniería de la U.C.V. (Escuela de Metalurgia) para la reprocesamiento de estos residuos mineros, en donde Sanchez B. y Vásquez G., (2000) plantea un flujograma para concentrar la pirita aurífera contenida en estos residuos, los autores plantean que con una inversión de 1,5 millones estimados en dólares estadounidenses (moneda oficial de Estados Unidos) se recupera la inversión en 10 meses, con una ganancia neta de 154.443,26 dólares por mes. Sin embargo se requiere un proceso adicional para recuperar el oro contenido en las piritas auríferas, una alternativa podría ser el comercio directo de este concentrado, pero las medidas propuestas en este estudio de igual forma deben ser contempladas, porque una vez extraído el beneficio de este material, las toneladas del remanente del proceso deben ser gestionado adecuadamente.

Influencia de la fluctuación de precios del oro

Capital Economics es una consultora de investigación económica con sede en Londres, fundada por Roger Bootle en 1999, según esta consultora los días del oro cerca del nivel de 1.500 dólares estadounidenses (moneda oficial de Estados Unidos) por onza están contados, y se espera que los precios retrocedan a 1.350 U\$D en 2020 y luego bajen a 1,250 U\$D en 2021. (Golubova, 2019)

Por otro lado El analista del boletín Gold Speculator Byron King sostuvo que el inminente colapso de las monedas modernas causará que el precio del oro se dispare a

10.000 dólares estadounidenses (moneda oficial de Estados Unidos) la onza, por lo que obligará a los bancos centrales a recurrir a este recurso. “Si tomas las disponibilidades monetarias globales y las respaldas en un 40 por ciento con oro, necesitarás un oro tasado en 10.000 dólares para que la matemática funcione, y esto es usando solo un respaldo de 40 por ciento, esto tiene que ver con el colapso eventual de las monedas modernas”, señaló el experto (Telesur, 2018). Por un lado se tiene un panorama un tanto pesimista y otro optimista, pero la remediación o mitigación de posibles afectaciones ambientales, no puede estar condicionada a la fluctuación del precio del metal extraído, los planes de gestión y disposición de residuos mineros deberían contemplarse dentro de las estrategias de cierre de mina, y dentro de los costos operativos de extracción.

5.6.2 Neutralización de residuos mineros de tipo relave

Hasta hace muy poco, la práctica ampliamente aceptada para manejar el cianuro en los residuos era depositar los residuos mineros de tipo relave de las plantas de oro en grandes presas y esperar a que la naturaleza desintoxicara el agua. El ion cianuro es termodinámicamente inestable en agua y se descompone lentamente a través de un proceso natural de oxidación por aire catalizado por la luz solar, produciendo iones de cianato inofensivos. Esto resultó ser barato y un método efectivo para tratar los desechos del cianuro durante casi un siglo, y fue bastante aceptable durante una era en la que la gestión medio ambiental en la mayor parte del mundo era menos estricta. Sin embargo, esta situación comenzó a cambiar en el último período del siglo XX, y una gran cantidad de incidentes publicados (como aves y pequeños mamíferos muertos por beber agua de presas de residuos mineros de tipo relave, así como varias rupturas de estructuras para el almacenamiento de residuos mineros) han llevado a la imposición de condiciones ambientales cada vez más rigurosas. Hoy, en la mayoría de las jurisdicciones mineras alrededor del mundo, en las plantas de cianuración los relaves deben tratarse con productos químicos oxidantes en el sitio de la operaciones metalúrgicas, y el cianuro (así como la mayoría de los metales) tiene que ser eliminado de la solución a niveles muy

bajos, antes de ser depositados en embalses o tranques de relaves o cualquier otra instalación de almacenamiento de este tipo. (Fleming, 2010). En vista del panorama expuesto anteriormente se sugiere que la Empresa evalúe el proceso que se adapta a sus necesidades para la gestión adecuada; el método más común para el tratamiento de cianuro libre es la cloración alcalina, pero produce intermediarios dañinos, por ejemplo, cloruro de cianógeno, que junto al lodo residual, crean nuevos problemas ambientales (Adhoum y Monser, 2002) op. cit. Ramos Avilez, (2012). La eliminación de cianuro de aguas residuales por adsorción ha recibido mucha atención. El carbón activado es el adsorbente más utilizado y actúa como catalizador para la oxidación del cianuro (Behnamfard y Salarirad, 2009) op. cit. Ramos Avilez, (2012).

Otros de los procesos comúnmente empleados son las neutralización con peróxido de hidrógeno, para concentraciones de cianuro mayores a 1000 mg/L con consumos de 5 a 6,5 gramos de peróxido de hidrógeno por gramos de cianuro a un pH de 10 a 11. Para concentraciones de cianuro menores de 1000 mg/L los consumos de peróxido de hidrógeno, así como los tiempos de retención para completar la reacción, aumentan considerablemente lo que repercute en el ámbito económico. (Pacheco , Vera, Alfonso, y Bozán, 2004)

Se emplean adicionalmente procesos biológicos, adsorción por carbón activado, acomplejamiento con sulfato ferroso, proceso INCO, entre otros pero algunas empresas optan por neutralizar los residuos mineros de tipo relave, aplicando procesos de oxidación con dióxido de azufre, aire y catalizadores de cobre, proceso conocido como INCO, el cual tiene un costo en dólares estadounidenses (moneda oficial de Estados Unidos) de 6,7 U\$D/m³ según Campos y De la Torre, (2015) dentro de las ventajas de aplicación de este método se encuentra el bajo costo de reactivos, el proceso es más selectivo que la cloración alcalina y el peróxido de hidrógeno para complejos del cianuro, se pueden usar sales de sulfito tales como metabisulfito de sodio o sulfito de sodio, el ferrocianuro se precipita

como un complejo de ferrocianuro, se pueden oxidar los complejos del cianuro con facilidad. Dentro de las desventajas Bastante difícil de operar, requiere cobre en solución como catalizador (mayor a 30 mg / L de cobre), tiende a dejar algo de cobre residual en solución, requiere un mayor tiempo de retención que la cloración alcalina y el peróxido de hidrógeno, requiere muy buena dispersión de aire y gas SO₂ (mezcla vigorosa), el cianato se hidroliza a amoníaco indeseable, el ferrocianuro no se destruye, pero precipita como un complejo de ferrocianuro de metal base, el precipitado puede redisolverse a pH básico (pH mayor a 9) y liberar ferrocianuro nuevamente en solución, el cobre puede redisolverse en ambientes con alto contenido de cloruro. (SGS., s.f.), Algunas empresas optan por aplicar este proceso debido a su eficiencia y bajo costo para posteriormente completarlos con métodos más costosos como la neutralización con peróxido de hidrógeno, debido a que no siempre es requerido, se precisa del control adecuado.

5.6.3 Tecnología de filtrado de residuos mineros de tipo relave

Existen diferentes tecnologías para el espesado y filtrado de residuos mineros de tipo relave, según la información documentada, la Empresa aplica un tipo de separación sólido-líquido, pero no se tiene certeza al respecto y en caso de serlo se sospecha que podría ser la tecnología de relaves espesados, o relaves en pasta. Según Huaña Gonzalez, (2015) se diferencian entre sí por las siguientes características:

- Relaves en pulpa: son relaves propiamente dicho a los cuales se les remueve una parte del agua, mediante el uso de espesadores convencionales para obtener una concentración de solidos con valores de 30 a 65 %.
- Relaves espesados: son relaves a los cuales se les remueve gran parte del agua, mediante el uso de espesadores de alta compresión para obtener una concentración de solidos con valores 65 a 75 %.
- Relaves en pasta: se refiere a la pulpa con un alto porcentaje de sólidos entre 75 a 85 % y que presenta una medida del asentamiento puede ser obtenida por espesamiento de pulpas diluidas (bajo porcentaje de solidos) o por la

combinación de una concentración de sólidos filtrados (relave filtrado) más agua.

- Relaves filtrados: es una operación, en la que una mezcla heterogénea de un fluido y de las partículas de un sólido se separa en sus componentes, gracias a la introducción de un medio filtrante (filtros, banda, presión, disco) que permite el paso del fluido, pero retiene las partículas de sólido, que están en una concentración de 85 % a más de sólidos. En la Figura 42 se señalan las distintas técnicas.

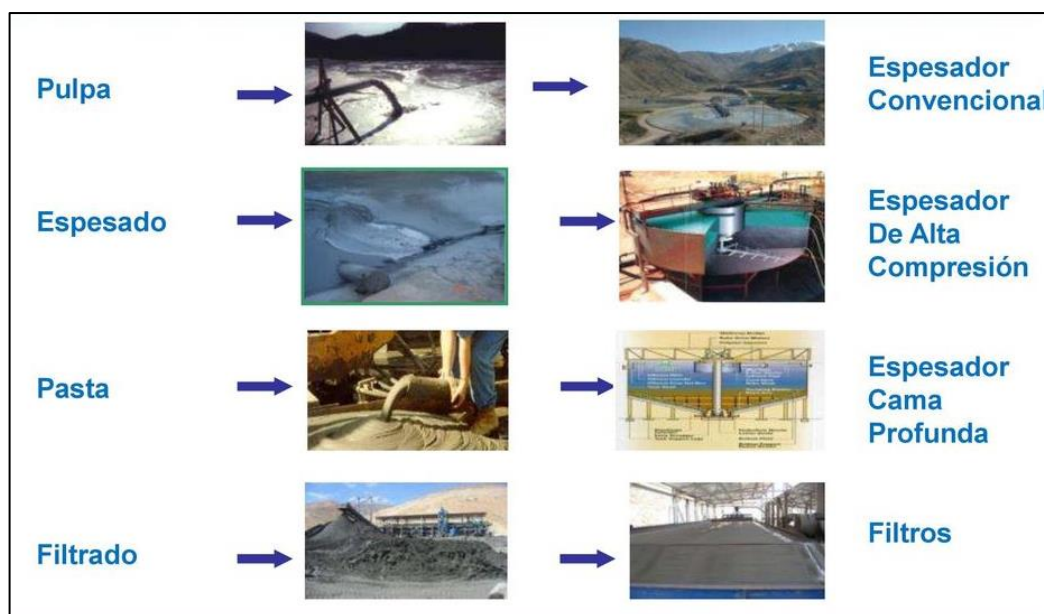


Figura 42. Tecnologías de espesado y filtrado de relaves. Fuente: (Lara, 2013)

Las técnicas de filtrado, aplicadas a residuos mineros de tipo relave incrementan la recuperación del líquido que contienen y generan un residuo casi seco con un contenido de 85 % más de sólidos, por tal motivo, el producto del resultado de la técnica de filtración puede disponerse de una mejor forma, de manera controlada previniendo, infiltraciones, percolación, derrames, fenómenos de trasgresión o desbordamiento continuo en épocas de lluvia. Según Huaña Gonzalez, (2015) la decisión a favor de una disposición seca de los relaves involucra inversiones adicionales en equipos, pero tiene ventajas en el largo plazo:

- Eliminación del riesgo de licuefacción de los materiales del depósito de residuos mineros.
- Eliminación de la percolación.
- Facilidad de control del escape de agua.
- No hay riesgo de pérdida del embalse por erosión.
- Se eliminan los costos por muros.
- Se puede depositar mayor cantidad de material en una menor área

En el caso de estudio, la Empresa cuenta con dos lagunas sobre las cuales se debe realizar una evaluación sobre la cantidad de volúmenes de residuos mineros de tipo relave, para cuantificar el estado físico de los mismos, es decir, que porcentaje se encuentra en condición de pulpa, debido que son grandes cantidades que han sido depositadas en las lagunas desde el inicio de operaciones de la empresa, sin embargo, más allá de los residuos dispuestos en las lagunas, también se debe pensar en las cantidades de residuos mineros que se producirán durante el tiempo de vida útil de la mina. En la Figura 43 se describe la clasificación de las técnicas empleadas para el proceso de filtración.

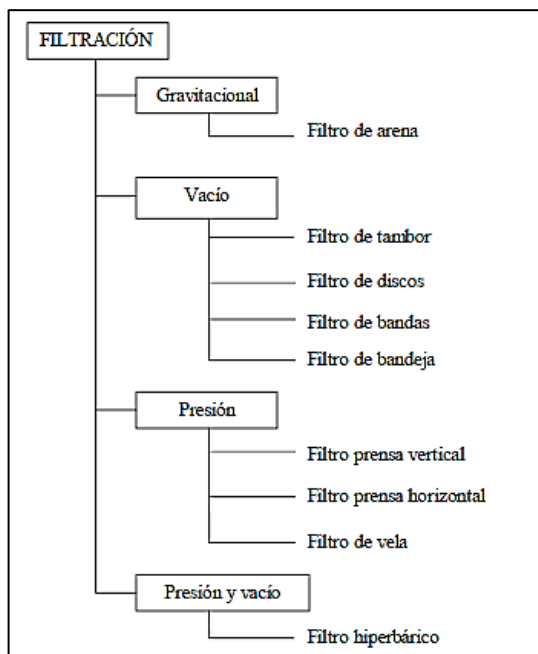


Figura 43. Equipos utilizados para filtración en minería. Fuente: (Concha, 2011)

Dentro del abanico de alternativas para el proceso de filtración, se consideran las mejores alternativas los filtros de vacío de tipo bandas, y los filtros de presión. Para Concha, (2011), los filtros de presión resultan más costosos que los filtros de vacío, sin embargo son más eficientes en el proceso en cuanto al porcentaje de líquido que se logra extraer brindando entre un 80 a 87 % de sólidos. El filtro prensa es conocido principalmente para filtración de productos químicos o de concentrados. El ciclo de filtrado requiere que las cámaras de presión sean llenadas y vaciadas. Esto significa que el tiempo dedicado efectivamente a la filtración es sólo una fracción del ciclo total. Por esta razón, estos filtros tienen una capacidad relativamente pequeña, como resultado de esto, los costos de capital y operacionales por tonelada suelen ser altos, pero la humedad obtenida es baja. Por otra parte los filtros de vacío de tipo bandas ofrecen un 75 a 83 % con los filtros de vacío, la planta Coipa de la Compañía Minera de Oro de Chile, aplica esta tecnología y como se observa en la Tabla 29 el costo de operación es pagado por la recuperación del cianuro.

Tabla 29. Operaciones de gestión de relaves en La Coipa.

Operación	Residuo de la lixiviación del oro
Tipo de relaves	Filtración de relaves
Relave de filtración	21 % de humedad
Costo de la operación	Pagado por la recuperación del cianuro
Requerimiento de agua de la planta	0,27 m ³ /t

Fuente: (Concha, 2011)

El filtro de banda ofrece una eficiencia de lavado máxima con un uso mínimo de agua, logra 60 % de mayor eficiencia de lavado que los espesadores de decantación en contracorriente, los que requieren grandes cantidades de agua para lavar por dilución. Con un área de lavado horizontal plana, que es ideal para este propósito, los filtros de banda también logran una eficiencia de lavado superior a los filtros de tambor y discos, que tienen superficies curvadas y verticales respectivamente. (Concha, 2011)

En la Tabla 30 se presenta una tabla comparativa de los costos de los sistemas de filtrado considerados, se puede observar dentro de las ventajas que el porcentaje de sólidos es mayor cuando se trata de los filtros de presión, al igual que la eficiencia de compactación, pero los filtros de vacío de tipo bandas, ofrecen de igual forma buenos porcentajes de sólidos y menor costo de inversión, en función de costos los filtros de presión se reflejan más costosos que los filtros de vacío.

Tabla 30. Comparativo de costos en sistemas de filtrado.

Equipos	% S	Inversión	EC	CO/t	C8años
Filtros de vacío	75-83	900.000	Después de 10 días	0,395	2.900.000
Filtros de presión	80-87	2.000.000	Después de 2 días	0,913	6.800.000

El % S se refiere al porcentaje de sólidos en peso, EC se refiere a la eficiencia de compactación, CO/t se refiere a los costos operativos por tonelada, C8años indica los costos a los 8 años, tanto los costos como la inversión se encuentran en dólares estadounidenses (moneda oficial de Estados Unidos) USD. Fuente: Concha, (2011) modificado por los autores.

La técnica a emplear está clara, se considera prudente el uso del método de filtración, la decisión entre los filtros de vacío y los filtros de prensa involucra directamente a los especialistas en mantenimiento, quienes podrían vislumbrar cuales equipos presentan

menos problemas mecánicos en el futuro sin disminuir la eficiencia operativa, pero ambos equipos se encuentran aptos para el propósito que se requiere. En la Figura 44 se puede visualizar un cuadro comparativo de algunas minas y la tecnología utilizada para la gestión de residuos mineros de tipo relave.

Mina	Ubicación	Año Inicio Operación	Mineral	Relave (tpd)	Tecnología
Operaciones					
Alcoa	Australia	s/i	Alumina	35.500	s/i
Chingola	Zambia	s/i	Cobre	24.000	Banda
La Coipa	Chile	1998	Oro y plata	16.000	Banda
Vaal Reef	Sudáfrica	s/i	Oro y uranio	10.000	s/i
Randfontein estates	Sudáfrica	s/i	Oro y uranio	10.000	s/i
Lihir Island	Papua Nueva Gu	s/i	Oro	7.500 (est)	s/i
El Sauzal	Chihuahua, Méxi	s/i	Plata y oro	5.300	Banda
Gecamines	Zaire	s/i	Cobre	5.000	s/i
Nabalco	Australia	s/i	Alumina	5.000	s/i
Mantos Blancos	Chile	s/i	Cobre	4.000	Banda
Alamo Dorado	Sonora, México	s/i	Plata y oro	3.500	Banda
Pogo	Alaska, EEUU	s/i	Oro	2.500	Prensa
Raglan	Quebec, Canadá	s/i	Plomo/Zinc	2.000	Prensa
Greens Creek	Alaska, EEUU	s/i	Oro, plata y z	1.500	Prensa
Eskay creek	BC, Canadá	s/i	Cobre	300	s/i
Nixon Fork	Alaska, EEUU	s/i	Oro	150	Tambor
El Peñón	Chile	s/i	Oro y plata	2.600	Banda
La Florida	Chile	s/i	Oro	2.700	Banda
Karara	Australia	2011	Hierro	22.000	Prensa
Pinos Altos	México	2009	Oro	4.000	Prensa
El Dorado	Turquía	2010	Oro	1.440	Prensa
Mach Mining	EEUU	2009	Carbón	8.400	Prensa
Mt Thorley	Australia	s/i	Carbón	s/i	Banda
South Bulli	Australia	s/i	Carbón	s/i	Banda
Bengalla	Australia	s/i	Carbón	s/i	Banda
San Rafael	Guatemala	s/i	Zinc y Plomo	3.500	Prensa
La Encantada	México	s/i	Oro y plata	5.000	Prensa
Real del Monte	México	s/i	Oro y plata	2.500	Prensa
El Toro	México	2012	Oro y plata	4.000	Prensa
Guanacevi	México	s/i	plata	1.000	Prensa
Media Luna	México	2013	Oro y plata	14.000	Prensa
Bariq Mining	Arabia Saudita	2010	Cobre	4.707	Prensa
En Montaje					
Cripple Creek	EEUU		Oro	5.320	Prensa
Eleanore	Canadá		Oro	6.720	Prensa
Proyectos					
Rosemont	EEUU		Cobre	75.000	Prensa
El Morro	Chile		Oro y cobre	112.000	Prensa
Metates	México		Oro y plata	120.000	Prensa

Figura 44. Principales operaciones mineras de relaves filtrados en el mundo.

Fuente: (Capone Barraza, 2016)

Según las tasas de crecimiento estimadas de los volúmenes de residuos documentados en la Tabla 27, la tasa promedio anual estimada de alrededor de 124.957,96 m³ dividida entre 12 meses, arrojará un valor mensual de 10.413,16 m³ y un valor diario estimando una jornada laboral de cinco días a la semana de 520,66 m³ lo que equivale a 1.468,26

toneladas de residuos diario, por lo tanto se sugiere una capacidad mínima operativa de 2.000 toneladas por día para gestionar los residuos mineros de tipo relave que son generados, con una eficiencia mínima teórica de 73,41 % para cumplir con la gestión de 1.468,26 toneladas por día, o una capacidad mayor de 3.000 toneladas por día con una eficiencia mínima teórica de 48,94 % para cumplir con la gestión, el complemento del remanente dependerá del porcentaje de pulpa que aún se encuentre en las lagunas. Alternativamente se propone una zona para depositar temporalmente los residuos mineros debido a que estos presentan una característica contaminante y el confinamiento de los mismos forma parte esencial del plan de gestión.

5.6.4 Simulación de alternativas de disposición temporal

Se tomaron en consideración los siguientes aspectos que fueron hallados en la información disponible, y una de las alternativas que se propone surge como resultado de estas apreciaciones.

1. Para el año 1999 se esperaba que la laguna de colas I llegara al límite de su capacidad, por lo tanto, para el año 1997 se comenzó la construcción de la laguna de colas II.
2. En el año 2011 la laguna de colas II se encontraba al 85 % de su capacidad, se estima que para las condiciones actuales, esta haya alcanzado el total de su capacidad.
3. La laguna de colas II presenta problemas de diseño debido a que presenta constantes inundaciones por una mala planificación en la gestión integral de aguas superficiales, por lo tanto, se presentan inundaciones, las cuales han causado afectaciones ambientales y económicas para la empresa debido a que se ha requerido la inversión en planes de emergencia para estas contingencias.
4. El dique diseñado al norte de la laguna de colas II se encuentra muy cercano a los habitantes de caseríos circundantes, razón por la cual la Empresa se ha visto en la necesidad de invertir en planes de emergencia.

5. Se planificaba una segunda etapa para el dique de la laguna de colas II, es decir, incrementar la altura del dique, para albergar una mayor cantidad de residuos mineros, pero por la cercanía a los caseríos, una mayor altura del dique representa un mayor riesgo de colapso del mismo, y aunado a las emergencias producidas por la escorrentía superficial, no se considera una propuesta viable.
6. Los resultados en la segunda etapa de este estudio colocaron en evidencia la característica particular de estos residuos mineros valorizables, con un contenido de cianuro libre que supera los niveles ambientales permitidos por la legislación venezolana e internacional vigente.
7. No se menciona la documentación consultada alguna medida de impermeabilización de las zonas diseñadas para albergar estos residuos, por lo tanto, se presume un posible riesgo contaminante de infiltración.

En función de estas observaciones se tomó como prioridad, el estudio de una zona donde se pudieran depositar los futuros residuos mineros, tomando en consideración la generación a largo plazo de la menor afectación ambiental posible. En función de las cercanías de las plantas y del área disponible según los planos topográficos consultados de la zona de estudio, las posibles zonas para depósitos de residuos mineros son reducidas en las adyacencias por razones de espacio para tal propósito.

Se seleccionó como alternativa para la disposición temporal, la técnica empleada por empresas mineras en países aledaños como Perú, Chile, Ecuador, para el depósito del remanente del proceso de beneficio mineral, esta técnica prioriza en el confinamiento de los residuos mineros minimizando los índices de posible percolación hacia el subsuelo, la técnica consiste en crear una cordillera impermeable de arcilla, que posteriormente es respaldada por materiales más permeables como arenas limosas. Esta técnica puede visualizarse en la publicación de Rhon Dávila y Sánchez Mendieta, (2013), que fue aplicada para el diseño de del depósito de residuos mineros COMIMACH (Machala, Ecuador).

Es pertinente resaltar que para el desarrollo de este tipo de obras, son necesarios diversos estudios específicos como los que se pueden observar en la Tabla 31, sin embargo esta investigación presenta resultados referenciales condicionados por factores económicos y de disponibilidad de información detallada, por lo tanto, se realiza el estudio con la información disponible para la simulación de la estrategia de diseño y de las consideraciones en función de los datos obtenidos.

Tabla 31. Estudios geológico-geotécnicos para muros de tierra de residuos mineros

Fase de estudio	Tipo de investigación <i>in situ</i>	MM sueltos
Estudios previos y de factibilidad	Mapas geológicos regionales	Necesario
	Fotointerpretación e imágenes de satélite	Necesario
	Reconocimientos geológicos de superficie y Cartografía geológico-geotécnica preliminar	Necesario
Anteproyecto	Cartografía geológico-geotécnica de detalle escalas entre (1:2000 a 1:1000)	Necesario
	Datos hidrogeológicos y ensayos de permeabilidad	Necesario
	Sísmica de refracción y sondeos eléctricos verticales	Necesario
	Sondeos geotécnicos	Necesario
	Instalación de piezómetros	Necesario
	Ensayos en el interior de sondeos (<i>downhole</i> y <i>dilatómetros</i>)	Opcional
	Ensayos de materiales	Necesario
Proyecto	Cartografía geotécnica complementaria	Opcional
	Sondeos geotécnicos complementarios	Opcional
Construcción	Cartografía geotécnica de las excavaciones y cimentaciones	Necesario
	Ensayos <i>in situ</i> de verificación de tratamientos	Necesario
	Ensayos de control de materiales	Necesario

MM sueltos: Muro de materiales sueltos. Fuente: Elaboración propia tomando información de González de Vallejo, (2002).

Es propicio destacar que estos estudios también podrían contribuir a los planes de cierre de mina de la Empresa para el cierre progresivo de las áreas de disposición.

5.6.4.1 Parámetros de ubicación estratégica tomados en cuenta para la simulación

Principalmente se debe tomar en consideración que la zona escogida se encuentre dentro de la concesión minera otorgada a la Empresa C.V.G. Minerven, en segundo lugar se realizó una evaluación de la topografía de la zona de estudio en donde se observó a nivel de altimetría y a nivel satelital la posible ubicación favorable del depósito de residuos mineros valorizables. Dentro de los parámetros de ubicación favorable según Bastidas, (2018) el pozo principal por el cual se traslada el *skip* tiene una excavación de 479 m de profundidad y su collar se ubica a 187,4 m sobre el nivel del mar, también hace mención de que el nivel freático de la mina se encuentra aproximadamente cercano al nivel 1, es decir aproximadamente a 134 m de profundidad respecto a la superficie como se aprecia en la Figura 45, cercano al sumidero 1.

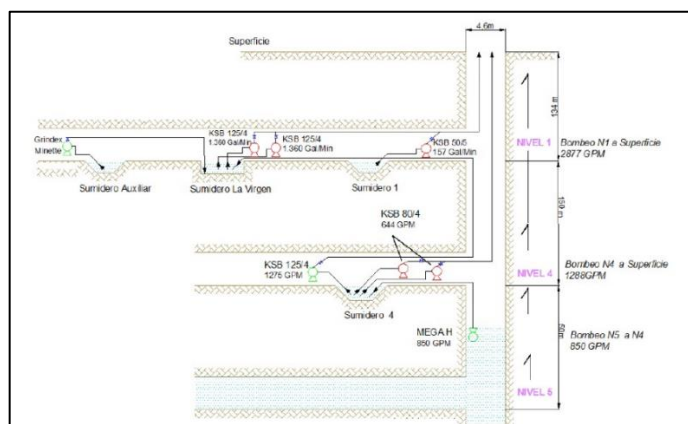


Figura 45. Estimación del nivel freático. Fuente: (Bastidas, 2018)

Por lo tanto $187,4 \text{ m} - 134 \text{ m} = 53,4 \text{ m}$, la cota o elevación sobre el nivel de la mar estimada del nivel freático ronda los 53,4 m de altitud y se encuentra que la cota más baja sea superior al nivel freático para permitir la ubicación prevista, también se considera que la altimetría favorezca el confinamiento en casos de desbordamiento, y finalmente que no

se interfiera con las nacientes o cursos de agua natural, debido a que la modificación de cursos de agua natural no es permitida por la legislación vigente.

Se escogió como posible ubicación la zona que se delimita en la Figura 46 siguiendo los lineamientos anteriormente mencionados, dentro de las ventajas de esta ubicación se puede mencionar que no se observaron nacientes, o cursos de agua natural en la zona, se encuentra cercana a la laguna de colas I, por lo cual en caso de desbordamiento la afectación ambiental resultaría inferior debido a que los residuos mineros de tipo relaves serían recibidos por la zona de la laguna de colas I. Otro de los aspectos que fueron tomados en cuenta es que la posible ubicación se encuentra dentro de las zonas de afectación de ambas lagunas de colas, por lo tanto se asume como premisa que existe una barrera geológica con una permeabilidad 1×10^{-9} con un espesor adecuado de por lo menos 5 metros para disponer residuos mineros con un posible potencial contaminante, como lo establece Huillcañahui T., (2007).

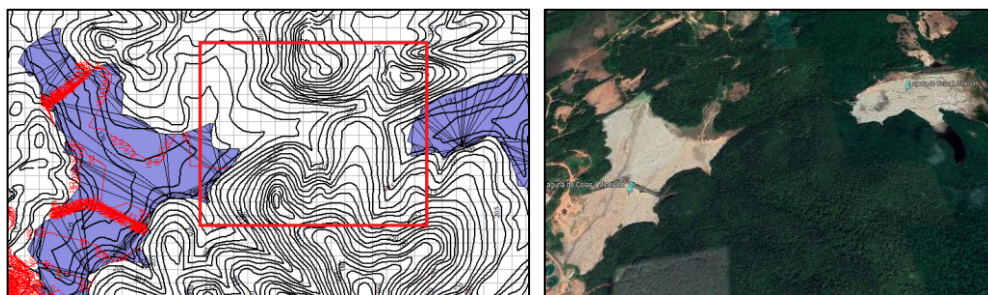


Figura 46. Posible ubicación de la Depósito de residuos mineros. Fuente: Elaboración propia.

5.6.4.2 Simulación geométrica del volumen y terraplen de coronación

Una vez seleccionada la zona considera como ideal para el almacenamiento temporal de los residuos mineros se emplea el *software* minero *RecMin V. 6,05* para diseñar la geometría del depósito evaluando la altimetría del terreno para estimar la cantidad de volumen que este podría almacenar. En la Figura 47 se muetsra el procesimiento de estimación de volúmenes máximos de almacenamiento en la zona seleccionada, al mismo

tiempo se seleccionaron las zonas de coronación para el diseño de la cordillera, y se estimó el material de corte.

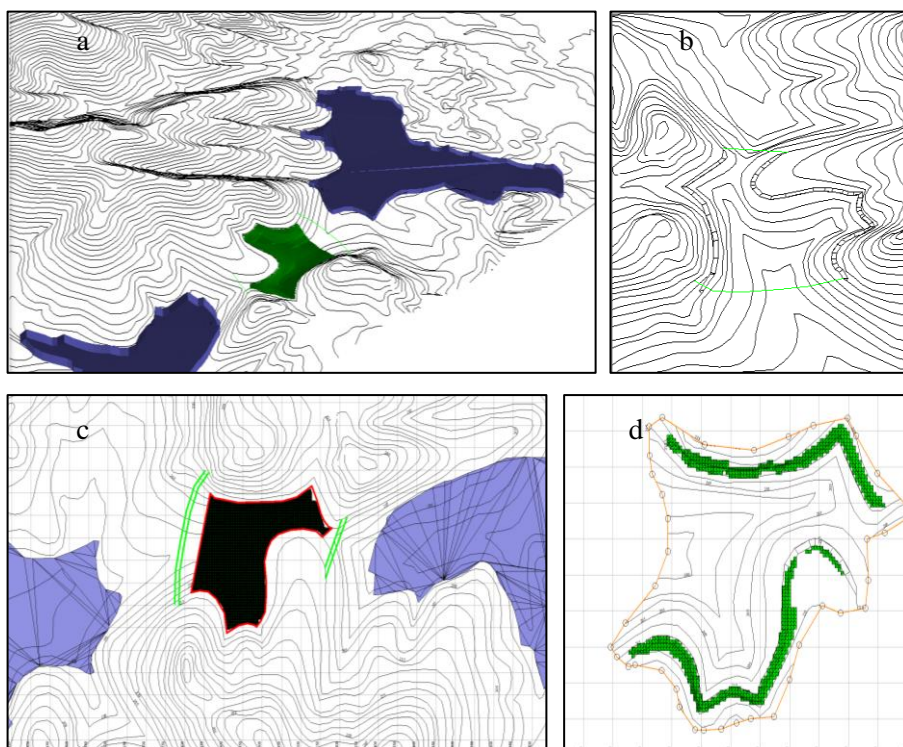


Figura 47. Evaluación altimétrica y estimación de volúmenes. Fuente: Elaboración propia.

En la Figura 47 se puede observar una vista panorámica de la ubicación de la etapa de planificación del depósito en la zona “a”, la zona mallada observada, en la parte inferior “c”, se estimó el área de almacenamiento en $54.638,3 \text{ m}^2$, generando un volumen óptimo de almacenamiento de $570.675,60 \text{ m}^3$ utilizando como referencia un nivel normal del diseño del muro de tierra de 20 metros Posteriormente se diseñó el terraplén de coronación de 10 m, y se estimó un volumen de material para corte de $21.832,90 \text{ m}^3$ como se puede observar en la Figura 45 en la zona inferior “d”, al igual que el terraplén de coronación y operatividad de 10 m que fue diseñado se indica en la zona “b”.

5.6.4.3 Simulación geométrica del muro de tierra

Se diseñó un muro de tierra de constitución heterogénea para contener los residuos mineros, no se consideraron factores de flujo de sedimentos, al igual que no contempla aportes de cursos de agua como en los casos de embalses de agua. El nivel normal del muro se estableció en 20 metros, debido a que este fue el parámetro previsto en la planificación en función de la altimetría de la zona estudiada para el volumen de residuos mineros después de las simulaciones realizadas, según Bolinaga I., (s.f.) en Venezuela el diseño del borde libre en obras de embalse oscila alrededor de 2,5 y 3 m, como en este estudio no se trata de un embalse y por lo tanto no contempla marea ni oleaje se tomó como borde libre una altura de 5 m, para prevenir posibles asentamientos y otorgar una brecha de almacenamiento provisoria; según Bolinaga I., (s.f.) los asentamientos a largo plazo oscilan entre 0,2 % y 0,4 % de la altura del terraplen, para el diseño de la cresta se tomaron en consideración los criterios establecidos por el USBR (*United States Bureau of Reclamation*), empleando las siguientes ecuaciones:

$$\begin{array}{ll} \text{Ecuación 2: } & a = 5,4\sqrt[3]{H} - 1,5 \\ & a=14,29 \text{ m} \end{array} \qquad \begin{array}{ll} \text{Ecuación 3: } & a = \frac{H}{5} + 3 \\ & a=8 \text{ m} \end{array}$$

H: altura total del muro de tierra.
a: ancho de la cresta.

De igual forma se tomaron en cuenta los criterios de Valdebenito B. y Viveros F., (1998), para la cresta y los taludes, tomando como máximo 10 m en la cresta y seleccionando relaciones 3,5H:1V para el talud externo y 2H:1V para el talud interno. Para definir las dimensiones del núcleo del muro, no existen criterios estrictos, se basan en la experiencia obtenida de muros de tierra anteriores, Bolinaga I., (s.f.) plantea algunos diseños con núcleos delgados con relación de 0,2 H:1V, en la publicación de Rhon Dávila y Sánchez Mendieta, (2013) se hace uso de un núcleo 1H:1V, pero debido a las dimensiones del muro de tierra diseñado los costos se incrementarían, debido a que el material arcilloso según la bibliografía consultada, es una de las partes más costosas del muro; por lo tanto se utilizó un criterio conservador que cumpliera la función deseada,

tomando en cuenta ambos extremos, se escogieron taludes para el núcleo de 1H:2,25V, con una corona de 3 metros para permitir una buena compactación.

Para estimar el ancho y profundidad del dentellon se utilizaron los lineamientos de Bolinaga I., (s.f.) usando como criterio mínimo el 25 % de la altura del muro de tierra para definir el ancho, y la profundidad se estableció en 3 metros para usar la trinchera como exploración del terreno de fundación; para el diseño del dren horizontal se tomó como referencia la simulación de la línea de saturación de un muro homogéneo, posteriormente se realizó la simulación el núcleo impermeable y se escogio la distancia óptima para el descenso de la línea de saturación. En la Figura 48 se describe la geometría del muro de tierra que fue diseñada.

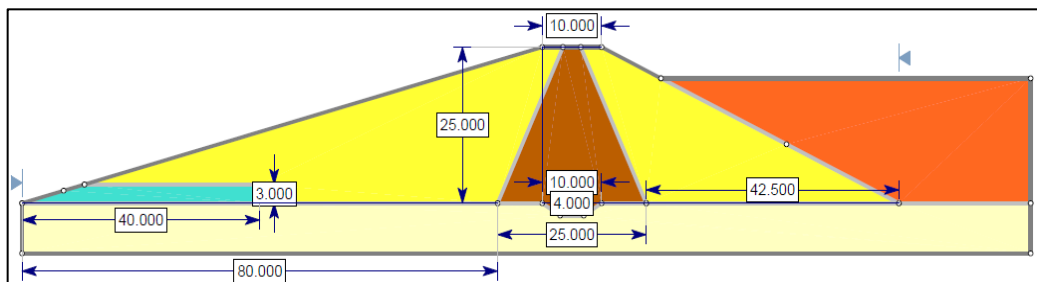


Figura 48. Diseño geométrico del muro de tierra. Fuente: Elaboración propia.

5.6.4.4 Metodología para usada para un pronóstico de estabilidad conceptual

En esta sección se realiza un ejercicio de visualización para estudiar tanto el posible flujo de agua que pudiera infiltrarse en el muro de tierra reduciendo su estabilidad ante fallas usuales de tipo circular y no circular, como el flujo de escorrentía superficial que será captado por el depósito; las zonas de la topografía de auto sostenimiento que benefician el soporte de los residuos mineros de forma natural conllevan por lo general un flujo de escorrentía asociado, a diferencia de las zonas con topografías planas en las que la cordillera de tierra incrementa los costos debido a su longitud y falta de soportes naturales pero atañe menos problemas de escurrimiento, filtraciones y flujos de escorrentía superficial.

Se presenta un pronóstico de estabilidad conceptual para simular la técnica, basados en una selección empírica de materiales escogidos para evaluar el comportamiento de las estructuras dentro del *software Slide V. 6,005*. González., (2002) op. cit. Ordaya Melgarejo., (2017) menciona que, los métodos de equilibrio límite (los más utilizados) analizan el equilibrio de una masa potencialmente inestable, y consisten en comparar las fuerzas tendentes al movimiento con las fuerzas resistentes que se oponen al mismo a lo largo de una determinada superficie de rotura. Ordaya Melgarejo., (2017) también señala que el método de equilibrio límite, fue desarrollado por diferentes autores que con el pasar de los años fueron mejorando su aplicación de fuerzas y momentos en las dovelas, todos estos autores trabajan con el criterio de rotura de Mohr-Coulomb, para así poder obtener un factor de seguridad.

Para llevar a cabo la simulación y visualizar la técnica se tomó como referencia el peso específico para poder estimar el peso unitario de los materiales, si bien se tiene conocimiento de que en el peso unitario intervienen factores como la humedad, saturación, porosidad, entre otros, no se cuenta con datos específicos por lo tanto los datos usados son referenciales del posible material usado, adicionalmente se realizó el ejercicio con las características estimadas del residuo minero como elemento constituyente de los espaldones, en la Tabla 32 se estructuran los componentes del muro de tierra.

Tabla 32. Estimación de datos como posibles componentes del muro de tierra.

Material	1^a	2^b	3^c	4^d
Peso unitario (kN/m ³)	27,64	18,82	22,05	28,42
Cohesión (kN/m ²)	2	8	1	1978
Ángulo de fricción	32	27,5	39	51,84
Permeabilidad K (m/s)	1.10 ⁻⁷	1.10 ⁻¹⁰	1.10 ⁻⁴	1.10 ⁻¹²
Descripción	RM Limo	Arcilla	Arena con grava	Fundación

Datos tomados como referencia de distintas fuentes, RM Limo hace referencia al posible uso de los residuos mineros como componente de los espaldones del muro de tierra, el material color naranja de la Figura 48

contempla las mismas características RM Limo pero con un peso unitario de 40 kN/m^3 para simular la compactación. Fuente: Elaboración propia.

^a Los parámetros de fricción y cohesión, fueron estimados con el *software RocData V 3.013*, para cohesión Ortíz, J.M.R., Serra, J. , Oteo, C. (1986), y para fricción Hough, B.K (1957).

^b Peso unitario tomando como referencia el peso específico de civilgeeks.com Ingeniería y Construcción, (s.f.) en cuanto a los parámetros de fricción y cohesión, fueron estimados con el programa *RocData V 3.013*, para cohesión Ortíz, J.M.R., Serra, J. , Oteo, C. (1986), y para fricción Keystone Retaining Wall Systems, Soil Strength (2000).

^c Peso unitario tomando como referencia el peso específico tomado de civilgeeks.com Ingeniería y Construcción, (s.f.), en cuanto a los parámetros de fricción y cohesión, fueron estimados con el programa *RocData V 3.013*, para cohesión Ortíz, J.M.R., Serra, J. , Oteo, C. (1986) y fricción Hough, B.K (1957).

^d Datos estimados usando información de Márquez M., (2005).

Los datos de permeabilidad se obtuvieron a partir de las tablas de Organización de las Naciones Unidas para la Alimentación y la Agricultura, (s.f.) y los componentes de la Tabla 32 se ilustran en la Figura 49 en donde se señala el tipo de material escogido para la simulación de las estructuras que integran el muro de tierra simulado.

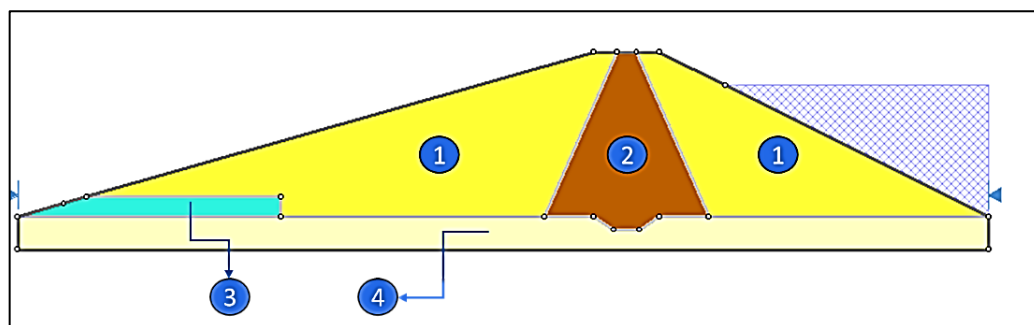


Figura 49. Componentes del muro de tierra. Fuente: Elaboración propia.

- Simulación del depósito de residuos mineros vacío

Según Suarez Diaz, (1998), la cantidad de métodos que se utilizan, los cuales dan resultados diferentes y en ocasiones contradictorios son una muestra de la incertidumbre que caracteriza los análisis de estabilidad. Los métodos más utilizados por los ingenieros geotécnicos en todo el mundo son el simplificado de Bishop y los métodos precisos de Morgenstern, Price y Spencer. Los factores de seguridad determinados con el método de Bishop difieren por aproximadamente el 5 % con respecto a soluciones más precisas,

mientras el método simplificado de Janbu generalmente, subestima el factor de seguridad hasta valores del 30 %, aunque en algunos casos los sobrestima hasta valores del 5 %.

Los métodos que satisfacen en forma más completa el equilibrio son más complejos y requieren de un mejor nivel de comprensión del sistema de análisis. En los métodos más complejos y precisos se presentan con frecuencia problemas numéricos que conducen a valores no realísticos del factor de seguridad, por las razones anteriores se prefieren métodos más sencillos pero más fáciles de manejar como es el método simplificado de Bishop y Spencer. Por este motivo se decide emplear el método de Bishop Simplificado y Spencer para las verificaciones posteriores, para estudiar las superficies de falla de tipo no circular más usuales se utilizó como referencia las sugerencias de Bolinaga I., (s.f.).

Talud interno

Se estudio la estabilidad del talud interno del muro de tierra evaluando los métodos de Bishop Simplificado y Spencer respectivamente. Para fallas de tipo circular por el método de Bishop se obtuvo un factor de seguridad de 1,378 y por el método de Spencer 1,377 como se puede observar en la Figura 50 en el área "a" y "b" respectivamente.

Para la primera superficie de falla no circular evaluada, se obtuvo un factor de seguridad por el método de Bishop simplificado de 1,998, por el método de Spencer se obtuvo 2,139 los resultados se indican en la Figura 50 en los elementos "c" y "d".

Para la segunda superficie de falla no circular se obtuvo un factor de seguridad por el método de Bishop Simplificado de 1,688 y por el método de Spencer 2,318 como se puede visualizar en la Figura 50 en la zona "e" y "f".

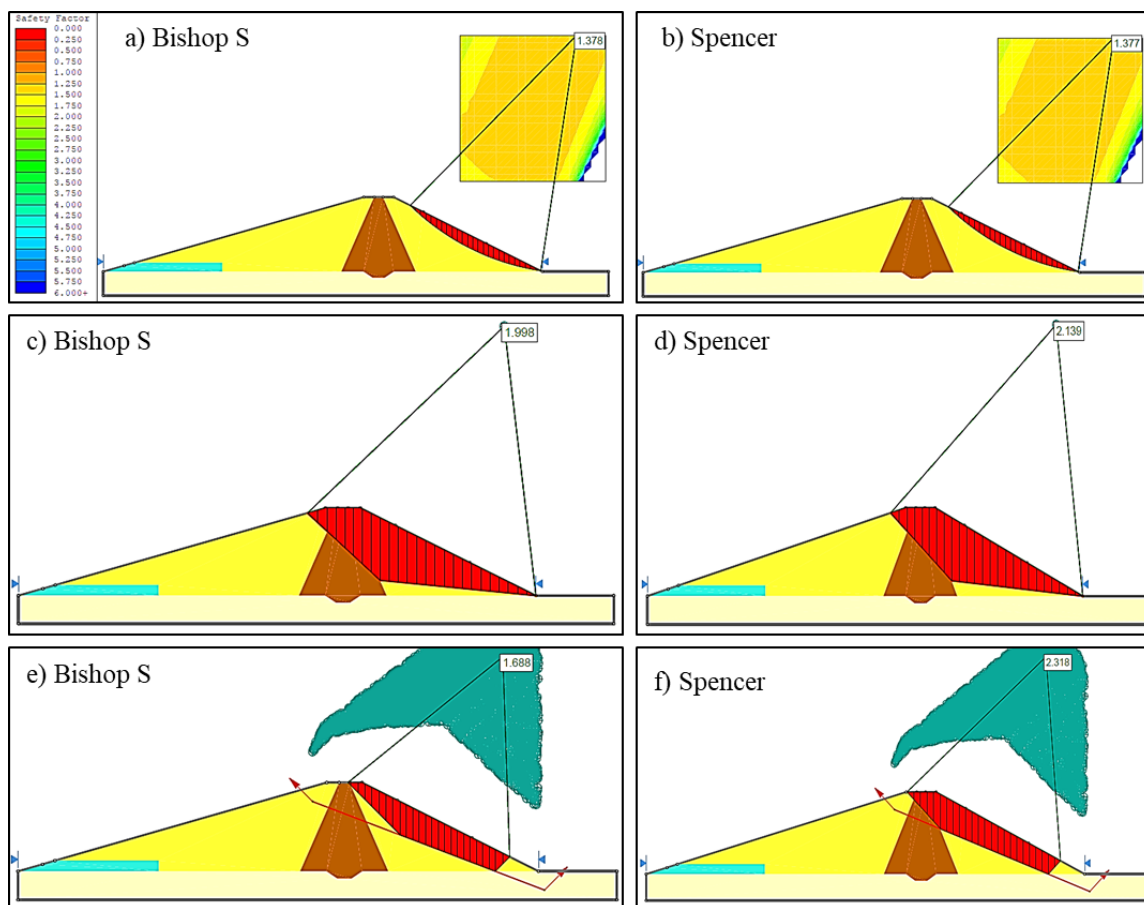


Figura 50. Pronóstico de estabilidad del depósito vacío, talud interno. Fuente: Elaboración propia.

Talud externo

Para fallas de tipo circular por el método de Bishop se obtuvo un factor de seguridad de 2,364 al igual que por el método de Spencer como se puede observar en la Figura 51 en el área "a" y "b" respectivamente.

Para la primera superficie de falla no circular evaluada, se obtuvo un factor de seguridad por el método de Bishop simplificado de 3,332 por el método de Spencer se obtuvo 3,510 los resultados se presentan en la Figura 51 en los elementos "c" y "d".

Para la segunda superficie de falla no circular se obtuvo un factor de seguridad por el método de Bishop Simplificado de 18,528 y por el método de Spencer 25,104 como se indica en la Figura 51 en la zona “e” y “f”.

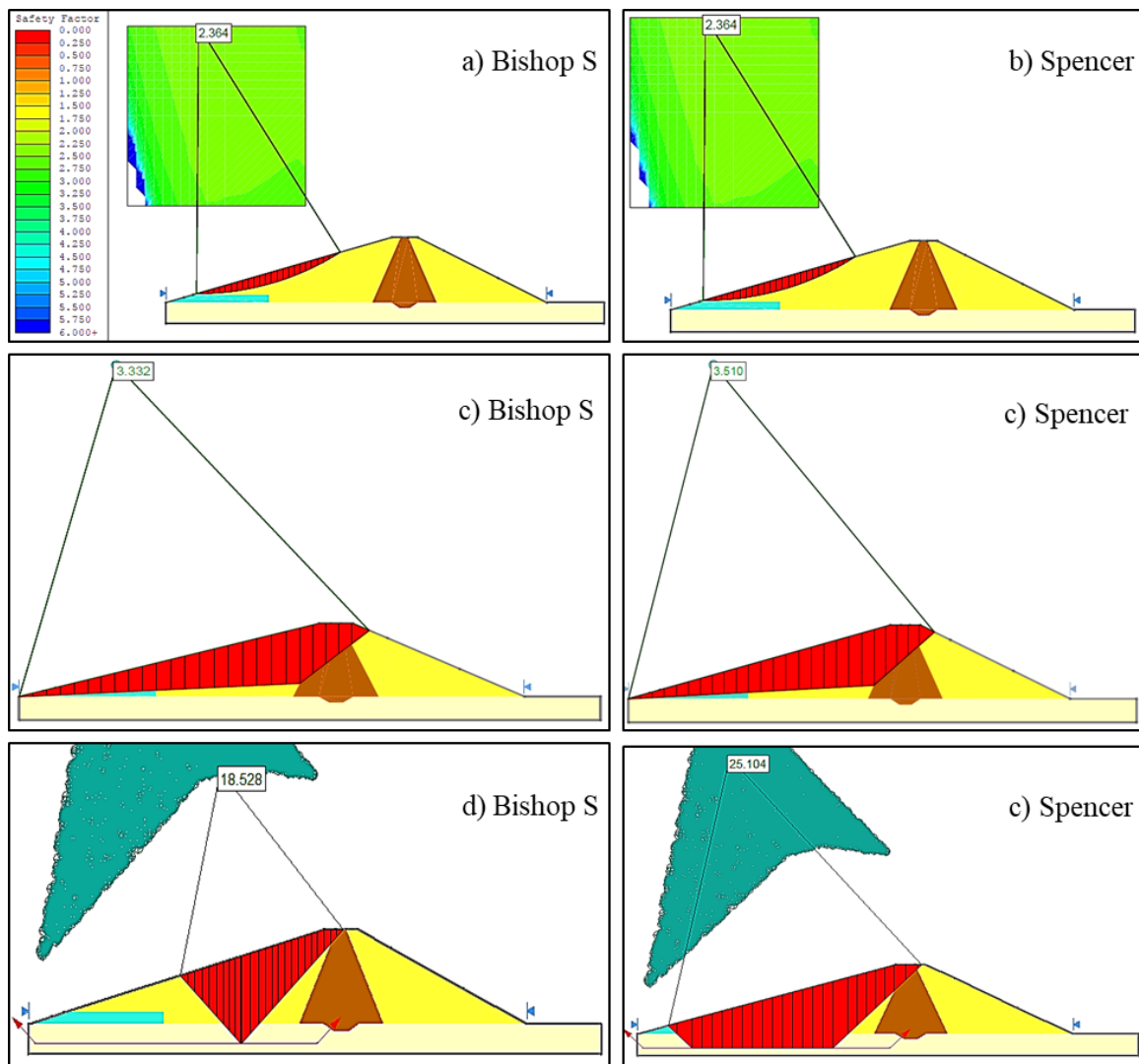


Figura 51. Pronóstico de estabilidad del muro de tierra, talud externo. Fuente: Elaboración propia.

- Simulación del depósito de residuos mineros lleno

Se simuló una superficie freática utilizando el modo de agua subterránea por el método de elementos finitos dentro del *software Slide V. 6,005* para observar la estabilidad de las estructuras diseñadas y adicionalmente se simularon los residuos mineros con cierto grado de compactación con un peso unitario de 40 kN/m^3 los cuales son representados en color naranja y se pueden observar en la Figura 52.

Talud externo

Posteriormente se realizó el análisis siguiendo la metodología previa para el estudio del comportamiento de los taludes, pero en esta oportunidad con el depósito de residuos mineros lleno en la Figura 52 se puede visualizar el pronóstico de estabilidad del talud externo del muro de tierra con el depósito de residuos mineros en condiciones de llenado.

Para falla de tipo circular se obtuvo un factor de seguridad por el método de Bishop Simplificado de 2,364 al igual que por el método de Spencer como se puede observar en la Figura tanto en el caos “a” como en el “b”.

Para fallas de tipo no circular se obtuvo para la primera superficie un factor de seguridad por el método de Bishop Simplificado de 18,515 y por el método de Spencer 25,093 se puede observar en la Figura tanto en el caos “c” como en el “d”.

Para la segunda superficie de falla no circular se obtuvo un factor de seguridad por el método de Bishop simplificado de 3,253, y por el método de Spencer 3,495 se puede observar en la Figura tanto en el caso “e” como en el “f”.

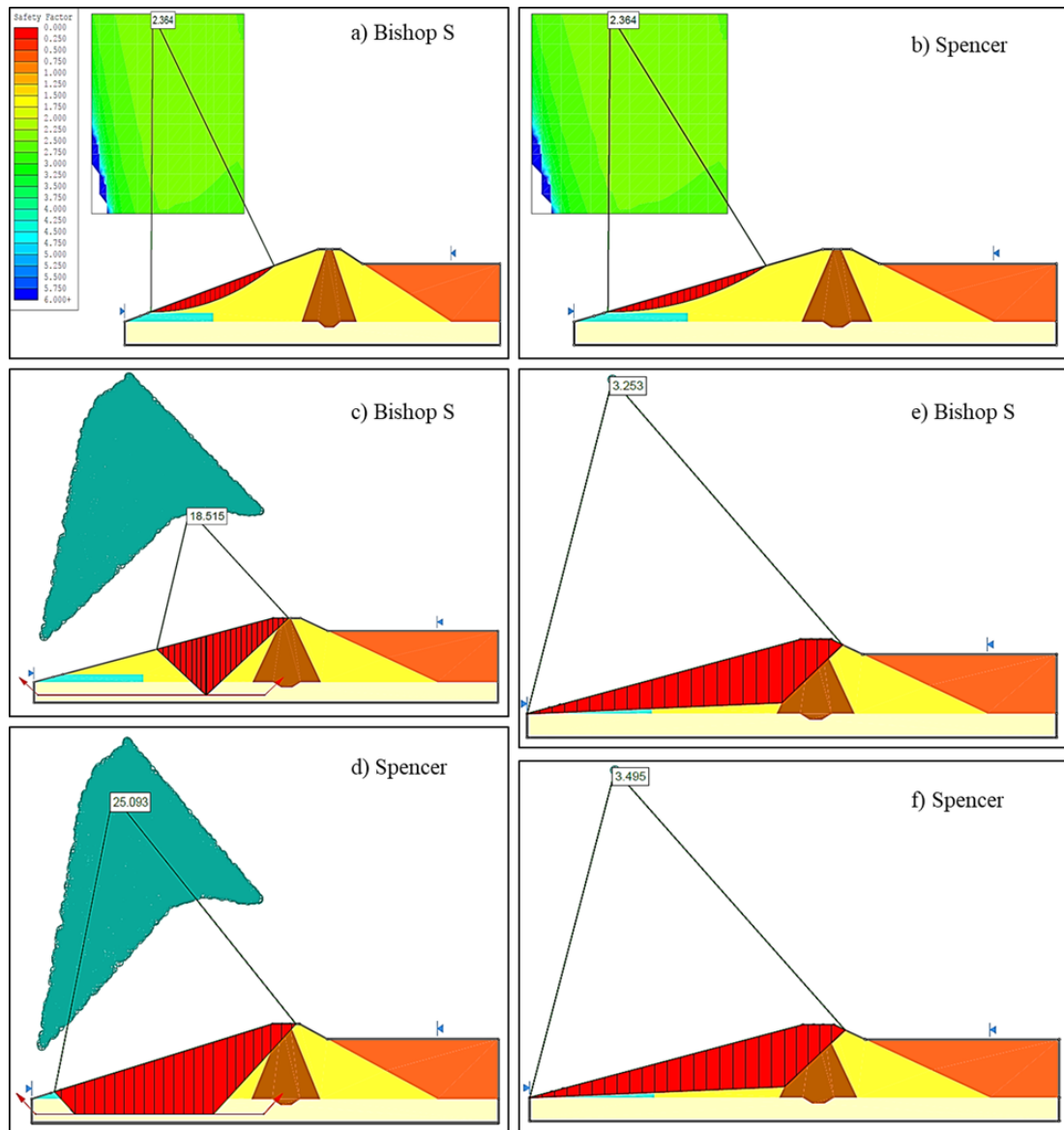


Figura 52. Pronóstico de estabilidad del talud externo lleno. Fuente: Elaboración propia.

. Talud interno.

Posteriormente se realizó el análisis siguiendo la metodología previa para el estudio del comportamiento del talud interno.

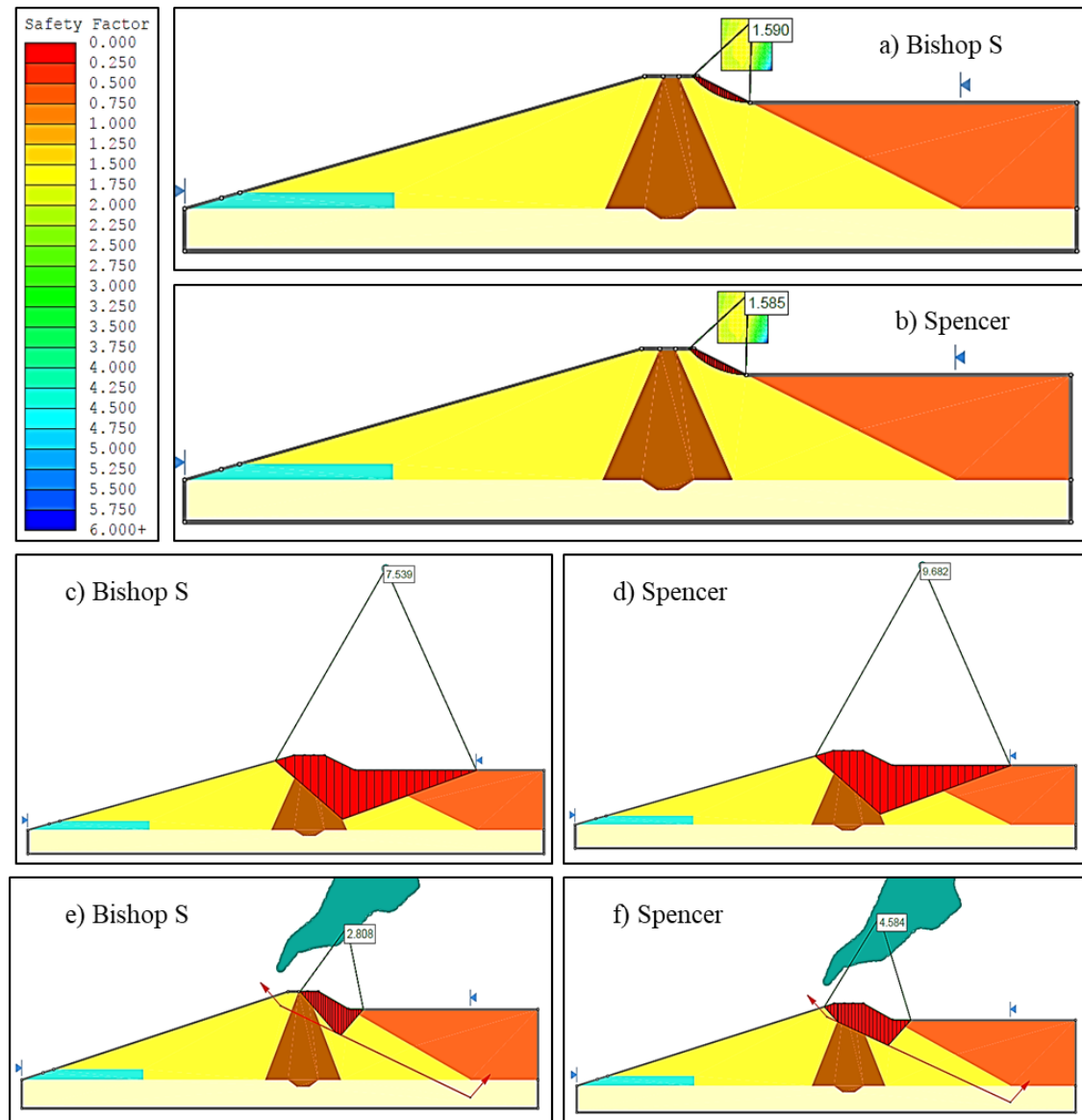


Figura 53. Pronóstico de estabilidad talud interno lleno. Fuente: Elaboración propia.

Para falla de tipo circular se obtuvo un factor de seguridad por el método de Bishop Simplificado de 1,590 y por el método de Spencer 1,585 como se puede observar en la Figura 53 tanto en el caos “a” como en el “b”.

Para fallas de tipo no circular se obtuvo para la primera superficie un factor de seguridad por el método de Bishop Simplificado de 7,539 y por el método de Spencer 9,682 se puede observar en la Figura 53 tanto en el caso “c” como en el “d”.

Para la segunda superficie de falla no circular se obtuvo un factor de seguridad por el método de Bishop simplificado de 2,808, y por el método de Spencer 4,584 se puede observar en la Figura 53 tanto en el caso “e” como en el “f”.

Es prudente resaltar nuevamente que se precisa de estudios posteriores a detalle para poder estimar con mayor grado de certidumbre el comportamiento de los materiales ya que el peso unitario fue estimado como se aclaró anteriormente. Según la Figura 50 en la zona “b” el talud interno vacío es el más afectado por el uso de este tipo de material, en términos generales disminuye el factor de seguridad del muro de tierra, por lo tanto no se descarta su uso, pero no se recomienda la composición de los espaldones con la totalidad del material, lo ideal sería una combinación; Bolinaga I., (s.f) hace referencia sobre la posibilidad de tubificación, la cual es mayor en las arenas finas y en los limos que en las gravas arenosas, menciona que los suelos granulares bien gradados son más resistentes a este tipo de fenómeno, porque tienden a comportarse como un filtro natural, donde los poros de la fracción gruesa, al ser lo suficientemente pequeños, impiden el paso de las partículas más finas de la fracción del suelo.

Posibles infiltraciones al muro de tierra

Empleando el módulo de agua subterránea del *software Slide V. 6,005* se estimó el caudal máximo de infiltración en las estructuras, se piensa que este caudal será inferior al calculado debido a que el depósito se piensa diseñar para la disposición de residuos mineros de tipo relave, es decir con una saturación característica, pero su constitución no es líquida en su totalidad. Se estudió el comportamiento de las líneas equipotenciales, línea de saturación, vectores de flujo, dirección de líneas de flujo y finalmente el caudal máximo que podría infiltrarse por la estructura hacia el dren horizontal diseñado. En la Figura 54 se puede observar el comportamiento de la línea de saturación la cual la cual desciende

radicalmente al travesar el núcleo impermeable de arcilla como fue previsto, para disminuir el caudal de infiltraciones en el talud externo de la estructura, también se indica la trayectoria de los vectores de flujo y el caudal que infiltra, el cual es recibido por la zona de drenaje. Las filtraciones permiten estimar el flujo de agua que fluye a través del muro de tierra, e indica la distribución de presiones ocasionada por el paso de agua, se puede calcular el caudal de las filtraciones a través del suelo por la Ley de Darcy (1856) la cual estipula que la velocidad del agua que percola a través de un medio poroso fino es directamente proporcional al gradiente hidráulico existente en el suelo, sin embargo por su origen empírico esta ecuación no permite hacer análisis de 2D o 3D para el flujo en medio poroso, para ello se emplea la ecuación de Laplace.

$$\text{Ecuación 4: } K_x \frac{\partial^2 h}{\partial x^2} + K_y \frac{\partial^2 h}{\partial y^2} + K_z \frac{\partial^2 h}{\partial z^2} = 0 \quad \text{Ecuación 5: } \frac{\partial^2 h}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 h}{\partial y^2} + \frac{\partial^2 h}{\partial z^2} = 0$$

en donde K_x , K_y y K_z representan la permeabilidad en los diferentes sentidos, h : altura piezométrica y las derivadas parciales expresan la variación del gradiente hidráulico, si el medio es isotrópico las conductividades hidráulicas saturadas en las tres direcciones son iguales. (Reyna y Reyna, 2012).

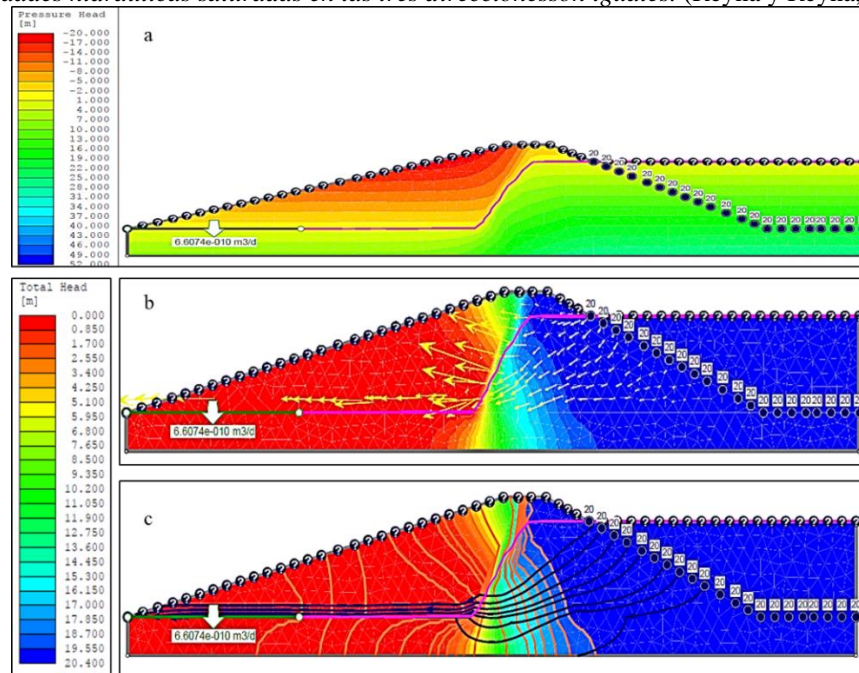


Figura 54. Comportamiento de la línea de saturación y vectores de flujo. Fuente: Elaboración propia.

En la actualidad existen *software* que se encargan de resolver estas ecuaciones definiendo las condiciones de frontera del problema, para regimen permanente y estacionario los mas conocidos son el método de diferencias finitas, y el método de elementos finitos en 1D , 2D o 3D. Tambien Forchheimer propuso una solución gráfica conocida como la malla de flujo para estimar el caudal; se empleó el *software Slide V. 6,005* para determinar a través del método de elementos finitos el caudal de infiltración en la estructura diseñada, el cual se cuantificó en $0,00000000066074 \text{ m}^3/\text{día}$, del mismo modo se puede visualizar en la Figura 54 las líneas equipotenciales y las líneas de flujo que describen la trayectoria del fluido a través de la estructura.

- Simulación de composición alternativa

Se simuló de forma alternativa la composición de los espaldones con arena gruesa compacta para estudiar el comportamiento dentro del *software Slide V. 6,005*, las características de los componentes del muro se encuentran en laTabla 33.

Tabla 33. Composición alternativa del muro de tierra.

Material	1^a	2^b	3^c	4^d
Peso unitario (kN/m ³)	22,05	18,82	22,05	28,42
Cohesión (kN/m ²)	1	8	1	1978
Ángulo de fricción	34	27,5	39	51,84
Permeabilidad K (m/s)	1.10^{-4}	1.10^{-10}	1.10^{-4}	1.10^{-12}
Descripción	Arena gruesa	Arcilla	Arena con grava	Fundación

Datos tomados como referencia de distintas fuentes, el material color naranja de la Figura 56 contempla las mismas características RM Limo pero con un peso unitario de 40 kN/m^3 para simular la compactación. Fuente: Elaboración propia.

^a Los parámetros de fricción y cohesión, fueron estimados con el *software RocData V 3.013*, para cohesión Ortíz, J.M.R., Serra, J. , Oteo, C. (1986), y para fricción Keystone Retaining Wall Systems, Soil Strength (2000).

^b Peso unitario tomando como referencia el peso específico de civilgeeks.com Ingeniería y Construcción, (s.f.) en cuanto a los parámetros de fricción y cohesión, fueron estimados con el programa *RocData V 3.013*, para cohesión Ortíz, J.M.R., Serra, J. , Oteo, C. (1986), y para fricción Keystone Retaining Wall Systems, Soil Strength (2000).

^c Peso unitario tomando como referencia el peso específico tomado de civilgeeks.com Ingeniería y Construcción, (s.f.), en cuanto a los parámetros de fricción y cohesión, fueron estimados con el programa *RocData V 3.013*, para cohesión Ortíz, J.M.R., Serra, J. , Oteo, C. (1986) y fricción Hough, B.K (1957).

^d Datos estimados usando información de Márquez M., (2005).

Depósito vacío

En primer lugar se simuló el depósito de residuos mineros en estado vacío por lo que comprende unicamente el muro de tierra como se muestra en los resultados de la Figura 55.

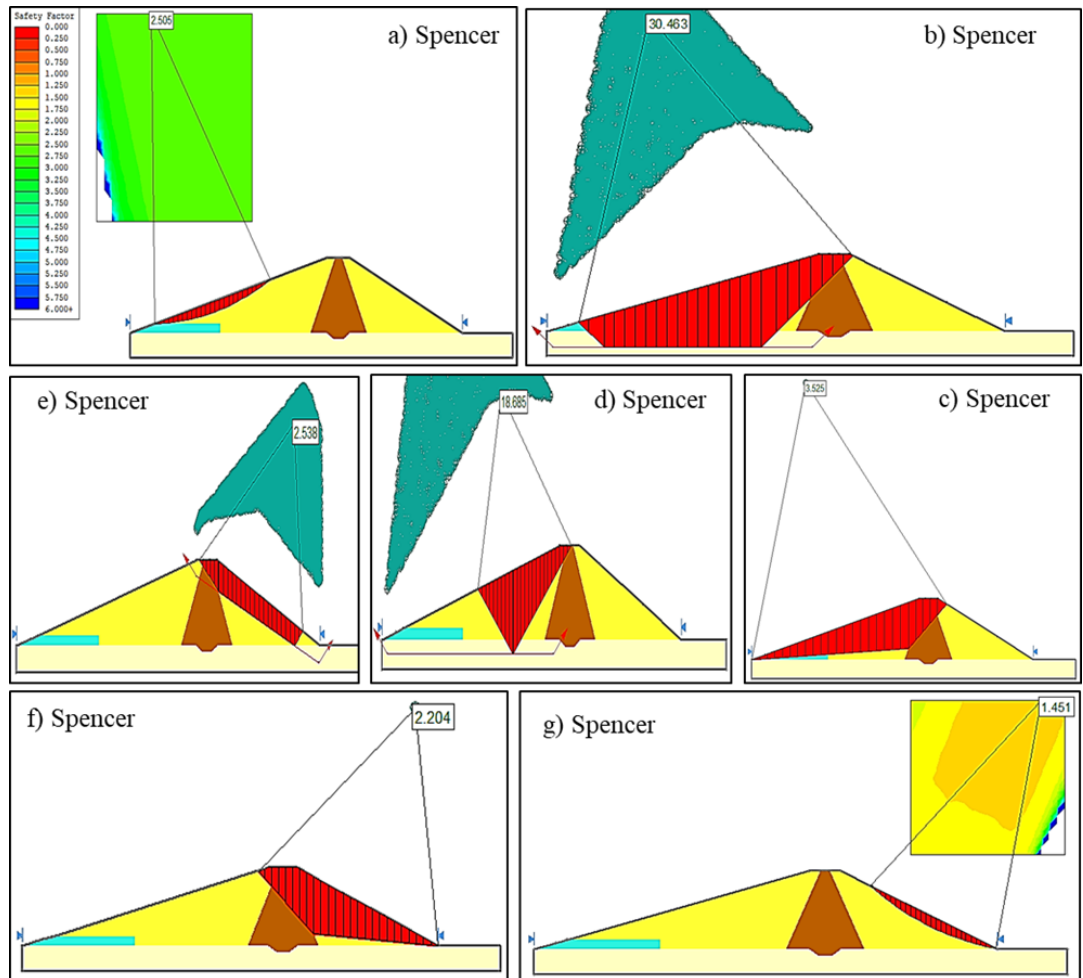


Figura 55. Simulación alternativa depósito vacío. Fuente: Elaboración propia.

Depósito lleno

Posteriormente se evaluó el depósito de residuos mineros en estado lleno, considerando una superficie freática a través de la cual se infiltrara el complemento del sólido saturado que conforma la pulpa como se observa en la Figura 56.

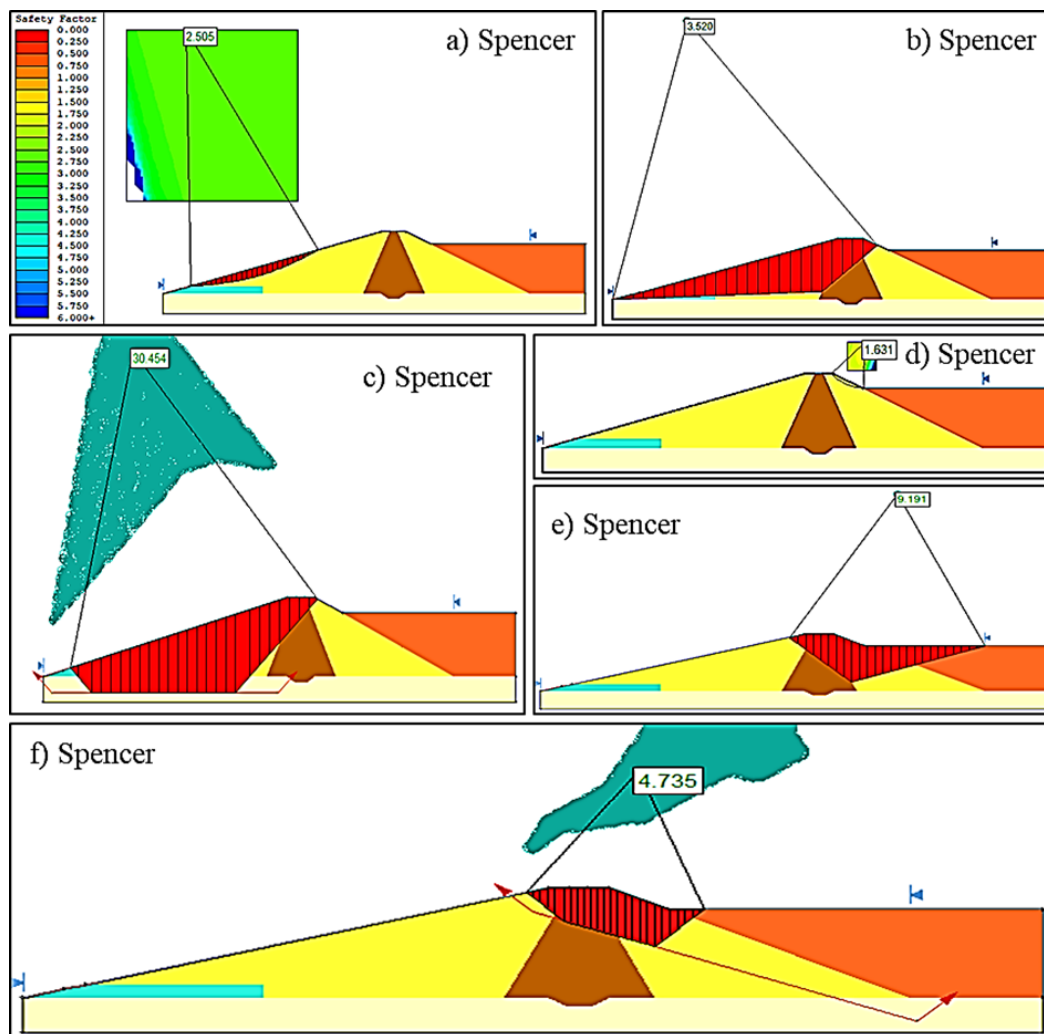


Figura 56. Simulación alternativa depósito lleno. Fuente: Elaboración propia.

Posibles infiltraciones en el muro de tierra

El material alternativo estudiado permite mayor filtraciones a través del muro de tierra, el caudal de infiltración a través del muro de tierra se estimó en $0,00000000066511 \text{ m}^3/\text{d}$

por el método de elementos finitos, en la Figura 57 se describen las líneas de flujo y los vectores de flujo.

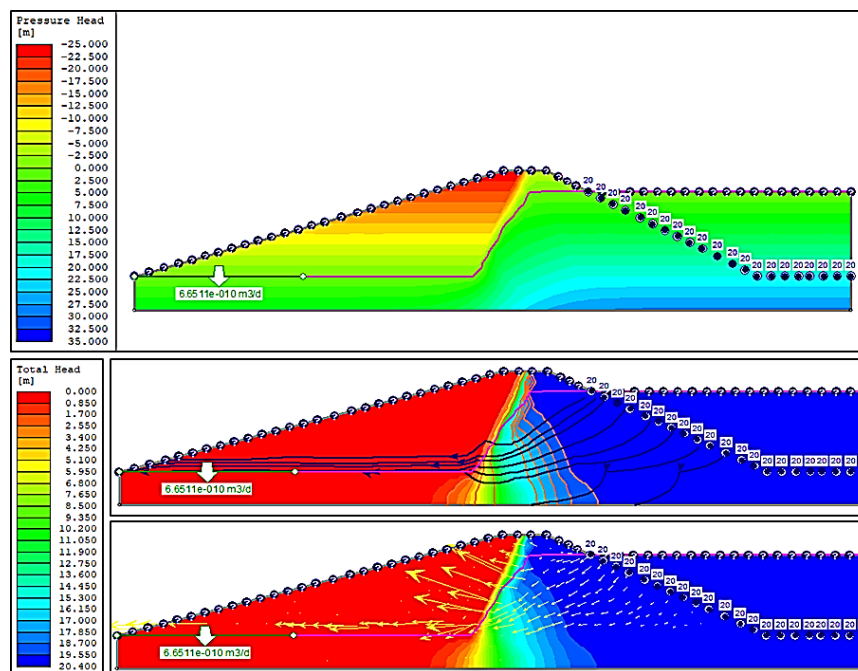


Figura 57. Infiltraciones en composición alternativa. Fuente: Elaboración propia.

En términos generales como resultado de la evaluación con las alternativas de composición del muro de tierra, la composición de arena gruesa como constituyente de los espaldones permite mayor flujo de infiltración pero incrementa los factores de seguridad.

- Simulación del depósito de residuos mineros dentro del *software RecMin V. 6,05*

Se diseñó la geometría del núcleo de arcilla como una superficie, para posteriormente mediante artificios de triangulación, generar por parte los componentes de los sólidos que posteriormente son intersectados con la topografía para adaptarlos a la realidad, en la Figura 58 se estructura el proceso de modelamiento del núcleo de arcilla y se estimó el volumen del mismo.

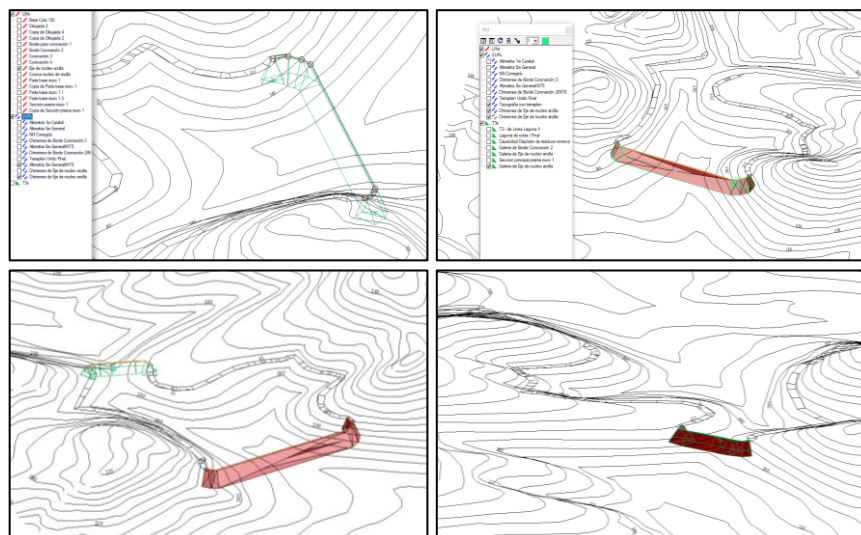


Figura 58. Modelamiento del núcleo de arcilla dentro del *software RecMin V. 6,05*. Fuente: Elaboración propia.

Posteriormente se modelaron las estructuras de los espaldones del muro de tierra utilizando la misma metodología pero siguiendo las relaciones de taludes asimétricos, talud externo 3,5H:1V y talud interno 2H:1V, en la Figura 59 se presenta el procedimiento.

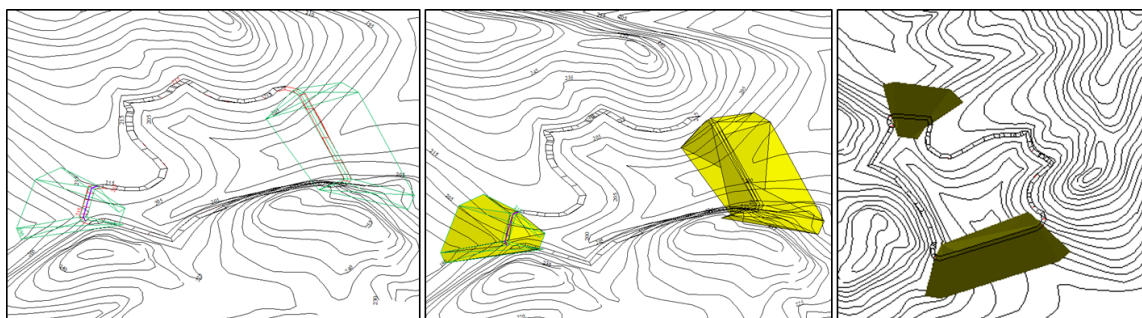


Figura 59. Modelamiento de espaldones dentro del *software RecMin V. 6,05*. Fuente: Elaboración propia.

El volúmen de materiales se cuantificó utilizando herramientas del *software RecMin V. 6,05*, los resultados se describen en la Tabla 34. Del mismo modo se estimó el volumen del depósito de residuos mineros colmado al nivel de la coronación en la cota 215m, el cual arrojó un valor de 966.726,50 m³.

Tabla 34. Volúmenes de materiales necesarios para el muro de tierra.

Tipo	Parte del muro	Volúmen (m³)	Zona
Arcilla	Núcleo	111.494,10	Este
RM Limo	Espaldones	359.193,26	Este
Grava arenosa	Dren	26.132,74	Este
Arcilla	Núcleo	23.925,89	Oeste
RM Limo	Espaldones	95.964,84	Oeste
Arena con grava	Dren	6.656,37	Oeste

Datos de volúmenes estimados por el método de las secciones dentro del software *RecMin V. 6,05*.

Fuente: Elaboración propia.

Es preciso hacer mención que de ser escogida esta alternativa, se sugiere que el especialista a cargo de la obra tome en cuenta las consideraciones de fuerzas actuantes como subpresiones, que en algunos muros de tierra logran mitigar pero otros no, debido a que estas dependen de la permeabilidad de la fundación, entre otros factores, al mismo tiempo se debe considerar la fuerza vertical que actúa como fuerza estabilizante sobre el talud interno del muro, la fuerza de rozamiento y las tensiones transmitidas al terreno para verificar que dichas tensiones no superen la tensión máxima admisible sobre la fundación.

Posteriormente el especialista debe tomar en cuenta un muestreo representativo de los materiales que se decidan emplear, para evaluar mediante a través de los distintos criterios el comportamiento de los esfuerzos, debido a que las características geomecánicas de los materiales podrían variar por el grado de anisotropía que se presente, contemplando estas variaciones se debe utilizar el módulo estadístico del *software Slide V. 6,005* para realizar simulaciones con el método de Monte Carlo el cual permitirá obtener una probabilidad de falla de los taludes y un pronóstico de estabilidad más acertado. En el Anexo A se encuentran los planos finales de la simulación del depósito de residuos mineros.

5.6.4.4 Impermiabilización del depósito de residuos mineros

Están en discusión las condiciones en las cuales se requiere colocar una geomembrana, algunos argumentan que se estandarice el uso de geomembranas, mientras que otros prefieren un análisis individual de cada caso para ahorrar costos. En algunos casos, las condiciones del suelo pudieran proporcionar una contención "natural", tales como una capa de arcilla o roca aprisionada en el subsuelo. Desafortunadamente, las presas de relaves que se pensaba tenían contención natural, han causado contaminación y consecuencias negativas al medioambiente. (Miranda, Chambers, y Coumans, 2005).

Se plantea con el propósito de impedir posibles infiltraciones o percolación hacia el subsuelo, en países como Perú existen decretos como D.S. N° 057-2004-PCM Reglamento de la Ley General de Residuos Sólidos, dentro del cual se estipula su uso como premisa en los depósitos de residuos mineros, debido a que existen variables que no son controlables, como sismos, fallamiento, movimientos geológicos impredecibles, pero la impermeabilización es una de las variables en las que se puede invertir para prevenir posibles efectos colaterales, y en este estudio se considera imprescindible su aplicación.

La superficie que requiere impermeabilización equivale a 79.493,5 m², se evaluaron los catálogos de geomembrana HDPE y geotextiles para estudiar la mejor opción, se inspeccionaron los parámetros de resistencia a la rotura, a la fluencia, rotura y frecuencia para la geomembrana HDPE, las cuales se presentan en grosores de 0,5 a 2 mm, y para los geotextiles no tejidos de polipropileno los cuales son los usados comúnmente para depósitos de residuos mineros de tipo relave, se tomó como criterio principal la menor permabilidad del agua posible sin afectar la elongación longitudinal, ya que los geotextiles más densos como el G-809-PP (900g/m²) (Logrotex, 2018) disminuyen casi 50 % su capacidad de elongación y adaptabilidad respecto al geotextil escogido G-805-PP (500g/m²). En el caso de la geomembrana la legislación de Perú estipula estrictamente el uso de geomembranas de 2 mm para depósitos de residuos mineros con riesgo contaminante, este factor también fue tomado en cuenta y se seleccionó la geomembrana Prodac 80 HDPE de 2 mm de espesor. El precio aproximado de la geomembrana Prodac

80 HDPE de 2 mm estimado en dólares estadounidenses (moneda oficial de Estados Unidos) es de alrededor 3 U\$D por metro cuadrado, por otro lado algunos estudios como Rosales V., (2014) escogen adicionalmente como soporte de la geomembrana un material getextil no tejido, para este caso de estudio se escogió un geotextil no tejido G-805-PP (Logrotex, 2018) cuyo precio estimado en dólares estadounidenses (moneda oficial de Estados Unidos) alrededor de 0,5 U\$D por metro cuadrado. Se decidió emplear impermeabilización en tres fases, geomembrana, barrera de bentonita GCL no reforzada, y geotextil, el diagrama de la Figura 60 describe la estructura de aplicación sobre la fundación; las barreras de bentonita sódica son barreras hidráulicas artificiales compuestas por una capa de bentonita sódica, se emplean para prevenir posibles fugas, al hidratarse la bentonita se propicia su hinchamiento y la misma actúa como sellador impermeabilizante.

Las presentaciones de las barreras hidráulicas de bentonita varían entre 2,4- 3,6 kg de bentonita sódica por metro cuadrado, también se encuentran en presentaciones reforzadas entre dos capas de geotextiles tejidos o no tejidos, su coeficiente de permeabilidad es aproximadamente $4,1 \times 10^{-12}$ ASTM D5084, y su precio estimado en dólares estadounidenses (moneda oficial de Estados Unidos) entre 1-3 U\$D por metro cuadrado, como se desconocen las especificaciones del geotextil de la barrera de bentonita GCL reforzada, se optó por la opción no reforzada.

Se estima que la inversión en geomembrana sea de 238.480,5 U\$D, en geotextil 39.746,75 U\$D y en barrera hidráulica de bentonita sódica de 158.987 U\$D para un total de 437.214,25 U\$D estimado en dólares estadounidenses (moneda oficial de Estados Unidos).

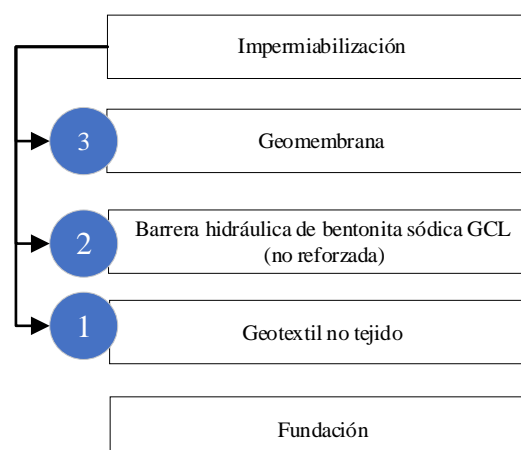


Figura 60. Estructura de impermeabilización. Fuente: Elaboración propia.

- Control hídrico de escorrentía superficial

Para la estimación del flujo de escorrentía superficial en la posible zona de afectación se evaluaron los parámetros de pluviosidad y temperatura, para posteriormente obtener las curvas de intensidad, duración y frecuencia, y estimar el caudal que podría recolectar el depósito. Se recopiló como referencia los datos pluviométricos de Bastidas, (2018), los cuales fueron empleados para el balance hídrico superficial de la zona de estudio, en la Tabla 35 se muestran las precipitaciones diarias máximas probables en función del período de retorno, como se puede observar para un período de retorno de 25 años existe un 96 % de probabilidad de que las precipitaciones sean menores o iguales a 132,61 mm.

Tabla 35. Precipitaciones diarias máximas probables en función del período de retorno.

T^a	V_r^b	Precip (mm)	PO^c	Corrección intervalo fijo
Años	YT	XT'(mm)	F(XT)	XT (mm)
2	0,37	65,38	0,50	73,89
5	1,49	86,19	0,80	97,39
10	2,25	99,96	0,90	112,95
25	3,19	117,36	0,96	132,61
50	3,90	130,26	0,98	147,19

100	4,60	143,08	0,99	161,68
-----	------	--------	------	--------

Fuente: (Bastidas, 2018)

^a Período de retorno^b Variable reducida^c Probabilidad de ocurrencia

De igual forma se tomaron en cuenta las curvas de intensidad duración y frecuencia que se observan en la Figura 61 para evaluar las intensidades máximas para períodos de retorno de 25 años, y se consideró como parámetro la intensidad máxima aproximadamente de 170 mm.

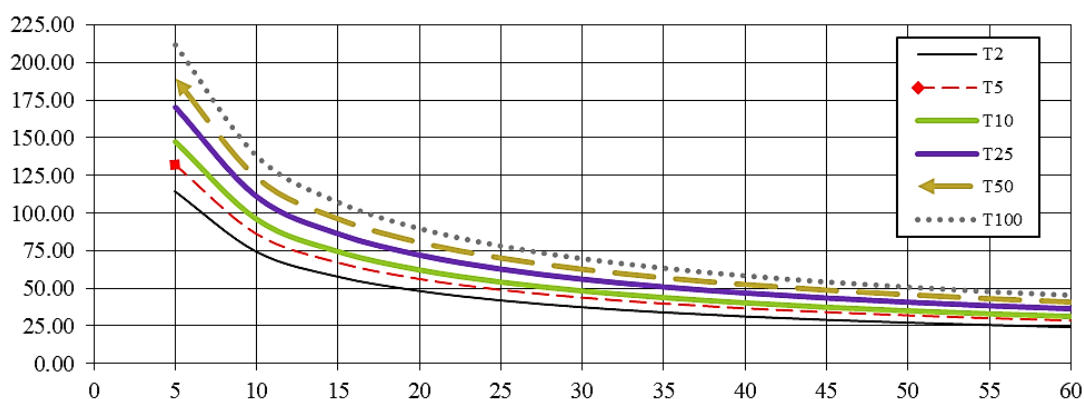


Figura 61. Curvas de intensidad, duración y frecuencia. Fuente: Bastidas, (2018) y modificado por los autores.

Para la determinación del caudal de la zona de afectación que aporta escorrentía a la Depósito de residuos mineros se empleó la ecuación utilizada por Bastidas, (2018), para la determinación del caudal asociado a la técnica de confinamiento.

$$\text{Ecuación 6: } Q = \frac{C.I.A}{3,6}$$

Q: Caudal (m^3/s)

C: Coeficiente de escorrentía (0,1 a 0,7)

I: Intensidad de precipitación (mm/h)

A: Área de la cuenca de drenaje (km^2)

Se empleó como coeficiente de escorrentía $C=0,6$ para los cálculos de la determinación del posible caudal (Bastidas, 2018, pág. 86) . Posteriormente se seleccionó 170 mm/h con

tiempo de retorno $T=25$ para una intensidad máxima de 5 minutos. Se estimó el área de influencia de escorrentía superficial a través de una evaluación topográfica distinguiendo líneas divisorias, lo que permitió diferenciar las zonas que aportan flujo de aguas hacia depósito de residuos mineros. El área de influencia delimitada se observa en la Figura 62.

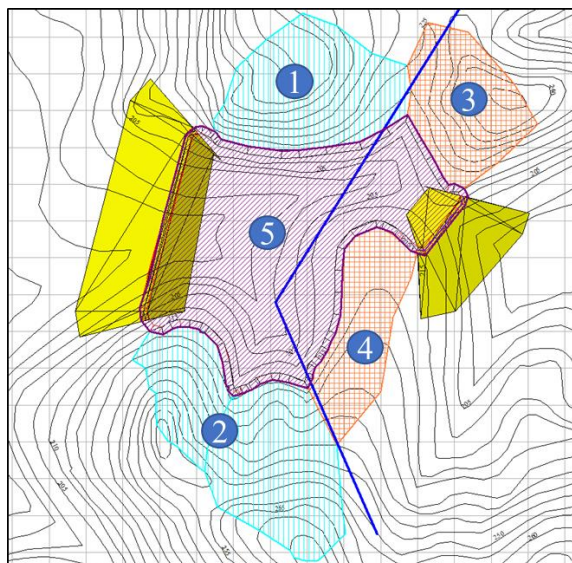


Figura 62. Área estimada de influencia de escorrentía superficial. Fuente: Elaboración propia.

Se estimó el caudal de la zona de influencia, los resultados se pueden visualizar en la Tabla 36, el caudal máximo estimado fue de $Q=6,341 \text{ m}^3/\text{s}$ según las curvas IDF debe diseñarse un sistema de drenaje adecuado para la gestión de aguas, según la altimetría es posible que el flujo de escorrentía de la zona 3 y 4 de la Figura 62 tenga tendencia drenante sentido Oeste, y las zonas 1 y 2 sentido Este.

Tabla 36. Caudal de la zona de afectación.

Zona	Area (m²)	Area (Km²)	Caudal (m³/s)
1	34.404,88	0,0344	0,974
2	48.716,71	0,0487	1,379
3	24.826,30	0,0248	0,703
4	21.784,48	0,0218	0,618
5	94.051,57	0,0941	2,666
Total	223.783,94	0,2238	6,341

La nomenclatura numérica obedece a la ubicación dentro de la Figura 62. Fuente: Elaboración propia.

Posibilidades en función del método de construcción

Para su construcción se pueden emplear diferentes metodologías, lo cual caracterizará el tipo de depósito, los depósitos de tipo embalse de residuos mineros de tipo relave se pueden construir por etapas, a medida que avanza la disposición de residuos, y por otra parte se encuentran los llamados tranques de residuos mineros de tipo relave, para los cuales el muro de tierra es construido a partir de la clasificación del residuo, empleando la parte gruesa del mismo para su constitución; el método más común para la construcción de tranques de relave es el método de construcción aguas abajo, el método aguas arriba se encuentra prohibido en algunos países.

En Chile aunque la mayoría de los tranques de relave construidos antes de 1970 también son de tipo aguas arriba, a partir de la década de 1970, la normativa prohibió la construcción de este tipo de tranques y el Servicio Nacional de Geología y Minería (SERNAGEOMIN) recomienda el método aguas abajo por considerarlo más seguro (Valenzuela Toro, 2015). En la Tabla 37 se presenta un cuadro comparativo de las ventajas y desventajas de los métodos de construcción estandarizados en el área.

Tabla 37. Ventajas y desventajas en tranques de residuos mineros de tipo relave.

Método	Ventaja	Desventaja
Aguas arriba	-Permite ejecutar condiciones de cierre durante su desarrollo. -Requiere menos arena. Cubre menor superficie basal	-Tiene mayor riesgo de falla en zonas sísmicas.
Eje central	-Requiere más arenas que el método aguas arriba, pero menos que el método aguas abajo. -Cubre mayor superficie basal que el método de aguas arriba pero menos que el método aguas abajo.	-Crece en forma más lenta. -Resulta más complejo el tratamiento cuando la laguna se encuentra en contacto con el muro.
Aguas abajo	Más estable sísmicamente.	-Requiere más arena. -Cubre mayor superficie basal

Fuente: (Valenzuela Toro, 2015)

Posibles afectaciones a considerar

1. Pérdida de la cobertura vegetal por el desbroce realizado por el destape de los cimientos y por la creación de vías de acceso.
2. Alteración del macizo rocoso debido al destape
3. Pérdida de la vegetación autóctona y alteraciones de la fauna por las acciones del desmonte.
4. Incremento de los procesos erosivos debido al destape del área.
5. Cambios morfológicos del lugar debido a los movimientos de tierra.
6. Creación de taludes artificiales por los cortes realizados al relieve natural
7. Compactación de los suelos originado por el movimiento de maquinaria pesada
8. Contaminación atmosférica debido al aumento de las emisiones de gases y polvo.
9. Modificación del escurrimiento superficial
10. Modificación del paisaje.

Beneficios de implementación de un depósito de residuos mineros

1. Facilita la integración de planes de rehabilitación ambiental dentro del plan de cierre de mina.
2. Previene la infiltración de elementos pesados y agentes contaminantes en el subsuelo.
3. En caso de colapso o desbordamiento, los residuos serán contenidos por las lagunas de colas existentes actualmente.
4. Mejora los posibles fenómenos de trasgresión sobre el espejo de agua de las lagunas de colas gracias al confinamiento.
5. Minimiza el grado de afectación a la comunidad biótica que circunda la zona.
6. Cumple con los lineamientos de una minería responsable en el marco del desarrollo sustentable.

5.6.3 Alternativas del posible uso, nuevos paradigmas

El incremento en las normativas ambientales en el marco del desarrollo sustentable, que tiene como objetivo satisfacer las necesidades del presente sin comprometer las necesidades de las futuras generaciones ha facilitado un importante cambio de paradigma en el mundo minero de hoy, el cual es considerar los residuos mineros como nuevas fuentes de recursos. Si bien es cierto que es evidente el contenido aurífero que se presenta en estas lagunas de colas, también es cierto que se necesita contar con inversión y procesos eficientes para poder obtener el beneficio final, en primer lugar concentrando la pirita aurífera contenida, y en segundo lugar un proceso más complejo que intente recuperar el oro contenido en la pirita.

Toneladas de residuos mineros valorizables se siguen acumulando durante décadas, y surgen las preguntas que enmarcan el desarrollo sustentable, ¿cuándo serán procesados?, ¿dónde se dispondrá el remanente de los procesos pensados para extraer el contenido aurífero?; se pronostican reservas de oro para los próximos 20 años según Bastidas.,

(2018), ¿Es veinte años una brecha de tiempo para gestionar adecuadamente los residuos mineros que se encuentran en estas lagunas? En función de esto es prudente considerar alternativas estratégicas aliadas que permitan gestionar y administrar adecuadamente el remanente del proceso de beneficio de mineral aurífero de la Empresa, sean o no reprocesados los residuos mineros, para justificar la pertinencia de estas estrategias aliadas, se realizó un análisis de severidad y riesgos.

5.6.3.1 Análisis y evaluación de severidad y riesgos

En función de los argumentos anteriores, usando la información documentada sobre la evolución de las lagunas de colas, y las posibles afectaciones que pudieran tener cabida si no se toman acciones al respecto, se procedió a realizar el análisis de severidad y riesgos, aplicando la metodología de Zamora y otros (2010) empleada para un pasivo ambiental minero de Milluni – La Paz/ Bolivia en donde se evalúan los posibles riesgos asociados a pasivos ambientales mediante el uso de una matriz cualitativa. En la Tabla 38 se muestra la descripción cualitativa de ocurrencia de un evento, en donde “A” corresponde al rango más alto de certidumbre y en donde E corresponde a un evento de poca probabilidad.

Tabla 38. Descripción cualitativa de ocurrencia de un evento.

Probabilidad de ocurrencia de un suceso		
Nivel	Descriptor	Descripción
A	Casi certeza	Se espera que ocurra en la mayoría de las circunstancias, probabilidad muy alta.
B	Probable	Probablemente ocurrirá en la mayoría de las circunstancias, probabilidad alta.
C	Posible	Podría ocurrir en algún momento, probabilidad media.
D	Improbable	Pudo ocurrir en algún momento, probabilidad baja.
E	Raro	Puede ocurrir solo en circunstancias excepcionales, probabilidad muy baja.

Probabilidad cualitativa de ocurrencia del evento. Fuente: Elaboración propia.

En la Tabla 39 se indica la distribución de severidad de las consecuencias de los sucesos, el rango máximo corresponde a “V” como consecuencias muy severas.

Tabla 39. Descripción cualitativa de la severidad de un suceso.

Severidad de las consecuencias de un suceso		
I	Seguro	Efecto insignificante en el medio ambiente.
II	Marginal	El evento degradará el medio ambiente, en cierta medida, pero no provocará daños mayores a largo plazo
III	Crítico	El evento degradará al medio ambiente, y si no se toman medidas, se producirá un daño mayor a largo plazo
IV	Severo	El evento producirá degradación ambiental severa
V	Muy severo	En ausencia de las medidas correctoras se producirá degradación ambiental

Escala creciente en función del pronóstico. Fuente: Elaboración propia.

Posteriormente basándose en el pronóstico estudiado en donde se estudian las circunstancias actuales en las que se encuentran las lagunas de colas, se procedió a diseñar la lista de descriptores que describirán los sucesos. En la Tabla 40 se describe la matriz de riesgo y probabilidad empleada en donde el color rojo representa riesgo severo, el color naranja se considera riesgo alto, el color amarillo riesgo medio y el color verde riesgo bajo.

Tabla 40. Matriz de riesgo y probabilidad empleada.

Aumenta la probabilidad					
Severidad	E	D	C	B	A
V					
IV					
III					
III					
I					

Fuente: Elaboración propia.

Los descriptores se pueden observar en la Tabla 41 los cuales se basan en la información documentada y las observaciones del riesgo potencial.

Tabla 41. Descriptores de sucesos empleados.

Descriptores de eventos	
NP-01	Deslizamientos por inestabilidad de taludes.
NP-02	Emisión de material fino seco, transporte por el viento.
NP-03	Deslizamientos de dique por acumulación de residuos.
NP-04	Escorrentías de lixiviados posiblemente contaminadas al sistema natural de drenaje.
NP-05	Asentamiento irregular (viviendas).
NP-06	Concentración de cianuro libre superior a los niveles ambientales permitidos.
NP-07	Acumulación de metales pesados.
NP-08	Trasgresión de espejo de agua en épocas de lluvia.
NP-09	Migración de elementos contaminantes.
NP-10	Bioacumulación de contaminantes en comunidad biótica adyacente.
NP-11	Alteración de la calidad de aguas subterráneas.
NP-12	Percolación de contaminantes al subsuelo.
NP-13	Generación de vapores tóxicos.
NP-14	Alteración de cobertura vegetal y erosionabilidad.
NP-15	Perturbación de la fauna silvestre.
NP-16	Inversa proporcionalidad tiempo/cierre de mina.
NP-17	Posibles alteraciones en la calidad del suelo.
NP-18	Alteraciones paisajísticas.
NP-19	Influencia de minería artesanal en procesos de alimentación de las plantas.
NP-20	Falta de ubicación adecuada para disponer futuros residuos mineros.
NP-21	Gestión de aguas superficiales perjudica el ecosistema circundante.
NP-22	Vibraciones de voladuras, sismos, y fenómenos impredecibles causan escurrimiento.
NP-23	Incremento de volúmenes de residuos mineros de tipo relave.

Los eventos se basan en la información recopilada. Fuente: Elaboración propia.

Posteriormente se aplicó la matriz de riesgo y probabilidad, utilizando los criterios descritos en las Tabla 38 y Tabla 39, para estudiar el riesgo y probabilidad de ocurrencia de los sucesos en la Tabla 42 que se presenta a continuación.

Tabla 42. Matriz de probabilidad y severidad aplicada.

Severidad	Probabilidad				
	E	D	C	B	A
V			NP-01 NP-03 NP-19	NP-04 NP-07 NP-09 NP-10 NP-12	NP-06 NP-16 NP-20 NP-21
IV			NP-11		NP-05 NP-15 NP-23
III			NP-17 NP-22		NP-08
II					NP-02 NP-13 NP-18
I				NP-14	

NP-05 se refiere a caseríos circundantes del dique de la laguna de colas II que se observó en la información documentada. Fuente: Elaboración propia.

El descriptor NP-16 Inversa proporcionalidad tiempo/cierre de mina, se refiere a que según la información consultada existen reservas para 20 años en la Mina Colombia, y el tiempo para un adecuado cierre de mina es cada vez menor. En este estudio no se emplea el término de pasivos ambientales porque no se considera representativa la muestra estudiada, y adicionalmente se toma como criterio principal, que la Empresa aún se encuentra en funcionamiento, por lo tanto aún cuenta con tiempo para establecer estrategias de mitigación, remediación o gestión para los residuos mineros en los próximos 20 años, sin embargo, según los resultados observados en la matriz de probabilidad y severidad, se consideran residuos mineros con un potencial contaminante. Los descriptores que se ubicaron en las casillas rojas, requieren estrategias de mitigación inmediata, debido a que se consideran potencialmente degradantes al ambiente.

5.6.3.2 Residuos mineros como recursos

Es preciso hacer mención nuevamente sobre la vida útil de la mina, debido a que el trascurso de décadas sin procesamiento, reduce el valor del oro contenido en estas lagunas debido a que se está pagando un precio ambiental que no es tomado en cuenta, al mismo

tiempo las variables como vida útil de la mina, en función vinculante con los planes de cierre, reducen aun más las posibilidades de recuperación del oro que se encuentra en estas lagunas.

Dentro de algunas de las observaciones técnicas que se encontraron en la exhaustiva recopilación bibliográfica, destacan las siguientes:

1. García V., (1999) determinó que el 84,67 % casi el 85 % del oro se encuentra pasante la malla 400 ASTM.
2. Según Manrique y Morales (1983) en un estudio mineralógico de auríferas refractarias de las Minas del Callao, concluyeron que el oro en las colas se encuentra solamente asociado, aparentemente, formando una solución sólida con la pirita, conclusión a la que se llegó mediante un análisis por microscopía electrónica. (García V., 1999)
3. El 81,25 % de la muestra cabeza analizada por García V., (1999) resultó pasante de la malla 400. En el estudio granulométrico que fue llevado a cabo en esta investigación resultó 62,68 % del material apasante de la malla 400 ASTM., promediando ambos valores, aproximadamente el 72 % del material resulta pasante de la malla 400 ASTM.
4. Según García V., (1999) el 84,67 % del oro se encuentra en el pasante de la malla 400 ASTM, y adicionalmente el 45,25 % del mismo posee una granulometría de 11 micrones.
5. Debido a las observaciones realizadas por García V., (1999) , Sanchez B. y Vásquez G., 2000 diseñaron un flujograma para la recuperación de la pirita aurífera contenida en estos residuos mineros, estableciendo como malla de corte para el proceso de concentración el tamiz 400 ASTM.

De los aspectos mencionados anteriormente se pueden realizar varias apreciaciones, la concentración de la pirita no soluciona el problema de gestión de los residuos mineros, es un proceso parcial a través del cual se podría optar por una comercialización directa de

piritas auríferas, pero el mismo no contempla la disposición final del material remanente del proceso de beneficio, si se decide reprocesar este material, es pertinente contar con estrategias de gestión de residuos mineros debido a que el contenido aurífero de estos recursos en superficie es de aproximadamente 0,6 g/t, en caso de una eficiencia perfecta, se recuperan 0,6 gramos, y ¿qué sucede con la tonelada remanente?.

En algunos países se emplea como solución para los vertidos, un proceso de dilución de efluentes, el que tiene por objeto disminuir la concentración de elementos contaminantes que pudieran hallarse; sin embargo en la actualidad el proceso de dilución no se considera una solución, ni siquiera una alternativa, debido a que existe una probabilidad de que los elementos involucrados pudieran volver a acumularse bajo algunas circunstancias. Se realizó un ejercicio de evaluación de los volúmenes que deberían manejarse para que pudieran ser considerados para vertido en superficie.

En el caso hipotético de plantearse un mecanismo para disminuir los niveles de concentración de cianuro que se presenta en los efluentes del proceso de beneficio, para visualizar los volúmenes de material necesarios para disminuir los niveles contaminantes anclado a la normativa vigente, se empleó como base la fórmula clásica de diluciones para la determinación del volumen final necesario para obtener la concentración deseada.

$$M1 . V1 = M2 . V2$$

La cual también aplica para concentraciones en este caso debido a que el número de moles es constante y el peso molecular en este caso también lo es, por lo tanto.

$$C1 . V1 = C2 . V2 \quad \left(0,88 \frac{g}{L}\right) . 1L = \left(0,10 \frac{g}{L}\right) . V2 \quad V2 = \frac{\left(0,88 \frac{g}{L}\right)}{\left(0,10 \frac{g}{L}\right)}$$

En donde $V2= 8,8$ L, lo que indica que por cada 8,8 L se obtendrá una concentración de cianuro libre de 0,10, adecuada para la disposición de los residuos sin riesgo contaminante, es decir se requiere añadir 7,8 litros de diluyente como mínimo, de lo anterior se puede concluir que por cada 1 m³ de efluente deben añadirse 7,8 m³ obteniéndose una relación aproximada 1:8. Se puede observar en la Tabla 43 como disminuye la concentración de diluyente necesario a medida que disminuye la

concentración de cianuro libre en el efluente, las mismas relaciones aplican para concentraciones de cianuro libre inferiores.

Tabla 43. Efluente y diluyente según concentración de cianuro libre.

Cianuro libre^a	Efluente	Diluyente	Cianuro libre^a	Efluente	Diluyente
0,88	1	7,8	0,80	1	7
	5	39		5	35
	10	78		10	70
	15	117		15	105
	20	156		20	140
0,70	1	6	0,60	1	5
	5	30		5	25
	10	60		10	50
	15	90		15	75
	20	120		20	100

Tablas de dilución según la concentración de cianuro libre, todas las unidades en m³. Fuente: Elaboración propia.

^a Concentración en mg/L = ppm.

Lo anterior obedece al ejercicio de visualización, por cada 1 m³ de residuo minero de tipo relave, se requieren 8 m³ de material diluyente para que pueda ser vertido en estos embalses según la legislación venezolana y mundial vigente. Por las razones anteriormente expuestas se consideran pertinentes las estrategias aliadas de posibles usos industriales para estos residuos mineros. En la Tabla 44 se presenta una comparación de la muestra promedio analizada en este estudio, una muestra de una alfarería ubicada en Caracas y los parámetros según Herraiz (1985) op. cit. Charrabe, (2015).

Tabla 44. Comparativo de FRX para alfarería.

Muestra	SiO₂	Al₂O₃	Fe₂O₃	MnO	MgO	CaO	Na₂O	K₂O	TiO₂	P₂O₅
MP	50,702	13,578	14,926	0,216	0,001	9,072	0,4	0,401	1,008	0,001
MA	57,4	15,8	9,40	0,125	<1	3,88	-	1,4	0,983	-
SH	65-83	9-21	3-6,1		0,9-1,8	0,5-2	0,2-2		1	

MP: Muestra promedio analizada en este estudio, MA: Muestra de una alfarería ubicada en la zona de Caracas, SH: Según Herraiz (1985) op. cit. Charrabe, (2015). Fuente: Elaboración propia tomando información de Charrabe, (2015).

Según una norma española UNE 61-001-75 para materiales refractarios del Instituto Nacional de Racionalización y Normalización de España, se clasifica los materiales refractarios por su composición química en seis grupos, de esos grupos dos se indican a continuación:

- Refractarios sílico-aluminosos (Si presentan contenidos de Al_2O_3 comprendidos entre el 10 y el 30 %, siendo el resto fundamentalmente SiO_2).
- Refractarios aluminosos (si presentan contenidos de Al_2O_3 comprendidos entre el 30 y el 45 %, siendo el resto fundamentalmente SiO_2).

Se puede vislumbrar una alternativa de uso industrial en el ámbito de la alfarería, en donde los residuos mineros de las lagunas de colas pudieran categorizarse como refractarios sílico-aluminosos, pero se sugiere un estudio específico en esta área y posteriormente pruebas de toxicidad a los bloques elaborados para evaluar el cumplimiento de las regulaciones, los ensayos físicos necesarios adicionales que pudieran contribuir para determinar con mayor grado de certidumbre el posible uso de estos residuos mineros de tipo relave en la industria, pudieran ser: humedad natural, prueba de absorción de agua, porcentaje de humedad, contracción lineal. Los ensayos químicos adicionales que podrían brindar información para el posible uso, podría ser la determinación de elementos pesados que podrían influir en la resistencia del producto final.

Kunt y otros (2015) realizan un estudio en Facultad de Ingeniería Química y Metalúrgica, Universidad Técnica de Yildiz, Estambul, Turquía, referente al uso de los residuos mineros de tipo relave, derivados del procesamiento de mineral aurífero, como aditivo en la mezcla para la elaboración de morteros, determino principalmente que la composición mayoritaria de los relaves con los que se realizaron los análisis es SiO_2 , se realizaron mezclas con diferentes proporciones de relaves que variaron desde 5 % a 25 % con lapsos de tiempo de curado de 3 a 28 días, en la investigación se concluyó que el

porcentaje idóneo de residuo minero de tipo relave en la mezcla con cemento para alcanzar un valor máximo de (51,79 MPa) de resistencia a la compresión simple es de 5 %, por encima de ese valor comienza a disminuir la resistencia de los morteros. A través de este estudio se tiene una referencia aproximada del comportamiento del residuo minero dentro de una mezcla sin embargo, queda de parte de la Empresa la inversión de investigación aplicada en esta área para estudiar el comportamiento del mismo y generar una metodología de trabajo para obtener valores propios de los productos elaborados. Aún no se cuenta con información de que se esté aplicando esta metodología y si ha tenido éxito ya que solo se ha realizado a nivel de laboratorio, sin embargo, está abierta la ventana de investigación en esta área que vislumbra a ser una solución viable

Algunas de las investigaciones consultadas como Romero y Flores, (2010) sugieren que es de suma importancia después de realizar la caracterización geoquímica, granulométrica y fisicoquímica de los relaves, emplear las técnicas de fijación y microencapsulación de los metales pesados en los relaves mineros, que tiene como propósito estabilizar a los metales peligrosos y contaminantes que se encuentran en los relaves, anulando el proceso natural de disponibilidad y movilidad de los metales pesados que se caracterizan por causar contaminación cuando están en estado inestable y por lo tanto migran hacia al medio físico (suelo y agua), adicionalmente emplean la metodología de la Figura 63 para obtener agregados para la construcción y a partir de estos ladrillos o baldosas, también establecieron que el agregado de construcción obtenido a partir de los relaves mineros polimetálicos, no es contaminante, esta característica la comprobaron debido a la estabilidad fisicoquímica lograda mediante la técnica de la microencapsulación de los metales pesados en la matriz del agregado obtenido.

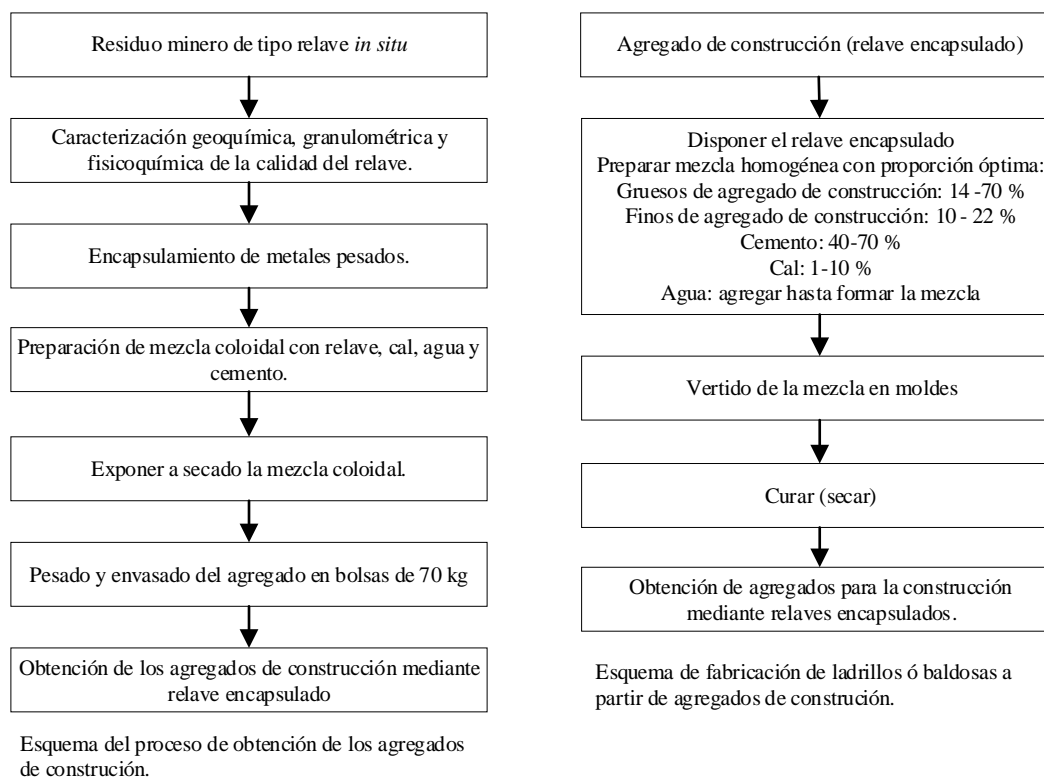


Figura 63. Metodología para obtener agregados para la construcción empleando relaves encapsulados. Fuente: (Romero y Flores, 2010) editado por los autores.

5.6.3.3 Posible aplicación como retrolleado de cámaras y galerías abandonadas

Existe la probabilidad de que los relaves cuenten con otra utilidad, el retrolleado de las cámaras o galerías en estado de abandono de minas subterráneas en este caso Mina Colombia, algunos autores visionarios como Castillo, (1995) han planteado alternativas de gestión vinculadas a los planes de cierre de mina para los residuos mineros de tipo relave, con el propósito de disminuir e incluso eliminar los efectos adversos que estos causan en su entorno.

Beltran R. y otros (2018) señalan que la aplicación de un aditivo espesante o cementante para la fabricación de pasta de relaves espesados es relativamente nueva, pero las operaciones de este tipo de relaves están popularizándose rápidamente; más aún, el uso

de agentes espesantes o cementantes para producir pasta con el fin de retrollear minas tiene un potencial atractivo como alternativa a la disposición convencional. Particularmente, la tecnología para disponer relaves como relleno cementado en obras subterráneas está en pleno desarrollo en la actualidad. El retrolleo de minas es por lo tanto un proceso mediante el cual los residuos mineros, combinados con pequeñas cantidades de cemento y/o roca estéril, se disponen hidráulicamente al interior de galerías ("stopes") con el fin de estabilizar el macizo rocoso, permitir la extracción completa del mineral adyacente y reducir la huella de disposición de residuos en superficie. Para facilitar el transporte de la pasta al interior de las galerías, el retrolleo típicamente implica usar grandes volúmenes de agua para mantener la pasta con consistencia fluida. Adicionalmente, el proceso de retrolleo normalmente requiere la construcción de barricadas estructurales ("mamparos") para bloquear el túnel de acceso a base de la galería. De esta manera, el diseño de la disposición por retrolleo de pasta requiere calcular los esfuerzos que soportará la barricada durante y después del llenado.

Romero y Flores , (2010) plantean parámetros técnicos de la pasta elaborada a partir del relave para ser utilizado como material de relleno hidráulico en las labores de la minería subterránea, como son las galerías principales y las chimeneas, esto influye directamente en muchos aspectos, se estarían eliminando los volúmenes de relaves disminuyendo su impacto tanto visual como ambiental y, se estaría dando estabilidad al medio geológico susceptible a hundimientos futuros causadas por las labores mineras. Los autores planteas los siguientes análisis para proponer una característica de la mezcla que posiblemente sea utilizada como relleno de las cámaras, los cuales son:

1. Pruebas de análisis granulométrico,
2. Pruebas de filtración y sedimentación,
3. Determinación de proporciones de agua, cemento, agregado y relave en pasta (determinación de pulpa),
4. Pruebas de ensayo para determinar la mezcla óptima de pasta de relave (relación líquido-sólido),

5. Ajuste de diseño por humedad de agregado,
6. Incremento de resistencia por aditivos y la preparación de probetas para pruebas de resistencia a la compresión simple.

5.6.4 Tecnología limpia

A diferencia de la tecnología de limpieza, la inversión en tecnología limpia ataca las causas del problema, optimizando el proceso productivo, reduciendo el contenido de cianuro en los efluentes del proceso productivo, lo que se traduce en beneficios económicos, minimizando las necesidades de inversión en tecnologías de limpieza que al final se traducen en costos de remediación, mitigación, o sanciones. Es cierto que la inversión en tecnología limpia es costosa, igual que la inversión en investigación, pero a largo plazo resulta mucho más rentable una buena planificación estratégica para el máximo aprovechamiento de los recursos minerales.

Conclusiones

- Se estima que actualmente las estructuras denominadas por la Empresa como lagunas de colas empleadas para la disposición de los residuos mineros, cuentan con una cantidad de 15.724.974,63 toneladas de material y según las tasas de crecimiento estudiadas para la fecha de cese de operaciones podrían alcanzar la cantidad de 22.420.222,13 de toneladas.
- El estudio fue de tipo transversal, se determinó que los niveles de cianuro libre, superan los límites permitidos por las normativas nacionales, lo cual podría indicar que no se están realizando los adecuados seguimientos en las lagunas, o que se está sobreestimando el grado de degradación natural del cianuro.
- El residuo estudiado fue identificado como un residuo minero de tipo relave, derivado del proceso de cianuración, con componentes activos con potencial contaminante, fue categorizado dentro del sistema unificado de clasificación de suelos (USCS) como limo de baja plasticidad (ML) con un d_{80} de 0,055, y una mineralogía mayoritaria compuesta por Albita, Cuarzo, Ankerita.
- El material remanente del proceso de beneficio de mineral aurífero de la Empresa fue categorizado como un residuo minero valorizable de tipo relave, debido a que se determinó un contenido de oro promedio de 0,51 g/t que lo acreditaría a optar por un proceso adicional de beneficio.
- Las características físicas y mineralógicas del residuo permiten vislumbrar posibles alternativas de uso en la alfarería, debido a la presencia mayoritaria de aluminosilicatos, según la norma española UNE 61-001-75 por su alto contenido en sílice y su contenido de alúmina, el material podría clasificarse como refractario sílico-aluminoso, así como también podría ser considerado como alternativa constituyente parcial de los espaldones de un muro de tierra para el confinamiento de los residuos.

- En función de las características del material proveniente de la laguna de colas, se consideró dentro del plan de gestión, la aplicación de técnicas de neutralización, filtrado, confinamiento y estrategias aliadas de un posible uso industrial para minimizar las posibles afectaciones ambientales y lograr gestionar adecuadamente el remanente del proceso de beneficio del mineral aurífero.
- La composición de los espaldones del muro de tierra diseñado con un material más poroso como arena gruesa arrojó un mayor caudal de infiltración pero se observó que este material disminuyó la presión de poros incrementando el factor de seguridad dentro de las simulaciones realizadas.
- Los resultados obtenidos son referenciales, debido a que no se contó con información oficial suministrada por la Empresa, por lo tanto podrían ser ajustados y se encuentran sujetos a observaciones y modificaciones por condiciones particulares del estudio.

Recomendaciones

- Es oportuno contar con una clasificación de residuos mineros y sus diferentes tipologías, a fin de beneficiar el entendimiento entre profesionales de las geociencias, los cuales manejan diferentes terminologías empleadas en países aledaños.
- Es pertinente establecer dentro de un marco jurídico, condiciones para el diseño ingenieril de depósitos de residuos mineros valorizables o no valorizables, debido a que existe diversas terminologías y métodos de diseño que deberían ser monitoreados dentro del marco ético con miras a reducción de posibles afectaciones futuras.
- Ante el riesgo de infiltración de contaminantes hacia el subsuelo es prudente estandarizar el uso de geomembranas, barreras hidráulicas de bentonita y geotextiles no tejidos en depósitos de residuos mineros de tipo relave, para reducir las probabilidades de percolación.
- Realizar un muestreo geoestadístico representativo para obtener un modelo experimental homogéneo que permita estimar con mayor certeza el comportamiento químico, físico y mineralógico del material dispuesto en la laguna de colas, permitiendo de esta forma cuantificar metales pesados que pudieran estar contenidos en el material.
- Tomar las decisiones gerenciales adecuadas para la gestión del remanente del proceso de beneficio del mineral aurífero otorgando prioridad hacia el máximo aprovechamiento de los recursos de la mina, para posteriormente evaluar las afectaciones ambientales de las decisiones gerenciales que pudieran contribuir o no con el plan de cierre de mina.
- Realizar una evaluación que contemple establecer parámetros para estudiar el caso de un posible retrolleado de las cámaras abandonadas de la mina.

- Realizar análisis del cianuro total para poder determinar el complemento de cianuro complejo el cual se descompone lenta y difícilmente.
- Es prudente para la planificación de futuros proyectos hacer uso de tecnologías limpias con miras a la optimización de la calidad para las plantas de procesamiento, para disminuir la cantidad de material remanente y los elementos contaminantes generados.
- Según el informe anual de la Empresa del año 2004, las plantas también son alimentadas con arenas auríferas provenientes de los arrendatarios de pequeña minería de las concesiones, por lo tanto es necesario realizar ensayos para determinar el posible contenido de mercurio dentro de estos residuos mineros.
- Caracterizar el material estéril de la mina para evaluar el posible uso como constituyente de los espaldones en el muro de tierra.

Referencias bibliográficas

- Alcaino, G. (2012). *Análisis y comparación de tecnologías de remediación para suelos contaminados con metales*.
- Arcelus Salazar, J. (2004). *Plan de explotación de la veta Hansa en la Mina Colombia, CVG Minerven, El Callao, Estado Bolívar*. Caracas: Universidad Central de Venezuela.
- Arévalo, C. G. (2011). *Control de efluentes cianurados mediante la oxidación con Peroxido de Hidrogeno en un laboratorio de análisis de minerales*. Lima: Universidad Nacional Mayor de San Marcos.
- Barrile B, V. J., y Cortez, Y. (2019). *Estudio de la deformación de rocas adyacentes a la terminación sur de la falla Bucaramanga y parte central de la falla de Ibagué Colombia, mediante análisis petrológicos y difracción de rayos X*. . Caracas: Universaidad Central de Venezuela.
- Bastidas, Y. M. (2017). *Diagnóstico del sistema de bombeo de Mina Colombia, MINERVEN, Municipio El Callao, Estado Bolívar*. El Callao: Universidad Central de Venezuela.
- Bastidas, Y. M. (2018). *Propuesta de rediseño del manejo de agua de Mina Colombia como aporte a la gestión integral de aguas, municipio El Callao, estado Bolívar*. Caracas: Universidad Central de Venezuela.
- Bellizia, N. P., y Flores J., L. Z. (2010). *El libro del oro de Venezuela*. Caracas: Banco Central de Venezuela.
- Beltran R., L. N., Larrahondo, J. M., y Cobos, D. (2018). *Emerging technologies for tailings disposal: opportunities for Colombian practice*. Medellin: Universidad Nacional de Colombia.
- Bernaola, J., Castilla Gomez, J., y Herrera, J. (2013). *Perforación y voladura de rocas en minería*. Madrid: Departamento de explotaicón de recursos minerales y obras subterráneas.

- Blanco, E. A. (s.f.). Universidad de Cantabria. Recuperado el 15 de 07 de 2019, de https://ocw.unican.es/pluginfile.php/693/course/section/703/13._escombreras_pr esas_residuos.pdf
- Bolinaga I., J. J. (s.f.). *Proyectos de ingeniería hidráulica*. Fundación Polar.
- C., S. M., y G, J. G. (1983). *Cianuración del Mineral de Oro de El Callao*. Obtenido de www.rlmm.org/archives.php?f=/archivos/3%282%29/RLMM%20Art-83V3N2...
- C.V.G. Compañía General de Minería de Venezuela C.A. (2004). *Informe anual 2004*. Venezuela: Ministerio de Industrias Básicas y Minería.
- Cáceres, L. F. (2013). *Determinación de pH en suelos y sedimentos POE3100DI*. Obtenido de https://s026fd7cb24a9b50e.jimcontent.com/download/version/1402773415/module/7295156968/name/POE_pH.pdf
- Calles, B., y Peña , Y. (2000). *Estudio de la flotabilidad de la Pirita aurífera de las colas de la Empresa C.V.G. Minerven, El Callao, mediante flotación en columna*. Caracas: U.C.V.
- Campos A., D. F. (1978). *Intensidades máximas de lluvia para diseño hidrológico urbano en la república mexicana*. Universidad Autónoma de San Luis Potosi.
- Campos, E., y De la Torre, E. (2015). *Estudio de la Detoxificación de Efluentes Cianurados por Oxidación con Dióxido de Azufre, Aire y Catalizadores de Cobre*. Quito, Ecuador: Escuela Politécnica Nacional, Facultad de Ingeniería Química y Agroindustria. Obtenido de https://www.researchgate.net/publication/304013101_Estudio_de_la_detoxificacion_de_efluentes_cianurados_por_oxidacion_con_dioxido_de_azufre_aire_y_catalizadores_de_cobre
- Capone Barraza, M. E. (2016). *Filtros de prensa para relaves*. Santiago de Chile, Chile: Universidad de Chile.
- Carcoa , V., Vallejo, J., y Medvinsky-Roa, G. (s.f.). *Informe sobre la situación de los Relaves Mineros en Chile para ser presentado en el cuarto informe periódico de*

- Chile para el Comité de Derechos Económicos, Sociales y Culturales, perteneciente al consejo Económico Social de la Naciones Unidas.* Recuperado el 07 de 08 de 2019, de https://tbinternet.ohchr.org/Treaties/CESCR/Shared%20Documents/CHL/INT_CESCR_CSS_CHL_20605_S.pdf
- Castillo, A. J. (1995). *Adsorption-Isolation treatment and disposal technology of mine-related contaminats: Study proposal.* Caracas: Universidad Central de Venezuela.
- Chaparro , E. (s.f.). *Comisión Económica para América Latina y el Caribe.* Recuperado el 15 de 10 de 2019, de https://www.cepal.org/ilpes/noticias/paginas/1/35691/Eduardo_Chaparro_definicion_PAM_otros_paises.pdf
- Charrabe, E. (2015). *Propuesta de posible uso del material residual, proveniente de laguna de sedimentación de la planta de clasificación. Empresa: arenera y pedrera Tauro S.A. Tocuyito, estado Carabobo.* Caracas: Universidad Central de Venezuela.
- Chavarro, A., y Quintero, J. C. (2008). *Economía Ambiental y Economía Ecológica:Hacia una visión unificada de la sostenibilidad.* Obtenido de http://www.manizales.unal.edu.co/modules/unrev_ideasAmb/documentos/IAedicion2Art09.pdf.
- Concha, F. (2011). *Manual de Filtración y Separación.* Santiago de Chile: Universidad de Concepción.
- Cossu, R., y Williams, I. (2015). *Urban mining: Concepts, terminology, challenges.* Obtenido de https://www.researchgate.net/publication/283294422_Urban_mining_Concepts_termin
- De la Cruz F., S. E. (2017). *Evaluación del fallo de presas de relaves con el método del árbol de fallos.* Madrid: Universidad Politécnica de Madrid.

- Duque, J. E. (2014). *Análisis multidimensional, operativo y crítico de la omnipresencia del desarrollo sustentable basado en experiencias internacionales, contemplado desde un país latinoamericano con desarrollo humano alto*. Instituto Internacional de Desarrollo y Cooperación (IIDEC).
- Emilio, L. G. (1991). *Minería Química*. España: Instituto tecnológico minero.
- Fine Civil engineering software*. (28 de 08 de 2019). (Fine spol. s r.o) Obtenido de <https://www.finesoftware.es/ayuda-en-linea/geo5/es/tabla-de-factores-de-friccion-de-diferentes-materiales-01/>
- Fleming, C. (07 de 2010). *Euromines*. Obtenido de <http://www.euromines.org/files/publications/cyanide-management-gold-industry-july-2010.pdf>
- García Segura, P. (2013). *Manejo de residuos mineros*. Cámara minera de Mexico.
- García V., M. O. (1999). *Recuperación de oro fino por concentrador knelson a partir de la cola del proceso de beneficio de la mena aurífera de la empresa CVG-Minerven, C.A*. Caracas: Universidad Central de Venezuela.
- Golubova, A. (22 de 10 de 2019). *KITCO*. Obtenido de <https://www.kitco.com/news/2019-10-22/Gold-s-rally-is-over-Copper-to-be-the-star-of-2020-says-Capital-Economics.html>
- Gomez P., P. (2012). *Evaluación de pruebas de espesamiento de relaves en planta piloto*. Valparaiso: Pontificia Universidad Católica de Valparaiso.
- Gonzalez , y Alcalá. (2006). *Contaminación Maturín*. Venezuela.
- González de Vallejo, L. I. (2002). *Ingeniería Geológica*. Madrid: Universidad complutense de Madrid.
- Gonzalez, A. (2008). *Diseño de Metodología para la Identificación de Pasivos Ambientales Mineros En Colombia*. Universidad Nacional de Colombia.
- Gonzalez, S., y Sahores, M. (s.f.). *Impacto ambiental debido al uso de cianuro en la minería a cielo abierto*. San Juan Bosco: Universidad Nacional de la Patagonia. Obtenido de <https://studylib.es/doc/5922099/cianuro---aldeah>

- Greenberg, A. E., Clescerl, L. S., y Eaton, A. D. (1992). *Standard methods for the examination of water and wastewater*. American Public Health Association.
- Guerrero, K. (2009). *Gestión ambiental*. Obtenido de <http://urosarioambiental.blogcindario.com/2009/11/00002-glosario.html>
- Guía ambiental para el manejo de relaves mineros*. (s.f.). Obtenido de <http://www.bvsde.paho.org/bvsacd/cd27/compendio-manejo.pdf>
- Hoek, E., y Brown, E. T. (2 de 07 de 1997). *Estandares para la caracterización geotécnica de Rocas, estructuras y macizos rocosos*. La Serena: Division chuquicamata de CODELCO – Chile. Obtenido de https://www.u-cursos.cl/ingenieria/2007/2/MI46B/1/material_docente/bajar%3Fid_material%3D143138
- Huaña Gonzalez, O. (2015). *Diseño de depósitos de relaves filtrados*. Lima, Perú: Universidad Nacional de Ingeniería.
- Huillcañahui T., R. (2007). *Caracterización de los residuos minero metalúrgicos y su posible uso en barreras de ingeniería*. Ramiro Huillcañahui T: Revista del instituto de investigaciones FIGMME.
- Hurtado, J. M. (2003). *Estudio de la recuperación del oro contenido en la laguna de colas de la Asociación Civil minera Corregente, municipio Sifontes, estado Bolívar*. Caracas: Unversidad Central de Venezuela.
- Ingneiería y Construcción*. (s.f.). Recuperado el 31 de 08 de 2019, de <https://civilgeeks.com/2011/11/30/valores-referenciales-sobre-diferentes-propiedades-de-los-suelos/>
- Instituto Geológico y Minero de España*. (2003). Recuperado el 5 de 08 de 2019, de http://info.igme.es/SidPDF/065000/089/65089_0001.pdf
- Instituto Internacional para el manejo del cianuro. (10 de 2009). *Guía de implementación para el código internacional para el manejo del cianuro*. Obtenido de www.cyanidecode.org:
https://www.cyanidecode.org/sites/default/files/sppdf/Revised%20IG_SP.pdf

- Jimenez, C., Huante, P., y Rincon, E. (2006). *Restauración de minas superficiales en México*. Secretaría de Medio Ambiente y Recursos Naturales.
- Kunt, K., Yildirim, M., Dur, F., Moroydor Derun, E., y Pişkin, S. (2015). *Utilization of Bergama Gold Tailings as an Additive in the Mortar*. Istanbul, Turkey: Faculty of Chemical and Metallurgical Engineering, Yildiz Technical University.
- La Barbera, S. G. (2005). *Control de sedimentos en pequeña minería aurífera en Hoja de Lata Municipio Sifontes, Estado Bolívar*. Obtenido de http://saber.ucv.ve/bitstream/123456789/677/1/Tesis_La_Barbera.pdf
- Laboratorio de técnicas instrumentales UVA. (11 de 12 de 2018). Obtenido de <http://laboratoriotecnicasinstrumentales.es/analisis-quimicos/espectrometra-de-fluorescencia-de-rayos-x>
- Lagos, G., Blanco, H., Torres , V., y Bustos, B. (2002). *Minería, Minerales y Desarrollo Sustentable en Chile*. . Centro de Investigación y Planificación del Medio Ambiente.
- Lara, J. L. (18 de Octubre de 2013). Obtenido de <https://docplayer.es/9447669-Experiencias-de-operacion-de-depositos-de-relaves-espesados-y-filtrados.html>
- Ley orgánica del ambiente N° 5.833*. (2006). Caracas: Asamblea Nacional de la República Bolivariana de Venezuela.
- Ley penal del ambiente*. (16 de 12 de 2011). Asamblea Nacional de la República Bolivariana de Venezuela. Obtenido de http://www.asambleanacional.gob.ve/documentos_leyes/ley-penal-del-ambiente.pdf
- Linarez Gutierrez, N. (s.f.). *Procesamiento de minerales, Mineralurgia I,II y III*. Tacna: Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann.
- Logrotex. (2018). Obtenido de <http://www.logrotex.com/files/descargas/catalogo-geotextil-es.pdf>
- Logsdon, M. J., Hagelstein, K., y Mudder, ,. T. (2001). *El manejo del cianuro*. Obtenido de www.panoramaminero.com.ar/ICMME.pdf

- Logsdon, M. J., Hagelstein, K., y Mudder, T. I. (2001). *El manejo del cinauro en la extracción del oro*. Consejo nacional de metales y medio ambiente.
- Londoño Escobar, J. I., Mujica Boitrago, J., Molano Mendoza, J. C., Cañon Romero, Y., Stella Mosquera, g., Ruiz Solano, V., . . . Gutierrez, H. M. (2010). *Técnicas mineralógicas, químicas y metalúrgicas para la caracterización de menas auríferas*. Bogotá: Instituto Colombiano de Geología y Minería.
- López J, C. R. (2005). *Diseño de un método de explotación para la mina Colombia, CVG Minerven, El Callao, estado Bolívar*. Universidad Central de Venezuela.
- Lucena, A. (10 de 04 de 2018). *YVKE Radio Mundial*. Obtenido de <http://www.radiomundial.com.ve/article/venezuela-instala-tecnolog%C3%ADa-para-eliminar-lagunas-de-colas-aur%C3%ADferas>
- Mantari Camarena, A. (2012). *Diseño de un plan de gestión integrada del manejo de residuos sólidos en minería aurífera, Retamas A.A, Pataz - La Libertad*. Trujillo, Perú: Universidad Nacional de Trujillo.
- Márquez M., O. A. (2005). *Caracterización geomecánica para diseño de sostenimiento en minería subterránea. Un caso de aplicaicón: Nivel , Mina Colombia, El Callao, estado Bolivar. .* Caracas: Universidad Central de Venezuela.
- Medina, J., Jimenez, I., Aguirre, L., Vallejo , S., Tobón R, y Rocha , M. (2001). *Minimización y manejo ambiental de residuos sólidos*. México: Instituno Nacional de Ecología.
- MEFCCA, C. C. (2018). *Diseño de sistemas de captación de escorrentía*. Nicaragua: MEFCCA, CATIE.
- Ministerio de Minería de Chile. (2005). *Ante Proyecto de Ley Sobre Remediación de Pasivos Ambientales Mineros*.
- Ministerio para la transición ecológica, Gobierno de España. (s.f.). Recuperado el 07 de 08 de 2019, de <https://www.miteco.gob.es/es/calidad-y-evaluacion-ambiental/temas/prevencion-y-gestion-residuos/flujos/mineros/>

- Miranda, M., Chambers, D., y Coumans, C. (19 de 10 de 2005). Obtenido de http://www.frameworkforresponsiblemining.org/pubs/Framework_ES_20060601.pdf
- Montes, J. (2001). *Medio Ambiente y Desarrollo Sostenido*. Universidad Pontificia Comillas.
- Montoya, S. (3 de 01 de 2017). *Gidahatari, gestión sostenible dela gua*. Recuperado el 13 de 07 de 2019, de <http://gidahatari.com/ih-es/tutorial-de-descarga-de-datos-de-precipitacion-del-satelite-trmm-desde-nasa-giovanni>
- NASA *Giovanni*, 4.30. (s.f.). Recuperado el 13 de 07 de 2019, de <https://giovanni.gsfc.nasa.gov/giovanni/>
- Nebel, B., y Wright, R. (1999). *Ciencias ambientales: Ecología y desarrollo sostenible*. México: Prentice Hall.
- Normativa ambiental Venezolana relacionada a la actividad industrial. (30 de 12 de 1998). *Decreto 3.091 Gaceta Oficial 5.286*. Asamblea Nacional de la República Bolivariana de Venezuela.
- Oblasser , A., y Chaparro, E. (2008). *Estudio Comparativo de la gestión de los pasivos ambientales mineros en Bolivia, Chile, Perú y Estados Unidos*. Comisión Económica para América Latina y el Caribe.
- Ordaya Melgarejo, I. (2017). *Análisis de las propiedades físicas del suelo, en la estabilidad de talud en el kilómetro 0+807 del sector La Esperanza del Distrito de Pozuzo*. Huancayo, Perú: Universidad Peruana Los Andes.
- Organización de las Naciones Unidas para la Alimentación y la Agricultura*. (s.f.). Obtenido de http://www.fao.org/tempref/FI/CDrom/FAO_Training/FAO_Training/General/x6706s/x6706s09.htm
- Pacheco , P., Vera, A., Alfonso, A., y Bozán, M. (2004). Caracterización, tratamiento y disposición de residuos generados en el procesamiento de minerales "Oro Barita". *Boletín Sociedad Cubana de Geología*, 4(01), 8.

- Piña, A. B. (2002). *Indicadores de sustentabilidad en la toma de decisiones para creación de distritos mineros, aplicados a minería metálica: Au y Fe, en el estado Bolívar*. Caracas: Universidad Central de Venezuela.
- Piña, A. B. (2019). *Propuesta metodológica para el cambio de un programa de estudio de enseñanza por objetivos a enseñanzas por competencias, caso: Laboreo a cielo abierto*. Caracas, Venezuela: Universidad Central de Venezuela (en edición).
- Ramos Avilez, H. V. (2012). *Remoción de cianuro en relaves auríferos utilizando Biochar producido a partir de tallos de Gliricidia sepium*. Cartagena de Indias: Universidad de Cartagena.
- Reyna , E. E., y Reyna, S. M. (2012). Modelos analíticos y numéricos para la determinación de infiltración en presas de material suelto. Análisis de su uso y sensibilidad. Argentina: Universidad Nacional de Córdoba.
- Rhon Dávila, J. H., y Sánchez Mendieta, C. (10 de 02 de 2013). *Construcción de presa de residuos mineros sólidos COMIMACH*. Machala, Ecuador: PMGSA. Obtenido de https://www.academia.edu/attachments/41750944/download_file?st=MTU2ODIyNDA3OCwyMDEuMjExLjE2NC4xMzYsNDIyMjY1MDk%3Dys=swp-toolbar
- Romero, A. A., y Flores , S. R. (2010). *Reuso de relaves mineros como insumo para la elaboración de agregados de construcción para fabricar ladrillos y baldosas*. Lima, Perú: Revista de la Facultad de Ingeniería Industrial.
- Rosales V., J. F. (2014). *Evaluación de sobre costos incurridos por el contratista en la construcción del depósito de relaves de la compañía minera Suyamarca - Ayacucho*. Lima: Universidad Nacional de Ingeniería.
- Sanchez B., J. M., y Vásquez G., A. (2000). *Diseño del flujograma para el procesamiento y recuperación de pirita aurífera proveniente de la laguna de colas de C.V.G. Minerven*. Caracas: Universidad Central de Venezuela.
- Sánchez P., L. A. (2013). *Diseño geotécnico de presas en depósito de relaves*. Lima: Universidad Ricardo Palma.

- Sanchez San Roman, F. J. (s.f.). *Hidrología superficial (III), Relación Precipitación - Escorrentía*. España: Universidad de Salamanca. Obtenido de http://hidrologia.usal.es/temas/Hid_Sup_3.pdf
- Sanchez, L. A. (s.f.). *Blog oficial del Ingeniero Civil Doctor en Ciencias Técnicas Luis Sanchez*. Obtenido de <http://drluisalejandrosanchez.blogspot.com/>
- Sánchez, M. (2006). *Importancia del desarrollo de tecnologías limpias para la industria del cobre*. Concepción: Universidad de Concepción.
- Santambrosio. (2001). *Tecnología y ambiente*. Argentina.
- Seoánez, M. (2000). *Análisis y comparación de tecnologías de remediación para suelos contaminados con metales*. Mundi-Prensa España.
- Servicio Nacional de Geología y Minería. (2018). *Estudios de normativas internacionales de diseño, construcción, operación, cierre y post cierre de depósitos de relaves*. Chile: Ministerio de Minería, Gobierno de Chile.
- SGS, M. S. (s.f.). *Cyanide Destruction*. Obtenido de <https://www.sgs.ru/~media/Global/Documents/Flyers%20and%20Leaflets/SGS-MIN-WA017-Cyanide-Destruction-EN-11.pdf>
- SlideShare*. (Julio de 2006). Obtenido de <https://es.slideshare.net/SergioCastillo47/residuos-mineros>
- SlideShare*. (19 de 05 de 2017). Obtenido de https://es.slideshare.net/AIDA_Americas/estabilidad-de-taludes-mineros
- Smith, A., y Mudder, I. (1991). *The Chemistry and Treatment of Cyanidation Wastes*. Reino Unido: Mining Journal Books, Londres.
- Solorzano H., L. J. (2011). *Propuesta de un plan de emergencia para la laguna de colas II de la Empresa C.V.G. Minerven, el callao estado Bolívar*. Upata: Universidad Experimental de Guayana.
- Soria Carrera, J. (s.f.). *Portal de la Junta de Andalucía*. Recuperado el 07 de 07 de 2019, de

http://www.juntadeandalucia.es/medioambiente/educacion_ambiental/EducamIV/publicaciones/rua16.pdf

- Statzewitch M, J. M. (2017). *Propuesta de planificación a largo plazo para la mina Choco 10, en el bloque Gguasipati – El Callao municipio El Callao estado Bolívar periodo 2017-2021*. Caracas: Universidad Central de Venezuela.
- Suarez Diaz, J. (30 de 08 de 1998). *erosion.com.co Geotecnología S.A.S*. Recuperado el 2019, de <http://www.erosion.com.co/presentaciones/category/21-analisis-y-modelacion-de-deslizamientos.html?download=236:158-5-modelos-matematicosdetaludesydeslizamientos-factor-de-seguridad>
- Telesur. (7 de 03 de 2018). Obtenido de <https://www.telesurtv.net/news/analista-colapso-monedas-modernas-precio-oro--20180307-0017.html>
- The Economist. (21 de 07 de 2015). Obtenido de <https://www.economist.com/the-economist-explains/2015/07/20/why-the-gold-price-is-falling>
- Valdebenito B., A., y Viveros F., K. (1998). *Aspectos técnicos y ambientales de un tanque de relaves*. Pontificia Universidad Católica de Valparaíso.
- Valenzuela Toro, P. (2015). *Sistema de medición de la estabilidad de depósitos mineros de relave frente a la acción eólica, para su recuperación como espacio urbano sostenible. el caos de la ciudad de Copiapó en Chile*. Madrid: Universidad Politécnica de Madrid.
- Vega, A. (1996). *Guía Metodológica de Educación Ambiental para el Recurso Agua*.
- Velásquez, G. E. (2016). *Memoria de los trabajos de autoría colectiva para optar al cargo de profesor asociado*. Caracas: Universidad Central de Venezuela.
- Wiertz, J. (2000). *Gestión de residuos en procesos mineros y metalúrgicos*. Santiago de Chile, Chile: Programa de capacitación en innovación tecnológica para la minería, Cátedra de medio ambiente en minería, Departamento de ingeniería en minas, Facultad de ciencias físicas y matemáticas, Universidad de Chile.
- Yupari, A. (2003). *Pasivos Ambientales Mineros en Sudamérica*. SERNAGEOMIN.

Zamora Echenique, G., Lanza Ferrufino, J., y Arranz Gonzalez, J. (6 de 10 de 2010). *Metodología para la identificación y evaluación de riesgos de pasivos ambientales mineros con fines de priorización para su remediación*. Bolivia. Obtenido de http://www.revistasbolivianas.org.bo/pdf/mamym/n5/n5_a04.pdf